

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

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais
(PPGEM)

Planejamento de Lavra sob a Incerteza de Teores Aplicado à Lavra
Subterrânea

Paulo Roberto Guimarães Mello
Engenheiro de Minas

Porto Alegre

2015

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

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais
(PPGEM)

Planejamento de Lavra sob a Incerteza de Teores Aplicado à Lavra
Subterrânea

Paulo Roberto Guimarães Mello

Engenheiro de Minas

Dissertação desenvolvida no Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro, Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais – PPGEM, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral

Porto Alegre

2015

Este trabalho foi analisado e julgado adequado para a obtenção do título de Mestre em Engenharia, área de concentração de Tecnologia Mineral e aprovado em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador:

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Banca Examinadora:

Prof. Dr. João Felipe C. Leite Costa (PPGEM / UFRGS)

Prof. Dr. Luis Eduardo de Souza (CSTM / UNIPAMPA)

Prof. Dr. Carlos Otávio Petter (PPGEM / UFRGS)

Prof. Dr. Telmo Roberto Strohaecker

Coordenador do PPGEM

“Se você quer ser bem sucedido, precisa ter dedicação total, buscar seu último limite e dar o melhor de si.”

Ayrton Senna

Este trabalho é dedicado aos meus familiares e a minha companheira Natália, por sempre me incentivarem e estarem ao meu lado nos momentos de superação.

AGRADECIMENTOS

Ao professor Dr. Rodrigo de Lemos Peroni por sua orientação acadêmica, pelo aprendizado proporcionado e também pelo companheirismo.

Aos meus pais Roberto Mello e Fátima Mello, pelo apoio e por sempre acreditarem nos meus objetivos.

A minha companheira Natália Bassanesi pela compreensão e suporte ao longo da realização deste trabalho, sendo essenciais para que tudo se torne realidade.

Aos professores do Departamento de Engenharia de Minas (DEMIN) e do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM).

Ao colega de laboratório Pablo Koury pelos grandes debates ao longo desta jornada.

Aos demais colegas do LPM que auxiliaram de certa forma para o desenvolvimento deste trabalho.

Ao Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq) pelo auxílio concedido.

Sumário

CAPÍTULO 1	1
1.1 INTRODUÇÃO.....	1
1.2 CONTEXTUALIZAÇÃO DO PROBLEMA.....	3
1.3 JUSTIFICATIVA DA DISSERTAÇÃO.....	4
1.4 META.....	4
1.5 OBJETIVOS	4
1.6 METODOLOGIA	5
1.7 ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO	6
CAPÍTULO 2	8
2.1 ESTIMATIVA <i>VERSUS</i> SIMULAÇÃO	8
2.2 MODELO DE INCERTEZA.....	9
2.3 SIMULAÇÃO POR BANDAS ROTATIVAS.....	11
2.4 MEDIDAS DE DISPERSÃO.....	14
2.4.1 <i>Variância Condicional</i>	14
2.4.2 <i>Intervalo entre quartis</i>	15
2.4.3 <i>Intervalo de Probabilidade</i>	15
2.5 FUNÇÃO DE TRANSFERÊNCIA.....	16
2.6 PLANEJAMENTO DE LAVRA.....	18
2.7 TÉCNICAS MATEMÁTICAS PARA OTIMIZAÇÃO.....	21
2.7.1 <i>Programação Dinâmica</i>	23
2.7.2 <i>Branch and Bound (B&B)</i>	24
2.7.3 <i>Stopes Prováveis</i>	25
2.7.4 <i>Stopes Flutuantes</i>	25
2.7.5 <i>Valor Máximo da Vizinhança</i>	27
2.7.6 <i>Shape Annealing</i>	29
2.8 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA.....	31
2.9 TÉCNICAS PARA QUANTIFICAÇÃO DO RISCO.....	35
2.9.1 <i>Avaliação Qualitativa do Risco</i>	36
2.9.2 <i>Risco Ajustado a Taxa de desconto</i>	36
2.9.3 <i>Ajustando as Variáveis de Projeto</i>	36
2.9.4 <i>Previsão baseado em Referências</i>	36
2.9.5 <i>Testando Cenários</i>	37
2.9.6 <i>Avaliação das opções reais (Real Option Valuation – ROV)</i>	37
2.9.7 <i>Análise Quantitativa</i>	37
CAPÍTULO 3	39
3.1 METODOLOGIA	39

3.1.1	<i>Construção de cenários</i>	40
3.1.2	<i>Construção das distribuições</i>	42
3.1.3	<i>Análise das distribuições e definição dos critérios de escolha</i>	43
3.1.4	<i>Índice de Classificação</i>	45
3.2	ESTUDO DE CASO	53
3.2.1	<i>Características do corpo mineralizado</i>	53
3.2.2	<i>Análise dos dados</i>	55
3.2.3	<i>Análise estatística</i>	56
3.2.4	<i>Definição de Grid</i>	60
3.2.5	<i>Transformação dos dados</i>	61
3.2.6	<i>Análise de Continuidade Espacial</i>	62
3.3	SIMULAÇÃO POR BANDAS ROTATIVAS	65
3.4	VALIDAÇÃO DOS RESULTADOS	65
3.5	PÓS-PROCESSAMENTO	68
CAPÍTULO 4		73
4.1	MÉTODO DE LAVRA	73
4.2	VALOR ECONÔMICO DOS BLOCOS	77
4.3	MECÂNICA DE ROCHAS	80
4.4	CONSTRUÇÃO DE CENÁRIOS	83
4.5	AVALIAÇÃO DOS PAINÉIS	86
4.6	APLICAÇÃO DO ÍNDICE QUANTITATIVO (<i>IC+</i> ; <i>IC-</i>)	91
4.7	DESENHO DOS ACESSOS	99
4.8	SEQUENCIAMENTO	104
4.9	PLANO DE PRODUÇÃO	107
4.10	DADOS DE PRODUÇÃO E DESENVOLVIMENTO	111
4.10.1	<i>Produção Anual</i>	111
4.10.2	<i>Teor Médio da Produção Anual</i>	112
4.10.3	<i>Metal Contido na Produção Anual</i>	114
4.10.4	<i>Cálculo do Valor Presente Líquido</i>	115
CAPÍTULO 5		118
5.1	CONCLUSÕES	118
5.2	TRABALHOS FUTUROS	119
REFERÊNCIAS		121
APÊNDICE A		127
APÊNDICE B		141

Lista de Figuras

Figura 1.1 – Passos gerais da metodologia adotada durante a realização do trabalho.	6
Figura 2.1 - Comparativo de mapas resultantes dos métodos de interpolação linear e métodos de simulação geoestatística. Adaptado de Rossi & Deustch (2014).	9
Figura 2.2 - Flutuações ergódicas resultantes da incerteza geológica e capturadas através da técnica de simulação. Fonte: Autoria própria.	10
Figura 2.3 – Linhas simuladas pelo algoritmo de TB e as projeções perpendiculares para determinar o valor do ponto “x”. Chilès & Delfiner (1999).	14
Figura 2.4 – Aplicação da função de transferência para um modelo gerado através de interpoladores lineares e para um modelo simulado gerando múltiplas respostas. Adaptado de Rossi & Deustch (2014).	17
Figura 2.5 - Impacto da incerteza em projetos de mineração. Adaptado de Whittle (2000).	21
Figura 2.6 - Exemplo do comportamento complexo de uma função objetivo.	22
Figura 2.7 - Evolução dos algoritmos otimizadores. Adaptado de Shahriar <i>et al.</i> (2007).	23
Figura 2.8 - Algoritmo <i>Branch & Bound</i> para definição de stopes ótimos. Fonte: Autoria própria.	25
Figura 2.9 - Restrição presente na avaliação do algoritmo de cones flutuantes que não identifica a viabilidade de dois cones simultâneos. Adaptado de Ataee-pour (2005).	26
Figura 2.10 - Restrição no algoritmo de Stopes Flutuantes. Adaptado de Ataee-pour (2005).	27
Figura 2.11 - Algoritmo do Valor Máxima da Vizinhança. Adaptado de Ataee-pour (2005).	29

Figura 2.12 - Definição do stope “ótimo” através do algoritmo annealing. Adaptado de Alford & Hall (2009).....	30
Figura 2.13 - Convenção de strike para o algoritmo annealing. Fonte: Autoria própria.....	30
Figura 2.14 - Convenção de mergulho para o algoritmo annealing. Fonte: Autoria própria.....	31
Figura 2.15 - Ordem de Liberação dos blocos para situações de lavra a céu aberto obedecendo um ângulo de 45°. Fonte: Autoria própria.	32
Figura 2.16 - Sequenciamento de atividades no stope e galerias o qual deve-se definir a ordem dos eventos através dos links. Fonte: Autoria própria.	34
Figura 2.17 - Sequenciamento de atividades no stope através dos links considerando mais de uma atividade dentro do stope. Fonte: Autoria própria.	35
Figura 2.18 - Construção de um modelo baseados em parâmetros incertos. Adaptado de Lane <i>et al.</i> (2012).	38
Figura 3.1 - Metodologia para a construção de cenários a partir do modelo simulado. Fonte: Autoria própria.....	41
Figura 3.2 - Análise inicial dos cenários otimizados capazes de gerar apenas uma resposta, assim como nos métodos tradicionais. Fonte: Autoria própria.	42
Figura 3.3 - Metodologia desenvolvida com o objetivo de construir as distribuições de probabilidade para cada cenário otimizado. Fonte: Autoria própria.	43
Figura 3.4 - Análise das distribuições de teor e benefício com a adoção de um teor ou valor de corte. Fonte: Autoria própria.	44
Figura 3.5 - Metodologia para a obtenção de distribuição de diferentes informações afim de escolher um design de pushbacks. Adaptado de Dimitrakopoulos <i>et al.</i> (2007).....	46

Figura 3.6 - Análise de possíveis ganhos e possíveis insucessos relacionados a distribuição de fluxo de caixa descontado (FCD). Adaptado de Dimitrakopoulos <i>et al.</i> (2007).....	47
Figura 3.7 - Descrição das quatro etapas metodológicas para aplicação do índice de classificação $IC + T$ e $IC - T$. Fonte: Autoria própria.	50
Figura 3.8 - Áreas das distribuições que representam os riscos $IC -$ e ganhos $IC +$ com relação ao valor mínimo V_m . Fonte: Autoria própria.....	52
Figura 3.9 - Avaliação do índice $IC + T$ para um cenário hipotético formado por mais de um stope. Fonte: Autoria própria.	53
Figura 3.10 - Sólidos geológicos que constituem da zona mineralizada.	54
Figura 3.11 – Dimensões do corpo mineralizado selecionado para o estudo de caso.	55
Figura 3.12 - (a) Extensão do sólido geológico; (b) Extensão do sólido ao longo do mergulho.....	55
Figura 3.13 - Histograma dos dados amostrais para todo o domínio mineralizado.	56
Figura 3.14 - (a) Amostras selecionadas para análise dentro do domínio mineralizado; (b) Análise da Seção Y: 8751187N o qual as amostras interceptam o domínio mineralizado.	57
Figura 3.15 - Histograma dos dados selecionados sem tratamento estatístico.	58
Figura 3.16 - Gráfico de probabilidade acumulada dos dados selecionados pelo domínio mineralizado.....	58
Figura 3.17 - (a) dados originais sem estarem compositados; (b) dados compositados para o suporte de 1 m.	59
Figura 3.18 - Histograma dos dados selecionados após a técnica de capping.....	60
Figura 3.19 - Dados de entrada após o processo de normalização. ...	61

Figura 3.20 - (a) Correlograma de maior continuidade; (b) Correlograma de média continuidade (c) Correlograma de menor continuidade – dados normalizados.....	63
Figura 3.21 - (a) Correlograma de maior continuidade; (b) Correlograma de média continuidade; (c) Correlograma de menor continuidade – dados originais.....	64
Figura 3.22 - (a) Histograma dos dados originais; (b) Histograma da simulação 33; (c) histograma da simulação 44.	66
Figura 3.23 - Histogramas acumulados com as linhas pretas representando as simulações e a linha vermelha os dados originais.....	67
Figura 3.24 - (a) Correlograma da direção de maior continuidade; (b) correlograma da direção de média continuidade; (c) correlograma da direção de menor continuidade – Cinza (simulações), Preto (modelo original).	68
Figura 3.25 – Vista em perspectiva do corpo após a simulação dos teores, notando a variabilidade resultante de um cenário gerado por simulação TB no depósito estudado.	70
Figura 3.26 - Vista em perspectiva do depósito estudado notando a suavização dos teores como resultado do uso de interpoladores lineares.	71
Figura 4.1 – Imagem meramente ilustrativa do método sublevel stoping com perfuração radial centrada na galeria de perfuração. Fonte: Autoria própria.	75
Figura 4.2 – Imagem meramente ilustrativa do método sublevel stoping com perfuração radial deslocada na galeria de perfuração. Fonte: Autoria própria.	76
Figura 4.3 – Imagem meramente ilustrativa do método sublevel stoping com perfuração em paralelo. Fonte: Autoria própria.	77
Figura 4.4 – Disposição espacial dos pilares projetados entre níveis de produção e stopes.....	83
Figura 4.5 - Disposição espacial dos níveis e dos stopes gerados após o processo de otimização utilizando a técnica de <i>shape annealing</i>	85

Figura 4.6 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no segundo nível de produção denominado L2 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t.	88
Figura 4.7 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no segundo nível de produção denominado L2 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.	89
Figura 4.8 - Resultado do índice $IC + T$ e $IC - T$ para o nível L1 demonstrando os diferentes potenciais de sucesso e risco para cada um dos quatro painéis analisados.....	94
Figura 4.9 - Resultado do índice $IC + T$ e $IC - T$ para o nível L2 demonstrando os diferentes potenciais de sucesso e risco para cada um dos quatro painéis analisados.....	94
Figura 4.10 - Resultado do índice $IC + T$ e $IC - T$ para o nível L3 demonstrando os diferentes potenciais de sucesso e risco para cada um dos quatro painéis analisados.....	95
Figura 4.11 – Visto do plano ZY dos cenários definidos para cada um dos seis níveis de produção baseados no índice de classificação $IC + T$ e $IC - T$	97
Figura 4.12 - Vista do plano ZY dos seis níveis de produção gerados pelo E-type das simulações.	98
Figura 4.13 - Vista em perspectiva do desenvolvimento necessário para acessar dois níveis de produção da mina.	99
Figura 4.14 - Vista em perspectiva do projeto final dos acessos e dos seis níveis de produção para o cenário classificado pelo índice $IC + T$ e $IC - T$	101
Figura 4.15 - Vista do plano ZX dos níveis de produção e dos acessos planejados com o acesso aos níveis de produção para o cenário classificado pelo índice $IC + T$ e $IC - T$	102

Figura 4.16 - Vista em perspectiva do projeto final dos acessos e níveis de produção para o cenário gerado pelo E-type das simulações.....	103
Figura 4.17 - Projeto final para os painéis gerados pelo modelo E-type.	104
Figura 4.18 – (a) Vista no plano ZY dos links definidos após o sequenciamento completo dos acessos e stopes através das linhas de escavação (b) Vista do plano ZX dos links realizados ao longo das atividades durante o processo de sequenciamento.	106
Figura 4.19 - Esquema do gerenciamento de atividades através de uma interface Pert-Gantt. Fonte: Autoria própria.....	107
Figura 4.20 - Avanços anuais planejado para o desenvolvimento de galerias e produção nos stopes para o cenário classificado pelo índice $IC + T$ e $IC - T$	109
Figura 4.21 - Avanços anuais planejado para o desenvolvimento de galerias e produção nos stopes para o cenário gerado pelo E-type das simulações.	110
Figura 4.22 - Produção anual após a realização do plano de produção para ambos os cenários estudados.....	112
Figura 4.23 - Teor médio anual para o cenário classificado pelo índice $IC + T$ e $IC - T$ (linhas azuis e cinzas) e teor médio anual para o cenário gerado pelo E-type (linha vermelha).....	113
Figura 4.24 - Teor médio para o cenário gerado pelo E-type avaliado com as simulações (linhas azuis e cinzas) e teor médio para cenário gerado pelo E-type (linha vermelha).....	113
Figura 4.25 - Produção de metal para o cenário gerado pela classificação avaliado com as simulações (Linhas Azuis e Cinzas) e metal contido para cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha).....	114
Figura 4.26 - Produção de metal para o cenário gerado pelo E-type avaliado com as simulações (Linhas Azuis e Cinzas) e metal contido para cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha).....	115

Figura 4.27 - Valor Presente Líquido (VPL) para o cenário alternativo (Linhas Cinzas) e VPL para o cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha). 116

Figura 4.28 - Valor Presente Líquido (VPL) para o cenário gerado pelo E-type e avaliado com os valores simulados (Linhas Cinzas) e VPL para o cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha). 117

Figura A.1 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no primeiro nível de produção denominado L1 e os seis painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t. 127

Figura A.2 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no primeiro nível de produção denominado L1 e os seis painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo. 128

Figura A.3 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no terceiro nível de produção denominado L3 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t. 129

Figura A.4 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no terceiro nível de produção denominado L3 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo. 130

Figura A.5 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no quarto nível de produção denominado L4 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t. 131

Figura A.6 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no quarto nível de produção denominado L4 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo. 132

Figura A.7 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no quinto nível de produção denominado L5 e os quatro painéis selecionados com

o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t. 133

Figura A.8 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no quinto nível de produção denominado L5 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo. 134

Figura A.9 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no sexto nível de produção denominado L6 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte 1,5 g/t. 135

Figura A.10 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no sexto nível de produção denominado L6 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo. 136

Figura A.11 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no sétimo nível de produção denominado L7 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte 1,5 g/t. 137

Figura A.12 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no sétimo nível de produção denominado L7 com nenhum painel selecionado pela ausência de painéis que apresentassem comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo. 138

Figura A.13 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no oitavo nível de produção denominado L8 com nenhum painel selecionado pela ausência de painéis que apresentassem comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte 1,5 g/t. 139

Figura A.14 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no oitavo nível de produção denominado L8 com nenhum painel selecionado pela ausência de painéis que apresentassem comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo. 140

Figura B.1 - Valores do índice $IC + T$ e $IC - T$ para os painéis do nível L4.	141
Figura B.2 - Valores do índice $IC + T$ e $IC - T$ para os painéis do nível L5.	141
Figura B.3 - Valores do índice $IC + T$ e $IC - T$ para os painéis do nível L6.	142

Lista de Tabelas

Tabela 3.1 - Parâmetros para a construção do modelo de blocos utilizados na simulação TB.....	61
Tabela 3.2 - Rotação e mergulho dos eixos utilizados na análise de continuidade.....	62
Tabela 3.3 - Modelo de covariância dos dados normalizados.....	62
Tabela 3.4 - Modelo e Covariância dos dados originais.....	64
Tabela 3.5 - Parâmetros utilizados para a simulação TB.....	65
Tabela 3.6 - Parâmetros para a definição do modelo de blocos pós-processado.....	69
Tabela 4.1 - Custos operacionais considerados para o cálculo do BCOG.....	78
Tabela 4.2 - Parâmetros econômicos para o cálculo do BCOG.....	78
Tabela 4.3 - Valor das dimensões de pilares para cada nível de produção.....	82
Tabela 4.4 - Parâmetros dos limites do modelo para o método shape annealing.....	84
Tabela 4.5 - Parâmetros de geometria para a varredura do modelo utilizado pelo processo de otimização.....	84
Tabela 4.6 - Painéis escolhidos com o uso da metodologia proposta para os níveis L1, L2 e L3.....	90
Tabela 4.7 - Painéis de lavra escolhidos com o uso da metodologia proposta para os níveis L4, L5 e L6.....	90
Tabela 4.8 - Resultados do índice $IC + T$ para os painéis escolhidos do nível L2.....	92
Tabela 4.9 - Resultados do índice $IC - T$ para os painéis escolhidos do nível L2.....	93

Tabela 4.10 - Painéis escolhidos baseados no índice de classificação para formar os diferentes níveis de produção da mina	95
Tabela 4.11 – Premissas de produção e desenvolvimento para a realização do plano de produção	108
Tabela 4.12 - Parâmetros econômicos utilizados para o cálculo do VPL para o cenário classificado pelo índice $IC + T$ e $IC - T$	115
Tabela 4.13 - Parâmetros econômicos utilizados para o cálculo do VPL para o cenário gerado pelo E-type	116

Resumo

O planejamento de lavra visa extrair de modo estratégico as reservas de minério, seguindo restrições técnicas, durante a tentativa de maximizar o lucro, geralmente medido através do valor presente líquido. Este processo é fundamental para o sucesso do empreendimento, dado que é na fase de planejamento que as decisões sobre o desenvolvimento do projeto serão definidas. A incerteza durante o planejamento da mina pode estar associada a diversos fatores, por exemplo, o preço da *commodity* e custos operacionais. No entanto, a incerteza da informação geológica do depósito desempenha um papel significativo no projeto de viabilidade, principalmente em minas subterrâneas, onde as restrições são rígidas e a tolerância para erro é mínima. O planejamento da mina e o projeto de aberturas geralmente requer como entrada um modelo geológico ou modelo de teores, embora tais modelos sejam incapazes de representar a variabilidade do fenômeno geológico, em algumas circunstâncias podem gerar resultados longe da realidade.

Este estudo tem por objetivo demonstrar o impacto da incerteza geológica fornecida por modelos condicionalmente simulados em painéis de lavra. O método avalia o impacto da incerteza de teores através da abordagem proposta capaz de medir o potencial econômico dos painéis de lavra. Assim, a sensibilidade do projeto para a incerteza de teores pode ser avaliada, auxiliando no processo de tomada de decisão, com a análise de múltiplos cenários alternativos. Esta metodologia utiliza um índice quantitativo capaz de avaliar o potencial dos cenários obterem sucesso, sendo estes, construídos a partir da incerteza de teores. Por fim, comparar seu potencial econômico aos métodos de definição de cenários convencionais.

Abstract

Mine planning aims at maximizing mineral reserves recovery, following technical constraints, while trying to maximize profit, usually measured by the project net present value. This process is critical to the venture's success, given that it is at the planning stage that decisions on project development will be defined. Uncertainty during mine planning might be associated with several factors, e.g., commodity price and operating costs. However, most of the time, uncertainty in the geological information of the deposit plays a significant role in the project feasibility, mainly for underground mines, where the constraints are very strong and the tolerance for error is minimal. Mine planning and design usually requires as an input a deterministic geological or grade block model, although such models are incapable of taking into account the variability from the geological phenomenon, and in some circumstances can deliver results far from reality.

This study aims at demonstrating the impact of geological uncertainty provided by conditionally simulated models in mine panels. The method assess the impact of grade uncertainty using the proposed approach able to measure the economic potential of the panels. So, this way, the project's sensitivity to grade uncertainty can be analyzed, which in turn informs the decision-making process, with alternative scenarios analysis. This methodology reduces the possibility of mining high-risk areas of a deposit, or those areas with low potential of having the necessary amount of metal to justify financially the development of a new stope, ultimately, leading thus, to a more profitable project.

Capítulo 1

1.1 Introdução

O empreendimento de mineração está relacionado a grandes investimentos e como todo projeto está associado a diversos riscos, tais como: de engenharia, ambientais, de mercado e sócio-políticos. Apesar de todas estas variáveis de controle, a previsão dos riscos e a sua quantificação fornecerá um melhor entendimento sobre o verdadeiro potencial do projeto. A otimização é um dos aspectos chave do planejamento, tanto para situações de exploração a céu aberto, quanto para depósitos subterrâneos, de modo que a previsão, maximização e gestão do fluxo de caixa devem ser extremamente precisos. De acordo com Silva (2008) e Potvin (2009), conceber, de maneira antecipada e abrangente, o potencial de um determinado empreendimento de mineração é um fator crítico para o sucesso do projeto. Sendo assim, um planejamento estratégico de lavra eficiente é fundamental de modo a extrair o maior rendimento possível, garantindo um maior retorno e solidez dos investimentos aplicados.

Geralmente os depósitos minerais são modelados e estimados a partir de métodos geoestatísticos definidos como tradicionais, ou seja, sendo incapazes de representar espacialmente a distribuição de possíveis teores a um bloco ou painel de lavra. Esses métodos tradicionais, referindo-se a krigagem ordinária como exemplo, são capazes de gerar valores médios aos blocos estimados, não representando assim, a variabilidade *in situ* do fenômeno e a conectividade espacial dos teores, apresentando deste modo, apenas uma precisão local, devido a sua assertividade com relação a definir um teor ao bloco, ainda assim, incapaz de ter uma precisão global devido a geração de modelos suavizados da realidade.

O processo de planejamento é constituído por inúmeras etapas, cada qual possui diferentes níveis de relevância dentro do projeto. No entanto, este processo está fundamentado em um modelo de teores proveniente das técnicas de interpolação linear. Este modelo irá alimentar o processo de otimização,

delimitando assim, a envoltória matemática dita “ótima” para os *stopes* projetados ou para cavas a céu aberto. Os passos seguintes consistem na etapa de operacionalização através do dimensionamento de galerias, para então finalizar com um estudo econômico profundo, com análise de investimentos necessários, de fluxo de caixa e etc. Posto isto, todas estas fases que compõem o processo de tomada de decisões estão associadas a diferentes níveis de incerteza, os quais poderão ocasionar grandes ou pequenos riscos para os diferentes estágios do processo de planejamento.

As incertezas presentes nos projetos de mineração existem desde a campanha amostral, nas definições dos domínios geológicos, a construção do modelo de teores, aos aspectos geomecânicos até as previsões de custos e preços de venda da *commoditie*. A volatilidade do mercado sempre estará presente, apresentando flutuações de preço que impactam diretamente no fluxo de caixa planejado, no entanto, muitas técnicas de previsão do comportamento de mercado poderão ser utilizadas para avaliar este tipo de sensibilidade. Ineficiências operacionais também estarão presentes alterando os planos de produção, que acarretam em diluições inesperadas provenientes da baixa acurácia em relação a extração do que antes fora projetado como a envoltória matemática “ótima”.

Durante todas as etapas que constituem a realização de um planejamento de lavra, por vezes, a incerteza associada ao modelo de teores não ganha a devida atenção, sendo que este modelo irá alimentar o processo de otimização para então definir o cenário “ótimo” e iniciar todas as fases restantes. Uma vez em que toma-se como verdadeiro o modelo de teores, sem considerar suas incertezas provenientes das etapas anteriores, todo o projeto estará embasado num modelo irreal. Com isso, no momento que define-se o cenário “ótimo” baseado em um modelo de teores incapaz de reproduzir a realidade do fenômeno em si, também estará afirmando que este cenário não será o ideal para compor as etapas de tomada de decisão necessárias, tais como: desenvolver o sequenciamento de lavra, operacionalização, plano de produção e econômico.

Nesse sentido, a simulação geoestatística e métodos de estimativa ditos tradicionais possuem diferentes objetivos e distinguem-se principalmente em um aspecto determinante: a maneira como é interpretado o erro de estimativa. A simulação condicional faz-se essencial quando o intuito é mapear a distribuição de valores de um bloco de lavra, de modo que torna-se possível analisar os possíveis valores que um bloco ou painel de lavra poderá assumir. Assim como descreve Peroni (2002), em metodologias convencionais, a classificação e o tratamento que os blocos sofrem são baseadas em apenas um valor médio, ignorando o espectro de incerteza presente no modelo, resultando então, para cada bloco, apenas um valor de teor possível.

Um modelo de incertezas pode ser utilizado para caracterizar o risco e a distinção entre ambas é importante, considerando que grandes incertezas, em alguns casos, podem não causar riscos significativos (Rossi & Deustch, 2014). Porém, em outros casos pequenas incertezas podem corresponder a grandes impactos ou resultados inaceitáveis. Risco considera a influência da incerteza sobre a aplicação que está sendo avaliada, no caso específico de planejamento de lavra, com a aplicação dos algoritmos otimizadores é possível realizar uma análise destes riscos e determinar a posição de infraestruturas permanentes entre outros aspectos de projeto. Porém, caso não esteja inserido as incertezas no início do processo, todas as decisões de engenharia estarão alicerçadas a um modelo rígido, o qual não foi considerado as propriedades daquilo que rege a etapa inicial, o modelo de teores.

Isto posto, este trabalho tem como meta, abordar a incerteza de teores de modo a incorporá-la no planejamento de lavra, para definir um cenário alternativo e desenvolver um índice capaz de quantificar os riscos associados a este tipo de incerteza.

1.2 Contextualização do Problema

Com a evolução da necessidade de informações e de controle das poligonais de escavação, o planejamento de lavra vem apresentando novas ferramentas ligadas ao processo de otimização e sequenciamento, buscando deste modo, diminuir a imprecisão das etapas. Muitas dessas evoluções são

aplicáveis a lavra a céu aberto, o que é justificável dada a grande ocorrência desse método na natureza. Contudo, quando tratam-se de depósitos que necessitam a utilização de procedimentos subterrâneos, a gama de aplicações e de estudos tornam-se restritos. Com o intuito de preencher essa lacuna, muitos profissionais e pesquisadores buscam o aprimoramento e o desenvolvimento de ferramentas aplicáveis a tais situações. Procuram, desse modo, identificar as regiões de alto potencial de lavra e definindo as envoltórias que constituirão os níveis de produção com uma melhor precisão, baseadas na avaliação dos riscos.

1.3 Justificativa da Dissertação

Ao identificar a carência de ferramentas de análise que sejam aplicáveis a cenários de minas subterrâneas, este trabalho busca definir zonas que possam ser passíveis de locação de *stopes*. Além disso, partindo de um modelo estocástico, pretende quantificar o risco associado à incerteza de teores e avaliar a potencialidade econômica ligada a cada envoltória previamente definida, buscando definir o melhor cenário que constituirá os diferentes níveis de produção.

1.4 Meta

A meta deste estudo é desenvolver uma metodologia capaz de realizar um planejamento estratégico para cenários subterrâneos e solucionar de forma probabilística a questão de projeto de alocação de *stopes* sob cenários de incerteza de teores.

1.5 Objetivos

Para atingir a meta proposta, o estudo busca através da sua metodologia alcançar os seguintes objetivos:

- i. desenvolver um modelo de incertezas para o depósito em estudo contido em um domínio irregular. Este modelo será obtido através de ferramentas geoestatísticas capazes de gerar modelos estocásticos;

- ii. estudar maneiras de incluir o modelo de incerteza ao planejamento de lavra subterrâneo, de modo a analisar o impacto no planejamento dos *stopes*;
- iii. definir um *design* de *stopes* alternativos através de uma abordagem probabilística e também avaliando seus riscos através de um índice quantitativo;
- iv. sequenciar e avaliar os *stopes* definidos pela análise de risco e realizar uma comparação aos *stopes* gerados pelo modelo de teores médios, assim como impacto sobre o VPL do projeto.

1.6 Metodologia

Uma visão geral da metodologia adotada para realização deste estudo consiste em uma série de etapas demonstradas na figura 1.1. Constitui um planejamento de lavra dinâmico e estratégico, com vista a aprimorar a definição das envoltórias dos *stopes* que formarão os painéis de lavra baseados na sua potencialidade econômica e probabilidade de alcançar as metas de produção com o intuito de diminuir os riscos.

Estas etapas consistirão na criação de cenários simulados e no desenvolvimento de um modelo econômico que represente os custos envolvidos na lavra. Assim, com os diversos cenários gerados primeiramente pelo processo de otimização, apenas um será escolhido para compor o nível de produção e a escolha será feita através da análise probabilística de cada cenário atingir metas de teor e também quantificando, através de um índice, o potencial econômico dos *stopes* selecionados.

Na medida em que os níveis forem sendo definidos, os *designs* das aberturas serão realizados determinando os acessos e as rotas de escoamento de minério. Por fim, a elaboração do sequenciamento das atividades e um planejamento da produção consistirá a última etapa, vislumbrando alcançar um plano de lavra estratégico em um horizonte a longo prazo.

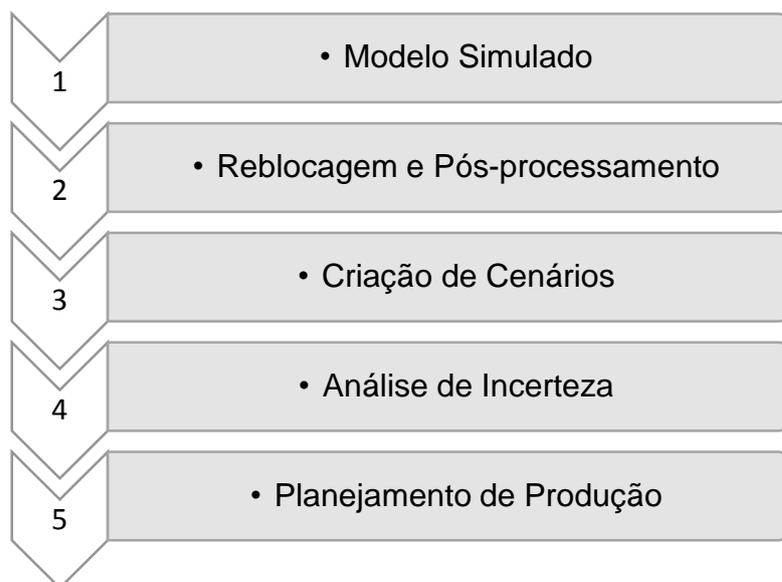


Figura 1.1 – Passos gerais da metodologia adotada durante a realização do trabalho.

1.7 Estrutura da Dissertação

Além do capítulo 1 que apresenta o contexto do problema, a estrutura geral, a meta e os objetivos, essa dissertação possui outros quatro capítulos que estão assim divididos:

- i. **Capítulo 2:** consiste na revisão dos fundamentos teóricos do método geoestatístico utilizado neste estudo, assim como no estado da arte sobre o planejamento de lavra com a análise de suas ferramentas de otimização, sequenciamento e análise de riscos;
- ii. **Capítulo 3:** será demonstrado o desenvolvimento da metodologia e sua aplicação a um estudo de caso, de forma que seja possível demonstrar as seguintes etapas de evolução do trabalho:
 - análise exploratória dos dados e seu devido tratamento;
 - definição de tamanho de blocos ideais para o estudo;
 - estudo da continuidade dos teores e a aplicação da simulação geoestatística, gerando os cenários equiprováveis, objetivando mapear a incerteza do depósito com suas devidas validações.

- iii. **Capítulo 4:** objetiva demonstrar a uso da incerteza de teores no planejamento de lavra com decisões de projeto sendo:
- Definição do teor de corte;
 - Estudo do método de lavra e acessos necessários;
 - Análise do impacto da distribuição dos cenários no planejamento de lavra estratégico, isto quanto ao dimensionamento dos *stopes* e distribuição de teores;
 - Sequenciamento de lavra e programação das atividades com meta de produção.
- iv. **Capítulo 5:** é feita a discussão e análise dos resultados validando a metodologia estudada, concluindo a sua contribuição para a aplicabilidade em depósitos profundos.

Capítulo 2

Neste capítulo serão apresentadas as ferramentas geoestatísticas capazes de gerar um modelo de incerteza para as variáveis de estudo. Este modelo será capaz de fornecer respostas equiprováveis, não a realidade em si, mas sim, modelos numéricos capazes de simular a realidade.

2.1 Estimativa *versus* Simulação

Tendo que $\{z^*(u), u \in A\}$ seja o conjunto de estimativas de krigagem para o atributo z pertencente a área de estudo A . Cada estimativa $z^*(u)$ tomada separadamente, ou seja, independentemente da sua vizinhança estimada $z^*(u')$, será a “melhor” devido à minimização da variância local do erro $\text{Var} \{Z^*(u') - Z(u)\}$. Logo, os mapas provenientes das estimativas fornecem a visualização das melhores estimativas locais, no entanto, poderá não ser a melhor forma quando analisado globalmente. Tipicamente, o que pode-se observar devido aos efeitos de suavização é que os valores baixos são superestimados, enquanto que os valores altos são subestimados. Outro aspecto é a uniformidade da suavização. Dependendo da configuração dos dados, pois, a suavização é mínima perto dos locais dos dados e aumenta à medida que o local a ser estimado se distancia dos locais dos dados. (Goovaerts, 1997).

A figura 2.1 demonstra a comparação dos mapas produzidos pelos interpoladores lineares, com a sua característica suavização provocada pela minimização da variância, e também os mapas produzidos pelos métodos de simulação, onde é possível analisar a presença de valores extremos e também notar a real variabilidade presente no depósito. Além do mais, o modelo simulado é capaz de reproduzir estatisticamente os dados originais e também de gerar modelos de incertezas capazes de analisar riscos quando aplicados à função de transferência.

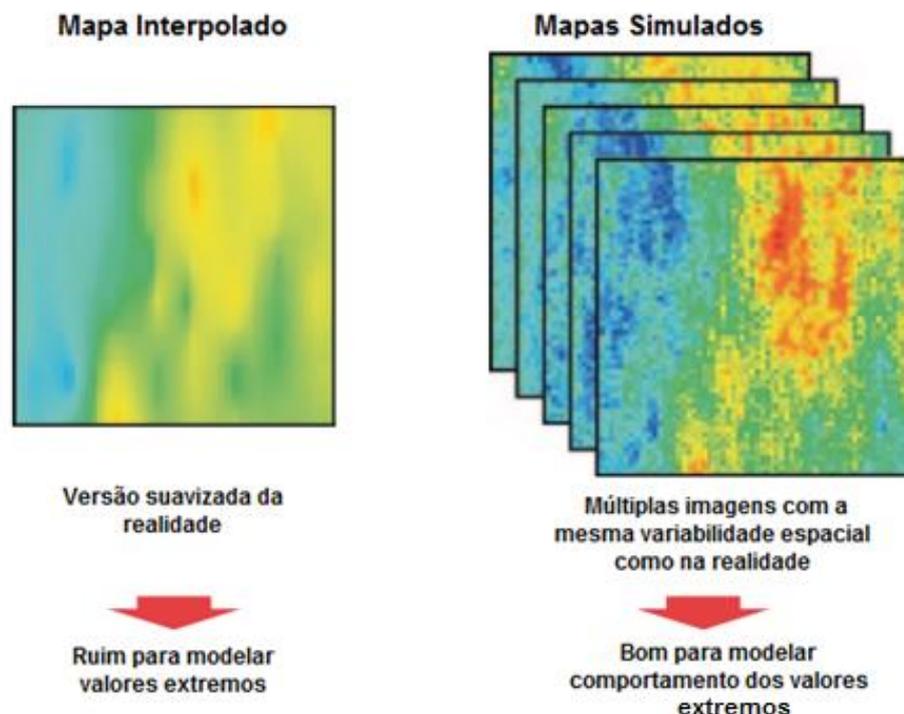


Figura 2.1 - Comparativo de mapas resultantes dos métodos de interpolação linear e métodos de simulação geoestatística. Adaptado de Rossi & Deutch (2014).

2.2 Modelo de Incerteza

A capacidade de modelar perfeitamente um depósito mineral pode ser considerado uma prática impossível, devido ao grau de subjetividade e consequentemente de incertezas presentes nas diversas etapas da sua modelagem. As incertezas podem variar desde a interpretação geológica dos limites da mineralização até a modelagem de sua continuidade. Porém, para que as informações provenientes da interpretação geológica e da construção do modelo de teores sejam incorporadas nas fases seguintes, um modelo de incerteza deverá ser construído. Isto pode ser realizado através de algoritmos de simulação geoestatística que por sua vez são capazes de reproduzir estatisticamente as características do fenômeno.

Desta forma, será possível analisar o impacto da incerteza de teores e quantificar os riscos baseados na probabilidade das metas de projeto serem atingidas. Estas incertezas, devido à falta de informação e a incapacidade dos algoritmos de capturar todas as feições e os padrões estatísticos do depósito,

são caracterizadas pelas flutuações ergódicas, conforme apresentado na figura 2.2.

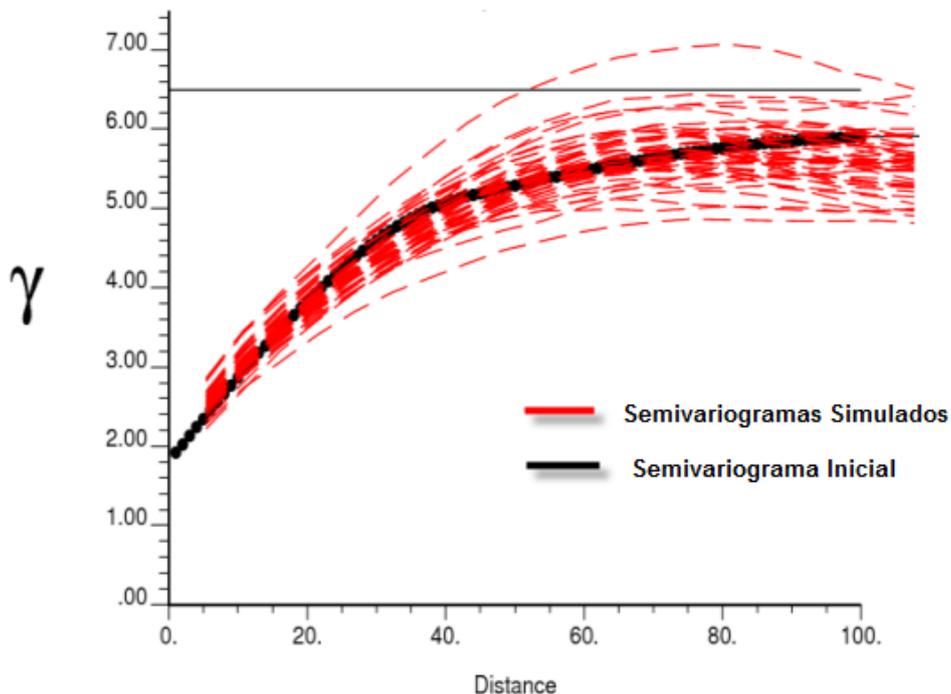


Figura 2.2 - Flutuações ergódicas resultantes da incerteza geológica e capturadas através da técnica de simulação. Fonte: Autoria própria.

