

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

ESCOLA DE ENGENHARIA

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

Diogo Peixoto Cordova

Guilherme Silva de Souza

Letícia Fernanda Thomé

Paulo Roberto Guimarães Mello

Roberto Quadros Menin

**Estudo de Pré-Viabilidade de um**

**Depósito mineral de Zn-Pb**

Porto Alegre, Janeiro de 2013

Diogo Peixoto Cordova

Guilherme Silva de Souza

Letícia Fernanda Thomé

Paulo Roberto Guimarães Mello

Roberto Quadros Menin

**Estudo de Pré-Viabilidade de um**

**Depósito mineral de Zn-Pb**

Relatório apresentado como pré-requisito para  
obtenção de grau no Curso de Engenharia de  
Minas na Universidade Federal do Rio Grande  
do Sul.

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Porto Alegre, Janeiro de 2013

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

ESCOLA DE ENGENHARIA

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

DIOGO PEIXOTO CORDOVA

GUILHERME SILVA DE SOUZA

LETÍCIA FERNANDA THOMÉ

PAULO ROBERTO GUIMARÃES MELLO

ROBERTO QUADROS MENIN

Estudo de Pré-Viabilidade de um

Depósito mineral de Zn-Pb

Este Relatório foi julgado adequado para obtenção da aprovação na disciplina ENG05536 Projeto de Diplomação necessária para conclusão do curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

---

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Orientador

Porto Alegre

2013

## **Agradecimentos**

Agradecemos principalmente aos nossos familiares, que talvez nem sempre presentes, estiveram sempre em nossos pensamentos nas horas mais difíceis e certamente em nossos momentos de glória.

Aos nossos mestres e professores, sempre preocupados em transmitir a nós seus mais profundos conhecimentos acadêmicos, bem como suas experiências e opiniões do mundo no qual recém participamos.

Aos nossos amigos, familiares escolhidos por nós, que estiveram ao nosso lado, nas horas de estudo ou nas horas de diversão, todos imensuravelmente importantes, nosso eterno agradecimento.

## **Resumo**

Estudos de pré-viabilidade almejam avaliar conceitualmente a exequibilidade econômica e técnica de um projeto no ramo da mineração. O primeiro passo ao receber um banco de dados é a verificação cuidadosa do mesmo para que não ocorram erros durante a realização do projeto. Através dos dados geológicos e sua consequente modelagem podemos visualizar o desenho do depósito. A decisão de utilizar dois modelos geológicos distintos, trás consigo a obrigação de que esses domínios sejam tratados de maneira diferente. Do depósito sabe-se que as litologias presentes na mina são representadas por três unidades distintas. Cada método de lavra possui um layout característico, alguns sendo mais elaborados e outros nem tanto. O desmonte de rochas deve garantir a taxa de avanço das equipes de desenvolvimento, taxa de produção da mina e material com granulometria aceitável. Os equipamentos são fundamentais para o funcionamento da mina, e devem estar preparados para absorverem qualquer mudança no regime de produção e desenvolvimento. É sabido, que o beneficiamento demanda altos investimentos, além de contar com um custo operacional alto. Por isso, deve-se procurar dimensionar uma planta enxuta, sempre evitando gastos desnecessários, e buscando o correto uso dos equipamentos. A atividade mineira envolve uma série de riscos no que diz respeito à sua economicidade. A sua viabilidade deve ser avaliada constantemente durante o projeto, desde a pesquisa geológica, até a lavra propriamente dita.

## Índice de figuras

Figura 1 - Localização da mina de Morro Agudo.....	15
Figura 2- Localização da Província Tocantins no território brasileiro.....	17
Figura 3 - Interpretação Geológica do depósito de Morro Agudo(Neves, L.P) .....	20
Figura 4 - Banco de Dados (parcial). .....	21
Figura 5 - Vista superior da topografia e Collar. ....	22
Figura 6 - Histograma litologia SAD, variável Zn. ....	23
Figura 7 - Histograma litologia SAD, variável Pb.....	24
Figura 8 - Histograma litologia DAR, variável Zn.....	24
Figura 9 - Histograma litologia DAR, variável Pb.....	25
Figura 10 - Histograma litologia BDOL, variável Zn.....	25
Figura 11 - Histograma litologia BDOL, variável Pb. ....	26
Figura 12 - Histograma litologia DOL, variável Zn.....	26
Figura 13 - Histograma litologia DOL, variável Pb.....	27
Figura 14 - Histograma litologia NS, variável Zn. ....	27
Figura 15 - Histograma litologia NS, variável Pb. ....	28
Figura 16 - Análise de contato SAD x DAR, variável Zn.....	29
Figura 17 - Análise de contato SAD x DAR, variável Pb. ....	30
Figura 18 - Análise de contato DAR x BDOL, variável Zn.....	30
Figura 19 - Análise de contato DAR x BDOL, variável Pb.....	31
Figura 20 - Orientação dos furos, Norte-Sul.....	32
Figura 21 - Orientação dos furos, Oeste-Leste.....	32
Figura 22 - Exemplo de uma seção (9).....	33
Figura 23 - Sólido Low Grade e topografia do terreno. ....	33
Figura 24 - Sólido High Grade e topografia do terreno.....	34
Figura 25 - Dimensões do sólido.....	34
Figura 26 - Inclinação do sólido (26 graus).....	34
Figura 27 - Domínios geológicos considerados na modelagem. ....	36
Figura 28 - a) Histograma dos teores de Zinco ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, na litologia DARDOL (High Grade). b) Histograma dos teores de Chumbo ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, também na mesma lito.....	37
Figura 29- a) Histograma dos teores de Zinco ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, na litologia BDOL (Low Grade). b) Histograma dos teores de Chumbo ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, também na mesma litologia. ....	37
Figura 30-a) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia DARDOL (High Grade). b) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia BDOL (Low Grade). ....	39
Figura 31- a) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia DARDOL (High Grade) depois de compositada para 2m. b) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia BDOL (Low Grade) depois de compositada para 4m.....	40
Figura 32 - Exemplo prático do método das células móveis. Cada amostra em uma das células, vai receber um peso, que é inversamente proporcional ao número de amostras que caem na mesma célula.....	41
Figura 33 - Gráfico da média desagrupada versus o tamanho de célula adotado. ....	41
Figura 34- a) Histogramas dos teores de Zinco, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras, para a litologia DARDOL (High Grade). b) Histogramas dos teores de Chumbo, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras para a litologia DARDOL (High).....	42
Figura 35-a) Histogramas dos teores de Zinco, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras, para a litologia BDOL (Low Grade). b) Histogramas dos teores de Chumbo, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras para a litologia BDOL (Low Grade).....	42
Figura 36 - Gráfico ScatterPlot entre a variável Zinco e a variável Chumbo do depósito, para a litologia DARDOL. Foi verificado uma baixa correlação entre as amostras. ....	43
Figura 37 - Gráfico ScatterPlot entre a variável Zinco e a variável Chumbo do depósito, para a litologia BDOL. Foi verificado uma baixa correlação entre as amostras. ....	44

Figura 38 - Histogramas dos teores de Zinco, demonstrando diminuição do valor máximo de 31.7% para 16.8% após a composição dos dados. ....	45
Figura 39 - Correlograma Omni-direcional para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foi inferido um efeito pepita (Nugget effect) de 5% da variância dos dados. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	47
Figura 40 - Correlograma Omni-direcional para a variável Chumbo, na litologia DARDOL. Foi inferido um efeito pepita (Nugget effect) de 5% da variância dos dados. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	47
Figura 41 - Correlograma direcional da maior direção de continuidade para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	48
Figura 42 - Correlograma direcional da menor direção de continuidade para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	48
Figura 43 - Correlograma direcional da direção intermediária de continuidade para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	49
Figura 44 - Correlograma direcional da direção de maior continuidade para a variável Zinco, na litologia BDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	49
Figura 45 - Correlograma direcional da direção de menor continuidade para a variável Zinco, na litologia BDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	50
Figura 46 - Correlograma direcional da direção intermediária de continuidade para a variável Zinco, na litologia BDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas. ....	50
Figura 47 - Seção transversal dos corpos geológicos, demonstrando a aderência do modelo de blocos adotado, além dos sub-blocos com os sólidos. ....	52
Figura 48 - Elipsóide de busca, com seus eixos definidos pelos correlogramas direcionais. ....	52
Figura 49 - Histograma dos blocos estimados por Krigagem Ordinária, para a litologia DARDOL, e para as variáveis Chumbo e Zinco. ....	53
Figura 50 - Histograma dos blocos estimados por Krigagem Ordinária, para a litologia BDOL, e para as variáveis Chumbo e Zinco. ....	53
Figura 51 - - Nesta imagem dos dois modelos, pode-se visualizar facilmente os teores de Zinco produzidos. Bem como as zonas mais ricas, com teor de 2 a 20%. ....	54
Figura 52 - Nesta imagem dos dois modelos, pode-se visualizar facilmente os teores de Chumbo produzidos. Bem como as zonas mais ricas, com teor de 2 a 20%. ....	54
Figura 53 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Zinco, com os teores estimados de Zinco nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia DARDOL (High Grade). ....	55
Figura 54 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Chumbo, com os teores estimados de Chumbo nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia DARDOL (High Grade). ....	55
Figura 55 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Zinco, com os teores estimados de Zinco nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia BDOL (Low Grade). ....	56
Figura 56 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Chumbo, com os teores estimados de Chumbo nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia BDOL (Low Grade). ....	56
Figura 57 - Seções transversais dos sólidos, onde pode ser visualizada a aderência dos teores estimados nos blocos, com os teores originais dos furos de sondagem, para a variável Zinco. ....	57
Figura 58 - Nesses dois Histogramas, pode-se perceber que a média do erro da Krigagem foi de 0.05 para o Zinco e de 0.01 para o Chumbo. O que nos leva a crer que a estimativa não foi tendenciosa, para os parâmetros adotados na Krigagem. ....	58
Figura 59 - Quantificação de recursos pelo método do alcance do correlograma, dividido em três classes. ....	59
Figura 60 - Curva de parametrização para o Zinco, mostrando a reserva conforme o teor de corte adotado. ....	60
Figura 61 - Curva de parametrização para o Chumbo, mostrando a reserva conforme o teor de corte adotado. ....	61
Figura 62 - Ferramenta <i>Mining Method Selection</i> ....	64
Figura 63 - Sublevel Stopping. ....	65
Figura 64 - Sublevel Stopping. ....	65
Figura 65 - Recuperação de Pilares. ....	66
Figura 66 - Relação Custo e Produção ....	66
Figura 67 - Regiões dos Stopes ....	71
Figura 68 - Aderência dos Stopes 1. ....	71
Figura 69 - Aderência dos Stopes 2. ....	71
Figura 70 - Superposição dos Stopes de Zn e Pb ....	72
Figura 71 - Layout dos Painéis ....	76
Figura 72 - Rampa de acesso e painel E2 ....	77

Figura 73 - Shaft e painéis de lavra .....	77
Figura 74- Acesso aos painéis de lavra .....	78
Figura 75 - Elementos da Mina .....	79
Figura 76 - Seções nos Stopes .....	80
Figura 77 - Ciclo Operacional .....	82
Figura 78 - Seção Retangular 5x5.....	84
Figura 79- LHD modelo LH205L-M .....	92
Figura 80 - LHD modelo LH205L-M – Vista Lateral.....	93
Figura 81 - LHD modelo LH205L-M – Vista Superior.....	93
Figura 82 - Truck Modelo Atlas Copco 413B.....	94
Figura 83 - – Truck Modelo Atlas Copco 413B – Vista Lateral.....	95
Figura 84 - Truck Modelo Atlas Copco 413B – Vista Superior .....	95
Figura 85 - Atlas Copco Boltec 235 – Vista Lateral.....	99
Figura 86 - Atlas Copco Boltec 235 – Alcance .....	99
Figura 87- - Atlas Copco Cabletec LC – Vista Lateral .....	100
Figura 88 - Atlas Copco Jumbo Boomer 282– Vista Lateral.....	100
Figura 89 - Atlas Copco Jumbo Boomer 282– Vista Superior.....	101
Figura 90 - Sandvik Perfuratriz Tophammer DL 331–5C – Vista Lateral .....	101
Figura 91 - Sandvik Perfuratriz Tophammer DL 331–5C – Vista Lateral e Superior .....	102
Figura 92 - Pá Carregadeiro Volvo L121E.....	102
Figura 93 - Fluxograma da Planta de Beneficiamento .....	110
Figura 94 - Seleção do Britador Primário .....	111
Figura 95- Curva Granulométrica .....	112
Figura 96 - Seleção do Britador Primário .....	115
Figura 97.....	117
Figura 98.....	117
Figura 99.....	118
Figura 100.....	119
Figura 101.....	119
Figura 102.....	121
Figura 103.....	122
Figura 104.....	123
Figura 105.....	123
Figura 106.....	124
Figura 107 – Diâmetro do ciclone x Capacidade .....	124
Figura 108 – Efeito da pressão de Alimentação sobre a capacidade do ciclone. ....	125
Figura 109 – Efeito da % de sólidos sobre a capacidade .....	125
Figura 110 - Balanço de Massas do circuito do Chumbo .....	128
Figura 111 - Balanço de massas para o zinco .....	129
Figura 112 - Filtro de Discos.....	131
Figura 113 - Cálculo da razão de filtragem.....	131
Figura 114 - Dimensionamento Filtro Chumbo.....	132
Figura 115 - Dimensionamento Filtro Zinco. ....	133
Figura 116 - Preço histórico do chumbo .....	135
Figura 117 - Preço histórico do chumbo .....	135
Figura 118 – VPL x Preço.....	145
Figura 119 – VPL x Recuperação. ....	146
Figura 120 – VPL x Teor de Chumbo. ....	146
Figura 121 – VPL x Teor de Zinco.....	147
Figura 122 – VPL x Investimento. ....	147



## Índice de Tabelas

Tabela 1 - Tabela resumo das principais características .....	18
Tabela 2 - Estatística dos dados.....	22
Tabela 3 - Litologias.....	23
Tabela 4 - Definição das litologias entre estéril/minério.....	31
Tabela 5 - Volume e teor médio do sólido.....	35
Tabela 6 - Teores médios agrupados e desagrupados, para cada uma das variáveis, nas duas litologias .....	43
Tabela 7 - Tabela comparativa com os dois domínios e as duas variáveis, onde pode-se verificar a variação do teor médio produzido pela Krigagem Ordinária, com o teor médio desagrupado original das amostras .....	57
Tabela 8- Tabela comparativa entre a mudança do número de amostras no elipsóide de busca, mostrando a variância de krigagem produzida e o número de blocos com teores negativos. ....	58
Tabela 9 - Tabela de quantificação de recursos para o domínio High Grade, produzidos pelo método do alcance do correlograma, dividido em três classes. ....	60
Tabela 10 - Classificação Geomecânica.....	62
Tabela 11 - Resultados da Classificação Geomecânica .....	63
Tabela 12 - Parâmetros Geomecânicos SAD.....	63
Tabela 13 - Parâmetros Geomecânicos BDOL.....	63
Tabela 14 - Parâmetros Geomecânicos DAR.....	63
Tabela 15 - Média Móvel Zinco - 7 anos.....	67
Tabela 16 - Média Móvel Zinco - 6 anos.....	67
Tabela 17 - Média Móvel Zinco - 5 anos.....	67
Tabela 18 - Média Móvel Chumbo - 7 anos .....	68
Tabela 19 - Média Móvel Chumbo - 6 anos .....	68
Tabela 20 - Média Móvel Chumbo - 5 anos .....	68
Tabela 21 - Preço de venda adotado - Zn e Pb.....	69
Tabela 22 - Custos estimados - MAFMINE .....	69
Tabela 23 - BCOG - Zn e Pb.....	69
Tabela 24 - Parâmetros de busca – MSO .....	70
Tabela 25 - Densidades de Minério e Estéril.....	72
Tabela 26 - Avaliação da Reserva.....	73
Tabela 27 - Avaliação das Regiões .....	73
Tabela 28 – Produção ROM .....	74
Tabela 29 – Gradiente e Raio de Curvatura das Galerias .....	76
Tabela 30 - Kilometragem e Seções do desenvolvimento.....	79
Tabela 31 - Operações durante os turnos .....	81
Tabela 32 - Tempos de Ciclo .....	82
Tabela 33 - Parâmetros do Plano de Fogo - Galerias Retangulares .....	84
Tabela 34 - Parâmetros do Plano de Fogo - Galerias Abauladas.....	85
Tabela 35 - Plano de Fogo - Stopes.....	86
Tabela 36 - Qualidade do Maciço .....	87
Tabela 37 - Resultado do Tempo de auto-sustentação .....	87
Tabela 38 - Valor Q para o maciço .....	88
Tabela 39 - Dimensão equivalente.....	88
Tabela 40 - Tempos de Ciclo .....	91
Tabela 41 - Número de Ciclos por hora.....	92
Tabela 42 – Velocidade dos Truck com a caçamba vazia e cheia.....	96
Tabela 43 - Plano Lavra e frota dos Truck's.....	97
Tabela 44 - Plano de Lavra e Frota dos Truck's para estéril.....	98
Tabela 45 - Produção Anual .....	108
Tabela 46- Manual Mtso para britadores de mandíbulas de 1 eixo .....	112
Tabela 47 - Seleção do Fator A .....	113
Tabela 48 - Seleção do Fator B.....	113
Tabela 49 - Seleção do Fator D.....	114
Tabela 50 - Condição de Capacidade do britador .....	116

Tabela 51.....	116
Tabela 52.....	120
Tabela 53.....	122
Tabela 54 - Reagentes utilizados no circuito do chumbo.....	126
Tabela 55 - Reagentes utilizados no circuito do zinco.....	126
Tabela 56 – Tempo para flotação de zinco e chumbo.....	130
Tabela 57 - Dimensionamento da célula para o chumbo.....	130
Tabela 58 - Dimensionamento da célula para o zinco.....	130
Tabela 59- Média do preço do chumbo dos últimos 4 anos.....	135
Tabela 60- Média do preço do chumbo dos últimos 4 anos.....	136
Tabela 61 - Custos com Pesquisa Geológica e Estudos de Engenharia.....	136
Tabela 62 - Custos de desenvolvimento.....	137
Tabela 63 - Custos de Lavra.....	138
Tabela 64 - Custos de beneficiamento.....	138
Tabela 65 - Outros custos.....	138
Tabela 66 - Custos em desenvolvimento (ton).....	139
Tabela 67 - Custos com funcionários.....	139
Tabela 68 - Custo de Equipamentos de lavra.....	140
Tabela 69 - Custo adicionais de lavra.....	140
Tabela 70 - Custos de Beneficiamento.....	141
Tabela 71 - Custos com impostos.....	141
Tabela 72 - Cubagem do estéril (Pré-produção).....	143
Tabela 73 - Cubagem do estéril (Durante a produção).....	143
Tabela 74 - Fluxo de Caixa.....	144
Tabela 75 - Cash Flow.....	144

## Índice de Equações

Equação 1- Função Correlograma.....	45
Equação 2 - Função Benefício .....	66
Equação 3- Equação de Taylor .....	74
Equação 4 - Cálculo do RMR.....	88
Equação 5 - Cálculo do tamanho de Concha .....	90
Equação 6 - Cálculo do N° de passes .....	94
Equação 7 - Tempo de Carga.....	96
Equação 8 .....	118
Equação 9 .....	120

## Sumário

1 INTRODUÇÃO .....	14
2 LOCALIZAÇÃO .....	14
3 ARCABOUÇO GEOLÓGICO .....	16
3.1 Contexto Geológico .....	16
3.2 Geologia do depósito.....	17
3.3 Geometria dos Corpos Mineralizados .....	18
4 BANCO DE DADOS .....	21
4.1 Histogramas .....	23
4.1.1 Litologia SAD .....	23
4.1.2 Litologia DAR .....	24
4.1.3 Litologia BDOL .....	25
4.1.4 Litologia DOL .....	26
4.1.5 Litologia NS.....	27
5 MODELAGEM GEOLÓGICA.....	29
5.1 Análise de Contato .....	29
5.2 Litologias .....	31
5.3 Seções Geológicas.....	32
5.4 Sólido.....	33
5.4.1 Dimensões .....	34
5.4.2 Inclinação .....	34
5.4.3 Volume e Teor.....	35
6 Avaliação do depósito.....	36
6.1 Modelagem de teores .....	36
6.2 Análise exploratória dos dados.....	37
6.3 Composição dos dados .....	38
6.4 Desagrupamento .....	40
6.5 Correlação entre variáveis.....	43
6.6 Tratamento dos dados .....	44
6.7 Continuidade espacial .....	45
6.8 Definição de dimensão de blocos .....	51
6.9 Parâmetros de Krigagem .....	52

6.10 Estimativa de teores .....	53
6.11 Validação .....	54
6.12 Quantificação de recursos .....	59
7 Classificação geomecânica do maciço rochoso .....	62
7.1 Parâmetros Geomecânicos .....	63
7.2 Definição do Método de Lavra.....	64
7.2.1 Sublevel Stopping.....	64
O sublevel stopping possui um desenvolvimento relativamente complexo e consiste na abertura de <i>drift's</i> durante o trabalho nos stopes. A perfuração é feita em leque e a lavra em recuo, de modo que o reforço no <i>hanging wall</i> é fundamental para a estabilidade do stope. Dependendo da altura do stope o número de subníveis pode variar.....	64
Algumas vantagens do método é o seu moderado custo de lavra, sua baixa exposição a condições inseguras para os trabalhadores, compatibilidade à mecanização e alta produtividade. Porem algumas das desvantagens seria o desenvolvimento lento e complexo, método não seletivo, grandes furações necessitando de alinhamento cuidadoso e grandes desmontes. ....	64
7.3 Definição do Teor de Corte .....	66
A função benefício é capaz de nos determinar o destino dos blocos, ou seja, através de uma análise econômica definimos se ele irá ser destinado à planta de beneficiamento ou a pilha de estéril. A fórmula se relaciona com os seguintes parâmetros: .....	66
7.4 Localização e Avaliação dos Stopes.....	69
7.5 Regime de Produção de Vida Útil .....	74
8 Desenvolvimento .....	75
8.1 Sequenciamento de Lavra .....	80
Para sequenciar o desenvolvimento, foi utilizado o <i>software</i> Mine2-4d®, o qual dividimos o desenvolvimento em trechos de 50 metros determinando assim, uma atividade, esta que sendo avaliada contra o modelo de blocos nos resulta em informações de tonelagem e teor. Estas atividades foram linkadas definindo suas dependências (antecessores e predecessores) de modo que a sequencia de abertura das galerias obedeçam esta ordem. O mesmo foi realizado para sequenciar os stopes atribuindo uma sequencia de produção, ou seja, primeiramente se produz em 2 stopes ao mesmo tempo sendo o próximo passo recuperar o <i>rib Pillar</i> que se encontra entre eles. ....	80
A fim de se obter informações mais detalhadas dos avanços da produção nos stopes, estes foram seccionados simulando um avanço, assim, cada seção significa uma atividade que resulta nas informações de teor e massa produzidas durante uma frente de lavra.....	80
8.2 Regime de Trabalho .....	80
8.3 Ciclo Operacional .....	81
9 DESMONTE DE ROCHAS .....	83
9.1 Suporte de teto .....	86

9.1.1 Auto-Sustentação .....	86
10 DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS .....	90
10.1 LHD's.....	90
10.2 Truck's.....	94
10.3 Dimensionamento da Frota .....	96
10.4 Movimentação de Estéril .....	98
10.4.1 LHD's .....	98
10.4.2 Truck's .....	98
10.5 Equipamentos para Suporte .....	99
10.5.1 Perfuratriz Jumbo .....	100
10.5.2 Perfuratriz <i>TopHammer</i> .....	101
10.5.3 Pá Carregadeira.....	102
11 VENTILAÇÃO .....	103
12 PLANO DE LAVRA .....	106
13 BENEFICIAMENTO.....	110
13.1 Britagem Primária.....	111
13.2 Britagem Secundária.....	115
13.3 Peneira em Circuito Fechado com HP300 .....	118

# 1

## INTRODUÇÃO

---

Os estudos de pré-viabilidade visam avaliar conceitualmente a exequibilidade econômica e técnica de um projeto no ramo da mineração, neste caso um depósito de Chumbo e Zinco. O projeto engloba desde a parte de descrição geológica do empreendimento passando pelas partes de modelagem geológica, avaliação geoestatística, planejamento de lavra, beneficiamento até a capitalização do produto através da venda do estéril e principalmente do nosso minério de interesse.

Por se tratar de uma atividade de riscos constantes a viabilidade de um projeto deve ser avaliada frequentemente de forma a aumentar ao máximo o valor do produto. Em estudos de pré-viabilidade devemos prever o comportamento do projeto com relação ao futuro, não bastando apenas verificar a viabilidade do projeto, torna-se extremamente necessário avaliar os prós e dificuldades. Ao deparar-se com negativas é necessário buscar todos os cenários possíveis para reverter tais conjunturas.

# 2 LOCALIZAÇÃO

Com o intuito de realizar o nosso projeto o mais próximo da realidade possível, foi necessário localizar o nosso projeto em alguma região do nosso planeta que se adequasse às informações recebidas. Para tal foi necessário verificar os dados do nosso depósito (litologias, teores) para que encontrássemos a localização mais precisa, para utilizarmos as informações geológicas do local encontrado.

Dentro das possibilidades encontradas, para um depósito mineral de Zinco e Chumbo, encontramos a mina de Morro Agudo situada a 45 quilômetros da cidade de Paracatu, noroeste do estado de Minas Gerais.

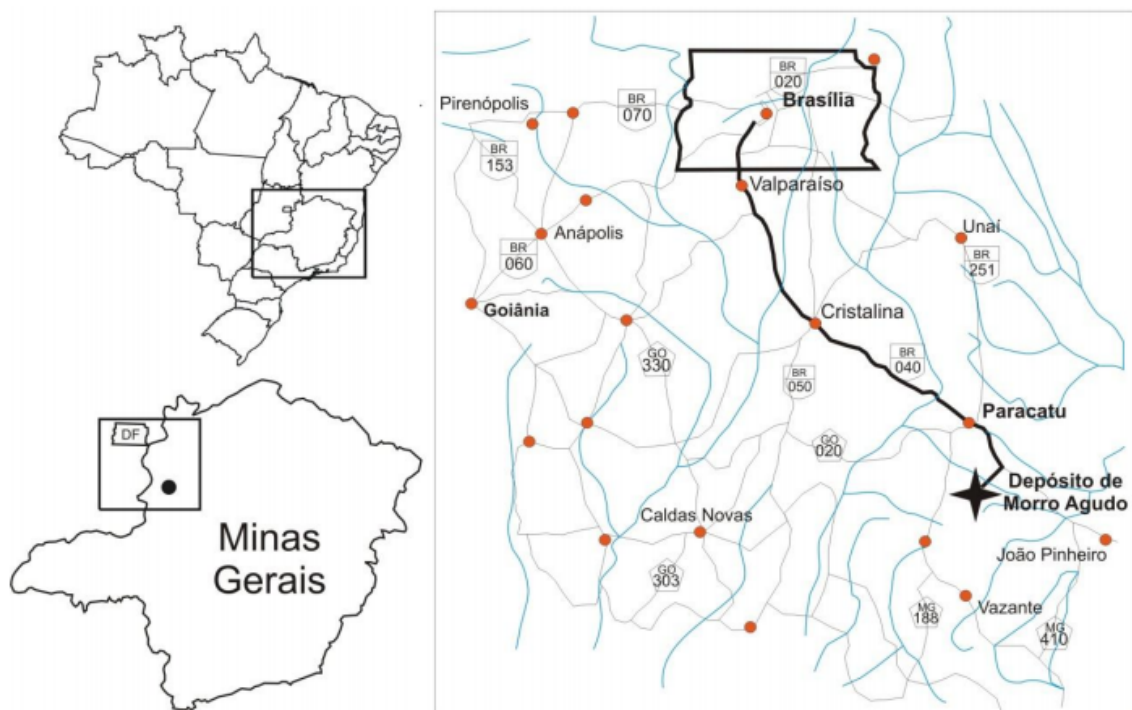


Figura 1 - Localização da mina de Morro Agudo

A mineração em Morro Agudo atualmente é feita pela empresa Votorantim Metais.



# 3

## ARCABOUÇO GEOLÓGICO

---

### 3.1 Contexto Geológico

O depósito mineral de morro agudo está localizado na província Tocantins que é compartimentada. O depósito de Morro Agudo está inserido na Província Tocantins (figura 2), que é compartimentada em três faixas proterozóicas dobradas: Faixa Araguaia (à oeste), Faixa Paraguai (à sudoeste) e Faixa Brasília (à leste). A Faixa Brasília ocorre nas margens oeste e sudoeste do Cráton do São Francisco e compreende terrenos Arqueanos a Neoproterozóicos, nas Zonas Interna e Externa. A Zona Interna abarca terrenos Arqueanos, Mesoproterozóicos e Paleoproterozóicos de origem e evolução incerta: Bloco Crixás-Goiás, Terreno Almas-Natividade, sequências Campinorte e Silvânia, Suíte Jurubatuba e os complexos máfico ultramáfico acamadados e suas correspondentes sequências metavulcano-sedimentares. A Zona Externa corresponde à sequências metassedimentares dobradas e metamorfizadas durante o Neoproterozóico, compreendendo os Grupos Araxá, Bambuí, Canastra, Ibiá, Paranoá, Serra da Mesa e Vazante. A orogênese Brasileira deu origem à atual configuração tectônica da Faixa Brasília com metamorfismo progressivamente mais intenso para oeste.

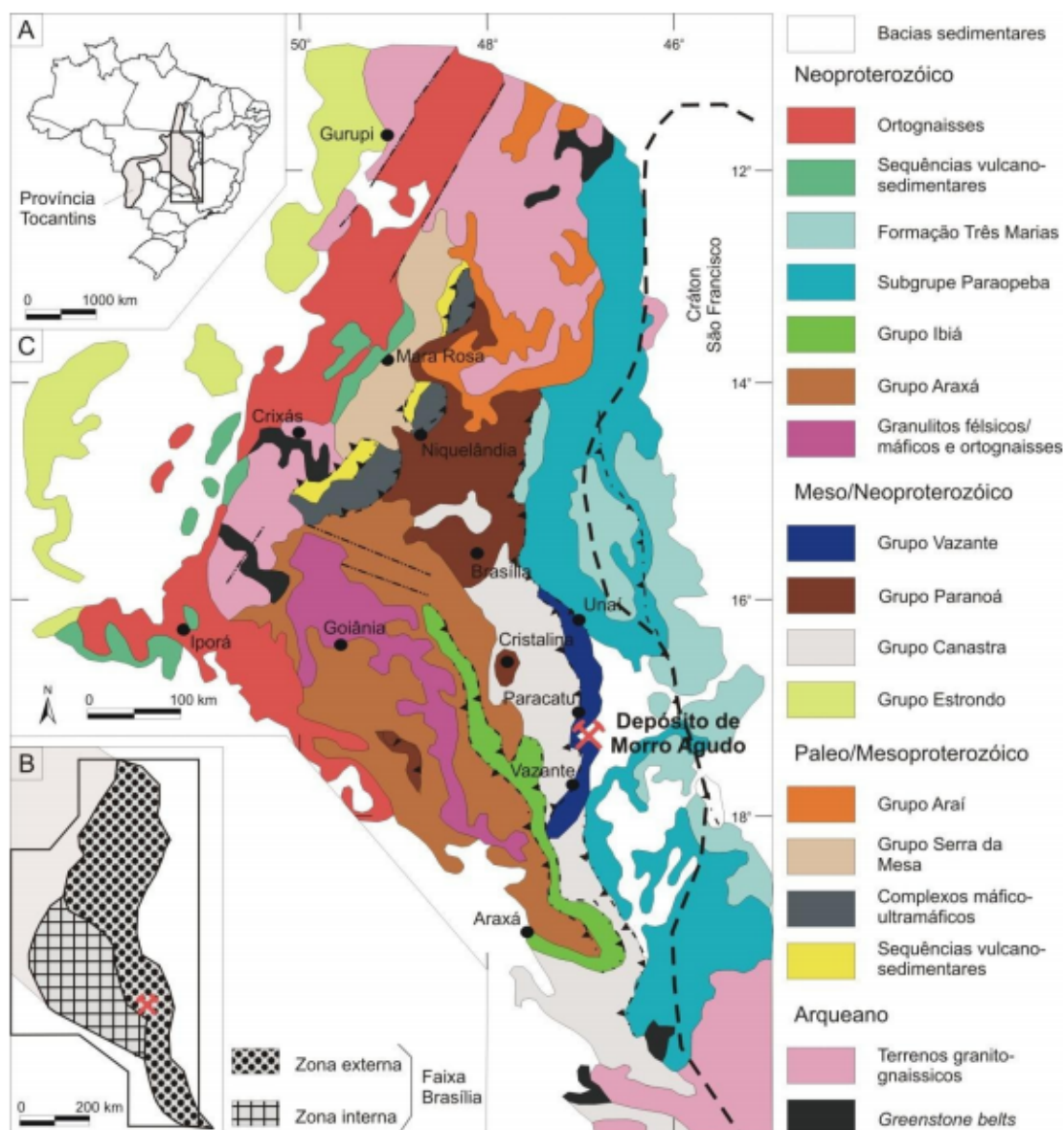


Figura 2- Localização da Província Tocantins no território brasileiro.

### 3.2 Geologia do depósito

A Formação Morro do Calcário na área do depósito de Morro Agudo é composta predominantemente por dolomitos laminados e brechas, enquanto os estromatólitos amplamente presentes no restante da formação são restritos a camadas de poucos metros de espessura. Os litotipos do depósito são divididos em quatro unidades da base para o topo (tabela 1); (1) brecha cinza claro de matriz dolomítica, com clastos angulosos de dolomito (por vezes estromatolítico) que variam entre 10 centímetros e 2 metros de comprimento. Essa unidade é nomeada brecha dolomítica (BDOL); (2) brecha cinza claro de matriz dolarenítica fina a média, com clastos de dolomitos

laminados e maciços e dolarenito menores que 10 cm, conhecida como brecha dolarenítica (BDAR); (3) dolarenito cinza claro intraclástico, oolítico, oncolítico e peloidal, denominado dolarenito (DAR); (4) marga dolomítica cinza, com laminação milimétrica, denominada sequência argilo-dolomítica (SAD) na mina. A tabela 1.1 resume as principais características das rochas da Formação Morro do Calcário na área do depósito de Morro Agudo.

Unidade	Contato com unidade inferior	Localização e morfologia	Texturas dos corpos mineralizados	Mineralogia
SAD	Brusco	Topo da sequência	-	Dolomita; Quartzo; Pirita; Galena; Esfalerita; Calcita
DAR	Gradual	Ocorre continuamente na porção intermediária do depósito e hospedado em lente dentro do SAD, na porção superior do depósito.	Cimentação, substituição e remobilização tectônica	Esfalerita; Pirita; Galena; Barita; Dolomita; Quartzo; Calcita; Fluorita; Ankerita
BDAR	Gradual	Disposto de maneira contínua no depósito na transição entre DAR e BDOL.	Brechação, cimentação e remobilização tectônica	Esfalerita; Pirita; Galena; Barita; Dolomita; Quartzo; Calcita; Fluorita; Ankerita
BDOL	Brusco	Camada contínua	Brechação, cimentação e remobilização tectônica	Esfalerita; Pirita; Galena; Barita; Dolomita; Quartzo; Calcita; Fluorita; Ankerita

Tabela 1 - Tabela resumo das principais características

### 3.3 Geometria dos Corpos Mineralizados

O depósito de Zn-Pb Morro Agudo compreende corpos sulfetados stratabound concordantes, além de remobilizações não concordantes, em dolarenitos e brechas intraformacionais da Formação Morro do Calcário, Grupo Vazante. A zona mineralizada orienta-se N15°E na porção norte da jazida e tende a N70°E na porção sul, mergulhando 20°W. O conjunto dos corpos mineralizados conhecidos possuem,

aproximadamente. O depósito é limitado à nordeste pela Falha Principal, onde se encontra em contato com dolomitos estromatolíticos estéreis. O limite oeste é indefinido. A ausência de mineralização a sul pode indicar tanto diluição gradual de teores com o distanciamento da zona central do depósito quanto o abatimento do minério por falhas de grande rejeito. A geometria e teores dos corpos de minério e as atuais condições econômicas limitam a viabilidade do depósito a cerca de 800 metros de profundidade. O envelope do depósito inclui não apenas os corpos de minério, mas também rocha estéril. Os corpos de minério são separados uns dos outros por intervalos estéreis de dolarenito estratificado, nos níveis superiores e intermediários, e por brechas estéreis nos níveis inferiores. Os níveis sulfetados ocorrem como lentes stratabound concordantes em dolarenito e subordinadamente em brechas dolomítica e dolarenítica, além de ocorrerem preenchendo estruturas tectônicas tardias (falhas/fraturas). O depósito de Morro Agudo apresenta corpos de minério com paragênese e mineralogia similares hospedadas em diferentes litologias. Para determinar as principais características desses envelopes de minério, eles foram agrupados segundo rocha encaixante, morfologia, textura da mineralização e paragênese sulfetada.

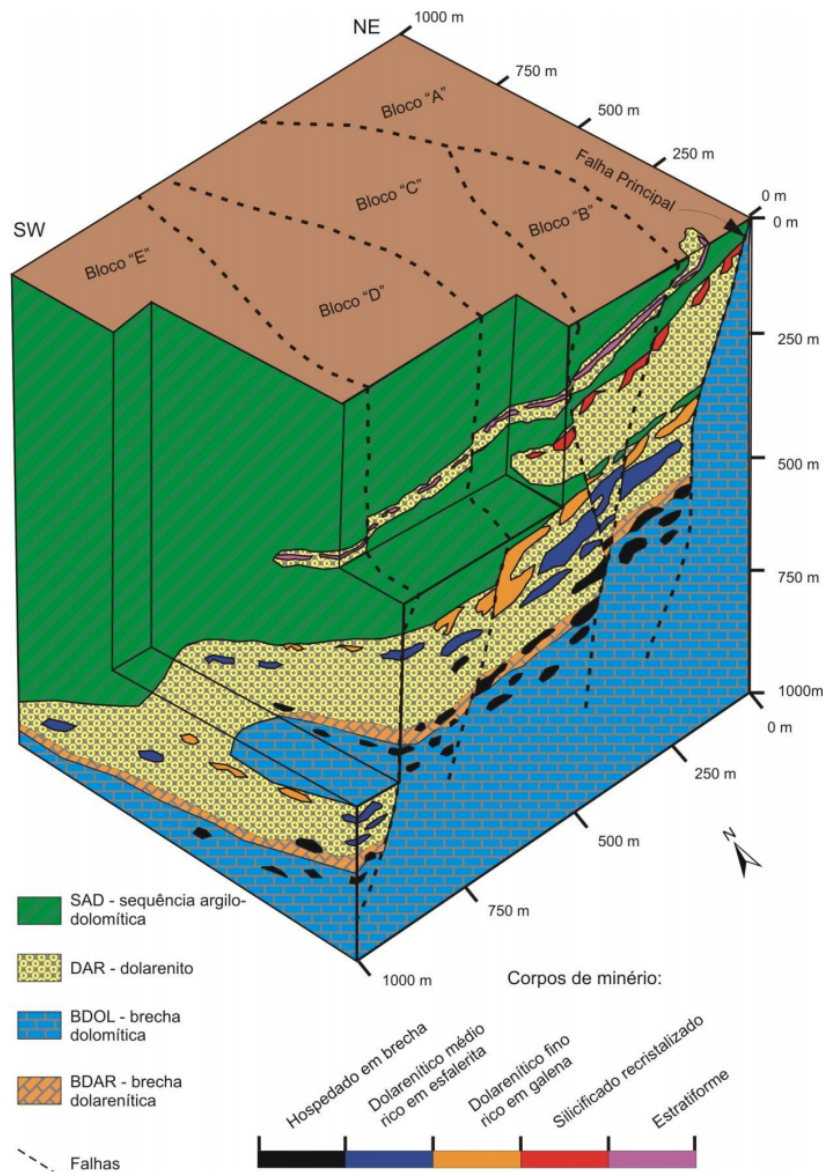


Figura 3 - Interpretação Geológica do depósito de Morro Agudo (Neves, L.P)

# 4 BANCO DE DADOS

Para dar início ao projeto de pré-viabilidade foi fornecido ao grupo, pelo orientador do projeto, dois arquivos:

- holes\_sup.dm
- contours.dxf

O arquivo *holes\_sup.dm* estava com todos os dados necessários para o projeto compostos e pronto para ser carregado diretamente no software CAE Mining Studio 3°, e visualizados em 3D. Já o segundo arquivo refere-se a parte da topografia do terreno, onde o depósito está locado e foi importado juntamente no Studio 3°, para posteriormente gerar um DTM.

RECORD	X (N)	Y (N)	Z (N)	BHID (A12)	LENGTH (N)	AO (N)	BO (N)	ZN (N)	PB (N)
1	2549.909912	-1600.071045	569.309326	F10264	10	347.000488	89.900093	0.95	0.23
2	2549.9021	-1600.036987	559.308716	F10264	10	347.000092	89.700104	0.95	0.23
3	2549.885986	-1599.968994	549.308899	F10264	10	347.000092	89.500107	0.95	0.23
4	2549.863037	-1599.866943	539.309814	F10264	10	347	89.300087	0.95	0.23
5	2549.831055	-1599.730957	529.311523	F10264	10	347	89.100067	0.95	0.23
6	2549.791992	-1599.561035	519.313782	F10264	10	347	88.900047	0.95	0.23
7	2549.745117	-1599.355957	509.316589	F10264	10	347	88.700043	0.95	0.23
8	2549.689941	-1599.118042	499.320007	F10264	10	346.999908	88.500031	0.95	0.23
9	2549.626953	-1598.845947	489.323792	F10264	10	346.999908	88.300034	0.95	0.23
10	2549.556885	-1598.540039	479.328094	F10264	10	346.999908	88.100037	0.95	0.23
11	2549.480957	-1598.199951	469.333313	F10264	10	348.706207	87.905693	0.95	0.23
12	2549.416016	-1597.822998	459.340607	F10264	10	351.690308	87.712059	0.95	0.23
13	2549.36499	-1597.410034	449.349487	F10264	10	354.203491	87.513191	0.95	0.23
14	2549.329102	-1596.959961	439.359894	F10264	10	356.341187	87.310272	0.95	0.23
15	2549.305908	-1596.473022	429.371704	F10264	10	358.177094	87.104134	0.95	0.23
16	2549.298096	-1595.949951	419.38501	F10264	10	0.285679	86.905357	0.95	0.23
17	2549.312012	-1595.394043	409.400513	F10264	10	2.632322	86.711167	0.95	0.23
18	2549.350098	-1594.803955	399.418213	F10264	10	4.715194	86.513077	0.95	0.23
19	2549.412109	-1594.182007	389.437988	F10264	10	6.571723	86.310387	0.95	0.23
20	2549.498047	-1593.526001	379.459991	F10264	10	8.233574	86.104263	0.95	0.23
21	2549.602051	-1592.832031	369.483795	F10264	10	7.860418	85.805077	0.95	0.23
22	2549.693115	-1592.072021	359.513092	F10264	10	5.872855	85.410721	0.95	0.23
23	2549.764893	-1591.23999	349.548706	F10264	10	4.200707	85.011703	0.95	0.23
24	2549.820068	-1590.337036	339.590393	F10264	10	2.776686	84.60907	0.95	0.23
25	2549.855957	-1589.363037	329.637909	F10264	10	1.550808	84.203644	0.95	0.23
26	2549.885986	-1588.319946	319.69101	F10264	10	3.04461	83.826897	0.95	0.23
27	2549.981934	-1587.217041	309.752289	F10264	10	6.799678	83.458992	0.95	0.23

Figura 4 - Banco de Dados (parcial).

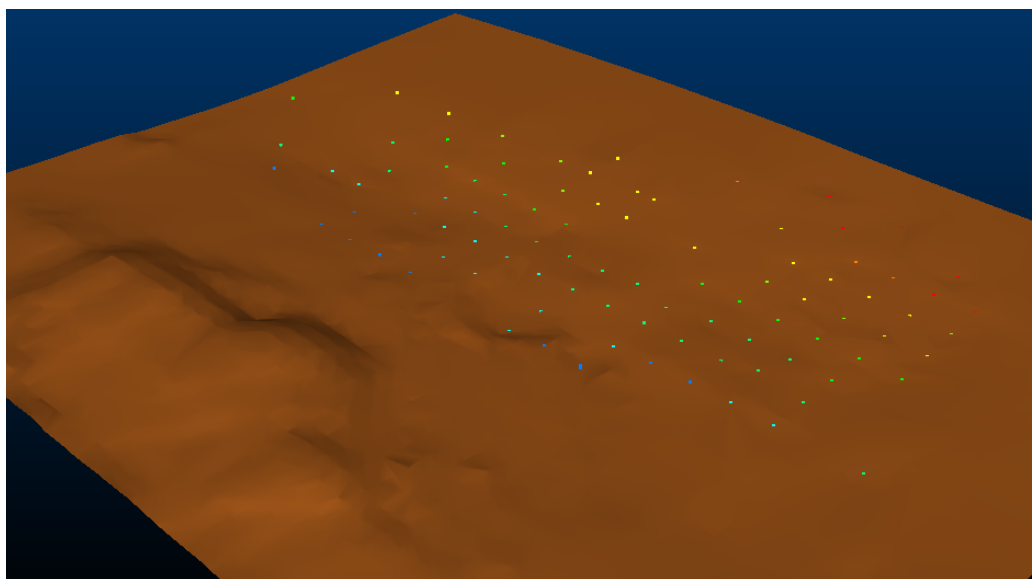
O primeiro passo ao receber um banco de dados é a verificação cuidadosa do mesmo para que não ocorram erros durante a realização do projeto. Por se tratar de uma planilha com milhares de dados, eventualmente ocorrem erros referente à duplicata de furos, teores e comprimentos errados, erros de coordenadas de início e fim de furo, verificação da ausência de dados. Ao final desta verificação executar as correções necessárias, quando possíveis.

Com o banco de dados validado podemos analisar as estatísticas mais importantes provenientes do nosso depósito em estudo.