A extensão ou o tamanho do espaço de incerteza depende de vários fatores segundo Deutsch & Journel (1998) e Goovaerts (1997):

- i. a quantidade (números de dados condicionantes) e a qualidade das informações de entrada disponíveis: quanto mais dados forem utilizados para condicionar as simulações, mais similares ao modelo adotado tornam-se as estatísticas das realizações. A definição dos critérios de busca define quais os dados (iniciais e simulados) que devem ser considerados dentro da vizinhança de cada ponto a ser simulado;
- ii. a função de transferência a ser utilizada para avaliar o risco;
- iii. do algoritmo específico utilizado para gerar as realizações: conforme o algoritmo utilizado, varia a amplitude das flutuações ergódicas. Srivastava (1994), enfatiza o fato de que resultados específicos gerados por um algoritmo não podem ser gerados por

outro, conseqüentemente, a escolha do algoritmo torna-se um passo chave na caracterização do parâmetro em estudo. Da mesma forma, Goovaerts (1999), comenta as limitações do algoritmo de simulação sequencial gaussiana para aplicações onde é um fator crítico reproduzir a conectividade entre baixos ou altos valores;

- iv. do número de realizações: Bonato (2000) recomenda começar com um número pequeno de realizações e incrementar esse número até que os momentos estatísticos possam ser caracterizados como ergódicos. Analogamente, Deutsch & Journel (1998) estabelecem que esse número deve ser tal que permita mapear a incerteza do parâmetro de estudo. Rossi (1994) investigou o número de realizações na reprodução do histograma e do variograma e ressalta o fato dessa reprodutibilidade aumentar com o incremento do número de realizações, sendo que alguns algoritmos atingem um patamar mais rapidamente quando comparados com outros tipos de algoritmos de simulação;
- v. dos parâmetros do variograma e das dimensões da malha de (*grid*) da simulação: as flutuações ergódicas dos variogramas das realizações são importantes quando o alcance (*range*) do modelo variográfico for grande em relação ao tamanho da área simulada, particularmente se o efeito pepita (*nugget effect*) for pequeno.

2.3 Simulação por Bandas Rotativas

O método de simulação por bandas rotativas foi o primeiro método de simulação geoestatística tridimensional, originalmente apresentado por Matheron (1973) e desenvolvido por Journel (1974). O método gera simulações 3D através de múltiplas simulações 1D realizadas ao longo de linhas que podem ser rotacionadas em um espaço tridimensional. Este modo único é capaz de gerar simulações não condicionais tridimensionais.

Para aplicação do método, assim como os métodos sequenciais, faz-se necessária a transformação dos dados para o espaço gaussiano, em que a sua

média será igual a zero e variância 1 (um). Após este processo de transformação, linhas dividem o espaço, onde para cada linha unidimensional pode ser relacionado o modelo de covariâncias isotrópico de uma variável normal tridimensional. Matheron (1973), Journel (1974) e Lantuéjoul (2002) demonstram a equação 1 que relaciona esta relação de covariância:

$$C_{3D}(h) = \frac{1}{Q} * \sum_{q=1}^Q C_{1D}(< h, q >) \quad (1)$$

Onde:

$C_{3D}(h)$: covariância para um par de valores, em 3D, separados por um vetor h;

$C_{1D}(< h, q >)$: covariância para um par de valores, em 1D, separados pela projeção do vetor h na q-ésima linha que divide o espaço;

Q : número de linhas que dividem o espaço.

A primeira etapa da simulação por bandas rotativas consiste na obtenção de uma simulação não condicional baseada no modelo de covariância dos dados originais. Inicialmente Q linhas serão definidas no espaço tridimensional. Para cada linha uma função aleatória é definida $Y(u_{qi})$, $i=1$, essas Q *RFs* (*random function*) são independentes uma das outras (Rossi & Deutsch, 2014).

Primeiramente, as linhas Q_i são simuladas a cada ponto u_{qi} presente na linha. Com isso, a partir do teorema do limite central a simulação para um espaço tridimensional pode ser obtida através das simulações das linhas unidimensionais com a relação apresentada (Journel & Huijbregts, 1978; Lantuéjoul, 2002):

$$Y^s(u_i) = \frac{1}{\sqrt{Q}} * \sum_{q=1}^Q Y(u_{qi}) \quad (2)$$

Onde:

$Y^s(u_i)$: é o ponto simulado Y no espaço tridimensional na localização u_i ;

$Y(u_{qi})$: é o ponto simulado Y no local da projeção ortogonal de u_i na a q -ésima linha.

Por conseguinte, a parte não condicional é realizada após a obtenção de todos os valores para o modelo tridimensional. Com isso, a parte de condicionamento dos dados são baseados em duas realizações de krigagem, sendo estas:

- i. $Y_{kc}(u)$: krigagem condicionada aos dados na localização u ;
- ii. $Y_{ku}(u)$: krigagem condicionada aos dados simulados (não condicionados) na localização u .

Assim, para a obtenção dos valores simulados e condicionados, $Y_{cs}(u)$, são calculados a partir da simulação não condicional $Y_{uc}(u)$ ajustados pela diferença entre os dois valores obtidos da krigagem. (Lantuéjoul, 2002; Journel, 1974; Rossi & Deutsch, 2014).

$$Y_{cs}(u) = Y_{uc}(u) + [Y_{kc}(u) - Y_{ku}(u)] \quad (3)$$

Resumidamente o funcionamento da simulação por bandas rotativas consiste nas seguintes etapas:

- i. gerar n direções independentes D_1, D_2, \dots, D_n ;
- ii. definir as linhas simuladas respeitando o modelo de covariância de acordo com equação 1;
- iii. traçar uma perpendicular (figura 2.3) partindo das linhas simuladas até o ponto x ;

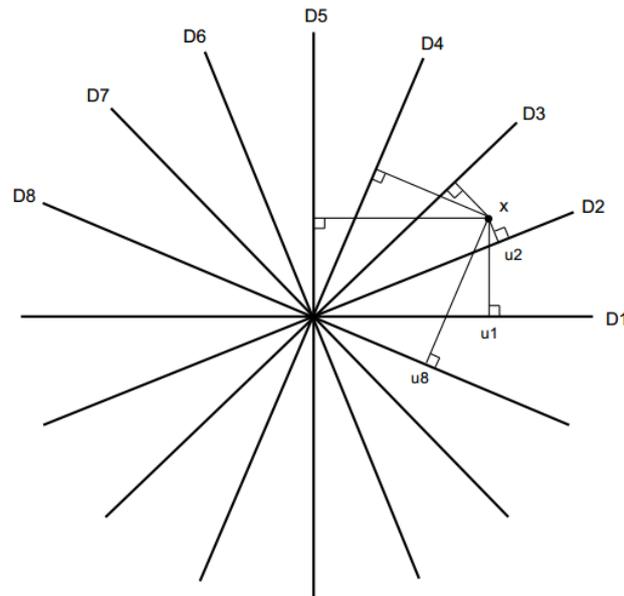


Figura 2.3 – Linhas simuladas pelo algoritmo de TB e as projeções perpendiculares para determinar o valor do ponto “x”. Chilès & Delfiner (1999).

- iv. obter o valor simulado definido pela equação 2;
- v. realizar a etapa condicional dos pontos simulados através da relação apresentada pela equação 3;
- vi. retro transformar os dados que antes se encontravam em um espaço gaussiano de média zero e variância 1.

2.4 Medidas de dispersão

Na estatística as medidas de dispersão são responsáveis por averiguar o comportamento das distribuições e estas possuem diversas técnicas de aferição e na sequência, serão discutidas algumas técnicas conhecidas.

2.4.1 Variância Condicional

A variância condicional é dada:

$$\sigma^2(u) = \sum_{k=1}^{k+1} (\bar{Z}_k - z_E(u))^2 * [(F(u; Z_k) - F(u; Z_{k-1}))] \quad (4)$$

Sendo:

z_k : medida dos intervalos k , $k=1, \dots, k$;

\bar{Z}_k : média das classes definidas;

z_E : valor esperado da *ccdf*, aproximado por uma soma discreta.

A variância condicional se baseia na medida de dispersão de uma função de distribuição acumulada condicional (*ccdf*) em torno da média. Para a medida do espalhamento, é necessário a definição de classes “k” e da sua média. (Goovaerts, 1997).

2.4.2 Intervalo entre quartis

O intervalo entre quartis é a diferença entre o quartil superior e inferior dado:

$$IEQ = Q_3 - Q_1 \quad (5)$$

Sendo:

IEQ: Intervalo entre quartil;

Q_3 : valor representando o quartil 0.75;

Q_1 : valor representando o quartil 0.25.

A medida IEQ é menos sensível a valores extremos quando comparada a medida de variância e desvio padrão. (Isaaks & Srivastava, 1989).

2.4.3 Intervalo de Probabilidade

A distribuição de probabilidade tem muito mais informação do que um intervalo de confiança. Ele pode ser usado para descrever os intervalos de confiança assimétricos ou para descrever a probabilidade de exceder certos limites.

A probabilidade de um valor desconhecido estar no intervalo (a,b] é definido como intervalo de probabilidade. Este é calculado através da diferença entre os valores de uma *ccdf* para o intervalo “b” e “a” sendo:

$$Prob\{Z(u) \in (a, b](n)\} = (F(u; b|(n)) - F(u; a|(n))) \quad (6)$$

Ajustando ainda o limite superior para o infinito, será possível obter a probabilidade de exceder um certo limite

$$Prob\{Z(u) \in (a, +\infty](n)\} = Prob\{Z(u) > a|(n)\} \quad (7)$$

Com isso temos:

$$Prob\{Z(u) \in (a, +\infty](n)\} = 1 - F(u; a|(n)) \quad (8)$$

Estas análises combinadas com o conceito de uma "função de perda", que descreve o impacto dos erros sobre a rentabilidade de uma operação, a distribuição de probabilidade pode ser o veículo para realmente incorporando o efeito da incerteza em um processo de tomada de decisão. (Isaaks & Srivastava, 1989).

2.5 Função de Transferência

A capacidade de quantificar os riscos, que estão associado a um modelo de incerteza, é o objetivo das funções de transferência e estas podem ser representadas por diversas ferramentas ou terem diferentes objetivos dentro de um planejamento de mina. Matheron (1976) descreve os conceitos que regem a função de transferência, afirmando assim, que esta é a lei condicional de blocos dentro de um painel, dada a informação disponível pelo usuário.

Peroni (2002) ressalva que ao aplicar-se uma função de transferência a informação de suporte pontual resultantes dos métodos de simulação, ou seja, em cenários equiprováveis, resultará em respostas equiprováveis para aquele suporte. No entanto, o comportamento das respostas dependerá da linearidade ou não linearidade da função de transferência, causando diferentes impactos no resultado da aplicação. A função de transferência também torna possível acessar a incerteza em painéis de lavra, transformando seus dados para o suporte desejável e construindo a distribuição de possíveis resultados para os painéis ou *stopes*.

Uma função de transferência é um modelo numérico que representa uma operação ou sistema real. Uma operação de mina pode ser vista como uma função de transferência, onde certos parâmetros de interesse podem ser processados para que se obtenha uma distribuição de repostas (Capponi, 2012). A aplicação da função poderá ser representada pelo uso de otimizadores de cava para minerações a céu aberto ou também de *stopes* em depósito com lavra subterrânea.

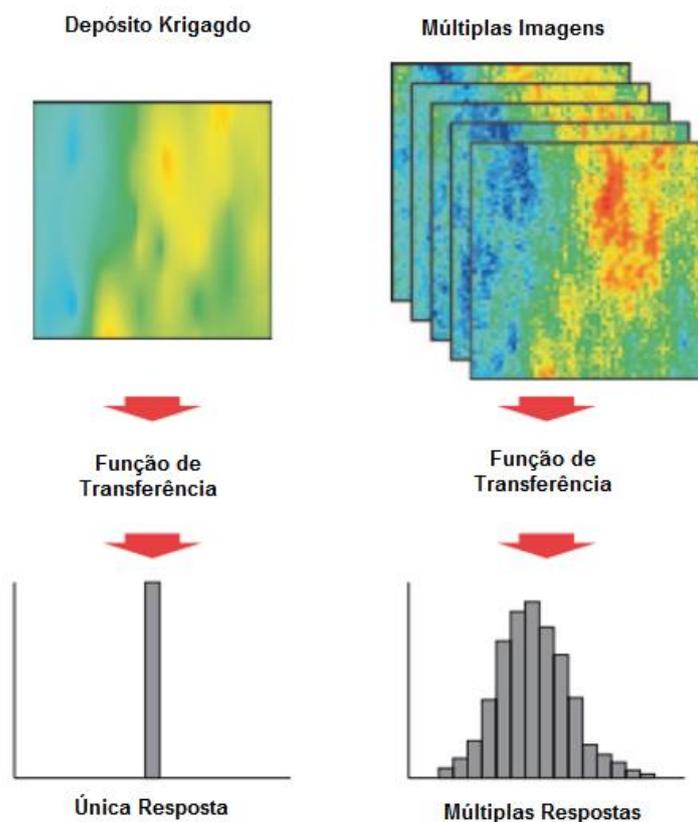


Figura 2.4 – Aplicação da função de transferência para um modelo gerado através de interpoladores lineares e para um modelo simulado gerando múltiplas respostas. Adaptado de Rossi & Deutsch (2014).

Com a possibilidade de mapear o espectro de possíveis resultados ao contrário de estimativas tradicionais como representado na figura 2.4, uma avaliação completa do risco requer que todas as realizações sejam impostas à função de transferência, que por conseguinte, demonstrará a capacidade de produção anual, o teor que será alimentado na planta ou até o impacto da mudança de preço de venda do metal causará sobre o planejamento de mina.

Um dos cuidados que deve-se ter com relação à função de transferência é a sua não linearidade, ou seja, a simulação média não resultará em um resultado médio, por exemplo, o cálculo do valor presente líquido possui uma relação não linear quando aplicado ao modelo de incertezas. Com isso, as análises deverão ser feitas cuidadosamente, de modo que este modelo abranja o máximo possível os aspectos de incerteza do depósito.

2.6 Planejamento de Lavra

Nesta seção serão abordados os conteúdos ligados ao planejamento de mina, discutindo os fatores que influenciam no seu desenvolvimento e como avaliar os possíveis insucessos durante a sua elaboração. O estudo de caso que será apresentado nos próximos capítulos consiste em um depósito profundo com a aplicação de um método de lavra subterrâneo. Portanto, uma abordagem dos aspectos técnicos destas aplicações e a respectiva comparação aos métodos a céu aberto serão também abordados, visando demonstrar as ferramentas disponíveis para cada situação como também os pontos comuns quando o intuito é desenvolver um planejamento estratégico.

Devido ao grande número de parâmetros, fontes de incertezas acabam contribuindo diretamente durante as diversas fases do processo, portanto, de acordo com Dimitrakopoulos *et al.* (2007), medir e portanto, controlar o risco depende de compreender a incerteza e identificar suas fontes. Porém, este processo de identificação é uma tarefa complicada e que sofre interferência do dinamismo do mercado, dado que algumas decisões são feitas tomando como base parâmetros especulativos. Para que estas informações sejam mais precisas, toma-se como verdade informações provenientes de projetos já existentes os quais podem possuir semelhanças em diversos aspectos com o projeto a ser viabilizado.

Um aspecto do planejamento para minas subterrâneas é a sua complexidade quando comparadas à mineração a céu aberto, uma vez que, dependendo do método a ser adotado, a complexidade do *design* requerido, cada qual com sua geometria peculiar, poderão demorar anos até estarem aptos a iniciar a produção. Além do mais, à medida que a mina vai evoluindo a

complexidade vai aumentando, demandando maior conhecimento de diversas áreas e um maior investimento.

A definição do limite do *stope* pode ser complexa e fortemente afetada por vários fatores condicionantes. Logo, para o projeto, diversas restrições e condições de contorno extremamente complexas, incluindo mecânica das rochas, com caracterização do maciço, análise dos altos custos de desenvolvimento e outros aspectos econômicos deverão passar por um estudo detalhado. Grieco & Dimitrakopoulos (2009) relatam a importância na definição dos contornos dos *stopes* no planejamento de mina assim como a quantificação do risco devido à incerteza de teores, afim de avaliar o potencial econômico destas envoltórias.

A continuidade (ou falta dela) do corpo de minério vai influenciar durante a definição dos contornos, permitindo adequar os níveis de produção à zona mineralizada. Ao estabelecer a execução do plano através da operacionalização, os contornos resultantes do processo de otimização deverão ser executados com precisão, uma vez que a otimização visa alcançar a maximização do metal contido, da massa de minério ou do teor. (Grieco & Dimitrakopoulos, 2007).

O grande número de variáveis e de previsões, assim como o grande detalhamento técnico, aliado à volatilidade do mercado financeiro e às capacidades de produção, fazem da etapa do planejamento um grande desafio, de modo que o seu desenvolvimento deve ser realizado de maneira estratégica. Lane *et.al* (2010), relata que os planejamentos em projetos de mineração estão propensos aos perigos do planejamento fragmentado, uma vez que, muitas vezes, as tomadas de decisões são realizadas objetivando resultados a curto prazo, não se tendo conhecimento do impacto que tais decisões poderão causar no futuro da operação. Este mesmo autor descreve alguns motivos do porquê esta etapa é tão desafiadora, tais como:

- a mineração envolve a exploração de recursos finitos, portanto, um capital significativo é necessário e em intervalos regulares ao longo da vida da mina não apenas visando o aumento da produção e da

eficiência da operação, mas também, para a manutenção das taxas de produção;

- as diversas incertezas envolvidas, tais como: de teores, geológicas, geotécnicas, hidrogeológicas entre outras, tornando difícil a previsão da produção e dos custos operacionais;
- a dependência das flutuações de mercado, ligadas à demanda do produto e às especulações de mercado, tornando difícil a previsão das receitas;
- com o avanço da operação, a mina vai evoluindo em tamanho e profundidade, impactando diretamente nos custos operacionais. Porém, isto é contra balanceado com a melhoria da tecnologia, que necessita de investimento.

Whittle (2000) realiza uma relação dos dados de entrada e as influências de cada item. Na figura 2.5, os itens em retângulos representam as decisões ou investimento que podem ser feitos com o objetivo de reduzir incertezas associadas aos parâmetros de entrada. Já as elipses representam as entradas incertas e os retângulos arredondados representam os resultados dos vários elementos do processo. Com isso, à exceção do preço do produto, a incerteza poderá ser influenciada pelo investimento da pesquisa em campo, ou seja, quanto maior for o nível de informação, maior será o custo inicial, porém, melhor será definição da variabilidade de teores e do comportamento do depósito, evitando posteriormente grandes riscos.

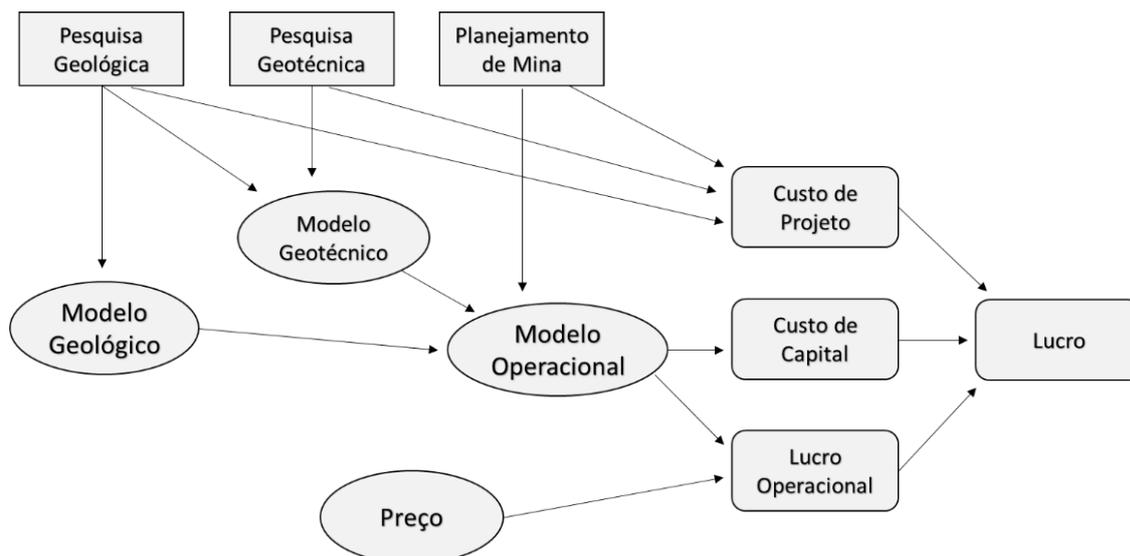


Figura 2.5 - Impacto da incerteza em projetos de mineração. Adaptado de Whittle (2000).

2.7 Técnicas matemáticas para otimização

Whittle (2006) define “otimização” como a metodologia que tem com função empregar técnicas capazes de selecionar as melhores alternativas para um problema visando atingir os objetivos determinados. O termo pode ser usado de modo geral para um processo, quando busca que seu resultado seja otimizado através de ajustes dos dados de entrada. Um modelo matemático para otimização tem os seguintes componentes:

- i. **função objetivo:** a função objetivo é uma expressão matemática, ou algum outro tipo de modelo matemático, que calcula aquele objeto que será otimizado. Por exemplo, se a função objetivo calcular lucro, então o processo de otimização encontrará o lucro máximo através da função objetivo. Há somente uma função objetivo em um problema de otimização;
- ii. **variáveis de decisão:** para otimizar a função objetivo, um processo de otimização deve encontrar as colocações apropriadas para uma ou mais variáveis de decisão. Em termos algébricos, as variáveis de decisão são independentes. O objetivo é uma variável

dependente. Pode haver uma ou mais variáveis de decisão em um problema de otimização;

- iii. **restrições:** as colocações das variáveis de decisão estão sujeitas à restrições, podendo ocorrer na própria variável ou na sua função.

Dependendo da função em que será aplicada a otimização, está poderá ser definida facilmente. Porém, uma vez que a complexidade da função vai aumentando, com variáveis mais complicadas, esta solução exigirá um maior esforço computacional e uma melhor compreensão matemática para a construção desta complexa função como exemplifica a figura 2.6.

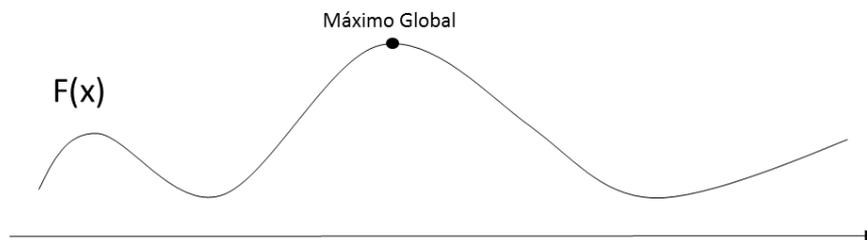


Figura 2.6 - Exemplo do comportamento complexo de uma função objetivo.

Para as situações de lavra subterrânea, alguns destes três itens mencionados anteriormente podem mudar, mesmo que o objetivo seja o mesmo, ou seja, a maximização do lucro. As restrições são as diferenças mais notáveis quando o objetivo é definir as condições de contorno para a otimização, ou seja, o ângulo de talude que seria uma restrição para a otimização de uma cava inexistente em situações subterrâneas, podendo ser comparadas como o mergulho dos *stopes*. Com isso, outras exigências, dependendo do método a ser aplicado, serão necessárias, tais como espessura mínima e máxima dos *stopes*, inclinações e direções da lavra também farão parte das diversas restrições presentes em ambientes subterrâneos.

Kim (1978) e Shahriar *et al.* (2007) descrevem alguns algoritmos de otimização e a evolução dos mesmos ao longo do tempo. Como pode-se analisar na figura 2.7, para lavra a céu aberto, o desenvolvimento de otimizadores foram muito mais amplos em relação à lavra subterrânea. Estes otimizadores foram classificados em “rigorosos” pelo fato dos algoritmos serem provados matematicamente para encontrar soluções “ótimas” e heurísticos, no sentido que

os algoritmos funcionam em quase todas situações, porém, falta uma rigorosa prova matemática.

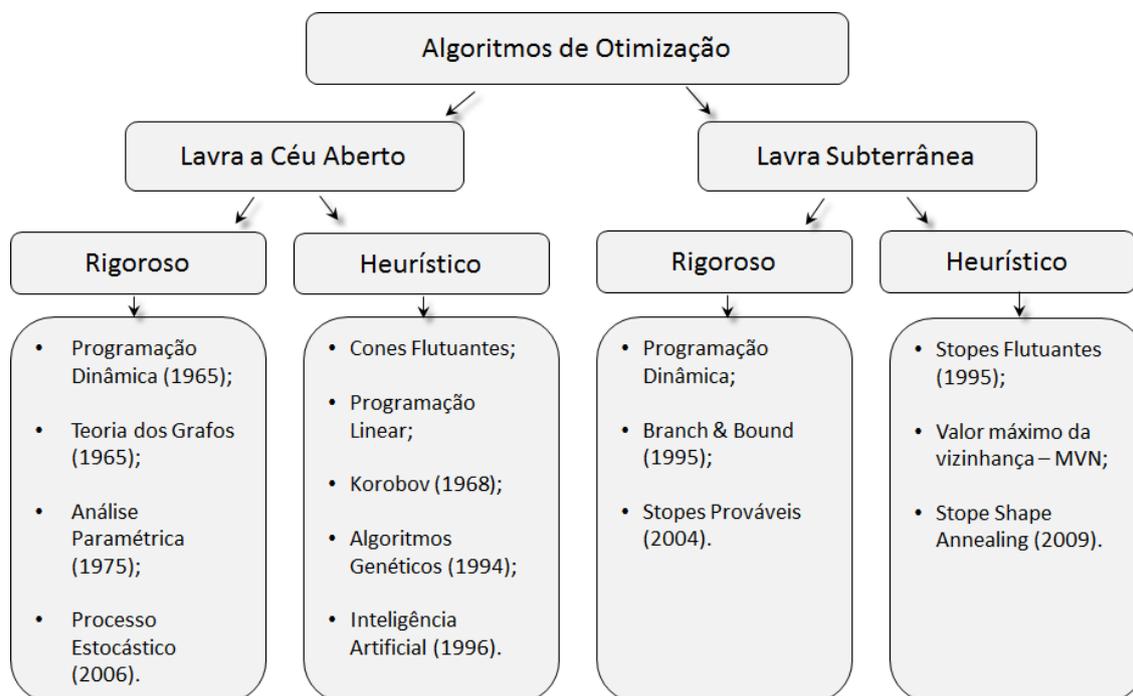


Figura 2.7 - Evolução dos algoritmos otimizadores. Adaptado de Shahriar *et al.* (2007).

Como este trabalho foi aplicado a um cenário subterrâneo, navegar-se-á pelos algoritmos aplicáveis a este tipo de situação.

2.7.1 Programação Dinâmica

Inicialmente, o algoritmo baseado na programação dinâmica foi utilizado por Riddle (1977) com o objetivo de otimizar o *layout* dos painéis de lavra nas situações do método de lavra *block caving*. Este método foi estabelecido devido a modificação de Johnson & Sharp (1971) e esta é, na verdade, utilizado na determinação do contorno de cavas, sendo uma aplicação sistemática do algoritmo bidimensional que primeiramente é aplicado a todas as seções transversais e, no final, a mesma rotina é realizada para as seções que fazem um ângulo reto com as seções originais.

A programação dinâmica de acordo com Riddle (1977) também é uma abordagem multi-seção para solucionar situações tridimensionais. Isto significa que, para este caso, a solução busca resultados “ótimos” para situações

bidimensionais, mas podendo eventualmente não ser a solução “ótima” para a situação tridimensional dos painéis subterrâneos. Outro aspecto importante é que este método está limitado a situações de lavra em *block caving*, sendo inutilizado para outros métodos de lavra subterrâneas.

2.7.2 Branch and Bound (B&B)

Ovanic & Young (1995) utilizaram a técnica B&B para a otimização dos limites econômicos de *stopes*. Um limite economicamente “ótimo” foi desenvolvido pela otimização da área a ser minerada através da soma cumulativa dos valores econômicos dos blocos (que deverão ser inseridos dentro dos limites dos *stopes*) e também pela avaliação capaz de identificar os blocos que deverão ser excluídos. Com isso, os resultados destas duas avaliações definem o contorno ótimo para a área estudada.

As coordenadas horizontais dos blocos ao longo dos painéis são incrementadas e podem ser consideradas como um valor de referência para a função não linear. Os valores econômicos dos blocos são considerados como atributos e são acumulados para a definição dos valores finais. Desde o início do painel até o final dele, poderão ter pontos discretizando a linha de avaliação e este parâmetro será definido pelo tamanho do bloco.

Aparentemente o algoritmo B&B remove algumas restrições dos *designs* da mina, em particular, a otimização da geometria do *stope*. Não há restrição quanto aos blocos que formarão a envoltória, podendo ser incluídos blocos inteiros ou porções de blocos dentro da geometria, ou seja, os blocos não estão fixados a uma geometria uniforme, facilitando nas questões em que as interpretações geológicas são complexas, podendo se adequar a variabilidade e a descontinuidade dos sólidos geológicos. A figura 2.8 apresenta a dinâmica do algoritmo ao buscar as soluções ótimas através da árvore de decisões.

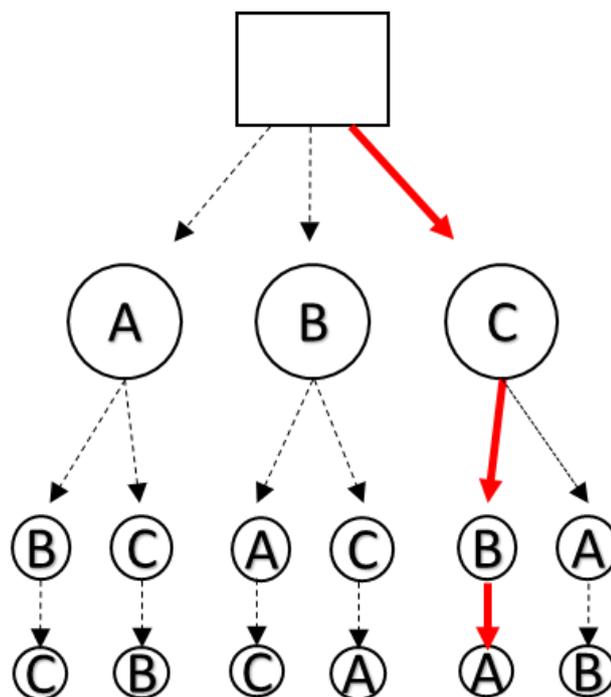


Figura 2.8 - Algoritmo *Branch & Bound* para definição de stopes ótimos. Fonte: Autoria própria.

2.7.3 *Stopes Prováveis*

Jalali e Ataee-pour (2004) estabeleceram esta técnica baseados na programação dinâmica desenvolvida por Riddle (1977) para a otimização dos limites dos *stopes* em métodos que são aplicáveis estritamente nos depósitos em veios. A principal diferença desta aplicação com relação as outras é que as restrições de geometria estão incluídas no modelo, com isso, apenas a função objetivo é necessária, facilitando a sua programação e deixando o algoritmo com menos tempo computacional.

2.7.4 *Stopes Flutuantes*

O conceito deste método foi desenvolvido por Alford (1995) e tem como objetivo definir o limite ótimo de um *stope* ou corpo passível de lavra, quando avaliadas as condições econômicas. As suas características são semelhantes ao modelo heurístico de cones flutuantes, muito conhecido em situações de lavra a céu aberto.

A metodologia é implementada em um modelo de blocos regulares definido por uma envoltória geológica. Teores de cortes são pré-definidos de modo a discriminar o limite de estéril e minério. As principais restrições são as geometrias dos *stopes*, que são definidas pelo transladar de uma unidade mínima de lavra, sendo o maior problema a definição de quais blocos deverão ser incluídos nesta etapa de flutuação da unidade mínima de lavra, de modo que o *stope* obtenha um valor econômico aceitável.

Os métodos de *stopes* flutuantes e de cones flutuantes possuem diferentes restrições geométricas, no entanto, outra discrepância é o fato de que no algoritmo de cones flutuantes a capacidade de avaliar os cones é feita separadamente, não identificando situações em que ambos os cones possam ser lavrados juntos para ter-se um resultado economicamente viável (figura 2.9). Já para o método dos *stopes* flutuantes, a limitação é oposta, pois no momento em que a sua avaliação individual é feita, poderá identificar *stopes* economicamente viáveis, mas quando unidos resultará em um *stope* único inviável como demonstra a figura 2.10.

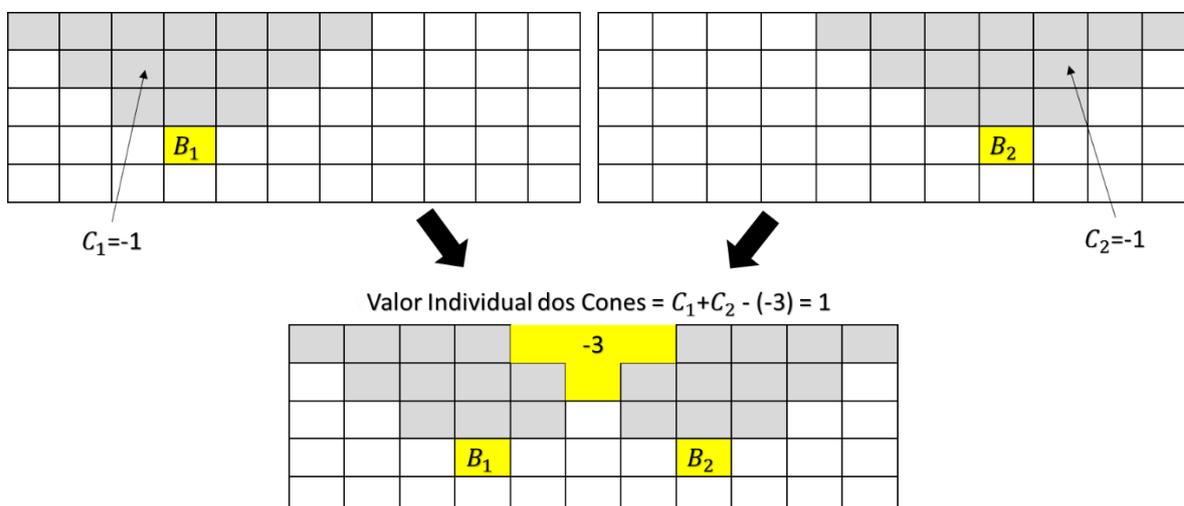


Figura 2.9 - Restrição presente na avaliação do algoritmo de cones flutuantes que não identifica a viabilidade de dois cones simultâneos. Adaptado de Ataee-pour (2005).

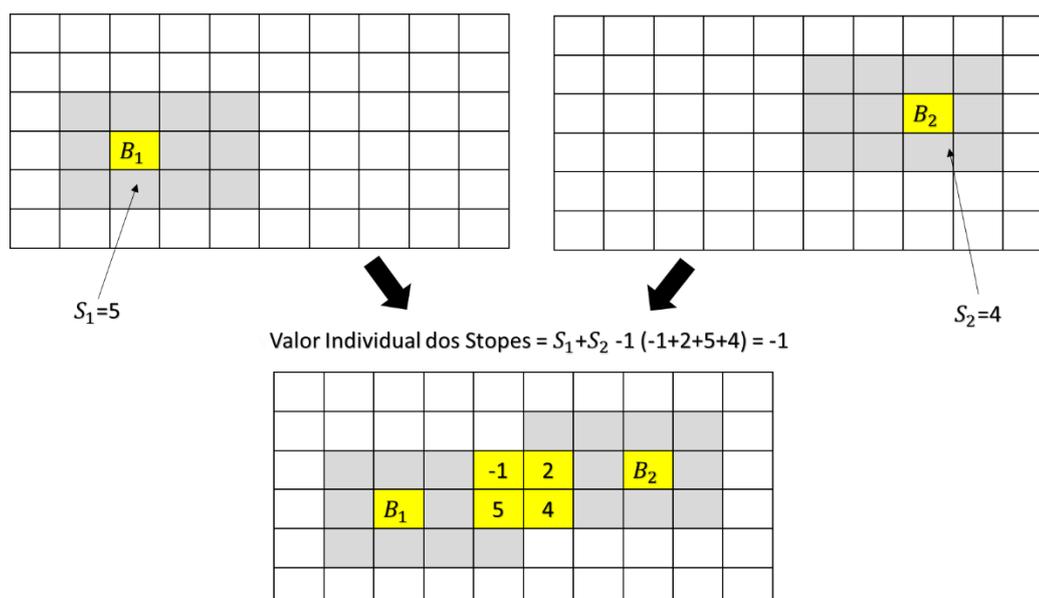


Figura 2.10 - Restrição no algoritmo de Stopes Flutuantes. Adaptado de Ataee-pour (2005).

Pela sua simplicidade e por estar implementado em *softwares* comerciais, a técnica de *stope* flutuante torna-se uma grande ferramenta capaz de maximizar o teor, dólar ou metal contido nos *stopes*. O grande desafio do algoritmo de *stopes* flutuantes é a definição dos limites da região mineralizada, uma vez as flutuações realizadas para encontrar o contorno ótimo do *stope* são baseadas em blocos de dimensões regulares, dificultando assim, a sua aplicação em depósitos com mergulho acentuado.

2.7.5 Valor Máximo da Vizinhança

Ataee-pour (1997) propôs o método para otimizar os limites dos *stopes* utilizando um modelo de blocos econômicos fixos para localizar a vizinhança “ótima” dos blocos e que garantam as restrições geométricas pré-definidas. O otimizador começa a procurar um *stope* em torno do primeiro bloco do modelo de blocos, que está localizado em um dos cantos do modelo. Depois de analisar os *stopes* que contêm estes blocos é definida a geometria final. Por conseguinte, os blocos selecionados são identificados partindo para a próxima identificação, mapeando assim, sistematicamente, o modelo de blocos. Pelo fato do algoritmo não permitir a introdução parcial de blocos no interior dos *stopes*, a dimensão dos *stopes* deve ser arredondada para possuir um valor inteiro positivo.

Apesar desta aplicação possuir embasamento teórico, ainda possui algumas lacunas a serem preenchidas. Por exemplo, ao definir um ponto de partida diferente, ou melhor, um bloco inicial diferente, os *stopes* podem mudar, não encontrando, portanto, uma solução “ótima” para o depósito em questão. Outra questão é o fato do modelo econômico ser fixo, sendo que o tamanho do *stope* ditará os custos envolvidos na lavra.

$$\text{Máx } SEV = \sum_{ijk} F_{ijk} * BEV_{ijk} \quad (9)$$

Sendo:

SEV: Valor econômico do *stope*;

BEV_{ijk} : Valor econômico do bloco B_{ijk} ;

F_{ijk} : indicador que define se o bloco é lavrado ou não.

A função objetivo busca maximizar o valor econômico do *stope* (SEV), identificando através do indicador binário quais blocos irão constituir a soma econômica do *stope*. Outras relações são necessárias para que o cálculo seja completo e uma delas é a relação do tamanho mínimo do *stope* com o tamanho fixo do bloco presente no modelo, e esta é dada pela equação 10:

$$SRB = \frac{\text{Tamanho mínimo do } Stope}{\text{Tamanho do bloco}} \quad (10)$$

Pelo fato desta abordagem não permitir as entradas parciais de blocos, a relação SRB deverá passar por um arredondamento dado conforme a equação 11:

$$O_{nb} = [SRB - 0.01] + 1 \quad (11)$$

Como demonstrado na figura 2.11, para um bloco de 3 metros e *stope* com no mínimo 10 metros, a relação SRB é de 3.3 com um arredondamento O_{nb} de 4 metros. As possíveis relações de stopes com os blocos disponíveis estão demonstradas pelas elipses, totalizando quatro combinações possíveis. A

combinação de blocos que atenderam as restrições geométricas e que possuíram o maior valor econômico foi a quarta opção, com isso, formará a melhor alternativa de geometria “ótima”.

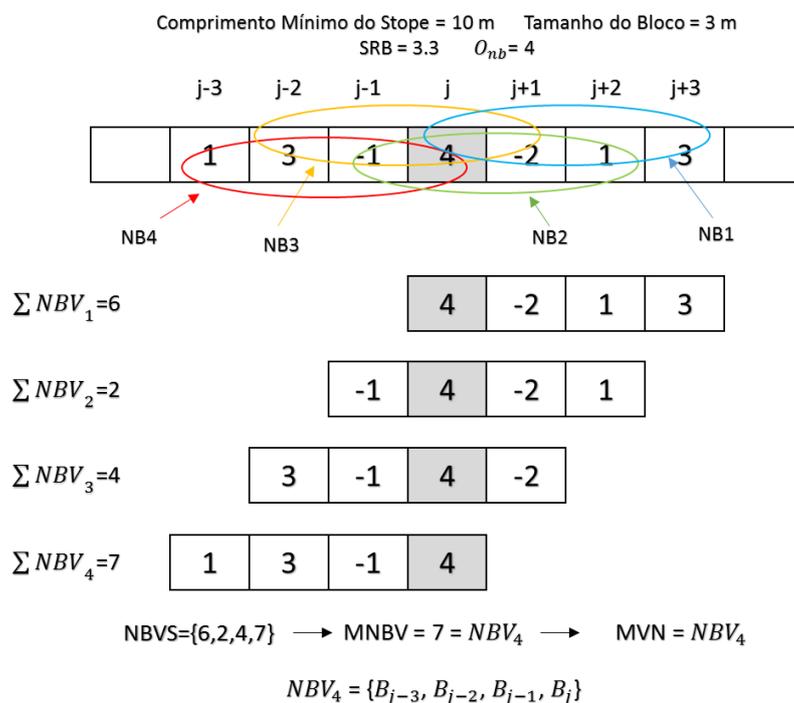


Figura 2.11 - Algoritmo do Valor Máxima da Vizinhança. Adaptado de Ataee-pour (2005).

2.7.6 Shape Annealing

Este algoritmo foi desenvolvido por Alford & Dunn (2007) devida à necessidade de ferramentas que automatizassem a elaboração dos painéis de lavra, facilitando, deste modo, o estudo de viabilidade. Manchuk (2007) também desenvolveu um algoritmo capaz de definir os limites lavráveis de modo a maximizar o valor econômico do *stope* e seu sequenciamento.

A principal ideia da metodologia desenvolvida por Alford & Dunn (2007) tem como objetivo a unificação do teor de corte ou do valor econômico com o *design* dos *stopes*. Esta relação também é definida como regra do volume, uma vez que, os engenheiros, ao filtrarem o modelo baseados no teor de corte e ao desenharem as envoltórias manualmente em um plano bidimensional (para depois gerarem as envoltórias) poderão estar sendo seletivos demais. Com isso, a otimização visa definir uma envoltória “ótima” que maximize a reserva e que

atenda as restrições geométricas, assim como o valor econômico, como demonstra a figura 2.12.

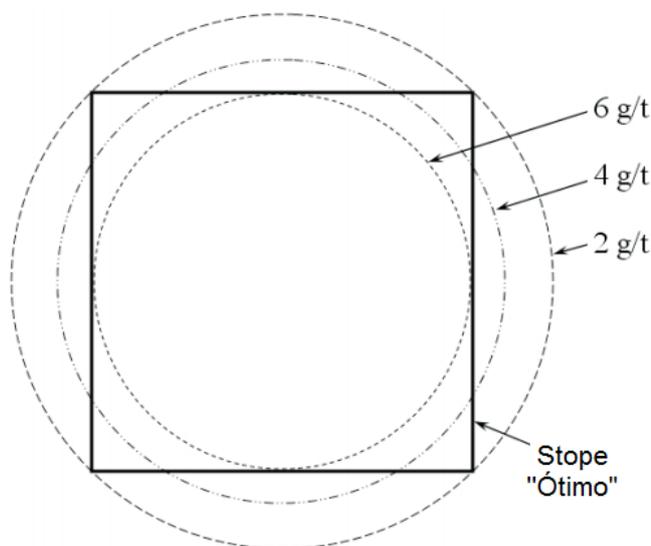


Figura 2.12 - Definição do stope "ótimo" através do algoritmo annealing. Adaptado de Alford & Hall (2009).

Este processo consiste em três etapas. A primeira etapa consiste em identificar as zonas de potencial econômico presente no modelo de blocos, isto é feito dividindo o modelo em seções e avaliando as regiões dentro destas seções, seguindo uma orientação de mergulho e *strike* pré-definidas pela convenção apresentada na figura 2.13 e na figura 2.14.

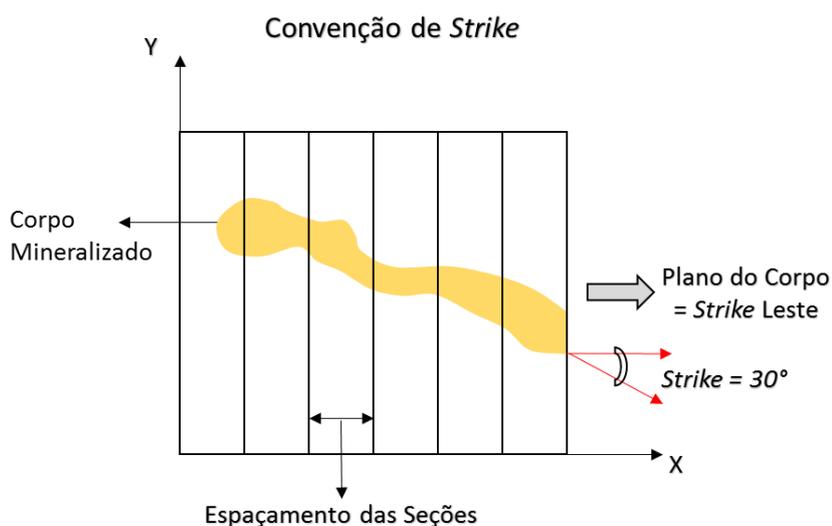


Figura 2.13 - Convenção de strike para o algoritmo annealing. Fonte: Autoria própria.

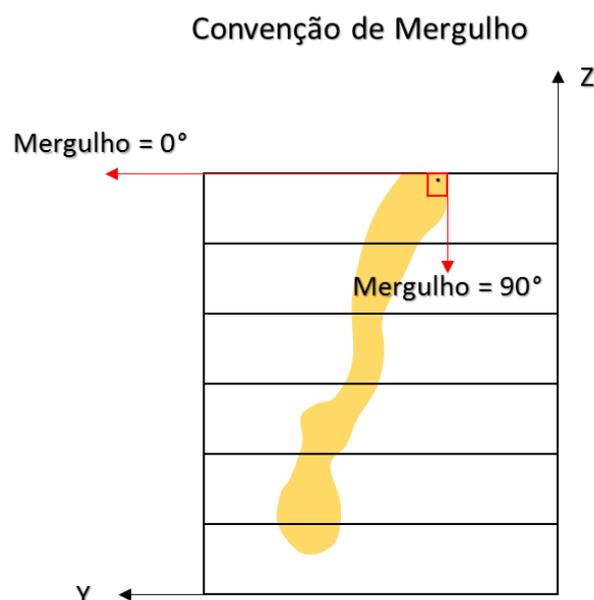


Figura 2.14 - Convenção de mergulho para o algoritmo annealing. Fonte: Autoria própria.

A segunda etapa é a aplicação do algoritmo *annealing*, o qual tem o objetivo de ajustar o *stope* o mais próximo da sua forma final, seguindo as restrições geomecânicas e outras parametrizações. A terceira e última etapa é basicamente a identificação não apenas de *stopes* isolados, mas de grupos de *stopes*, para que sejam formados futuros painéis de lavra e para também ter-se uma noção de regiões para possíveis locações de galerias e outros acessos à região mineralizada.

2.8 Sequenciamento de Lavra

Após a etapa de otimização, é realizada a fase em que se define um sequenciamento de lavra. Para minas a céu aberto, consiste em definir uma ordem de extração dos blocos ou painéis seguindo restrições operacionais, tais como: largura de mínima de praça para disposição de equipamentos, manter constante uma relação estéril minério, entre outros. Na medida que a imposição de restrições forem aumentando, maior será a penalização sobre o lucro do projeto, como por exemplo, a imposição de uma direção específica de lavra.

A aplicação do sequenciamento para minas subterrâneas é diferente devido o maior número de restrições, uma vez que, para minas a céu aberto, o

sequenciamento deverá cumprir as restrições operacionais, como dito anteriormente, mas também uma ordem de liberação dos blocos, ou seja, visualizando um exemplo em 2D, para se retirar um bloco, três blocos superiores deverão ser retirados para que ocorra a liberação do bloco inferior, isto é claro, obedecendo um ângulo de 45° como demonstra a figura 2.15.

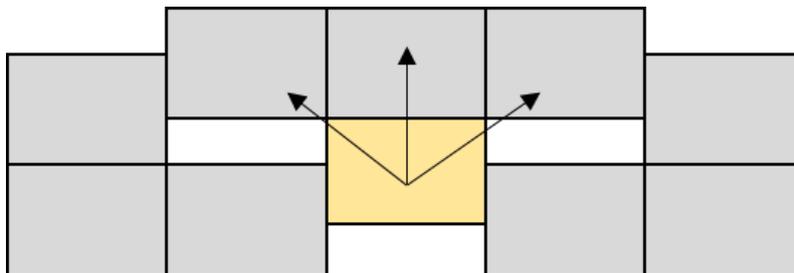


Figura 2.15 - Ordem de Liberação dos blocos para situações de lavra a céu aberto obedecendo um ângulo de 45°. Fonte: Autoria própria.

O que rege a liberação dos *stopes* para que possam ser extraídos é o desenvolvimento dos acessos e a preparação dos painéis, como exemplo, a preparação de eletricidade, de sistemas de bombeamento quando necessário, de um sistema de ventilação eficaz e rotas de escoamento do material desmontado bem definidas.

Sumarizando as etapas que consistem na produção dos *stopes* teremos:

- preparação dos acessos ao *stope*;
- preparação dos níveis de extração e de carregamento, podendo haver mais de um nível de extração dependendo da dimensão do *stope*;
- elaboração de um sistema de bombeamento e ventilação;
- dispor equipes responsáveis pela perfuração, desmonte e carregamento do material;
- iniciar a produção obedecendo a direção de lavra e aos parâmetros geomecânicos;
- realizar os mesmos procedimentos de produção para todos os níveis da mina.

Todas estas etapas serão definidas como atividades dentro deste sequenciamento, podendo ser discretizadas de acordo com a necessidade de detalhamento. Por exemplo, uma galeria de 30 m de comprimento poderá ser discretizada em 3 atividades de 10 m, cada qual, sofrendo uma avaliação contra o modelo de blocos para que seja possível identificar desenvolvimentos produtivos ao longo do processo como também determinar as massas e teores movimentados. Todo este procedimento poderá ser executado com os diversos componentes do desenvolvimento, tais como: galerias de diferentes seções, poços de ventilação, passagens de minério, entre outros.

O *stope* também poderá ser considerado com apenas uma atividade global, como exemplifica a figura 2.16, sofrendo uma avaliação global dos *stopes*, retornando seu teor médio e massa total. Outra forma de determinar atividades aos *stopes* será dividindo-os em seções, como na figura 2.17, podendo ser detalhada a massa e o teor dos avanços diários dentro do *stope*, ou seja, uma avaliação para cada seção.

Todas estas atividades são identificadas por símbolos de início, meio e fim, para que desta maneira possam ser interligadas por linhas de escavações, estas responsáveis por determinar o sentido em que está ocorrendo o avanço e quando certa atividade deverá ser efetuada. Na figura 2.16 é possível notar os identificadores de início e fim das atividades e suas linhas de escavações. Outro ponto a ser observado é o fato do *stope* possuir apenas uma atividade global que deverá ser executada quando o acesso à galeria de transporte for finalizado.

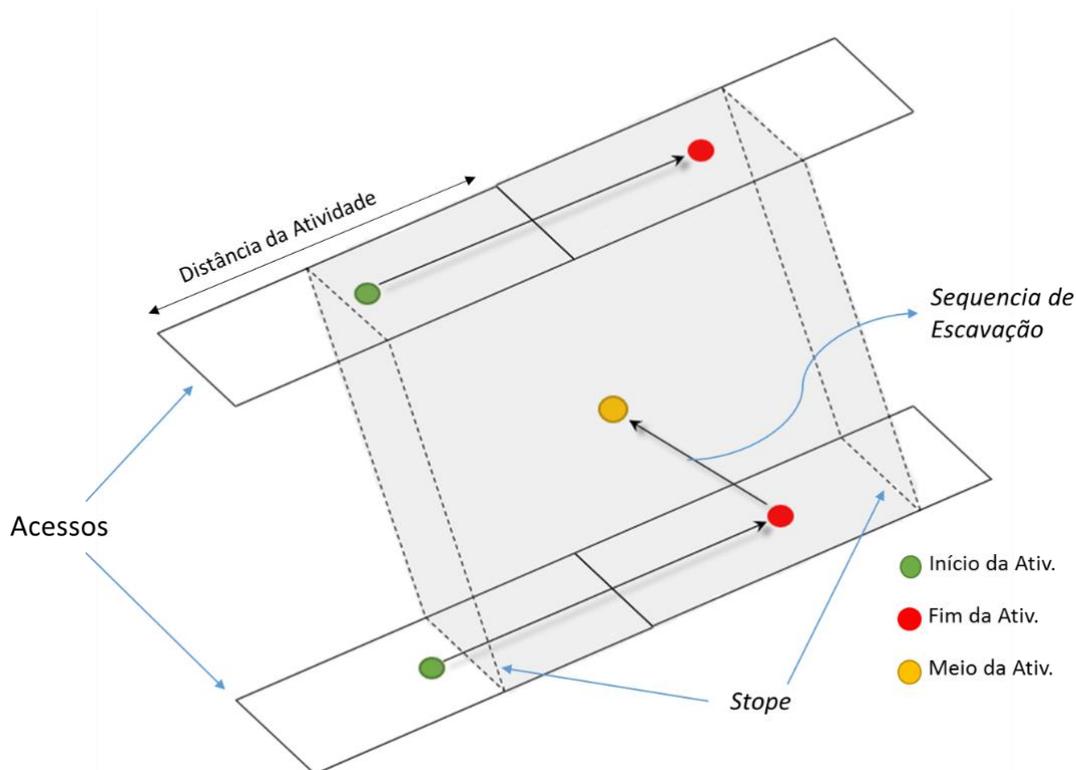


Figura 2.16 - Sequenciamento de atividades no stope e galerias o qual deve-se definir a ordem dos eventos através dos links. Fonte: Autoria própria.

A figura 2.17 demonstra o mesmo processo descrito anteriormente, porém, o *stope* foi dividido em seções, três neste caso, que deverão ser lavradas em recuo e iniciadas quando a galeria de transporte também for finalizada. A grande vantagem desta divisão por seções é que deste modo poderá obter-se uma avaliação mais detalhada e, quando avaliada com um modelo simulado, a variabilidade dos teores poderá também ser definida.

A definição da distância entre seções dependerá do tamanho do *stope* e de qual o objetivo desta divisão, por exemplo, se o objetivo for avaliar os avanços de produção a seção será definida pela a eficiência dos desmontes, ou se for apenas obter uma avaliação mais acurada da variabilidade de teores no *stope*, estas seções poderão ser mais espaçadas.

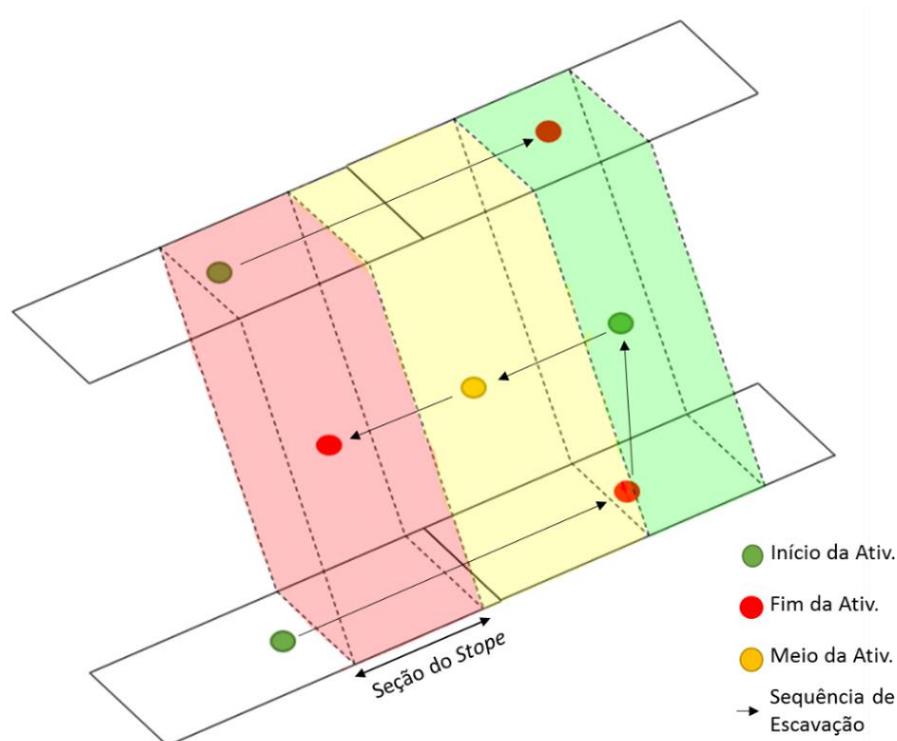


Figura 2.17 - Sequenciamento de atividades no stope através dos links considerando mais de uma atividade dentro do stope. Fonte: Autoria própria.

2.9 Técnicas para quantificação do risco

O risco do projeto é um evento ou condição incerta que, se ocorrer, terá um efeito positivo ou negativo sobre pelo menos um objetivo do projeto, como tempo, custo, escopo ou qualidade, ou seja, em que o objetivo de tempo do projeto é a entrega de acordo com o cronograma acordado; em que o objetivo de custo do projeto é a entrega de acordo com o custo acordado e etc.

O gerenciamento de riscos inclui os processos que tratam da realização de identificação, análise, respostas, monitoramento, controle e planejamento do gerenciamento deste gerenciamento em um projeto, sendo a maioria desses processos atualizados durante todas as fases. Os objetivos deste tipo de gerenciamento é aumentar a probabilidade e o impacto dos eventos positivos e diminuir a probabilidade e o impacto dos eventos adversos ao projeto.

Existem diversas técnicas capazes de analisar e incorporar o risco em projetos de mineração, cada qual possuindo uma abordagem diferenciada, sendo algumas mais subjetivas e outras mais quantitativas, no entanto, todas

visam avaliar o impacto do risco nos resultados finais. Lane *et al.* (2012) descreve algumas destas técnicas capazes de realizar este tipo de incorporação, que serão descritas abaixo.

2.9.1 Avaliação Qualitativa do Risco

Esta abordagem é amplamente utilizada como parte da metodologia de gestão de riscos corporativos adotados pela maioria das grandes empresas ao redor do mundo. Trata-se de um processo de avaliação onde todos os riscos são identificados e, dependendo da metodologia empregada, estes são avaliados e a eles atribuídos pesos, utilizando diferentes medidas qualitativas através da análise de custos, probabilidade, impacto, etc. Estes riscos são então priorizados e gerenciados como parte do projeto, atribuindo-lhes uma gestão das medidas de mitigação de tal forma que a probabilidade e o impacto sejam gerenciados. Essa avaliação é geralmente muito subjetiva e baseada na experiência individual e coletiva, não incluindo uma visão quantitativa do impacto global sobre a avaliação do projeto.

2.9.2 Risco Ajustado a Taxa de desconto

Essa abordagem visa ajustar a taxa de desconto do projeto de modo a incorporar o seu risco. No geral, esta técnica é muito subjetiva.

2.9.3 Ajustando as Variáveis de Projeto

Baseado na medida qualitativa, a equipe poderá ajustar as variáveis baseando-se na experiência, de modo a incorporar o risco na avaliação global do projeto. Portanto, custos operacionais e preços de venda poderão ganhar um olhar pessimista, podendo no final distorcer o real valor do projeto dependendo de como estes riscos forem inseridos.

2.9.4 Previsão baseado em Referências

Esta metodologia foi analisada por Flyvbjerg (2005) e sugere que as ações deverão ser baseadas em experiências concretas ou já analisadas, ou seja, o histórico de produção ou sua eficiência operacional poderão ser utilizadas

como *background* para outras análises. Esta abordagem não utiliza um modelo de risco propriamente dito.

2.9.5 Testando Cenários

Este método avalia o projeto sob cenários determinísticos selecionados para o futuro. Resultados baseados em um cenário como esse são válidos apenas para a situação específica. Portanto, os resultados obtidos por meio de testes de cenários só são úteis na medida em que este esteja correto. O risco associado a um cenário específico pode ser quantificado apenas aproximadamente.

2.9.6 Avaliação das opções reais (*Real Option Valuation – ROV*)

O ROV é um dos métodos de avaliação modernos que fornece uma ferramenta capaz de avaliar os projetos de mineração sob incertezas e sob flutuações de preço de venda, uma vez que as abordagens tradicionais assumem que algumas variáveis são fixas. O método ROV foi lançado em 1973 pelos modelos de Black, Scholes e Merton (Black & Scholes, 1973; Merton, 1973) e desde então as metodologias que utilizam o ROV obtiveram resultados robustos quando comparado ao método convencional VPL.

A técnica de ROV possui a capacidade de integrar o valor da flexibilidade de gestão e tratamento adequado dos fluxos de caixa com o risco, porém, ainda há uma falta de procedimentos capazes de testar a utilidade e as vantagens do ROV em relação ao método estático de VPL. Indiscutivelmente, ainda não está claro se o ROV pode lidar com a complexidade dos projetos de mineração e se a ele realmente é capaz de auxiliar nas decisões econômicas de modo a aumentar o valor do projeto, no entanto, alguns ganhos foram sumarizados por Dimitrakopoulos & Abdel Sabour (2007).

2.9.7 Análise Quantitativa

Esta técnica baseia-se na criação de um modelo matemático capaz de incluir parâmetros incertos que podem ou não podem serem controlados. A análise quantitativa é muitas vezes chamada de modelagem estocástica devido a utilização de algoritmos de simulação. Este tem como principais objetivos:

- quantificar os possíveis resultados e suas probabilidades;
- avaliar a probabilidade de atingir objetivos específicos de projeto;
- identificar os riscos que exigem maior atenção quantificando sua contribuição relativa para o risco total do projeto;
- identificar metas de custo e de cronogramas.

As simulações fornecem um modelo de incerteza com diversos cenários equiprováveis, com isso, um modelo de risco calcula o impacto dos parâmetros incertos sobre os resultados do projeto, tais como NPV (figura 2.18), lucro, etc. Esse modelo pode ajudar a gestão a quantificar o impacto da incerteza das variáveis subjacentes e as consequências das diferentes decisões tomadas. Posto isso, a análise estocástica, muitas vezes, pode render ideias surpreendentes sobre o que pode dar certo, o que pode dar errado e quais as medidas mais adequadas.

Através destas inúmeras metodologias de análise de riscos e suas capacidades, uma etapa deste trabalho compreende a elaboração de um índice quantitativo de risco, de modo que seja possível auxiliar a escolha dos *designs* de *stopes* baseados na sua distribuição de probabilidade provenientes das simulações estocásticas, sendo este mais detalhada posteriormente.

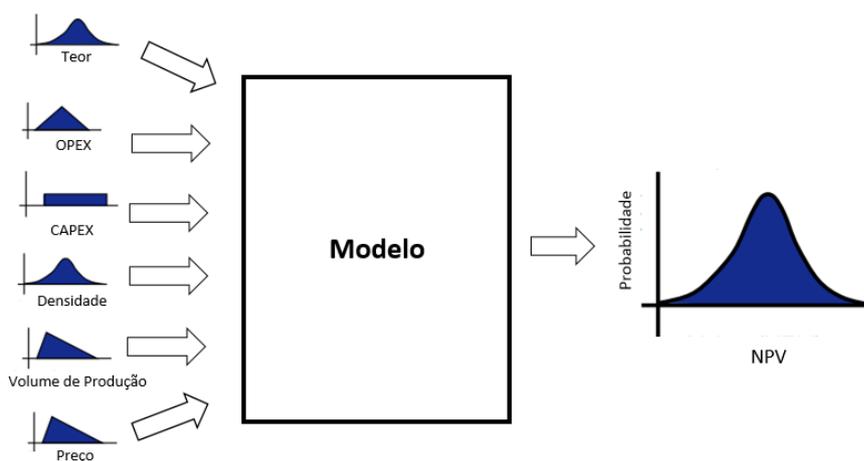


Figura 2.18 - Construção de um modelo baseado em parâmetros incertos. Adaptado de Lane *et al.* (2012).

Capítulo 3

Neste capítulo será abordada a metodologia desenvolvida para este trabalho, ampliando cada aspecto e detalhando o índice de classificação de cenários estocásticos para criação das envoltórias de lavra que apresentam uma probabilidade de sucesso. O estudo de caso também será introduzido demonstrando suas etapas desde a análise exploratória dos dados e outros tratamentos estatísticos até a aplicação do método de simulação por bandas rotativas.

3.1 Metodologia

Tipicamente, as definições das envoltórias de lavra são realizadas pela verificação dos teores dos blocos e construídas manualmente a partir de modelos filtrados, tornando isto um trabalho que demanda muito tempo. No entanto, pelo fato das minas subterrâneas possuírem diversos métodos de extração e para cada depósito pode haver uma adaptação dos métodos já existentes, a automatização da construção das envoltórias e compreensão das incertezas de teores torna-se um processo desafiador.

A metodologia deste trabalho propõe a definição dos painéis de lavra para o método *Sublevel Stopping* baseando-se não apenas em teores, mas também na probabilidade de se alcançar determinados parâmetros, através da análise de incertezas em cada painel. O fluxograma que compõe este trabalho visa definir um método de gerar painéis de lavra equiprováveis com base nos cenários simulados, definindo um *design* otimizado com maior retorno financeiro.

Os painéis a serem avaliados foram criados considerando as premissas dadas pela mecânica de rochas e também por parâmetros econômicos. Após a simulação em blocos de 1x1x1 m, o modelo foi reblocado e pós-processado para o tamanho de blocos de 5x5x5 m, associando a cada um desses blocos a função benefício, que no caso envolve inicialmente as receitas e os custos potenciais associados ao projeto. Subsequentemente, utilizando a metodologia de otimização *shape annealing* descrita no capítulo 3, identificou-se regiões do depósito com alto potencial econômico e que atendessem as dimensões e

orientações geométricas definidas anteriormente para os *stopes*, no entanto, ainda sem levar em consideração os pilares entre níveis e entre *stopes*. Na etapa seguinte, os grandes painéis de lavra foram divididos em subníveis e também colocados pilares verticais entre os *stopes* com as dimensões pré-definidas

A metodologia está fundamentada em quatro etapas, sendo estas:

- construção dos cenários da mina;
- construção das distribuições de possíveis resultados para cada cenário;
- análise das distribuições com a aplicação de critérios probabilísticos pré-definidos;
- aplicação do índice quantitativo capaz de avaliar o risco de cada cenário.

Cada etapa foi cuidadosamente estudada de modo que fosse possível não apenas avaliar a variabilidade de teores dentro de um cenário pré-definido, mas também visando definir quais deverão ser os *stopes* que irão formar os níveis de produção com base na sua análise probabilística de obter sucesso.

3.1.1 Construção de cenários

O que costuma ser recebido como cenário durante a elaboração do planejamento de mina é aquele resultante de um processo de otimização, o qual foram fundamentados em um modelo de teores suavizado. Nestas situações, geralmente perturba-se o único cenário de mina definido anteriormente como “ótimo”, com um modelo simulado. Desta forma, obtém-se a flutuações de teores, tendo assim uma distribuição de possíveis resultados.

Perturbar o cenário resultante de um modelo de teores suavizados demonstra ser uma excelente abordagem quando se necessita analisar o potencial deste único cenário. Visto isso, esta metodologia tem como objetivo não apenas avaliar a incerteza de teores, mas também analisar diferentes cenários gerados pelo modelo teores simulados e escolher o que será capaz de gerar um maior retorno financeiro.

A etapa para a construção dos cenários está demonstrada na figura 3.1, a qual inicia com um modelo de 50 simulações de teores. A segunda etapa consiste em reblocar este modelo, que inicialmente se encontra com as dimensões de 1x1x1 m, para dimensão de lavra de 5x5x5 m. Com isso, o processo de otimização será baseado não apenas em um, mas em 50 possíveis modelos de teores, gerando desta forma 50 possíveis cenários de mina e sendo todos passíveis de execução, pelo fato de seguirem as premissas do processo de otimização.

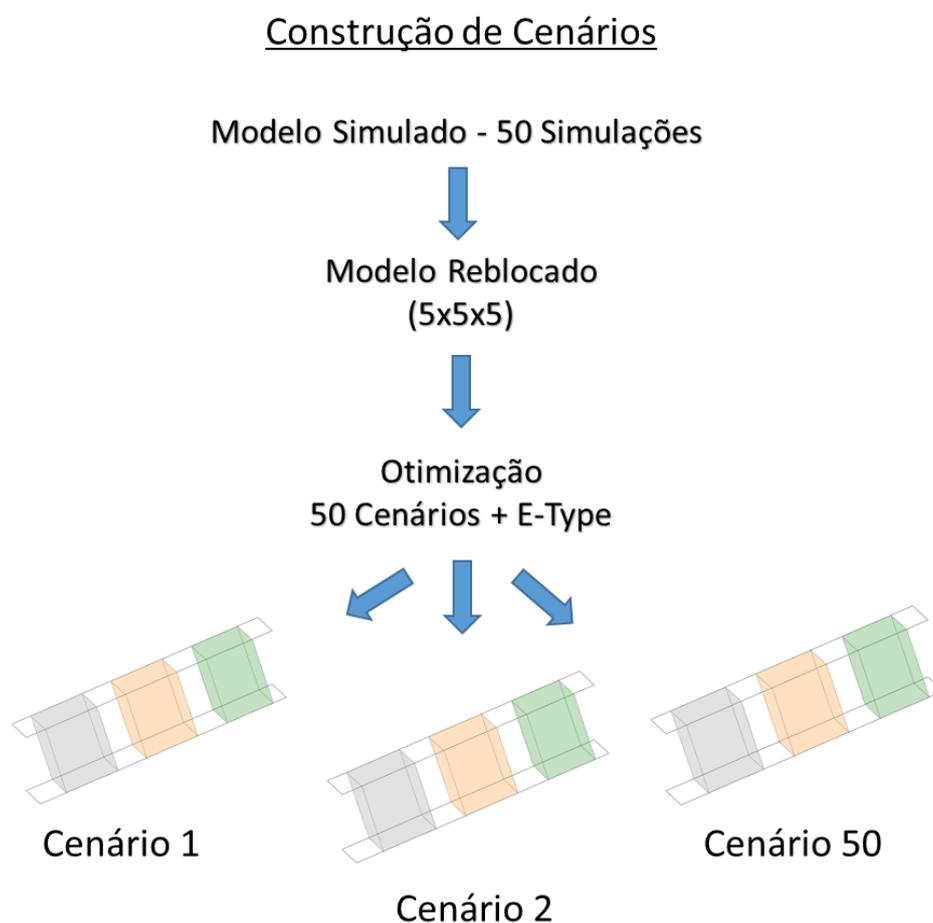


Figura 3.1 - Metodologia para a construção de cenários a partir do modelo simulado.
Fonte: Autoria própria.

Esta primeira etapa apenas define os possíveis cenários que deverão formar os níveis de produção da mina. Como dito anteriormente, todos são passíveis de execução, embora ainda seja estatisticamente impossível definir

qual cenário deverá ser implantado. A figura 3.2 demonstra por que ainda não é possível escolher os conjuntos de *stope*, pois há apenas o resultado do processo de otimização.

Para que seja melhor avaliado o comportamento estatístico de cada cenário, será necessário construir a distribuição de possíveis resultados, o que consiste na segunda etapa do processo metodológico proposto neste trabalho.

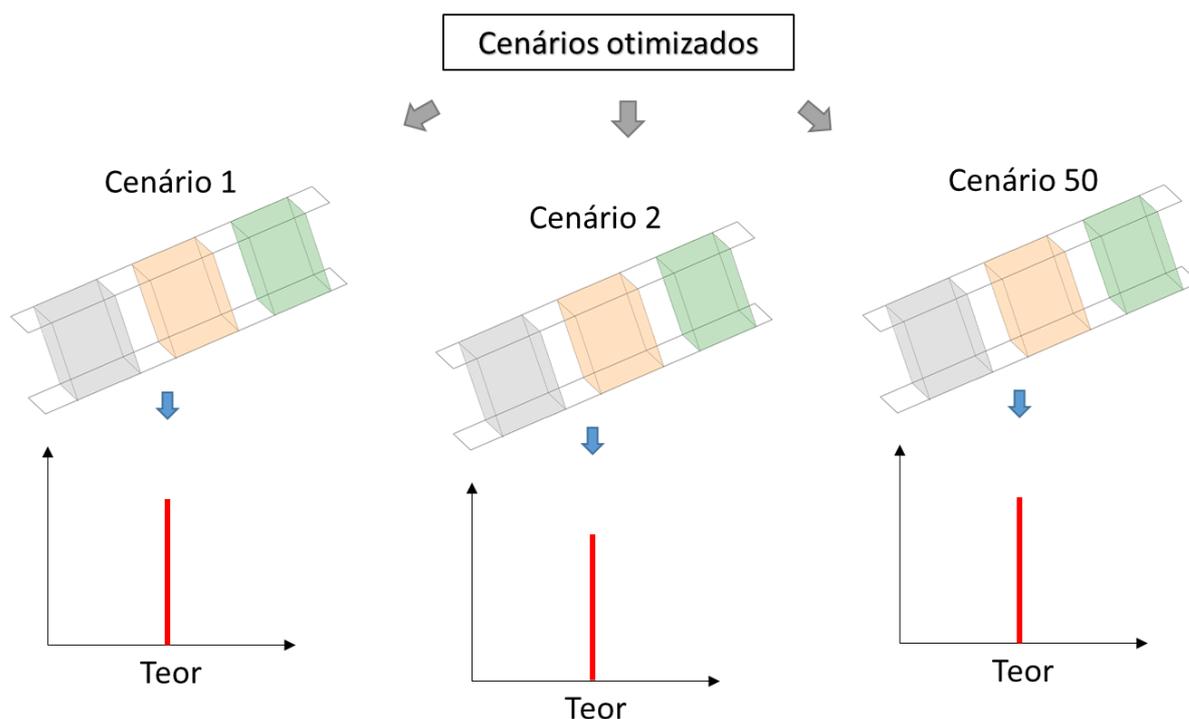


Figura 3.2 - Análise inicial dos cenários otimizados capazes de gerar apenas uma resposta, assim como nos métodos tradicionais. Fonte: Autoria própria.

3.1.2 Construção das distribuições

Conforme explicado anteriormente, 50 cenários exequíveis foram propostos através do processo de otimização, que por sua vez, estão embasados em apenas uma resposta. Para que seja possível analisar os *stopes* perante uma distribuição de probabilidade, será necessário perturbar cada envoltória com as 50 simulações no seu suporte inicial de 1x1x1 m. Através da figura 3.3 é possível analisar as fases necessárias até obter-se uma distribuição de probabilidade para os 50 cenários, que parte dos *stopes* definidos na primeira etapa desta metodologia, e por conseguinte, perturba seu interior com o modelo de teores simulados.

Como cada simulação através do processo de otimização obteve um possível cenário de mina, sabe-se que aquele resultado é dito como “ótimo” para a simulação que o gerou, no entanto, desconhece o seu comportamento diante os outros 49 possíveis modelos de teores. Com isso, este é o objetivo da construção das distribuições, um meio de avaliar o comportamento de cada cenário perante todas as possibilidades de teores para que seja possível aplicar os critérios de escolha a serem definidos na etapa seguinte.

Construção das Distribuições

50 Painéis Exequíveis + E-Type

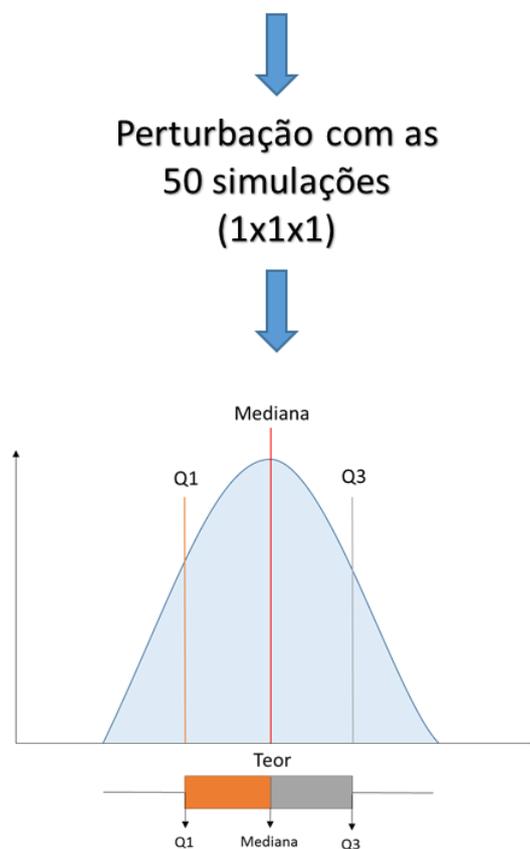


Figura 3.3 - Metodologia desenvolvida com o objetivo de construir as distribuições de probabilidade para cada cenário otimizado. Fonte: Autoria própria.

3.1.3 Análise das distribuições e definição dos critérios de escolha

Com as construções das distribuições para todos os cenários, é necessário definir alguns critérios para que apenas um seja escolhido. Como observa-se na figura 3.4, foram feitas duas distribuições, sendo uma para o

comportamento do teor dentro dos *stopes* e outra para analisar o comportamento do benefício gerado por aquele cenário.

A partir das distribuições de probabilidade, definiu-se como primeiro critério para a escolha do cenário um valor mínimo de 70% de chance de atingir um valor de meta, ou seja, quando avaliado o comportamento do teor dentro do cenário, este deverá ter no mínimo 70% de probabilidade de atingir o teor de corte da mina.

Outra análise também faz-se necessária: a do comportamento do benefício gerado pelos *stopes*, dado que cada cenário possui massa diferente devido à variação de resultados provenientes do processo de otimização. Com isso, não basta gerar apenas *stopes* com alto teor e altamente seletivos, uma vez que este tipo de situação gera custos de lavra mais altos e com menor produção de metal. Posto isto, também será analisado a capacidade dos cenários terem 70% de probabilidade de gerar um benefício positivo para que continue sendo analisado.

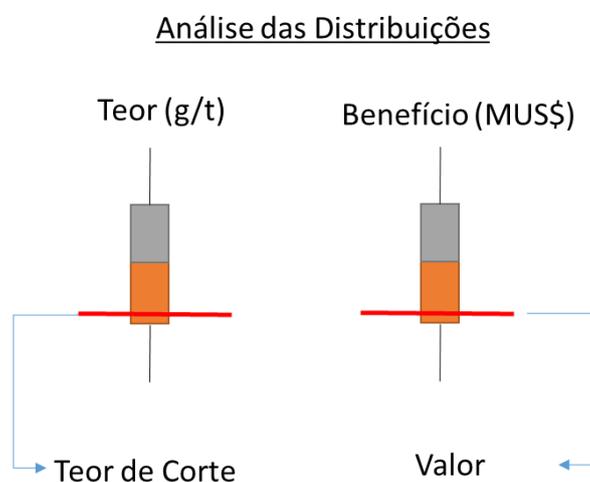


Figura 3.4 - Análise das distribuições de teor e benefício com a adoção de um teor ou valor de corte. Fonte: Autoria própria.

Após esta avaliação baseada na probabilidade, foram escolhidos apenas quatro cenários para que fosse dada continuidade no processo metodológico. Esta última etapa consiste em quantificar o risco associado à incerteza de teores em cada uma das quatro possíveis situações de mina.

3.1.4 Índice de Classificação

Após uma primeira análise probabilística dos cenários, será possível definir apenas alguns que tenham a probabilidade mínima de 70% de gerarem resultados economicamente positivos. Com a aplicação de um índice quantitativo será possível avaliar a incerteza presente nos cenários selecionados, para então, definir o painel que possuirá um menor risco associado e, por conseguinte, um maior potencial de ganhos, assim garantindo a assertividade dos diferentes níveis de produção alcançarem as metas econômicas.

Sabour *et al.* (2008) assim como Dimitrakopoulos *et al.* (2007) desenvolveram um modo de classificar os cenários baseados na possibilidade de atingir alguma meta pré-definida. A técnica denominada *dowside risk* é utilizada quando o objetivo é quantificar a possibilidade de gerar insucessos e a técnica *upside potential* para quando analisa-se a possibilidade de ganho. Ambas as técnicas foram aplicadas na análise de *pushbacks* em cavas a céu aberto e com isso, foi possível avaliar a possibilidade de cada *pushback* atingir um retorno financeiro mínimo.

A metodologia utilizada por Dimitrakopoulos *et al.* (2007) partiu de três cenários de *pushbacks* resultantes de diferentes cenários simulados. Inicialmente foram perturbados com o modelo simulado para gerar distribuições para três diferentes parâmetros de projeto. Os parâmetros escolhidos para a análise foram o FCD (fluxo de caixa descontado), massa de minério e massa de metal para cada um dos *pushbacks* como demonstra a figura 3.5.

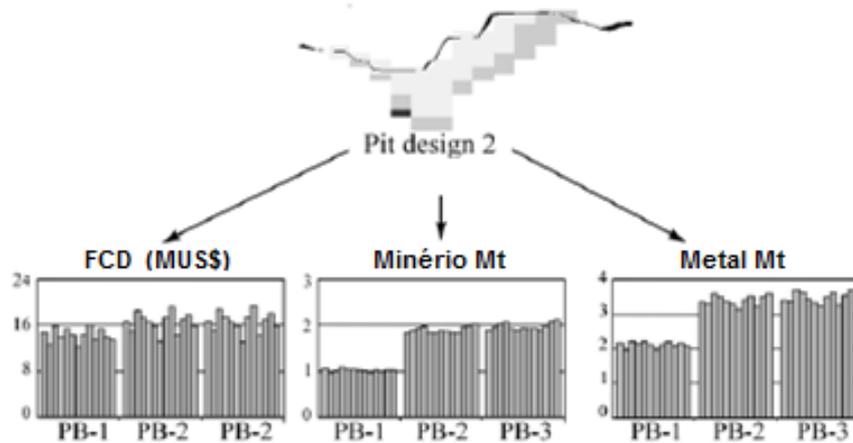


Figura 3.5 - Metodologia para a obtenção de distribuição de diferentes informações afim de escolher um design de pushbacks. Adaptado de Dimitrakopoulos *et al.* (2007).

Após a construção das distribuições fez-se necessário determinar um valor mínimo aceitável, ou seja, qual é o retorno mínimo esperado para cada *pushback*. Como demonstra a figura 3.6, aqueles valores que se encontraram acima do valor mínimo foram identificados como possíveis resultados capazes de gerar um ganho e aqueles que foram menores, caracterizavam os possíveis insucessos ou riscos relacionados àquele *design* de *pushback*.