	Zinco (Zn)	Chumbo (Pb)
Número de Furos	96	96
Número de Amostras	6518	6518
Número de Litologias	5	5
Teor Médio	1,4918	0,4345
Teor Mínimo	0	0
Teor Máximo	31,68	18,7
Variância	4,1218	1,3647
Desvio Padrão	2,0302	1,1682
Malha Amostral	100m x 100m	

**Tabela 2 - Estatística dos dados.**

Carregando o arquivo dos furos compostos juntamente com a topografia através do software Studio 3®, obtemos a seguinte imagem:



**Figura 5 - Vista superior da topografia e Collar.**

Como visto anteriormente, na descrição geológica, as nossas amostras estão divididas em litologias. Inicialmente temos cinco litologias, sendo que uma delas não é especificada, que através de suas características definirão o nosso depósito. São elas:

Sigla	Significado
SAD	Sequência argilo-dolomítica
DAR	Dolarenito
BDOL	Brecha dolomítica
DOL	Dolomito
NS	Not Specified

Tabela 3 – Litologias do depósito mineral.

## 4.1 Histogramas

O histograma, uma das principais técnicas utilizadas na análise exploratória dos dados, é a representação gráfica da distribuição de frequências de uma determinada medição, gráfico composto geralmente por retângulos justapostos onde a base de cada um deles corresponde ao intervalo de classe e a sua altura a respectiva frequência. Apresentaremos a seguir os histogramas separados por litologia e também por variável, no nosso caso para zinco e para chumbo.

### 4.1.1 Litologia SAD

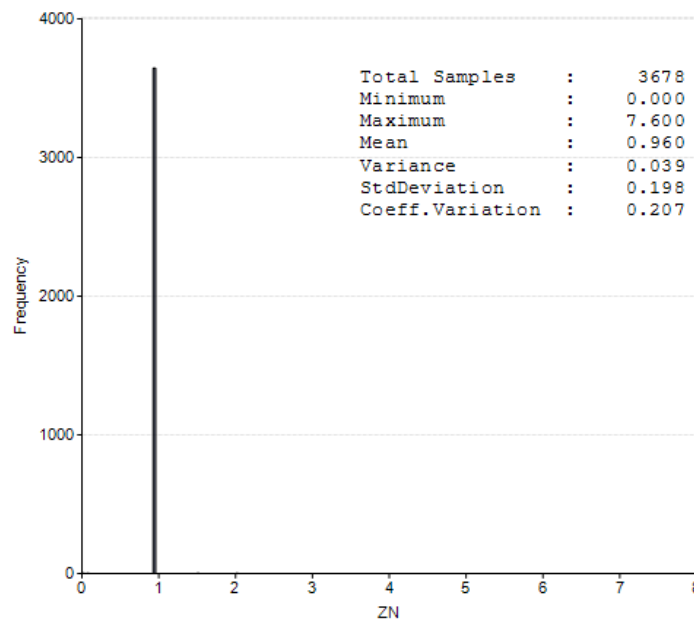


Figura 6 - Histograma litologia SAD, variável Zn.



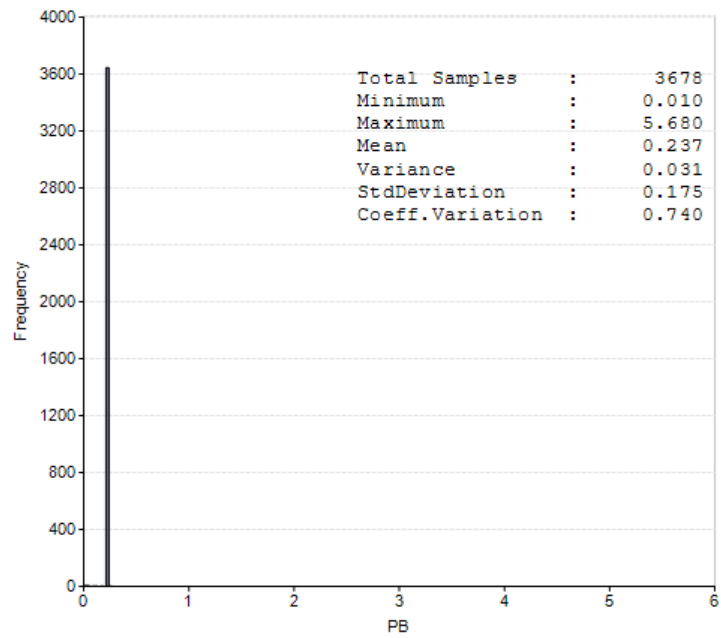


Figura 7 - Histograma litologia SAD, variável Pb.

#### 4.1.2 Litologia DAR

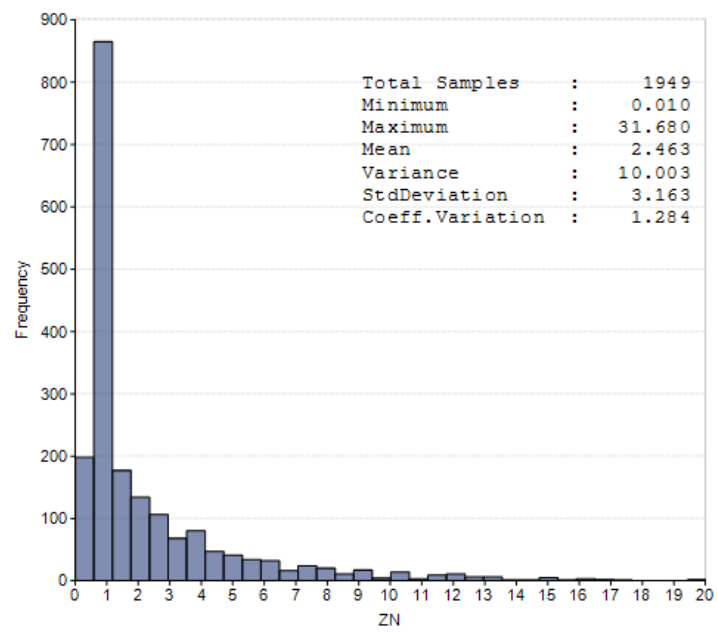


Figura 8 - Histograma litologia DAR, variável Zn.

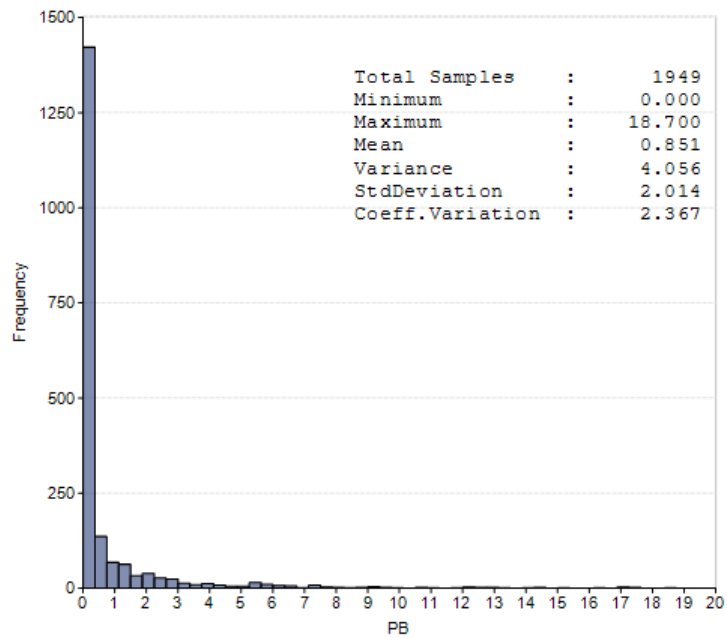


Figura 9 - Histograma litologia DAR, variável Pb.

#### 4.1.3 Litologia BDOL

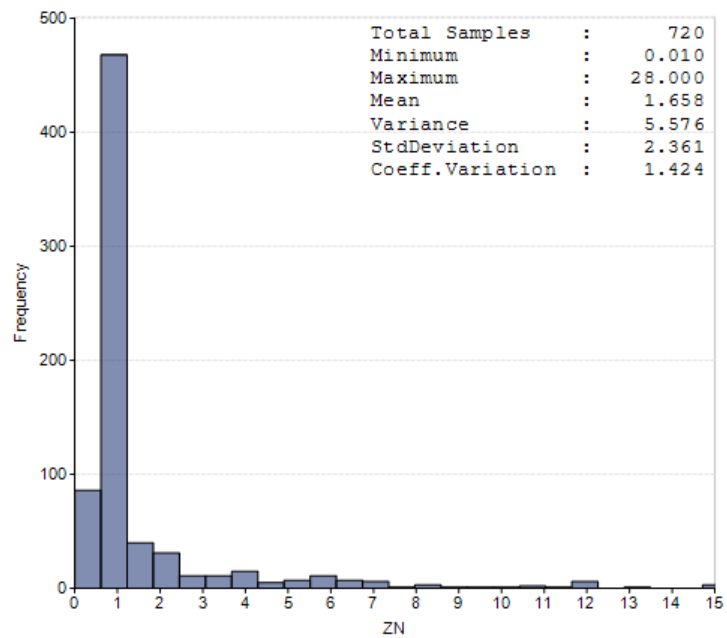


Figura 10 - Histograma litologia BDOL, variável Zn.

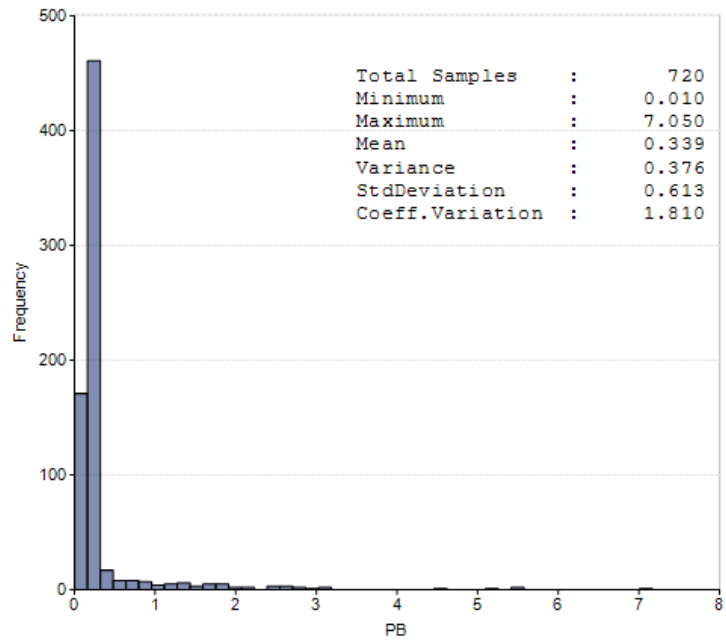


Figura 11 - Histograma litologia BDOL, variável Pb.

#### 4.1.4 Litologia DOL

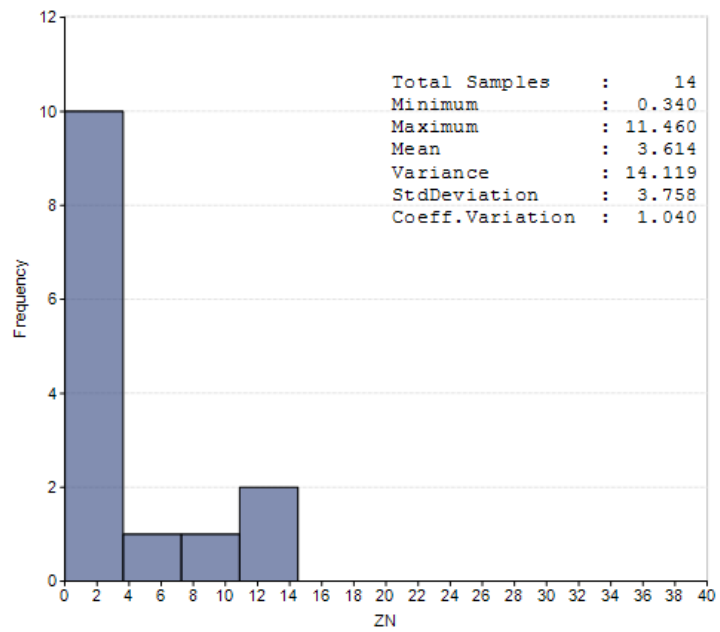


Figura 12 - Histograma litologia DOL, variável Zn.

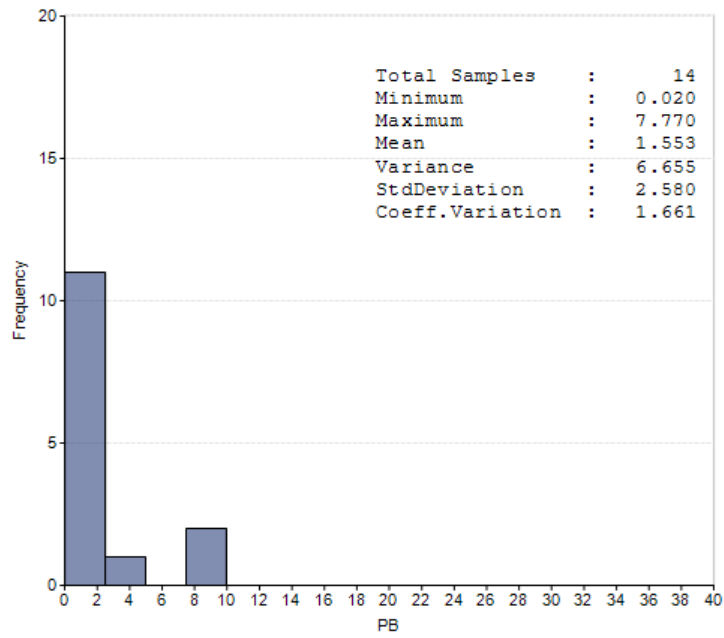


Figura 13 - Histograma litologia DOL, variável Pb.

#### 4.1.5 Litologia NS

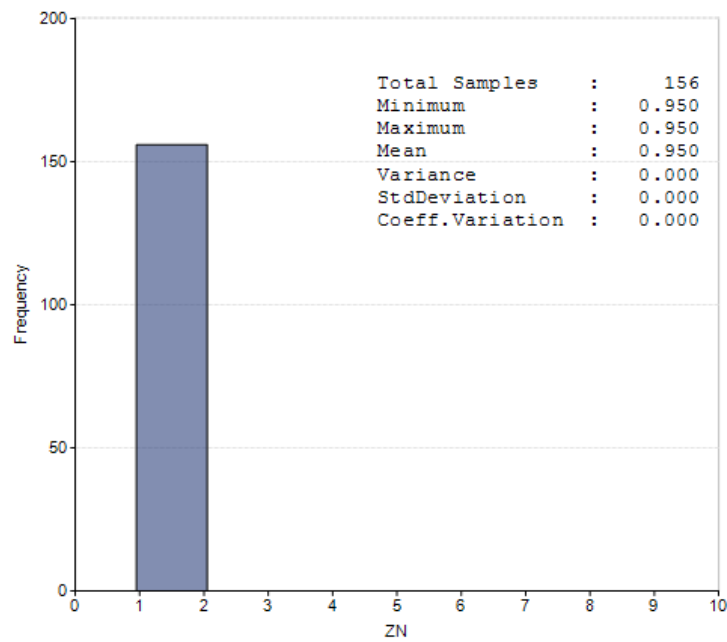
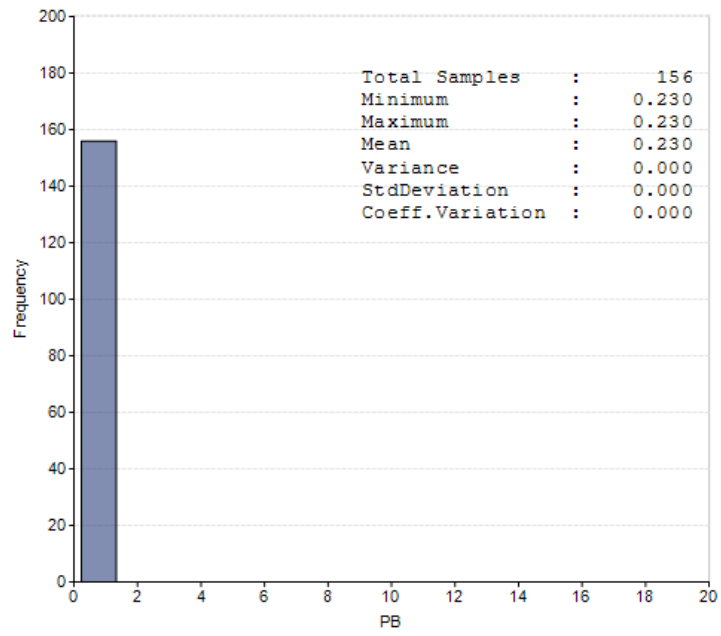


Figura 14 - Histograma litologia NS, variável Zn.



**Figura 15 - Histograma litologia NS, variável Pb.**

# 5

## MODELAGEM GEOLÓGICA

### 5.1 Análise de Contato

Como desejamos modelar o nosso depósito, visando identificar as partes de interesse temos de tomar a decisão de como iremos modelar nosso sólido. Existem duas opções, a modelagem por teor ou a modelagem por litologia, para isso utilizaremos um script (Marcel Bassani) utilizado no software SGeMS, que utiliza-se da análise de contato, ou seja, do comportamento dos teores no contato entre as litologias. Uma mudança brusca nos teores, no contato, significa uma descontinuidade ou que a mineralização não ocorreu da mesma forma. Caso ocorra essa mudança significa que devemos modelar nosso sólido por litologias. Contrário a isso, quando há uma mudança suave nos teores próximos ao contato, devemos modelar o sólido por um teor de corte pré-estabelecido. Para verificação foi realizado a análise de contato entre as litologias SAD x DAR e entre as litologias DAR x BDOL, tanto para zinco quanto para chumbo.

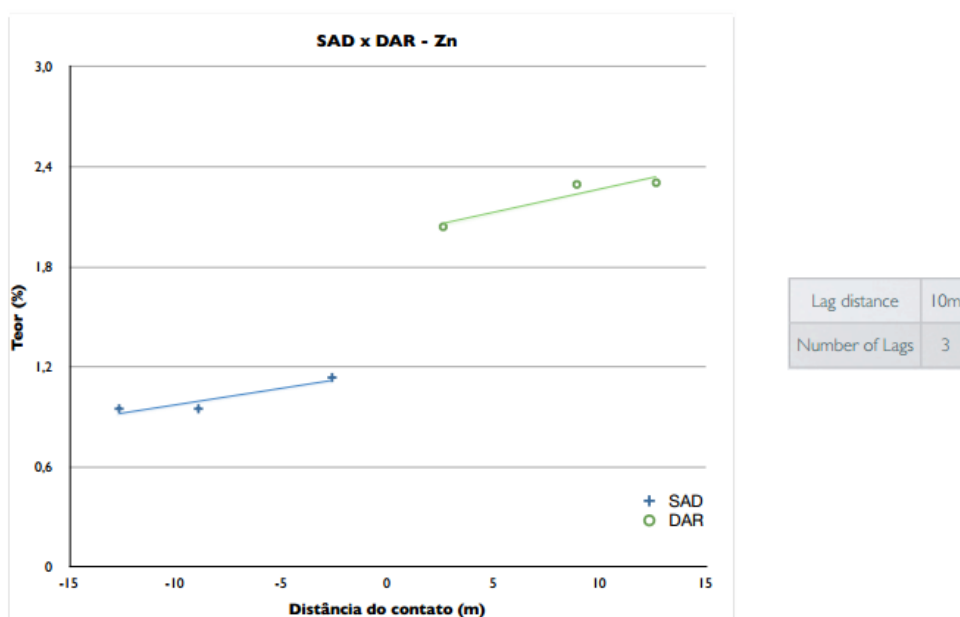
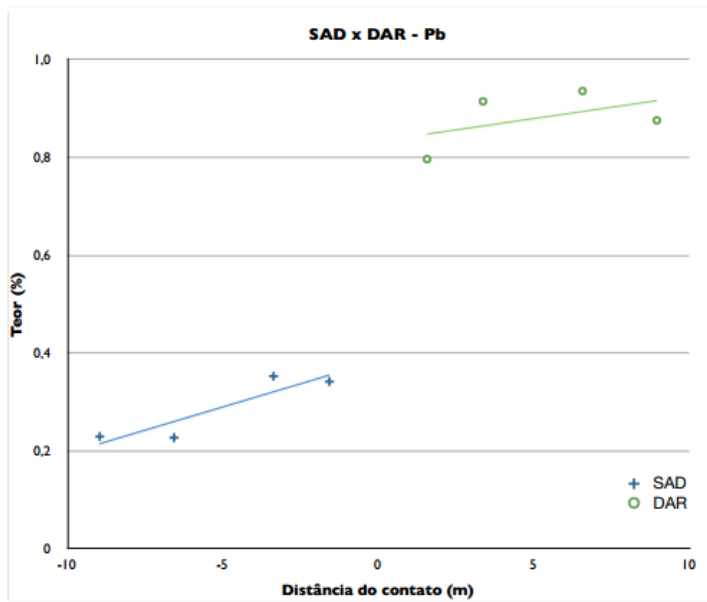
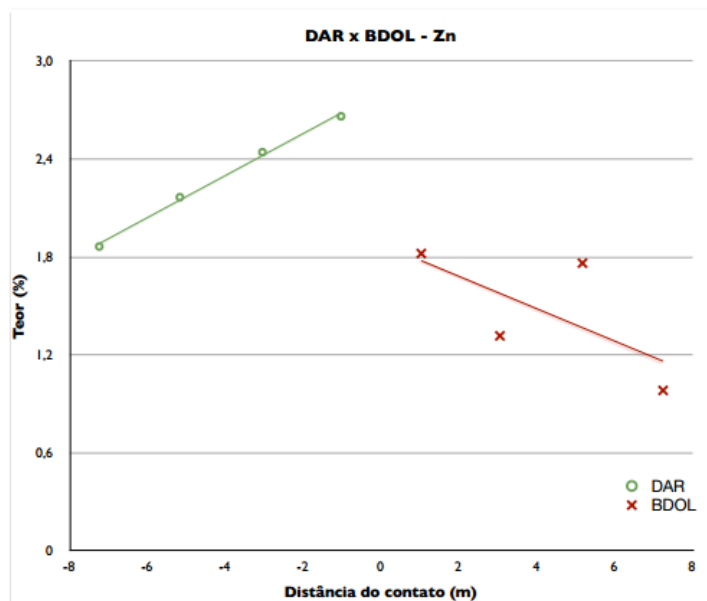


Figura 16 - Análise de contato SAD x DAR, variável Zn.



Lag distance	5m
Number of Lags	4

Figura 17 - Análise de contato SAD x DAR, variável Pb.



Lag distance	4m
Number of Lags	4

Figura 18 - Análise de contato DAR x BDOL, variável Zn.

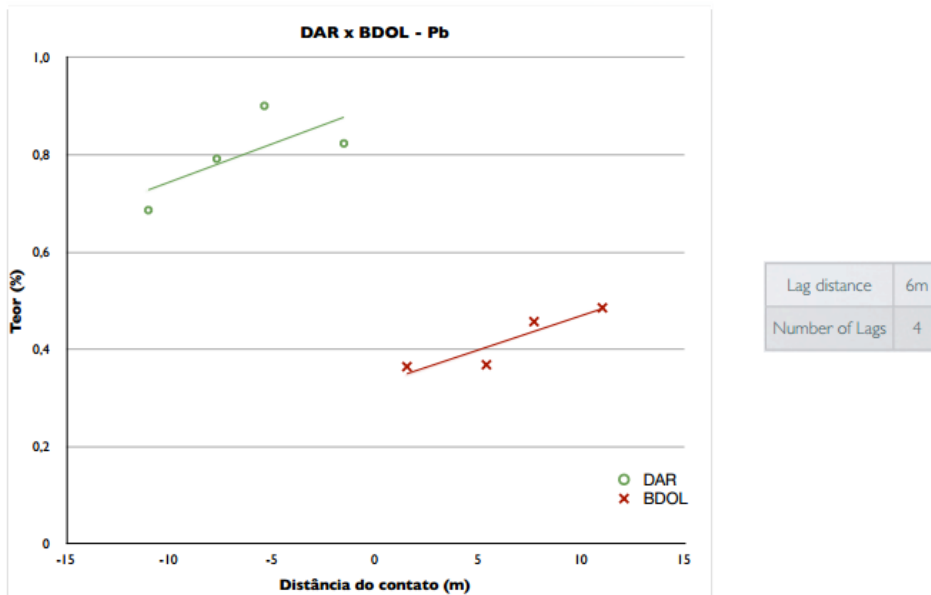


Figura 19 - Análise de contato DAR x BDOL, variável Pb.

Verificamos com a análise que os teores no contato entre as litologias são bruscos, logo a modelagem por litologia pode ser utilizada.

## 5.2 Litologias

A escolha da modelagem por litologias nos leva a realizar uma análise mais detalhada de cada litologia, pois há a possibilidade de união de litologias, definição de qual, ou quais, farão parte do nosso modelo de interesse, bem como quais serão definidas como estéril.

Litologia	Teor Zn (%)	Teor Pb (%)	Definição		
SAD	0.96	0.24	Estéril	DAR	Medium Grade
DAR	2.46	0.85	Minério		
BDOL	1.66	0.34	Minério	DOL	High Grade
DOL	3.61	1.55	Minério		
NS	0.95	0.23	Estéril	BDOL	Low Grade

Tabela 4 - Definição das litologias entre estéril/minério.

Verificando mais a fundo o banco de dados recebido, verificamos que a litologia DOL é composta de apenas quatorze amostras tornando inviável a modelagem da mesma unicamente. Diante esta situação resolvemos que as litologias DOL e DAR fariam parte do high grade, e BDOL se manteria como a nossa litologia low grade.



### 5.3 Seções Geológicas

Para definição da orientação das nossas seções foi necessário uma análise sobre a inclinação dos furos de sondagem. Foi verificado que todos os furos inclinam de sul para norte, logo essa será a orientação das nossas seções. Caso realizássemos o desenho de seções orientadas de leste a oeste poderíamos perder alguma parte do furo, ou as dimensões do furo não estariam de acordo com a realidade, devido à inclinação.

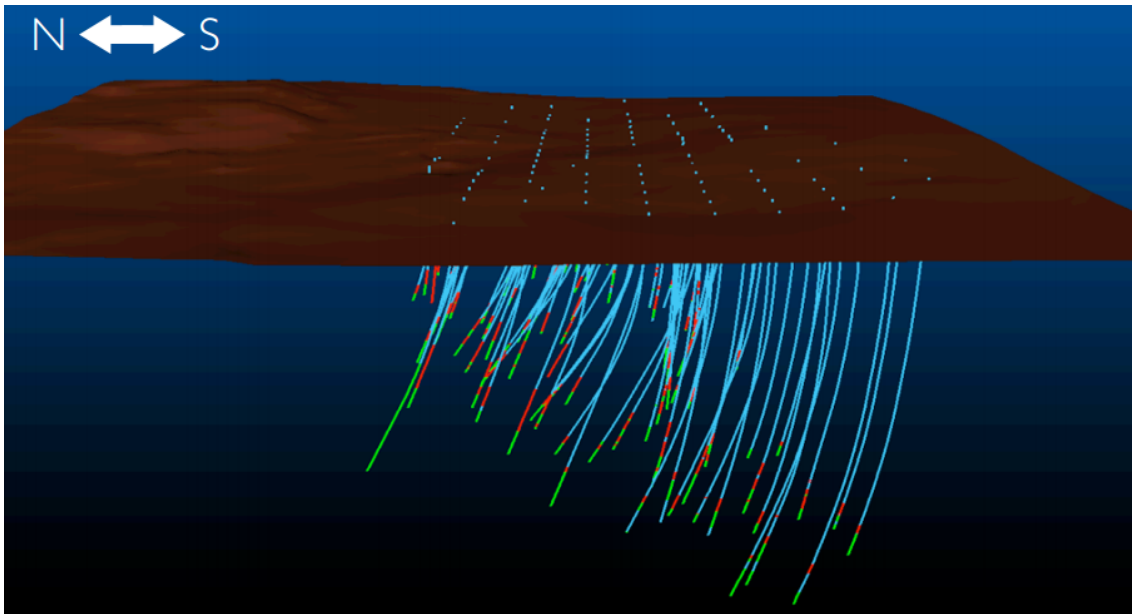


Figura 20 - Orientação dos furos, Norte-Sul.

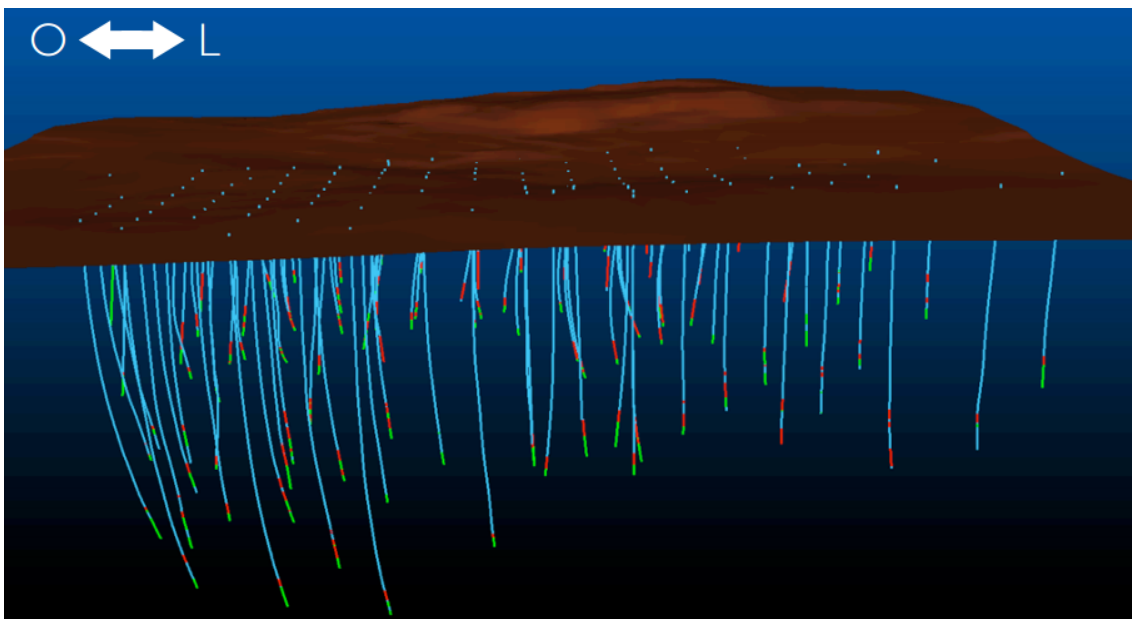


Figura 21 - Orientação dos furos, Oeste-Leste.

Nesta orientação definida, ficamos com um número de 19 seções a serem desenhadas, primeiro em strings e após isso, conectando as strings para gerar o sólido. Como definimos que a modelagem será por litologia, possuiremos dois sólidos ao final deste procedimento de desenho e criação. Para esta operação utilizamos continuamente o Datamine® Studio 3.

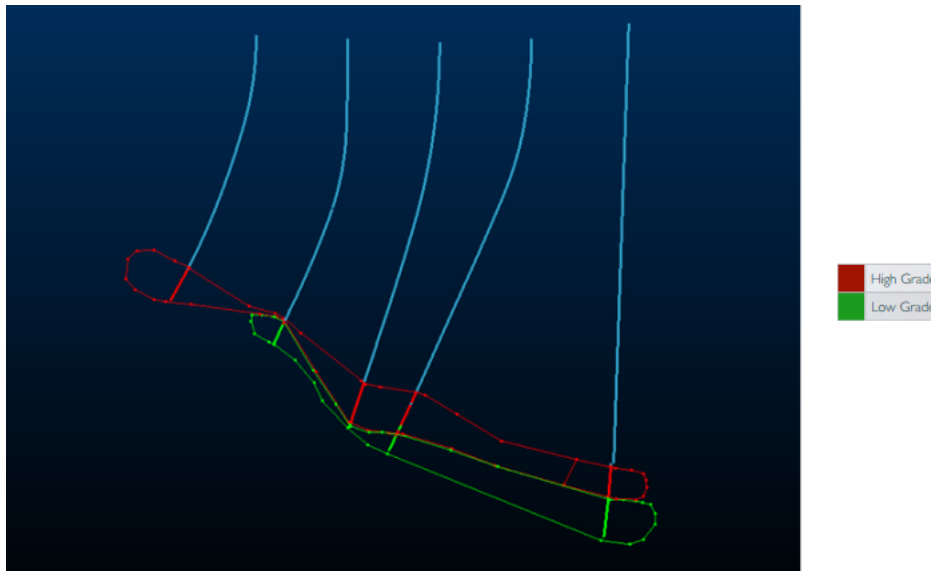


Figura 22 - Exemplo de uma seção (9).

Para cada uma das 19 seções, criou-se uma string para o high grade bem como outra para o low grade, assim quando os sólidos forem criados, ficarão separados de acordo com os critérios iniciais de modelagem.

#### 5.4 Sólido

Ao passo que foram criadas todas as seções necessárias, passa-se a criação do sólido unindo todas as seções que pertençam ao mesmo domínio litológico. Assim obtemos dois sólidos apresentados a seguir:

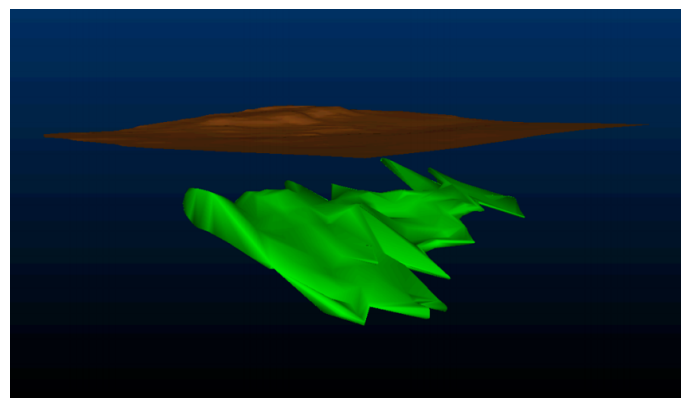


Figura 23 - Sólido Low Grade e topografia do terreno.

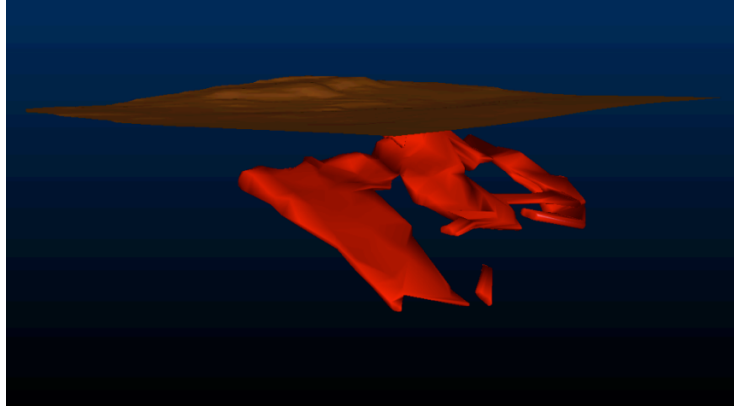


Figura 24 - Sólido High Grade e topografia do terreno.

#### 5.4.1 Dimensões

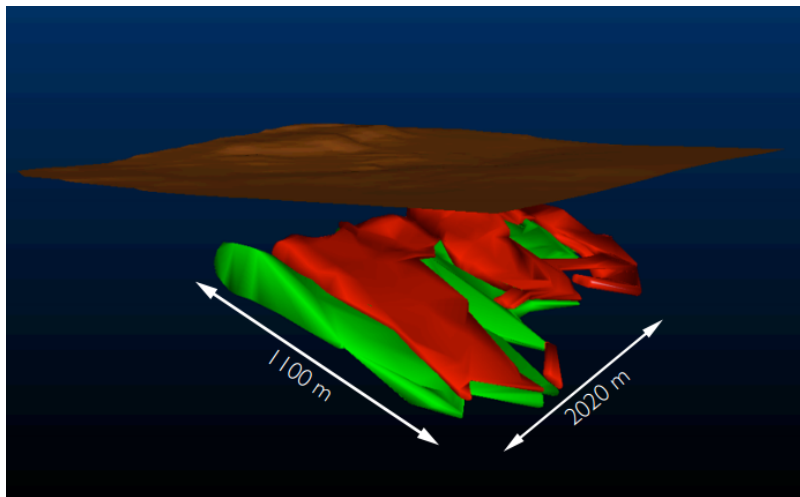


Figura 25 - Dimensões do sólido.

#### 5.4.2 Inclinação

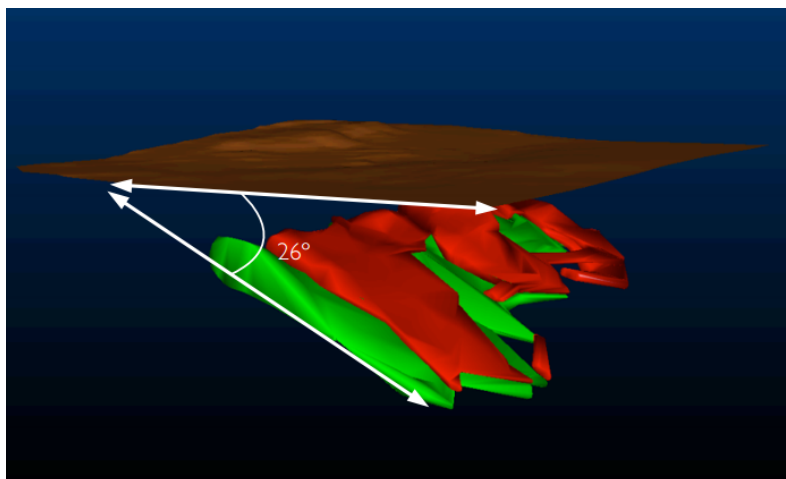


Figura 26 - Inclinação do sólido (26 graus).

### 5.4.3 Volume e Teor

Como último passo na modelagem, após a definição dos sólidos, tanto de alto teor como baixo teor, pode-se calcular o volume de cada um dos sólidos bem como o teor médio de cada um deles.

	Volume (Mm <sup>3</sup> )	Teor Zn (%)	Teor Pb (%)
Low Grade	40.6	1.66	0.34
High Grade	39.3	2.47	0.86

**Tabela 5 - Volume e teor médio do sólido.**

# 6

## AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO

---

### 6.1 Modelagem de teores

Nesta etapa será realizada a estimativa dos teores de Zinco e Chumbo que se encontram dentro dos sólidos modelados. As análises de deriva realizadas entre as litologias de contato direto, demonstraram que os teores de minério apresentavam uma clara mudança. Além disso, o teor médio de cada litologia apresentava também grande variação, tanto na variável Chumbo quanto para o Zinco. Dessa forma foi tomada a decisão de se fazer uma modelagem baseada em dois domínios geológicos, sendo um modelo de alto teor (High Grade) e outra de baixo teor (Low Grade).

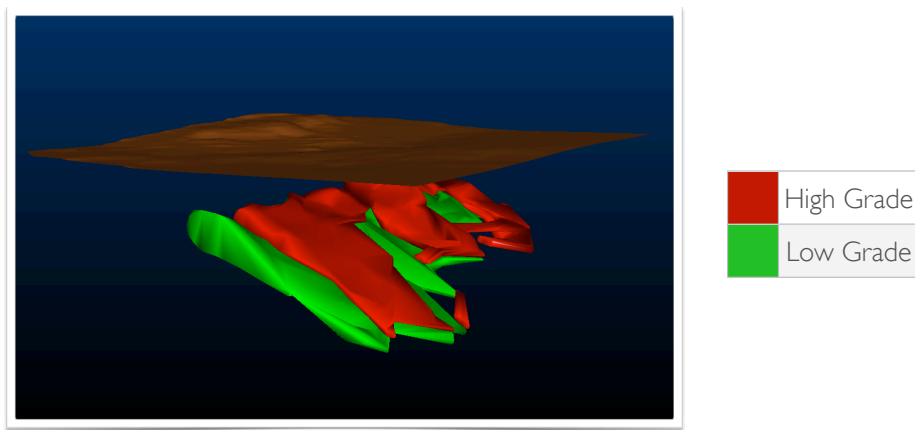


Figura 27 - Domínios geológicos considerados na modelagem.

A decisão de utilizar dois modelos geológicos distintos, trás consigo a obrigação de que esses domínios sejam tratados de maneira diferente. Para cada domínio deverá ser feita uma análise de dados, uma modelagem variográfica, um tamanho de composta diferente adotado além de algumas mudança em parâmetros de Krigagem, se necessário.

Os dados (amostras de sondagem) utilizados para a estimativa de teores foram somente aqueles em que estavam contidos dentro do corpo do modelo geológico.

## 6.2 Análise exploratória dos dados

Inicialmente foram feitas análises de estatística básica do banco de dados das amostras, contidos dentro dos sólidos geológicos.

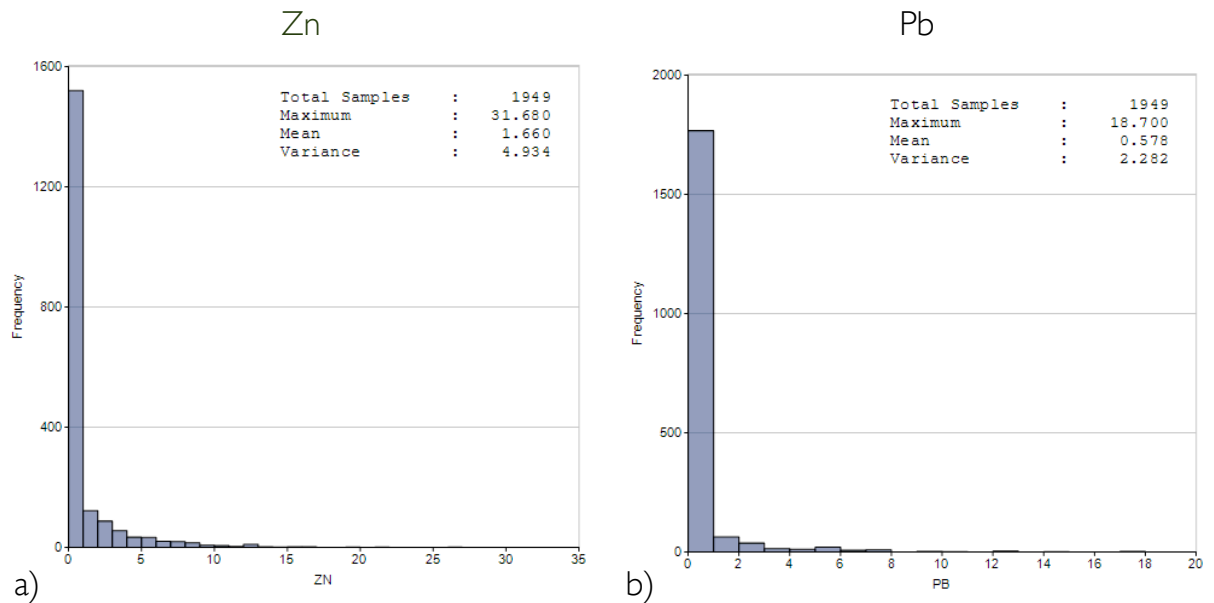


Figura 28 - a) Histograma dos teores de Zinco ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, na litologia DARDOL (High Grade). b) Histograma dos teores de Chumbo ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, também na mesma lito.

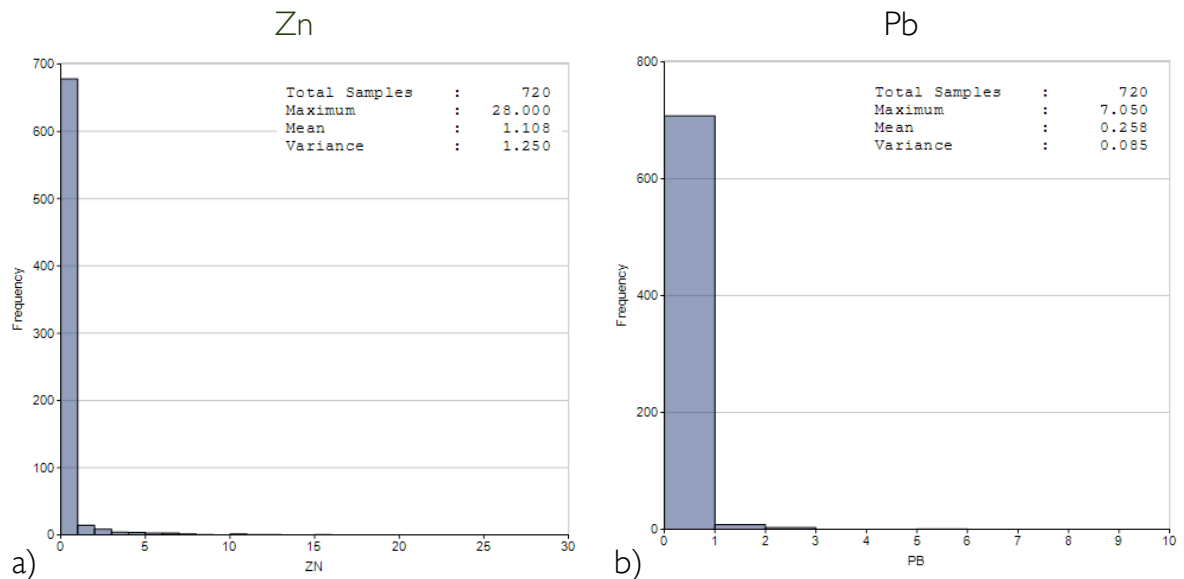


Figura 29 - a) Histograma dos teores de Zinco ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, na litologia BDOL (Low Grade). b) Histograma dos teores de Chumbo ponderados pelo comprimento das amostras, antes da composição, também na mesma litologia.

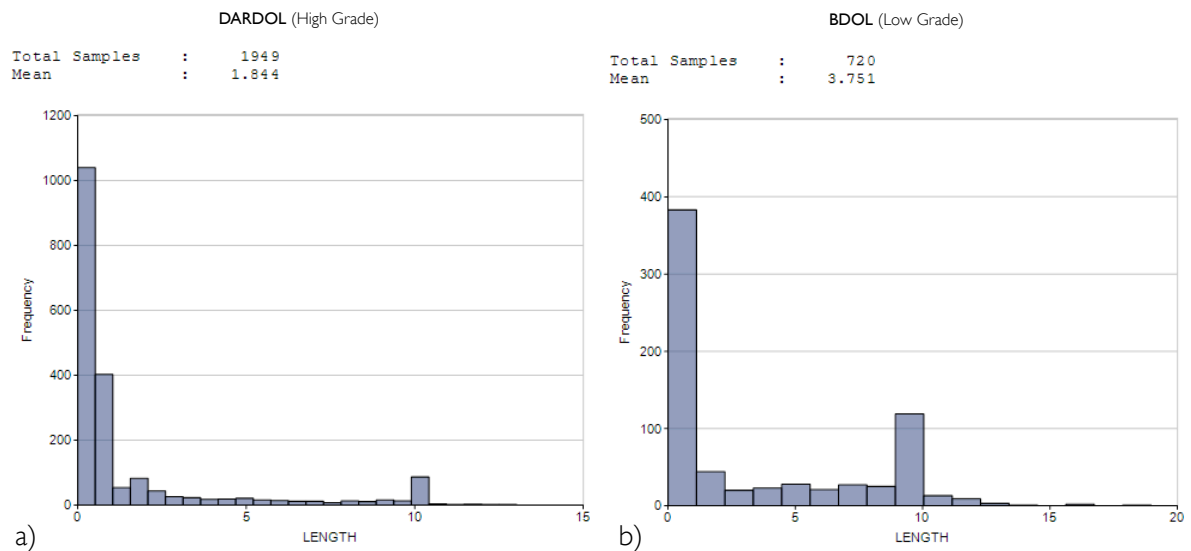
### 6.3 Composição dos dados

A composição dos dados tem como objetivo a regularização amostral, devido as amostras possuírem diferentes comprimentos entre si. Dessa forma, ao fazer a compositagem a maioria das amostras vão ter o mesmo comprimento, chamado de “suporte amostral”. O objetivo é obter informações de mesma representatividade espacial, para o domínio geológico de interesse. Assim, regularizando o tamanho das amostras não será preciso realizar ponderações pelo comprimento amostral na estimativa dos teores.

A regularização dos dados também permite realizar um primeiro tratamento para os *outliers* (teores extremos, muito acima da média global), pois estes teores tendem a diminuir de valor quando ocorre a ponderação entre amostras, necessária para realizar a composição dos dados.

Para a determinação do tamanho de composta a ser adotado, deve ser levado em consideração o Histograma de comprimento das amostras. Dessa forma o valor escolhido, deve ser aquele próximo de onde está a moda dos comprimentos, ou seja, aquele comprimento de amostras que é mais comum no banco de dados. Devido existirem dois domínios geológicos, foi necessário fazer uma análise distinta para cada um dos domínios, tendo assim se optado por um tamanho diferente de composta.

Para os parâmetros de composição foram adotadas algumas regras: Foi realizada composição por litologia, utilizada para prevenir a diluição das amostras no contato entre litologias diferentes de Low e High Grades. A rotina de composição era finalizada quando era identificado o contato entre uma litologia e outra. Os teores de cada amostra compositada foram locados no ponto central de cada composta. Para executar esses passos, foi utilizado a rotina *COMPDH* do software *CAE Mining Studio 3*.

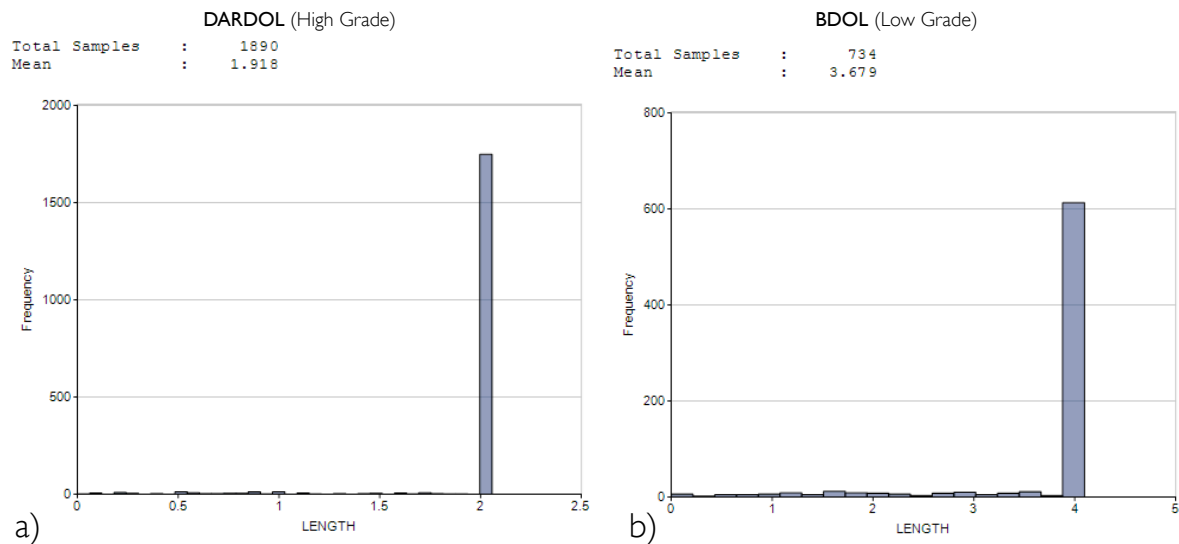


**Figura 30 - a) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia DARDOL (High Grade). b) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia BDOL (Low Grade).**

Pode ser observado, Fig. 30 (a), que a moda dos comprimentos das amostras para a litologia DARDOL (High Grade) estão na faixa de 0.5 a 1m, sendo a média 1,84m. A moda representa cerca de 52% das amostras. Dessa forma optou-se por utilizar um tamanho de composta de 2m, visto que se fosse escolhido um tamanho menor de 1m, por exemplo, haveriam muitas amostras que teriam que ser “quebradas” pois possuem comprimento maior do que 1m. Essa quebra não é desejada, pois tende a suavizar demais os teores, produzindo amostras que não são mais representativas do depósito. Além de um aumento excessivo do número de amostras. A escolha de um tamanho maior que 2m também não é ideal, pois dessa forma o número de amostras diminui muito com relação ao número inicial.

Utilizando da mesma análise foi verificado o Histograma de Comprimento de amostras para a litologia BDOL (Low Grade), Fig. 30 (b), onde verificou-se uma moda de 1m e média de 3.8m. Portanto optou-se por uma composta de 4m para essa litologia, com o mesmo objetivo de não “quebrar” muitas amostras mantendo o número de amostras próximo do original do banco de dados.





**Figura 31 - a) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia DARDOL (High Grade) depois de compositada para 2m. b) Histograma dos comprimentos das amostras na litologia BDOL (Low Grade) depois de compositada para 4m.**

Os histogramas de comprimento das amostras após a composição permitem que seja verificado o número de amostras geradas e a distribuição dos comprimentos. Podemos observar que 93% das amostras da litologia DARDOL, Fig 31 (a), estão com dimensão de 2m. Da mesma forma pode-se observar na figura b), litologia BDOL, que cerca de 84% das amostras estão na dimensão de 4m. As amostras que estão em tamanhos abaixo da composta, se devem ao fato de que no contato entre uma litologia e outra não é possível obter um valor de comprimento que seja um valor inteiro, por isso os valores menores.

#### **6.4 Desagrupamento**

Durante a etapa de prospecção do depósito, para análise dos teores, alguns fatores como condições de acessibilidade, estratégia de amostragem em certos locais para melhor definição do modelo geológico, ou em zonas mais ricas, podem influenciar a localização das amostras. Assim, quando as amostras não estão distribuída de maneira regular, em uma malha bem definida, a amostragem é dita preferencial.

É comum na mineração na etapa de prospecção, que seja feito uma malha regular e depois um adensamento amostral em função das áreas de interesse. Entretanto, esse fenômeno poderá levar a uma interpretação errada do teor médio do depósito, por exemplo, se uma zona rica for mais amostrada que as outras, o teor médio do depósito

vai ser mais alto. Enquanto que se for feita uma amostragem em uma zona mais pobre de mineralização, o teor médio do depósito vai diminuir. Portanto para corrigir esta incoerência é necessário atribuir pesos aos dados de modo a atenuar a influência do agrupamento. Neste depósito, a malha de amostragem em superfície é praticamente regular com cerca de 100x100m, sem áreas amostradas preferencialmente em zonas de altos ou baixos teores. Porém devido ao desvio dos furos, algumas zonas acabaram ficando com maior concentração de amostras do que outras. Portanto foi utilizada técnica de desagrupamento (*declustering*). O método de desagrupamento escolhido foi o das células móveis, proposto por Journel (1983) e modificado por Deutsch (1989). O método consiste em dividir a área de estudo em células. Cada amostra recebe um peso que é inversamente proporcional ao número de amostra que caem na mesma célula.

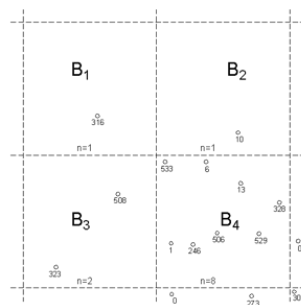


Figura 32 - Exemplo prático do método das células móveis. Cada amostra em uma das células, vai receber um peso, que é inversamente proporcional ao número de amostras que caem na mesma célula.

O objetivo do desagrupamento é escolher um tamanho de célula ideal. Se as células são muito pequenas, cada amostra cairá provavelmente dentro de uma célula, logo todas as amostras receberão o mesmo peso igual 1. Caso seja escolhido um tamanho de célula muito grande, todas as amostras cairão dentro da mesma célula e também receberão pesos iguais. O tamanho de célula escolhido foi aquele que minimizou o teor médio do depósito. O processo foi realizado no software *GSLIB*. O gráfico a seguir mostra um dos resultados obtidos.

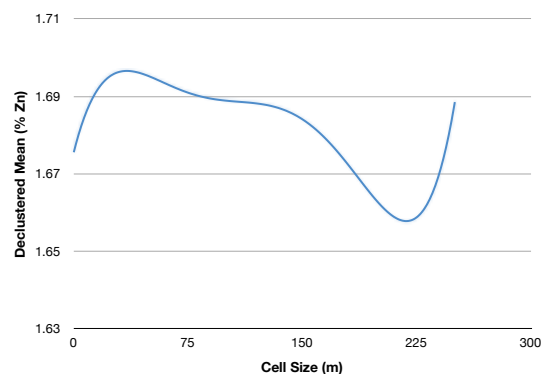


Figura 33 - Gráfico da média desagrupada versus o tamanho de célula adotado.

O tamanho de célula adotado foi de 230m x 230m x 23m (X,Y e Z), para as duas litologias. Abaixo pode ser verificado os Histogramas dos teores para cada uma das litologias e também para as variáveis, Zinco e Chumbo.

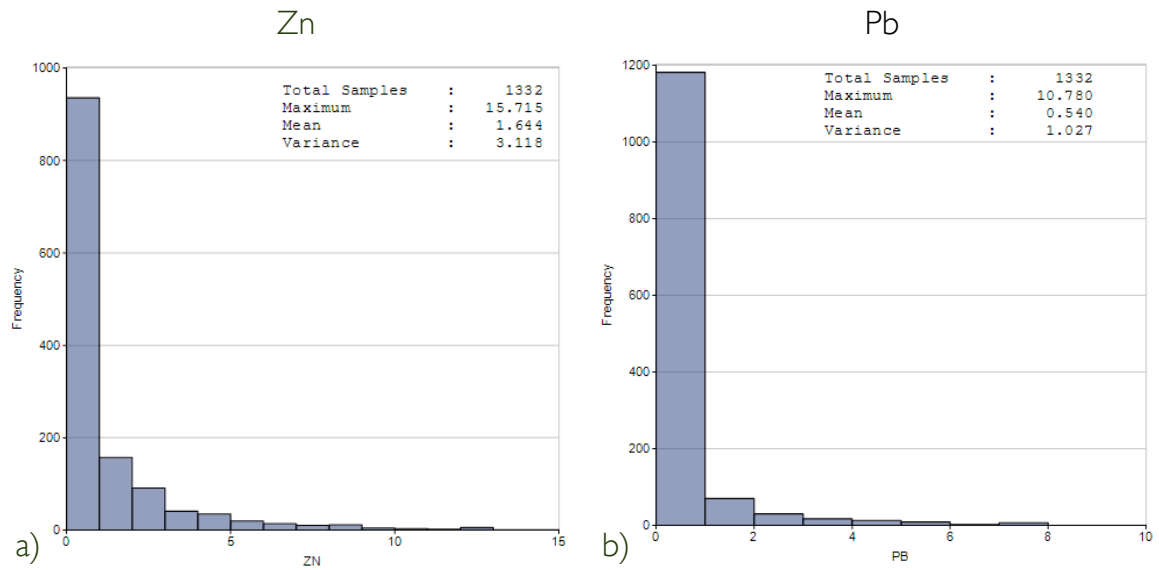


Figura 34 - a) Histogramas dos teores de Zinco, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras, para a litologia DARDOL (High Grade). b) Histogramas dos teores de Chumbo, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras para a litologia DARDOL (High)

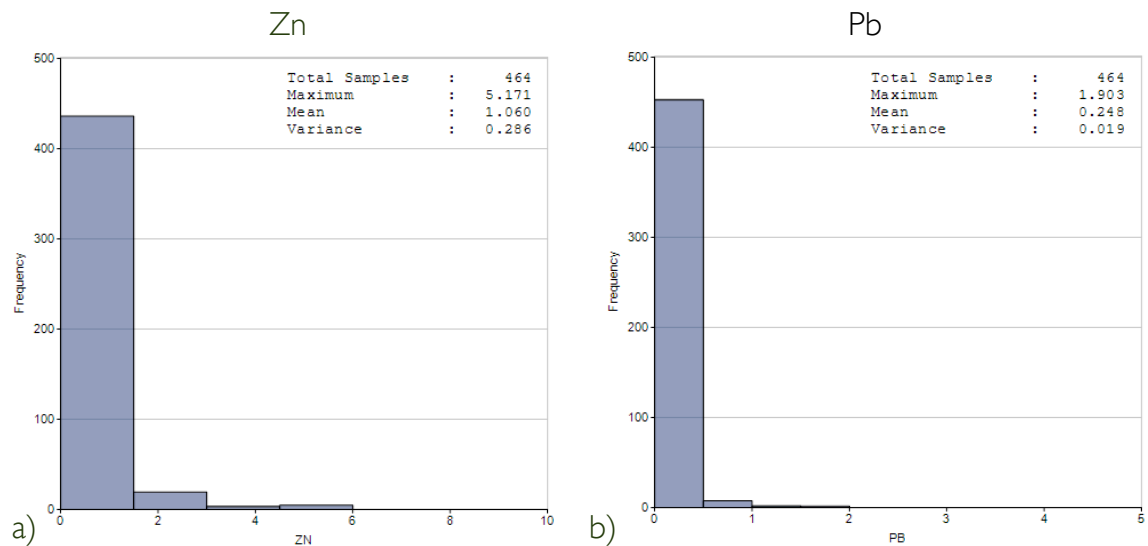


Figura 35 - a) Histogramas dos teores de Zinco, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras, para a litologia BDOL (Low Grade). b) Histogramas dos teores de Chumbo, desagrupados e ponderados por comprimento das amostras para a litologia BDOL (Low Grade).

Foi observada uma diminuição do teor médio das variáveis após o desagrupamento. Conforme mostra a tabela a seguir.

Domínio	Variável	Média Krigagem (%)	Média Declus (%)	Diferença
DARDOL	Zn	1.74	1.64	6%
	Pb	0.57	0.54	5%
BDOL	Zn	1.09	1.06	3%
	Pb	0.25	0.25	0%

Tabela 6 - Teores médios agrupados e desagrupados, para cada uma das variáveis, nas duas litologias.

## 6.5 Correlação entre variáveis

Foram realizados dois gráficos de ScatterPlot entre a variável Zinco e a variável Chumbo, para cada uma das litologias. Dessa forma foi verificada a correlação entre as variáveis. Se fosse obtida uma correlação alta entre as variáveis, poderia se estimar somente uma das variáveis e através de uma equação de regressão linear, poderia se estimar a outra. Porém o coeficiente de correlação encontrado foi considerada relativamente baixo, cerca de 0.58 para a litologia DARDOL (High Grade) e de 0.32 para a litologia BDOL (Low Grade) conforme pode ser comprovado nos gráficos a seguir.

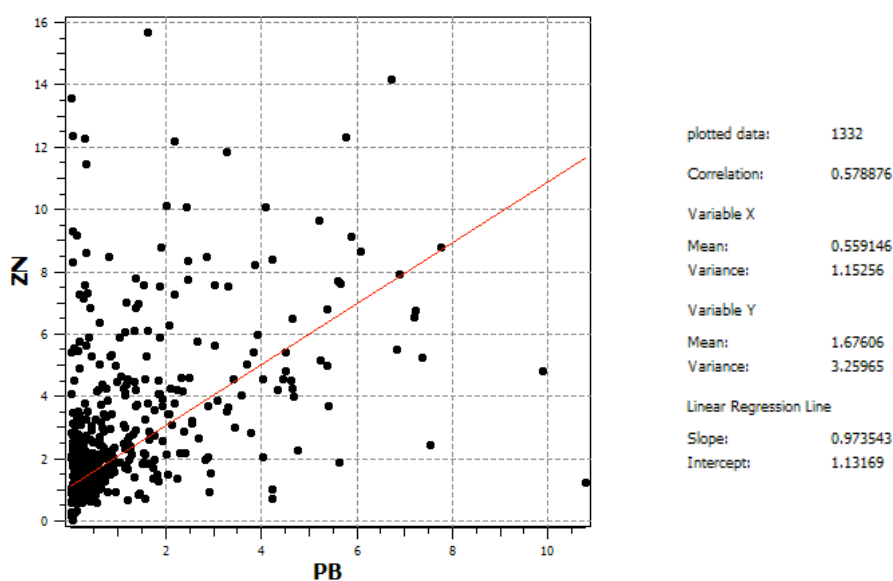


Figura 36 - Gráfico ScatterPlot entre a variável Zinco e a variável Chumbo do depósito, para a litologia DARDOL. Foi verificado uma baixa correlação entre as amostras.

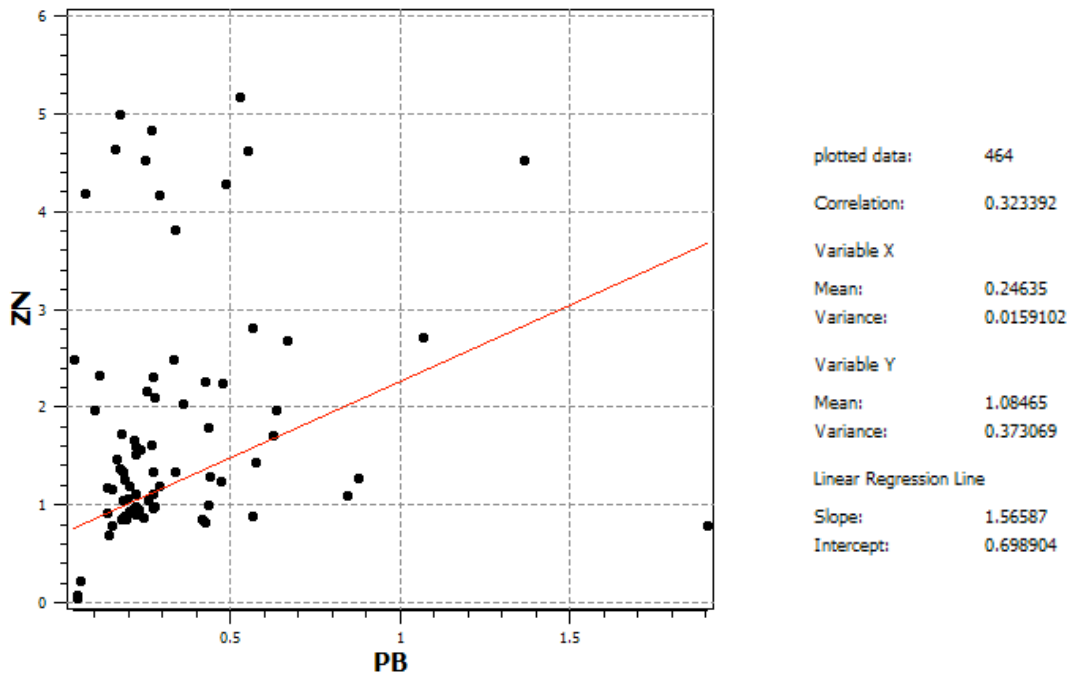


Figura 37 - Gráfico ScatterPlot entre a variável Zinco e a variável Chumbo do depósito, para a litologia BDOL. Foi verificado uma baixa correlação entre as amostras.

## 6.6 Tratamento dos dados

Em um conjunto amostral, existe um certo tipo de distribuição dos valores. Dentro dessa distribuição existem valores que são muito extremos, ou seja, são pontos com comportamento diferente dos demais. Esses valores extremos recebem o nome de *outliers*. Na análise das amostras coletadas, *outliers* consistem em teores que parecem inconsistentes quando comparados a maioria dos dados. Esses valores extremos podem causar problemas na estimativa de parâmetros estatísticos como média, variância, covariância, além de gerarem um impacto nas medidas de correlação entre dados, afetando os semivariogramas e também a superestimativa de áreas próximas a estes valores extremos.

Neste banco de dados não foram observados valores extremos que estivessem fora da distribuição amostral. Além disso, foi observado que após a composição dos dados (regularização amostral), houve grande diminuição dos teores máximos, para valores ainda mais baixos. Dessa forma não foi necessário tratamento especial de possíveis *outliers*.

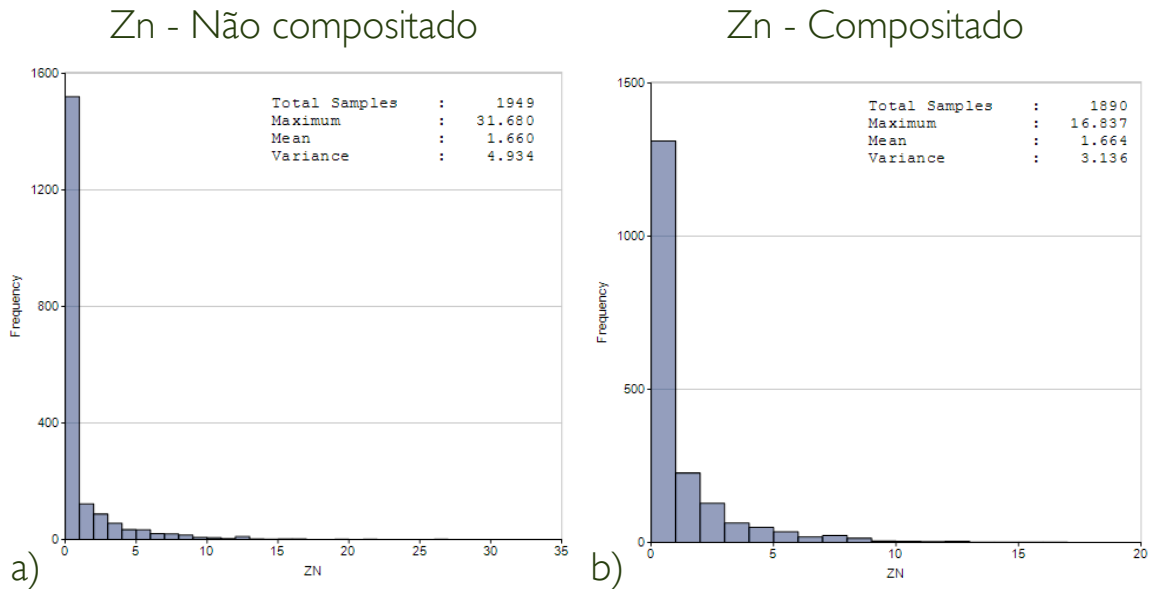


Figura 38 - Histogramas dos teores de Zinco, demonstrando diminuição do valor máximo de 31.7% para 16.8% após a composição dos dados.

### 6.7 Continuidade espacial

A análise dos teores de amostras, em diferentes direções do depósito, permite encontrar as direções de maior, menor e média continuidade espacial da mineralização. Existem diferentes ferramentas para obtenção das direções principais do depósito. O variograma é uma das ferramentas de medida do comportamento espacial de uma variável. Uma medida adimensional de semelhança de teores entre amostras é a forma padronizada da covariância, também conhecida como correlograma.

A análise de continuidade espacial do depósito mineral foi realizada através de correlografia, devido aos semi-variogramas apresentarem grande variabilidade, dificultando a interpretação dos mesmos. O correlograma permite descrever quantitativamente a correlação no espaço de um fenômeno regionalizado (Huijbregts, 1975). A função correlograma é matematicamente expressa pela equação abaixo:

$$\tilde{\rho}_v(h) = \frac{Cov\{V(x), V(x+h)\}}{\sqrt{Var\{V(x)\} \cdot Var\{V(x+h)\}}}$$

Equação 1- Função Correlograma.

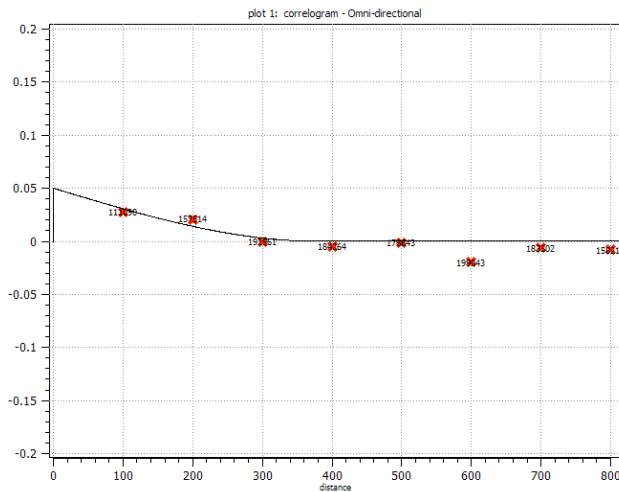
A interpretação do correlograma permite determinar os parâmetros que descrevem o comportamento espacial das variáveis regionalizadas, os quais são especificados a seguir:

- **Patamar (Sill):** é o valor no qual não existe mais correlação entre pares amostrais.
- **Efeito Pepita (Nugget Effect):** é o valor da função correlograma quando **h** tende a zero, o efeito pepita representa a variabilidade natural do depósito mineral.
- **Tipo de estrutura:** é o tipo de curva utilizada para modelar o correlograma, para o depósito em estudo o tipo de curva que melhor se adaptou aos dados foi o modelo esférico.
- **Número de estruturas:** É o número de estruturas utilizado para realizar a modelagem dos correlogramas.

Inicialmente foi realizado correlograma omni-direcional, para obtenção do efeito pepita (nugget effect). No plano horizontal, foram usadas 8 direções de análise de continuidade espacial. Após obter a maior direção, se variou o mergulho (DIP). Sendo obtida as três direções principais, todas obrigatoriamente 90° entre si.

## Correlogramas Litologia DARDOL (High Grade)

### Correlograma Omni-direcional (Zn - DARDOL)

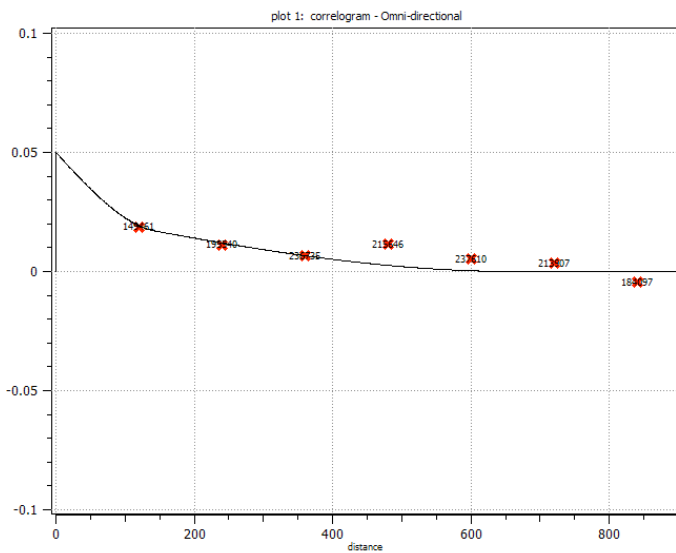


Parâmetros	
Lag	100m
Lag Tol.	50m
Bandwidth	50m
Tol. Angular	180°

Estruturas	
Nugget Effect	0.05
Sill 1	0.475
Range 1	368
Sill 2	0.475
Range 2	392

Figura 39 - Correlograma Omni-direcional para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foi inferido um efeito pepita (Nugget effect) de 5% da variância dos dados. Foram definidas duas estruturas esféricas.

### Correlograma Omni-direcional (Pb - DARDOL)



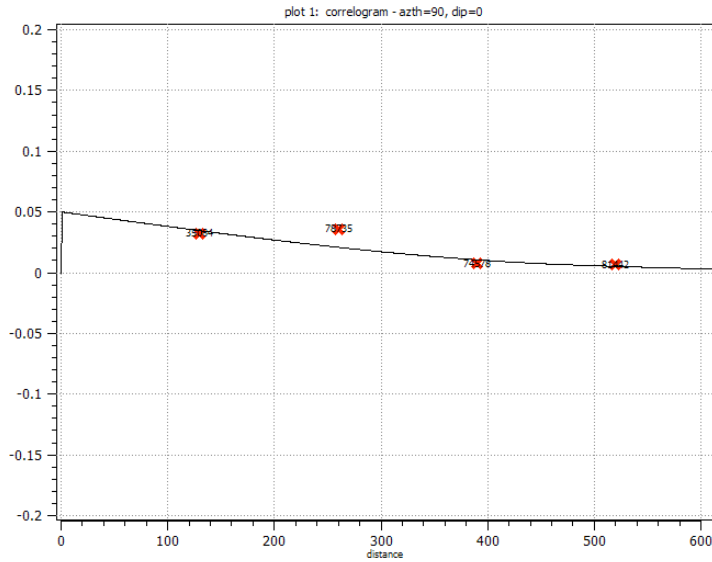
Parâmetros	
Lag	120m
Lag Tol.	60m
Bandwidth	60m
Tol. Angular	180°

Estruturas	
Nugget Effect	0.05
Sill 1	0.475
Range 1	144
Sill 2	0.475
Range 2	662

Figura 40 - Correlograma Omni-direcional para a variável Chumbo, na litologia DARDOL. Foi inferido um efeito pepita (Nugget effect) de 5% da variância dos dados. Foram definidas duas estruturas esféricas.



### Correlograma da maior direção (Zn - DARDOL)

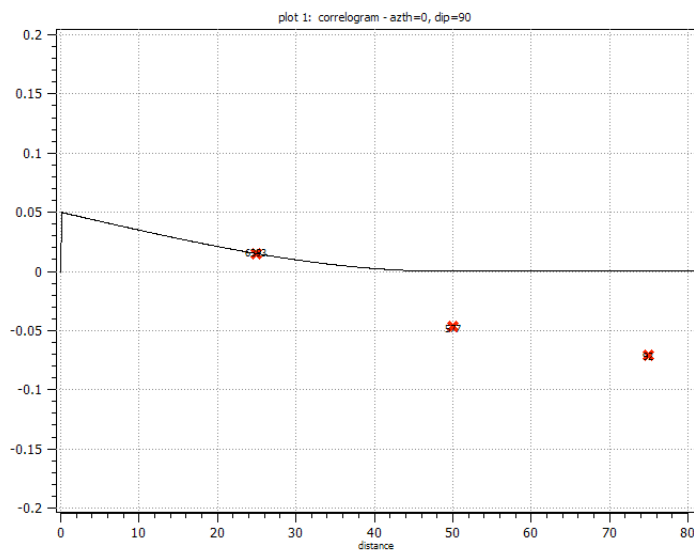


Parâmetros	
Lag	130m
Lag Tol.	65m
Bandwidth	65m
Tol. Angular	22,5°

Estruturas	
Nugget Effect	0,05
Sill 1	0,475
Range 1	491
Sill 2	0,475
Range 2	864

Figura 41 - Correlograma direcional da maior direção de continuidade para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas.

### Correlograma da menor direção (Zn - DARDOL)

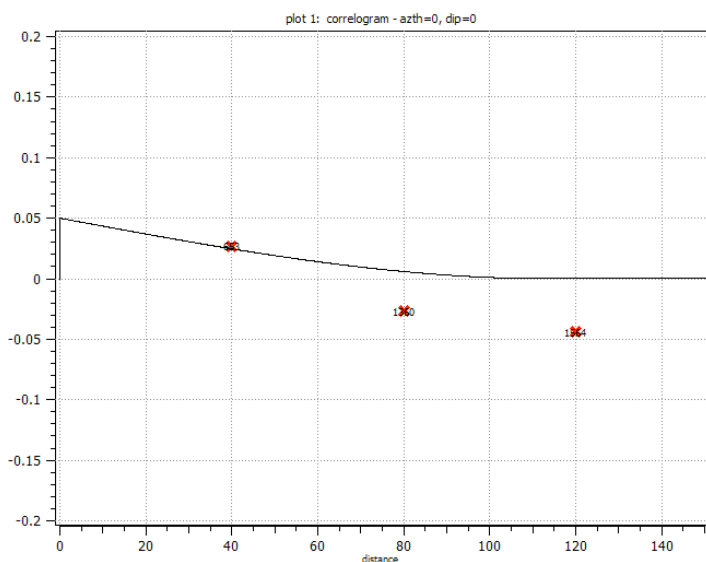


Parâmetros	
Lag	25m
Lag Tol.	12,5m
Bandwidth	12,5m
Tol. Angular	22,5°

Estruturas	
Nugget Effect	0,05
Sill 1	0,475
Range 1	47
Sill 2	0,475
Range 2	51

Figura 42 - Correlograma direcional da menor direção de continuidade para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas.

### Correlograma da direção intermediária (Zn - DARDOL)



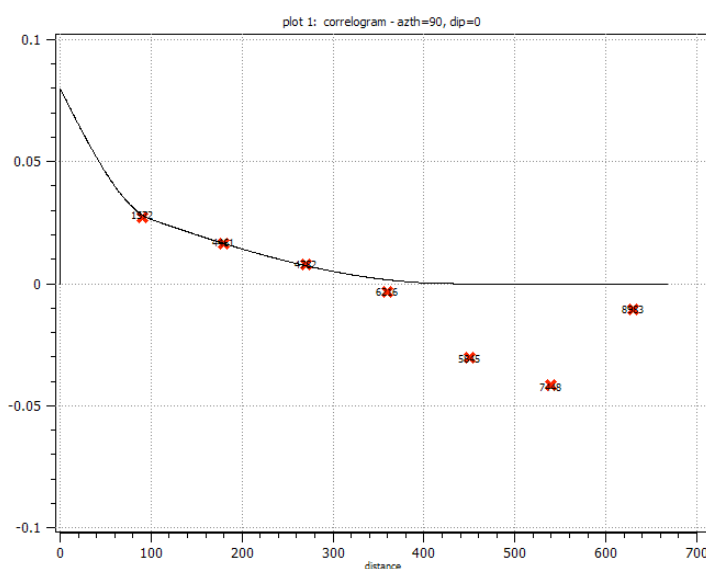
Parâmetros	
Lag	40m
Lag Tol.	20m
Bandwidth	20m
Tol. Angular	22,5°

Estruturas	
Nugget Effect	0.05
Sill 1	0.475
Range 1	112
Sill 2	0.475
Range 2	115

Figura 43 - Correlograma direcional da direção intermediária de continuidade para a variável Zinco, na litologia DARDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas.

### Correlogramas Litologia BDOL (Low Grade)

#### Correlograma da maior direção (Zn - BDOL)

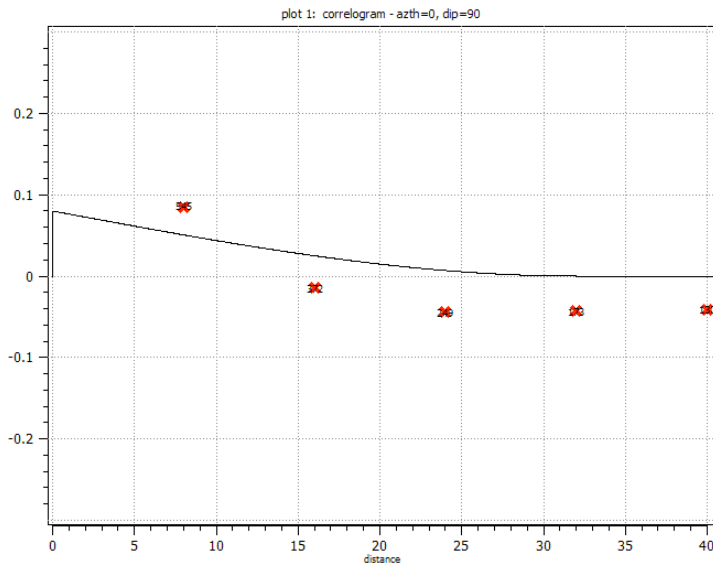


Parâmetros	
Lag	90m
Lag Tol.	45m
Bandwidth	45m
Tol. Angular	22.5°

Estruturas	
Nugget Effect	0.08
Sill 1	0.46
Range 1	100
Sill 2	0.46
Range 2	432

Figura 44 - Correlograma direcional da direção de maior continuidade para a variável Zinco, na litologia BDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas.

### Correlograma da menor direção (Zn - BDOL)

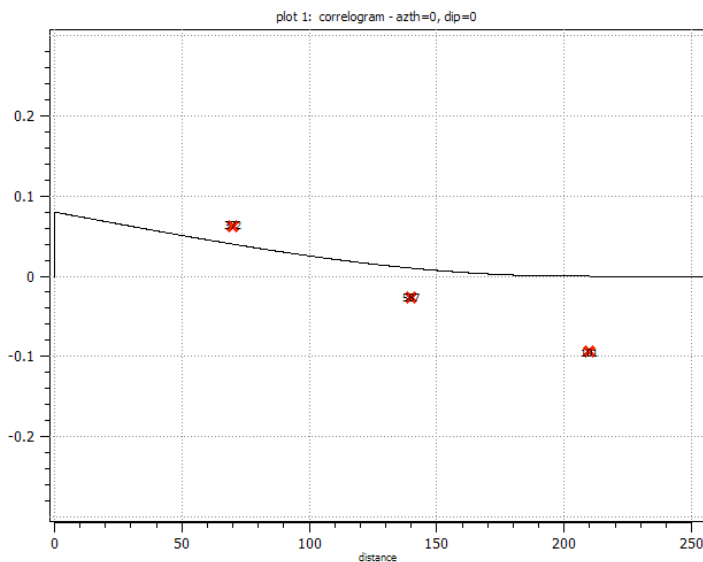


Parâmetros	
Lag	80m
Lag Tol.	40m
Bandwidth	40m
Tol. Angular	22,5°

Estruturas	
Nugget Effect	0.08
Sill 1	0.46
Range 1	32
Sill 2	0.46
Range 2	32

Figura 45 - Correlograma direcional da direção de menor continuidade para a variável Zinco, na litologia BDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas.

### Correlograma da direção intermediária (Zn - BDOL)



Parâmetros	
Lag	70m
Lag Tol.	35m
Bandwidth	35m
Tol. Angular	22,5°

Estruturas	
Nugget Effect	0.08
Sill 1	0.46
Range 1	193
Sill 2	0.46
Range 2	210

Figura 46 - Correlograma direcional da direção intermediária de continuidade para a variável Zinco, na litologia BDOL. Foram definidas duas estruturas esféricas.

Foram utilizadas sempre o mesmo número de estruturas e o mesmo sill para cada estrutura para a modelagem dos variogramas de maior, intermediária e menor direção em cada área, variando apenas o range de cada estrutura.

A direção de maior continuidade está no Az 90°, direção paralela a maior extensão do corpo. Uma observação interessante a ser feita neste depósito é quanto a continuidade do depósito nas direções intermediárias e médias. Ao se realizar os diferentes variogramas, fazendo-se a variação do DIP, verificou-se uma pequena variação nos alcances dos correlogramas, o que nos leva a pensar que o depósito apresenta uma continuidade grande na direção de Az 90°, mas apresenta um comportamento quase que isotrópico nas direções perpendiculares a esse azimute. Tal fato também foi comprovado durante a validação cruzada.

**Observações:** Os correlogramas para a variável Chumbo, foram realizados da mesma forma que os da variável Zinco, porém para facilitar a leitura deste documento eles foram colocados nos anexos que acompanham esse documento.

### **6.8 Definição de dimensão de blocos**

Dentro dos sólidos geológicos modelados anteriormente, serão criados os blocos que vão preencher quase todo o volume criado. A partir da técnica de estimativa escolhida, serão atribuídos teores de Zinco e Chumbo a cada bloco que não contém amostras, através da interpolação da Krigagem Ordinária. Fatores para a escolha do tamanho de blocos:

- Espaçamento entre furos, normalmente usa-se  $\frac{1}{4}$  da malha amostral.
- Método de lavra, para seletividade do processo.
- Controles geológicos, larguras das zonas mineralizadas.
- Menor modelo possível, para diminuir uso de processamento e armazenamento.

Foi utilizada a sub-blocagem para que os blocos possam preencher os corpos com o máximo de precisão, ou seja que o volume dos corpos e o volume dos blocos sejam muito próximos.

Foram adotados blocos de 25m x 10m x 5 m (X, Y, Z). Na sub-blocagem foram usados blocos de no mínimo 5m x 5m x 5m. O software utilizado na estimativa foi o *CAE Mining® Studio 3*.

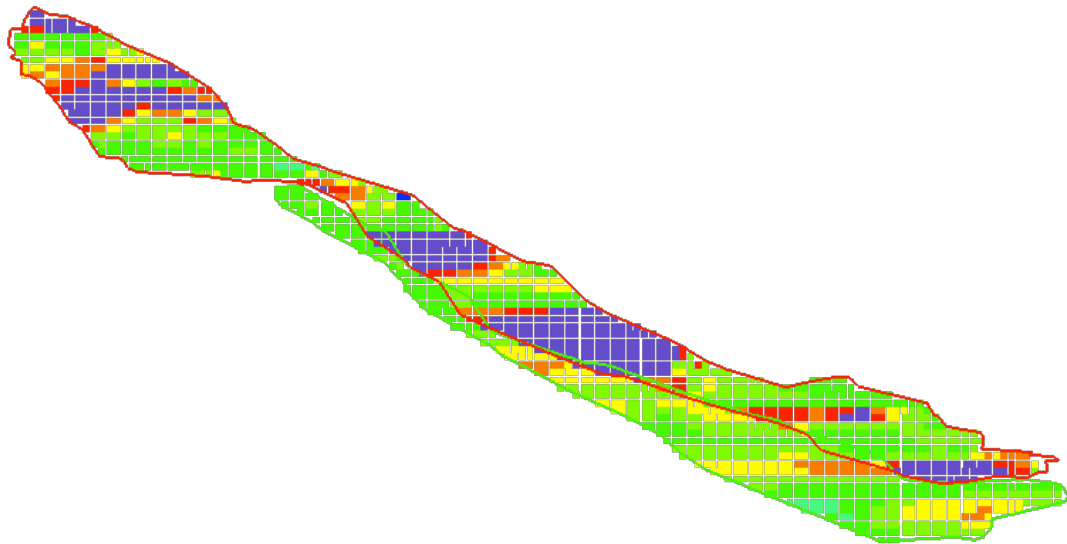


Figura 47 - Seção transversal dos corpos geológicos, demonstrando a aderência do modelo de blocos adotado, além dos sub-blocos com os sólidos.

### 6.9 Parâmetros de Krigagem

Para estimar os blocos, foram utilizados no mínimo 2 e máximo de 24 amostras. O elipsóide foi dividido em 8 setores angulares, com um número máximo de 3 amostras por setor. Os eixos do elipsóide foram definidos conforme o alcance encontrando nos correlogramas para as três direções, maior, menor e intermediária. Lembrando que em cada domínio geológico existe um elipsóide diferente, um para variável Zinco e outro para a variável Chumbo.

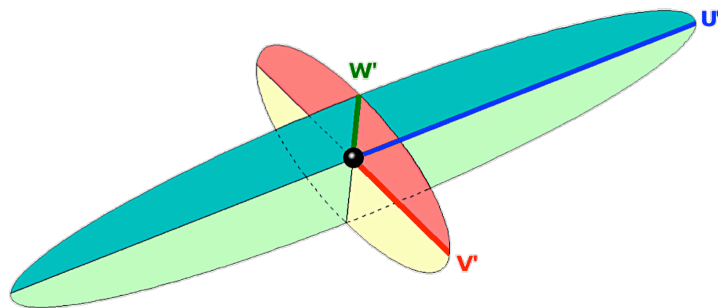


Figura 48 - Elipsóide de busca, com seus eixos definidos pelos correlogramas direcionais.

## 6.10 Estimativa de teores

Nos Histogramas abaixo, podem ser visualizados as distribuições dos teores estimados pela Krigagem Ordinária, para cada uma das variáveis e para cada uma das litologias. Além do número de blocos produzidos.