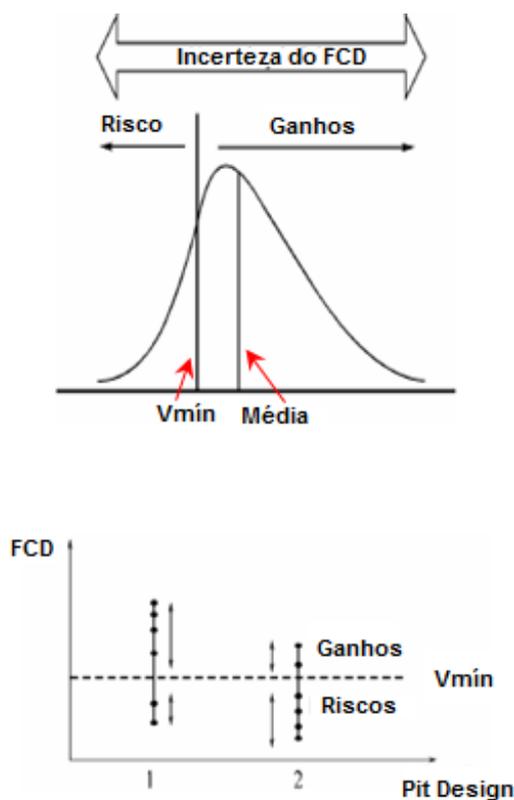


Figura 3.6 - Análise de possíveis ganhos e possíveis insucessos relacionados a distribuição de fluxo de caixa descontado (FCD). Adaptado de Dimitrakopoulos *et al.* (2007).

Para quantificar as possibilidades do *design* em gerar ganhos ou possíveis insucessos perante a sua incerteza, seja ela proveniente da análise de fluxo de caixa descontado, teor ou massa de minério, Dimitrakopoulos *et al.* (2007) desenvolveu as equações 12 e 13.

Se o intuito é quantificar os possíveis resultados positivos para o *pushback*, a equação 12 demonstra que quanto maior for o resultado proveniente de alguma simulação dentro do *pushback* a ser analisado, maior será a sua contribuição diante o valor mínimo Ct . Resumidamente, a ideia central desta fórmula indica que quanto maior for o número de ocorrências acima do valor mínimo e também quanto maior forem os valores médios provenientes das simulações, este *pushback* possuirá um maior potencial de ganho. O índice P_i é apenas um indicador, ou seja, binário que demonstra se o valor deverá entrar na fórmula de ganhos ou riscos, ou seja, caso seja maior que o valor mínimo, este receberá o indicador 1 para a equação de ganhos e zero para a equação de riscos.

$$\text{Ganhos:} \quad UP_{it} = \sum_{j=1} \left((V_{ijt}^+ - Ct) * P_i \right) \quad (12)$$

$$\text{Riscos:} \quad DR_{it} = \sum_{j=1} \left((Ct - V_{ijt}^-) * P_i \right) \quad (13)$$

Ct =Valor Mínimo;

V_{ijt}^+ = Valor da simulação j no design i para o tempo t;

P_i = Probabilidade.

Para este trabalho, o índice de classificação foi ajustado para que obtivesse um maior controle sobre o somatório da equação. Inicialmente também é necessário ter uma distribuição de possíveis resultados para cada cenário, neste caso, o cenário é composto por *stopes* que irão formar os níveis de produção da mina. Por fim optou-se por avaliar a distribuição de benefícios gerados pelos *stopes*, por ser uma abordagem mais completa já que cada cenário poderá ter massa diferente gerando assim, diferentes retornos econômicos.

A aplicação do novo índice é formada por quatro etapas, sendo cada uma descrita abaixo e demonstradas na figura 3.7.

- **Primeira Etapa:** consiste em construir as distribuições de cada cenário para a variável que se deseja aplicar o índice de classificação;
- **Segunda Etapa:** determinação do valor mínimo desejado, ou seja, o valor de corte que determinará a fronteira dos valores que irão compor os possíveis sucessos ou insucessos do cenário a ser avaliado. Os resultados que se encontrarem acima do valor mínimo serão contabilizados como sucesso e caso seja menor será somado aos insucessos ou riscos;
- **Terceira Etapa:** para haver um maior controle do somatório da equação, introduziu-se um indicador de intervalo de confiança. Com isso, uma vez que o valor esteja dentro do intervalo de

confiança, este receberá o valor um, caso contrário, zero. Para a quantificação de ganhos os valores deverão ser menores que o percentil 95, já para a análise dos riscos os valores deverão ser menores que o percentil 5 para receberem o indicador um;

- **Quarta Etapa:** é de suma importância avaliar quantas foram as ocorrências dentro do intervalo a ser avaliado, dado que não basta gerar resultados altos e dentro do intervalo de confiança, mas também deverá ter um número suficiente de ocorrências. Com isso, esta é etapa nada mais é que número de ocorrência dividido pelo número total de observações.

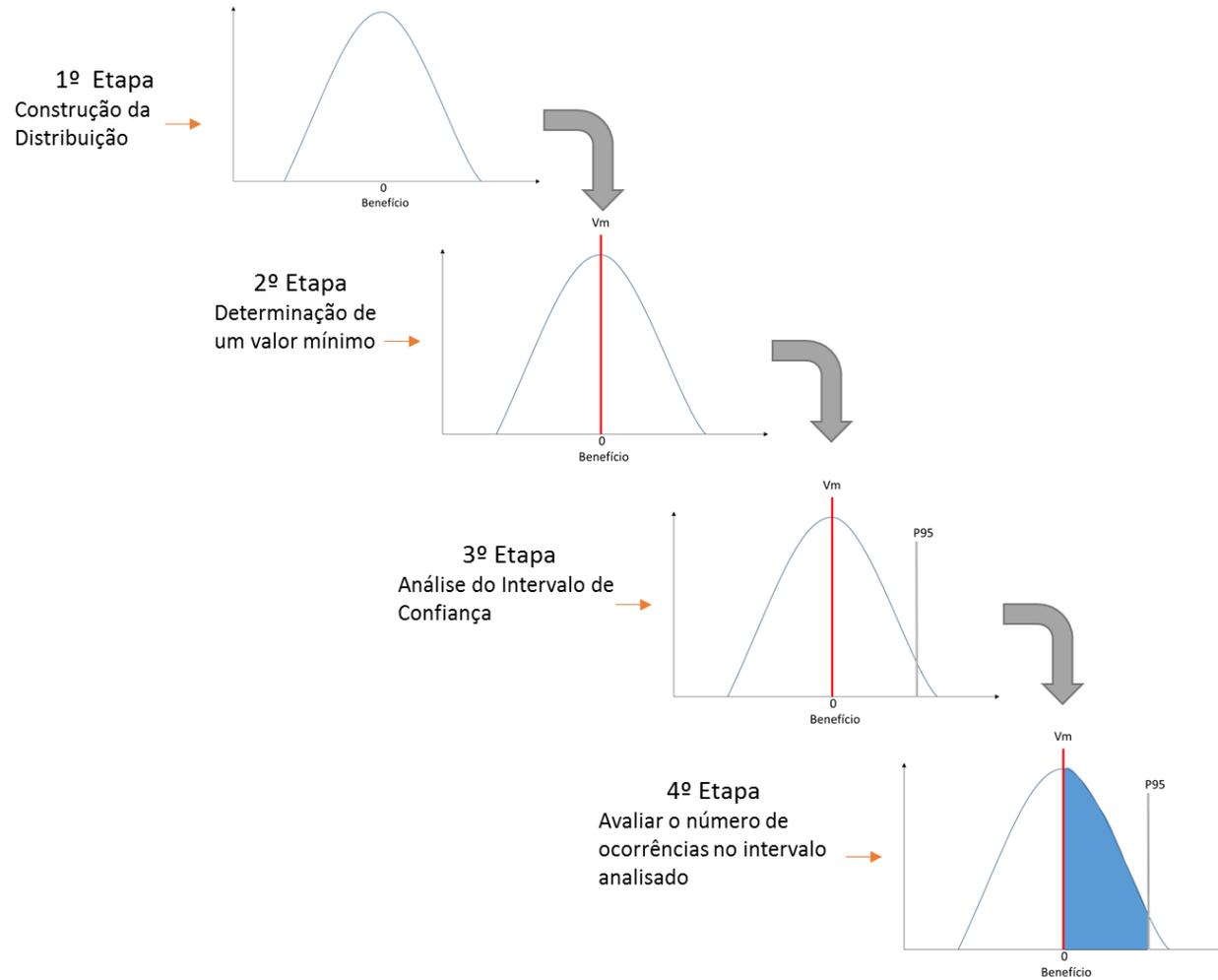


Figura 3.7 - Descrição das quatro etapas metodológicas para aplicação do índice de classificação IC_{+T} e IC_{-T} . Fonte: Autoria própria.

Após o detalhamento das equações de referência propostas por Dimitrakopoulos *et al.* (2007) e das etapas desta nova abordagem que leva em consideração o intervalo de confiança e o número de ocorrências dentro o intervalo avaliado, as equações 14 e 15 foram desenvolvidas para quantificar os possíveis ganhos (IC_+) e insucessos (IC_-) para cada cenário analisado e são demonstradas a seguir:

$$IC_+ = \sum_{i=1}^n ((X_i - Vm) * P_i * C_i) * R_+ \quad (14)$$

$$IC_- = \sum_{i=1}^n ((Vm - X_i) * P_i * C_i) * R_- \quad (15)$$

Sendo:

IC_+ : o índice que classifica o potencial do retorno ser igual ou maior que o valor mínimo;

IC_- : o índice que classifica o risco do painel ter um retorno menor que valor mínimo;

X_i : média dos valores para a simulação "i" dentro do *stope*;

Vm : valor mínimo definido como o objetivo;

P_i : probabilidade do valor X_i ser maior que o valor mínimo;

C_i : indicador que define se o valor X_i está dentro do intervalo de confiança;

R_+ : probabilidade definida pelo número de observações acima do Vm ;

R_- : probabilidade definida pelo número de observações abaixo do Vm .

O índice IC_+ irá quantificar os valores que geraram possíveis sucessos em relação ao valor mínimo Vm , da mesma maneira que o índice IC_- irá quantificar os riscos associados, como é possível analisar na figura 3.8.

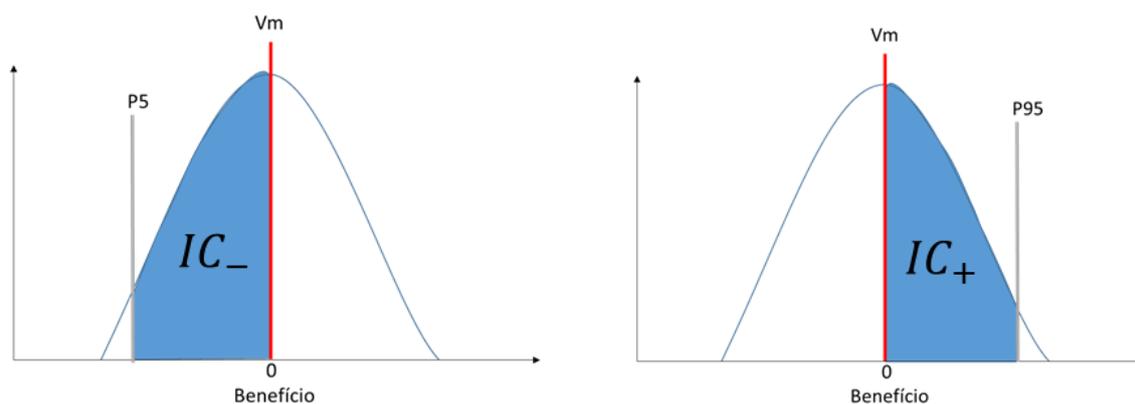


Figura 3.8 - Áreas das distribuições que representam os riscos IC_- e ganhos IC_+ com relação ao valor mínimo Vm . Fonte: Autoria própria.

Cada cenário resultante do processo de otimização poderá ser formado por mais de um *stope*, o que é totalmente plausível dado que os níveis de produção são formados por diversos *stopes* separados por pilares. Uma vez que cada nível será composto por diversos *stopes*, cada um irá contribuir com um valor de IC_+ e IC_- , mas como o intuito é quantificar o cenário como um todo e não apenas os *stopes* individualmente, o somatório dos índices serão o valor total para o cenário, como demonstrado nas equações 16 e 17.

$$IC_{+T} = IC_{+1} + IC_{+2} + \dots + IC_{+n} \quad (16)$$

$$IC_{-T} = IC_{-1} + IC_{-2} + \dots + IC_{-n} \quad (17)$$

Caso o cenário seja composto por 1, 2 até n *stopes*, o somatório será o índice total tanto para quantificar os sucessos ou os riscos possíveis. Dado isso, aqueles painéis que possuírem um maior índice positivo ou um menor índice negativo será o escolhido para constituírem os diferentes níveis da mina.

Tudo dependerá da estratégia do planejador, pois eventualmente o painel que possui um excelente índice positivo poderá possuir também um maior índice negativo, demonstrando um maior risco associado, dependendo desta forma, de quanto será o risco aceitável. A figura 3.9 apresenta um esquema de como a avaliação de ganhos ou IC_+ é realizada em cada um dos *stopes* que compõem um painel de lavra, com isso, os somatórios IC_{+T} e IC_{-T} darão o

potencial de sucesso e o risco total do painel, levando em consideração cada distribuição dos *stopes* que o compõe.

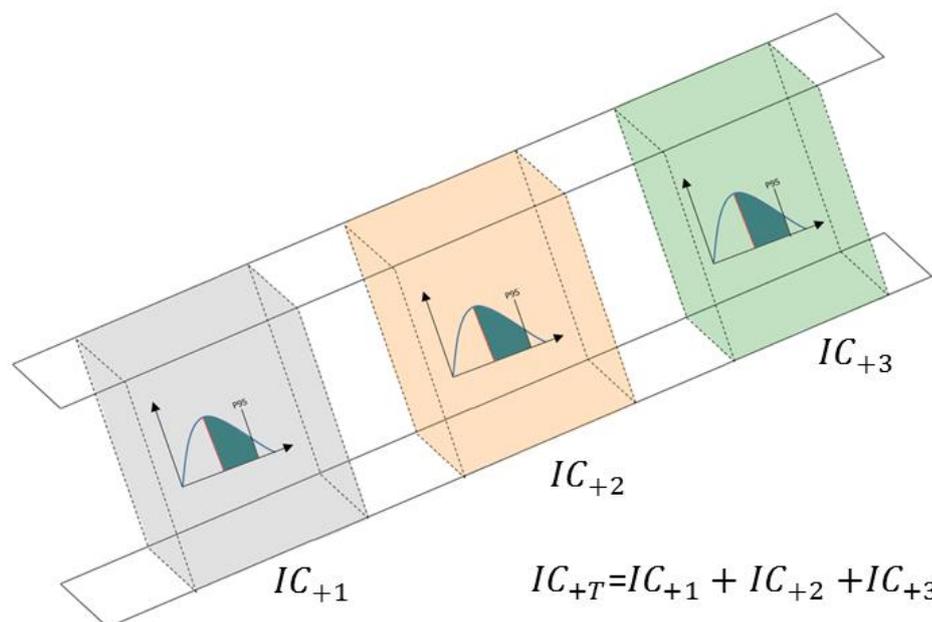


Figura 3.9 - Avaliação do índice IC_{+T} para um cenário hipotético formado por mais de um stope. Fonte: Autoria própria.

3.2 Estudo de caso

O depósito aurífero apresentado neste estudo é formado por diversos domínios mineralizados, no entanto, apenas o de maior relevância foi escolhido para aplicação da metodologia proposta.

3.2.1 Características do corpo mineralizado

A região de estudo é formada por quatro envelopes mineralizados, como demonstra a figura 3.10. A sua cota de elevação varia de 1000 m até 60 m, totalizando uma massa de 21,48 milhões de toneladas, considerando uma densidade fixa de 2,6 t/m³. No entanto, o corpo mais profundo e de maior dimensão foi escolhido para a realização deste estudo pelo fato de ainda não ter sido minerado por completo e por haver uma maior relevância com relação aos demais corpos mineralizados quanto ao teor e à dimensão.

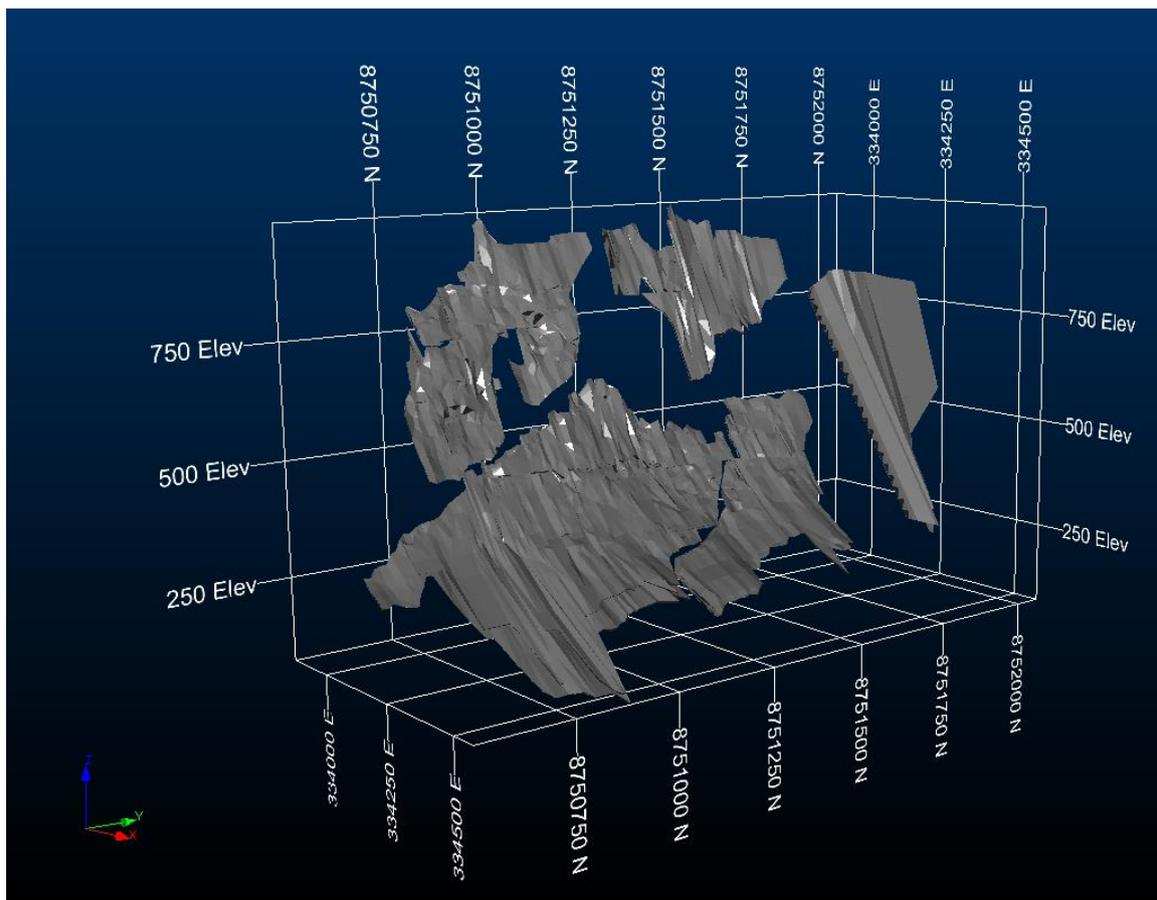


Figura 3.10 - Sólidos geológicos que constituem da zona mineralizada.

Este corpo mais profundo possui a sua cota de elevação variando de 660 m até 60 m, esta última cota sendo o ponto mais profundo do depósito como demonstra a figura 3.11. A espessura do corpo varia de 1 m até 25 m dependendo da região a ser analisada, sendo mais espesso em cotas mais elevadas e perdendo espessura a medida que o corpo vai aprofundando.

A direção de maior extensão se encontra no azimute 0° atingindo uma distância de 1,1 km como é visto na figura 3.12 (a). Já o seu mergulho é na direção Leste e varia de 45° a 60° , podendo ocorrer pontos, principalmente mais próximos a cota de elevação superior, um mergulho de 35° . A extensão ao longo da direção de mergulho atinge aproximadamente 700 metros como demonstra a figura 3.12 (b).

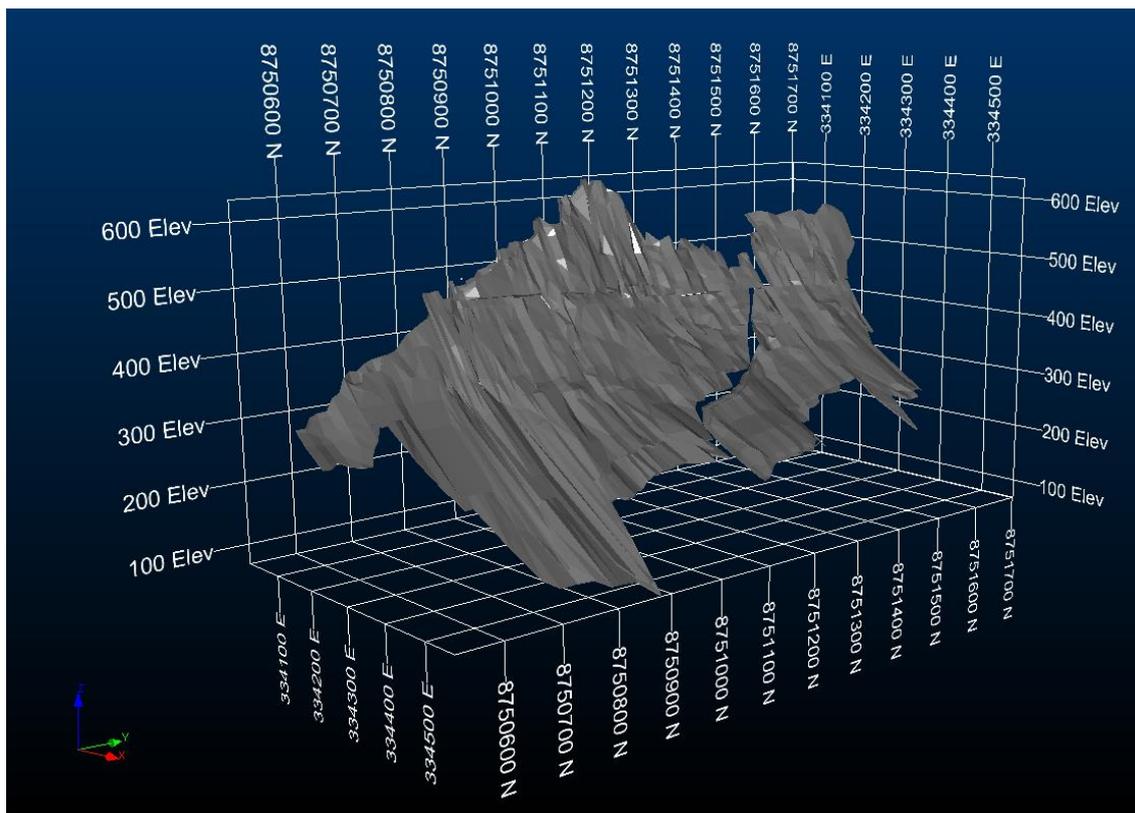


Figura 3.11 – Dimensões do corpo mineralizado selecionado para o estudo de caso.

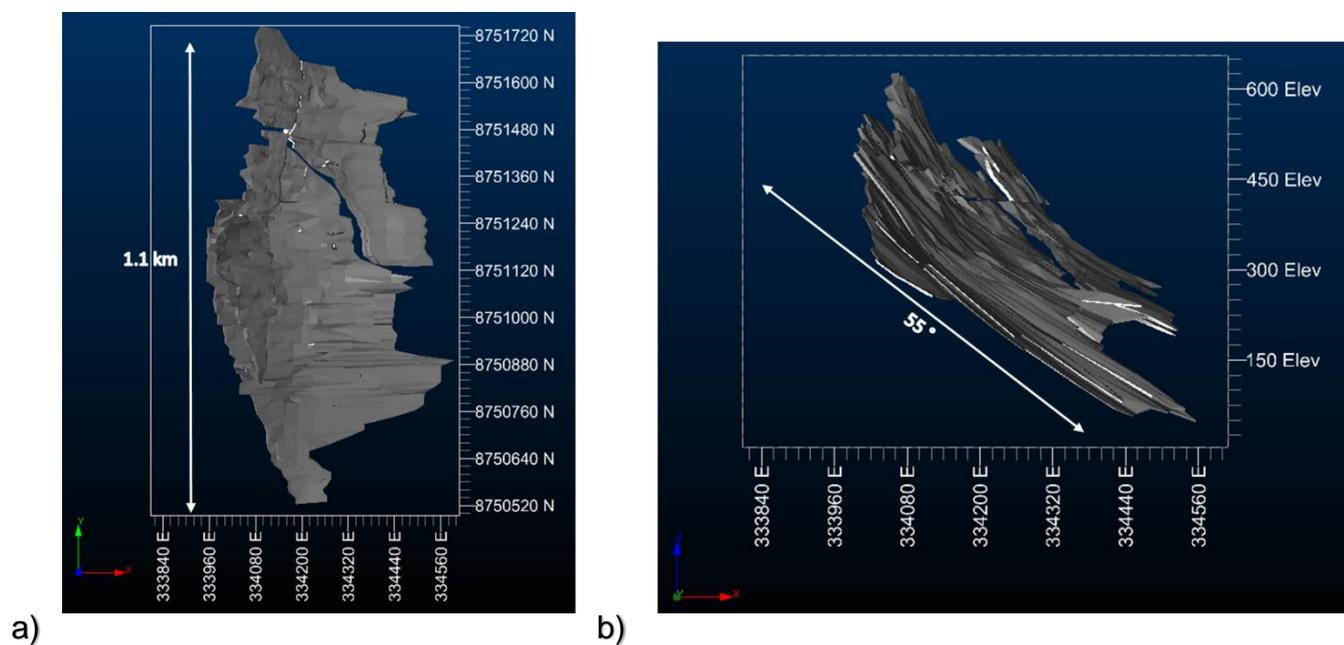


Figura 3.12 - (a) Extensão do sólido geológico; (b) Extensão do sólido ao longo do mergulho.

3.2.2 Análise dos dados

O banco de dados é constituído por 1799 furos de sondagem que totalizam 198.705 amostras com informações para o teor de ouro. O valor

máximo analisado foi de 1.439,26 g/t e o valor mínimo de zero g/t, sendo a média igual a 0,77 g/t, como é evidenciado na figura 3.13. Todas estas informações são provenientes do banco de dados global, ou seja, estes dados são referentes a campanha de sondagem para todos os quatro corpos com nenhum tratamento estatístico. As próximas etapas consistem em ampliar as informações sobre o corpo utilizado neste estudo.

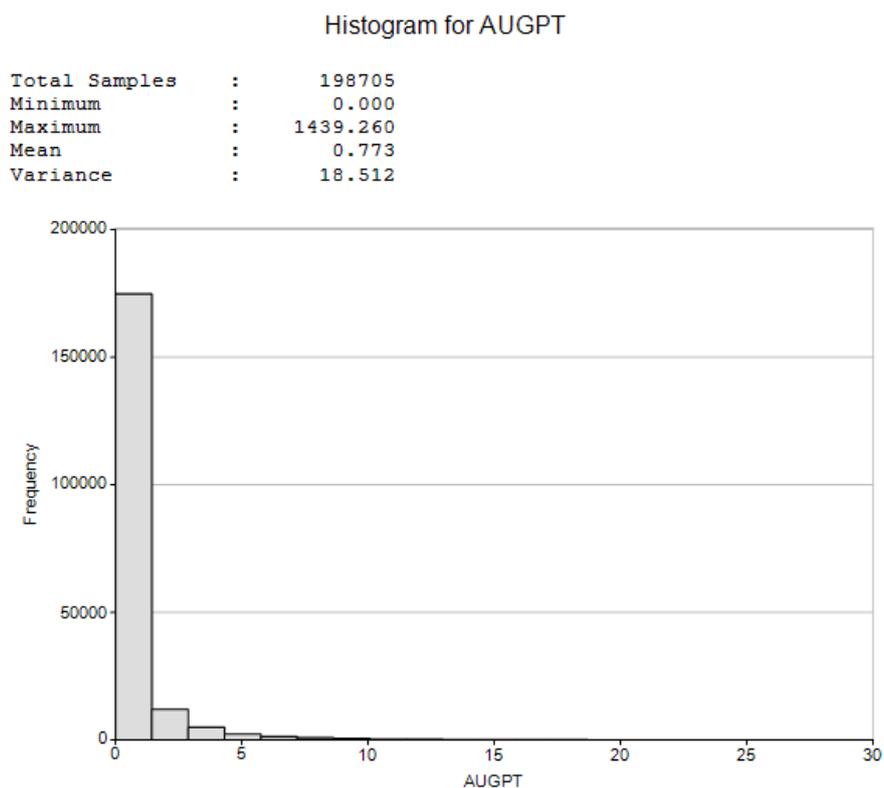


Figura 3.13 - Histograma dos dados amostrais para todo o domínio mineralizado.

3.2.3 Análise estatística

Como o estudo foi elaborado em apenas uma região do depósito, foi necessário realizar uma seleção dos dados que interceptassem o domínio mineralizado. A figura 3.14 (a) demonstra as amostras que se encontram dentro do domínio escolhido, já na figura 3.14 (b) é possível identificar as amostras selecionadas em apenas uma seção do corpo. Com isso dos 1799 furos, apenas 602 furos interceptavam esta área, totalizando 10.400 amostras com um teor mínimo de 0 g/t e máximo de 109 g/t. Após a seleção, detectou-se um aumento da média para 2,59 g/t, evidenciando ser uma zona de teor relevante como demonstra o histograma da figura 3.15.

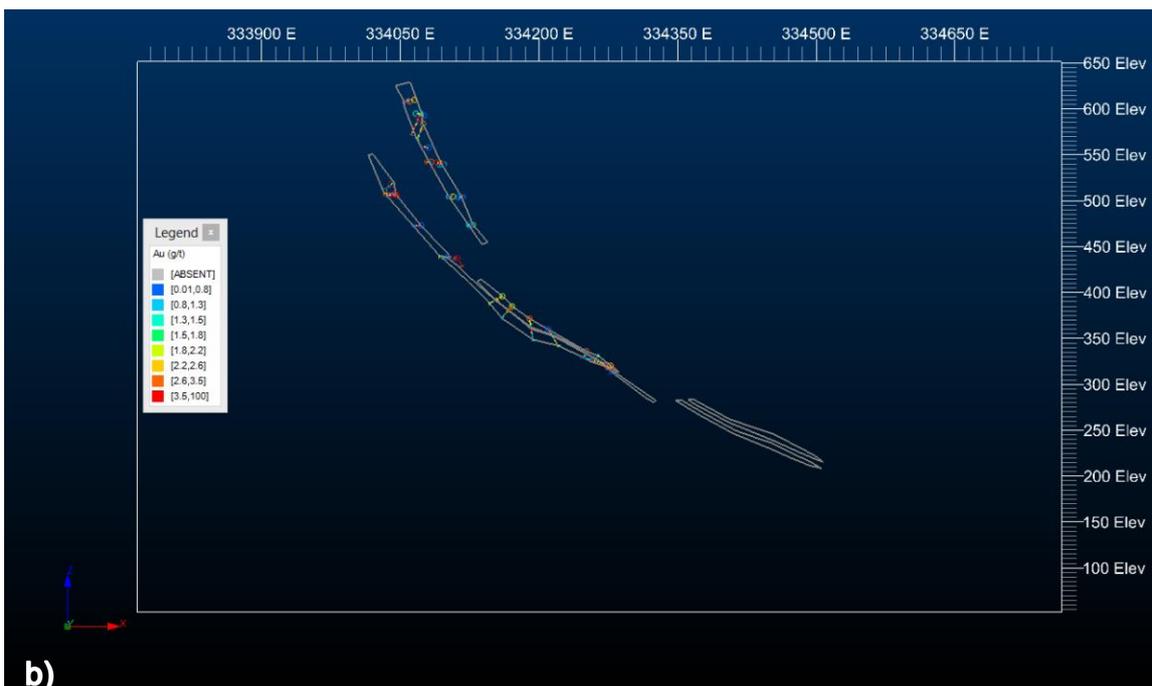
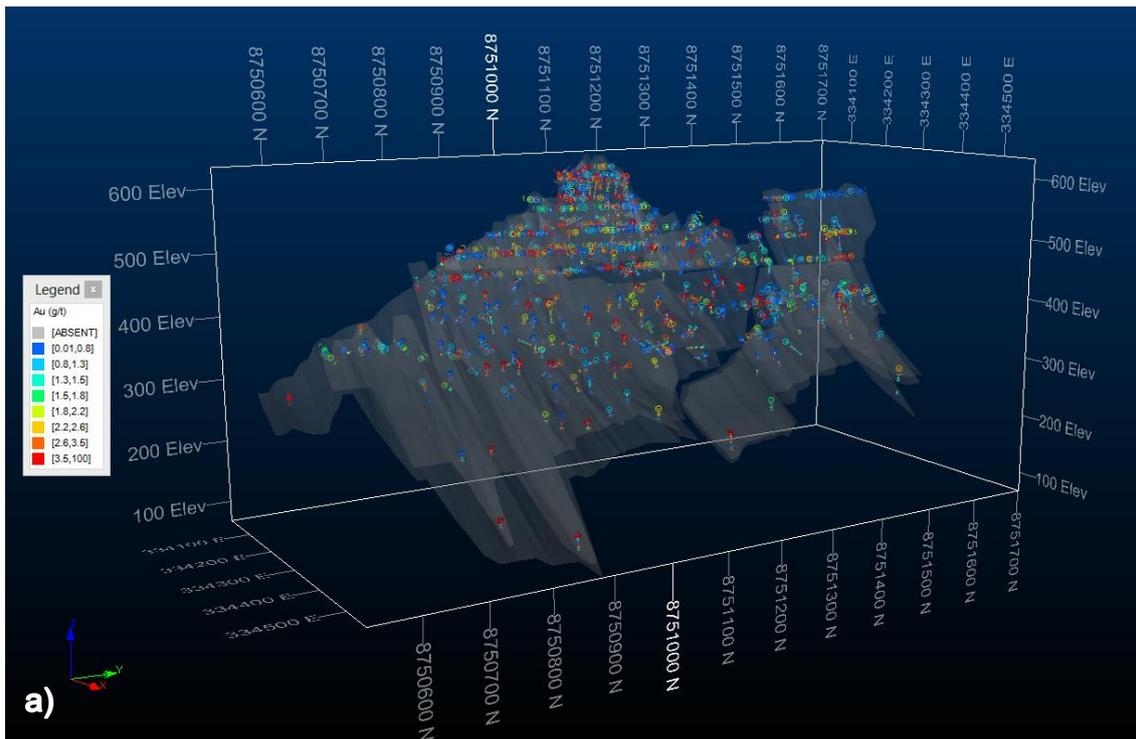


Figura 3.14 - (a) Amostras selecionadas para análise dentro do domínio mineralizado; (b) Análise da Seção Y: 8751187N o qual as amostras interceptam o domínio mineralizado.

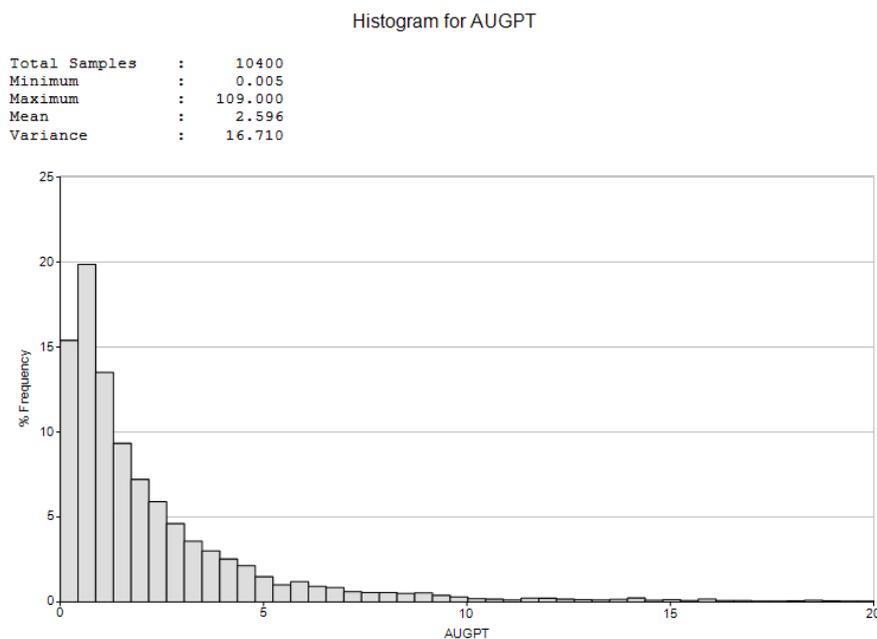


Figura 3.15 - Histograma dos dados selecionados sem tratamento estatístico.

Para manter um controle sobre o impacto dos valores extremos durante a estimativa, a técnica de *capping* foi aplicada, com isso, um gráfico de probabilidade acumulada como demonstra a figura 3.16, determinou que o *capping* poderia ser aplicado ao teor de 20 g/t, a partir disso, todos os teores acima deste valor passariam a ter o seu teor igual ao limite de 20g/t.

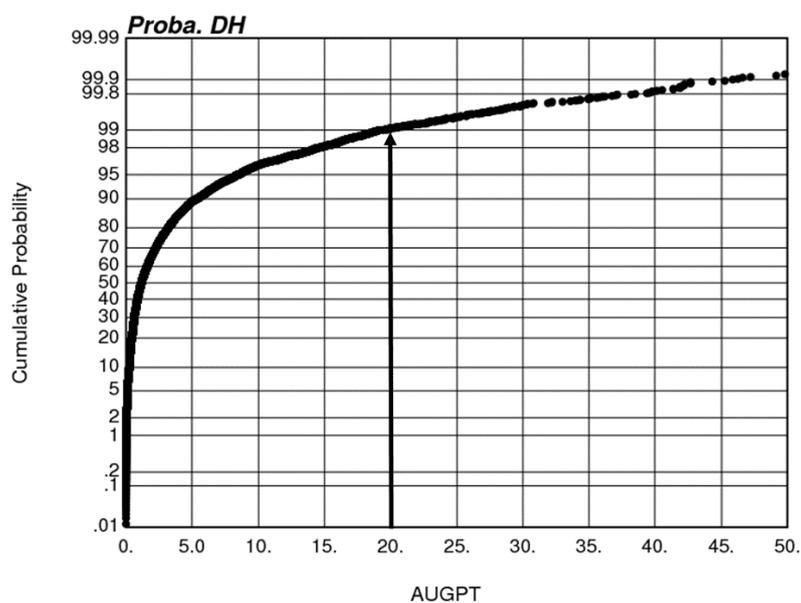


Figura 3.16 - Gráfico de probabilidade acumulada dos dados selecionados pelo domínio mineralizado.

Outro aspecto importante na análise estatística das amostras é o suporte o qual se encontram, uma vez que as amostras devem permanecer no mesmo suporte amostral. Para isso, uma análise do comprimento através do histograma da figura 3.17 (a) foi feito, de modo que é possível verificar que muitas amostras se encontravam inicialmente no suporte de 0,5 m. Visto isso, uma regularização amostral foi aplicada para manter todas no mesmo suporte de 1 m como demonstra a figura 3.17 (b).

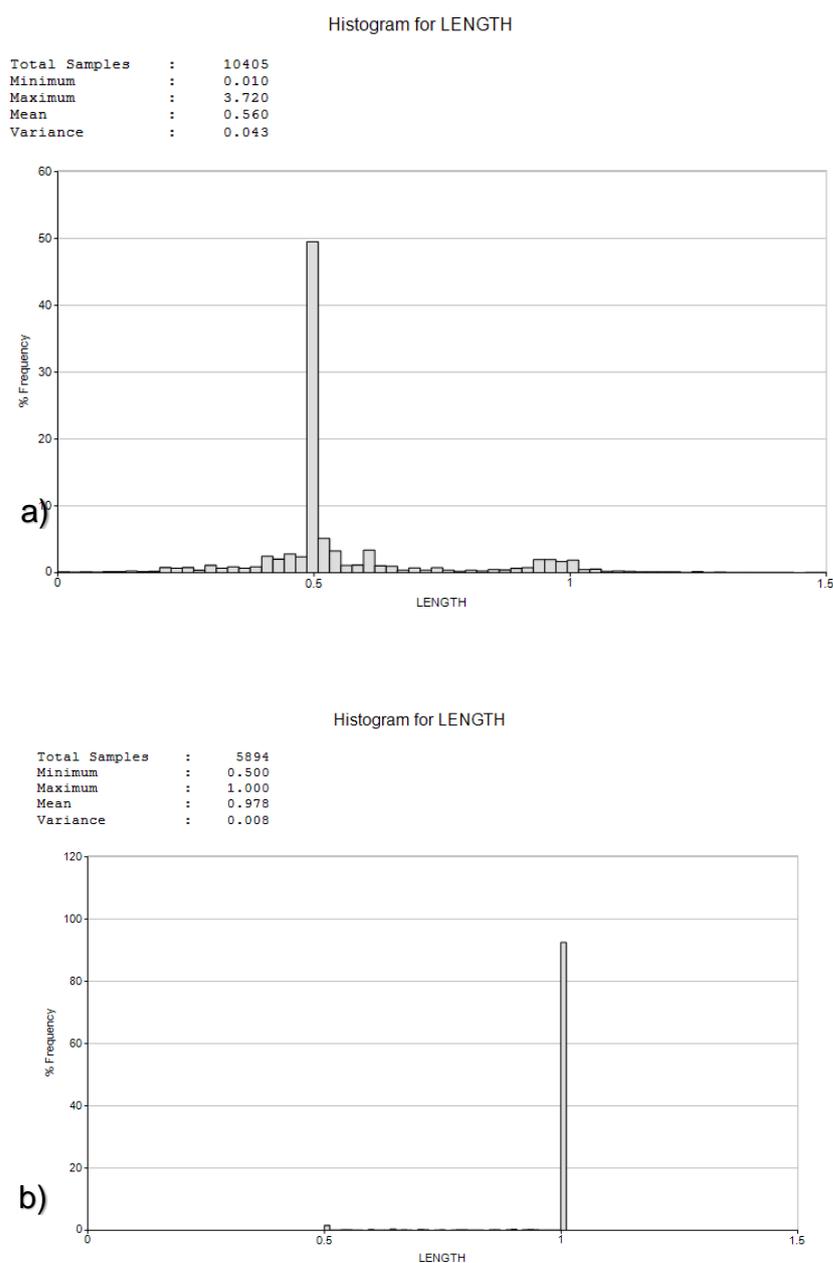


Figura 3.17 - (a) dados originais sem estarem compositados; (b) dados compositados para o suporte de 1 m.