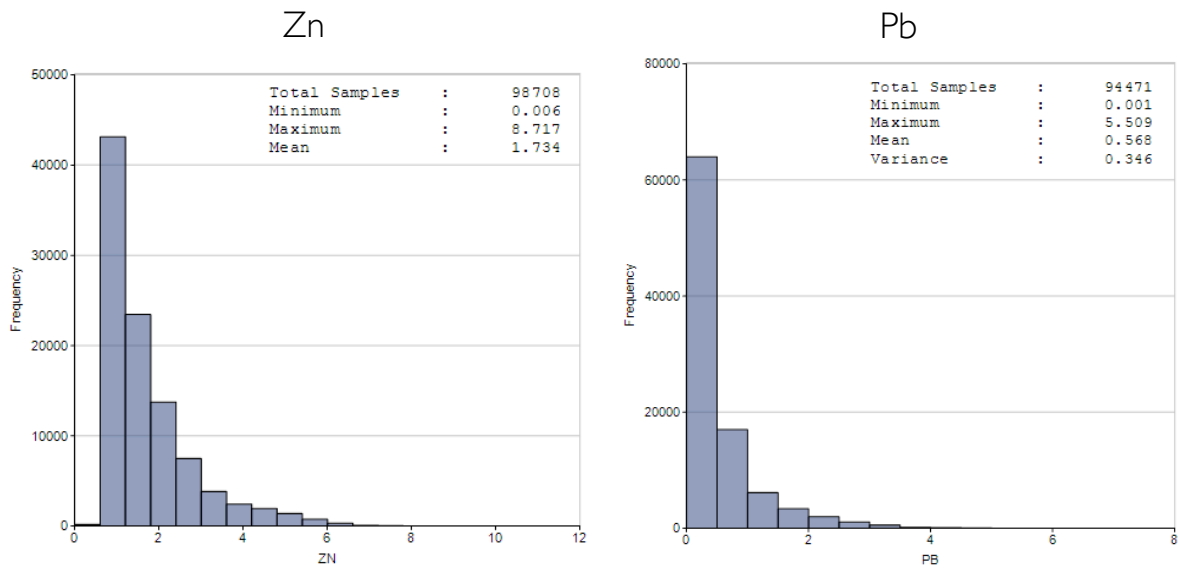


Figura 49 - Histograma dos blocos estimados por Krigagem Ordinária, para a litologia DARDOL, e para as variáveis Chumbo e Zinco.

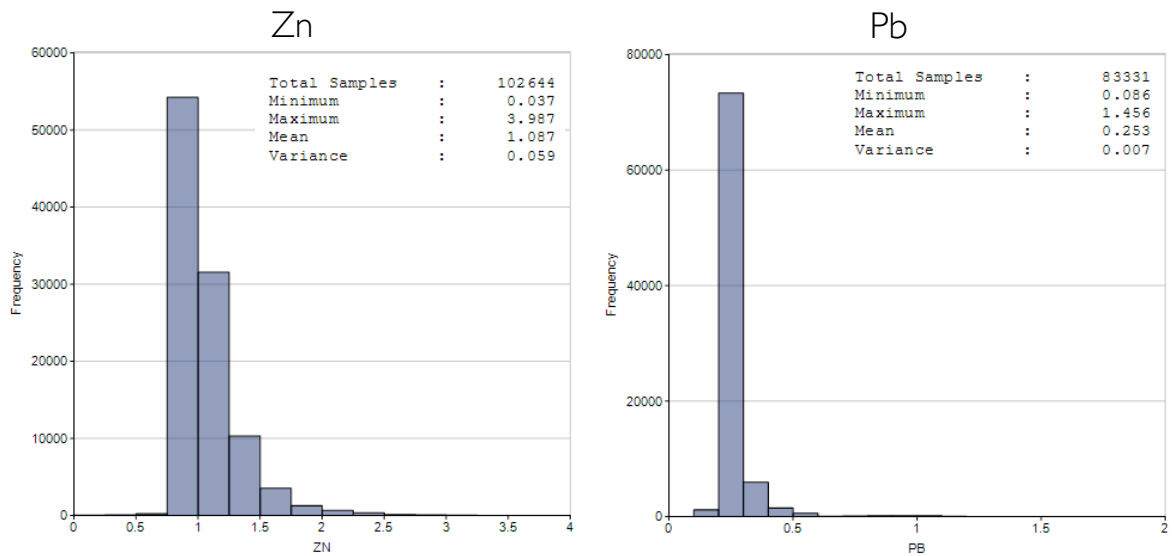


Figura 50 - Histograma dos blocos estimados por Krigagem Ordinária, para a litologia BDOL, e para as variáveis Chumbo e Zinco.

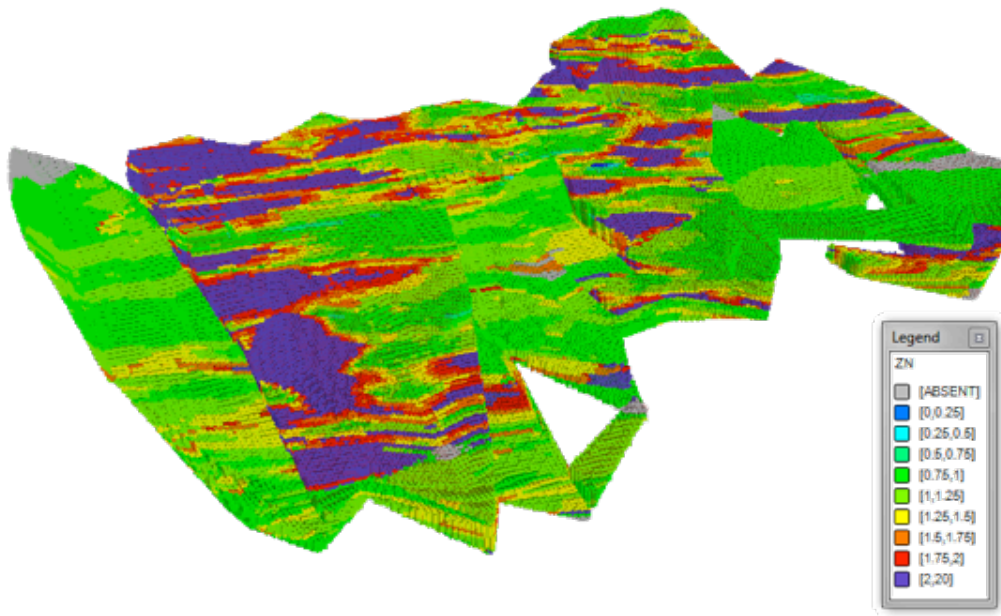


Figura 51 - Nesta imagem dos dois modelos, pode-se visualizar facilmente os teores de Zinco produzidos. Bem como as zonas mais ricas, com teor de 2 a 20%.

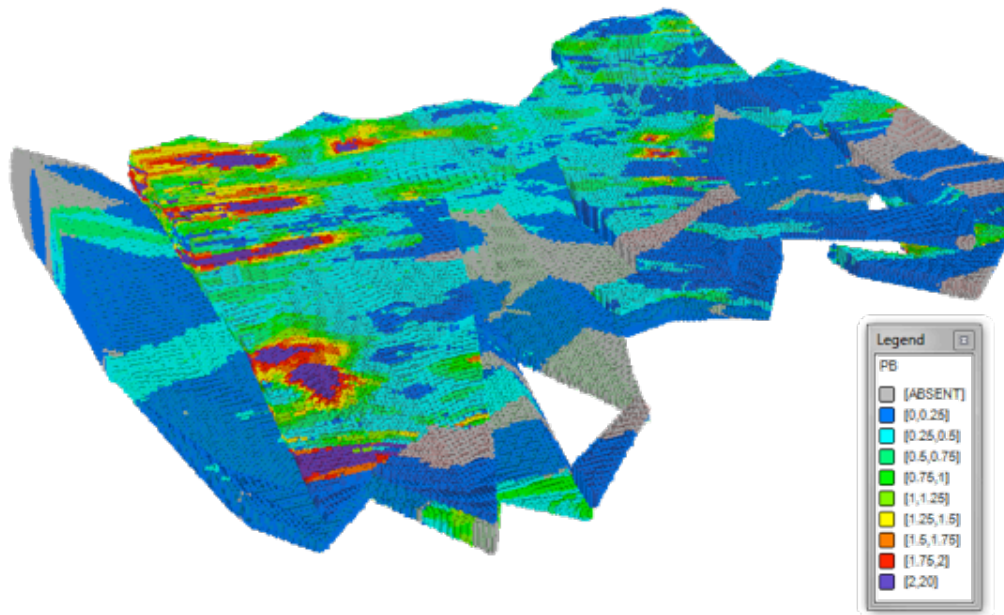


Figura 52 - Nesta imagem dos dois modelos, pode-se visualizar facilmente os teores de Chumbo produzidos. Bem como as zonas mais ricas, com teor de 2 a 20%.

## 6.11 Validação

Toda estimativa está verdadeiramente “errada”, pois os valores produzidos pelo algoritmo interpolador geram dados artificiais a partir de dados reais, portanto sempre

haverá um erro associado. O importante é definir quão errada está a estimativa, ou seja, quantificar o intervalo onde erro está contido. Para validação da estimativa, foi utilizado análise da média global, análise de deriva, análise visual e validação cruzada dos parâmetros da krigagem.

O gráfico da análise de deriva (Swath Plot) mostra se a tendência local das estimativas seguem a dos dados amostrais. Estes podem ser observados abaixo, sendo realizados para as duas variáveis e em cada um dos sólidos. Foi realizada análise de deriva nas direções Norte, Leste e Vertical. Os painéis definidos foram de 100m.

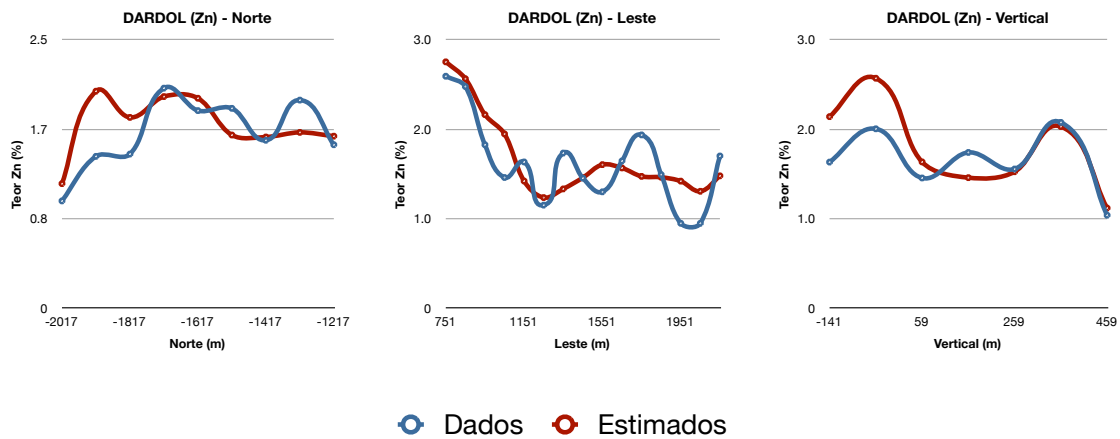


Figura 53 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Zinco, com os teores estimados de Zinco nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia DARDOL (High Grade).

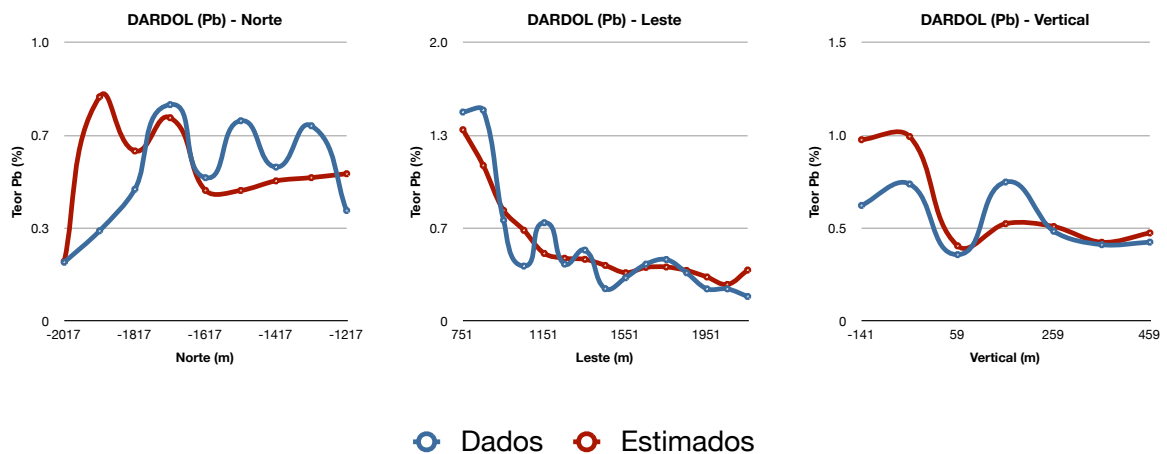


Figura 54 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Chumbo, com os teores estimados de Chumbo nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia DARDOL (High Grade).



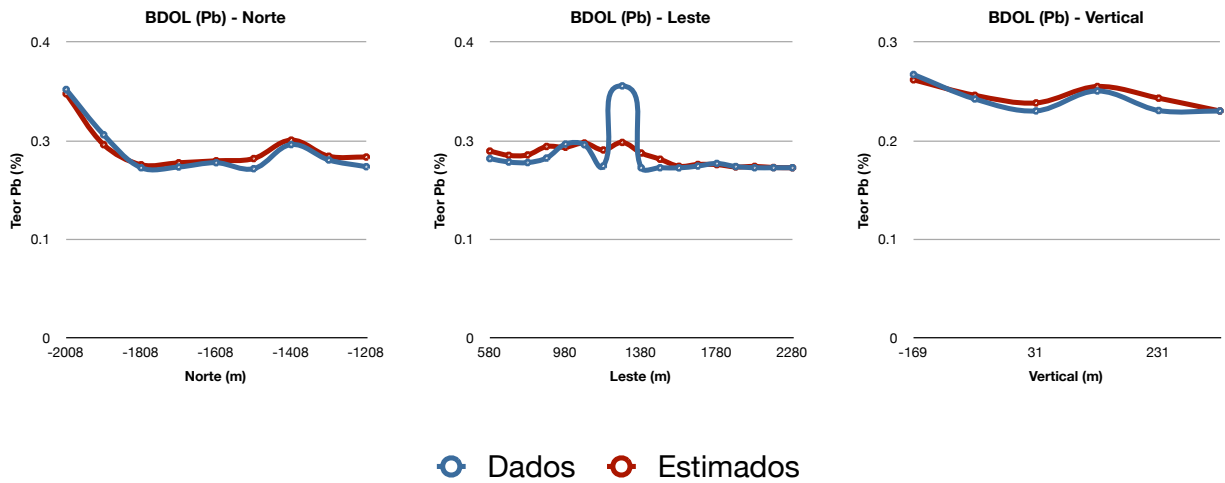


Figura 55 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Zinco, com os teores estimados de Zinco nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia BDOL (Low Grade).

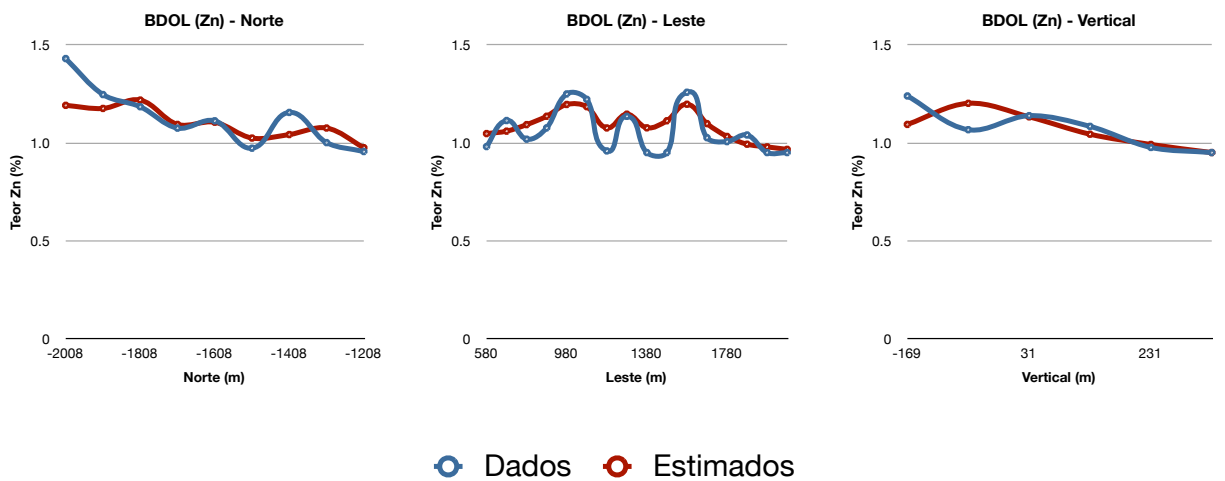


Figura 56 - Estes três gráficos, comparam os teores das amostras de Chumbo, com os teores estimados de Chumbo nos blocos, para as direções Norte, Leste e Vertical, na litologia BDOL (Low Grade).

A validação visual também foi realizada, de forma que fosse possível observar se a relação dos teores dos blocos estimados com os teores das amostras nos furos estavam compatíveis. Nas figuras abaixo podem ser visualizadas algumas seções que mostram os furos de sondagem e os blocos estimados como a mesma cor (teores).

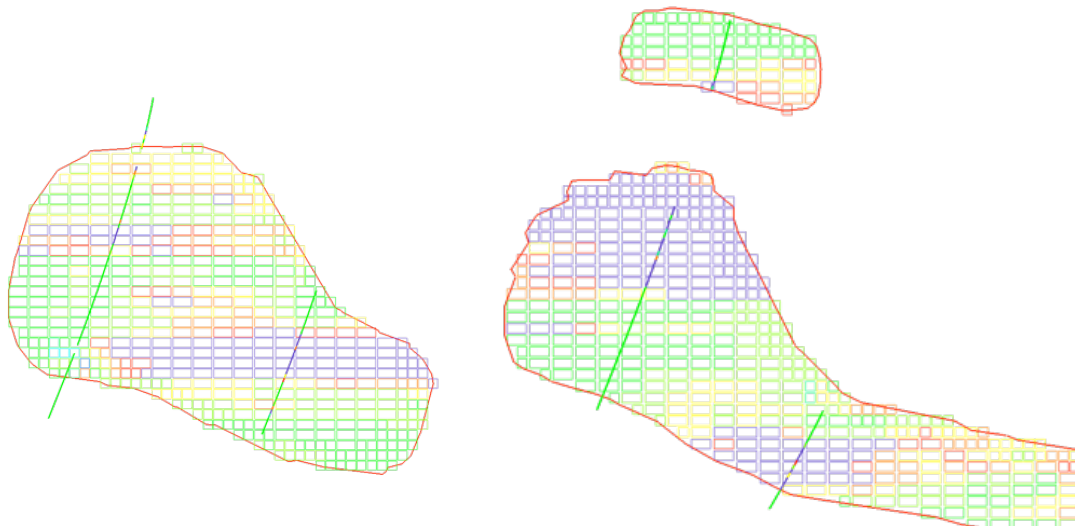


Figura 57 - Seções transversais dos sólidos, onde pode ser visualizada a aderência dos teores estimados nos blocos, com os teores originais dos furos de sondagem, para a variável Zinco.

Outro tipo de validação comum é a da média global, comparando a média dos dados estimados com a média dos dados desagrupados (*declusterizados*). Abaixo pode-se visualizar uma tabela comparada cada uma das médias produzidas pela Krigagem Ordinária com a média desagrupada das amostras.

Domínio	Variável	Média Krigagem (%)	Média Declus (%)	Diferença
DARDOL	Zn	1.74	1.64	6%
	Pb	0.57	0.54	5%
BDOL	Zn	1.09	1.06	3%
	Pb	0.25	0.25	0%

Tabela 7 - Tabela comparativa com os dois domínios e as duas variáveis, onde pode-se verificar a variação do teor médio produzido pela Krigagem Ordinária, com o teor médio desagrupado original das amostras.

A verificação da validade do modelo de continuidade ajustado aos correlograma direcionais é realizada por meio da re-estimativa dos pontos amostrados, em um procedimento conhecido por validação cruzada (Isaaks & Srivastava, 1989). O valor no ponto amostrado é removido e estimado por meio de krigagem ordinária pontual, considerando os valores amostrais vizinhos e o modelo de continuidade. O valor estimado é adicionado ao banco de dados original para estimativa do ponto seguinte. Esse procedimento é repetido em todos os pontos.

O erro da estimativa é a diferença entre o valor real e o valor estimado. A média dos erros de estimativa deve ser zero ou próxima de zero, caracterizando um estimador não tendencioso.

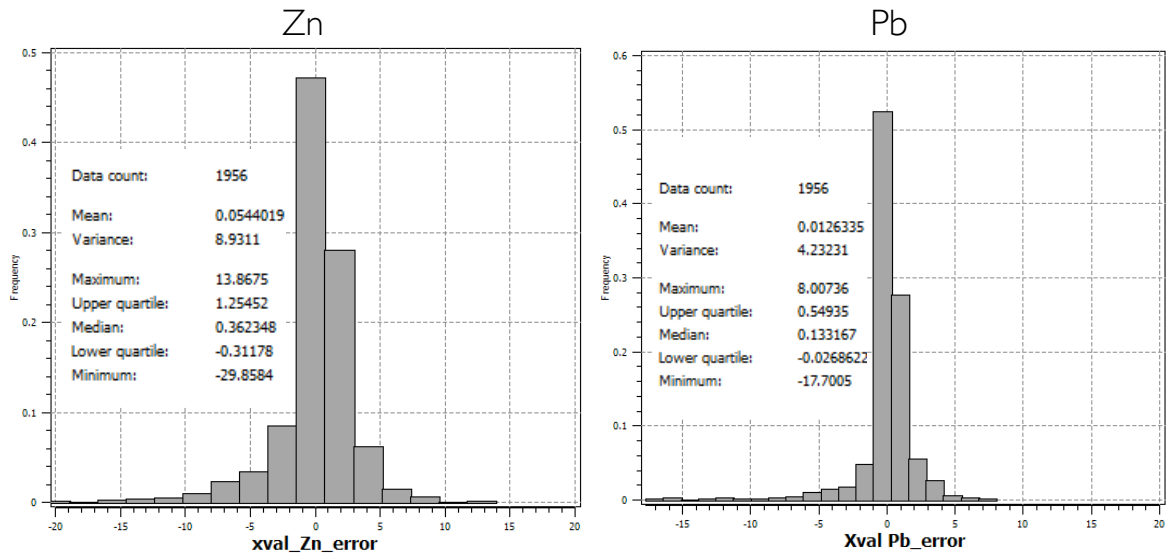


Figura 58 - Nesses dois Histogramas, pode-se perceber que a média do erro da Krigagem foi de 0.05 para o Zinco e de 0.01 para o Chumbo. O que nos leva a crer que a estimativa não foi tendenciosa, para os parâmetros adotados na Krigagem.

Foram adotadas diferentes estratégias de número máximo de amostras no elipsóide de busca, para que fosse verificada sua influência na estimativa. A tabela abaixo mostra a influência dessas alterações.

Domínio	Variável	Amostras	Blocos negativos	Variância de Krigagem
DARDOL	Zn	24	8	5.6
		32	9	5.5
	Pb	24	7	3.09
		32	16	3.07
BDOL	Zn	24	0	0.35
		32	0	0.34
	Pb	24	0	0.018
		32	0	0.018

Tabela 8 - Tabela comparativa entre a mudança do número de amostras no elipsóide de busca, mostrando a variância de krigagem produzida e o número de blocos com teores negativos.

Após essa comparação, optou-se por utilizar o número de 24 amostras, no elipsóide, pois o número de blocos negativos produzidos foi menor, além de que a diminuição na variância de Krigagem quando utilizada 32 amostras foi muito pequena.

Os blocos negativos gerados na Krigagem, ocorrem devido alguns fatores como amostras muito próximas do centro do elipsóide, enquanto existem algumas mais distantes. Dessa forma o peso dado a essas amostras muito distantes do centro é tão pequeno que chega a ser levemente negativo, por isso são gerados os teores negativos. Para tratar esses blocos com teores negativos foram realizadas estimativas pontuais, utilizando-se os blocos que estavam exatamente ao lado do bloco que se desejava re-estimar.

## 6.12 Quantificação de recursos

O correlograma permite uma indicação do nível de correlação que os dados amostrais apresentam em uma dada zona mineralizada. O grau dessa correlação tem sido utilizado para classificação de recursos, conforme sugerido por (Froidevaux,1982) em três classes:



Figura 59 - Quantificação de recursos pelo método do alcance do correlograma, dividido em três classes.

Foram considerados medidos os blocos estimados com amostras dentro de um raio de influência igual a metade do range obtido para o correlograma de maior alcance modelado para o elemento. A classificação de bloco indicado relacionou-se aqueles estimados a partir de amostras dentro de um raio de influência igual ao valor do range obtido para o mesmo correlograma. Já os blocos inferidos foram aqueles cuja estimativa foi efetuada utilizando amostras dentro de um raio de influência maior que o range obtido para o mesmo correlograma.

DARDOL (High Grade)

Classe	Variável	Teor (%)	Massa (Mton)*
Medido	Zn	1.75	91.6
	Pb	0.60	85.5
Indicado	Zn	1.73	92.3
	Pb	0.57	89.3
Inferido	Zn	1.72	93.3
	Pb	0.55	92.4

\* Densidade = 2,5 t/m<sup>3</sup>

Tabela 9 - Tabela de quantificação de recursos para o domínio High Grade, produzidos pelo método do alcance do correlograma, dividido em três classes.

A curva de parametrização abaixo para o Zinco, demonstra o comportamento da reserva lavrável conforme o teor de corte adotado.

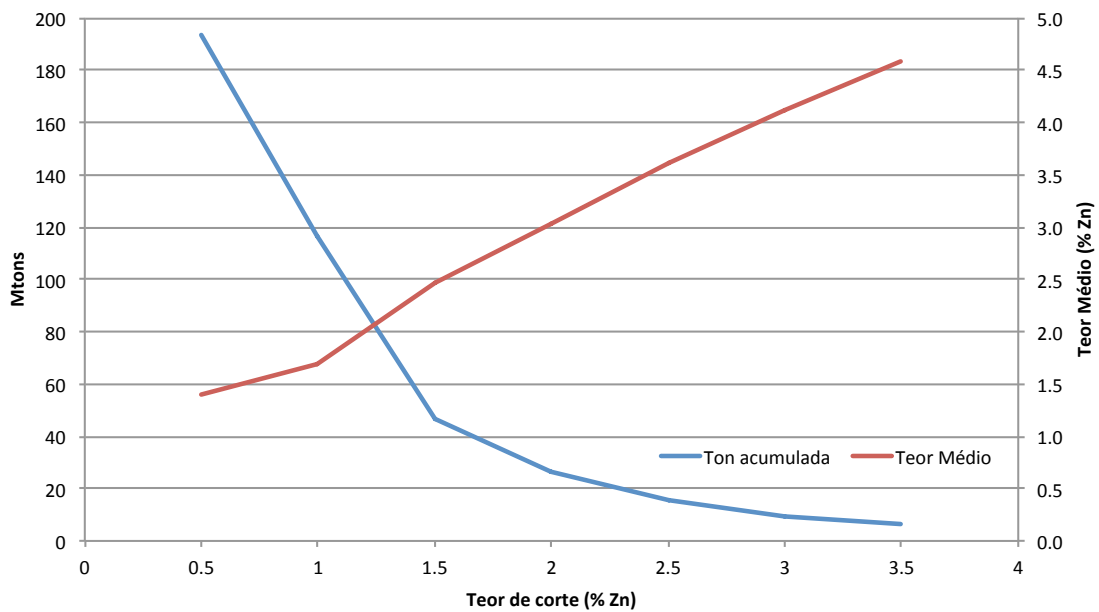


Figura 60 - Curva de parametrização para o Zinco, mostrando a reserva conforme o teor de corte adotado.

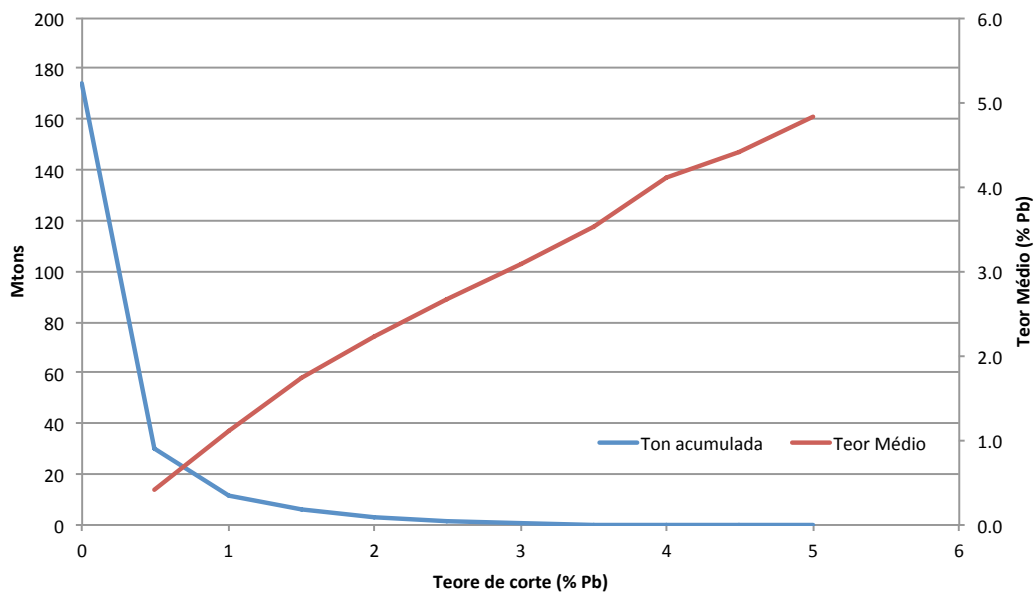


Figura 61 - Curva de parametrização para o Chumbo, mostrando a reserva conforme o teor de corte adotado.

# 7

## CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA

---

A metodologia utilizada para a classificação geomecânica do maciço foi o RMR-*Rock Mass Rating* (Bienawiski 1973, 1976). Esta leva em consideração parâmetros como resistência a compressão da rocha, grau de fissuração, espaçamento e características das descontinuidades e condições hidrogeológicas. Cada característica do maciço recebe um valor que no final é somado e qualificado de acordo com o *rank* da Tabela 10.

Classificação Geomecânica do Maciço	
RMR	Qualidade do Maciço
81-100	Muito Boa
61-80	Boa
41-60	Intermediária
21-40	Ruim
<20	Muito Ruim

Tabela 10 - Classificação Geomecânica

Do depósito sabe-se que as litologias presentes na mina são representadas por três unidades distintas. No topo do jazimento encontram-se rochas argilo-dolomíticas ritmicamente ordenadas em uma sequência denominada localmente de Sequência argilo dolomítica – SAD de cor escura, quase preta e fortemente laminada. O pacote imediatamente inferior é constituído por doloarenitos – DAR, de cor cinza amarelada, de granulometria areia que constitui a litologia hospedeira da mineralização. Na base do jazimento ocorre uma rocha dolomítica oolítica – BDOL, de cor acinzentada com oólitos de diâmetro variável de centímetros a decímetros. O resultado da classificação está demonstrado na Tabela 11.

Litologia	RQD	Presença de Água	Descontinuidades	RMR	Qualidade
SAD	50%	Sim	Lev Rugosas/Lev Alteradas	57	Média
DAR	63%	Sim	Lev Rugosas	63	Boa
BDOL	65%	Sim	Rugosas	65	Boa

Tabela 11 - Resultados da Classificação Geomecânica

### 7.1 Parâmetros Geomecânicos

Para a definição dos parâmetros geomecânicos foi utilizado o *software Rock Lab*<sup>®</sup> da *Rocscience* que utiliza o critério de ruptura de Hoek-Brown (Hoek e Brown, 1980). Os dados de entrada se baseiam na resistência da rocha, fator do tipo de desmonte que será executado, classificação geomecânica entre outros. Os resultados obtidos estão na Tabela 12, 13 e 14.

Dados SAD		
Ângulo de Atrito Interno	43	°
Coesão	0,65	MPa
Resistência Global	6,53	MPa
Res. Compressão Uniaxial	2	MPa
Res. Tração	116	MPa

Tabela 12 - Parâmetros Geomecânicos SAD

Dados BDOL		
Ângulo de Atrito Interno	52,6	°
Coesão	2,15	MPa
Resistência Global	28	MPa
Res. Compressão Uniaxial	13	MPa
Res. Tração	0,88	MPa

Tabela 13 - Parâmetros Geomecânicos BDOL

Dados DAR		
Ângulo de Atrito Interno	50,8	°
Coesão	1,5	MPa
Resistência Global	20,8	MPa
Res. Compressão Uniaxial	9	MPa
Res. Tração	0,55	MPa

Tabela 14 - Parâmetros Geomecânicos DAR



## 7.2 Definição do Método de Lavra

A escolha do método de lavra é de suma importância nos projetos de mineração, pois os engenheiros devem escolher o método que melhor se encaixe as condições geomecânicas do depósito, hidrogeológicas e ao preço de mercado do metal em questão, de modo que se o preço for baixo a opção não deverá ser tão onerosa ao projeto.

Utilizou-se para a escolha do método de lavra a ferramenta do site *www.edumine.com*, *mining method selection*, o qual se entra com os parâmetros geomecânicos do depósito e se obtém o rank dos melhores métodos como mostra a Figura 62.

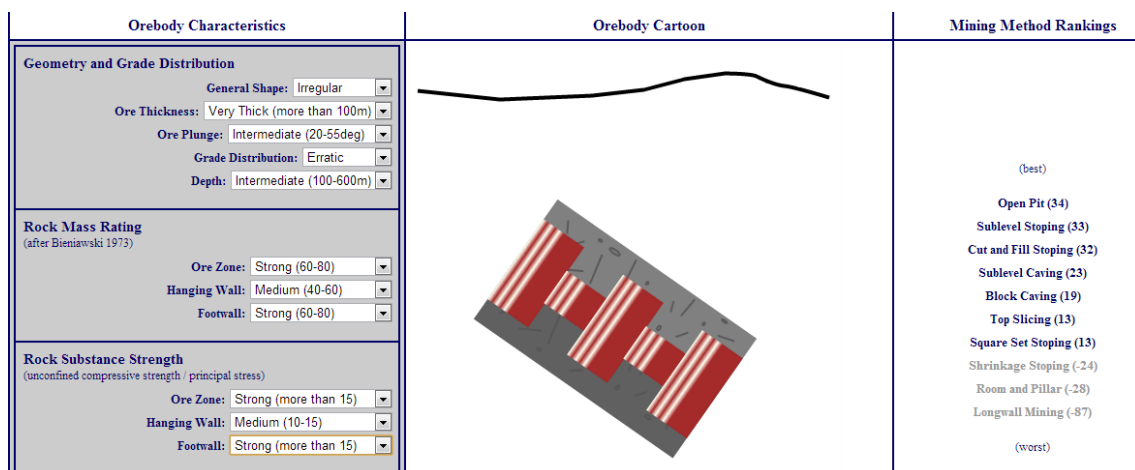


Figura 62 - Ferramenta *Mining Method Selection*

Analisando o resultado obtido, o método *Open Pit* recebeu a melhor pontuação seguida do método *Sublevel Stopping*, no entanto, o depósito possui regiões profundas que estão a 550 metros de profundidade. Com isso, o *open pit* foi descartado por apresentar uma relação estéril minério muito alto, logo o *sublevel stopping* foi o escolhido.

### 7.2.1 Sublevel Stopping

O sublevel stopping possui um desenvolvimento relativamente complexo e consiste na abertura de *drift's* durante o trabalho nos stopes. A perfuração é feita em leque e a lavra em recuo, de modo que o reforço no *hanging wall* é fundamental para a estabilidade do stope. Dependendo da altura do stope o número de subníveis pode variar.

Algumas vantagens do método é o seu moderado custo de lavra, sua baixa exposição a condições inseguras para os trabalhadores, compatibilidade à mecanização e alta produtividade. Porém algumas das desvantagens seria o desenvolvimento lento e

complexo, método não seletivo, grandes furações necessitando de alinhamento cuidadoso e grandes desmontes.

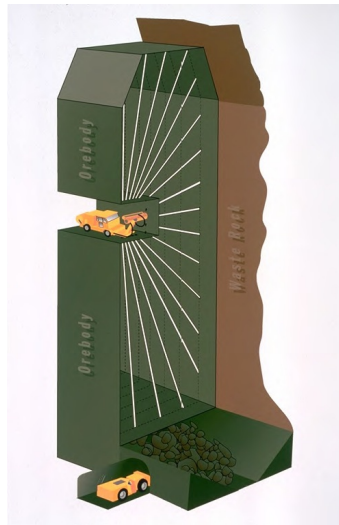


Figura 63 - Sublevel Stopping

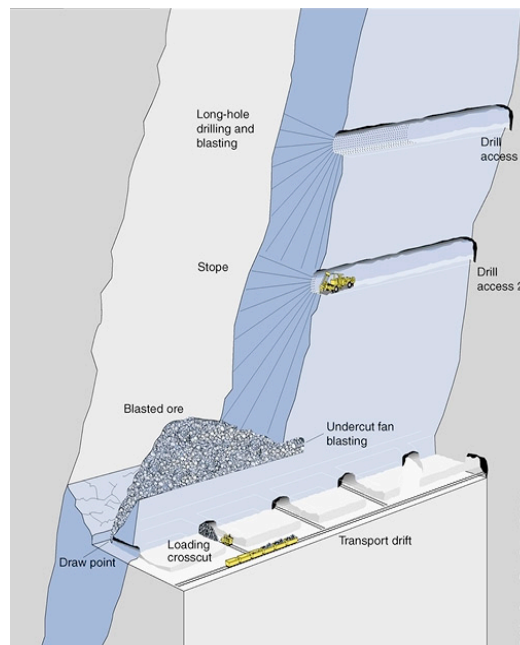


Figura 64 - Sublevel Stopping

A fim de melhorar a recuperação do método, os pilares serão recuperados e para que isso seja possível, após os stopes serem exauridos, haverá um preenchimento com *backfill* bombeado proporcionando uma maior estabilidade à escavação. A Figura 4 a seguir demonstra a metodologia que será adotada.

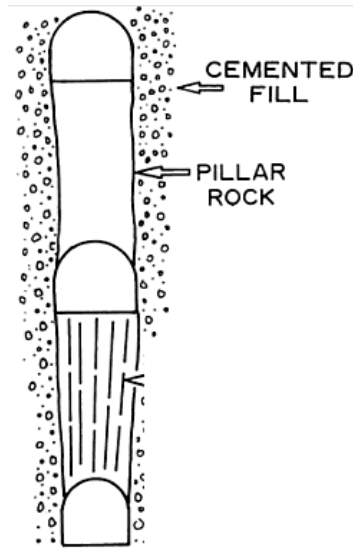


Figura 65 - Recuperação de Pilares

### 7.3 Definição do Teor de Corte

A função benefício é capaz de nos determinar o destino dos blocos, ou seja, através de uma análise econômica definimos se ele irá ser destinado à planta de beneficiamento ou a pilha de estéril. A fórmula se relaciona com os seguintes parâmetros:

$$\text{Lucro} = (\text{Teor} \times \text{Preço de Venda} \times \text{Rec}) - \text{Custo de Lavra} - \text{Custo de Processo}$$

Equação 2 - Função Benefício

Com a definição do método de lavra foi possível determinar um custo de lavra relacionando a uma produção estimada, ou seja, quanto menor a produção maior seria o custo de lavra. Porém para a determinação dos custos se utilizou a ferramenta MAFMINE®, que se baseia no modelo de O'hara para a estimativa de custos do projeto.

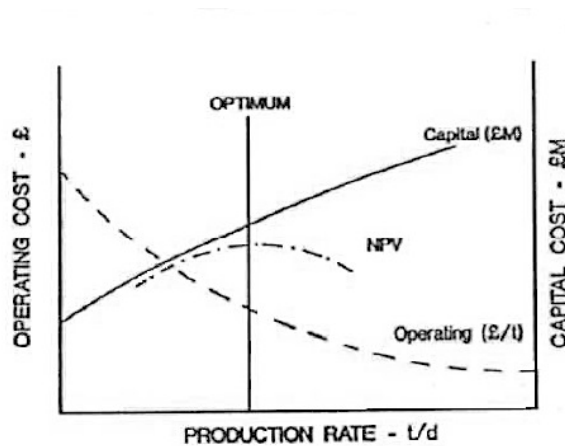


Figura 66 - Relação Custo e Produção

Para determinar o preço de venda do metal foi realizada uma análise de média móvel, a fim de suavizar os altos e baixos do preço das commodities. Para isto foram realizadas médias móveis analisando 7, 6 e 5 anos do preço do chumbo e do zinco. Os resultados para a análise do chumbo e do zinco estão nas tabelas 6, 7, 8, 9, 10 e 11.

Média Móvel - Zinco 7 anos							
Ano	Média	Médias Móveis					
2006	3266.18						
2007	3249.73	3257.95					
2008	1884.83	2567.28	2912.62				
2009	1658.39	1771.61	2169.44	2541.03			
2010	2160.36	1909.37	1840.49	2004.97	2273.00		
2011	2195.53	2177.95	2043.66	1942.08	1973.52	2123.26	
2012	1949.28	2072.40	2125.17	2084.42	2013.25	1993.38	2058.32

Tabela 15 - Média Móvel Zinco - 7 anos

Média Móvel - Zinco 6 anos						
Ano	Média	Médias Móveis				
2007	3249.73					
2008	1884.83	2567.28				
2009	1658.39	1771.61	2169.44			
2010	2160.36	1909.37	1840.49	2004.97		
2011	2195.53	2177.95	2043.66	1942.08	1973.52	
2012	1949.28	2072.40	2125.17	2084.42	2013.25	1993.38

Tabela 16 - Média Móvel Zinco - 6 anos

Média Móvel - Zinco 5 anos					
Ano	Média	Médias Móveis			
2008	1884.83				
2009	1658.38	1771.61			
2010	2160.35	1909.37	1840.49		
2011	2195.53	2177.95	2043.66	1942.08	
2012	1949.27	2072.40	2125.17	2084.42	2013.25

Tabela 17 - Média Móvel Zinco - 5 anos

Média Móvel - Chumbo 7 anos							
Ano	Média	Médias Móveis					
2006	1288.424						
2007	2579.121	1933.773					
2008	2093.322	2336.221	2134.997				
2009	1719.437	1906.379	2121.3	2128.149			
2010	2148.193	1933.815	1920.097	2020.699	2074.424		
2011	2400.706	2274.45	2104.132	2012.115	2016.407	2045.415	
2012	2017.66	2209.183	2241.816	2172.974	2092.544	2054.476	2049.945

Tabela 18 - Média Móvel Chumbo - 7 anos

Média Móvel - Chumbo 6 anos						
Ano	Média	Médias Móveis				
2007	2579.121					
2008	2093.322	2336.221				
2009	1719.437	1906.379	2121.3			
2010	2148.193	1933.815	1920.097	2020.699		
2011	2400.706	2274.45	2104.132	2012.115	2016.407	
2012	2017.66	2209.183	2241.816	2172.974	2092.544	2054.476

Tabela 19 - Média Móvel Chumbo - 6 anos

Média Móvel - Chumbo 5 anos					
Ano	Média	Médias Móveis			
2008	2093.322				
2009	1719.437	1906.379			
2010	2148.193	1933.815	1920.097		
2011	2400.706	2274.45	2104.132	2012.115	
2012	2017.66	2209.183	2241.816	2172.974	2092.544

Tabela 20 - Média Móvel Chumbo - 5 anos

Analisando os resultados obtidos, observamos que em todos obtemos valores maiores que o preço de venda atual, tanto para o chumbo como para o zinco. Logo, se adotássemos estes valores estaríamos esperando por um cenário otimista no mercado, porem, de modo a adotar uma postura conservadora determinamos os preços de venda abaixo do valor atual como demonstrado na Tabela 12.

Metal	7 anos	6 anos	5 anos	Valor Atual	Valor Adot.	Unidade
<b>Zn</b>	2052.32	1993.39	2013.25	1949.27	1700	US\$/t
<b>Pb</b>	2049.95	2054.47	2092.54	2017.66	1800	US\$/t

Tabela 21 - Preço de venda adotado - Zn e Pb

Os custos estimados pelo *software* MAFMINE para o método sublevel stope a uma produção de 800 mil toneladas de ROM mensais estão na Tabela 13.

MAFMINE - SLS		
<b>Custo Lavra</b>	US\$/t	20.1
<b>Custo Beneficiamento</b>	US\$/t	11.5
<b>Custo G&amp;A</b>	US\$/t	0.8
<b>Recuperação - Zn</b>		85%
<b>Recuperação - Pb</b>		83%

Tabela 22 - Custos estimados - MAFMINE

Com os custos e o preço de venda dos metais foi possível determinar o teor de corte ou BCOG (*breakeven Cut Off Grade*) para ambos os metais, sendo assim os respectivos BCOG's estão na Tabela 14.

ZN		Pb	
<b>Preço US\$/t</b>	1700	<b>Preço US\$/t</b>	1800
<b>BCOG Zn</b>	2.25%	<b>BCOG Pb</b>	2.1%

Tabela 23 - BCOG - Zn e Pb

#### 7.4 Localização e Avaliação dos Stopes

Após a determinação dos teores de corte, utilizou-se a rotina do *software* CAE Mining Studio 3<sup>o</sup> denominada MSO (*Mineable Shape Optimizer*) para a localização das regiões do depósito que atendam as premissas de formato e teor para os stopes. Para que isto seja possível, é necessário entrar com certas informações como:

- Modelo de Blocos: neste devera estar carimbado a densidade e teor do metal de interesse para que a rotina faça a cubagem dos stopes;
- Arquivo *Prototype*: delimita a região de varredura da rotina;
- BCOG: o teor de corte do metal de interesse para que a rotina procure stopes com este teor médio;
- Largura dos Stopes: a largura que desejamos que os stopes tenham;
- Altura dos níveis: a altura entre os níveis de mineração, do *drift* até o ponto de transporte;
- *Strike* e *Dip*: direções de varredura;
- Ângulo entre as faces: a inclinação que se deseja que as paredes dos stopes tenham com a vertical.

Com os parâmetros de busca determinados o programa buscará stopes que atendam a forma desejada e que o teor médio seja o mesmo ou maior que o teor de corte. Com isso ira gerar um relatório com a identificação, tonelagem e teor de cada stope facilitando a cubagem de cada região.

Parâmetros de Busca		
	Zn	Pb
<b>BCOG</b>	2.25%	2.10%
<b>Strike</b>	90°	
<b>Altura</b>	30	Metros
<b>Largura</b>	10	Metros
<b>Ângulo</b>	45°	
<b>Rib Pillar</b>	10	Metros

Tabela 24 - Parâmetros de busca – MSO

Após a localização dos stopes, as regiões foram definidas com a nomenclatura “W” para regiões a *West* da reserva e “E” para regiões a *East*, de modo a facilitar a visualização e cubagem da reserva. Entre os stopes foram deixados *rib Pillar* de 10 metros de modo garantir a estabilidade da escavação.

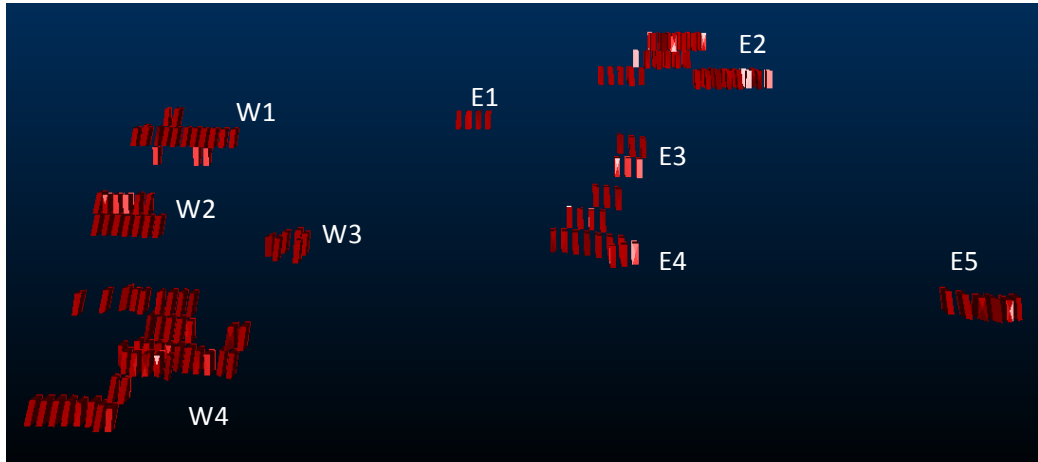


Figura 67 - Regiões dos Stopes

O ângulo de 45° entre as faces melhorou a aderência dos stopes em relação à região mineralizada reduzindo assim, a incorporação de material estéril.

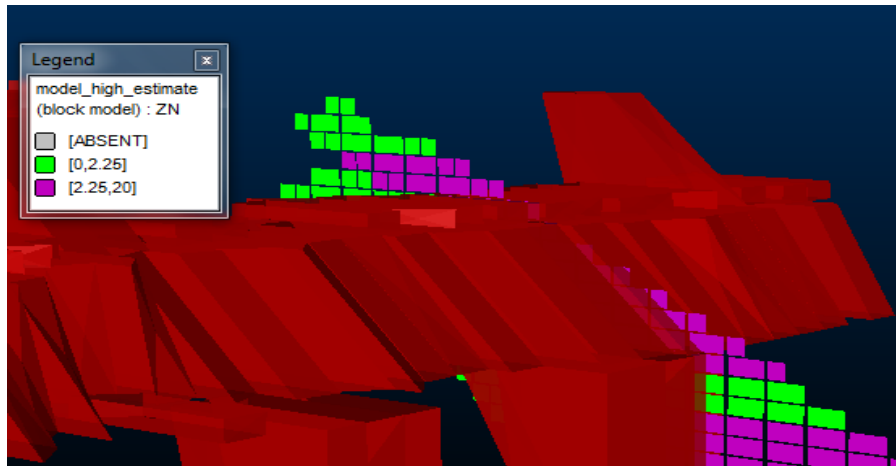


Figura 68 - Aderência dos Stopes 1

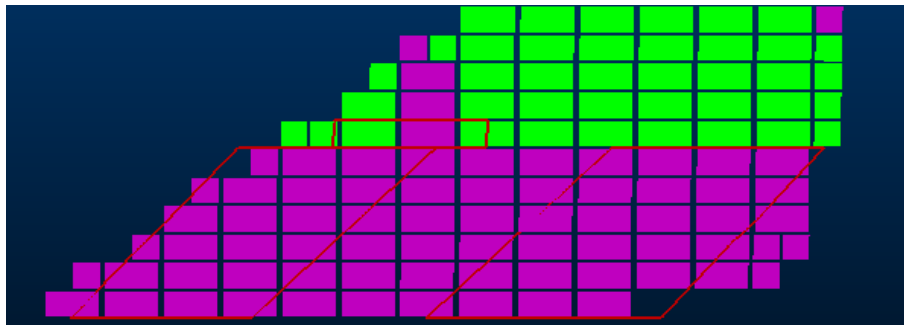


Figura 69 - Aderência dos Stopes 2

A busca foi realizada primeiramente para o zinco porem ainda teria que analisar as possíveis regiões que tenham o chumbo de modo que seja rentável. Ao entrarmos com o



BCOG do chumbo, estaria implícita que nestas regiões o chumbo se pagaria independentemente do zinco, pois no BCOG do chumbo já esta considerando o custo de lavra, no entanto, as regiões que atendem aos pré-requisitos de forma e teor coincidem com os blocos de zinco concluindo assim, que não há nenhum stope que se pague apenas com o chumbo. Para validar isto foi realizada uma superposição dessas regiões como demonstra a Figura 9 em que os stopes verdes são de chumbo acima do BCOG e os vermelhos de zinco acima do BCOG.

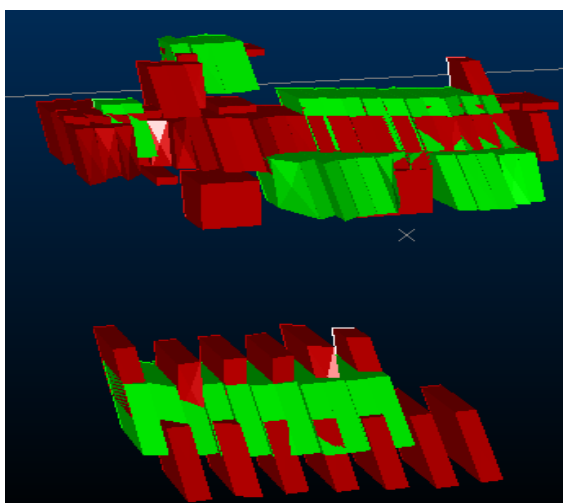


Figura 70 - Superposição dos Stopes de Zn e Pb

Para realizar a avaliação das regiões foram considerados apenas os stopes gerados com o parâmetro de teor do zinco já que este elemento equivale a mais de 90% da reserva. As avaliações foram divididas pelas regiões já citadas e o teor de chumbo foi transformado em zinco equivalente.

Densidades do Projeto	
<b>Estéril</b>	2.7 t/m <sup>3</sup>
<b>Minério</b>	3 t/m <sup>3</sup>

Tabela 25 - Densidades de Minério e Estéril

Foi realizada primeiramente a avaliação geral da reserva com seu respectivo teor global de zinco e chumbo. A representatividade de cada região perante a reserva também foram analisados e estão demonstrados na Tabela 18.

Avaliação da reserva		
<b>Reserva</b>	9.65	Mton
<b>Rec. de Lavra</b>	90	%
<b>Reserva Rec.</b>	8.7	Mton
<b>Teor Zn</b>	3.1	%
<b>Teor Pb</b>	1.1	%

Tabela 26 - Avaliação da Reserva

Avaliação das Regiões							
Região	Ton. ROM (x1000)	Ton. - Zn	Ton. - Pb	Zn %	Pb %	Zn % eq.	MUS\$
<b>W1</b>	1,118.68	34,567.16	21,620.14	3.09	1.93	3.21	21.49
<b>W2</b>	889.64	27,222.97	21,079.85	3.06	2.37	3.2	15.00
<b>W3</b>	421.31	12,260.12	688.63	2.91	0.16	3.03	5.33
<b>W4</b>	2,625.07	83,214.70	30,718.00	3.17	1.17	3.30	50.51
<b>E1</b>	421.31	12,260.12	4,213.79	2.91	1.00	3.03	33.00
<b>E2</b>	2,537.20	69,519.16	15,138.93	2.74	0.60	2.85	1.63
<b>E3</b>	324.81	8,769.88	3,102.61	2.7	0.96	2.81	3.76
<b>E4</b>	950.68	34,034.22	3,571.34	3.58	0.38	3.72	23.89
<b>E5</b>	362.32	16,666.56	5,733.72	4.6	1.58	4.8	14.84
<b>TOTAL</b>							170

Tabela 27 - Avaliação das Regiões

Também foi gerado um gráfico com a representatividade de cada região demonstrando que as regiões E2 e W4 apresentam a maior tonelagem com os respectivos teores de zinco, 2.74% e 3.17%.

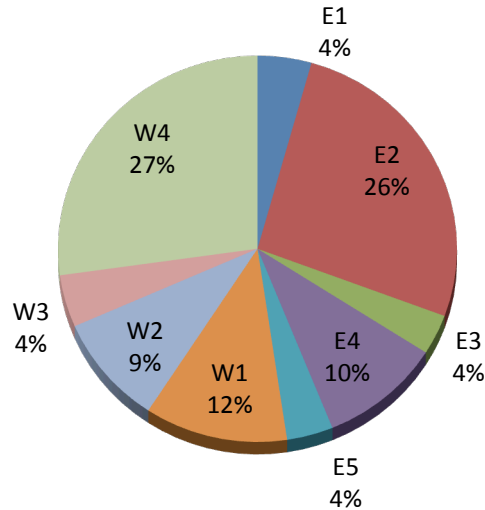


Gráfico 1- Representatividade das Regiões

### 7.5 Regime de Produção de Vida Útil

Dispondo da reserva e do regime de trabalho, com o auxílio da fórmula de Taylor foi possível estimar a produção anual, mensal e diário da mina.

$$P = 0.5 * R^{0.75}$$

Equação 3- Equação de Taylor

A partir da fórmula se obtém uma produção anual de 800 Kton de ROM, considerando um regime de produção de 312 dias a produção mensal seria de 67 kton e diárias de 2.565,00 toneladas de ROM. Considerando a reserva de 8.7 Mton obtemos 11 anos de produção sendo que este tempo justifica o investimento necessário para o projeto.

Produção de ROM		
<b>Produção Anual</b>	800	KTon/Rom
<b>Produção Mensal</b>	67	KTon/Rom
<b>Dias de Produção</b>	312	Dias
<b>Produção Diária</b>	2565,0	Ton/Rom
<b>Produção</b>	12	Horas/dia
<b>Vida da Mina</b>	11	Anos

Tabela 28 - Produção ROM

# 8 DESENVOLVIMENTO

---

Cada método de lavra possui um layout característico, alguns sendo mais elaborados e outros nem tanto. Para o subleve stope foi necessário preparar painéis que nos de a possibilidade de acessar o stope na sua parte superior e inferior, configurando apenas dois níveis, um sendo para produção (perfuração e desmonte) e outro para carregamento e transporte do material desmontado. Em cada painel haverá pontos de carga para que as LHD's possam alimentar os caminhões para então direcionarem para o material para o seu destino final. O layout é composto por diversos elementos que são:

- Rampa: serão utilizadas para realizar o acesso primário ao corpo mineralizado durante a fase de desenvolvimento e para acesso de máquinas e pessoal. Durante as fases iniciais irá escoar a produção da mina;
- Ponto de Manobra: servem para a manobra de caminhões em subsolo e estocagem de material quando necessário;
- *Shafs* de ventilação e produção: os poços de ventilação devem fornecer entrada de ar para o subsolo e remover partículas de poeira e poluentes. Já o poço de produção precisa escoar o material desmontado podendo ser da produção ou da etapa de desenvolvimento;
- *Raise*: são passagens circulares que ligam as galerias aos poços de ventilação;
- *Drift's* e acessos: acessos são galerias retangulares que servem de acesso as galerias denominadas *drift's* que se localizam dentro do stope em produção, ambas são consideradas temporárias;
- *Haulage Drift's*: são galerias dentro do stope que servem para carregar e escoar o material após a detonação;

- Galerias de desenvolvimento Horizontal: galerias horizontais e são consideradas permanentes, pois nelas circulam trabalhadores e equipamentos durante a vida da mina;
- *Orepass*: ligam os pontos de descarga do material ROM ao poço de produção;

Um fator importante a se considerar nos desenvolvimentos de minas subterrâneas são os gradientes que as estradas devem possuir, pois rampas muito inclinadas irão dificultar o deslocamento dos equipamentos no subsolo. Outro ponto a se considerar é o raio de curvatura que as rampas e galerias curvas devem possuir, porque dependendo do equipamento, este possui um raio de curvatura mínimo para realizar as curvas nas galerias. A tabela indica os parâmetros escolhidos.

Gradiente e Raio de Curvatura das Galerias	
<b>Raio de Curvatura</b>	15 metros
<b>Gradiente nas Curvas</b>	10%
<b>Gradiente nas retas</b>	12%

Tabela 29 – Gradiente e Raio de Curvatura das Galerias

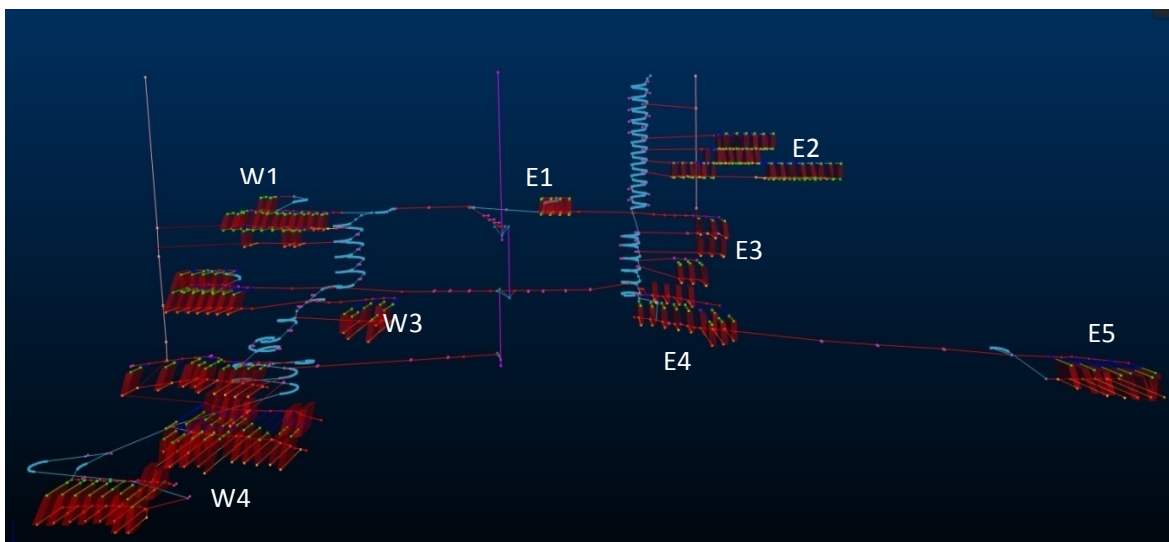


Figura 71 - Layout dos Painéis

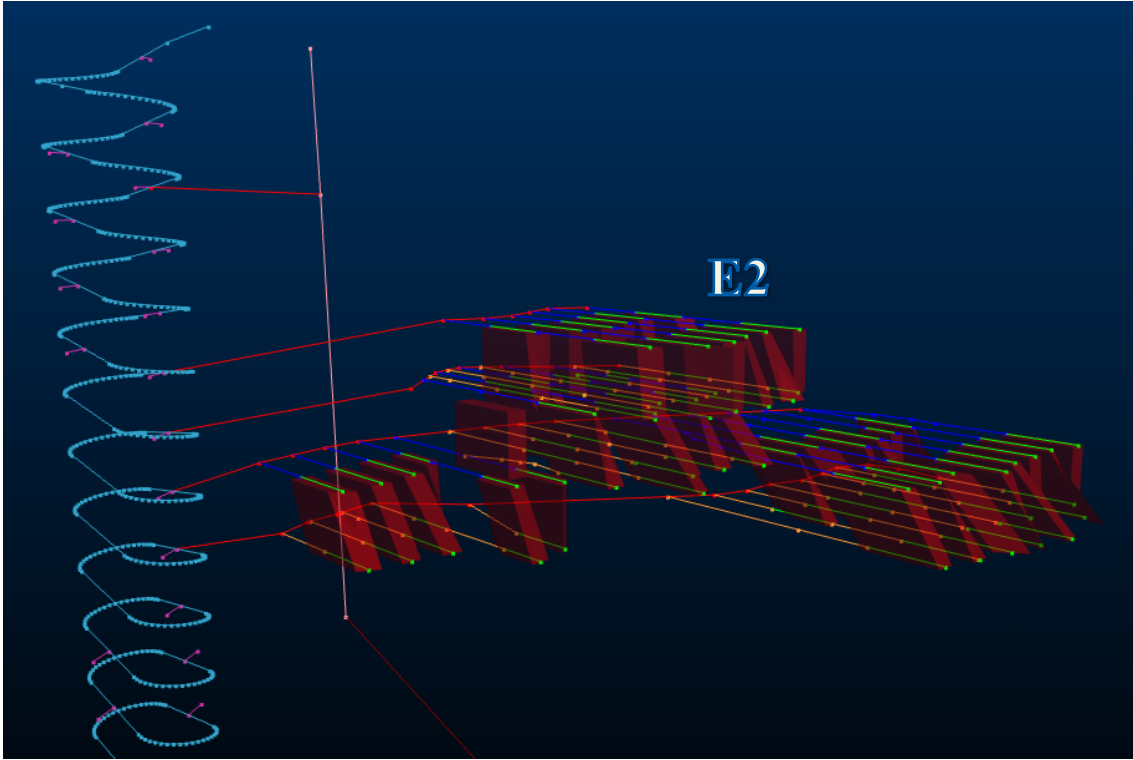


Figura 72 - Rampa de acesso e painel E2

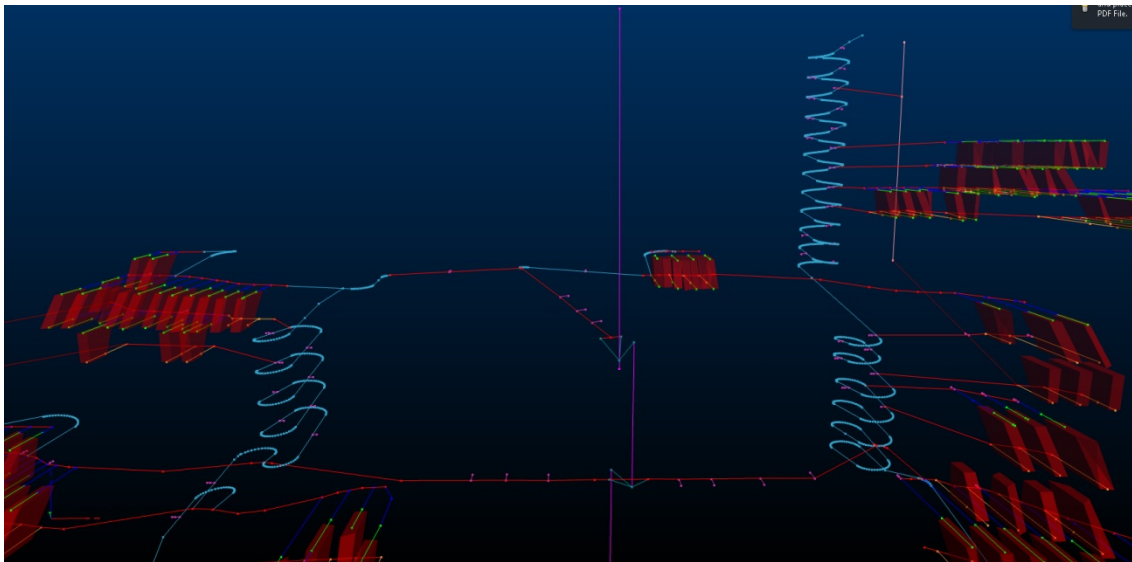


Figura 73 - Shaft e painéis de lava

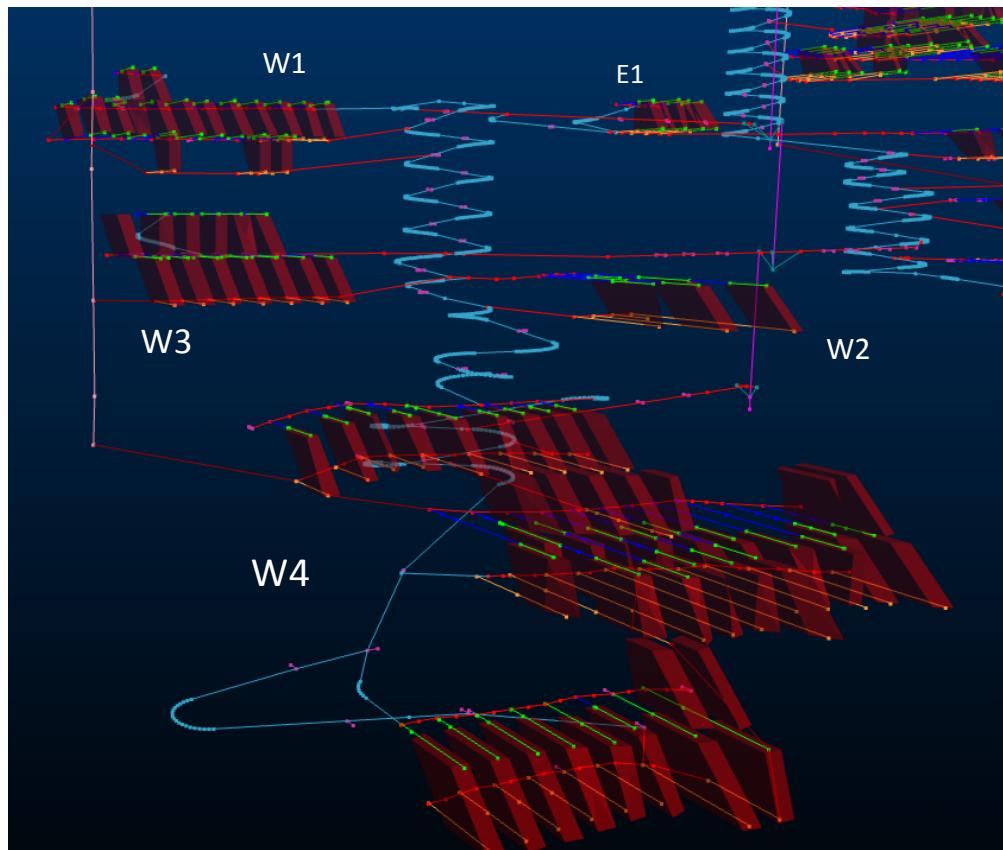


Figura 74 - Acesso aos painéis de lava

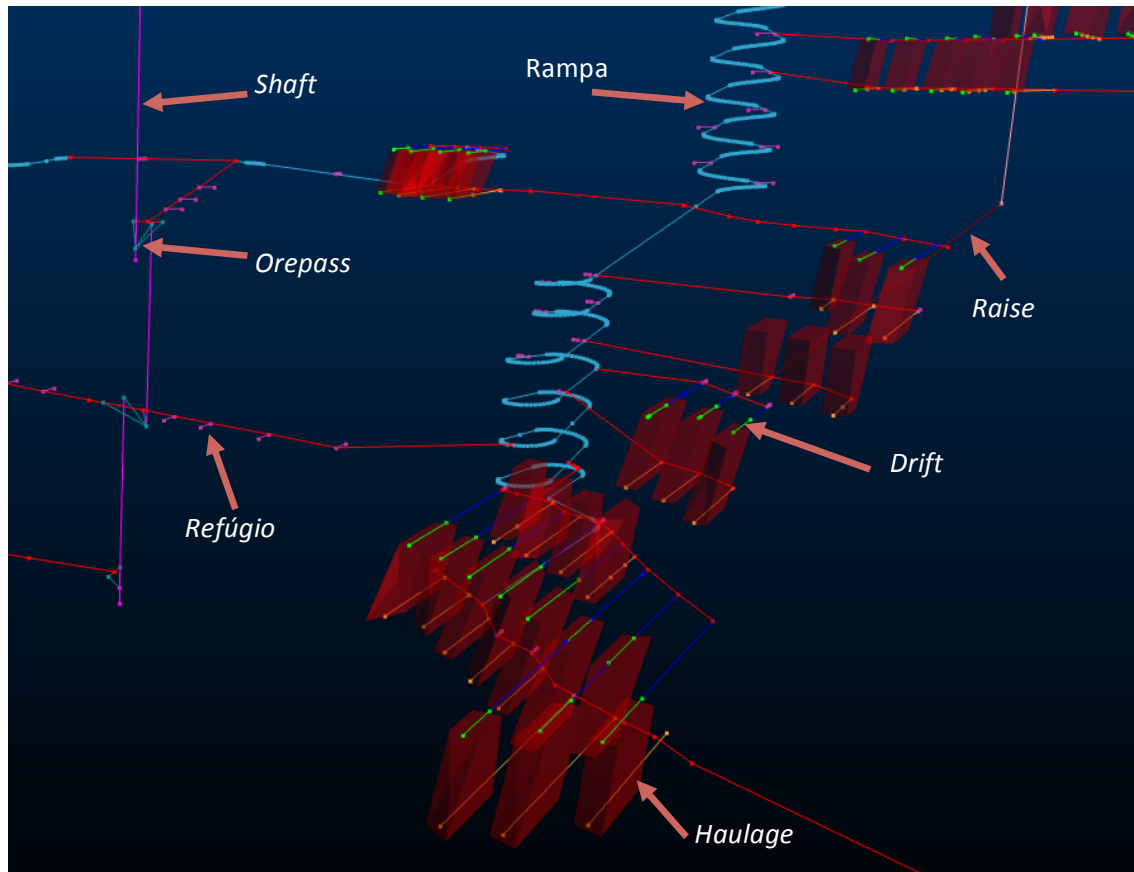


Figura 75 - Elementos da Mina

Todas as galerias possuem suas características como tamanho da seção e formato como demonstra a Tabela 21.

Desenvolvimento Km	Secção	Área	Forma	
Raise	1.40	2.5	4.91	Circular
Shaft_vent	0.81	3.1	7.55	Circular
Shaft	0.57	5.5	23.76	Circular
Ramp	8.60	5X5	23.98	Abaulado
Orepass	0.19	2.5	4.91	Circular
H.development	8.70	5X5	23.98	Abaulado
Drift	7.10	5X5	25	Retangular
Refúgio	0.68	5X5	23.98	Abaulado
Acesso	6.60	5X5	23.98	Abaulado
Haulage	7.3	5X5	25	Retangular
<b>TOTAL</b>	<b>41.95</b>	<b>km</b>		

Tabela 30 - Kilometragem e Seções do desenvolvimento



### 8.1 Sequenciamento de Lavra

Para sequenciar o desenvolvimento, foi utilizado o *software* Mine2-4d®, o qual dividimos o desenvolvimento em trechos de 50 metros determinando assim, uma atividade, esta que sendo avaliada contra o modelo de blocos nos resulta em informações de tonelagem e teor. Estas atividades foram linkadas definindo suas dependências (antecessores e predecessores) de modo que a sequencia de abertura das galerias obedeçam esta ordem. O mesmo foi realizado para sequenciar os stopes atribuindo uma sequencia de produção, ou seja, primeiramente se produz em 2 stopes ao mesmo tempo sendo o próximo passo recuperar o *rib Pillar* que se encontra entre eles.

A fim de se obter informações mais detalhadas dos avanços da produção nos stopes, estes foram seccionados simulando um avanço, assim, cada seção significa uma atividade que resulta nas informações de teor e massa produzidas durante uma frente de lavra.

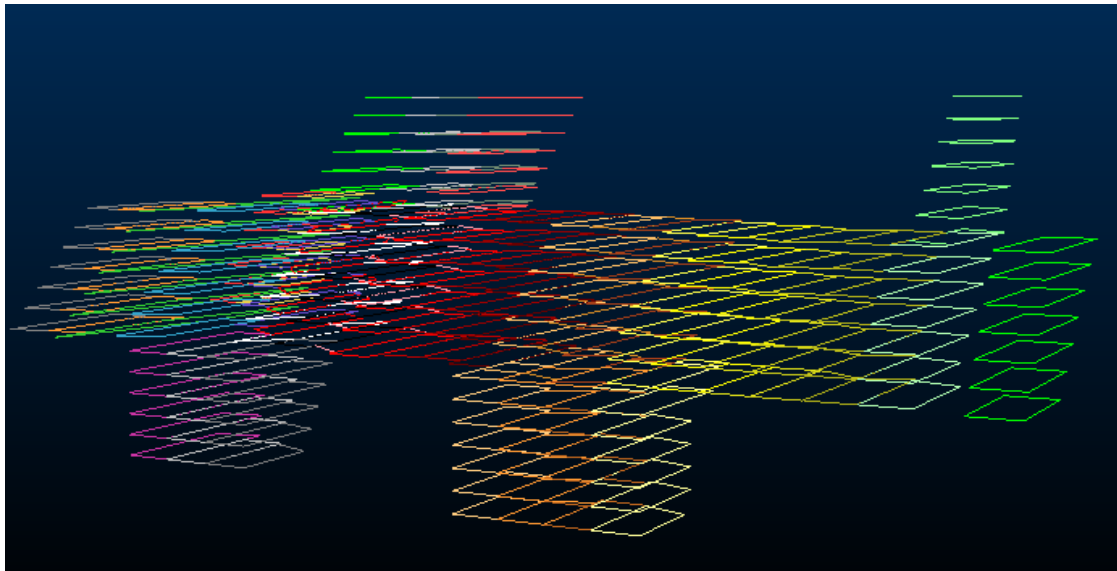


Figura 76 - Seções nos Stopes

### 8.2 Regime de Trabalho

O regime de trabalho será realizado em 3 turnos, sendo 2 destinados a produção e 1 para manutenção de equipamentos e etc. Considerando um aproveitamento de 75% dos turnos, obtém 12 horas de produção diárias. A Tabela 21 simula como pode se condicionar as operações durante os turnos.

Turno	Estágio	Horário	Horas
1	Escoramento	4h às 12 h	8
	Produção		
	Perfuração		
	Carregamento		
<b>Intervalo</b>	Detonação	12 às 15h	3
2	Produção	15h às 23h	8
	Escoramento		
	Perfuração		
	Carregamento		
3	Manutenção	23h às 3h	4
<b>Intervalo</b>	Intervalo	24	1

Tabela 31 - Operações durante os turnos

O desenvolvimento terá 2 anos de preparação, em que 2 equipes trabalharão em 2 turnos totalizando as 12 horas de trabalho. O avanço dependerá do número de frentes disponíveis, ou seja, quando se esta realizando a abertura de uma galeria apenas, não há como sobrepôr mais de uma equipe na mesma frente. Outros fatores que limitam a taxa de avanço são a capacidade de produção do conjunto mecanizado e o ciclo de operações unitárias.

### 8.3 Ciclo Operacional

Prever como será realizado o ciclo de operações unitárias é crucial para o planejamento de lavra, de modo a controlar os tempos de cada operação visando alcançar a produção diária.

O tempo de ciclo nos dirá quantas frentes de serviço poderão ser realizadas durante o turno, considerando que neste caso se tenha mais de uma frente sendo desenvolvida. Para isso, alguns tempos foram estimados e estão na tabela 23.

Ciclo Operacional		
1	Perfuração - Jumbo	40
2	Carregamento	20
3	Detonação	-
4	Ventilação	15
5	Limpeza	45
6	Escoramento	55
TOTAL		175 Minutos

Tabela 32 - Tempos de Ciclo

Para que os tempos possam ser cumpridos, o ciclo operacional deve ter uma sequência cíclica de modo que os equipamentos possam ser utilizados estando sendo aproveitados ao máximo.



Figura 77 - Ciclo Operacional

Para completar o ciclo operacional, o conjunto mecanizado leva 175 minutos e isto corresponde a aproximadamente 3 horas de turno, no entanto, foi considerado que os turnos de produção possuem 6 horas logo, o conjunto conseguirá se cumprido os tempos corretamente preparar 2 frentes por turno.

# 9

## DESMONTE DE ROCHAS

---

O desmonte de rochas deve garantir a taxa de avanço das equipes de desenvolvimento, taxa de produção da mina e material com granulometria aceitável. Os poços de ventilação e produção serão abertos utilizando o equipamento de abertura de poços *raise boring*, logo não será necessário um plano de fogo.

No subsolo existem 3 tipos de plano de fogo, sendo um para as galerias permanentes de seção abauladas, outro para galerias temporárias de seção retangular e por ultimo um para a produção nos stopes.

Os tipos de explosivos utilizados serão a emulsão encartuchada para as galerias e emulsão bombeada para a produção nos stopes por necessitarem de maior quantidade de explosivo.

Os dados de cada plano de fogo serão demonstrados nas tabelas abaixo.

- Plano 1: Galerias Retangulares 5x5

<b>Diâmetro dos Furos</b>	<b>50 mm</b>	
<b>Explosivo</b>	Emulsão Encartuchada	
<b>Iniciação</b>	Eletrônica	
<b>Inclinação</b>	Horizontal	
<b>ângulo nas Bordas</b>	2 graus	
<b>Profundidade do Furo</b>	2.48 m	
<b>Avanço</b>	2.36 m	
<b>Cartucho</b>	0.4 kg	
	N Cartuchos	
<b>Furos - Borda</b>	3	
<b>Furos - Interiores</b>	4	
<b>Pilão</b>	4	
<b>Razão de Carga</b>	1.2	kg/m <sup>3</sup>

<b>Volume Desmontado</b>	60	m <sup>3</sup>
<b>Número de Furos</b>	45	

Tabela 33 - Parâmetros do Plano de Fogo - Galerias Retangulares

A figura demonstra a disposição dos furos na seção da galeria com seus respectivos tempos de retardo e distâncias.

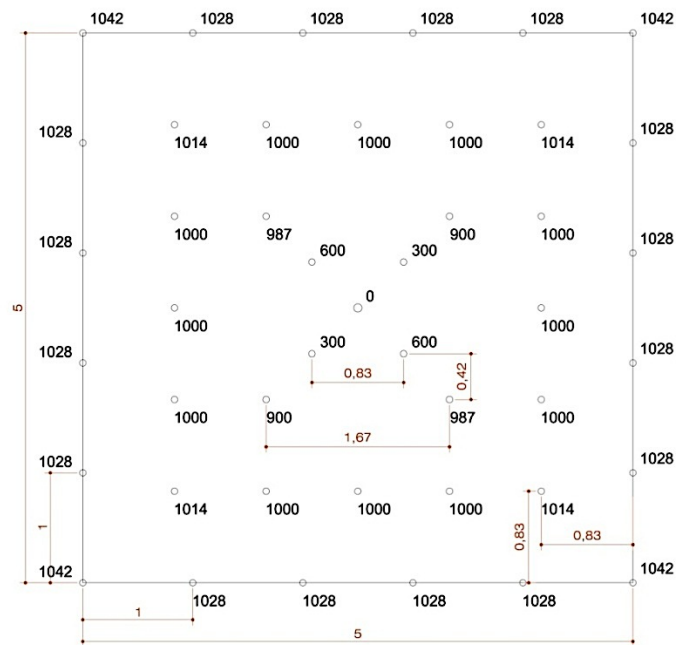


Figura 78 - Seção Retangular 5x5

- Plano 2: Galerias Abauladas 5x5 serão permanentes durante a vida da mina, logo este formato de arco proporciona melhor estabilidade ao maciço.

<b>Diâmetro dos Furos</b>	<b>50 mm</b>
<b>Explosivo</b>	Emulsão Encartuchada
<b>Iniciação</b>	Eletrônica
<b>Inclinação</b>	Horizontal
<b>Ângulo nas Bordas</b>	2 graus
<b>Profundidade do Furo</b>	2.48 m
<b>Avanço</b>	2.4 m
<b>Cartucho</b>	0.4 kg
	N Cartuchos
<b>Furos - Borda</b>	3

<b>Furos - Interiores</b>	4	
<b>Pilão</b>	4	
<b>Razão de Carga</b>	1.0	kg/m <sup>3</sup>
<b>Volume Desmontado</b>	57.6	m <sup>3</sup>
<b>Número de Furos</b>	49	

Tabela 34 - Parâmetros do Plano de Fogo - Galerias Abauladas

- A Figura 19 demonstra a disposição espacial dos furos na seção abaulada e os retardos nos furos sempre partindo do centro da detonação para as bordas da galeria.

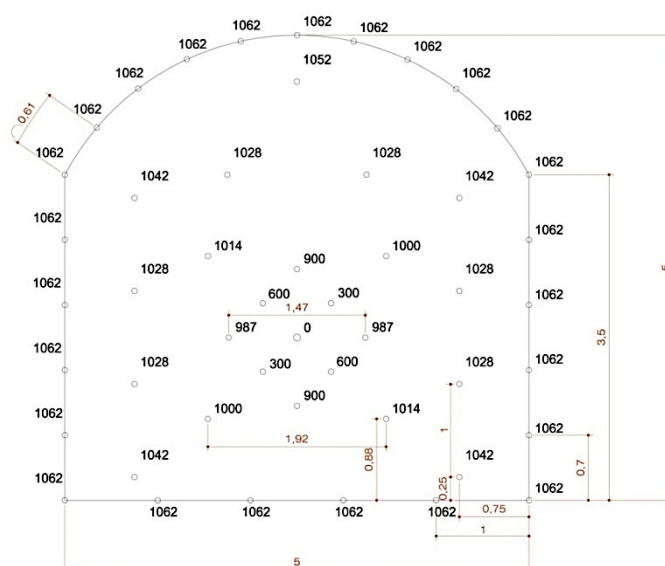


Figura 18 – Seção Abaulada 5x5

- Plano 3: este compreende as detonações da lavra em recuo dentro dos stopes. Neste caso a emulsão deverá ser bombeada e os furos deverão ter 35° com a vertical para que o desmonte possa acompanhar a capa.

<b>Diâmetro dos Furos</b>	<b>75 mm</b>
<b>Explosivo</b>	Emulsão
<b>Iniciação</b>	Eletrônica
<b>Inclinação</b>	35 graus
<b>ângulo nas Bordas</b>	2 graus
<b>Profundidade do Furo</b>	20 m
<b>Avanço</b>	2.4 m
<b>Emulsão/Furo</b>	75 kg

<b>N de Linhas</b>	1	
<b>N de Furos</b>	6	
<b>Razão de Carga</b>	0.9	kg/m <sup>3</sup>
<b>Volume Desmontado</b>	480	m <sup>3</sup>
<b>Número de Furos</b>	6	

Tabela 35 - Plano de Fogo - Stopes

O desmonte realizado nos stopes foi considerado como bancada, o que justifica a baixa razão de carga em comparação aos outros desmontes considerados confinados. Os stopes possuem 30 metros de altura, no entanto, as bancadas formadas seriam de 20 metros pelo fato de descontarmos os 10 metros de desenvolvimento realizado dentro do stope com os *drift's*.

A volume desmontado atingiu o valor de 480 m<sup>3</sup>, considerando uma densidade de minério em torno de 3 t/m<sup>3</sup>, a massa de cada desmonte fornecerá 1440 toneladas. Como já foi comentado anteriormente, cada conjunto mecanizado tem a capacidade de preparar 2 frentes por turno, sendo assim, a produção diária da mina que é de 2565 toneladas por dia é alcançada facilmente.

## 9.1 Suporte de teto

O escoramento visa proteger o pessoal, equipamentos e estruturas da mina, evitando colapsos do teto e aumentando a segurança do projeto.

O tempo de auto-sustentação do maciço e o dimensionamento dos parafusos de teto são apresentados a seguir.

### 9.1.1 Auto-Sustentação

A partir do tempo de auto-sustentação do maciço é possível prever quantos avanços poderão ser realizados sem o escoramento.

Sabendo a qualidade do maciço rochoso, o valor RMR, e a largura que as galerias terão que no caso seria de 5 metros, é possível a partir do gráfico estimar o tempo que a escavação suporta sem o escoramento.

Qualidade do Maciço		
	RMR	RQD
SAD	57	50%
DAR	63	65%
BDOL	65	70%



Tabela 36 - Qualidade do Maciço

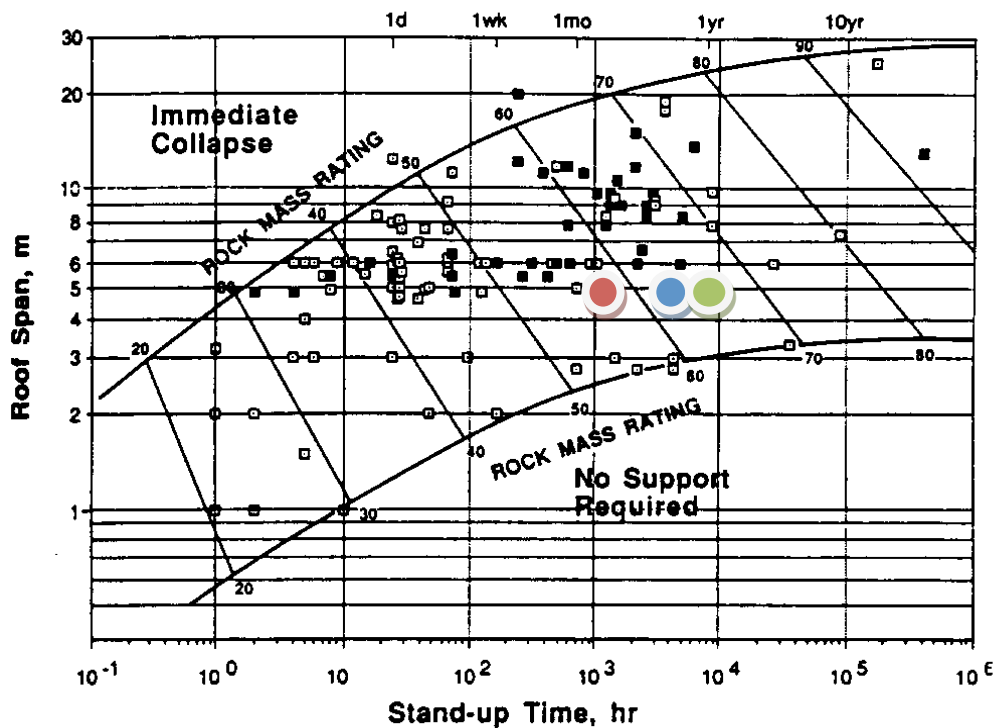


Gráfico 2 - Gráfico do tempo de auto-sustentação

Para uma abertura de 5 metros de largura, os tempos de auto-sustentação obtidos foram satisfatório, algo que já era previsto pelo fato dos maciços apresentarem uma boa qualidade.

Tempo de Sustentação	
SAD	1 mês
DAR	5 meses
BDOL	8 meses

Tabela 37 - Resultado do Tempo de auto-sustentação



Para dimensionar a malha de parafusos de teto foi utilizado o índice Q, porem este valor foi determinado utilizando a sua relação com o valor de RMR apresentado na equação.

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

Equação 4 - Cálculo do RMR

	RMR	Q
SAD	57	23
DAR	63	27
BDOL	65	29

Tabela 38 - Valor Q para o maciço

O sistema Q relaciona-se através da dimensão equivalente da escavação de acordo com a equação a seguir.

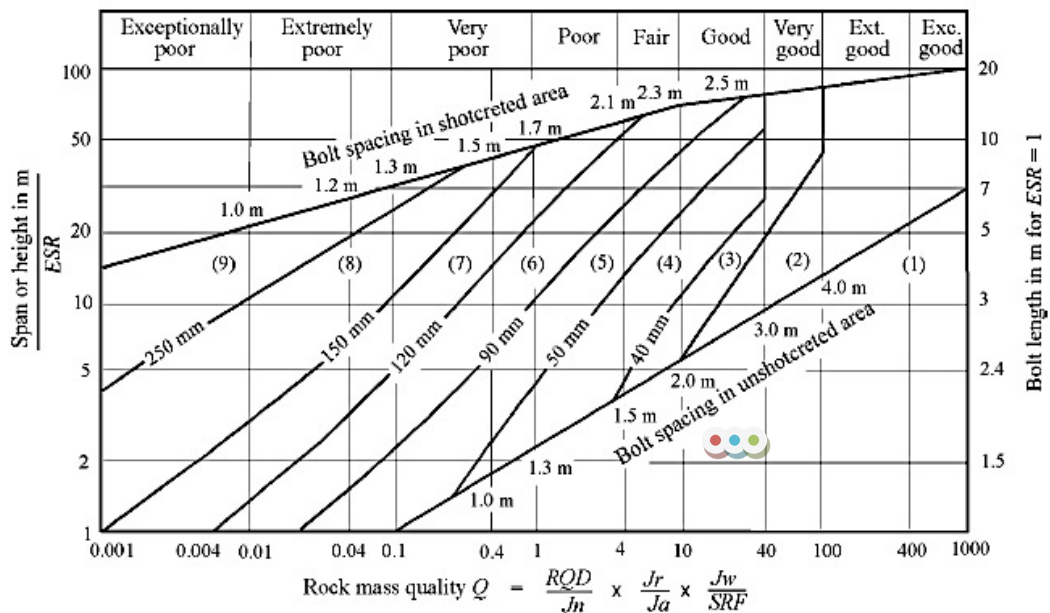
$$\text{Dimensão equivalente} = \text{largura/altura (m)} / \text{ESR}$$

O termo ESR (*Excavation Support Ratio*) está relacionado com o tipo de uso que será dado a escavação.

Dimensão Equivalente	
Span	5
ESR	1.6
Dimensão Eq.	3.125

Tabela 39 - Dimensão equivalente

Com os valores determinados acima, é possível estimar o comprimento dos parafusos e sua malha para que transmita a segurança necessária para a escavação.



#### REINFORCEMENT CATEGORIES

- |   |   |
|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> <li>1) Unsupported</li> <li>2) Spot bolting</li> <li>3) Systematic bolting</li> <li>4) Systematic bolting with 40-100 mm unreinforced shotcrete</li> </ul> | <ul style="list-style-type: none"> <li>5) Fibre reinforced shotcrete, 50 - 90 mm, and bolting</li> <li>6) Fibre reinforced shotcrete, 90 - 120 mm, and bolting</li> <li>7) Fibre reinforced shotcrete, 120 - 150 mm, and bolting</li> <li>8) Fibre reinforced shotcrete, &gt; 150 mm, with reinforced ribs of shotcrete and bolting</li> <li>9) Cast concrete lining</li> </ul> |
|---|---|

Figure 4.3: Estimated support categories based on the tunnelling quality index  $Q$  (After Grimstad and Barton 1993).