Com a regularização amostral e com o processo de *capping* dos dados, a média sofreu impacto apresentando uma redução de 2,59 g/t para 2,52 g/t. A sua variância também apresentou uma redução devido à ausência dos valores extremos mudando de 16,71 (g/t)² para 7,71 (g/t)² como é evidenciado no histograma apresentado na figura 3.18. O número de amostras também sofreu uma redução devido o processo de regularização, variando de 10.400 para 5.874 amostras.

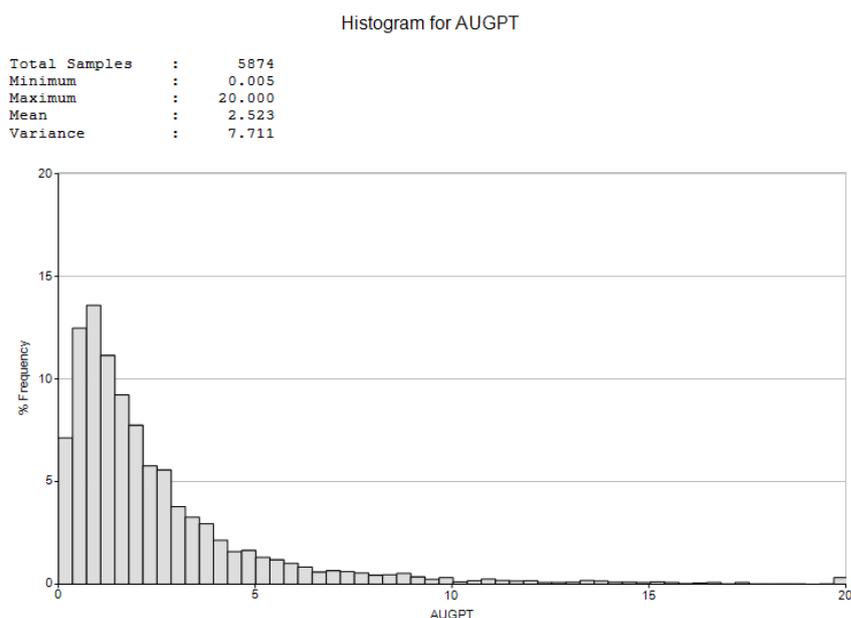


Figura 3.18 - Histograma dos dados selecionados após a técnica de capping.

3.2.4 Definição de *Grid*

Por se tratar de um corpo de pouca espessura e também de um método de lavra seletivo, a definição dos blocos foi feita com o devido cuidado. A escolha de blocos com grandes dimensões poderia acarretar em uma diluição indesejada e pouca aderência ao sólido geológico, além do mais, a simulação requer o mesmo suporte dos dados condicionantes.

Dito isso, devido aos dados de entrada possuírem um suporte pontual, foram definidos blocos com a dimensão de 1x1x1 m, pois assim garantiria-se um suporte próximo ao pontual e também uma aderência às regiões de pouca espessura. A tabela 3.1 demonstra a construção deste *grid*, totalizando 355,4 milhões de blocos. No entanto, foi posteriormente efetuado um filtro para

identificar apenas os blocos que se encontravam dentro do domínio a ser simulado.

Tabela 3.1 - Parâmetros para a construção do modelo de blocos utilizados na simulação TB.

Direções	Origem (m)	Dimensão (m)	Nº de Blocos
X	334015,5	1	545
Y	8750520,5	1	1175
Z	70,5	1	555

Para realizar a seleção dos blocos dentro da envoltória, foi carimbado um indicador em cada centroide dos blocos, sendo este responsável por identificar os blocos que se encontram no interior da envoltória, ou seja, caso estivesse dentro da envoltória o indicador seria 1 caso contrário zero. Após os centroides serem identificados, o processo de seleção foi realizado definindo deste modo apenas o domínio a ser simulado. A seleção ocasionou uma redução para 3,4 milhões de blocos otimizando o esforço computacional necessário.

3.2.5 Transformação dos dados

Assim como os métodos sequenciais, descritos no capítulo 2, a simulação por bandas rotativas (TB), também necessita que os dados originais sejam transformados para o espaço gaussiano, o qual a média dos dados passa a ser conhecida, neste caso zero, e variância igual a 1 (Figura 3.19).

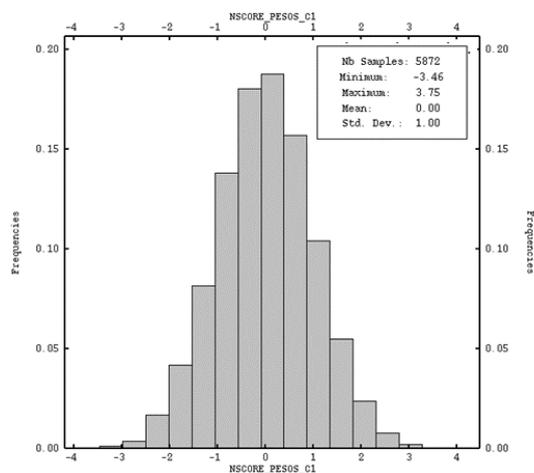


Figura 3.19 - Dados de entrada após o processo de normalização.

3.2.6 Análise de Continuidade Espacial

Após a transformação dos dados originais, foi realizada a análise de continuidade espacial através de correlogramas.

3.2.6.1 Análise dos dados normalizados

Os dados normalizados tendem a apresentar uma boa continuidade quando comparados aos dados originais, por vezes sendo de melhor detecção das continuidades. As direções foram mapeadas em pares apresentados na tabela 3.2, nesta pode-se observar que a maior direção encontra-se no azimute 0° com *dip* de 0° e *rake* de 55° .

Tabela 3.2 - Rotação e mergulho dos eixos utilizados na análise de continuidade.

Eixo	Azimute	Dip
Major	0°	0°
S-Major	90°	55°
Minor	90°	-35°

Foi necessário a utilização de três estruturas para um melhor ajuste do correlograma ao modelo experimental. A tabela 3.3 demonstra os valores das contribuições de cada estrutura assim como as distâncias de cada eixo e efeito pepita dos dados.

Tabela 3.3 - Modelo de covariância dos dados normalizados.

Modelo	Efeito Pepita	Contribuição	Major	S -Major	Minor	
Correlograma	0,35	1st	0,4	30	15	3
		2st	0,15	100	55	9
		3st	0,1	200	60	10

Na figura 3.20 (a), (b) e (c), é possível avaliar o ajuste efetuado para as três direções, verificando que na maior continuidade o número de pares encontrados até a distância final foi satisfatório. Com isso, estes serão os modelos que alimentarão a simulação por bandas rotativa demonstrada no capítulo 2, assim como os dados normalizados também serão o *input* do processo.

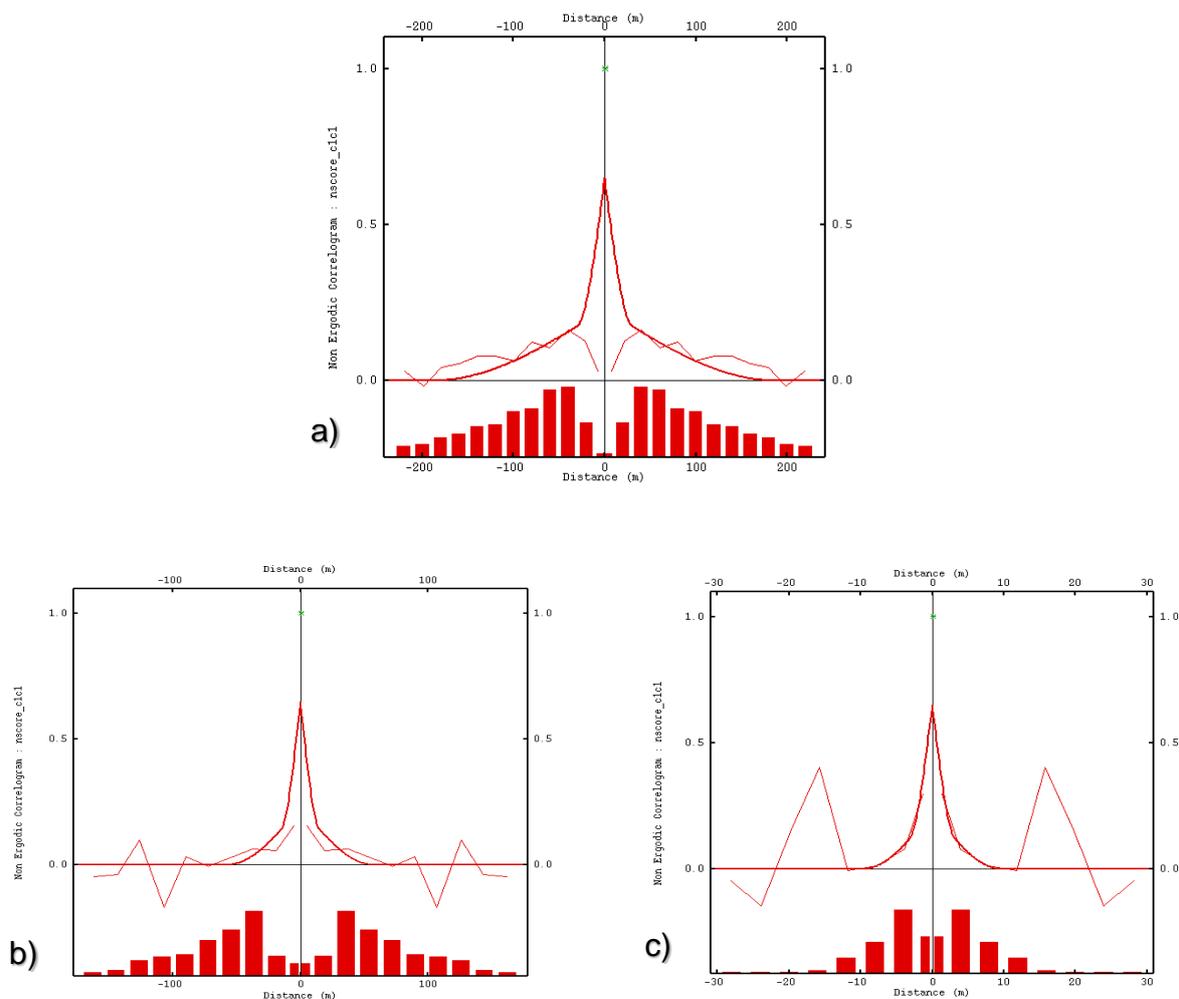


Figura 3.20 - (a) Correlograma de maior continuidade; (b) Correlograma de média continuidade (c) Correlograma de menor continuidade – dados normalizados.

3.2.6.2 Análise dos dados originais

A análise dos dados originais tem como objetivo averiguar as direções de continuidade espacial, que deverão ser as mesmas, ou no mínimo, muito próximas àquelas encontradas com os dados normalizados. Geralmente os dados originais apresentam uma menor continuidade que os dados normalizados, no entanto, na etapa de validação dos resultados provenientes da simulação, será efetuada a comparação do modelo original com o simulado, porém, este processo será abordado posteriormente.

Na tabela 3.4 estão discretizados os valores encontrados para cada eixo direcional e suas respectivas contribuições, assim como o efeito pepita dos dados. Os correlogramas ajustados para as três direções estão demonstrados

na figura 3.21 (a), (b) e (c), sendo possível verificar o comportamento dos modelos experimentais e seus respectivos ajustes.

Tabela 3.4 - Modelo e Covariância dos dados originais.

Modelo	Efeito Pepita	Contribuição	Major	S-Major	Minor	
Correlograma	0.35	1st	0.4	25	9	3
		2st	0.2	50	20	5
		3st	0.05	130	50	8

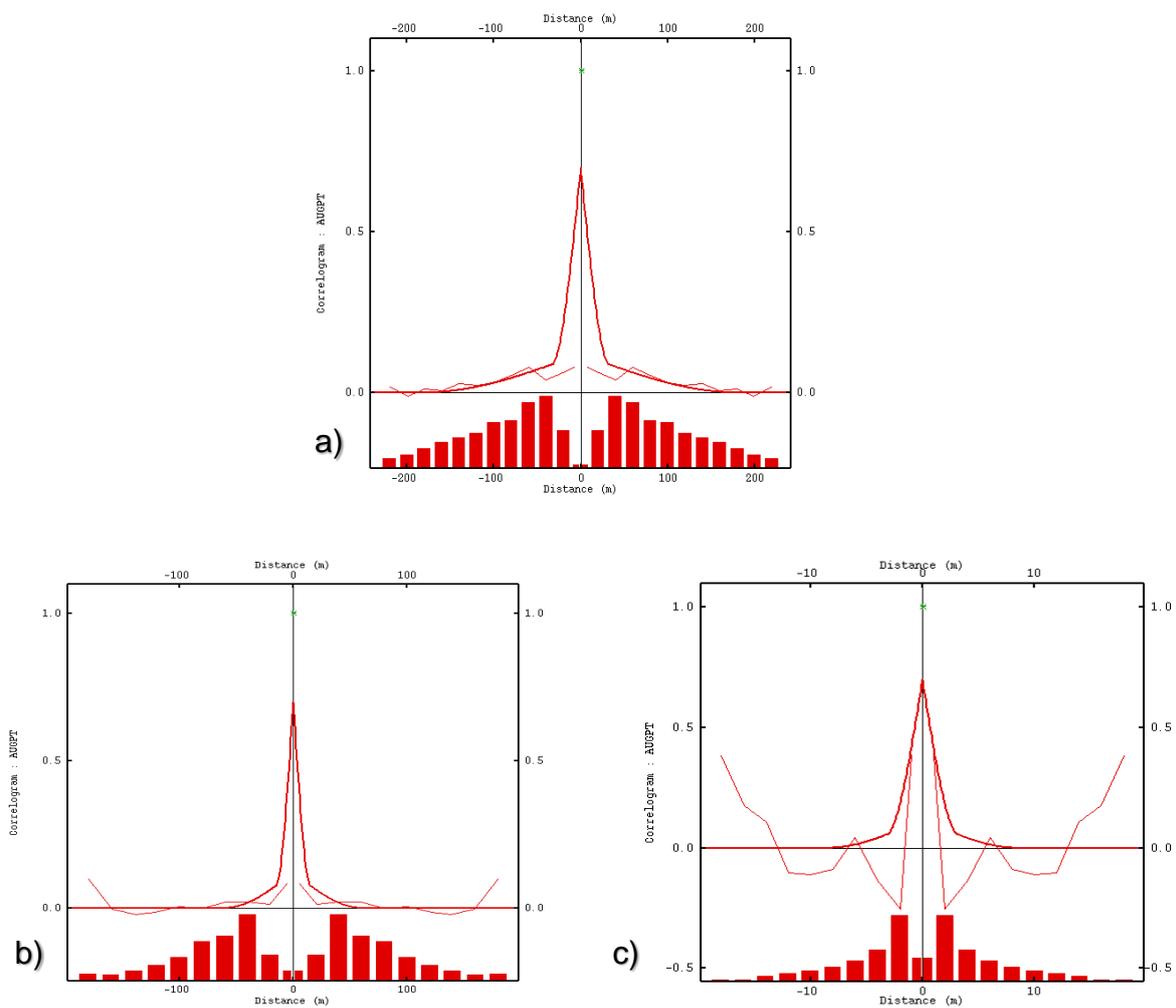


Figura 3.21 - (a) Correlograma de maior continuidade; (b) Correlograma de média continuidade; (c) Correlograma de menor continuidade – dados originais.

3.3 Simulação por Bandas Rotativas

A simulação por bandas rotativas teve seu processo explicado no capítulo 2, e sabe-se que os dados de entrada deverão estar no espaço gaussiano e também em um *grid* compatível aos dados condicionantes, sendo no caso deste trabalho os blocos de 1 m³.

O algoritmo TB necessita de poucos parâmetros quando comparado aos outros algoritmos de simulação, sendo alguns desses parâmetros o modelo de covariância dos dados normalizados, a definição de uma elipse de busca, que neste caso utilizou-se os mesmos alcances do modelo de covariância normalizado e também outras definições detalhadas na tabela 3.5.

Tabela 3.5 - Parâmetros utilizados para a simulação TB

Parâmetros do TB	
Semente	423141
Número de Bandas	1000
Nº mínimo de amostras	2
Nº de setores angulares	4
Nº de amostras por setor	4

3.4 Validação dos Resultados

A simulação possui a característica de reproduzir os momentos estatísticos, por conseguinte, um modo de validar os resultados dos cenários simulados é efetuar a comparação dos modelos e histogramas das simulações com os originais. Caso ambos estejam sendo representados pelos cenários simulados, significa que os parâmetros de entradas estão adequados e que o algoritmo está conseguindo mapear a incerteza do depósito, seja qual for a variável de interesse.

Afim de validar os resultados, é necessário realizar a retro transformação dos dados que se encontram no espaço gaussiano, desse modo, será possível verificar a sua distribuição original. Primeiramente foram analisados os histogramas para analisar o comportamento da variância e média dos dados simulados. Na figura 3.22 (a), (b) e (c), é possível notar que para as duas

realizações escolhidas aleatoriamente, a média e a variância flutuam em torno dos valores originais.

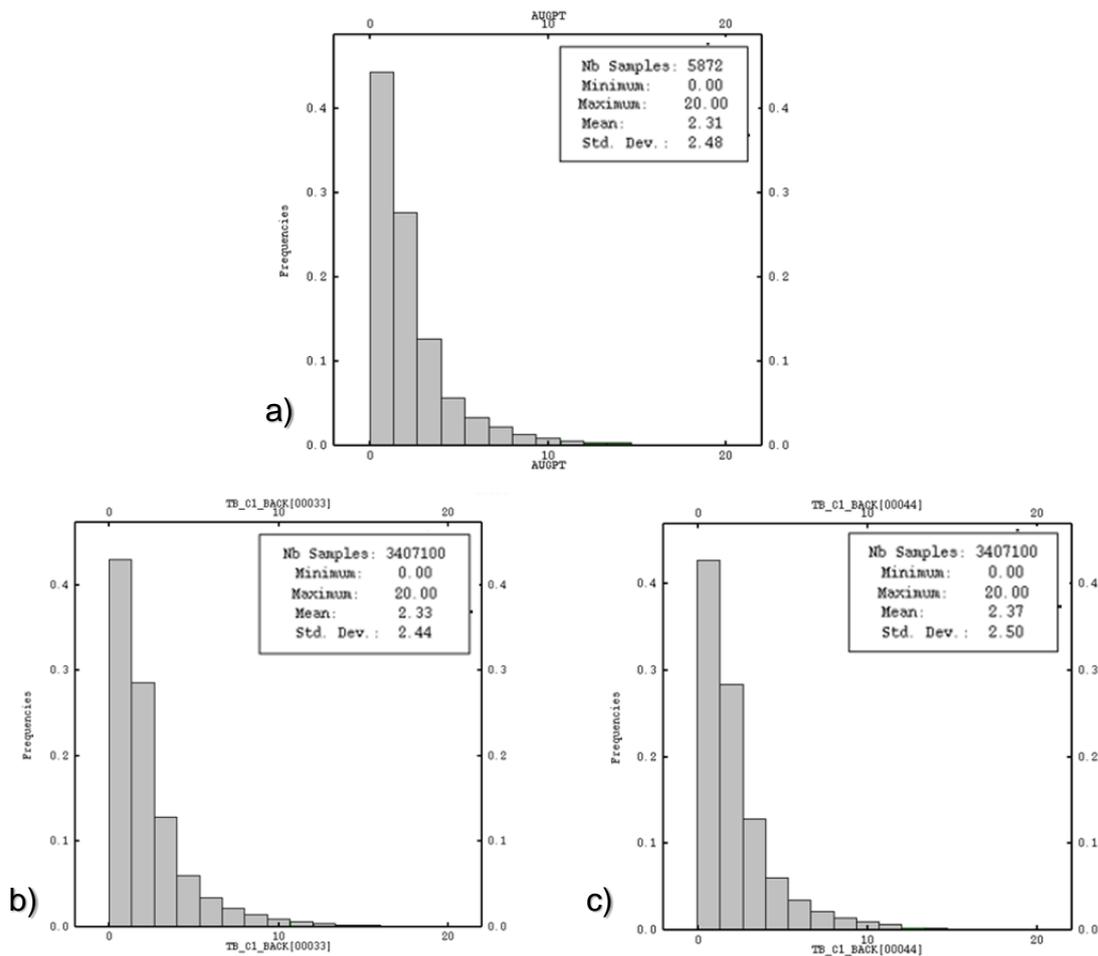


Figura 3.22 - (a) Histograma dos dados originais; (b) Histograma da simulação 33; (c) histograma da simulação 44.

Outro modo de validar os histogramas, mais eficiente, é a comparação dos histogramas acumulados, dando assim a ideia geral de todos os cenários simulados em relação ao comportamento dos dados originais. A figura 3.23 demonstra que as simulações apresentaram um bom comportamento em torno dos valores originais.

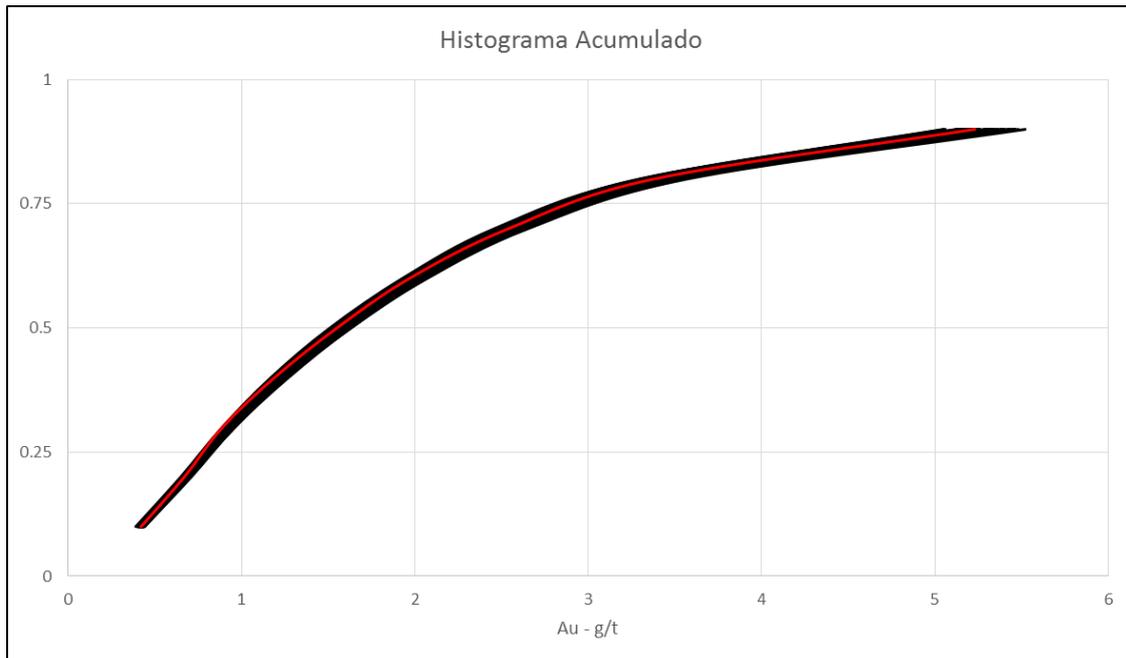


Figura 3.23 - Histogramas acumulados com as linhas pretas representando as simulações e a linha vermelha os dados originais.

Como foi afirmado anteriormente, a simulação deverá honrar as características estatísticas do depósito assim como seu modelo de covariância, com isso, a figura 3.24 (a), (b) e (c) demonstra os cenários simulados em cinza e o modelo de covariância dos dados originais em preto.

Com a análise dos correlogramas também é possível notar as flutuações ergódicas em torno do modelo original, caracterizando o espectro de incerteza gerado pelo algoritmo de simulação e também a sua capacidade de reproduzir a conectividade espacial dos teores originais, característica da precisão global presentes nos algoritmos de simulação.

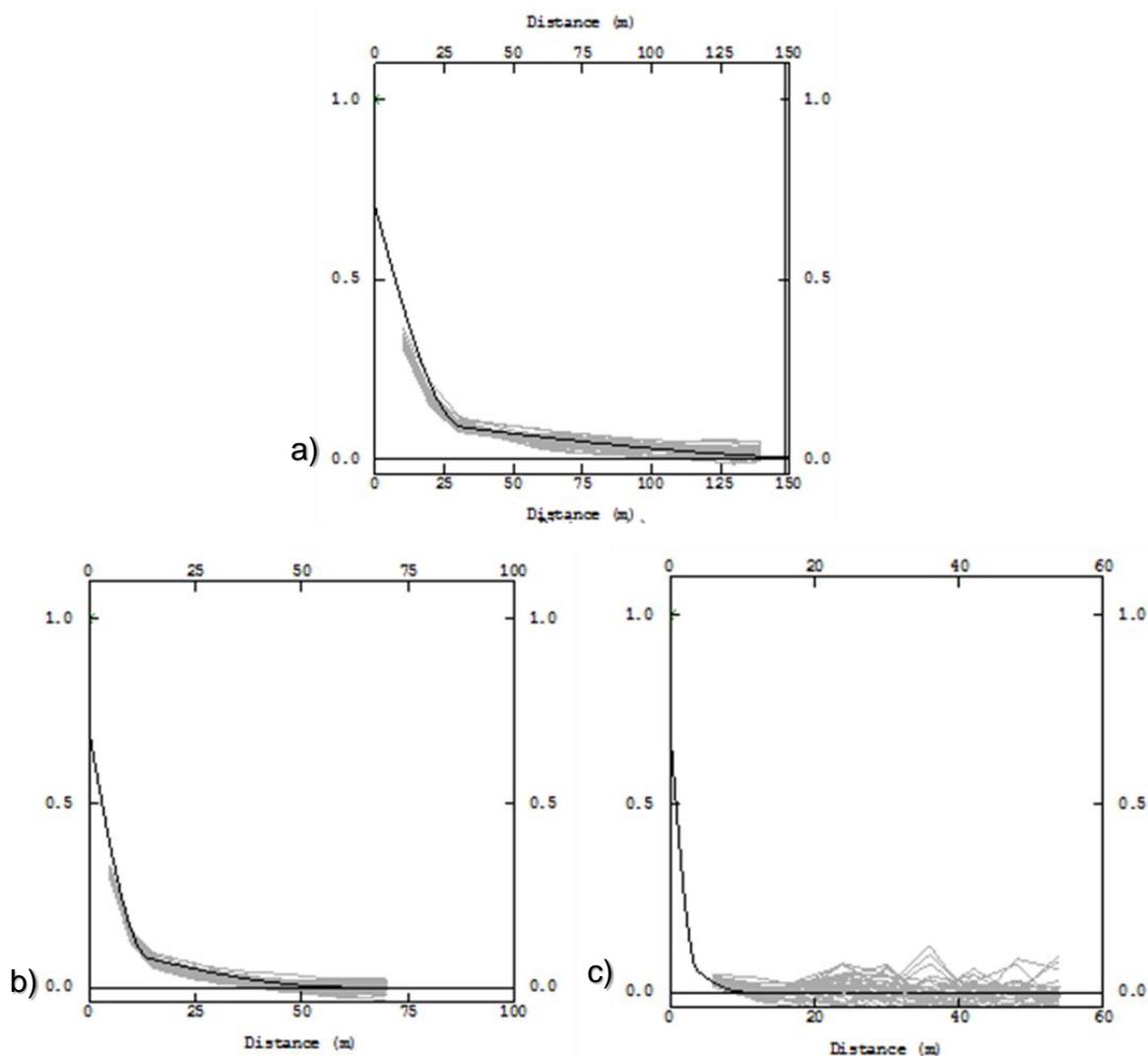


Figura 3.24 - (a) Correlograma da direção de maior continuidade; (b) correlograma da direção de média continuidade; (c) correlograma da direção de menor continuidade – Cinza (simulações), Preto (modelo original).

3.5 Pós-Processamento

O pós-processamento consiste na etapa de análise de resultados obtidos através de simulação de modo a extrair as informações como média dos blocos, a probabilidade de cada bloco atingir um certo valor e etc. O fato das operações unitárias serem baseadas em painéis de lavra, *stopes* ou blocos de maior dimensão faz-se necessário mudar o suporte da informação o qual se encontra primeiramente os resultados da simulação.

Esta mudança de suporte impacta diretamente na estatística dos dados, pois ao aumentar o suporte, a média se manterá a mesma, porém a sua variância

será reduzida levando a uma simetria do histograma. Dessa maneira, ao verificar a variabilidade dos blocos de 1 m³ é possível observar a sua alta variabilidade quando comparados a grandes suportes, como os painéis de lavra ou *stopes*.

Para este trabalho as dimensões dos blocos para o planejamento de lavra são de 5x5x5 m, totalizando 2,84 milhões de blocos no *grid* regular como segue na tabela 3.6. A mesma metodologia de indicar o centroide para efetuar a seleção dos blocos dentro do domínio de interesse foi adotada, totalizando 65.464 blocos.

Tabela 3.6 - Parâmetros para a definição do modelo de blocos pós-processado.

Direções	Origem (m)	Dimensão (m)	Nº de Blocos
X	3340170,5	5	109
Y	8750522,5	5	235
Z	72,5	5	111

Neste trabalho foi feita uma análise da probabilidade dos blocos atingirem o teor de corte e a média das simulações nos blocos de 125 m³. Esta média é definida como E-type e apresenta um comportamento muito semelhante ao da krigagem ordinária.

A figura 3.25 e figura 3.26 demonstram as diferenças entre o modelo simulado e o modelo estimado por krigagem ordinária nos blocos de 125 m³, respectivamente. Fica evidente a atenuação da variabilidade dos teores no modelo krigado (figura 3.26) devido a suavização causada pelo interpolador linear. A capacidade de uma estimativa com precisão local é eficiente para a determinação de um valor no bloco, mas não é capaz de representar a conectividade espacial dos teores por ele estimado ou muito menos outras características estatísticas como a variância.

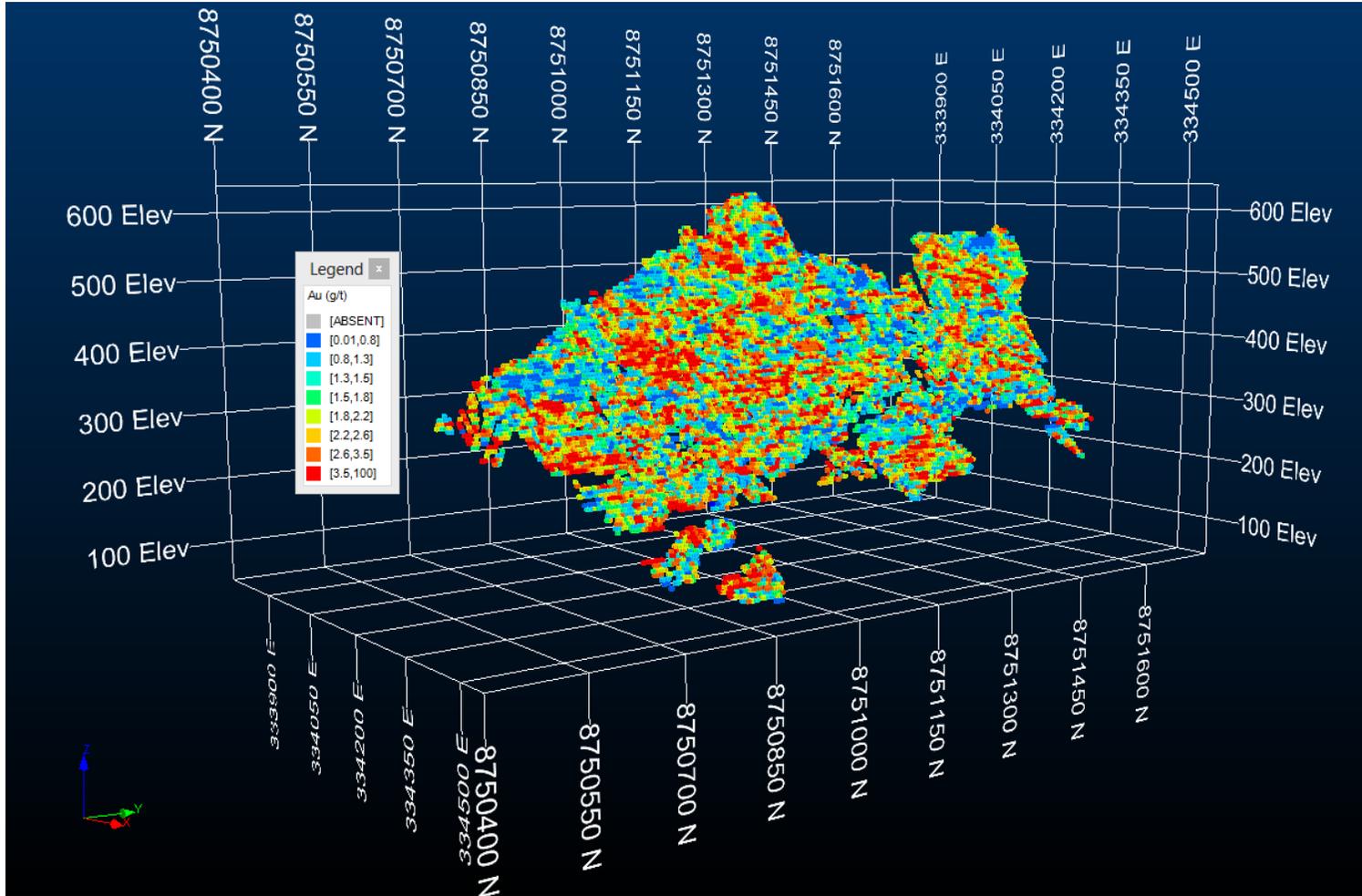


Figura 3.25 – Vista em perspectiva do corpo após a simulação dos teores, notando a variabilidade resultante de um cenário gerado por simulação TB no depósito estudado.

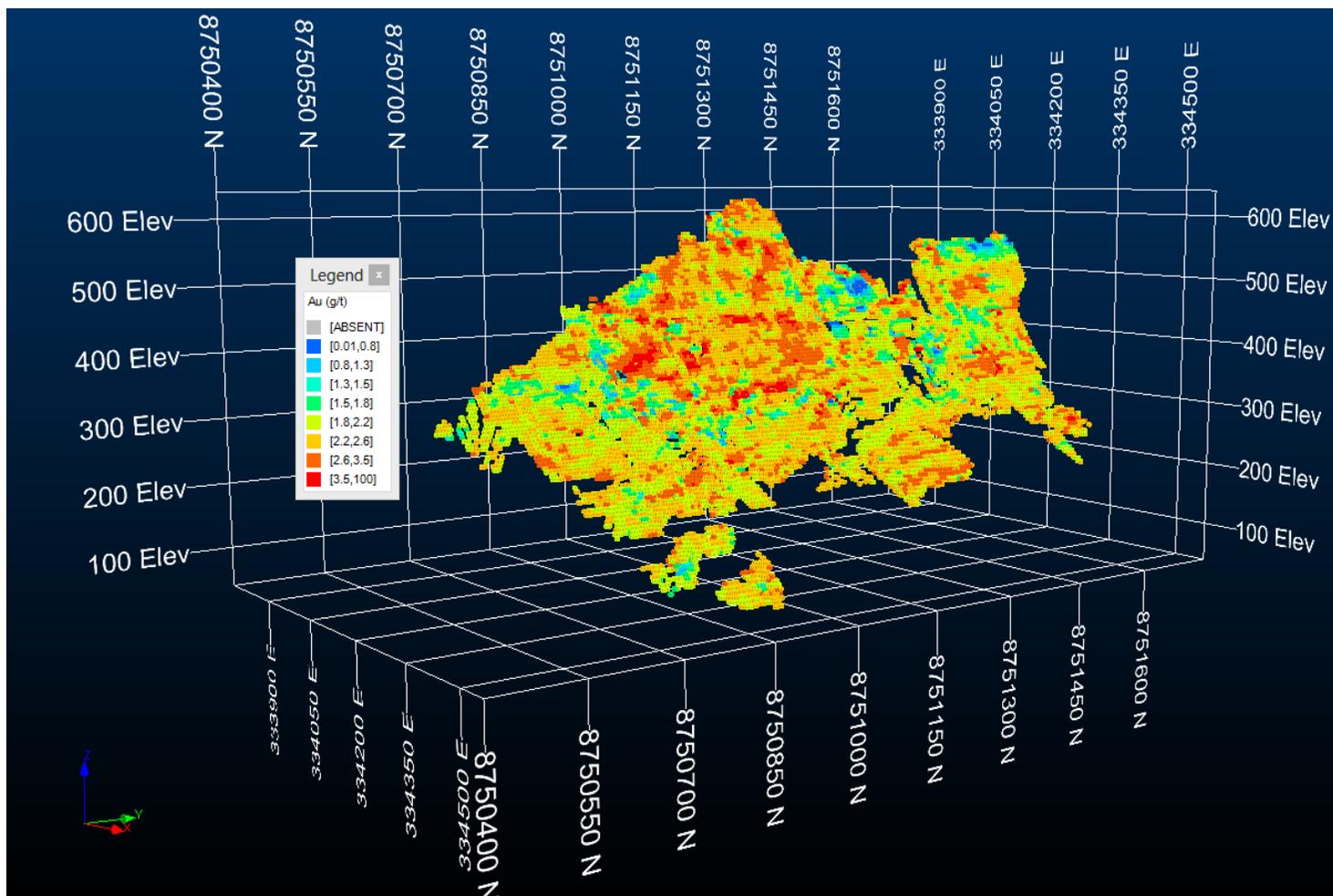


Figura 3.26 - Vista em perspectiva do depósito estudado notando a suavização dos teores como resultado do uso de interpoladores lineares.

A próxima etapa consiste na integração do modelo simulado no planejamento de lavra para que se avalie o risco associado à incerteza de teores do depósito. Isto terá como objetivo definir um cenário alternativo que apresente uma maior probabilidade de atingir as metas de produção.

O cenário alternativo consiste na definição de layout de *stopes* provenientes destes cenários simulados. Quando a ele for aplicado aspectos de engenharia, como por exemplo um sequenciamento de lavra ou um plano de produção, é necessário analisar como se comportará quando comparado ao cenário gerado pelos métodos tradicionais.

Capítulo 4

Após a criação dos cenários simulados, o planejamento de lavra falha no aspecto de como deve ser realizada a incorporação das incertezas nesta etapa de projeto. Porém, ao longo deste trabalho foram citados diversos estudos com diferentes abordagens, afim de introduzir ao planejamento incertezas de diferentes gêneros, sejam elas geológicas, econômicas e etc. Logo, o intuito deste capítulo busca demonstrar como foi inserido a incerteza de teores no planejamento de lavra subterrâneo através da metodologia apresentada anteriormente.

4.1 Método de Lavra

Diversos aspectos são determinantes para a escolha do método de lavra de minas subterrâneas. Por se tratarem de métodos com elevados custos e por levarem anos até estarem aptos a iniciar as operações, a escolha deve ser muito bem fundamentada. No entanto, essa escolha ainda poderá sofrer alterações à medida que o projeto avança devido aos maiores detalhamentos geológicos e técnicos sobre o depósito.

Neste trabalho, o método de lavra que será adotado é o *Sublevel Stopping*, sendo este um método muito versátil, amplamente utilizado e aplicável a diversas situações. No entanto, o *sublevel* deverá ser utilizado nas seguintes condições propostas por Mitchell (1981), Harim (1982), Mann (1982) e Haycocks & Aelick (1992):

- competência geomecânica do minério: moderada a elevada;
- competência geomecânica das encaixantes: Ligeiramente alta a alta;
- forma do depósito: tabular ou lenticular;
- mergulho do corpo mineral: maior que o ângulo de repouso do minério desmontado;
- distribuição de teores: ligeiramente uniforme.

A maioria destes aspectos são atendidos pelo domínio mineralizado apresentado neste trabalho, que possui as rochas encaixantes e o minério de alta resistência com mergulho variando de 45° a 60°, adequando-se à inclinação de escoamento da rocha desmontada. Os *stopes* poderão ser constituídos por diversos níveis, dependendo do tamanho dos *stopes* projetados e da capacidade de suporte da rocha encaixante.

Hartman & Mutmansky (2002) também discutem e listam uma série de vantagens deste método:

- produtividade de moderada a alta;
- custo de lavra moderado;
- escala de produção variando de moderada a alta;
- permite elevada mecanização;
- baixo custo de desmonte, e custo de movimentação desse material relativamente baixo;
- pequena exposição a condições de perigo e fácil ventilação;
- simultaneidade das operações unitárias;
- boa recuperação (cerca de 75%);
- diluição moderada.

Assim como todo o método, também há desvantagens relacionadas e os mesmos autores afirmam que estas são:

- desenvolvimento complicado e com custos elevados;
- planejamento de lavra inflexível;
- requer perfuração precisa (desvios menores do que 2%);
- grandes desmontes podem causar vibrações significantes e dano estrutural.

Na prática existem três variações do método *Sublevel Stoping*, sendo a maior diferença entre estas variações a forma como são realizadas a perfuração e o desmonte no *stope*. São as três:

- perfuração Radial Centrada na galeria de perfuração (*Blasthole Method*);
- perfuração radial deslocada na galeria de perfuração (*Blasthole Method*);
- perfuração de Furos Longos (*Open-Ending Method*).