Gráfico 3 - Determinação da malha de parafusos de teto

Os resultados indicam que não será necessário o uso de suporte nas galerias, no entanto, como bom senso, utilizaremos suportes pontuais do tipo *swellex* para prevenção. Em regiões mais fraturadas utilizaremos parafusos de teto de 2 metros de comprimento em uma malha 2x2 para maior segurança.

Na abertura dos *drift's*, ao se atingir a rocha que compõe o *hanging wall*, haverá um reforço com *cabebolt's* devido à inclinação de 45°, evitando assim, colapsos que podem causar grandes deslocamentos de ar e diluição.

# 10

## DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS

---

Os equipamentos são fundamentais para o funcionamento da mina, e devem estar preparados para absorverem qualquer mudança no regime de produção e desenvolvimento.

### 10.1 LHD's

Para o dimensionamento das Lhd's foram utilizadas as seguintes premissas:

- Densidade de Minério: 3 t/m<sup>3</sup>
- Densidade Empolada: 2.4 t/m<sup>3</sup>
- Produção Horária: 35.5 m<sup>3</sup>/h
- Disponibilidade Mecânica: 90%
- Disponibilidade Operacional: 90%
- Fator de Enchimento: 1.3
- Fator de Cocha: 69%
- Fator de deslocamento: 1

Primeiramente iremos dimensionar o tamanho da concha das lhd's pra que possam suprir esta produção de 35.5 m<sup>3</sup>/h e para isso utilizaremos a fórmula a seguir.

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

Equação 5 - Cálculo do tamanho de Concha

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 número de ciclos por hora necessitou ser calculado através das distâncias médias de transporte (DMT) das lhd's e suas velocidades de transporte.

Pelo fato do dimensionamento ser um processo iterativo, primeiramente determinamos um modelo de equipamento e analisamos se este supriu a necessidade desejada. Com isso, escolheu-se o modelo da Sandvik LH205L-M com os seguintes tempos de viagem e ciclo.

Tempos de Ciclo	
<b>Raise</b>	4.7s
<b>Dump</b>	6s
<b>Lower</b>	4s
<b>Manobra</b>	10s

Tabela 40 - Tempos de Ciclo

Para se determinar a velocidade do equipamento, foi considerada uma resistência ao rolamento de 3% e um gradiente de 12%. As lhd's irão trabalhar na primeira marcha quando carregadas e na segunda marga quando descarregadas logo, analisando o gráfico se obtém uma velocidade carregada de 3.5 km/h e descarregada de 6.8 km/h.

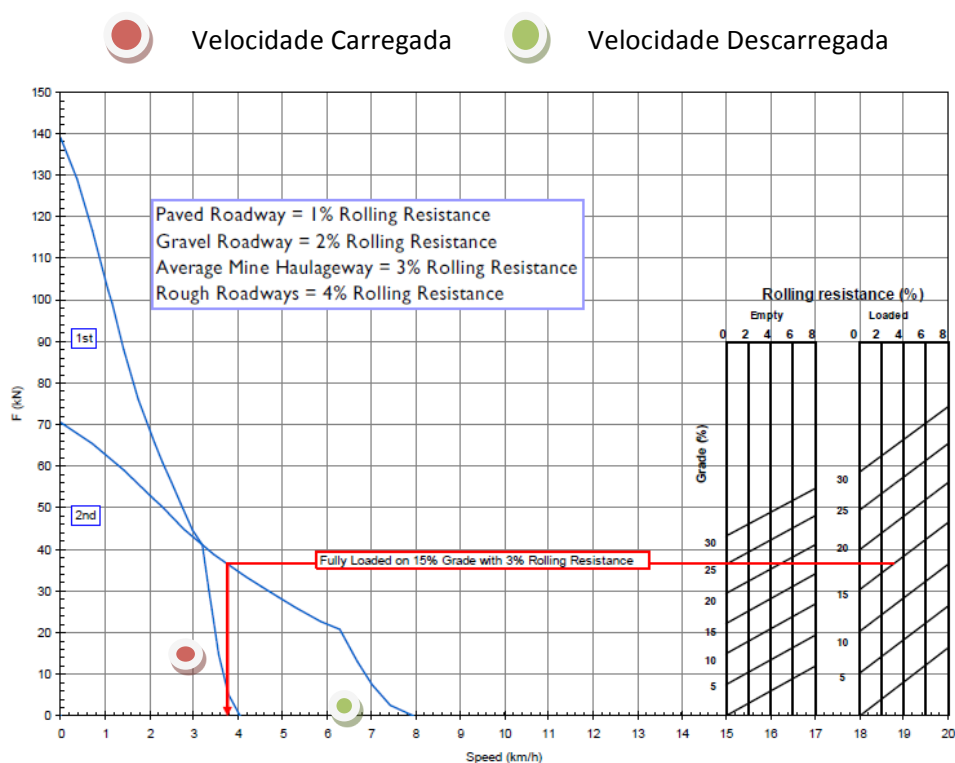


Gráfico 4 - Determinação da Velocidade

Com as velocidades e a distância que as lhd's irão percorrer, determinamos o tempo de viagem carregada e descarregada para então, termos todo o tempo de ciclo realizado pelo equipamento.

<b>DMT</b>	<b>150 metros</b>
<b>Tempo Descarregada</b>	79.41 s
<b>Tempo Carregada</b>	145.95 s
<b>Tempo de Ciclo</b>	24.7 s
<b>Tempo Total</b>	250.05 s
<b>Ciclo / Hora</b>	14.4

Tabela 41 - Número de Ciclos por hora

Aplicando os dados na fórmula obtemos um volume de concha de 4.4m<sup>3</sup>. Para maior flexibilidade na produção se escolheu 2 LHD's de 2.2 m<sup>3</sup>. O modelo LH205L-M atende a este volume de 2.2 m<sup>3</sup> de concha.



Figura 79- LHD modelo LH205L-M

As dimensões do equipamento atendem ao tamanho de 5x5 das galerias com uma altura máxima de 3.4 metros e 2.1 metros de largura. O raio de curvatura externo é de 5.8 metros e o interno de 3.19 metros.

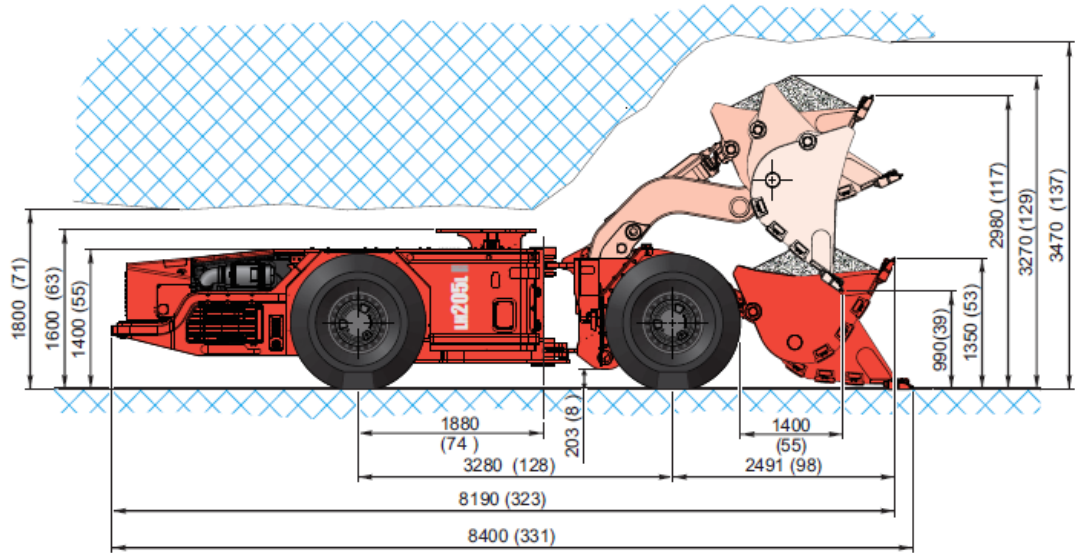


Figura 80 - LHD modelo LH205L-M - Vista Lateral

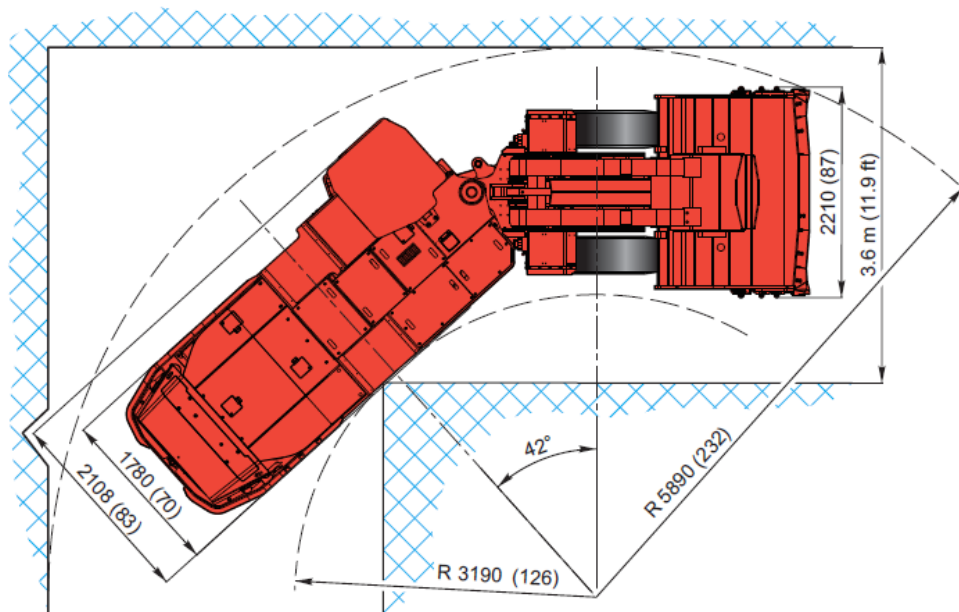


Figura 81 - LHD modelo LH205L-M - Vista Superior

## 10.2 Truck's

Primeiramente foi escolhido um volume de caçamba do caminhão que proporcionasse um número de passes aceitável. Isto significa realizar o *match* com as *lhd's* disponíveis dimensionadas anteriormente.

$$No. \text{ passes} = \frac{V_{\text{caminhão}}}{V_{\text{concha}}}$$

Volume Caminhão = 10m<sup>3</sup>

Volume de Concha = 2.2 m<sup>3</sup>

Nº de Passes = 5

Equação 6 - Cálculo do N° de passes

O modelo escolhido que atende ao volume de caçamba para uma densidade de minério empolada igual a 2.4 t/m<sup>3</sup> foi o modelo Atlas Copco 431B.



Figura 82 - Truck Modelo Atlas Copco 431B

Os ciclos deste modelo de acordo com o catálogo de especificações são de 15 segundo para realização de manobras e 14 segundos para descarregar o material. Este tempo será utilizado posteriormente para dimensionar a frota necessária para atender a produção da mina.

As figuras a seguir demonstram algumas dimensões do equipamento o que se mostra de acordo com as dimensões das galerias desenvolvidas no projeto. Apenas no ponde de descarga do material terá que haver um realce das galerias para 6 metros de altura.

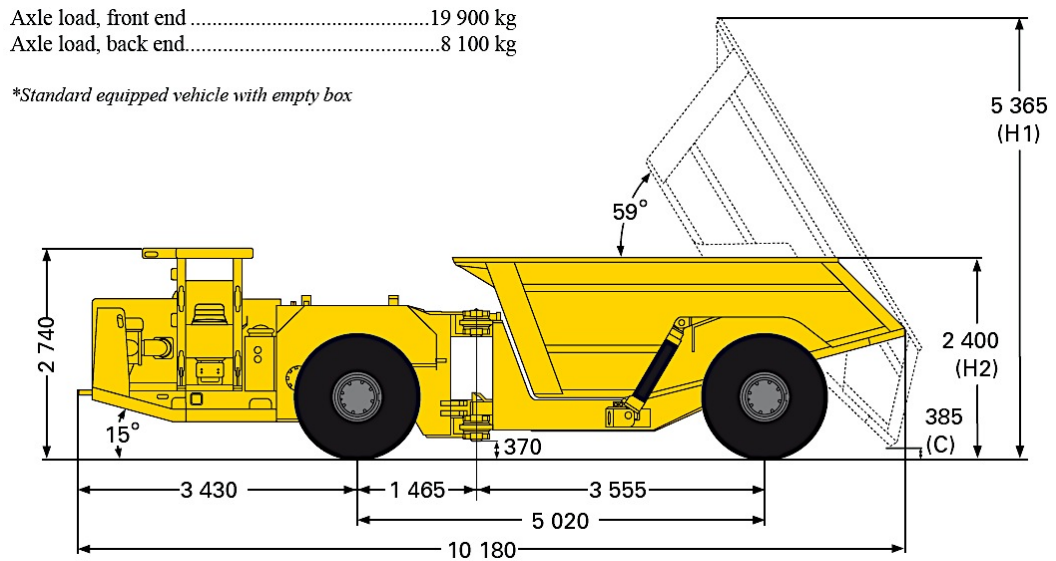


Figura 83 - - Truck Modelo Atlas Copco 413B - Vista Lateral

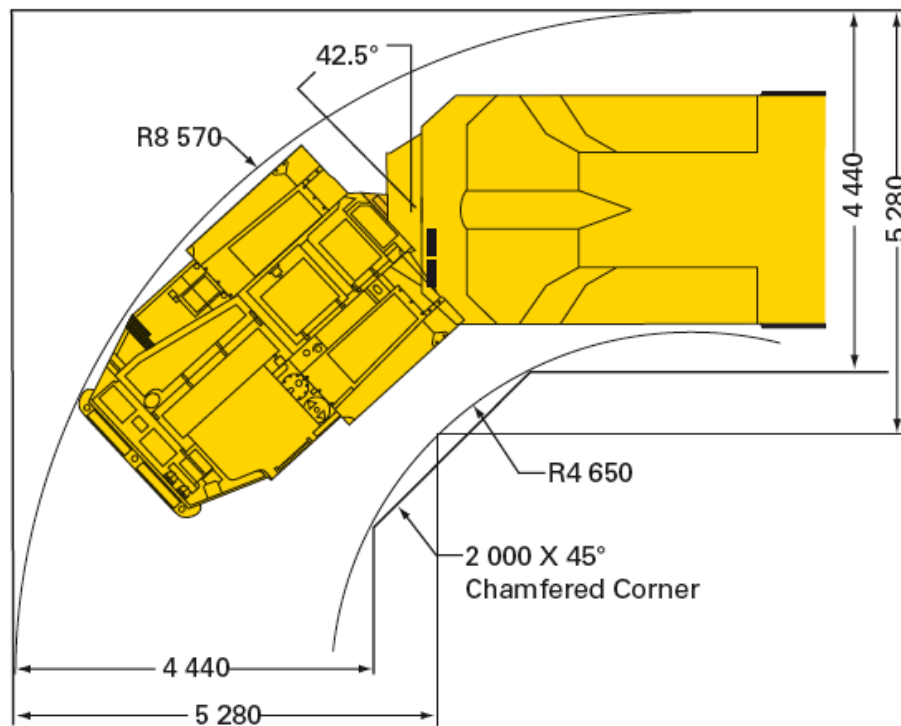


Figura 84 - Truck Modelo Atlas Copco 413B - Vista Superior



### 10.3 Dimensionamento da Frota

Para o dimensionamento da frota foi necessário calcular a distância média de transporte do ponto de carga até o ponto de descarga do material desmontado e para isso, utilizamos o *software Enhanced Production Schedule* que ao linkado com o resultado do Mine2-4d nos resulta na programação da vida do projeto, ou seja, através das dependências ele e com a taxa de avanço determinadas anteriormente, pode-se prever em quanto tempo se atingirá certo painel e em quanto tempo levará para encerrá-lo. Primeiramente se obtém o tempo que o caminhão leva para encher a sua caçamba através da seguinte fórmula:

$$T_{\text{carga}} = T_{\text{Ciclo Escavadeira}} * \text{No. passes}$$

Equação 7 - Tempo de Carga

Sendo que o tempo de ciclo da Lhd é de 0.41 minutos e o número de passes é igual a 5, logo, o tempo de carga será de 1.86 minutos.

Para encontrar as velocidades de viagem carregadas e descarregadas dos caminhões foram considerados que viajariam quando carregados na 2º marcha e descarregados na 3º marcha. Logo analisando a tabela no catálogo do equipamento sendo que a resistência ao rolamento é de 3% e que o gradiente das vias será de 12%, verifica-se que a velocidade carregado é de 8.7 km/h e descarregado de 16.65 km/h.

#### Standard configuration, box empty

Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.0	14.0	16.0	18.0	20.0
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7			1:5
1st gear (km/h)	5.72	5.70	5.69	5.68	5.66	5.65	5.63	5.62	5.61	5.59	5.58
2nd gear (km/h)	10.22	10.17	10.13	10.08	10.03	9.99	9.94	9.90	9.85	9.80	9.76
3rd gear (km/h)	18.05	17.90	17.76	17.61	17.47	17.32	16.65	15.27	13.56	11.54	
4th gear (km/h)	32.0	31.5	31.0	28.4	23.0						

#### Standard configuration, box loaded

Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.0	14.0	16.0	18.0	20.0
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7			1:5
1st gear (km/h)	5.70	5.67	5.64	5.61	5.59	5.56	5.53	5.50	5.47	5.45	5.42
2nd gear (km/h)	10.15	10.06	9.97	9.88	9.79	9.65	8.77	7.77	6.51		
3rd gear (km/h)	17.84	17.55	17.27	14.85	10.95						
4th gear (km/h)	31.36	26.70									

Tabela 42 – Velocidade dos Truck com a caçamba vazia e cheia

Como foi considerado o para se calcular o número de passe para a concha de apenas uma das lhd's, o número total de caminhões será o dobro. A tabela a seguir nos demonstra a produção anual de ROM que os caminhões deverão atender e as distâncias médias de transporte com seus respectivos tempos para então, finalmente nos resultar no número de caminhões necessários.

Pelo fato do *shaft* se localizar no centro da mina, as DMT's permaneceram relativamente constantes, o que significa que o número de equipamentos deverá ser constante.

Dimensionamento de Truck's - Produção							
Ano	Plano de lavra		Tempo Caminhões			N°	N° Total
	dmt	Produção	Vazio min	Carregado min	Ciclo		
1	1.512	211,531.33	5.4	10.4	18.2	2	4
2	1.43	821,932.00	5.2	9.9	17.4	2	4
3	1.85	831,012.61	6.7	12.8	21.8	2	4
4	1.04	829,982.85	3.8	7.2	13.3	2	4
5	0.806	827,117.76	2.9	5.6	10.8	2	4
6	0.79	823,815.99	2.8	5.4	10.6	2	4
7	0.650	829,804.54	2.3	4.5	9.2	2	4
8	0.823	830,915.87	3.0	5.7	11.0	2	4
9	1.257	823,827.80	4.5	8.7	15.5	2	4
10	1.093	827,344.11	3.9	7.5	13.8	2	4
11	1.050	824,446.67	3.8	7.2	13.4	2	4
12	1.735	204,174.57	6.3	12.0	20.6	2	4

Tabela 43 - Plano Lavra e frota dos Truck's

## 10.4 Movimentação de Estéril

### 10.4.1 LHD's

Para a movimentação de estéril durante os turnos de desenvolvimento, as lhd's foram dimensionadas com os mesmos parâmetros de volume de concha, o único parâmetro que se diferencia é a taxa de produção horário que decaiu para 15 m<sup>3</sup>, logo, o volume de concha necessário para atender esta demanda é de 2 m<sup>3</sup>.

O modelo LH205L-M, o mesmo da produção, atende as necessidades já que sua concha é de 2.2 m<sup>3</sup>.

### 10.4.2 Truck's

O modelo de caminhões também será o mesmo do que os destinados a produção e deverão também as necessidades de desenvolvimento para que haja a máxima liberação de reserva no tempo programado não atrasando assim, a equipe de produção.

ano	Plano de lavra		Tempo Caminhões			N°
	dmt	Produção - Estéril	Vazio - min	Carregado - min	Ciclo	
1	1.512	217,112.90	5.4	10.4	18.4	2
2	1.43	311,627.58	5.2	9.9	17.5	2
3	1.85	313,354.00	6.7	12.8	22	2
4	1.04	284,855.80	3.8	7.2	13.5	2
5	0.806	278,517.49	2.9	5.6	11	2
6	0.79	266,914.43	2.8	5.4	10.8	2
7	0.65	291,134.08	2.3	4.5	9.4	2
8	0.823	307,733.50	3	5.7	11.2	2
9	1.257	271,576.79	4.5	8.7	15.7	2
10	1.093	269,773.99	3.9	7.5	14	2

Tabela 44 - Plano de Lavra e Frota dos Truck's para estéril

## 10.5 Equipamentos para Suporte

Para realização do plano de escoramento da mina, foram dimensionados os seguintes equipamentos:

- Modelo Atlas Copco Boltec 235 – para colocação de parafusos de comprimento de 1.5 m – 2.4 m. A altura do equipamento esta de acordo com as dimensões das galerias.

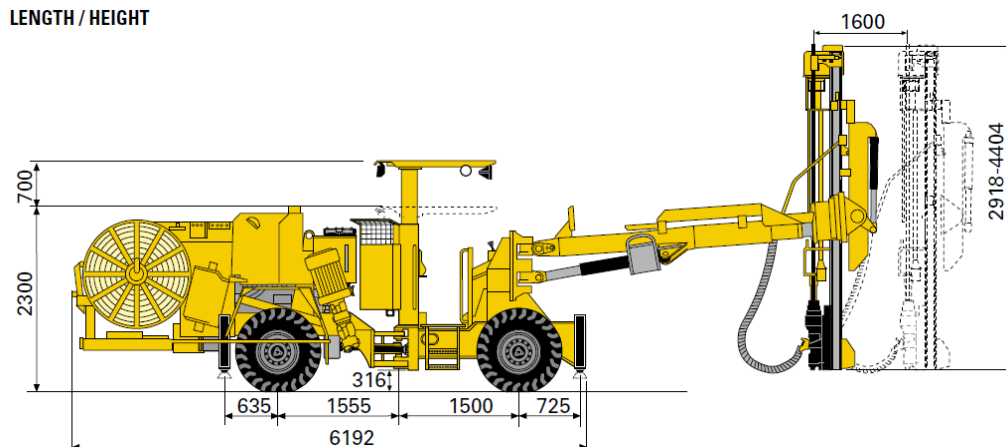


Figura 85 - Atlas Copco Boltec 235 – Vista Lateral

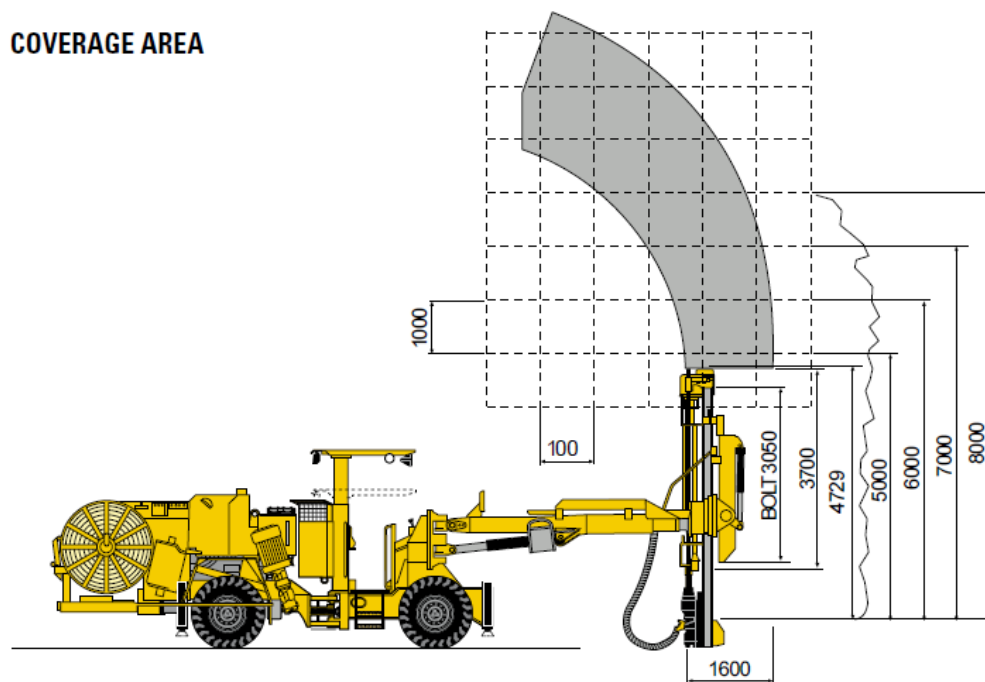


Figura 86 - Atlas Copco Boltec 235 – Alcance

- Modelo Atlas Copco Cabletec LC: este equipamento será o responsável para colocar os *cablebolt* nos stopes.

## Dimensions

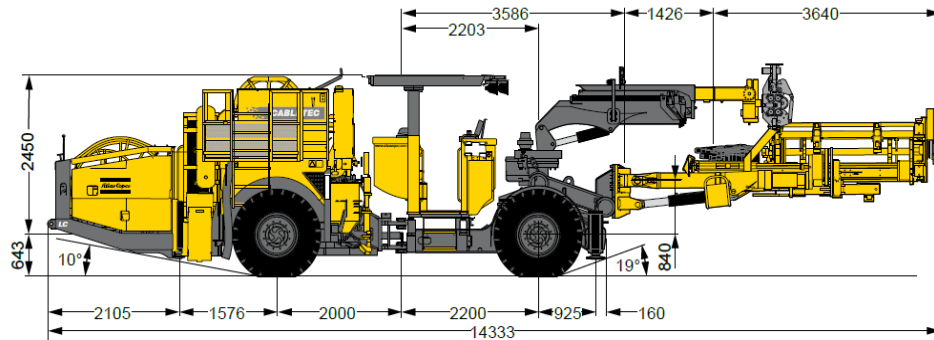


Figura 87 - Atlas Copco Cabletec LC - Vista Lateral

### 10.5.1 Perfuratriz Jumbo

Para o desenvolvimento perfuratrizes de face do modelo Jumbo Boomer 282 da Atlas Copco com um tamanho de lança 3.7 de metros e com capacidade de perfurar furos com até 4 metros de profundidade.

As dimensões do deste equipamento também atendem as dimensões das galerias.

## Measurements

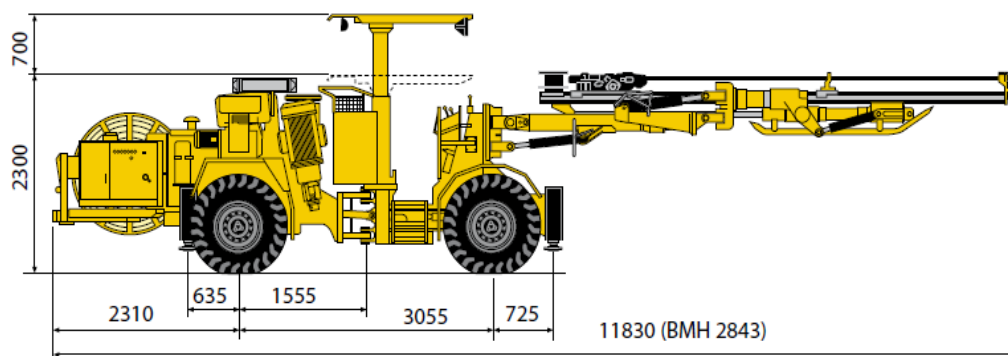


Figura 88 - Atlas Copco Jumbo Boomer 282- Vista Lateral

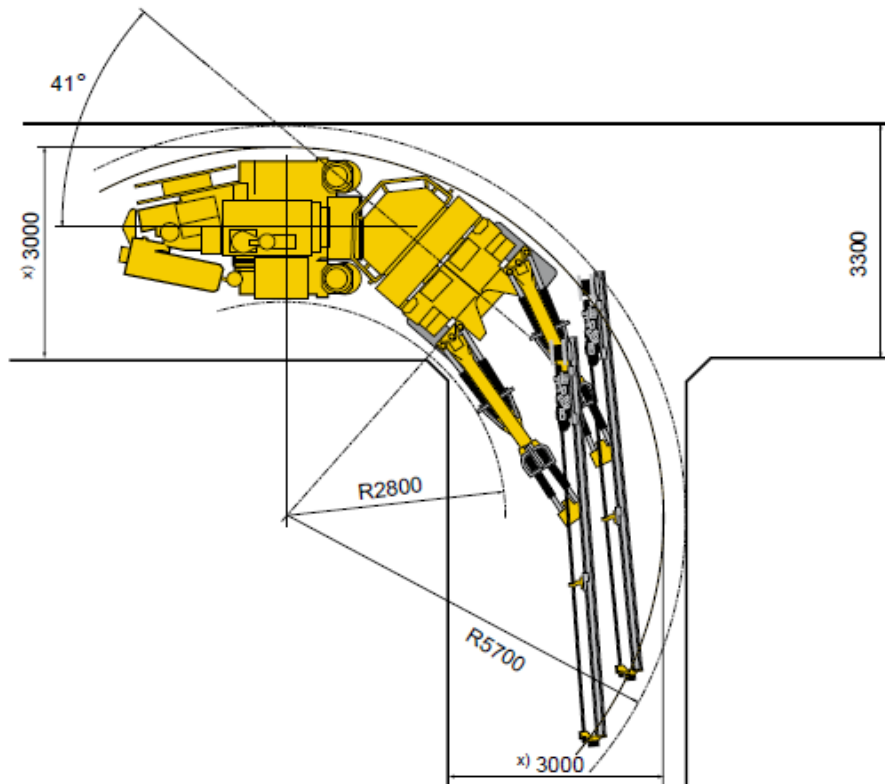


Figura 89 - Atlas Copco Jumbo Boomer 282- Vista Superior

### 10.5.2 Perfuratriz *TopHammer*

Para a perfuração das bancadas e dos *drift's* dentro dos stopes para a produção foi dimensionado uma perfuratriz *tophammer* modelo DL 331 – 5C da Sandvik, com capacidade de perfurar furos com 25 metros de comprimento e diâmetros de 51 – 75 mm.

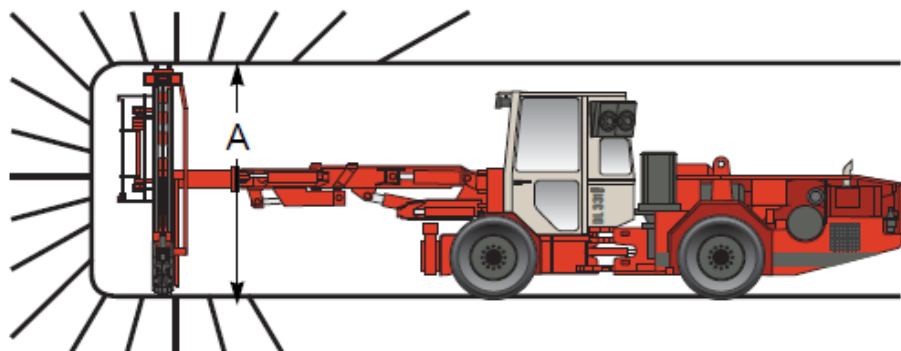


Figura 90 - Sandvik Perfuratriz Tophammer DL 331-5C - Vista Lateral

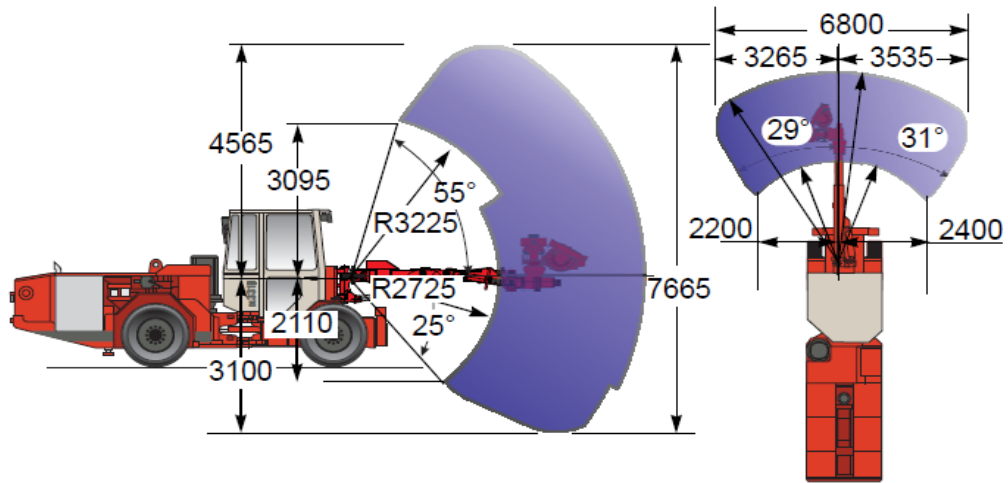


Figura 91 - Sandvik Perfuratriz Tophammer DL 331-5C - Vista Lateral e Superior

### 10.5.3 Pá Carregadeira

Para movimentação de materiais na superfície uma pá carregadeira da Volvo modelo L121E com uma capacidade de concha de 2.5 m<sup>3</sup>.

	Standard boom	Long boom
B	6540 mm	7040 mm
C	3200 mm	—
D	400 mm	—
F	3360 mm	—
G	2132 mm	—
J	3800 mm	4310 mm
K	4110 mm	4620 mm
O	55 °	—
P <sub>max</sub>	49 °	—
R	42 °	43 °
R <sub>1</sub> *	47 °	—
S	66 °	63 °
T	74 mm	123 mm
U	510 mm	630 mm
X	2060 mm	—
Y	2680 mm	—
Z	3340 mm	3720 mm
a <sub>2</sub>	5730 mm	—
a <sub>3</sub>	3060 mm	—
a <sub>1</sub>	±40 °	—

\* Carry position SAE

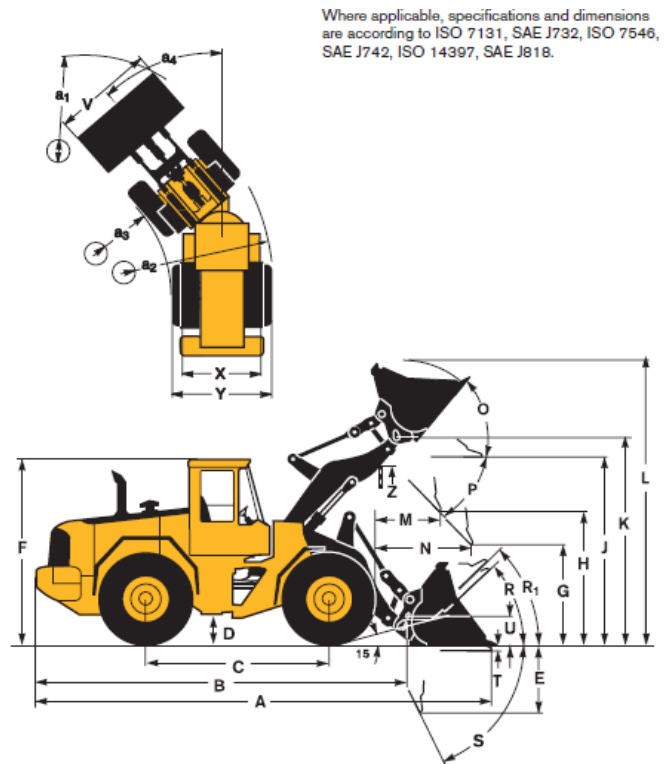


Figura 92 - Pá Carregadeira Volvo L121E

# 11

## VENTILAÇÃO

A vazão requerida para a mina foi determinada de acordo com a norma brasileira NR-22. Nela possui 3 itens que calculam vazões necessárias dependendo do número de trabalhadores no turno ou equipamentos, quantidade de explosivos utilizados e produção mensal da mina. A maior vazão entre os 3 itens citados será a vazão fixada no subsolo. A fim de facilitar os cálculos, a simulação de fluxo de ar será realizada na considerando a configuração final da mina.

Cálculo da vazão de ar fresco em função da tonelagem mensal desmontada	
$Q_T = q \times T \text{ [m}^3/\text{min]}$	
Onde: $Q_T$ = vazão total de ar fresco em m <sup>3</sup> /min	
$q$ = vazão de ar em m <sup>3</sup> /minuto para 1.000 toneladas desmontadas por mês (mínimo de 180 m <sup>3</sup> /minuto/1.000 toneladas por mês)	
$T$ = produção em toneladas desmontadas por mês.	

$Q_T$	198.00	m <sup>3</sup> /s
$q$	0.18	m <sup>3</sup> /min
$T$	66000	ton/mes



**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 (em minas de carvão = 6,0 m<sup>3</sup>/min ; em outras minas = 2,0 m<sup>3</sup>/min)

$n_1$  = número de pessoas no turno de trabalho

$Q_2 = 3,5 \text{ m}^3 / \text{min/cv}$  (cavalo-vapor) dos motores a óleo diesel

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

$Q_T$	176.67	m <sup>3</sup> /s
$Q_1$	2	m <sup>3</sup> /min
$n_1$	50	peças
$Q_2$	3.5	m <sup>3</sup> /min
$n_2$	3000	cv

**Cálculo da vazão de ar fresco em função do consumo de explosivos**

$$Q_T = 0,5 \cdot A/t \text{ [m}^3\text{/min]}$$

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

$A$  = quantidade total em quilogramas de explosivos empregados por desmonte

$t$  = tempo de aeração (reentrada) da frente em minutos

$Q_T$	0.194	m <sup>3</sup> /s
$A$	700	kg
$t$	30	min

Comparando os 3 valores obtidos das vazões, o item que se baseia na produção mensal foi o que teve a maior vazão de 198 m<sup>3</sup>/s. Logo, este valor que será adotado nas simulações utilizando o software Ventsim®.

Com a simulação realizada foi possível calcular a resistência da mina e a potência necessária para que esta vazão seja fornecida no subsolo.

Dados Obtidos na Simulação	
Resistência da Mina	0.03493 Ns <sup>2</sup> /m <sup>8</sup>
Potência Requerida	556.7 Kw

A NR22 define que a velocidade de escoamento do ar em galerias onde ocorre o transito de pessoas deve ser menor ou igual a 8 m/s.

Sabendo que a vazão de ar que irá escoar pela mina é de 198 m<sup>3</sup>/s e que a área da seção das galerias de desenvolvimento é de 25 m<sup>2</sup> pode se calcular a velocidade com que o ar irá passar pelas galerias como demonstrado na equação abaixo.

$$v = \frac{Q}{A}$$

$$Q = 198 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$A = 25 \text{ m}^2$$

$$V = 7.92 \text{ m/s}$$

De acordo com o cálculo, a velocidade do ar esta a 7.92 m/s o que significa que esta dentro da NR-22.

# 12 PLANO DE LAVRA

---

O plano de lavra é fundamental, pois ele indica o quanto em massa irá ser lavrado em certo período de tempo e o teor que vamos alimentar a planta de beneficiamento.

Para a realização do plano utilizou-se o *software* EPS, a fim de regularmos a produção anual da mina através dos recursos que temos disponíveis, ou seja, com a taxa de produção das lhd's dimensionadas iremos ajustar a produção a fim de deixar o mais constante possível. Isto irá evitar que tenhamos recursos superlocados ou sem uso durante a vida da mina.

Ao exportar o sequenciamento para o EPS a produção da mina não se encontrava de maneira regular, com isso, foi fixado os recursos disponíveis e suas respectivas taxas de produção, que no caso da lhd seria de 106.5 t/h o que corresponde as 2 lhd's dimensionadas para a produção.

Ao fixarmos a taxa dos equipamentos às atividades da mina, nivelou-se de modo que os recursos estejam sendo utilizados de acordo com a disponibilidade carimbada. No gráfico abaixo, podemos observar o efeito de nivelção causada na taxa de produção da mina, por exemplo, em meados de outubro de 2014 a produção teve um pico de 240 Kton, se isto fosse considerado, os equipamentos não absorveriam tal taxa e o mesmo se reflete a taxas muito inferiores, porem, os equipamentos ficariam sem uso.

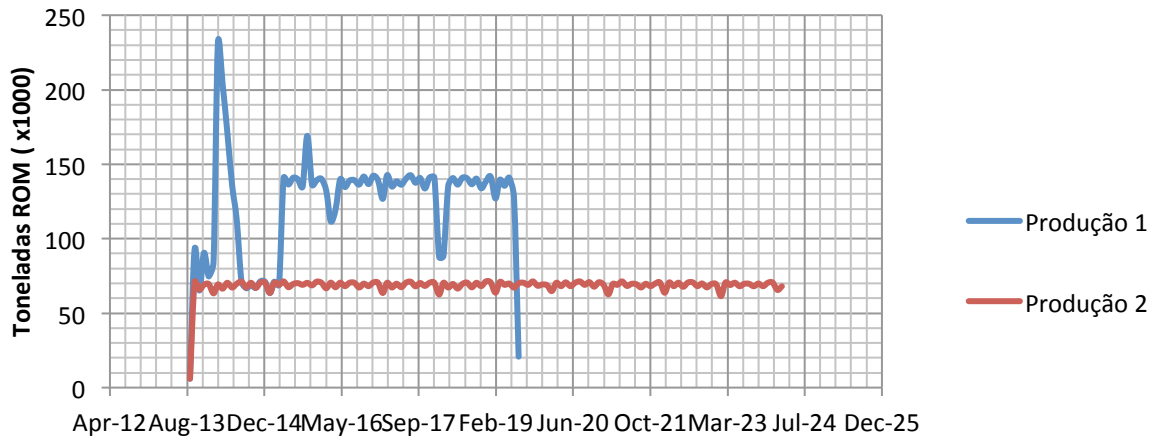


Gráfico 5 - Produção Mensal Nivelada

Com o nivelamento os recursos são utilizados ao máximo não ocorrendo superlocação e nem equipamentos sem uso parados no pátio. O gráfico a seguir demonstra esta idéia.

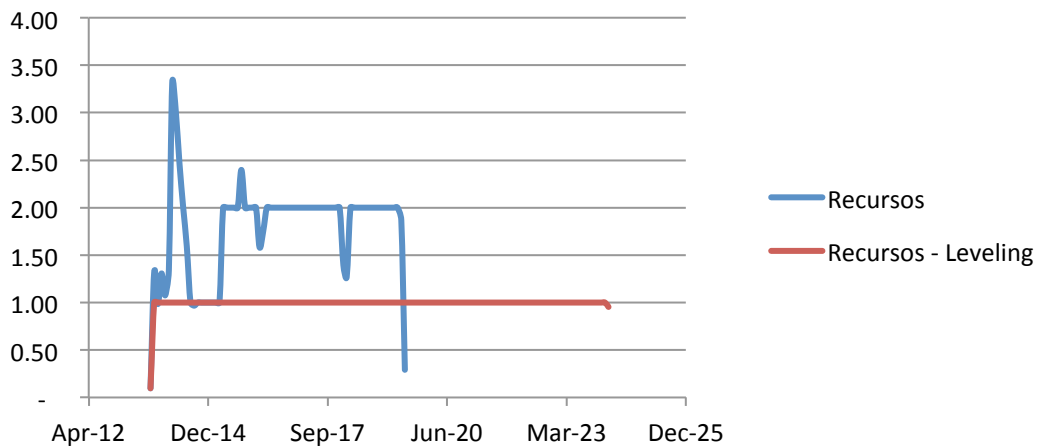


Gráfico 6 - Utilização dos Recursos

Considerando que o projeto se iniciaria em dezembro de 2012, pode-se gerar a contribuição de cada região para a produção anual, a sequência em que serão lavrados e o tempo que cada uma delas demorará a se exaurir. A produção anual acabou ficando em torno das 820 kton de ROM anuais.

	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023
E2	2.57	743.20	829.09	783.12	-	-	-	-	-	-	-	-
E1	-	-	-	50.34	150.84	-	-	-	-	-	-	-
W1	-	-	-	-	675.03	354.51	-	-	-	-	-	-
W2	-	-	-	-	-	469.02	348.09	-	-	-	-	-
W3	-	-	-	-	-	-	328.65	-	-	-	-	-
W4	-	-	-	-	-	-	152.29	830.56	827.27	633.92	-	-
E3	-	-	-	-	-	-	-	-	-	193.36	112.82	-
E4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	710.15	168.60
E5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	322.47
<b>TOTAL</b>	2.57	743.20	829.09	833.45	825.87	823.53	829.03	830.56	827.27	827.28	822.97	491.07

Tabela 45 - Produção Anual

### Produção Anual - Ton ROM (x1000)

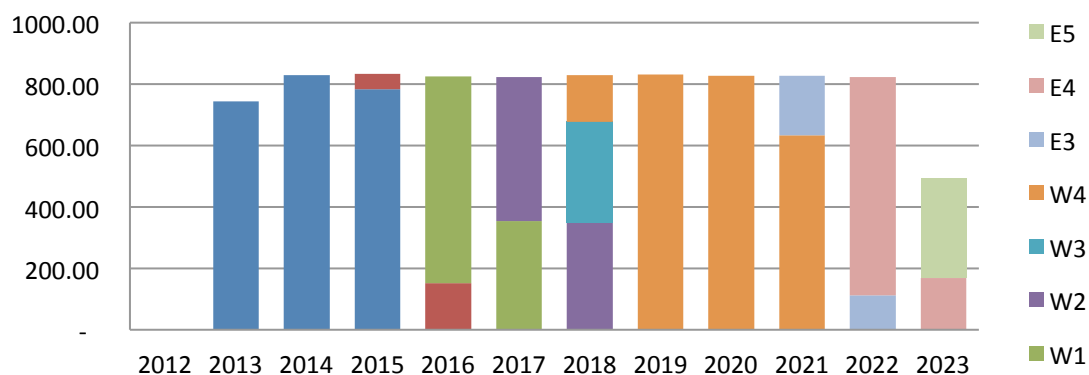


Gráfico 7 - Produção Anual - Regiões

O teor que vamos lavra durante a vida da mina também é uma informação crucial e para isso construiu-se um gráfico nos indica o teor de da lavra durante a produção. Pelo fato do Zinco se tratar do principal metal de interesse apenas o gráfico dele será apresentado.