A figura 4.1 demonstra uma variação do método de perfuração radial, o qual a perfuração se encontra centrada à galeria superior permitindo a utilização de furos de diâmetros menores. No entanto, este método possui um menor controle dos limites do *stope* projetado com a rocha encaixante podendo causar uma diluição não planejada.

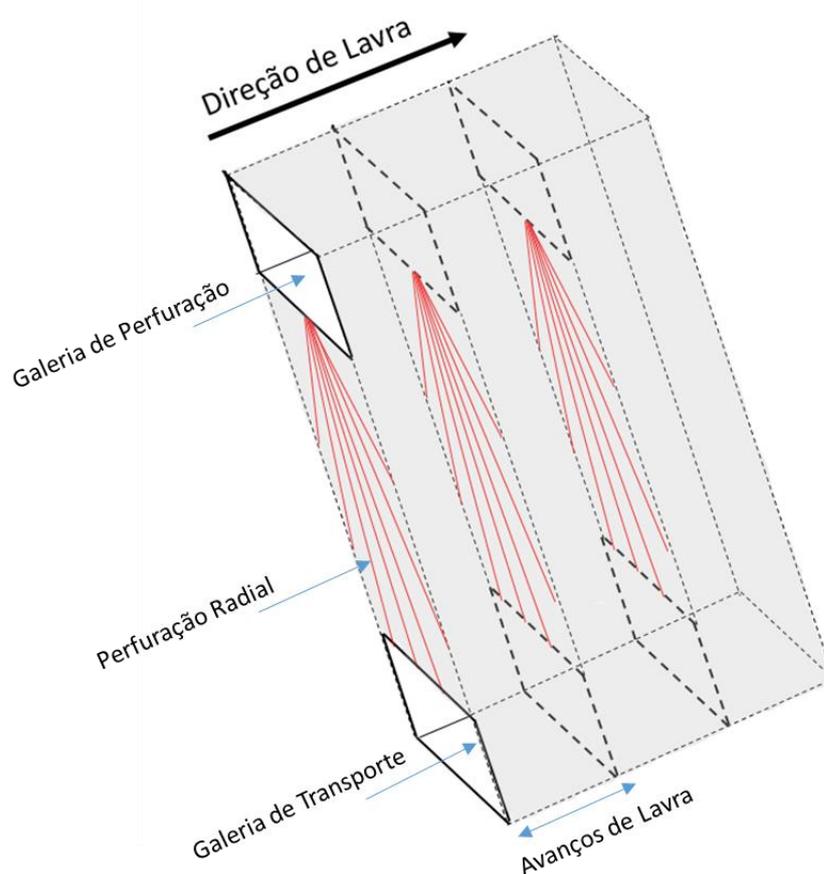


Figura 4.1 – Imagem meramente ilustrativa do método sublevel stopping com perfuração radial centrada na galeria de perfuração. Fonte: Autoria própria.

A figura 4.2 também exibe um modo de aplicar a perfuração radial, esta metodologia demonstra um maior controle sobre a perfuração de contorno do *stope*, podendo ser executado com maior rapidez e também com furos de menor

diâmetro. Neste caso, garante-se a delimitação mais precisa de um dos lados do *stope* evitando grandes diluições.

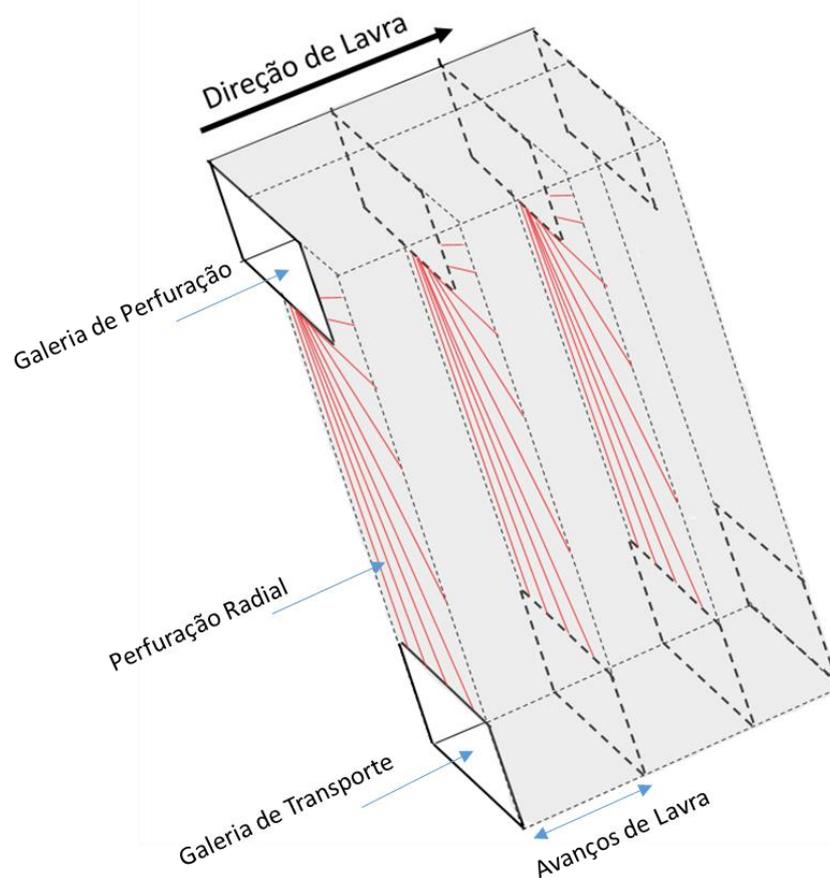


Figura 4.2 – Imagem meramente ilustrativa do método sublevel stoping com perfuração radial deslocada na galeria de perfuração. Fonte: Autoria própria.

O último método de execução é apresentado na figura 4.3, demonstrando as perfurações paralelas ao invés das radiais. Neste caso, as linhas são perfuradas em paralelo, necessitando alargar a galeria superior para que a perfuratriz possa efetuar este tipo de perfuração que será por toda a largura do *stope*. Esta metodologia de perfuração necessitará de furos com maior diâmetro e mais longos podendo causar grandes vibrações no momento da detonação.

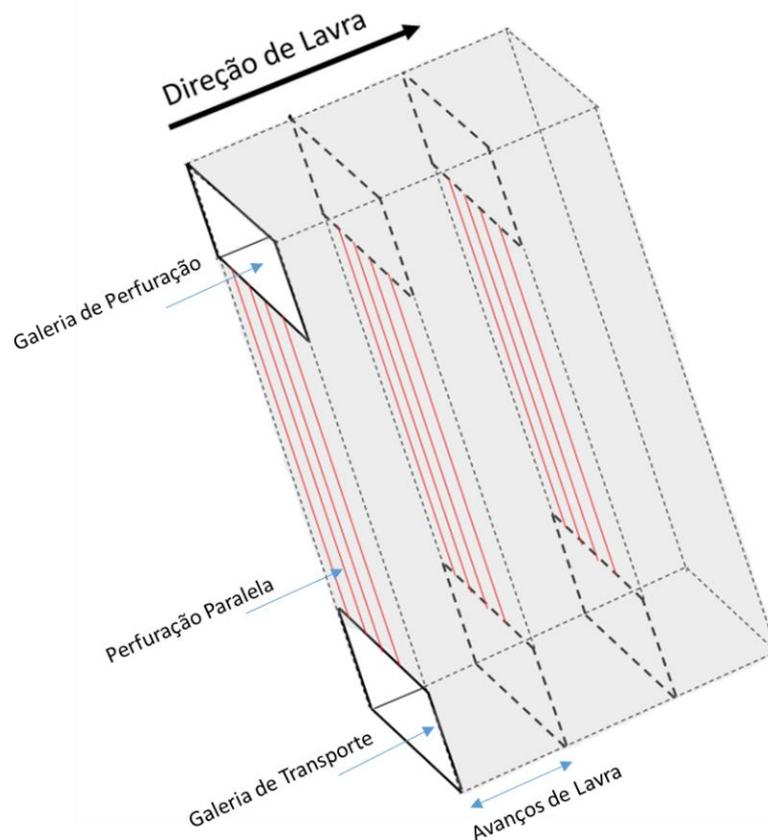


Figura 4.3 – Imagem meramente ilustrativa do método sublevel stoping com perfuração em paralelo. Fonte: Autoria própria.

O desenvolvimento de galerias dependerá de quantos níveis são necessários para efetuar a perfuração e desmonte do *stope*. A medida em que ocorre o aumento do número de níveis dentro de um *stope*, uma maior resistência da rocha encaixante e um maior cuidado na execução das perfurações serão necessárias de modo a evitar grandes diluições e desvios de furo.

4.2 Valor Econômico dos Blocos

Após a definição do método de lavra, faz-se necessário avaliar quanto cada bloco é capaz de contribuir financeiramente de acordo com os seus custos associados e teores simulados. Com isso, cada bloco terá 50 possibilidades de retorno financeiro devido aos 50 cenários de teores simulados, sendo assim por vezes lucrativo ou não.

Para o cálculo do valor econômico foram utilizados os custos ligados as operações de mina como ventilação, perfuração, desmonte e também os custos referentes ao processo de beneficiamento. A tabela 4.1 discretiza o valor dos custos operacionais considerados para o cálculo e a tabela 4.2 demonstra outros custos envolvidos. A determinação destes valores foi baseada em minas já existentes que utilizam do *Sublevel Stopping* como método de lavra para suas operações.

Tabela 4.1 - Custos operacionais considerados para o cálculo do BCOG

Custos Operacionais (US\$/t)	
Perfuração	4,92
Desmonte	3,89
Transporte	4,93
Carregamento	3,79
Ventilação	0,26
Bombeamento	0,69
Geologia e Planejamento	2,88
Administrativos	3,15
Outros	3,85
Total	28,36

O preço de venda considerado neste estudo foi de 35,37 US\$/g ou aproximadamente 1100 US\$/Oz. Com isso, foi possível determinar o teor de corte ou *break-even cut-off grade (BCOG)*, que é definido pelo valor que zera o benefício econômico do bloco. As equações 18 e 19 demonstram como foi determinado o valor para os blocos.

Tabela 4.2 - Parâmetros econômicos para o cálculo do BCOG

Parâmetros Econômicos de Processo e Lavra	
Custo Processo (US\$/t)	12,8
Custo G&A (US\$/t)	4,3
Desenvolvimento (US\$/t)	7,46
Preço Metal (Au) (US\$/g)	35,37
Rec. Global do Metal	94%

$$F_{Benf} = Lucro - Custos \quad (18)$$

$$F_{Benf} = 0$$

$$Lucro = Custos$$

$$BCOG = t = \frac{Custos}{R * P} \quad (19)$$

Sendo:

R: Recuperação global;

BCOG: Teor de corte;

P: Preço da *commoditie*;

$$BCOG = t = \frac{52,92 \left(\frac{US\$}{t}\right)}{94\% * 35,37 \left(\frac{US\$}{g}\right)} = 1,5 \text{ g/t}$$

Com a determinação do teor de corte igual a 1,5 g/t, qualquer bloco que assumir um valor abaixo deste BCOG, contribuirá negativamente pelo fato do seu lucro não pagar os custos envolvidos na sua extração.

O valor econômico parte do mesmo princípio da equação 18 com a utilização dos parâmetros da tabela 4.1 e tabela 4.2, no entanto, cada bloco contribuirá com um valor de benefício, pois neste caso o teor de entrada na equação 21 irá variar com valores simulados.

$$F_{Benef} = Lucro_{Bloco} - Custos_{Bloco} \quad (20)$$

$$F_{Benef} = R * t * P - (Custos_{OP} + Custos_{Proc} + Custos_{G\&A}) \quad (21)$$

Sendo:

F_{Benef}: Valor do Benefício do Bloco;

R: Recuperação Global;

t: Teor do Bloco;

P : Preço da *Commoditie*;

$Custos_{OP}$: Custos operacionais;

$Custos_{Proc}$: Custos de processo;

$Custos_{G\&A}$: Custos Gerais e Administrativos.

A definição de um teor de corte para o projeto é algo que deve ser feito com muita cautela e estudo, uma vez que diversos trabalhos foram realizados nesta área, o qual objetivam desenvolver metodologias capazes de definir um *BCOG* ótimo para o projeto. Alguns desses autores são Asad & Topal (2011), Rashidinejad *et al.* (2008), Ataei & Osanloo (2003), Yi & Sturgul (1987), entre outros. No entanto, pelo fato deste trabalho fundamentar a metodologia apenas na incerteza de teores, foi decidido trabalhar com o teor de corte fixo, mas vale salientar que o teor de corte é algo variável por sofrer impacto não apenas da incerteza de teores, mas também do preço de venda, custos de operação e etc.

4.3 Mecânica de Rochas

A mecânica de rochas é um fator crucial para o sucesso do projeto, seja ela aplicada a métodos de lavra a céu aberto ou subterrâneos, no qual em ambas as situações o comportamento do maciço rochoso deve ser de amplo conhecimento e suas características muito bem definidas.

Em lavras de superfície estes parâmetros deverão permitir a segurança das operações de modo que a angulação seja capaz de fornecer estabilidade para os taludes e que seja economicamente viável. Em operações subterrâneas há um maior número de restrições pelo fato da grande quantidade de escavações.

Deere (1964) desenvolveu um dos primeiros índices quantitativos para caracterizar a qualidade do maciço rochoso, conhecido como *Rock Quality Designation (RQD)*. Esse índice tem uma larga aceitação e foi incorporado nos sistemas mais modernos de classificação.

Os sistemas mais utilizados atualmente para estimar a qualidade dos maciços rochosos em projetos de engenharia são os sistemas NGI-Q e RMR sugeridos por Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1973), respectivamente. Esses sistemas são utilizados como direcionamento ou balizamento dos trabalhos futuros de projeto de uma escavação estável, subterrânea ou a céu aberto. Entretanto, os resultados das classificações geomecânicas dependem muito da experiência do projetista (Oliveira, 2012).

Alguns autores discorrem sobre as vantagens de se utilizar um ou outro método. Brady *et al.* (2005) ressalta uma séria vantagem do RMR sobre o sistema NGI- Q. Segundo os autores, o RMR tem um sistema de pesos para cada parâmetro em uma escala de 0 a 10 e conseqüentemente é mais fácil de ser aprendido. No caso do Método do Gráfico de Estabilidade, proposto por Potvin (1998), o sistema NGI-Q foi escolhido por fazer uso do campo de tensões na metodologia de classificação Oliveira (2012).

Técnicas mais avançadas baseadas em modelos numéricos são capazes de simular as tensões do maciço sobre as aberturas subterrâneas de modo a mapear pontos de alta tensão. Com isso, avaliando-se o tamanho permitido assim como a forma das galerias, como será o impacto sobre as tensões *in situ* e quais as medidas de contenção deverão ser tomadas para então manter a estabilidade das aberturas. Do mesmo modo que são utilizados modelos numéricos para o dimensionamento de galerias, para o dimensionamento dos *stopes* não será diferente, no entanto, estes são formados por aberturas de maior dimensão, desta forma, ocorrendo um maior rearranjo de tensões.

Para que se tenha uma maior estabilidade nos níveis de produção, pilares deverão ser deixados entre os *stopes (rib pillar)*, de modo que se ocorrer um preenchimento dos *stopes* já lavrados, esses pilares poderão ser posteriormente recuperados aumentando, desta forma, a recuperação da lavra. No entanto, caso o preenchimento não seja efetuado, estes deverão manter a estabilidade dos vãos de modo a evitar futuros acidentes. Além do *rib pillar*,

também é necessário a colocação de pilares horizontais (*sill pillar*), que garantem por sua vez a estabilidade geomecânica entre níveis.

As características geométricas dos *stopes* e das galerias foram fornecidas para a execução deste trabalho de modo a manter as restrições geomecânicas mais próximas a realidade do depósito em estudo.

A tabela 4.3 define os pilares utilizados nos oito níveis presentes na mina, por sua vez, os níveis foram definidos ajustando os pilares à zona mineralizada, totalizando oito de produção. Um breve estudo das zonas em que poderiam ser utilizadas como pilares também foi feito. Com isso, os pilares horizontais variaram de 12 m nos níveis iniciais e 15 m para os níveis mais profundos. Já os pilares verticais permaneceram constantes em 10 m para todos os níveis e estes deverão ser deixados após o término da lavra do *stope*, para então iniciar a lavra no próximo *stope* obedecendo a direção em recuo. A figura 4.4 demonstra a disposição espacial dos pilares da mina.

Tabela 4.3 - Valor das dimensões de pilares para cada nível de produção

	Rib Pillar	Sill Pillar
L1		
L2	10 m	12 m
L3		
L4		
L5		
L6	10 m	15 m
L7		
L8		

A espessura do *stopes* manteve-se ajustável à zona mineralizada e pode variar de 7 m até 30 m. Já a sua altura deverá ser constante em 50 m com um *dip* que se ajusta à zona mineralizada podendo variar de 45° a 90°. Posto isso, os *stopes* formarão cada nível de produção dependendo do ajuste à zona mineralizada.

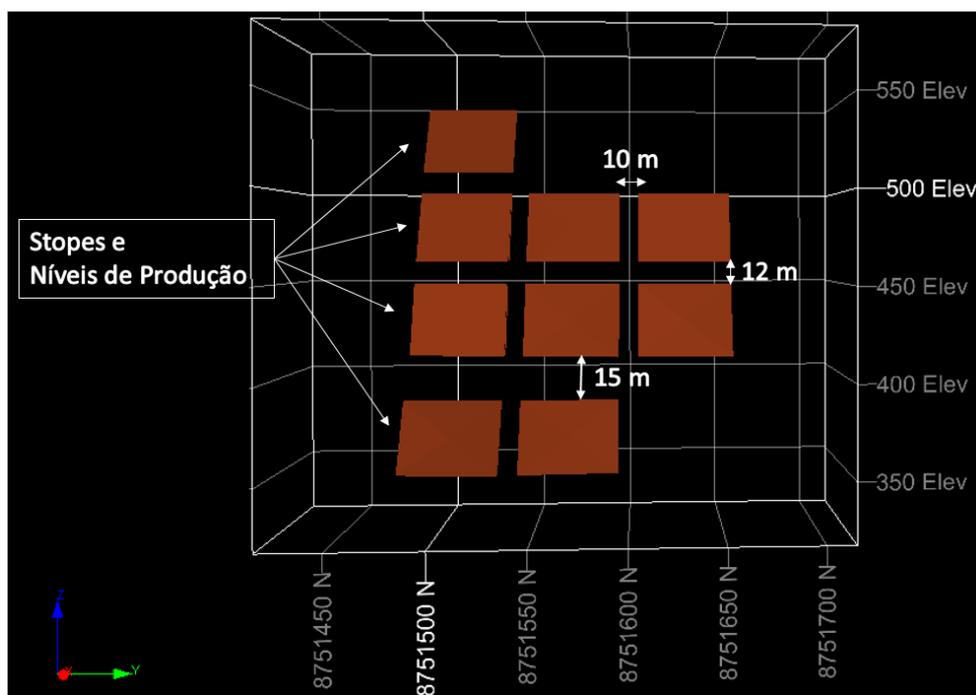


Figura 4.4 – Disposição espacial dos pilares projetados entre níveis de produção e stopes.

4.4 Construção de Cenários

Com as definições econômicas e com os aspectos geomecânicos pré-definidos, a capacidade de analisar o comportamento individual de cada cenário torna-se viável. O processo utilizado nesta etapa é baseado no *shape annealing* mencionado no capítulo 2. Este algoritmo varre o modelo inteiro ou apenas uma área de interesse para encontrar zonas em que possam ser alocados os *stopes* e ao mesmo tempo atender a meta econômica e respeitar as restrições geomecânicas.

A tabela 4.4 demonstra os limites da varredura de modo a orientar os corpos ao longo do *strike*, este localizado ao norte, ou eixo “Y” do modelo de referência. Assim como os limites de busca e direções, os parâmetros geomecânicos também foram inseridos de acordo com a tabela 4.5, além disso uma certa variação é permitida tanto na espessura do *stope*, que poderá variar de 5 m a 30 m, como no *strike* o qual permitido uma variação de 20°. O *stope* também possui uma liberdade no seu *dip*, podendo ser totalmente vertical 90° ou no máximo 55°, para um melhor entendimento as convenções de *dip* estão exemplificadas no capítulo 2 pelas figuras 2.13 e 2.14.

Todas estas variações foram impostas visando dar um grau de liberdade maior criação dos *stopes*. Para que todo esse processo seja efetuado, os 50 cenários deverão ser processados pelo otimizador de modo a atender as mesmas restrições econômicas e geomecânicas. Com o intuito de realizar uma comparação dos resultados, também será efetuado a mesma rotina para o cenário médio (E-type).

Tabela 4.4 - Parâmetros dos limites do modelo para o método shape annealing

Parâmetros de Busca (metros)	
Mínimo Leste	334.015,0
Mínimo Norte	8.750.520,0
Mínimo em Z	40,0
Espaçamento de Seções	50
Máximo Leste	334.560,0
Máximo Norte	8.751.720,0
Máximo em Z	660
Espaçamento de Níveis	50

Tabela 4.5 - Parâmetros de geometria para a varredura do modelo utilizado pelo processo de otimização

Parâmetros de Geometria	
Mínima Espessura (m)	5
Máxima Espessura (m)	30
Mínimo Pilar de Estéril (m)	10
Diluição (m)	1
Dip Mínimo	90°
Dip Máximo	145°
Máxima Variação de Strike	20°

Após o processamento de todos os 51 cenários de mina (50 simulações mais um cenário para o E-type), diversas geometrias de *stopes* foram geradas, cada um pode ser considerado uma geometria “ótima” para o seu cenário formador, ou seja, os *stopes* formados pelo cenário 1, são considerados “ótimos” para este cenário 1. No entanto, de que forma estes *stopes* se comportarão diante dos outros cenários será demonstrado no decorrer da metodologia. A figura 4.5 evidencia os oito níveis formados, com os diversos *stopes* sobrepostos e sua localização perante o domínio mineralizado.

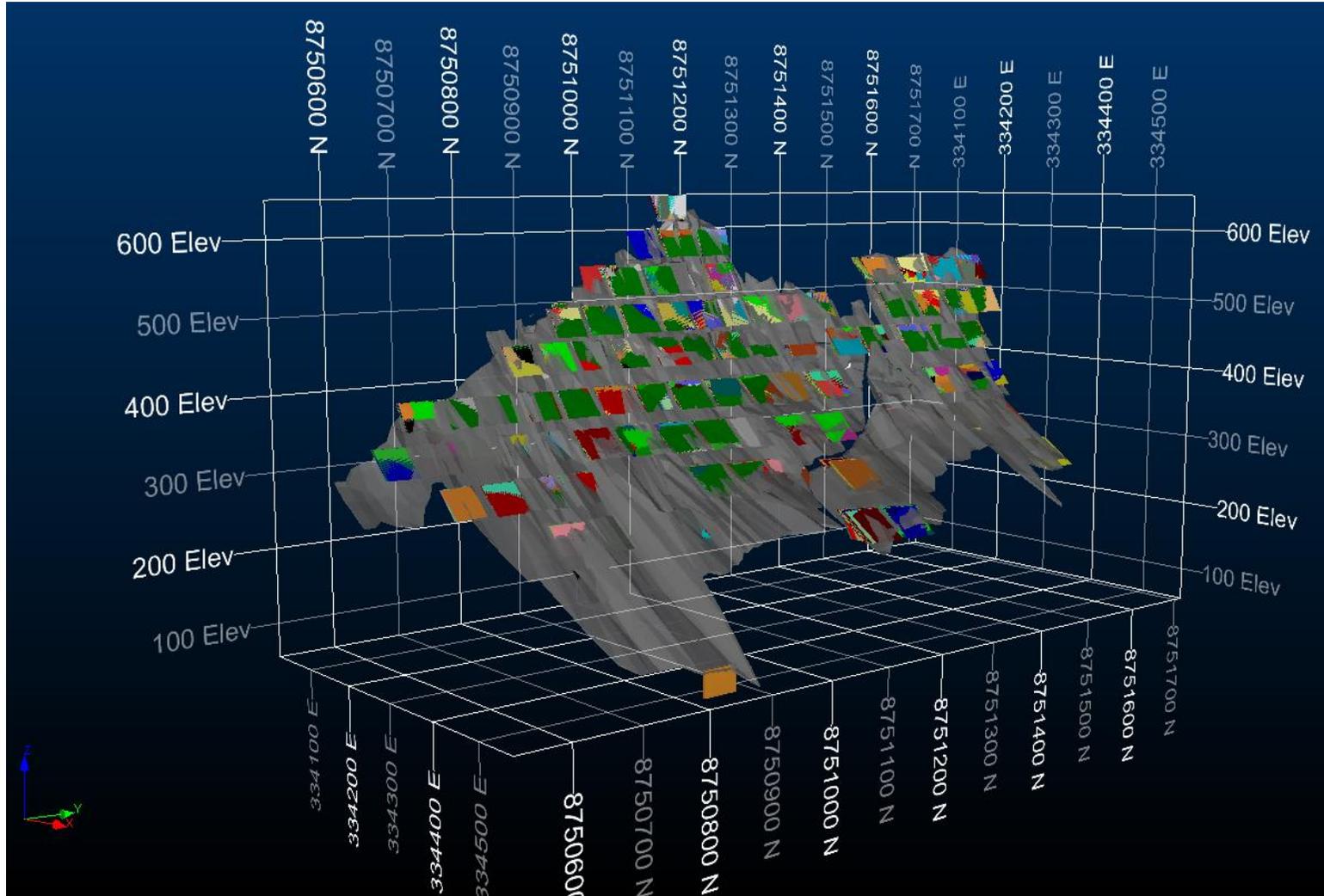


Figura 4.5 - Disposição espacial dos níveis e dos stopes gerados após o processo de otimização utilizando a técnica de *shape annealing*.

4.5 Avaliação dos Painéis

Diante da criação dos 50 cenários equiprováveis de lavra, é necessário a definição de apenas um para que seja possível efetuar o projeto de acessos e sequenciamento de lavra. No entanto, é de conhecimento que não é possível escolher um cenário simulado e torná-lo realidade, pois a sua probabilidade de realmente ocorrer é de 1/50. Dito isso, a saída para a definição de um cenário foi perturbar os blocos que formam o painel com os outros modelos de teores, deste modo, mapeando incerteza perante os outros 49 cenários simulados.

A metodologia apresentada no capítulo 3 detalha as etapas de avaliação para se obter a distribuição de resultados para cada painel. Considerando a necessidade de avaliar todos os cenários, o processo foi automatizado através de uma macro, pois com a construção de 8 níveis de produção, cada qual possui 50 cenários a serem avaliados 50 vezes, resultando em 50x50x8 avaliações.

Todas as avaliações deverão ser realizadas no suporte original da simulação e não mais nos blocos 5x5x5 m para que na etapa posterior seja possível realizar um aumento de suporte de acordo com o tamanho do *stope*, acessando incerteza do mesmo. Por fim, espera-se avaliar a distribuição de teores para cada painel e então efetuar as escolhas de apenas alguns cenários para quantificar os riscos utilizando o índice de classificação desenvolvido.

Com base nas distribuições para cada cenário, a segunda etapa do processo metodológico proposto é baseada nas probabilidades de cada nível de produção resultante do processo de otimização, atingir um benefício positivo. A probabilidade mínima aceitável dependerá de qual o nível de incerteza que os tomadores de decisão estarão dispostos a aceitar. Partindo desta ideia, um valor de 70% foi o definido para esta aplicação, de modo que os painéis deverão apresentar um retorno financeiro positivo em pelo menos 35 dos 50 cenários de teores contra eles avaliados. Posto isso, para cada nível da mina, existirá um gráfico exibindo o comportamento de todos estes painéis. A figura 4.6 e a figura 4.7 demonstram através de um boxplot as distribuições de teores e benefícios respectivamente, para o segundo nível da mina, denominado L2. Em anexo no

APÊNDICE A estão os gráficos dos outros níveis de produção e suas distribuições de benefício e teor.

Como pode-se observar na figura 4.6, alguns painéis possuem uma maior probabilidade de atingir o teor de corte de 1,5 g/t. Como exemplo positivo de cenários que poderão formar o segundo nível da mina há os painéis D46, D38, D30 e D28, pois destacaram-se pelo seu potencial tanto para atingir o teor, como para gerar um benefício positivo observado na figura 4.7. O painel D39 é um exemplo de um painel de potencial nulo, pelo fato dos modelos de teores avaliado contra este *design* retornarem valores abaixo do esperado.

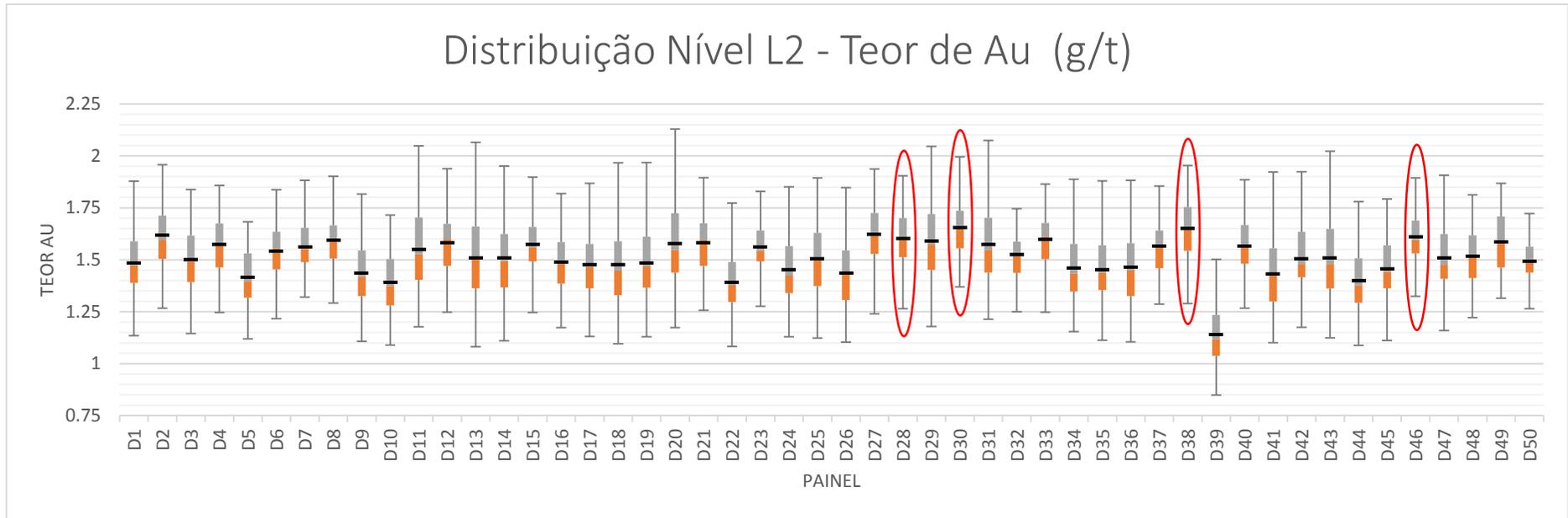


Figura 4.6 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no segundo nível de produção denominado L2 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t.

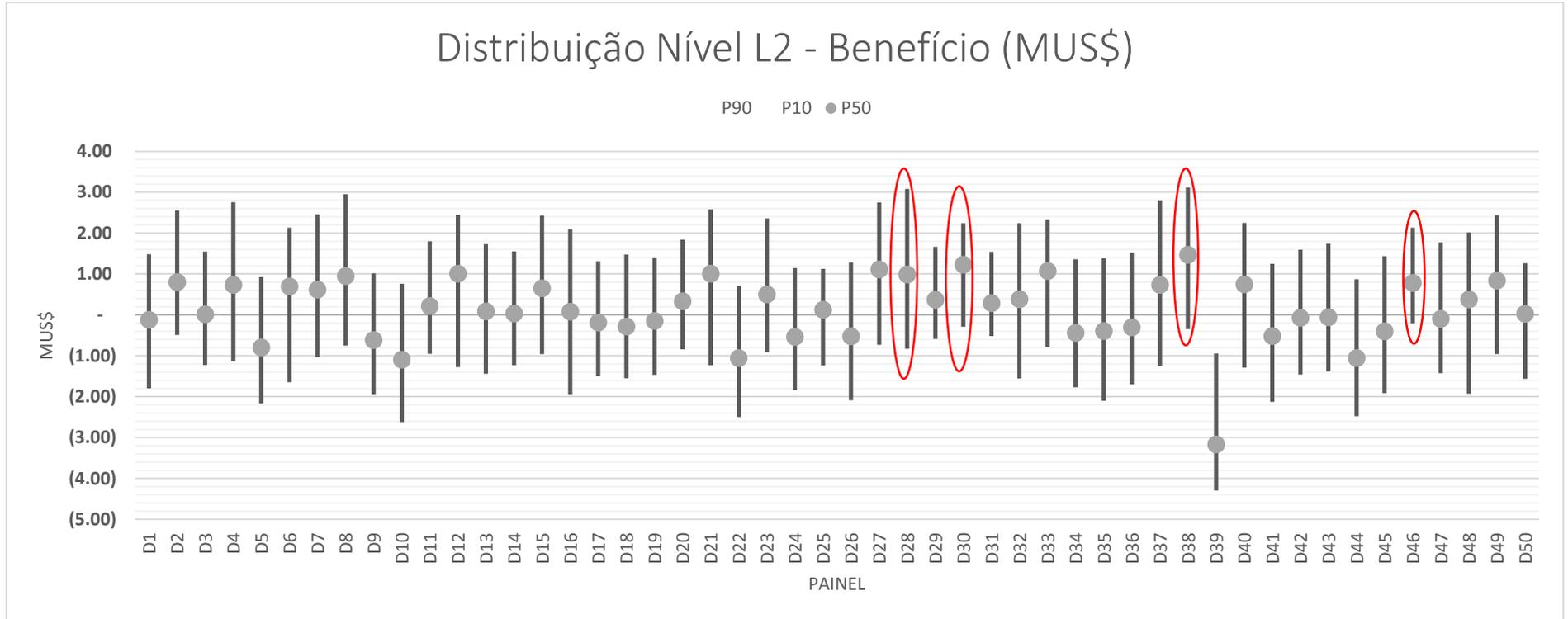


Figura 4.7 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no segundo nível de produção denominado L2 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

Com isso, pode-se determinar, baseado na probabilidade mínima de 70% de atingirem um resultado positivo, que os cenários apresentados na tabela 4.6 e tabela 4.7 foram os escolhidos para aplicar a terceira etapa desta metodologia. É possível averiguar que apenas seis níveis foram considerados, isto deve-se pelo fato da variabilidade ser crescente à medida que o depósito vai aprofundando, podendo ser fruto do menor nível de informação desta região, ou uma característica intrínseca da própria mineralização. Devido a esta alta variabilidade, estes dois níveis restantes possuíram baixas probabilidades de contribuir positivamente para o projeto, como é possível observar nos seus gráficos das distribuições presentes no final deste trabalho (APÊNDICE A).

Tabela 4.6 - Painéis escolhidos com o uso da metodologia proposta para os níveis L1, L2 e L3

Nível	Painel
L1	D13
	D25
	D26
	D37
	D48
	D49
L2	D28
	D30
	D38
	D46
L3	D28
	D2
	D18
	D38

Tabela 4.7 - Painéis de lavra escolhidos com o uso da metodologia proposta para os níveis L4, L5 e L6

Nível	Painel
L4	D4
	D31
	D6
	D38
L5	D5
	D12
	D33
	D47
L6	D30

D45
D49
D15

Com a escolha de alguns cenários, pode-se avaliar qual possui o melhor comportamento perante a distribuição de possíveis resultados de modo que gere um maior retorno ou minimize os riscos. Outro aspecto de suma importância nesta abordagem foi a compreensão de que cada nível de produção poderá ter um painel com um maior potencial de retorno, ou seja, cada nível poderá ser composto pelos *designs* resultantes de diferentes processos de otimização, mas que quando avaliados contra os 50 modelos de teores apresentaram uma alta probabilidade de atingir as metas de teor ou benefício pré-definidos.

4.6 Aplicação do Índice Quantitativo (IC_+ ; IC_-)

A principal motivação do desenvolvimento do índice foi o desejo de se chegar em apenas um cenário, este decidido através das suas incertezas e riscos associados em relação à viabilidade econômica do projeto. Por isso, o principal intuito do índice é transformar estes riscos de perda ou de potenciais de ganho em um número passível de apenas uma interpretação, ou que tornasse possível chegar a uma conclusão direta e quantificável.

No item anterior foram definidos quais cenários passariam para esta etapa de análise, com isso, a análise não foi feita para todos os 50 painéis de cada nível. Além de ser um trabalho árduo, seria um tanto desnecessário efetuar tantas avaliações, pelo simples fato das distribuições avaliadas no item anterior já expressarem o comportamento de alguns painéis, ou seja, aqueles que possuem uma baixa probabilidade de atingir a meta econômica, supostamente não irão atingir um índice IC_{+T} satisfatório ou que justificasse a sua escolha. Também é possível observar que os níveis de produção possuem mais do que 4 painéis com 70% de probabilidade de retornar um valor de benefício positivo, no entanto, por convenção, apenas quatro cenários de cada nível foram selecionados para a aplicação do índice de classificação.

A tabela 4.8 exemplifica o cálculo do índice IC_{+T} para o segundo nível L2 da mina, evidenciando que cada painel poderá ser constituído com mais de um *stope* e que cada um poderá contribuir com um valor de índice, este associado a sua distribuição de resultados equiprováveis e probabilidade de retornar lucro na operação.

Tabela 4.8 - Resultados do índice IC_{+T} para os painéis escolhidos do nível L2

Painel	(xi-Vm)	Probabilidade	IC_{+T}
28	13.626.634,01	44%	72.82
28	3.564.143,71	30%	
28	30.138.550,57	76%	
28	47.458.392,13	88%	
28	703.365,69	12%	
28	3.135.080,74	32%	
30	3.839.899,96	46%	67.68
30	31.662.878,58	78%	
30	46.325.397,79	88%	
30	1.180.655,16	16%	
30	1.858.840,70	14%	
30	-	0%	
38	13.977,559,76	48%	70.35
38	6.101.904,89	52%	
38	32.878.692,41	76%	
38	41.268.977,25	82%	
38	2.847.134,58	26%	
38	3.009.155,18	30%	
46	4.706.003,9	48%	68.22
46	29.010.438,52	80%	
46	47,736,536.16	88%	
46	212,845.92	4%	
46	2,837,631.90	26%	

Já a tabela 4.9 exhibe os resultados obtidos para o cálculo do índice IC_{-T} , demonstrando a potencial de risco que cada *stope* presentes nos painéis possuem. O índice IC_{-T} será a forma quantitativa de avaliar a probabilidade que os diferentes painéis possuem de gerar um retorno negativo, ou de gerar um valor simplesmente diferente daquele planejado.

Tabela 4.9 - Resultados do índice IC_{-T} para os painéis escolhidos do nível L2

Painel	(xi-Vm)	Probabilidade	IC_{-T}
28	-11.470.926,59	44%	-33.29
28	-7.992.699,91	58%	
28	-1.162.268,75	12%	
28	-	0%	
28	-23.943.420,18	76%	
28	-9.418.119,07	56%	
30	-5.055.121,50	42%	-42.45
30	-345.058,31	10%	
30	-	0%	
30	-8.752.112,11	72%	
30	-15.497.867,41	74%	
30	-24.482.312,38	92%	
38	-7.006.423,53	40%	-18.49
38	-4.366.050,35	36%	
38	-784.817,49	12%	
38	-305.312,24	6%	
38	-11.621.066,62	62%	
38	-11.722.757,39	58%	
46	-5.034.055,13	40%	-34.49
46	-279.085,17	8%	
46	-	0%	
46	-29.144.396,39	84%	
46	-12.861.739,59	62%	

Com a aplicação apenas nestes quatro cenários, foi possível avaliar quais poderiam dar um maior retorno IC_{+T} , ou possuir um maior risco IC_{-T} . Alguns níveis apresentaram um risco mínimo ou igual a zero, como demonstra a figura 4.8 para o nível L1, mesmo assim, é possível observar que o D26 apresentou um maior potencial IC_{+T} , sendo então o escolhido para formar o primeiro nível da mina.

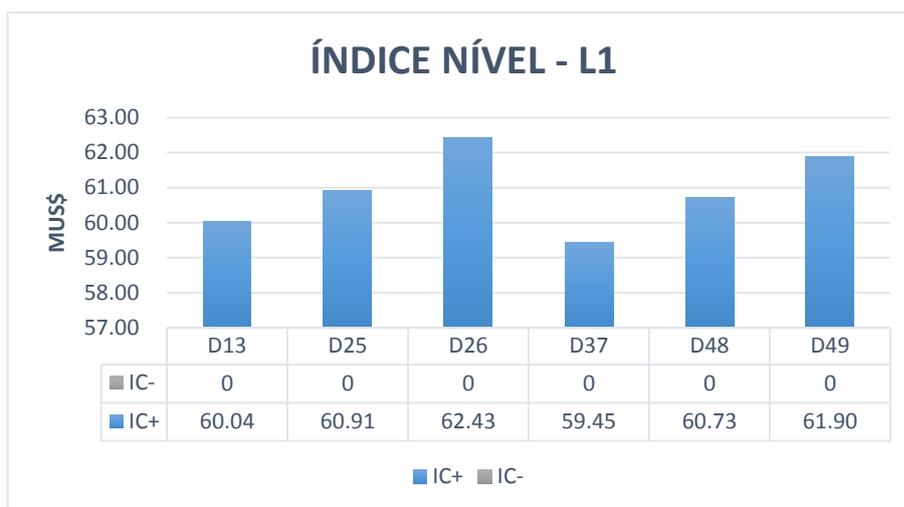


Figura 4.8 - Resultado do índice IC_{+T} e IC_{-T} para o nível L1 demonstrando os diferentes potenciais de sucesso e risco para cada um dos quatro painéis analisados.

Já para o segundo nível (L2), como exibe a figura 4.9, o painel D28 apresentou um maior IC_{+T} , ou seja, um maior potencial de atingir a meta econômica. Ao analisar o risco, o painel D38 possui um IC_{-T} muito menor quando comparado com o painel D28, sendo que os painéis D38 e D28 apresentam uma variação de apenas 3.5% com relação ao valor IC_{+T} . A partir desta observação, através do baixo risco associado, o D38 foi definido para compor o segundo nível da mina.

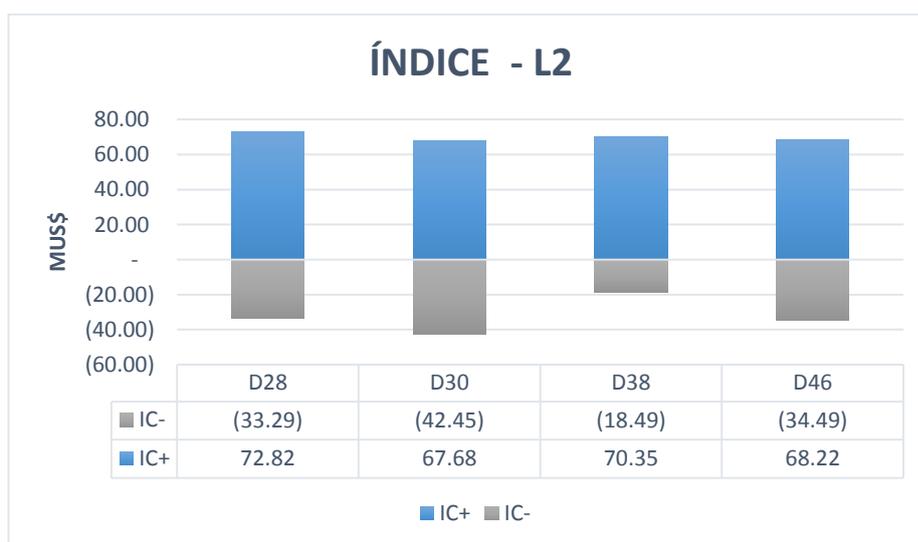


Figura 4.9 - Resultado do índice IC_{+T} e IC_{-T} para o nível L2 demonstrando os diferentes potenciais de sucesso e risco para cada um dos quatro painéis analisados.

A análise do conjunto de *stopes* que irão compor o terceiro nível pode ser observado na figura 4.10, no qual apresentou o painel D2 com um maior potencial econômico, porém, o painel D28 apresentou um risco muito menor em relação aos demais, sendo este 70% abaixo do risco apresentado pelo D2. Com isso, observou que a relação de potencial de lucro é muito baixa com relação a diferença apresentada no risco logo D28 sendo o escolhido para compor o nível.

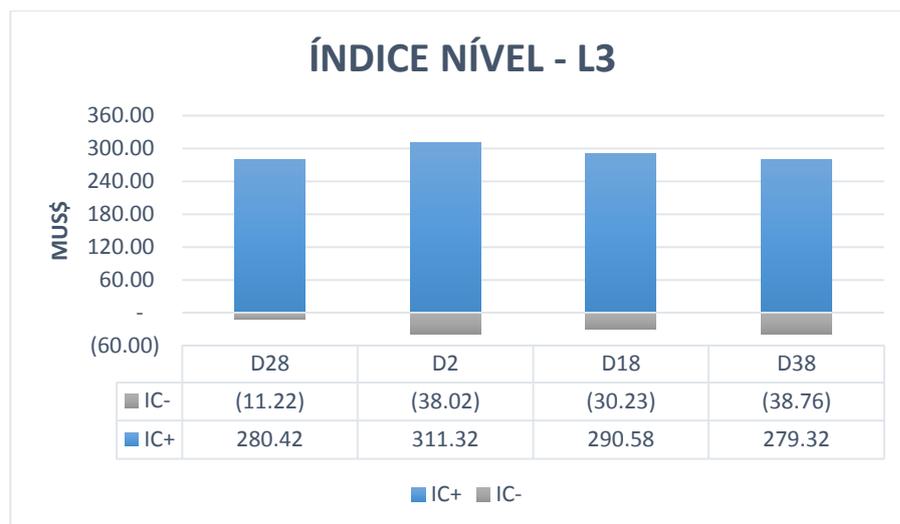


Figura 4.10 - Resultado do índice IC_{+T} e IC_{-T} para o nível L3 demonstrando os diferentes potenciais de sucesso e risco para cada um dos quatro painéis analisados.

Esta análise foi realizada para todos os seis níveis que foram definidos anteriormente, e assim aplicados o índice quantitativo. Nas páginas finais deste trabalho (APÊNDICE B), será possível analisar os gráficos para os três níveis restantes. A tabela 4.10 demonstra quais cenários foram escolhidos para compor cada nível de produção da mina, tornando possível iniciar o projeto dos acessos e sequenciamento de lavra.

Tabela 4.10 - Painéis escolhidos baseados no índice de classificação para formar os diferentes níveis de produção da mina

Nível	Painel
L1	D26
L2	D38
L3	D28
L4	D4
L5	D47
L6	D15

A figura 4.11 demonstra a disposição final dos níveis com os painéis definidos e a identificação de qual cenário irá compor o nível de acordo com o índice IC_{+T} e IC_{-T} . Já na figura 4.12 é possível comparar os *stopes* formados pelo cenário médio das simulações conhecido como E-type. Este modelo de teores é conhecido por ter um comportamento semelhante ao da krigagem ordinária por apresentar uma suavização dos teores estimados e não representar a conectividade espacial dos teores.

Ao longo dos níveis de produção, é desejável que estes apresentem um número significativo de *stopes* para que a produtividade se mantenha alta e não ocasione grande pressões ao desenvolvimento de galerias, uma vez que é necessário que os painéis mais profundos já estejam aptos a produzir quando os níveis superiores forem exauridos. O impacto do desenvolvimento de galerias sobre o nível de produção será melhor detalhado nas próximas etapas do trabalho em que será possível avaliar diferentes situações em que o desenvolvimento terá que avançar a uma taxa mais alta para que a produção planejada possa ser mantida.

A necessidade de uma maior liberação de níveis de produção irá impactar no maior consumo de recursos como equipamentos e mão de obra, assim como também irá impactar diretamente nos custos de desenvolvimento. Uma vez que seja necessário atuar em diferentes frentes de avanço para que o desenvolvimento consiga acompanhar o ritmo da produção, um maior investimento será necessário ou ciclos de operações deverão ser bem definidos caso os equipamentos atuem em diferentes frentes simultaneamente.

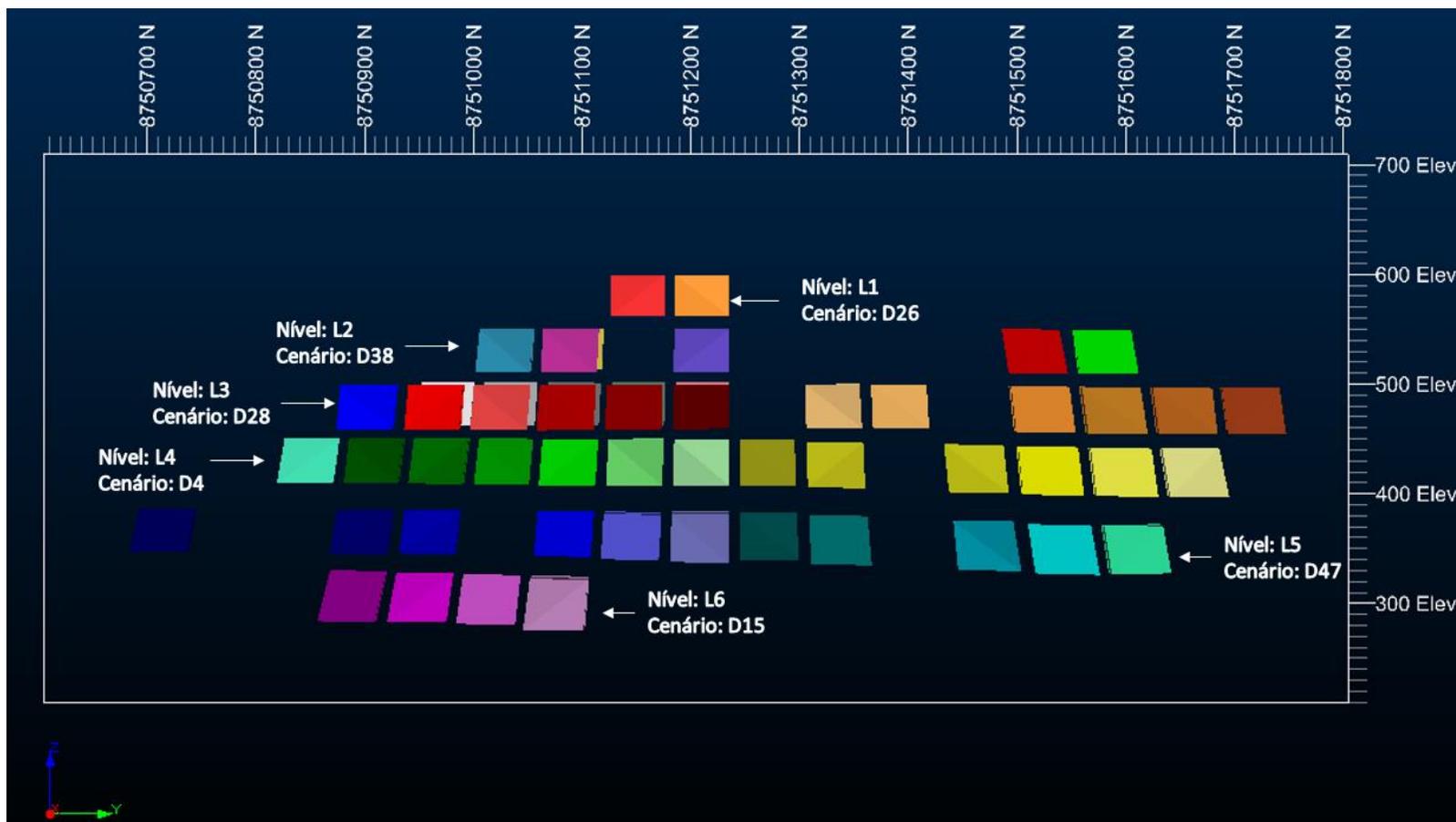


Figura 4.11 – Visto do plano ZY dos cenários definidos para cada um dos seis níveis de produção baseados no índice de classificação IC_{+T} e IC_{-T} .

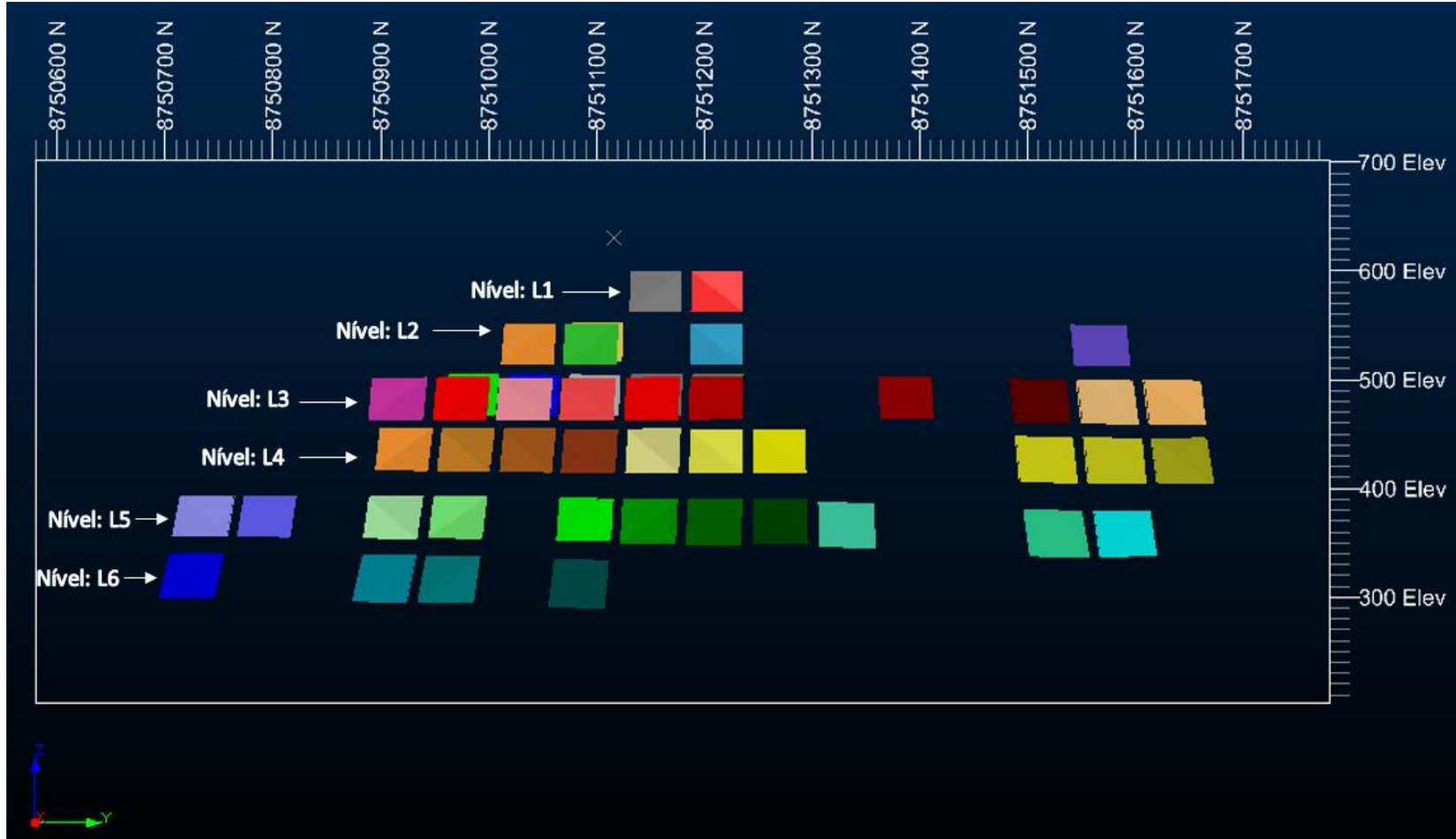


Figura 4.12 - Vista do plano ZY dos seis níveis de produção gerados pelo E-type das simulações.

4.7 Desenho dos acessos

Os acessos devem ser dimensionados de modo a garantir a segurança dos trabalhadores e também serem capazes de permitir o tráfego de equipamentos de mina. O modo como será feita a operação determinará como as galerias deverão ser projetadas, podendo variar de acordo com o número de níveis de produção. Neste caso, o método *Sublevel Stopping* será formado por dois níveis, sendo o superior centrado ao *stope* e responsável pela perfuração descendente. Já o nível inferior é responsável por receber o material desmontado e também por permitir o acesso das carregadeiras *LHD*, as quais deverão transportar o material desmontado e alimentar os caminhões no acesso aos painéis.

A figura 4.13 esquematiza em detalhes dois níveis de produção, o acesso principal através de rampas e também as galerias que permitem a entrada nos níveis de perfuração e de transporte. As dimensões destas galerias serão de 5 m de largura por 5 m de altura, porém, as galerias permanentes, tais como acessos aos painéis e às rampas terão o teto abaulado, ao contrário das galerias de produção que terão as mesmas dimensões, porém com perfil retangular.

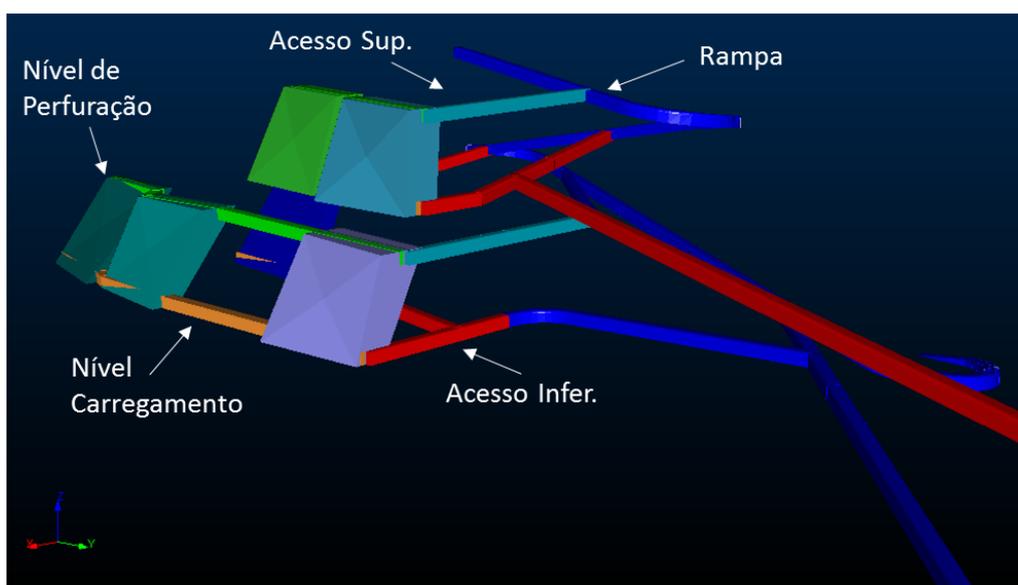


Figura 4.13 - Vista em perspectiva do desenvolvimento necessário para acessar dois níveis de produção da mina.

Pelas figuras 4.14 e 4.15, é possível identificar a disposição final dos *stopes* definidos pelo índice de classificação com o desenho final dos acessos. O desenvolvimento deverá andar paralelamente à produção, de modo que não ocorram intervalos no processo produtivo devido a atrasos na preparação dos níveis. O total de desenvolvimento planejado é de:

- rampas: 4,47 km;
- níveis de perfuração e transporte: 3,86 km;
- acesso ao nível de superior: 566,62 m;
- acesso ao nível inferior: 1,59 km.

Posto isso, os acessos foram desenhados para garantir também:

- acesso aos *stopes*;
- dinamismo ao escoar o material;
- fluxo de ar limpo;
- estabilidade geomecânica.

Seguindo os mesmos ideais, os acessos também foram planejados para o cenário gerado pelo E-type como demonstra a figura 4.16. A mecânica de produção é a mesma para ambos os casos, no entanto este cenário apresentou uma menor continuidade de *stopes* a serem lavrados, acarretando na necessidade de uma taxa de desenvolvimento mais acelerada para que haja um maior nível de liberação de reserva e seja possível manter a produtividade da mina.

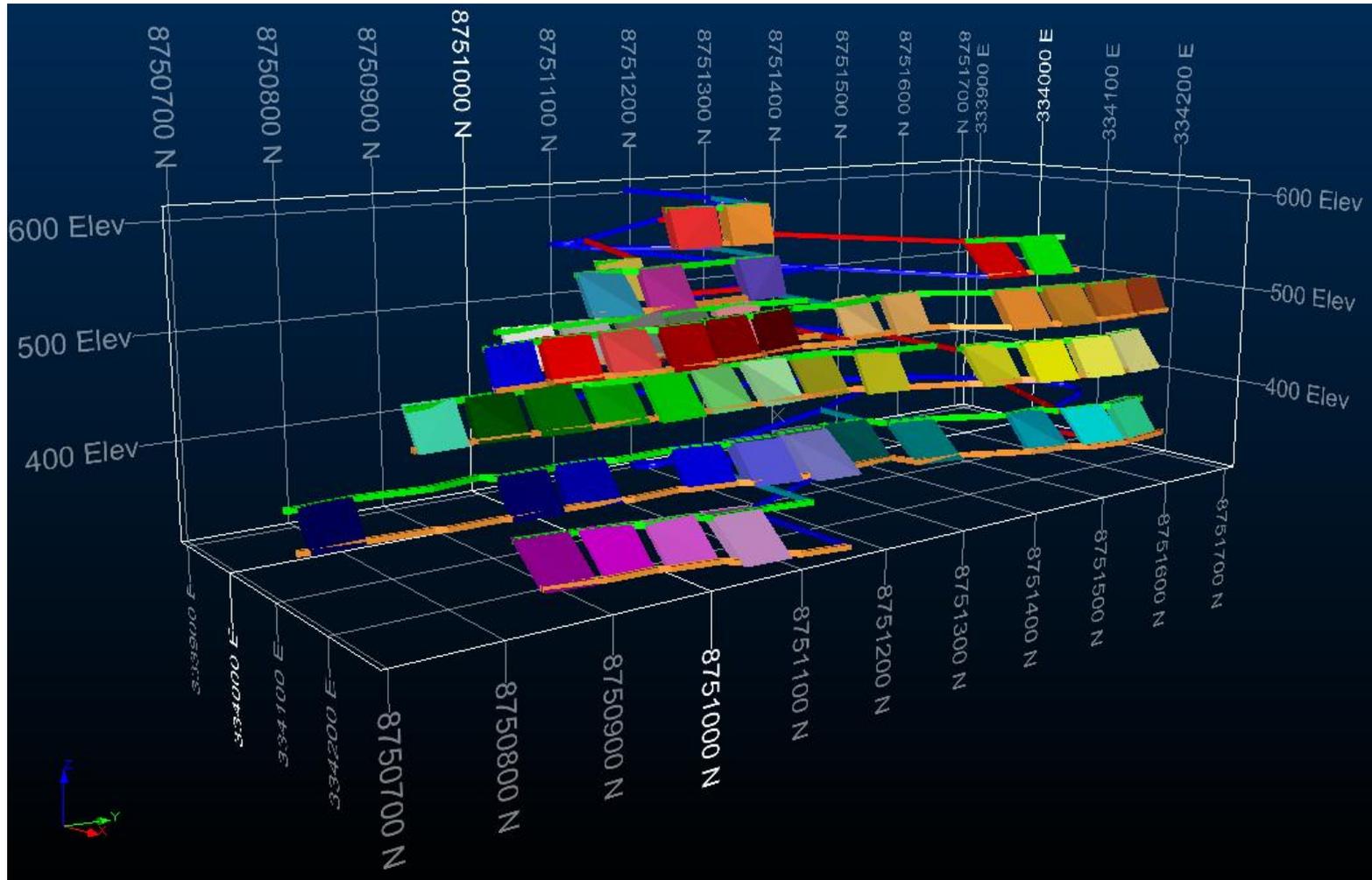


Figura 4.14 - Vista em perspectiva do projeto final dos acessos e dos seis níveis de produção para o cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} .

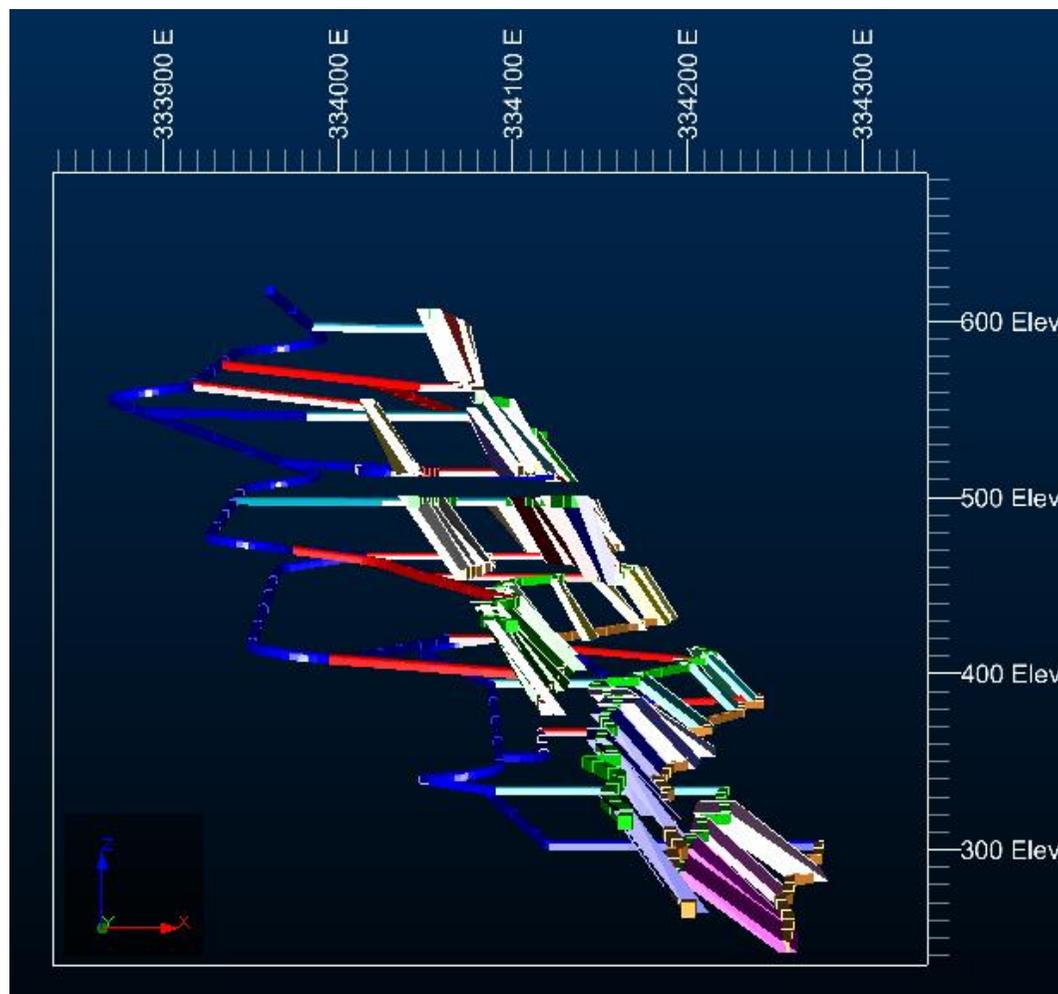


Figura 4.15 - Vista do plano ZX dos níveis de produção e dos acessos planejados com o acesso aos níveis de produção para o cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} .

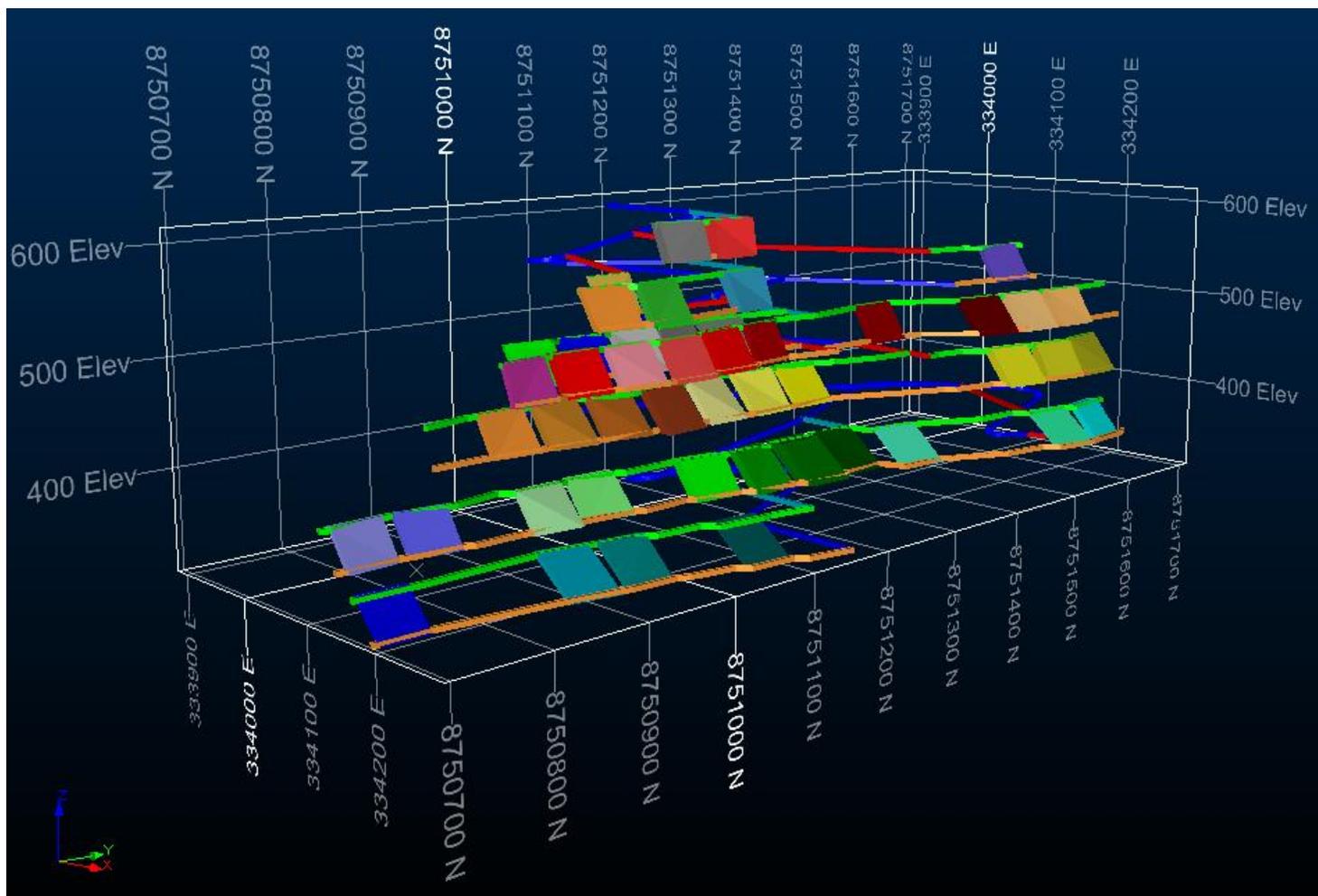


Figura 4.16 - Vista em perspectiva do projeto final dos acessos e níveis de produção para o cenário gerado pelo E-type das simulações.

4.8 Sequenciamento

Com a realização do projeto dos acessos e dos *stopes*, faz-se necessário a programação das atividades definindo o seu sequenciamento. Programação das atividades está ligada à determinação dos eventos durante as diferentes fases da mina, ou seja, demonstrar quais galerias deverão ser desenvolvidas primeiro e quais *stopes* iniciarão a produção da mina.

Para que seja possível ditar a ordem dos eventos durante o desenvolvimento de galerias, todos os componentes da mina como rampas, galerias de acesso, poços de ventilação e *stopes*, deverão ser divididos em atividades. Cada atividade através de um processo de *link* será imposta a uma atividade predecessora e sucessora, dando assim ordem aos eventos até o fim da vida da mina.



Figura 4.17 - Projeto final para os painéis gerados pelo modelo E-type.

A figura 4.17 exemplifica as etapas de *link* para o nível L1 da mina estudada, estas etapas significam:

- **1° etapa:** ao conectar o ponto azul da rampa com o ponto verde do acesso inferior, estará indicando o início do desenvolvimento do

acesso inferior quando o desenvolvimento da rampa atingir aquele ponto;

- **2° etapa:** esta conexão garante a continuidade do desenvolvimento do acesso inferior;
- **3° etapa:** a conexão da terceira etapa indica o início do desenvolvimento da galeria de perfuração, sendo estas já no interior do *stope* projetado;
- **4° etapa:** conexão que indica o início da produção do *stope*;
- **5° etapa:** esta última etapa demonstra a direção de lavra dentro do nível de produção, sendo esta feita sempre em recuo, ou seja, direcionada a partir do *stope* mais afastado para o mais próximo do acesso inferior.

Por fim todas estas atividades serão ligadas por linhas de escavações demonstrando a ordem dos eventos durante o processo de desenvolvimento e produção. No entanto, estas linhas ainda não levam em consideração alguns aspectos operacionais, como a taxa de produção e taxas de desenvolvimento das equipes responsáveis por estas atividades. As figuras 4.18 (a) e (b) demonstram todas atividades interligadas desde o início da rampa até o último *stope* a ser lavrado no sexto nível para o cenário definido pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} .

Com a ausência das taxas de produtividade, ainda é impossível definir quanto tempo cada atividade necessitará para ser concluída, pois ainda não foi definido equipamentos para as atividades criadas. A próxima etapa consiste em realizar o plano de produção considerando os *links* realizados nesta etapa e gerenciando as atividades desde os anos iniciais até o fim das operações.

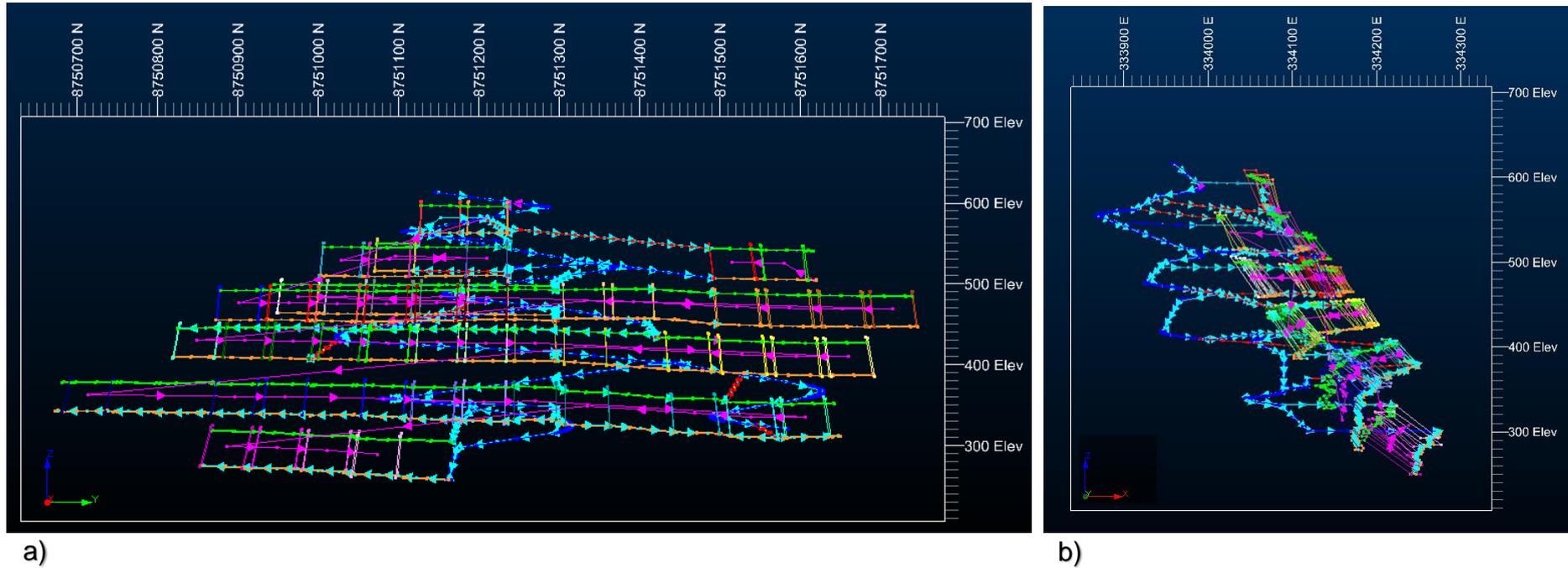


Figura 4.18 – (a) Vista no plano ZY dos links definidos após o sequenciamento completo dos acessos e stopes através das linhas de escavação (b) Vista do plano ZX dos links realizados ao longo das atividades durante o processo de sequenciamento.

4.9 Plano de Produção

Com o sequenciamento das atividades definido, é necessário desenvolver um plano de produção para esta sequência, determinando taxas de desenvolvimento e produção. No entanto, sabe-se que um dos grandes desafios em mineração subterrânea é conciliar o desenvolvimento dos níveis com a produção, pois a taxa de desenvolvimento é responsável pela liberação de reserva, ou seja, esta deverá estar a um passo à frente das equipes de produção.

Para garantir a continuidade da produção são necessárias diferentes taxas de desenvolvimento e isto pode variar de acordo com a quantidade de acessos necessários para a preparação do nível de produção. Além de garantir os acessos aos níveis, também há diversas questões de infraestrutura, como ventilação e eletricidade, que são necessários para que os níveis estejam prontos para iniciar a sua produção.

Para que todas as atividades sejam gerenciadas e programadas de acordo com o planejamento de lavra, elas foram manipuladas em uma interface Pert-Gantt, onde é possível extrair taxas de produção, tempo de duração e quais atividades são dependentes das outras. A figura 4.19, exemplifica as atividades de avanço da rampa, o qual na finalização do segundo trecho, iniciará o acesso aos painéis de lavra e ao mesmo tempo continuará com o avanço da rampa para os níveis posteriores.

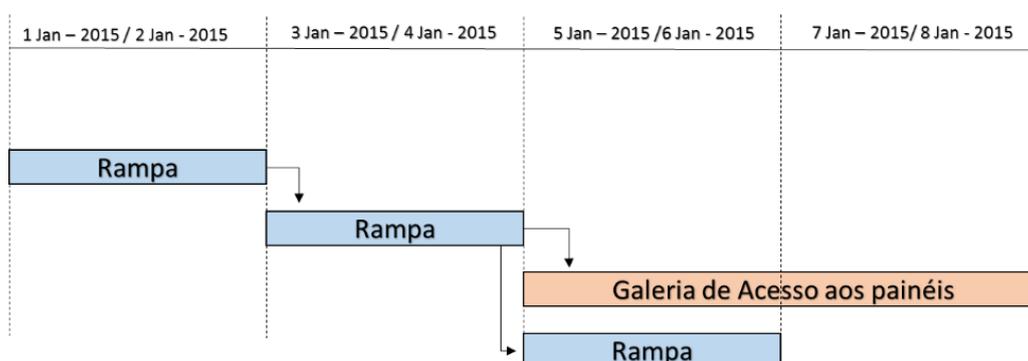


Figura 4.19 - Esquema do gerenciamento de atividades através de uma interface Pert-Gantt. Fonte: Autoria própria.

Com este esquema de gerenciamento, o fator tempo estará intimamente relacionado com as linhas de escavações pré-definidas anteriormente, mas também com as equipes que executarão tais tarefas. Para este estudo foram definidas algumas taxas de desenvolvimento e produção, e estas foram baseadas em minas já operantes como demonstra a tabela 4.11.

Tabela 4.11 – Premissas de produção e desenvolvimento para a realização do plano de produção

Premissas de Produção e Desenvolvimento	
Produção Anual (kt)	350
Desenvolvimento diário (m)	9 - 16

Para a situação do cenário classificado pelo índice, foi determinado através da análise de operações já existentes uma produção de 350 kt/ano. Nesta situação, a taxa de desenvolvimento necessária é de 9 metros diários, levando em consideração que o primeiro ano será apenas de desenvolvimento de galerias.

A figura 4.20 exibe o projeto finalizado de sequenciamento com as operações anuais relacionadas com as cores da legenda. Nota-se, que a vida da mina será de cinco anos para completar o seu desenvolvimento e sete anos de produção. A data tomada como base para o início do projeto foi o dia 1 de janeiro de 2015 como mostra a legenda.

Para o cenário baseado no E-type das simulações, o comportamento do plano de produção demonstrou diferenças devido ao maior espaçamento entre os *stopes* gerados durante o processo de otimização. Para manter a taxa de produção de 350 kt/ano, será necessário um avanço de 14 metros diários no desenvolvimento de galerias. Com isso, devido a esta alta necessidade de liberação de reserva, a mina terá apenas quatro anos de desenvolvimento, um a menos que o cenário proposto anteriormente, e sete anos de produção, sendo o último constituído de uma massa mínima. A figura 4.21, exibe a relação das atividades e seu tempo de duração ao longo dos oito anos de vida útil da mina.

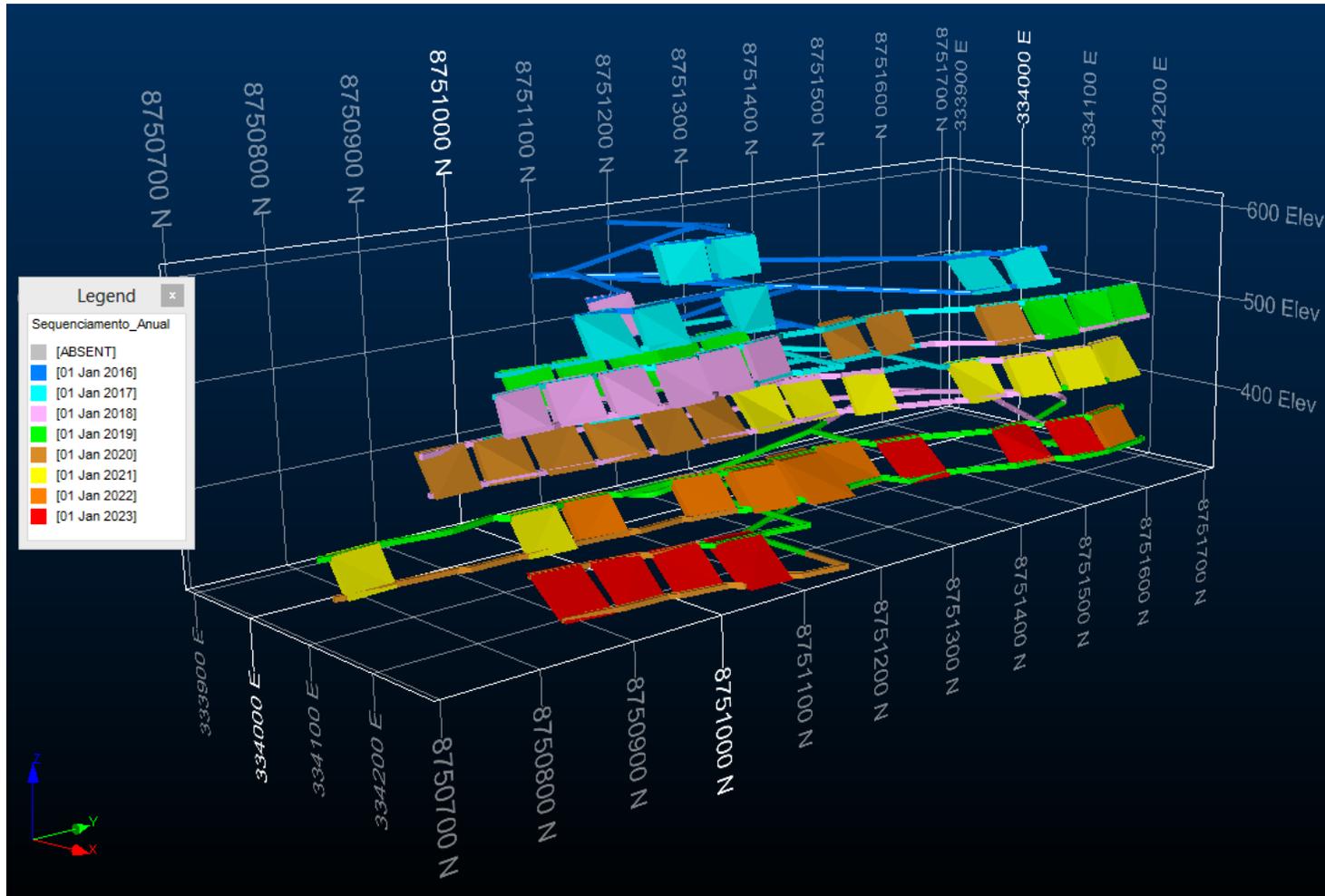


Figura 4.20 - Avanços anuais planejado para o desenvolvimento de galerias e produção nos stopes para o cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} .