### Teor de Lavra - Zn

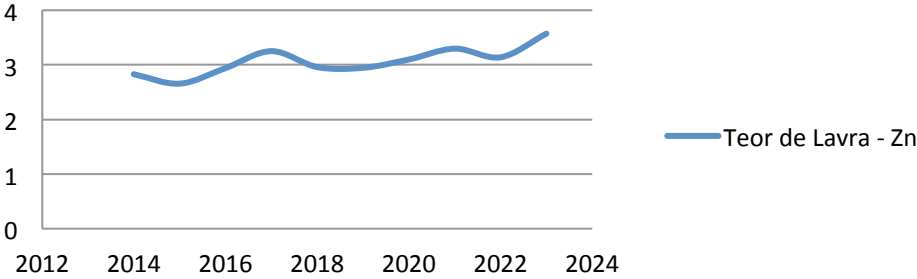


Gráfico 8 - Teor de Zinco (%)

# 13 BENEFICIAMENTO

É sabido, que o beneficiamento demanda altos investimentos, além de contar com um custo operacional alto. Por isso, deve-se procurar dimensionar uma planta enxuta, sempre evitando gastos desnecessários, e buscando o correto uso dos equipamentos.

O circuito de nossa planta de beneficiamento consiste num britador primário de mandíbulas, um secundário cônico em circuito fechado com uma peneira vibratória, cujo passante em 12mm alimenta o moinho de bolas, em circuito fechado com uma bateria de 12 ciclones, que fornece um produto menor que 200# (grau de liberação do minério).

O overflow dos ciclones alimenta o primeiro circuito de flotação em colunas ( 1 coluna rougher, 1 cleaner e 1 scavenger), que fornece o concentrado de chumbo. O rejeito desse circuito segue para um segundo circuito de flotação ( 1 coluna rougher, 1 cleaner e 1 scavenger), que fornece o concentrado de zinco e o rejeito final. Os concentrados são filtrados em filtros de discos.

Nossa planta é alimentada à uma taxa de 140 t/h, onde dela saem 16,8 t/h de concentrado de chumbo, 26 t/h de concentrado de zinco e 97 t/h de rejeito.

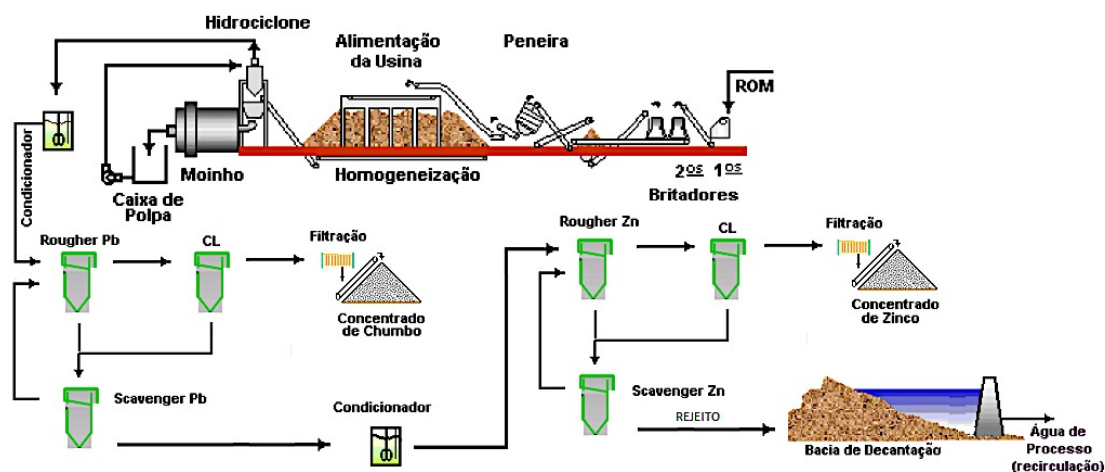


Figura 93 - Fluxograma da Planta de Beneficiamento.

### 13.1 Britagem Primária

A britagem primária funcionará no regime da lavra, para não haver a necessidade de destinar uma carregadeira para a alimentação do mesmo. Como a lavra é feita em 12 horas/dia, o britador processará 235 t/h.

A britagem primária será feita por um britador de mandíbulas:

Máquina	Aplicação												
	Brit. prim., mat. dinam., abrasivo, acima 800 t/h <sup>1,5,6</sup>	Brit. prim., mat. dinamizado, abrasivo, abaixo 800 t/h <sup>1,5,5</sup>	Britagem prim., mat. dinamizado, não-abrasivo <sup>1,7</sup>	Britagem secundária, mat. abrasivo <sup>2,5,6</sup>	Britagem secundária, mat. não-abrasivo <sup>2,7</sup>	Britagem fina, maximizar os finos, mat. abrasivo <sup>3,5,8</sup>	Brit. fina, maximizar os finos, mat. não-abrasivo <sup>3,7,6</sup>	Britagem fina - Alimentação úmida e pegajosa <sup>3</sup>	Britagem fina - pouca quant. de finos <sup>3,8</sup>	Aveia de brita, mat. abrasivo <sup>1,4</sup>	Aveia de brita, mat. não-abrasivo <sup>2,4</sup>	Cubicação, mat. abrasivo <sup>1</sup>	Britar ferro-liga, minimizar a quant. de finos <sup>8</sup>
Britador giratório primário	E	B	B										
Britador de mandíbulas primário	B	E	B										B
Impactor primário	P	P	E										
Rebritador de mandíbulas secundário				B	B								
Impactor secundário				P	E	P	B	B				P	
Rebritador cônico				E	E	B	B	P	E	E	E	B	B
VSI Barmac série B (autógeno)						M	E	E	P	E	E	E	
VSI Barmac série VI						P	E	P	P		B		
Moinho de martelos							E				P		
Britador de rolos									E				E

Figura 94 - Seleção do Britador Primário

- Condição de Alimentação: Caso haja alguma partícula maior que 0,8xGAPE do britador, ela sofrerá desmonte secundário;
- Condição de Capacidade/Saída: Como nossa produção é de 235 t/h, e é aconselhável trabalhar numa APF intermediária para não haver desgaste excessivo da extremidade da mandíbula, foi escolhido o modelo METSO C110, que consiste num britador de mandíbulas de 1 eixo NORDBERG Série C.





## BRITADORES DE MANDÍBULAS DE 1 EIXO NORDBERG SÉRIE C - CAPACIDADES

APF	C63	C80	C95	C100	C105	C110	C125	C140	C145	C160	C200	C3055
mm (pol.)	Capacidades em t/h com alimentação de material com densidade aparente de 1,6 t/m <sup>3</sup>											
40 (1.58)	40	65										
50 (2)	55	80										
60 (2.38)	65	95	120									
70 (2.74)	80	115	140	150	155	190						240
80 (3.16)	95	130	160	170	175	210						270
90 (3.52)	110	150	180	190	200	235						295
100 (4)	120	165	200	215	220	255	290					325
125 (5)		210	250	265	280	310	350	385	400			390
150 (6)		250	300	315	335	370	410	455	470	520		460
180 (7)		290	360	370	390	425	470	520	540	595	760	530
200 (8)				420	445	480	530	590	610	675	855	600
225 (9)							590	655	680	750	945	
250 (10)							650	725	750	825	1040	
275 (11)									820	900	1130	
300 (12)										980	1225	

Tabela 46- Manual Mts para britadores de mandíbulas de 1 eixo

Será colocada uma grelha fixa de 680 mm (0,8xGAPE) na alimentação do britador.

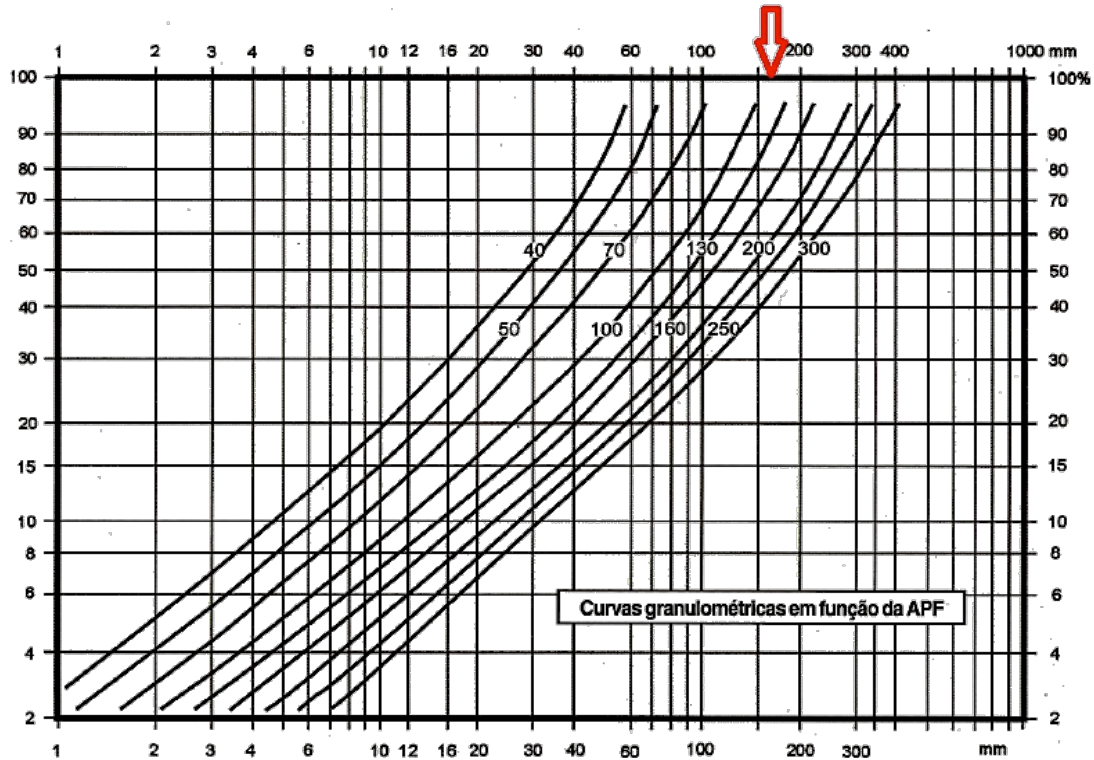


Figura 95- Curva Granulométrica

Pela curva granulométrica, percebemos que o produto terá um topsize de 160mm (o que também implica na alimentação da britagem secundária.

- Correção da capacidade do britador:

Fator A: Para brita de rocha sã, a densidade aparente é em torno de 1,6 t/m<sup>3</sup>.

**A - Densidade aparente dos materiais britados**

t/m <sup>3</sup>	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2	2,1	2,2	2,3	2,4
Fator A	0,75	0,81	0,88	0,94	1	1,06	1,13	1,19	1,25	1,31	1,38	1,44	1,5

Se a capacidade é indicada em m<sup>3</sup>/h, o fator A = 1.

Tabela 47 - Seleção do Fator A

Fator B: O WI do nosso minério (arenito) é 11,53.

**B - Work Index**

WI	10	12	14	18	22
B	1,15	1,1	1	0,9	0,8

Tabela 48 - Seleção do Fator B

Fator C: Como depende de análise granulométrica do material oriundo do desmonte, será considerado o valor padrão C=1.

Fator D: Como se trata de um dolarenito (rocha sã), praticamente não contém argila, e consequentemente, absorve pouca umidade D = 1.

## D - Fator de umidade

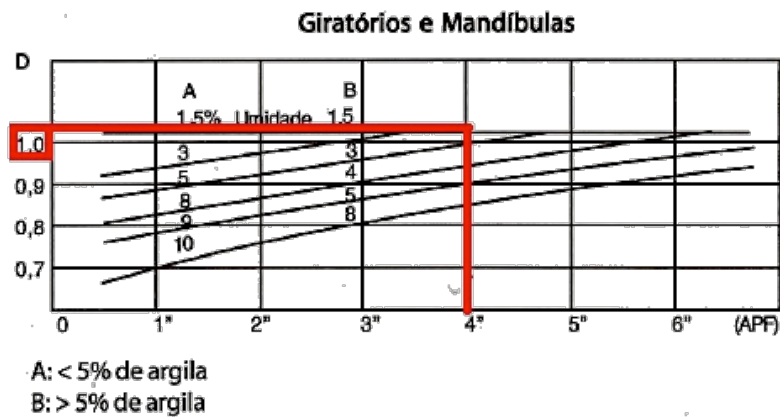


Tabela 49 - Seleção do Fator D

- Capacidade Real:

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

$$Q = 255 \times 1 \times 1,1 \times 1 \times 1 = 280,5 \text{ t/h (OK!)}$$

OBS: Será utilizado um alimentador vibratório.

A partir de agora, serão dimensionadas as etapas de britagem até alcançarmos partículas de ½ polegada, pois a moagem será feita em estágio único em moinho de bolas. Motivos para moagem em estágio único em moinho de bolas:

- Custo de aquisição de equipamentos de britagem é menor do que moinhos;
- Custo operacional da moagem é maior que o da britagem (cerca de 80% da energia consumida numa planta é utilizada na moagem);
- Operação de moinhos é mais complexa do que britadores (balanço de massa, reposição de corpos moedores, controle de granulometria, entre outros).

### 13.2 Britagem Secundária

Será utilizado um britador do tipo cônico devido a sua característica de britagem fina (muito utilizado para britagem secundária e terciária).

Aplicação	Máquina										
Brit. prim., mat. dinam., abrasivo, acima 800 t/h <sup>1,5,6</sup>											
Brit. prim., mat. dinamitado, abrasivo, abaixo 800 t/h <sup>1,5,6</sup>	<b>F</b>	<b>B</b>	<b>B</b>								
Britagem prim., mat. dinamitado, não-abrasivo <sup>17</sup>	<b>B</b>	<b>E</b>	<b>B</b>								<b>B</b>
Britagem secundária, mat. abrasivo <sup>2,5,6</sup>	<b>P</b>	<b>P</b>	<b>E</b>								
Britagem secundária, mat. não-abrasivo <sup>27</sup>				<b>B</b>	<b>B</b>						
Britagem fina, maximizar os finos, mat. abrasivo <sup>3,5,8</sup>											
Brit. fina, maximizar os finos, mat. não-abrasivo <sup>3,7,8</sup>											
Britagem fina - Alimentação úmida e pegajosa <sup>9</sup>											
Britagem fina - pouca quant. de finos <sup>8</sup>											
Areia de brita, mat. abrasivo <sup>14</sup>											
Areia de brita, mat. não-abrasivo <sup>24</sup>											
Cubicização, mat. abrasivo <sup>1</sup>											
Britar ferro-liga, minimizar a quant. de finos <sup>8</sup>											
Britador giratório primário	<b>F</b>	<b>B</b>	<b>B</b>								
Britador de mandíbulas primário	<b>B</b>	<b>E</b>	<b>B</b>								<b>B</b>
Impactor primário	<b>P</b>	<b>P</b>	<b>E</b>								
Rebritador de mandíbulas secundário				<b>B</b>	<b>B</b>						
Impactor secundário				<b>P</b>	<b>E</b>	<b>P</b>	<b>B</b>	<b>B</b>			<b>P</b>
Rebritador cônico				<b>E</b>	<b>E</b>	<b>B</b>	<b>B</b>	<b>P</b>	<b>E</b>	<b>E</b>	<b>B</b>
VSI Barmac série B (autógeno)						<b>M</b>	<b>E</b>	<b>E</b>	<b>P</b>	<b>E</b>	<b>E</b>
VSI Barmac série VI						<b>P</b>	<b>E</b>	<b>P</b>	<b>P</b>		<b>B</b>
Moinho de martelos							<b>E</b>			<b>P</b>	
Britador de rolos									<b>E</b>		<b>E</b>

Figura 96 - Seleção do Britador Primário

- Condição de Alimentação: 200 mm (Top Size mandíbulas/0,8).

Modelo	Câmara	STANDARD		CABEÇA CURTA	
		Ajuste mínimo " A "¹ mm (pol.)	Abertura de alimentação " B "² mm (pol.)	Ajuste mínimo " A "¹ mm (pol.)	Abertura de Alimentação " B "² mm (pol.)
HP 100	Extra fino			6 (0,24")	20 (0,79")
	Fino			9 (0,35")	50 (1,97")
	Médio			9 (0,35")	70 (2,76")
	Grosso			13 (0,51")	100 (3,94")
	Extra grosso			21 (0,83")	150 (5,91")
HP 200	Extra fino			6 (0,24")	25 (0,98")
	Fino	14 (0,55")	95 (3,74")	6 (0,24")	25 (0,98")
	Médio	17 (0,67")	125 (4,92")	6 (0,24")	54 (2,13")
	Grosso	19 (0,75")	185 (7,28")	10 (0,39")	76 (2,99")
	Extra grosso				
HP 300	Extra fino			6 (0,24")	25 (0,98")
	Fino	13 (0,51")	107 (4,21")	6 (0,24")	25 (0,98")
	Médio	16 (0,63")	150 (5,91")	8 (0,31")	53 (2,09")
	Grosso	20 (0,79")	211 (8,31")	10 (0,39")	77 (3,03")
	Extra grosso	25 (0,98")	233 (9,17")		
HP 400	Extra fino			6 (0,24")	30 (1,18")
	Fino	14 (0,55")	111 (4,37")	6 (0,24")	40 (1,57")
	Médio	20 (0,79")	198 (7,80")	8 (0,31")	52 (2,05")
	Grosso	25 (0,98")	252 (9,92")	10 (0,39")	92 (3,62")
	Extra grosso	30 (1,18")	299 (11,77")		
HP 500	Extra fino			6 (0,24")	35 (1,38")
	Fino	16 (0,63")	133 (5,24")	8 (0,31")	40 (1,57")
	Médio	20 (0,79")	204 (8,03")	10 (0,39")	57 (2,24")
	Grosso	25 (0,98")	286 (11,26")	13 (0,51")	95 (3,74")
	Extra grosso	30 (1,18")	335 (13,19")		
HP 800	Extra fino				
	Fino	16 (0,63")	219 (8,62")	5 (0,20")	33 (1,30")
	Médio	25 (0,98")	267 (10,51")	10 (0,39")	92 (3,62")
	Grosso	32 (1,26")	297 (11,69")	13 (0,51")	155 (6,10")
	Extra grosso	32 (1,26")	353 (13,90")		

Tabela 50 - Condição de Capacidade do britador

- Condição de Capacidade do britador escolhido (Metso HP 300):

### Capacidades¹

AJUSTE POSIÇÃO FECHADA												
Modelo	6 mm	8 mm	10 mm	13 mm	16 mm	19 mm	22 mm	25 mm	32 mm	38 mm	45 mm	51 mm
HP 100	45-55	50-60	55-70	60-80	70-90	75-95	80-100	85-110	100-140			
HP 200			90-120	120-150	140-180	150-190	160-200	170-220	190-235	210-250		
HP 300			115-140	150-185	180-220	200-240	220-260	230-280	250-320	300-380	350-440	
HP 400			140-175	185-230	225-280	255-320	275-345	295-370	325-430	360-490	410-560	465-630
HP 500			175-220	230-290	280-350	320-400	345-430	365-455	405-535	445-605	510-700	580-790
HP 800			260-335	325-425	385-500	435-545	470-600	495-730	545-800	600-950	690-1050	785-1200

Capacidade instantânea do britador em t/h, com material de densidade aparente de 1,6 t/m³.

Tabela 51

A produção está adequada, porém precisam ser aplicados os fatores de capacidade. O único fator diferente do britador primário é o fator C:

### C - Fator do tamanho de alimentação

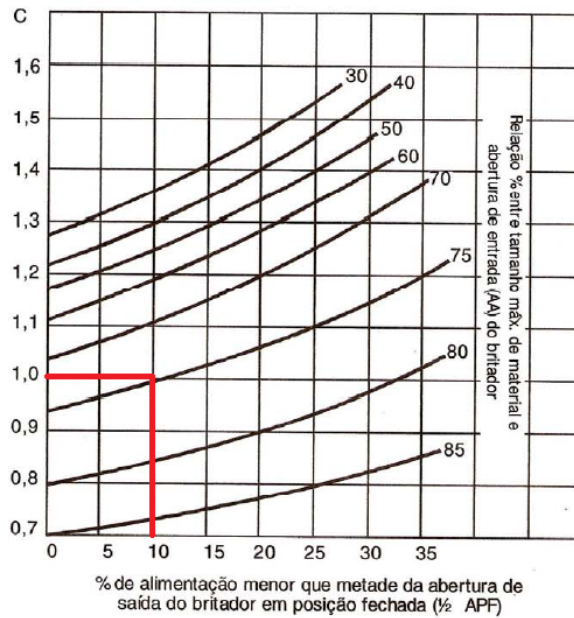


Figura 97

Então:

- $Q = 200 \times 1 \times 1,1 \times 1 \times 1 = 220 \text{ t/h}$  (Ainda é um pouco maior, já que a APF é 20 mm). OK, porém o britador estará em circuito fechado direto com uma peneira de 12 mm, cuja carga circulante será de 50% (70 t/h):

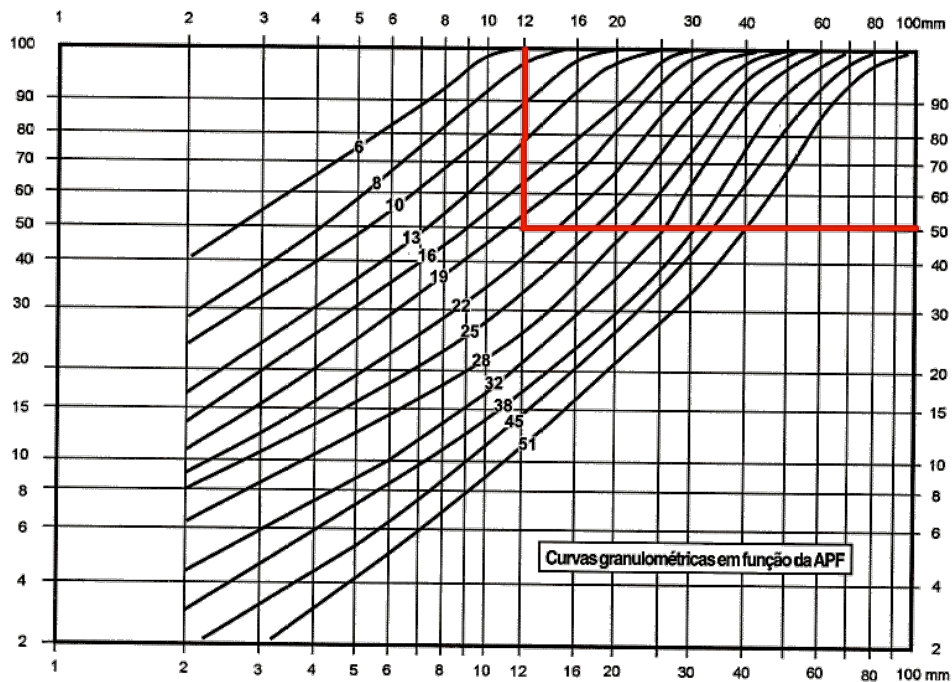


Figura 98

Portanto, a alimentação total do britador será 210 t/h. O britador será capaz de absorver a produção, e mais a carga circulante, com certa folga. Portanto, seria desnecessária uma etapa de escalpe antes da britagem secundária, já que será preciso atender uma condição de alimentação (seria um custo de investimento e operacional a mais).

### 13.3 Peneira em Circuito Fechado com HP300

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

Equação 8

T (Alimentação) = 131,25 m<sup>3</sup>/h.

P (Conhecimento do material a ser peneirado): Como conhecemos pouco em relação ao nosso material (não possuímos análises, estudos, amostras, etc.), o fator P utilizado será 1,4.

Fator C (Capacidade Básica):

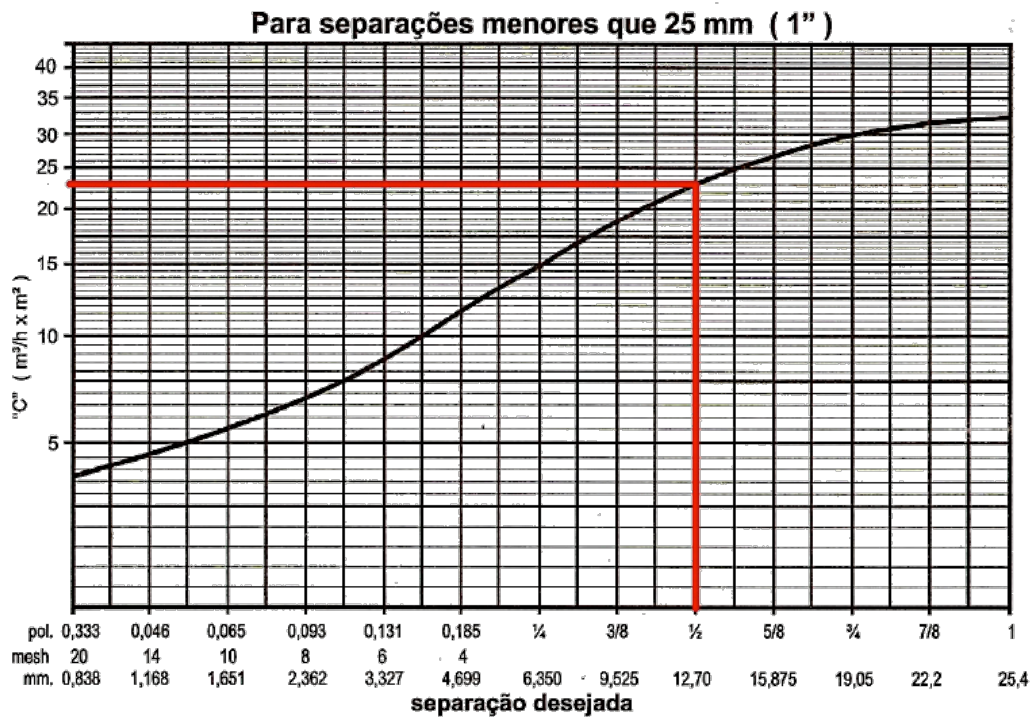


Figura 99

Fator M (Porcentagem de Material Retido):

### GRÁFICO C - FATOR DE MATERIAL RETIDO "M"

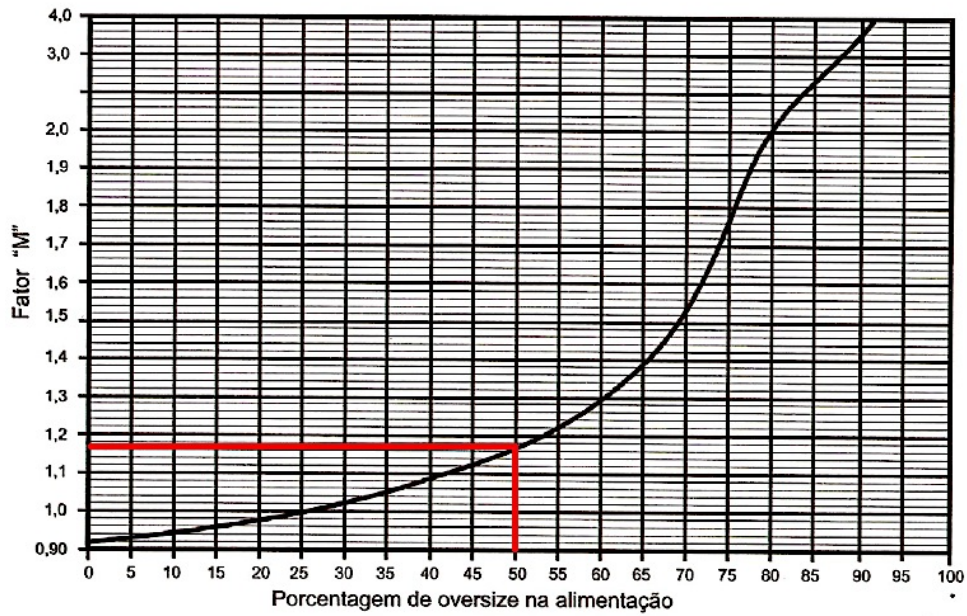


Figura 100

Fator K (Porcentagem de material inferior a metade da malha):

### GRÁFICO D - FATOR DE CORREÇÃO K

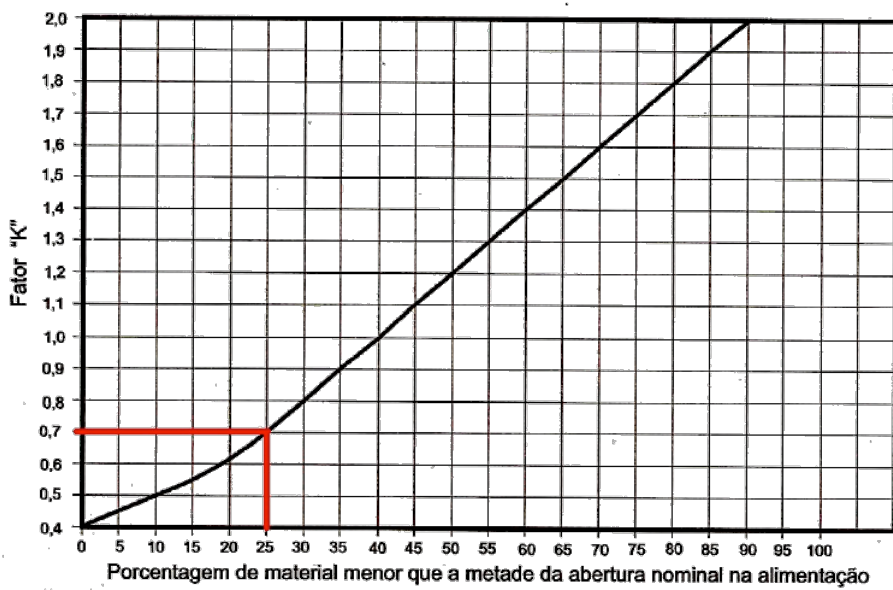


Figura 101



Os fatores de correção são:

Q1 = 1 (1 Deck)

Q2 = 1 (Partículas Cúbicas)

Q3 = Não se Aplica

Q4 = 1 (Menos de 3% de umidade)

Q5 = 1 (Tela de arame com abertura quadrada)

Q6 = 1 (Movimento Circular)

Então, a área da peneira é 9,83 m<sup>2</sup>.

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

Tabela 52

Foi selecionado o modelo Metso 8 x 16, que consiste numa peneira de 1 deck, com área de 11m<sup>2</sup> (2,45m x 4,9m).

### 13.4 Moinho de Bolas

Primeiramente foi calculada a potência através da fórmula de Bond:

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

Equação 9

- $W = 12,35 \text{ Kwh/st}$
- Potência =  $12,35 \times 140 \text{ t/h} = 2534,13 \text{ HP}$

- Potência Final (Fatores) = 2370,8 HP

Como no nosso caso, estaremos realizando moagem fina (será necessário cominuir o minério até 200#), a relação L/D ideal é 1,5:1,0. Como não existe um modelo metso nessas características, que atenda a energia necessária para nossa moagem, foi escolhido um modelo de menor energia, e recalculado o seu comprimento. O diâmetro do moinho será 4,57m e o seu comprimento 6,37m.

Outras características da moagem:

- % de sólidos em massa = 80%;
- Descarga por transbordo;
- Volume de carga = 40%;
- Alimentação Spout Feeder;
- Bolas e revestimento de Aço;
- Reposição de corpos moedores diária;
- Velocidade = 72% da velocidade crítica;
- Acionamento por coroa e pinhão;
- Grelha na saída do moinho para evitar fuga de corpos moedores;
- Trommel na saída do moinho;
- Espirais na entrada e na saída;
- Antes da moagem o minério sofrerá as blendagens necessárias para garantir a homogeneidade do material.
- 

Fluxograma da etapa de Cominuição:

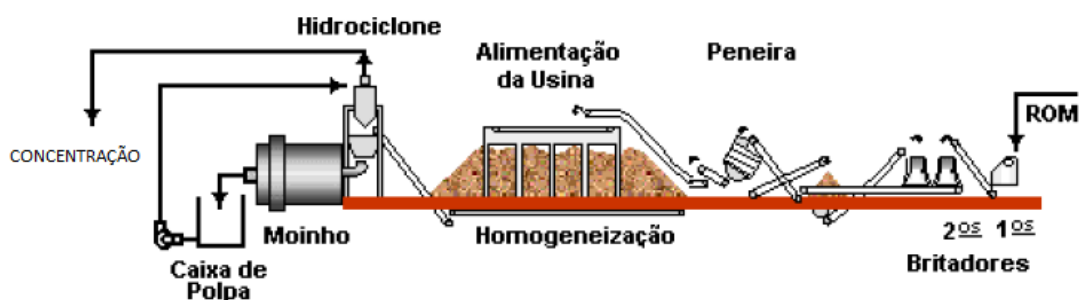


Figura 102

### 13.5 Ciclones

Ciclones são dimensionados a partir do seu diâmetro, pois é ele que vai ditar a granulometria de corte. Após dimensionado seu diâmetro, é verificada sua vazão, para calcular quantos ciclones serão necessários.

Premissas:

t/h de Sólidos	140
t/h de Polpa	280
% sólidos massa	50
m <sup>3</sup> /h de Água	140
Densidade do Sólido	3,0
% sólidos volume	25
m <sup>3</sup> /h de sólidos	46,67
m <sup>3</sup> /h de polpa	186,67

Tabela 53

Dimensionamento segundo Tarr:

- $d_{95 \text{ tabela}} = d_{95} / F_{\text{densidade}} \times F_{\text{pressão}} \times F_{\% \text{ sólidos}}$ ;
- $Q_{\text{ciclone}} = Q_{\text{padrão}} \times F_{\text{pressão}} \times F_{\% \text{ sólidos}}$ ;
- $N^{\circ} \text{ ciclones} = V_{\text{polpa}} / V_{\text{ciclone}}$ .

Fatores para o cálculo do  $d_{95}$  tabelado:

Fator Densidade:

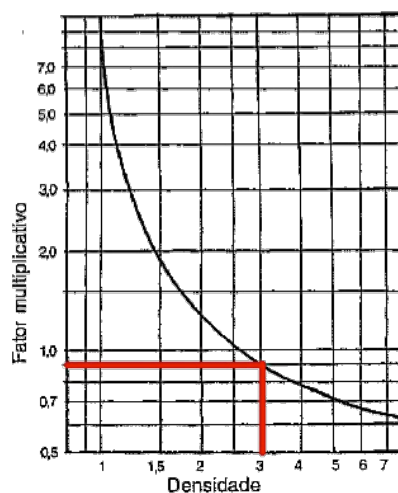


Figura V - Efeito da densidade dos sólidos na alimentação sobre o  $d_{95}$

Figura 103

Fator % de Sólidos:

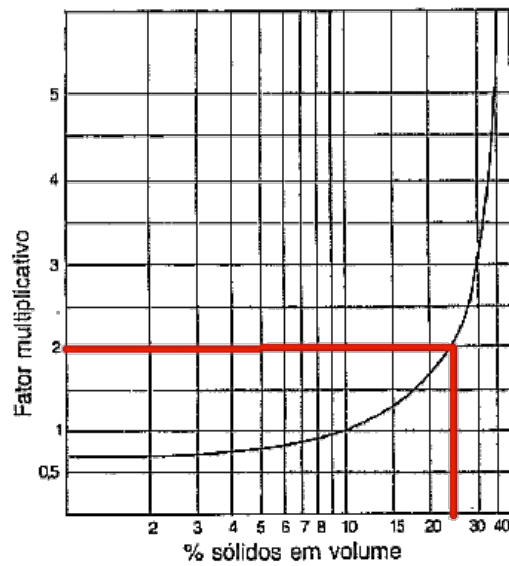


Figura VI - Efeito da % de sólidos da alimentação sobre o  $d_{95}$

Figura 104

Fator Pressão:

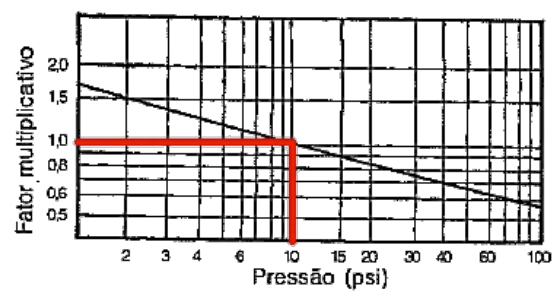


Figura VII - Efeito da pressão de alimentação sobre o  $d_{95}$

Figura 105

Aplicando os fatores ao nosso  $d_{95}$  de 200#, obtemos um  $d_{95}$  tabelado de 41,11 micra, o que corresponde a um ciclone de 6”.

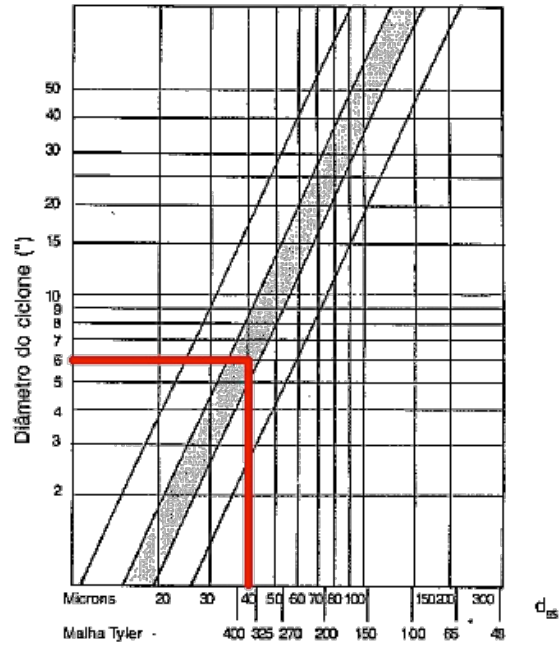


Figura I - Diâmetro do ciclone x  $d_{95}$

Figura 106

Um ciclone de 6" polegadas fornece uma vazão de 60 USGPM:

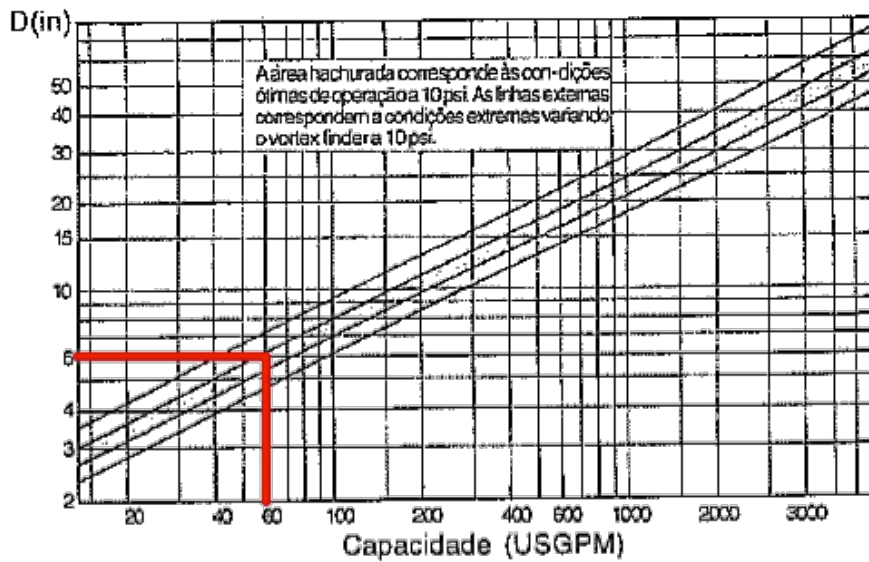


Figura 107 - Diâmetro do ciclone x Capacidade.

Porém, aplicando-se os fatores de correção, obtemos uma vazão de 17,32 m<sup>3</sup>/h

Fatores para utilizados no cálculo da vazão:

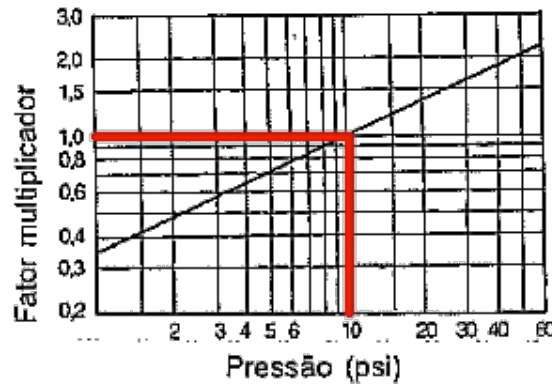


Figura 108 – Efeito da pressão de Alimentação sobre a capacidade do ciclone.

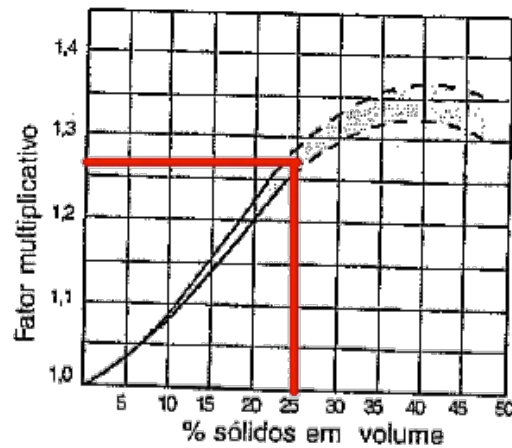


Figura 109 – Efeito da % de sólidos sobre a capacidade

Como nosso volume de polpa é 186,67 m<sup>3</sup>/h, serão necessários 11 ciclones, porém, será deixado um livre para manutenção, então, o número total de ciclones será 12.

### 13.6 Flotação

Não existe processo metalúrgico que separe chumbo de zinco, portanto será necessário um processo de concentração para cada metal. Primeiro, será concentrado o chumbo, cujo rejeito, segue para o circuito de concentração do zinco.

Serão utilizadas colunas de flotação, pois o metal só sofre liberação em uma granulometria muito baixa (200#), onde células mecânicas não conseguiriam trabalhar com eficiência. A flotação será composta pelas etapas Rougher, Cleaner e Scavenger.

Abaixo segue a relação dos reagentes (e seus respectivos locais de adição) utilizados em cada circuito.

REAGENTE	FUNÇÃO	PONTO ADIÇÃO	DOSAGEM (g/t)
CARBONATO DE SÓDIO	MODIFICADOR PH	DESCARGA MOINHO	375
CAL	MODIFICADOR PH	DESCARGA MOINHO	240
ISOPROPIL XANTATO	COLETOR	CONDICIONADOR 1	22
MIBC	ESPUMANTE	CEL. ROUGHER	38
MIBC	ESPUMANTE	CEL. SCAVENGER	15
ISOPROPIL XANTATO	COLETOR	CEL. SCAVENGER	40

**Tabela 54 - Reagentes utilizados no circuito do chumbo**

REAGENTE	FUNÇÃO	PONTO DE ADIÇÃO	DOSAGEM (g/t)
SULFATO DE COBRE	ATIVADOR	CONDICIONADOR	255
CAL	MODIFICADOR PH	CONDICIONADOR	2.580
ISOBUTIL XANTATO	COLETOR	CONDICIONADOR	70
MIBC	ESPUMANTE	CEL. ROUGHER	19
SULFATO DE COBRE	ATIVADOR	CEL. ROUGHER	24
ISOBUTIL XANTATO	COLETOR	CEL. SCAVENGER	150
SULFATO DE COBRE	ATIVADOR	CEL. SCAVENGER	86

**Tabela 55 - Reagentes utilizados no circuito do zinco**

Abaixo segue uma descrição das principais características de cada reagente, que influenciaram na escolha dos mesmos:

Carbonato de Sódio

- A adição de carbonato de sódio provoca variações discretas de pH;
- Portanto, facilita o ajuste desejado;
- Costuma ser preparado no local, já que é comercializado em forma de pó.

## Cal

- Geralmente é comercializada em granulometria próxima à do calcário original, devendo a moagem ser realizada no local;
- Para evitar agregação de finos, recomenda-se não utilizar esse tipo de regulador para ajustes de pH acima de 11;

## Isopropil Xantato

- Isopropil Xantato:
- Adsorção química (específica), o que exige um tempo de condicionamento considerável;
- Praticamente não apresenta ação espumante (o que facilita o controle do processo);
- Apresentam elevada solubilidade em água;
- Não formam micelas;
- Utilizado para flotação de sulfetos;
- São coletores bastante seletivos;
- São comercializados em estado sólido.

## MIBC

- É o espumante mais utilizado na indústria mineral;
- Produz uma espuma fácil de colapsar na descarga;
- Atividade na superfície mineral quase inexistente (contribui para a seletividade do sistema);
- Elevada solubilidade em água;
- Produz espuma aberta, que facilita a drenagem da ganga (no caso da flotação direta).

## Sulfato de Cobre

- Bastante utilizado para ativar blenda (ZnS) em flotação com xantato;
- A substituição dos íons de zinco pelos de cobre asseguram uma hidrofobização mais estável, já que o cobre tem mais afinidade com o xantato;



- A escolha do sulfato de cobre, como fonte dos íons cobre, deve-se ao fato de ter preço mais baixo.

### Balço de Massas do circuito do Chumbo

Premissas:

- % sólidos Rougher = 30%;
- % sólidos Cleaner = 20%;
- % sólidos Scavenger = 30%;
- Rec. Rougher = 95%;
- Rec. Cleaner = 85%;
- Rec. Scavenger = 95%;
- Teor Minério = 3,1%;
- Teor Concentrado = 70%.
- Recuperação Média = 85%

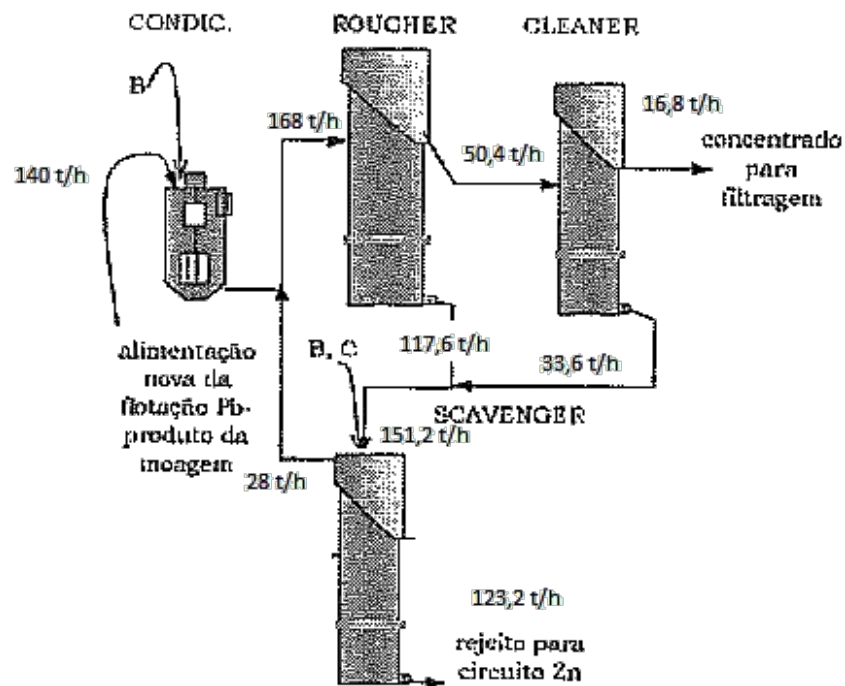


Figura 110 - Balço de Massas do circuito do Chumbo

## Balanço de massas para o zinco

Premissas:

- As porcentagens de sólidos e as recuperações são iguais às do circuito do chumbo;
- Teor do Minério = 1,1%;
- Teor do Concentrado de zinco = 50%;
- Recuperação Média = 85%.

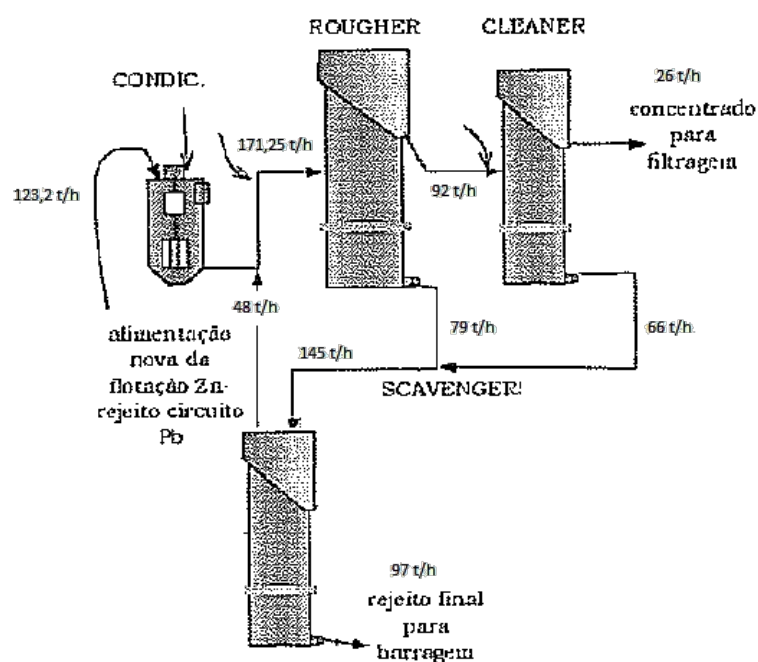


Figura 111 - Balanço de massas para o zinco

Dimensionamento:

O dimensionamento de células de flotação levam em consideração o tempo de flotação e o volume de polpa.

- $V_{\text{célula}} = V_{\text{polpa}} \times t_{\text{flotação}}$

Como não temos amostras do minério, foram considerados os tempos padrões para flotação de minério de chumbo e zinco.

Minério	Tempo Flotação
Chumbo	6-8 minutos
Zinco	8-12 minutos

Tabela 56 – Tempo para flotação de zinco e chumbo.

Então para o chumbo teremos:

- $V_{\text{rougher}} = 448 \text{ m}^3/\text{h} \times 8 \text{ min} = 60 \text{ m}^3$
- $V_{\text{Cleaner}} = 218,4 \text{ m}^3/\text{h} \times 6 \text{ min} = 21,84 \text{ m}^3$
- $V_{\text{scavenger}} = 403,2 \text{ m}^3/\text{h} \times 6 \text{ min} = 40,32 \text{ m}^3$

CÉLULA	DIÂMETRO (m)	ALTURA (m)
ROUGHER	2,8	10
CLEANER	1,7	10
SCAVENGER	2,3	10

Tabela 57 - Dimensionamento da célula para o chumbo.

E para o zinco:

- $V_{\text{rougher}} = 448 \text{ m}^3/\text{h} \times 8 \text{ min} = 91,33 \text{ m}^3$
- $V_{\text{Cleaner}} = 218,4 \text{ m}^3/\text{h} \times 6 \text{ min} = 53,16 \text{ m}^3$
- $V_{\text{scavenger}} = 403,2 \text{ m}^3/\text{h} \times 6 \text{ min} = 51,55 \text{ m}^3$

CÉLULA	DIÂMETRO (m)	ALTURA (m)
ROUGHER	3,4	10
CLEANER	2,6	10
SCAVENGER	2,6	10

Tabela 58 - Dimensionamento da célula para o zinco.

## 13.7 Filtragem

Os filtros escolhidos foram os de discos, pois a primeira opção deve ser sempre o filtro de discos, pois ele tem um valor enorme para a relação área filtrante/área ocupada na usina, é o mais barato e o custo operacional é inferior ao dos demais modelos.



Figura 112 - Filtro de Discos

Razão de filtragem:

	% sólidos	Tamanho das partículas na alimentação	Razão de Filtragem (lb/h/sq.ft)	Umidade da torta
tri-hidrato de alumínio	35-40	30 a 40 mm	140	20-21
cavaco de desempenadeira	4	-	30-33	83
barita	54-58	95% - 325#	88	-
carbonato de cálcio	45-50	100% - 325#	145	18
carbono	8-10	-	20-30	75-80
cimento	62-67	70% - 325# 3% + 100#	18-25	25
carvão lavado	25-30	28# x 0,6% Cz	60-70	21-2
rejeito de carvão	30 mínimo	28# x 0,45% Cz	30	30
concentrado de cobre	50	1% + 100# 96% - 325#	100	13
rejeito de recup. de tintas	2-6	-	2-4	64-68
poeiras volantes	50	2,5% + 100# 95% - 200#	30	22
fluorita	60-65	100% - 65# 70% + 325#	45	9-11
gilsonita	40	12,4% - 200#	95	19-20
grafite	33	41% + 150# 232% - 200#	35	27
ilmenita	70	50% - 325#	140	7,5
hematita	70	1% + 100# 72% - 325#	125-200	9-11
magnetita	50-60	87-91% - 325# Blaine 1700 - 2000	156-200	9,5-11,5
taconita	50-55	98% - 325#	165-200	10
pirita	71,5	94,5% - 325#	100	15
pirrotita	50-60	0% + 100# 55% - 325#	85-120	7-8
concentrado de chumbo	70-76	70% - 325#	75	12,5
minério de lítio	21-25	0% + 100# 50% - 200#	72	40-42
hidróxido de magnésio	32	-	28	50
licor de picles neutralizado	18-20	88% - 200#	15	65
zinco	55-63	-	30-35	9,5-10

Figura 113 - Cálculo da razão de filtragem.

Obs: A porcentagem de sólidos da alimentação dos filtros é 50% em massa. Portanto, já que a porcentagem de sólidos do chumbo deveria ser maior, será aplicado um fator de segurança, para aumentar a capacidade do filtro.

**Dimensionamento Filtro Chumbo:**

- $M_s = 16,8 \text{ t/h}$
- Razão de Filtragem =  $75 \text{ lb/h/sq.ft}$

Passando para escala industrial:

- R. Filtragem =  $75 \times 0,8 \times 0,45 = 27 \text{ kg/h/sq.ft}$
- Área =  $16,8 \times 1000 / 27 = 622,22 \times 1,5 = 933 \text{ sq.ft}$

**Filtros Agidisc - Tamanhos e área nominal de filtragem (ft²)**

Diâmetro nº de discos	4 ft	6 ft	6' 9"	8' 10"	10' 6"	12' 6"
1	22	50	65	110	150	220
2	44	100	130	220	300	440
3	66	150	195	330	450	660
4	88	200	260	440	600	880
5	110	250	325	550	750	1100
6	132	300	390	660	900	1320
7		350	455	770	1050	1540
8		400	520	880	1200	1760
9		450	585	990	1350	1980
10		500	650	1100	1510	2200
11			715	1210	1650	2420
12			780	1320	1810	2640
13				1430	1950	2860
14				1540	2100	3080
15					2250	3300
16					2400	3520
17					2550	3740
18					2700	3960
19					2850	4180
20					3000	4400

ft² = m² x 0.0929

Figura 114 - Dimensionamento Filtro Chumbo.

Portanto, o filtro escolhido tem 9 discos e um diâmetro de 2,7m.

Dimensionamento Filtro Zinco:

- Ms = 26 t/h
- Razão de Filtragem = 30 lb/h/sq.ft

Passando para escala industrial:

- R. Filtragem =  $30 \times 0,8 \times 0,45 = 10,8 \text{ kg/h/sq.ft}$
- Área =  $26 \times 1000 / 10,8 = 2407 \text{ sq.ft}$

**Filtros Agidisc - Tamanhos e área nominal de filtragem (ft²)**

Diâmetro nº de discos	4 ft	6 ft	6' 9"	8' 10"	10' 6"	12' 6"
1	22	50	65	110	150	220
2	44	100	130	220	300	440
3	66	150	195	330	450	660
4	88	200	260	440	600	880
5	110	250	325	550	750	1100
6	132	300	390	660	900	1320
7		350	455	770	1050	1540
8		400	520	880	1200	1760
9		450	585	990	1350	1980
10		500	650	1100	15110	2200
<b>11</b>			715	1210	1650	<b>2420</b>
12			780	1320	18110	2640
13				1430	1950	2860
14				1540	2100	3080
15					2250	3300
16					2400	3520
17					2550	3740
18					2700	3960
19					2850	4180
20					3000	4400

ft² = m² x 0,0929

Figura 115 - Dimensionamento Filtro Zinco.

Portanto, o filtro escolhido terá 11 discos e 3,8m de diâmetro

Obs: Note, que apesar dos circuitos terem uma taxa de alimentação parecida, o filtro do zinco terá que ser muito maior, devido à sua baixa razão de filtragem.

# 14 ANÁLISE ECONÔMICA

---

A atividade mineira envolve uma série de riscos no que diz respeito à sua economicidade. A sua viabilidade deve ser avaliada constantemente durante o projeto, desde a pesquisa geológica, até a lavra propriamente dita.

Com relação ao nosso projeto, estamos em uma fase, onde devemos prever o comportamento do nosso projeto, em relação ao seu futuro. Serão estipulados uma série de parâmetros, onde, através dos resultados avaliaremos a viabilidade de nosso projeto.

Porém, não basta apenas verificar se o projeto é viável ou não. É preciso avaliar os pontos fortes e fracos, e, caso ele seja inviável, em que cenário ele será viável.

Premissas

RESERVA (REC = 90%)	8.700.000 ton
TAXA PRODUÇÃO	800.000 ton/ano
VIDA ÚTIL	11 anos
MÉTODO DE LAVRA	S. STOPING (C/ BACKFILL)
DILUIÇÃO	20%
PRÉ PRODUÇÃO	2 anos
PESQUISA MINERAL	5 anos
TEOR CHUMBO	1,1%
TEOR ZINCO	3,1%
RECUPERAÇÃO CHUMBO	85%
RECUPERAÇÃO ZINCO	85%
NSR CHUMBO	65%
NSR ZINCO	50%

## 14.1 Preço do Chumbo

Primeiramente, foi analisado o preço histórico do chumbo, e selecionado o ciclo mais recente (Entre 2009-2012):

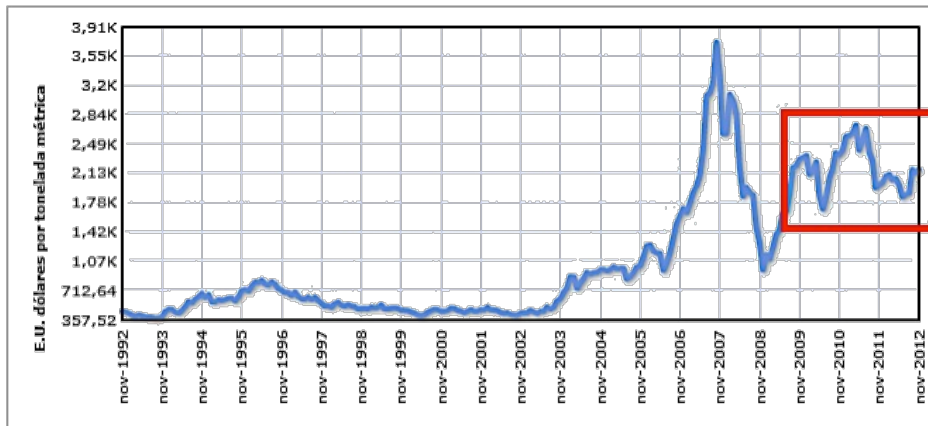


Figura 116 - Preço histórico do chumbo

Os preços do chumbo foram atualizados, e foi feita a média desses 4 anos:

Ano	Preço	Preço Corrigido
2009	1.719,44	1.853,93
2010	2.148,19	2.278,83
2011	2.400,70	2.468,77
2012	2.043,89	2.043,89

Tabela 59- Média do preço do chumbo dos últimos 4 anos.

Portanto, o preço do chumbo utilizado na avaliação econômica será: \$2.161,36/ton

## 14.2 Preço do Zinco

Também foi analisado o preço histórico do zinco, e selecionado o ciclo mais recente (Entre 2009-2012):

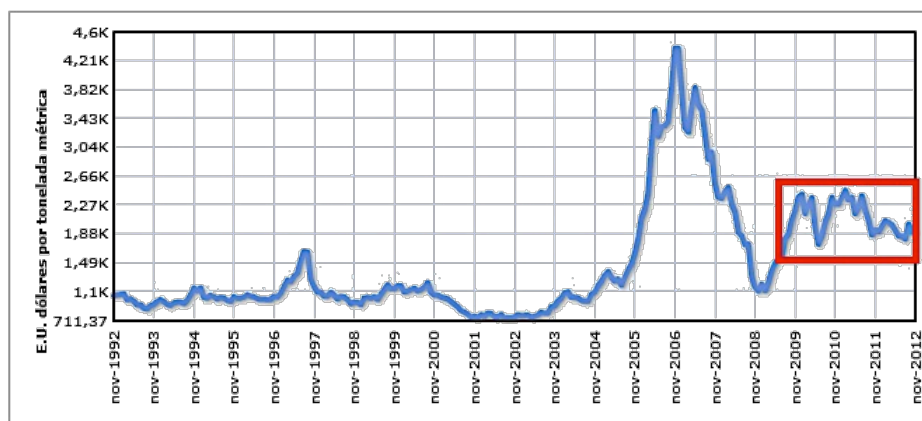


Figura 117 - Preço histórico do chumbo



Os preços do zinco foram atualizados, e foi feita a média desses 4 anos:

Ano	Preço	Preço Corrigido
2009	1.658,39	1.788,10
2010	2.160,35	2.291,73
2011	2.195,53	2.257,78
2012	1.947,95	1.947,95

Tabela 60 - Média do preço do chumbo dos últimos 4 anos.

Portanto, o preço do zinco utilizado na avaliação econômica será: \$2.071,39/ton.

Para atualizar o preço do dólar foi usado o Consumer Price Index. O motivo para tal escolha, foi o fato de que ele abrange a inflação de todos os setores da economia, desde o preço dos alimentos, até o preço das commodities, o que nos fornece uma boa aproximação.

### 14.3 Pesquisa Geológica e Estudos de Engenharia

Neste período estão incluídos os trabalhos geológicos de campo (mapeamento, sondagens, etc.), as análises das amostras, e as questões burocráticas junto ao DNPM e ao órgão ambiental estadual.

DISCRIMINAÇÃO	UNIDADE	QUANTIDADE	PREÇO	TOTAL
Levantamento Bibliográfico	Estudos	1	\$ 50,00	\$ 50,00
Interpretação Fotogeológica	Fotos	20	\$ 75,00	\$ 1.500,00
Mapeamento Geológico	Km2	5	\$ 150,00	\$ 750,00
Sondagem Diamantada	m	44.000	\$ 100,00	\$ 4.400.000,00
Análise Química	Análise	6.500	\$ 12,00	\$ 78.000,00
Análise Física	Análise	6.500	\$ 8,00	\$ 52.000,00
Teste Piloto	Teste	1	\$ 100.000,00	\$ 100.000,00
Topografia	ha	200	\$ 5.000,00	\$ 1.000.000,00
Relatórios	Relatório	1	\$ 2.000	\$ 2.000,00
			TOTAL	\$ 5.634.300,00

Tabela 61 - Custos com Pesquisa Geológica e Estudos de Engenharia

A pesquisa foi feita em 5 anos, e os custos foram atualizados, já que ela foi feita antes do ano zero:

- $VF = VP (1+i)^n$

ANO	PREÇO ATUALIZADO
-5	\$ 2.266.517,96
-4	\$ 1.970.885,18
-3	\$ 1.713.813,20
-2	\$ 1.490.272,35
-1	\$ 1.295.889,00
TOTAL	\$ 8.737.377,69

#### 14.4 Custos de Investimento

Nesta etapa serão expostos os gastos que serão feitos nos dois anos de pré-produção, incluindo desenvolvimento, equipamentos de lavra e beneficiamento.

#### 14.5 Desenvolvimento

DESENVOLVIMENTO	COMPRIMENTO (m)	ÁREA (m2)	CUSTO
VENT RAISE	1.400	4.91	\$ 2.961.200,00
SHAFT VENT	810	7.55	\$ 1.062.224,74
RAMPA/H. DEVELOP.	3.700	23.98	\$ 9.250.000,00
CUBBY	680	23.98	\$ 1.700.000,00
		TOTAL	\$ 14.973.424,74

Tabela 62 - Custos de desenvolvimento.

## 14.6 Lavra

EQUIPAMENTO	CUSTO
3 LHD'S	\$ 648.000,00
6 TRUCKS	\$ 1.344.600,00
1 PARAFUSADORA	\$ 250.000,00
1 CABLE BOLTER	\$ 535.000,00
2 PERFURATRIZES	\$ 776.000,00
1 CARREGADEIRA	\$ 200.000,00
TOTAL	\$ 3.573.600,00

Tabela 63 - Custos de Lavra.

## 14.7 Beneficiamento

EQUIPAMENTO	CUSTO
ALIMENTADOR VIBRATÓRIO	\$ 24.000,00
BRITADOR MANDÍBULAS	\$ 187.400,00
BRITADOR CÔNICO	\$ 434.000,00
PENEIRA	\$ 29.400,00
MOINHO	\$ 1.664.000,00
12 CICLONES	\$ 31.344,00
4 COLUNAS DE FLOTAÇÃO	\$ 590.800,00
2 COLUNAS DE FLOTAÇÃO	\$ 232.800,00
1 FILTRO	\$ 151.000,00
1 FILTRO	\$ 227.000,00
OUTROS	\$ 1.000.000,00
TOTAL	\$ 4.571.734

Tabela 64 - Custos de beneficiamento.

## 14.8 Outros

ITEM	CUSTO
VENTILADOR	\$ 219.890,00
ESTRUTURA	\$ 2.000.000,00
OUTROS	\$ 2.000.000,00
TOTAL	\$ 4.890.000,00

Tabela 65 - Outros custos.

## 14.9 Custos Operacionais

Nesta etapa serão considerados os gastos dos equipamentos com manutenção, funcionários, combustíveis, eletricidade, entre outros. Além de considerarmos os gastos com o desenvolvimento necessário para o avanço da lavra.

## 14.10 Desenvolvimento

Quilometragem Anual	Custo Anual	Custo por Tonelada
3,21 km	\$ 8.383.583,59	\$ 10,48

Tabela 66 - Custos em desenvolvimento (ton)

## 14.11 Funcionários

CARGO	SALÁRIO ANUAL	CUSTO POR TONELADA
3 ENGENHEIROS DE MINAS	\$ 150.000,00	\$ 0,19
3 GEÓLOGOS	\$ 120.000,00	\$ 0,15
5 TÉCNICOS DE MINERAÇÃO	\$ 75.000,00	\$ 0,09
1 TOPÓGRAFO	\$ 18.000,00	\$ 0,02
5 ENGENHEIROS	\$ 114.000,00	\$ 0,14
28 OPERADORES DE MÁQUINAS	\$ 336.000,00	\$ 0,42
15 OUTROS FUNCIONÁRIOS	\$ 90.000,00	\$ 0,11
TOTAL	\$ 903.000,00	\$ 1,13

Tabela 67 - Custos com funcionários.

## 14.12 Lavra

Equipamento	Custo Anual	Custo por Tonelada
3 LHD'S	\$ 283.832,64	\$ 0,35
6 CAMINHÕES	\$ 469.048,32	\$ 0,59
1 PARAFUSADORA	\$ 52.416,00	\$ 0,07
1 CABLE BOLTER	\$ 190.756,80	\$ 0,24
1 PERFURATRIZ	\$ 50.880,96	\$ 0,06
1 PERFURATRIZ	\$ 121.230,72	\$ 0,15
1 CARREGADEIRA	\$ 40.697,28	\$ 0,05
TOTAL	\$ 1.208.862,70	\$ 1,51

Tabela 68 - Custo de Equipamentos de lavra.

ITEM	CUSTO ANUAL	CUSTO POR TONELADA
SUPRIMENTOS	\$ 3.600.500,00	\$ 4,50
STOPES	\$ 1.558.000,00	\$ 1,95
BACKFILL	\$ 2.679.000,00	\$ 3,35
VENTILAÇÃO	\$ 38.000,00	\$ 0,05
PESQUISA	\$ 95.000,00	\$ 0,12
TOTAL	\$ 7.970.500,00	\$ 9,96

Tabela 69 - Custo adicionais de lavra.

### 14.13 Beneficiamento

EQUIPAMENTO	CUSTO ANUAL	CUSTO POR TONELADA
ALIMENTADOR VIBRATÓRIO	\$ 5.803,20	\$ 0,01
BRITADOR MANDÍBULAS	\$ 104.532,40	\$ 0,13
BRITADOR CÔNICO	\$ 221.682,24	\$ 0,28
PENEIRA	\$ 6.065,28	\$ 0,01
MOINHO	\$ 979.992,00	\$ 1,22
CICLONES	\$ 1.797,12	\$ 0,01
COLUNAS FLOTAÇÃO 1	\$ 16.024,32	\$ 0,02
COLUNAS FLOTAÇÃO 2	\$ 12.654,12	\$ 0,02
FILTRO 1	\$ 21.340,80	\$ 0,03
FILTRO 2	\$ 32.160,96	\$ 0,04
OUTROS	\$ 150.000,00	\$ 0,19
TOTAL	\$ 1.552.052,44	\$ 1,94

Tabela 70 - Custos de Beneficiamento.

### 14.14 Impostos

Abaixo segue a relação de impostos brasileiros que foram considerados no projeto, onde, o ICMS e o COFINS incidem diretamente do faturamento bruto e o Imposto de Renda incide na receita tributável, de onde podem ser deduzidos juros de empréstimos e depreciação de bens.

IMPOSTO	DESCONTO
ICMS – MG	17%
PIS/INSS	INCLUÍDOS NA FOLHA SALARIAL
COFINS	3%
IRPJ	8%

Tabela 71 - Custos com impostos.

## 14.15 Receita

Para calcular a receita bruta obtida com cada metal, primeiramente foi calculado a quantidade de metal presente na reserva lavrável (multiplicando-se a reserva pelo teor), depois, o teor do metal foi recalculado, considerando-se a diluição presente na lavra. Por fim, foi multiplicada a produção anual efetiva (considerando a diluição), pelo novo teor, pelo preço, pela recuperação do beneficiamento e por quanto se paga do metal.

### Receita Chumbo

- RESERVA (Com 90% de rec.) = 8.700.000 ton.
- Teor x 8.700.000 = 95.700 ton de metal;
- Teor c/ Diluição =  $95.700 / (8.700.000 + 1.740.000) = 0,92 \%$
- Produção Efetiva =  $(8.700.000 + 1.740.000) / 11 = 950.000$  ton/ano;
- Receita Anual =  $950.000 \times 0,92\% \times 2.161,36 \$ \times 85\% \times 65\% = \$ 10.436.883,24$ .

### Receita Zinco

- RESERVA (Com 90% de rec.) = 8.700.000 ton.
- Teor x 8.700.000 = 269.700 ton de metal;
- Teor c/ Diluição =  $269.700 / (8.700.000 + 1.740.000) = 2,58 \%$
- Produção Efetiva =  $(8.700.000 + 1.740.000) / 11 = 950.000$  ton/ano;
- Receita Anual =  $950.000 \times 2,58\% \times 2.071,39 \$ \times 85\% \times 50\% = \$ 21.577.151,78$ .

### Receita Calcário Dolomítico

O dolarenito retirado durante o desenvolvimento será vendido para empresas que beneficiam calcário, para evitar a disposição do material em pilhas, além de aumentar a receita (Sendo o maior objetivo evitar a construção de uma pilha de estéril, que demanda gastos adicionais, além de gerar um passivo ambiental). O preço de venda (\$ 6,00/ ton) será abaixo do valor de mercado para o produto beneficiado, pois ele será vendido como minério ROM. O dolarenito pode ser usado para lama asfáltica, pisos residenciais, postes, meio-fio, blocos, lajes pré-fabricadas, concretos em geral.

Cubagem do estéril (Pré-Produção):

DESENVOLVIMENTO	COMPRIMENTO (m)	ÁREA (m <sup>2</sup> )	VOLUME (m <sup>3</sup> )	TONELAGEM
VENT RAISE	1.400	4.91	6.874,00	18.559,80
SHAFT VENT	810	7.55	6.115,50	16.511,85
RAMPA/ H. DEVELOP.	3.700	23.98	88.726,00	239.560,20
CUBBY	680	23.98	16.306,40	44.027,28
		TOTAL	118.021,90	318.659,13

Tabela 72 - Cubagem do estéril (Pré-produção).

- Receita pré-produção:
  - Tonelagem = 318.659,13;
  - Produção Anual = 159.329,57 ton/ano;
  - Receita = 159.329,57 x 6,00 = \$ 955.977,39.

Cubagem do estéril (Durante a produção):

DESENVOLVIMENTO	COMPRIMENTO (m)	ÁREA (m <sup>2</sup> )	VOLUME (m <sup>3</sup> )	TONELAGEM
SHAFT	570	23,76	13.543,20	36.566,64
RAMPA/HOR. DEV.	13.600	23,98	326.128,00	880.545,60
OREPASS	190	4,91	932,90	2.518,83
DRIFT	710	25,00	17.750,00	47.925,00
ACCESS	6.600	23,98	158.268,00	427.323,60
ACCESS HAULAGE	7.300	25,00	182.500,00	492.750,00
		TOTAL	699.122,2	1.887.629,67

Tabela 73 - Cubagem do estéril (Durante a produção).

- Receita estéril lavra:
  - Tonelagem = 1.887.629,67;
  - Produção = 171.602,69 ton/ano;
  - Receita = 171.602,69 x 6,00 = \$ 1.029.616,18.



## 14.16 Fluxo de Caixa

Segue abaixo o fluxo de caixa final do projeto, onde a opção mais rentável foi considerando um empréstimo de \$ 18.000.000 (metade da receita, que é o máximo fornecido por bancos para não entrarem de sócios no negócio). A taxa de atratividade considerada foi de 15%.

Ano	Receita	Custo Op	Investimento	Dep. Caminhões/ Máquinas (20%)	Dep Imóveis (4%)	Dep. Britadores (20%)	Dep. Eq Beneficiam ento (10%)	Empréstimo (Juro 15%)	Principal da Dívida	Reembolso	Juros	Rec Tributável
0			8.737.378					18.000.000	18.000.000			
1	955.977		14.004.379						19.800.000			
2	955.977		14.004.379						21.780.000	9.000.000	3.780.000	
3	33.043.651	20.017.999		714.720	80.000	124.280	395.033		9.900.000	9.000.000	900.000	10.811.619
4	33.043.651	20.017.999		714.720	80.000	124.280	395.033					11.711.619
5	33.043.651	20.017.999		714.720	80.000	124.280	395.033					11.711.619
6	33.043.651	20.017.999		714.720	80.000	124.280	395.033					11.711.619
7	33.043.651	20.017.999		714.720	80.000	124.280	395.033					11.711.619
8	33.043.651	20.017.999			80.000		395.033					12.550.619
9	33.043.651	20.017.999			80.000		395.033					12.550.619
10	33.043.651	20.017.999			80.000		395.033					12.550.619
11	33.043.651	20.017.999			80.000		395.033					12.550.619
12	33.043.651	20.017.999			80.000		395.033					12.550.619
13	33.043.651	20.017.999			80.000							12.945.652

Tabela 74 - Fluxo de Caixa.

Nos dois primeiros anos a receita é visivelmente menor, já que a única fonte de entrada de dinheiro no projeto é a venda de estéril. Depois que o empreendimento tem início, no terceiro ano, nota-se como o custo operacional onera o projeto, sendo maior que o custo de investimento anual do início do empreendimento.

Para não haver gastos excessivos com juros (15% ao ano), o empréstimo foi quitado em dois anos, com um ano de carência.

I.R. (8%)	COFINS (3%)	ICMS (17%)	Cash Flow	Som. Cash Flows	Cash Flow Atualizado	Som. Cash Flows Atualizados	Ano
	-	-	9.262.622	9.262.622	9.262.622	9.262.622	1
	28.679	162.516	- 13.239.597	- 3.976.975	- 11.512.693	- 2.250.071	2
	28.679	162.516	- 26.019.597	- 29.996.573	- 19.674.554	- 21.924.625	3
864.930	991.310	5.617.421	- 4.348.007	- 34.344.580	- 2.858.885	- 24.783.510	4
936.930	991.310	5.617.421	5.479.993	- 28.864.587	3.133.204	- 21.650.307	5
936.930	991.310	5.617.421	5.479.993	- 23.384.594	2.724.525	- 18.925.782	6
936.930	991.310	5.617.421	5.479.993	- 17.904.602	2.369.152	- 16.556.630	7
936.930	991.310	5.617.421	5.479.993	- 12.424.609	2.060.132	- 14.496.498	8
1.004.050	991.310	5.617.421	5.412.873	- 7.011.736	1.769.478	- 12.727.020	9
1.004.050	991.310	5.617.421	5.412.873	- 1.598.864	1.538.676	- 11.188.344	10
1.004.050	991.310	5.617.421	5.412.873	3.814.009	1.337.979	- 9.850.364	11
1.004.050	991.310	5.617.421	5.412.873	9.226.882	1.163.460	- 8.686.904	12
1.004.050	991.310	5.617.421	5.412.873	14.639.754	1.011.705	- 7.675.199	13
1.035.652	991.310	5.617.421	5.381.270	20.021.024	874.607	- 6.800.593	14

Tabela 75 - Cash Flow.

Note como a carga tributária brasileira onera um projeto mineiro, onde, quase toda a receita obtida com o chumbo, é destinada para o pagamento de impostos. Se os impostos fossem retirados do fluxo de caixa, o VPL deixaria de ser negativo.

No nosso melhor cenário, obtivemos um VPL de \$ -6.800.500,00, com uma TIR de 8%, portanto o projeto NÃO É VIÁVEL.

Durante a fase de avaliação econômica foram analisadas uma série de hipóteses, onde consideramos como sendo a final, aquela mais rentável (apresentada acima). Seguem abaixo, outros cenários avaliados:

- Foi feito um fluxo de caixa sem empréstimo, onde o objetivo foi verificar se os juros do mesmo eram mais prejudiciais que a receita trazida por ele nos anos de investimento. Porém, o VPL foi pior ainda, apresentando um valor de \$ -8.675.000,00 e uma TIR de 9%.
- Por fim, avaliamos a venda apenas de zinco, pois o teor do chumbo era muito baixo. O objetivo desta análise, era verificar se o custo de investimento e operação do circuito de flotação do chumbo trazia mais prejuízos do que lucro. Porém, o resultado foi um desastre, apresentando um VPL de \$ -35.326.000,00.

#### 14.17 Análise de Sensibilidade

Preço:

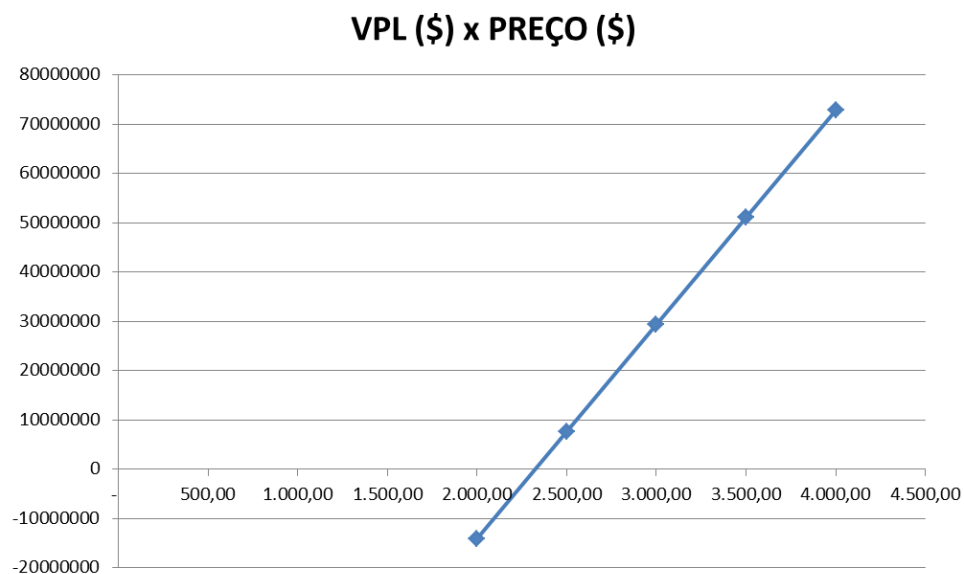


Figura 118 – VPL x Preço.

Perceba como a reta do gráfico ficou inclinada, mostrando que o projeto é muito sensível a variações de preço. Pelo gráfico podemos ver que a diferença de \$ 500,00 pode fazer com que um projeto viável, apresente um VPL negativo, sendo que recentemente, já houve anos em que o preço do chumbo diminuiu \$ 3.000,00 e o do zinco \$ 2.000,00!

Recuperação

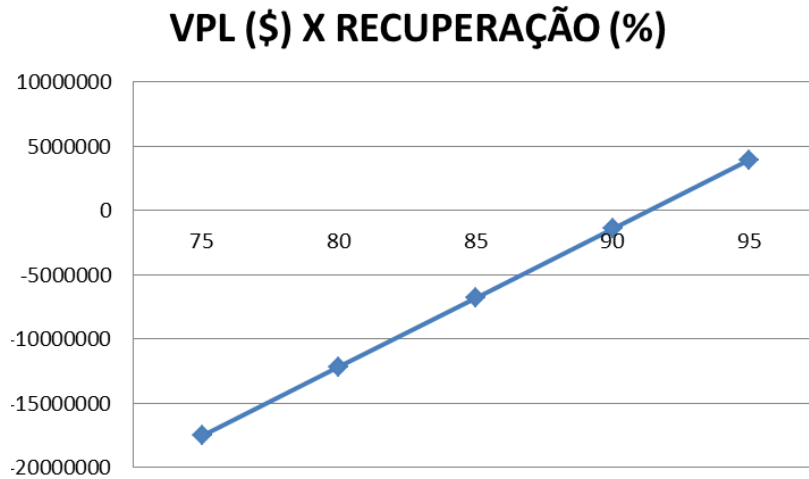


Figura 119 – VPL x Recuperação.

A recuperação do beneficiamento não apresenta grande influência na viabilidade do projeto.

Teor:

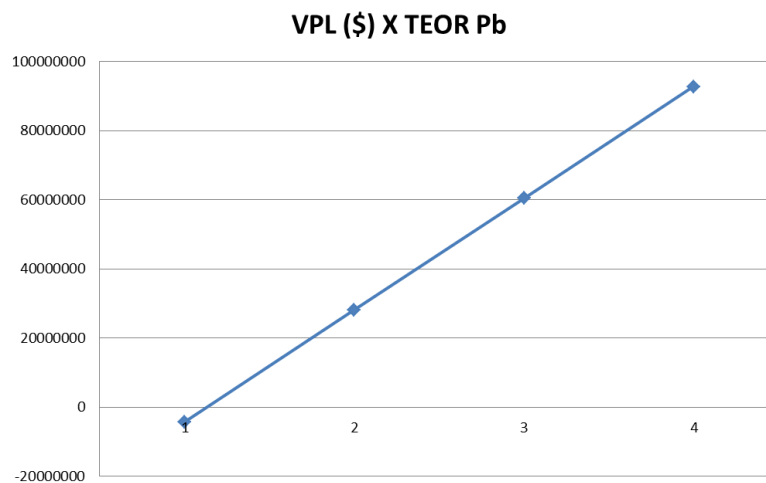


Figura 120 – VPL x Teor de Chumbo.

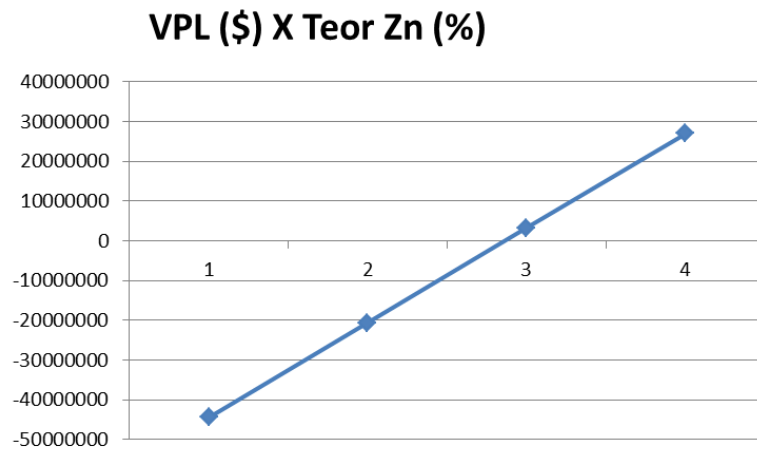


Figura 121 – VPL x Teor de Zinco.

Para que o projeto fosse viável, o teor de chumbo teria que ser pelo menos 2%

Investimento:

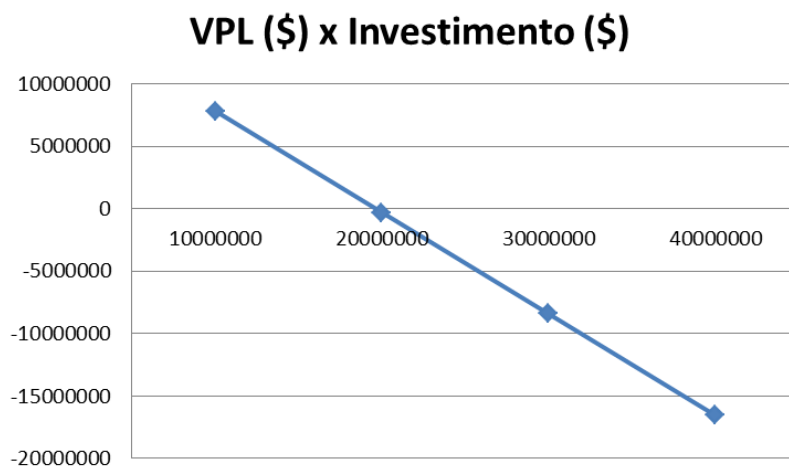
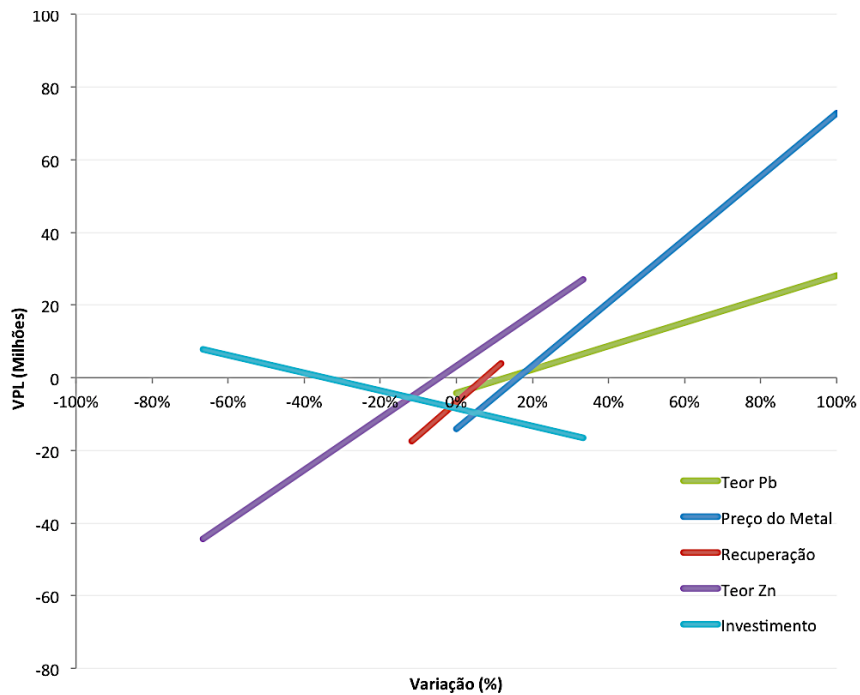


Figura 122 – VPL x Investimento.

Este gráfico é muito interessante, pois através dele percebemos que o investimento inicial não foi responsável pela inviabilidade do projeto, e sim, o custo operacional, que é tão elevado, que mesmo reduzindo o investimento pela metade, o projeto continua inviável.

Gráfico aranha:



#### 14.18 Conclusão

Motivos que inviabilizaram o projeto:

- Projeto de alto risco (muito sensível a variação de preço);
- Custo Operacional muito alto (mina subterrânea);
- Carga Tributária alta;
- NSR do chumbo e zinco são baixos (Enquanto outros minérios podemos obter uma receita maior, como por exemplo o ouro, onde se paga 98% do metal contido, para o chumbo se paga 65% e para o zinco 50%);
- Backfill não é o culpado, mas também contribui.

# 15

## MEIO AMBIENTE

---

Primeiramente iremos identificar os impactos ambientais da atividade mineira, classificando-os quanto à etapa em que eles ocorrem, e quanto aos meios que eles prejudicam. Por fim, apresentaremos as medidas mitigadoras que serão realizadas para minimizar os elementos responsáveis pelos impactos ambientais.

Nossa mina não contará com pilha de estéril, já que o mesmo será vendido, nem com barragem de rejeitos, já que o mesmo retornará para a mina, para ser usado como backfill.

Porém, haverá uma bacia de decantação para adequação da porcentagem de sólidos do rejeito (O rejeito deverá ter 75% de sólidos em massa). Também haverá um pátio de estocagem para a venda de calcário.

### **15.1 Backfill**

O backfill utilizado será do tipo paste fill, já que o rejeito é muito fino (As partículas são menores que 200#), e por esse motivo, 10% da fórmula será composta por cimento.

Se for necessário, em épocas que houver falta de rejeito, a formulação será completada com areia para aterro (mais barata). O transporte será feito por bombeamento e gravidade, sempre que for possível.

### **15.2 Bacia de Decantação**

A bacia de decantação terá 25m x 100m x 5m (suficiente para 45 dias de produção). A bacia será escavada e impermeabilizada com 1m de argila de baixo coeficiente de permeabilidade.

Serão adicionados floculantes para auxiliar na sedimentação do rejeito. O pH da água será readequado, e a água retornará para a planta.

Identificação dos Impactos Ambientais:

Fase de Implantação:

- Construção de vias de acesso;
- Remoção da vegetação;
- Construção do pátio de estocagem;
- Construção da rede de drenagem e bacias de decantação;

Fase de Operação:

- Estocagem do estéril;
- Carregamento e transporte;
- Lavra do minério;
- Backfilling;

Fase de Desativação

- Recuperação das vias de acesso;
- Recuperação do pátio de estocagem;
- Manutenção das áreas reabilitadas.

Elementos Responsáveis pelos Impactos Ambientais

Meio Físico

- **Alteração da qualidade do ar:** Geração de poeiras fugitivas, emissão de gases;
- **Alteração da qualidade do solo:** erosão, assoreamento, alteração nas características do solo;
- **Alteração da qualidade das águas:** erosão, assoreamento, carreamento de partículas sólidas.

Meio Biótico

- **Destruição dos “habitats” terrestres:** Supressão da vegetação;
- **Alteração das populações de animais:** Geração de ruído, supressão da vegetação;

### Meio Antrópico

- **Impacto visual:** Alteração da topografia, aumento da erosão, supressão da vegetação;
- **Desconforto ambiental:** Geração de poeiras fugitivas, Emissão de gases, Geração de ruídos.

### Medidas Mitigadoras

- Minimizar ao máximo a área decaçada;
- Respeitar as APP's;
- Remoção e armazenamento do solo para futura reposição;
- Drenagem das águas superficiais;
- Construção de bacias de decantação;
- Rega contínua de áreas causadoras de poeiras fugitivas;
- Lavra e recuperação ambiental simultânea.



# 16

## REFERÊNCIAS

---

NEVES, LUIZ, 2011 - Características Descritivas e Genéticas do depósito de Zn-Pb Morro Agudo, Grupo Vazante.

BIONDI, JOÃO CARLOS - Processos Metalogenéticos e os Depósitos Minerais Brasileiros.

BASSANI, MARCEL - Script de Análise de Contato no SGeMS.

MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA - Relatório Técnico 25, Perfil do Minério de Zinco.

PERONI, RODRIGO - Video aulas do software Datamine®.

ILZSG – International Lead and Zinc Study Group, Lead and zinc statistics, [www.ilzsg.org](http://www.ilzsg.org)

ISAAKS, E.H. & SRIVASTAVA, M.R. 1989. An Introduction to Applied Geostatistics, Oxford University Press, New York, 561 p.

GOOVAERTS, P. 1997. Geostatistics for Natural Resources Evaluation, Oxford University Press, New York, 483 p.

DEUTSCH, C.V. & JOURNEL, A.G. 1998. GSLIB: Geostatistical Software Library and User's Guide, Oxford University Press, New York, 369 p.

SOUZA, LUIS EDUARDO. 2007. Proposição Geoestatística para quantificação do erro em estimativas de tonelagens e teores. Tese de Doutorado, Porto Alegre/RS.

SME - Mining Engineering Handbook, Third Edition, Edited by Peter Darling, - Chapter 4.5 Mineral Resource Estimation, 2011, 1984p