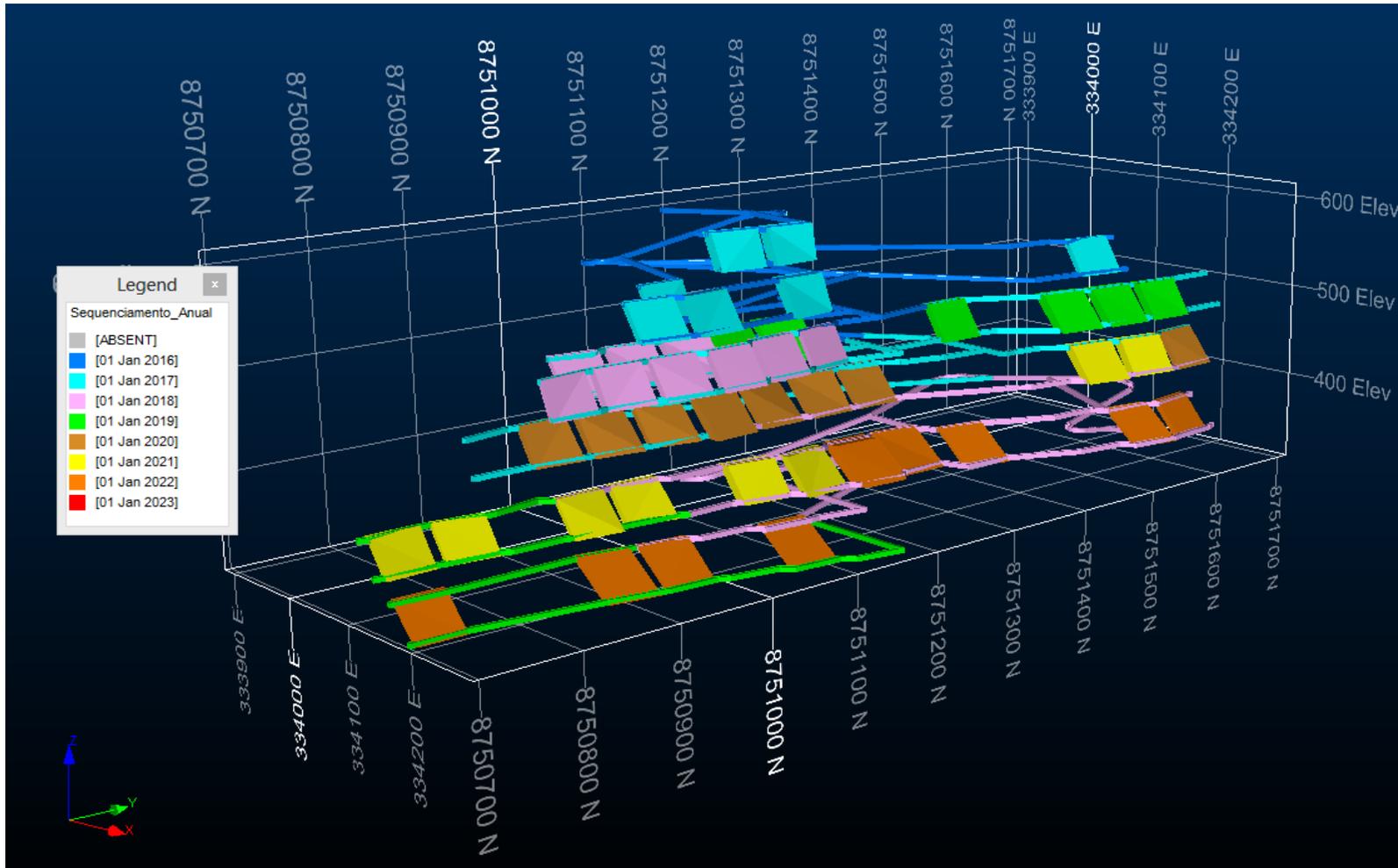


Figura 4.21 - Avanços anuais planejado para o desenvolvimento de galerias e produção nos stopes para o cenário gerado pelo E-type das simulações.

4.10 Dados de Produção e Desenvolvimento

Com as atividades definidas e o plano de produção realizado, é possível estimar a vida total do projeto e com isso diversas informações poderão ser analisadas, tais como: tempo de desenvolvimento, produções anuais, teores médios anuais, etc. Com isso, será realizada uma análise anual de ambos os projetos de mina desenvolvidos avaliando a sua produção anual, os teores médios anuais, entre outros parâmetros.

4.10.1 Produção Anual

A figura 4.22 representa a produção anual tanto para o cenário definido pelo índice e também a produção do cenário gerado pelo E-type. Com o objetivo de produzir 350 kt/ano, nota-se que ambos os cenários não foram capazes de atingir esta meta, embora o cenário classificado através do índice IC_{+T} e IC_{-T} apresenta *stopes* com maior potencial de atingir a demanda de produção. Já o cenário gerado pelo E-type das simulações obteve uma menor capacidade de atingir a produção de ROM (*run-of-mine*) de 350 kt/ano, devido a criação de *stopes* mais seletivos, não aproveitando o potencial de produção dos níveis da mina.

A produção total para o cenário baseado no índice IC_{+T} e IC_{-T} foi de 2,11 Mt para os 7 anos com uma média de 330 kt anuais. Para o cenário gerado através do modelo de teores E-type, a produção total é de 1,83 Mt com média anual de 304 kt, sendo 15% abaixo da produção gerada pelo cenário anterior devido a seletividade dos *stopes* mencionada anteriormente. Por fim, a metodologia apontou um *design* de *stopes* alternativo baseado no índice IC_{+T} e IC_{-T} com uma maior recuperação da reserva, no entanto é necessário avaliar o seu comportamento diante aos teores produzidos e metal contido.

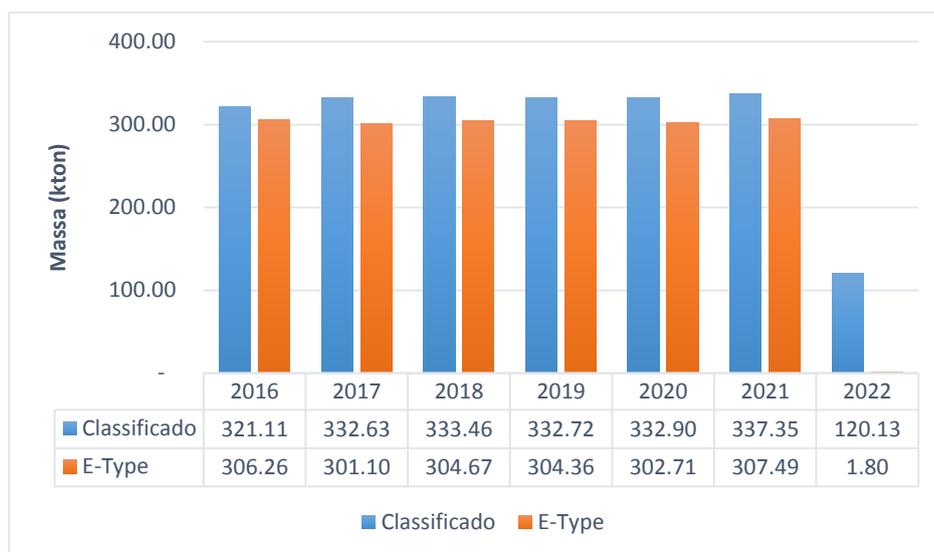


Figura 4.22 - Produção anual após a realização do plano de produção para ambos os cenários estudados.

4.10.2 Teor Médio da Produção Anual

Através das simulações foi possível avaliar a flutuação do teor ao longo dos anos de produção e comparar os resultados com o modelo E-type. As linhas azuis, cinzas e pretas da figura 4.23 representam os teores médios anuais gerados pelas simulações dentro do cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} . A linha vermelha representa o valor proveniente do cenário de mina criado pelo E-type. Devido à maior seletividade do cenário E-type, em alguns anos o teor médio se posiciona no ponto superior do gráfico, como evidenciado no ano de 2018 e 2022.

Por outro lado, quando tomado como cenário base os *stopes* gerados pelo E-type e estes *stopes* perturbados com os valores simulados, a linha vermelha se encontra mais centrada às flutuações de teores, como demonstra a figura 4.24. Cada linha nas figuras 4.23 e 4.24 representam um resultado fornecido pelos diferentes modelos de teores quando avaliado no cenário base, podendo ser o cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} ou o cenário criado pelo E-type.

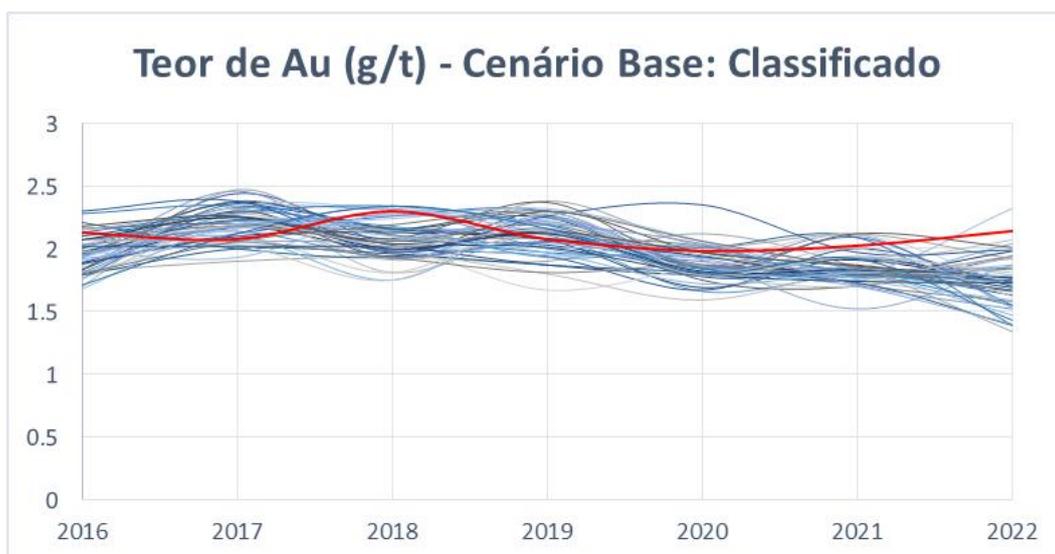


Figura 4.23 - Teor médio anual para o cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} (linhas azuis e cinzas) e teor médio anual para o cenário gerado pelo E-type (linha vermelha).

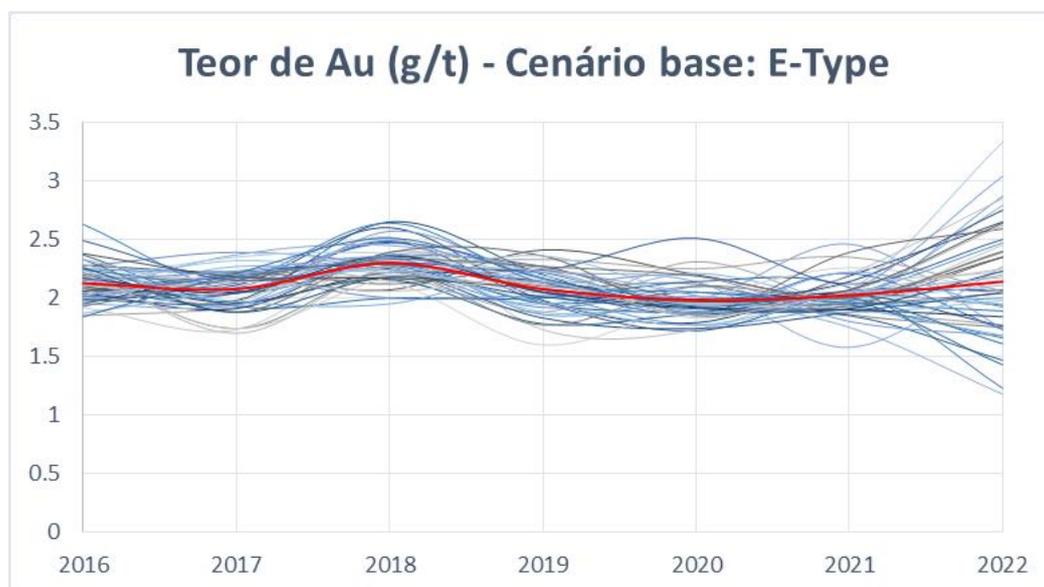


Figura 4.24 - Teor médio para o cenário gerado pelo E-type avaliado com as simulações (linhas azuis e cinzas) e teor médio para cenário gerado pelo E-type (linha vermelha).

4.10.3 Metal Contido na Produção Anual

A figura 4.25 tem como base o cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} e apresenta uma maior quantidade de metal contido quando comparado com o cenário médio. Isto deve-se ao fato do cenário classificado ser menos seletivo, maximizando a sua reserva através da criação dos níveis de produção mais robustos quando comparado com o cenário gerado pelo E-type.

Já a figura 4.26, permite avaliar o comportamento anual da produção de metal contido ao comparar o cenário gerado pelo E-type quando perturbado com as 50 simulações, com isso a linha média (linha vermelha) permanece mais centrada nas flutuações dos valores simulados.

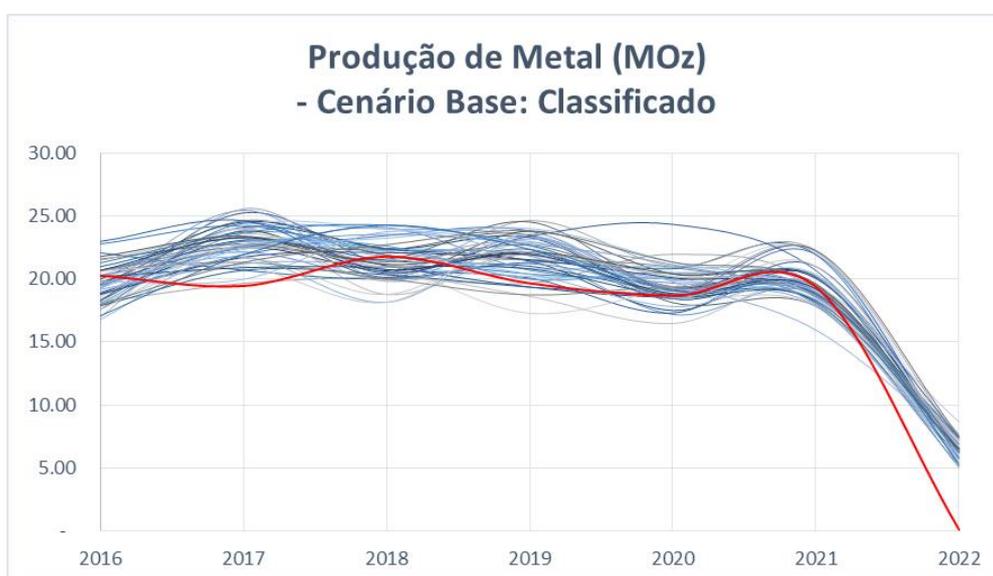


Figura 4.25 - Produção de metal para o cenário gerado pela classificação avaliado com as simulações (Linhas Azuis e Cinzas) e metal contido para cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha).

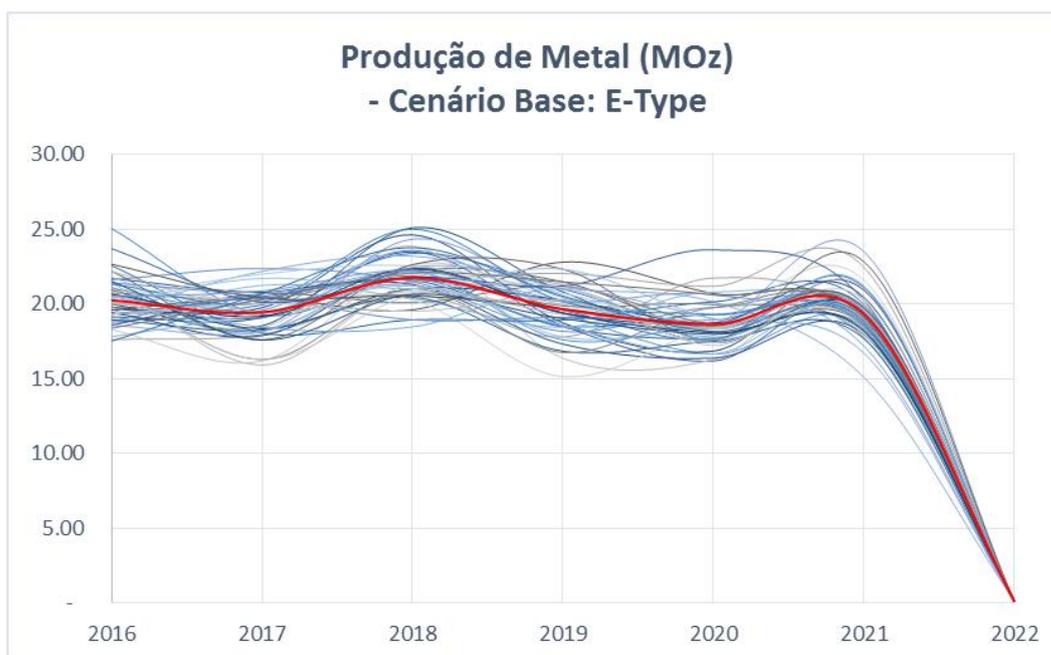


Figura 4.26 - Produção de metal para o cenário gerado pelo E-type avaliado com as simulações (Linhas Azuis e Cinzas) e metal contido para cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha).

4.10.4 Cálculo do Valor Presente Líquido

Ao final, foi realizado o cálculo do valor presente líquido para ambos os cenários considerando uma taxa de desconto igual a 15%. Primeiramente pode-se observar que o cenário definido através desta metodologia apresentou um valor presente líquido maior que o cenário gerado pelos valores de E-type, como é evidenciado na figura 4.27. Com isso, pode-se afirmar que o cenário escolhido através da utilização do índice IC_{+T} e IC_{-T} possui 74% de probabilidade de atingir um valor de projeto maior que aquele gerado pelo modelo suavizado identificado pela linha vermelha do gráfico.

Tabela 4.12 - Parâmetros econômicos utilizados para o cálculo do VPL para o cenário classificado pelo índice IC_{+T} e IC_{-T} .

Custo Processo (US\$/t)	12,8
Custo G&A (US\$/t)	4,3
Custo Operacional (US\$/t)	28,36
Desenvolvimento (US\$/t)	7,46
Preço Metal (Au) (US\$/g)	35,37
Rec. Global do Metal	94%
Taxa de desconto	15%
Diluição	15%

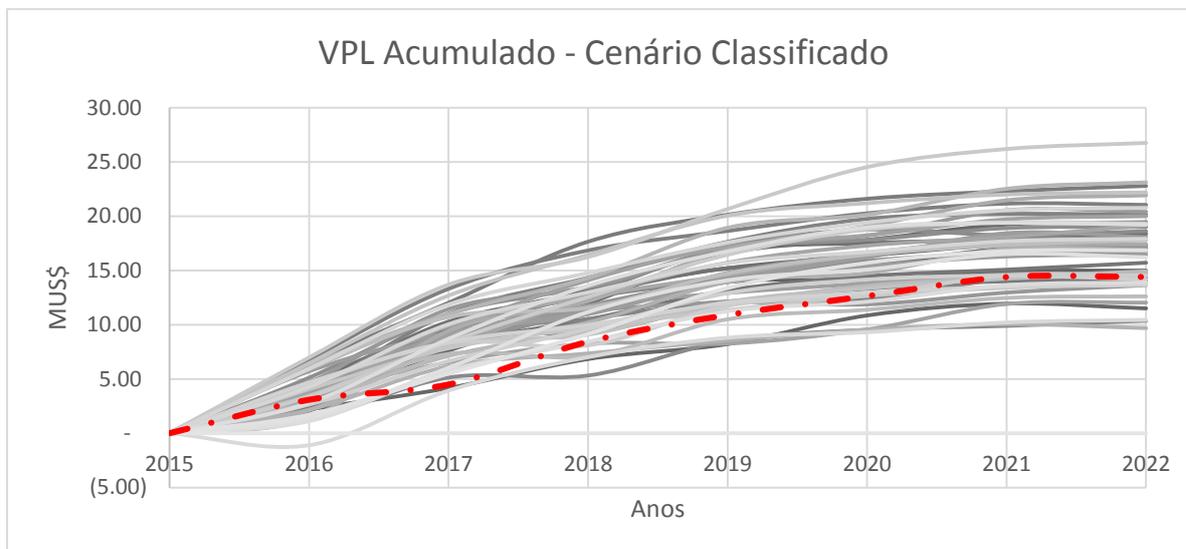


Figura 4.27 - Valor Presente Líquido (VPL) para o cenário alternativo (Linhas Cinzas) e VPL para o cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha).

Já a figura 4.28 demonstra os painéis formados pelo modelo suavizado e o valor presente líquido (VPL) acumulado, evidenciando que o cenário gerado pelo E-type, quando perturbado com as 50 simulações, também não resulta em valores maiores do que aqueles gerados pela metodologia proposta neste trabalho. Com as simulações aplicadas a este cenário obtido através de interpoladores lineares, foi possível observar que apenas 30% das simulações geraram um valor de VPL maior que o produzido pelo cenário suavizado identificado pela linha vermelha do gráfico.

Tabela 4.13 - Parâmetros econômicos utilizados para o cálculo do VPL para o cenário gerado pelo E-type

Custo Processo (US\$/t)	12,8
Custo G&A (US\$/t)	4,3
Custo Operacional (US\$/t)	28,36
Desenvolvimento (US\$/t)	15
Preço Metal (Au) (US\$/g)	35,37
Rec. Global do Metal	94%
Taxa de desconto	15%
Diluição	15%

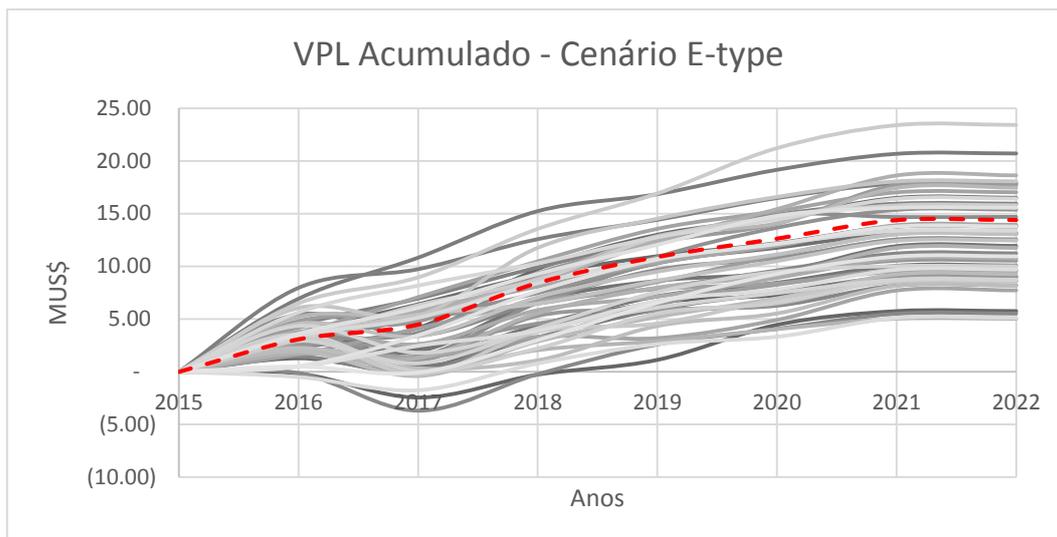


Figura 4.28 - Valor Presente Líquido (VPL) para o cenário gerado pelo E-type e avaliado com os valores simulados (Linhas Cinzas) e VPL para o cenário gerado pelo E-type (Linha Vermelha).

Com o cálculo do VPL para ambos os projetos de mina, é possível afirmar que o cenário de mina criado através da utilização do índice IC_{+T} e IC_{-T} foi capaz de criar projetos de mina mais rentáveis, apresentando uma maior probabilidade de gerar um projeto mais lucrativo que aquele obtido por métodos tradicionais. Como esta análise foi realizada apenas para o corpo mineralizado mais profundo do depósito, não foram considerados para o cálculo os investimentos iniciais necessários para a aquisição de equipamentos, sendo assim, avaliando estrategicamente a expansão da mina com o planejamento de novos níveis de produção.

Capítulo 5

5.1 Conclusões

A simulação geoestatística demonstrou ser uma ferramenta eficaz quando o intuito é quantificar incertezas em um modelo geológico. Quando incluída no planejamento de lavra é possível obter excelentes resultados, uma vez que interpoladores lineares não são capazes de reproduzir a variabilidade *in situ* dos teores no depósito mineral, resultando em modelos suavizados, descaracterizando o comportamento do fenômeno.

A associação da incerteza no planejamento de lavra já é um assunto bem difundido em situações de lavra a céu aberto, com diversos estudos e aplicações realizadas, no entanto, em projetos de lavra subterrâneas as suas aplicações ainda são limitadas. O fato dos métodos subterrâneos apresentarem muitas variações e restrições a serem consideradas faz com que o desenvolvimento de um estudo mais específico seja dificultado.

Este estudo demonstrou que é possível mapear a incerteza de teores presentes no depósito mineral e que estas poderão ser incorporadas durante o processo de escolhas de *design* de *stopes*, de modo a definir um cenário alternativo ao convencional, definindo os níveis de produção através da probabilidade de gerarem retorno financeiro. Também foi possível observar, através do cenário obtido pela otimização do modelo médio E-type, que a construção de *stopes* seletivos poderá não ser a melhor alternativa, já que exigirá uma maior liberação de reserva para que as taxas de produção sejam atendidas.

Também foram discutidos os métodos capazes de quantificar o risco e as escolhas baseadas nos índices IC_{+T} e IC_{-T} apresentados neste trabalho. Estes índices são eficazes quando o intuito é definir um cenário baseado na distribuição de resultados equiprováveis presentes em um painel de lavra, avaliando a sua potencialidade de atingir certa meta, ou o seu risco de gerar resultados insatisfatórios. Com a utilização do índice proposto foi possível quantificar a incerteza e justificar a escolha dos painéis diante da análise da sua distribuição de resultados.

Com isso, um cenário alternativo foi proposto através da escolha de diferentes *designs* de *stopes* para cada nível de produção, cada qual obedecendo a probabilidade de gerar resultados de benefícios positivos, projetando, por fim, através desta análise nível a nível, uma configuração global da mina com seu plano de produção e de desenvolvimento. Finalmente, um estudo de fluxo de caixa foi elaborado para o cenário alternativo e para o cenário gerado pelo modelo E-type, sendo que o primeiro demonstrou grande probabilidade de gerar um retorno financeiro mais alto do que o demonstrado pelo cenário E-type, devido ao fato dos *stopes* gerados pela otimização do E-type serem mais espaçados e seletivos, demandando uma alta taxa de desenvolvimento para que a taxa de produção fosse mantida estável.

Com a incorporação do modelo matemático capaz de representar o comportamento dos teores ao planejamento de lavra subterrâneas, mais especificamente, ao método *Sublevel Stopping*, a metodologia apresentou um bom auxílio para a tomada de decisões, que muitas vezes são embasadas em modelos suavizados incapazes de fornecer o comportamento real do fenômeno. Considerando o número de condicionantes presentes durante a realização de um projeto de mina, basear as decisões em uma análise probabilística poderá antecipar e mapear as situações de alto risco ou identificar escolhas com grande chance de atingir metas pré-definidas, podendo ser primordial para o desenvolvimento de um projeto de lavra assertivo.

5.2 Trabalhos Futuros

Muitas são as incertezas associadas aos projetos de mineração, no entanto, este trabalho sempre esteve vinculado a apenas um tipo de incerteza, aquela relacionada aos teores do depósito. No entanto, é de conhecimento que existem incertezas associadas ao preço da *commoditie*, aos custos envolvidos no projeto e às taxas de produção. Com isso, a próxima etapa seria a variação do comportamento de outras variáveis de projeto para definir uma avaliação estocástica do planejamento de lavra.

A metodologia também poderá ser ampliada a outros métodos de lavra, já que este ficou restrito ao método de lavra *Sublevel Stopping*, assim como

ampliar a utilização do índice de classificação de modo a buscar uma solução ótima para os cenários garantindo a maximização do VPL ou de qualquer outro parâmetro de projeto.

Referências

- Alford, C. (1995). **Optimization in underground mine design**. *25th International APCOM Symposium*, Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, p.213–218.
- Alford, C.; Dunn, P. (2007). **Optimisation in underground mine design a new research collaboration**. *International 2th APCOM Symposium*. Santiago. p.213-217.
- Alford, C.; Hall, B. (2009). **Stope optimisation tools for selection of optimum cut-off grade in underground mine design**. *Project Evaluation Conference*. Melbourne. p.137-144.
- Asad, M. W.; Topal, E. (2011). **Net present value maximization model for optimum cut-off grade policy of open pit mining operations**. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. p.741-750.
- Ataee-pour, M. (1997). **A new heuristic algorithm to optimize stope boundaries**. *2nd Regional APCOM Symposium*. Moscow. p.6.
- Ataee-pour, M. (2005). **A critical survey of the existing stope layout optimization techniques**. *Journal of Mining Science*. v.41. p.447-466.
- Ataei, M.; Osanloo, M. (2003). **Determination of optimum cutoff grades of multiple metal deposits by using the Golden Section search method**. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. p.493-500.
- Barton, N.; Lien, N.; Lunde, J. (1974). **Engineering Classification of Rock Masses for the design of Tunnel Support**. *Rock Mechanics*. v.6. p.189-236.

- Bieniawski, Z. T. (1973). **Engineering Classification of jointed rock masses**. *Transactions of the South African Institution of Civil Engineers*.v.15. p.335-344.
- Black, F., & Scholes, M. (1973). **The Pricing of Options and Corporate Liabilities**. *The Journal of Political Economy*. p.637-654.
- Bonato, F. (2000). **Planejamento de Lavra com Auxílio de Simulação Geoestatística**. p.87. Porto Alegre: Dissertação (Mestrado) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGEM) - UFRGS.
- Brady, T.; Martin, L.; Pakalnis, R. (2005). **Empirical approaches for opening design in weak rock masses**. *Mining technology: IMM Transactions Sector A*. v.114. p.13-20.
- Capponi, L. (2012). **Introdução de parâmetros de controle de incerteza para planejamento de lavra**. p.148. Porto Alegre: Dissertação (Mestrado) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGEM) - UFRGS.
- Chilès, J.P; Delfiner, P. (1999). **Geostatistics: Modeling Spatial Uncertainty**. New York: John Wiley & Sons, Inc. p.695.
- Deere, D. U. (1964). **Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes**. *Rock Mechanics and Engineering Geology*. v.1. p.17-22.
- Deutsch, C. V.; Journel, A. G. (1998). **GSLIB - Geostatistical Software Library and User's Guide. 2.ed**. New York: Oxford University Press. p.369.
- Dimitrakopoulos, R.; Sabour, S. (2007). **Evaluating mine plans under uncertainty: Can the real options make a difference?**. *Resources Policy*.v.32. p.116-125. Fonte: Site Science Direct: www.sciencedirect.com

- Dimitrakopoulos, R.; Martinez, L.; Ramazan, S. (2007). ***A Maximum Upside / Minimum Downside Approach to the Traditional Optimization of Open Pit Mine Design.*** *Journal of Mining Science.* v.43. p.73-82.
- Flyvbjerg, B. (2005). ***Measuring inaccuracy in travel demand forecasting: methodological considerations regarding ramp up and sampling.*** *Transportation Research Part A: Policy and Practice.*v.39. p.522-530.
Fonte: Science Direct: www.sciencedirect.com
- Goovaerts, P. (1997). ***Geostatistics for Natural Resources Evolution.*** New York: Oxford University Press. p.483.
- Goovaerts, P. (1999). ***Impact of Simulation Algorithm, Magnitude of Ergodic Fluctuations and Number of Realizations on the Spaces of Uncertainty of Flow Properties.*** *Stochastic Environmental Research and Risk Assessment.* v.13. p.161-182.
- Grieco, N.; Dimitrakopoulos, R. (2007). ***Managing Grade Risk in Stope Design Optimisation: probabilistic mathematical programming model and application in sublevel stoping.*** *Mining Technology.* v.116. p.49-57.
- Grieco, N.; Dimitrakopoulos, R. (2009). ***Stope Design and Geological Uncertainty: Quantification of risk in conventional designs and a probabilistic alternative.*** *Journal of Mining Science.* v.45. p.152-163.
- Harim, H. (1982). ***Choosing an underground mining method.*** Nova York: SME-AIME.cap. 1, p.7-14.
- Hartman, H. L.; Mutmansky, J. M. (2002). ***Introductory mining engineering.*** Londres: John Wiley & sons. p.570.
- Haycocks, C.; Aelick, R. C. (1992). ***Sublevel stoping - Mining Engineering Handbook (2 ed.).*** Littleton: SME.
- Isaaks, E. H; Srivastava, R. M. (1989). ***Applied Geostatistics.*** Oxford University Press. New York. p.560.

- Jalali, S.; Ataee-pour, M. (2004). **A 2D Dynamic Programming Algorithm to Optimize Stope Boundary**. *Mine Planning and Equipment Selection (MPES)*. p.45-52.
- Johnson, T.; Sharp, R. (1971). **Three Dimensional Dynamic Programming Method for Optimal Ultimate pit**. *US Bureau of Mines - Report Investigation(7553)*. p.25.
- Journel, A. G. (1974). **Geostatistics for Conditional Simulation of Orebodies**. *Economic Geology*. v.5. p.673-687.
- Journel, A. G.; Huijbregts, C. J. (1978). **Mining Geostatistics**. London: Academic Press. p.600.
- Kim, Y. (1978). **Ultimate pit design methodologies using computer models- the state of the art**. *Mining Engineering*. v.30. p.1454-1459.
- Lane, G.; Terblanche, M.; Meyer, G; (2012). **Case study on quantitative risk modelling to obtain a realistic risk-adjusted project valuation**. *Fifth International Platinum Conference*, p.611-632. Sun. Fonte: <http://www.saimm.co.za/Conferences/Pt2012/>
- Lane, G.; Milanovanovic, B.; Bondi, E. (2010). **Economic Modelling and Its Application in Strategic Planning**. *The 4th Colloquium on Diamonds- Source to Use*. Botswana. África do Sul. p.161-172.
- Lantuéjoul, C. (2002). **Geostatistical Simulation: Model and Algorithms**. Springer: New York. p.256.
- Manchuk, J. (2007). **Stope Design and Sequencing**. p.66. Edmonton: Dissertação (Mestrado) - Universidade de Alberta.
- Mann, C. D. (1982). **Introduction to sublevel stoping In Underground Mining Methods Handbook**. Nova York: SME-AIME. p.223-246.

- Matheron, G. (1973). **The Intrinsic Randon Function and Their Applications.** *Advances in Applied Probability.* v.5. p.439 - 468.
- Matheron, G. (1976). **Forecasting block grade distribution: The transfer functions.** *Advanced Geostatistics in the Mining Industry.* Holland. v.24. p. 237-251.
- Merton, R. (1973). **Theory of Rational Option Pricing.** *The Bell Journal of Economics and Management Science.* v.4. p.141-183.
- Mitchell, S. T. (1981). **Vertical crater retreat stoping as applied at the Homestake Mine.** *Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines.* p.609-626.
- Oliveira, M. M. (2012). **Dimensionamento Empírico de Realce em Sublevel Stopping.** Belo Horizonte: Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Minas Gerais. p.148.
- Ovanic, J.; Young, D. (1995). **Economic optimization of stope boundary using separable programming with special Branch and Bound techniques.** *3rd Canadian Conference on Computer Applications in the Mineral Industry.* p.129-135.
- Peroni, R. L. (2002). **Análise da sensibilidade do sequenciamento de lavra em função da incerteza do modelo geológico.** p.126. Porto Alegre: Tese (Doutorado) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGEM) - UFRGS.
- Potvin, Y. (2009). **Strategic versus Tactical Approaches in Mining.** *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy.* v.109. p.177-186.
- Rashidinejad, F.; Osanloo, M.; Rezai, B. (2008). **An environmental oriented model for optimum cut off grades in open pit mining projects to**

- minimize acid mine drainage.** *International Journal of Environmental Science and Technology.* p.183-194.
- Riddle, J. (1977). **A dynamic programming solution of a block-caving mine layout.** *14 th International APCOM Symposium, Colorado.* p. 767-780.
- Rossi, M. (1994). **Of Tools Marker and Tools Users.** *Geostatistics.* v.7. p.7-9.
- Rossi, M.; Deustch, C. V. (2014). **Mineral Resource Estimation.** Alberta: Springer. p.332.
- Sabour, S.; Dimitrakopoulos, R.; Kumral, M. (2008). **Mine design selection under uncertainty.** *Mining Technology.* v.117. p.53-64.
- Shahriar, K.; Oraee, K.; Bakhtavar, E. (2007). **A Study on the Optimization Algorithms for determining Open-Pit and Underground Mining Limits.** *VII-International Scientific Conference . Sofia.* p.8.
- Silva, N. C. (2008). **Metodologia de planejamento estratégico de lavra incorporando riscos e incertezas para a obtenção de resultados operacionais.** p. 128. São Paulo: Tese (Doutorado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.
- Srivastava, R. (1994). **Thoughts and Comments on Conditional Simulation Algorithms.** *Geostatistics.* v.7. p.9-10.
- Whittle, D. (2000). **Proteus Environment: Sensitivity Analysis Made Easy.** Whittle North American Strategic Mine Planning Conference. Colorado. p.13.
- Whittle, D. (2006). **Whittle Strategic Mine Planning. 8.ed.** Perth.p.163.
- Yi, R.; Sturgul, J. R. (1987). **Analysis of Cutoff Grades Using Optimum Control Theory.** *APCOM - International Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral.* Johannesburg. p. 263-269

Apêndice A

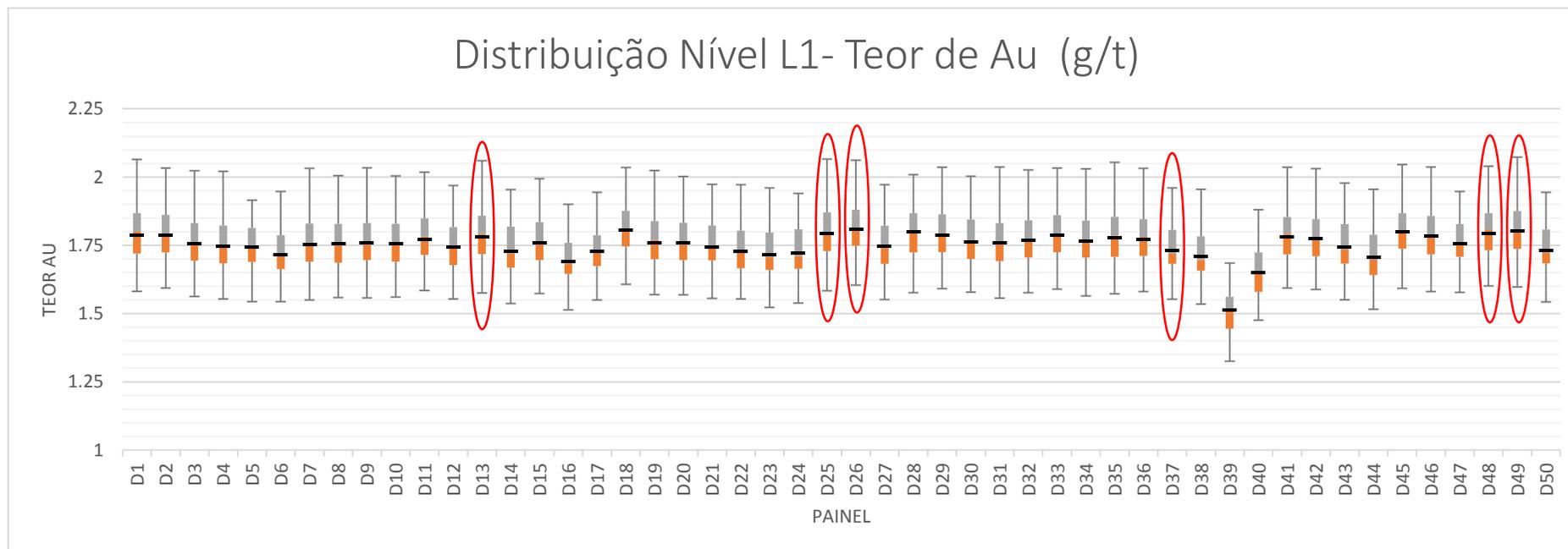


Figura A.1 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no primeiro nível de produção denominado L1 e os seis painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t.

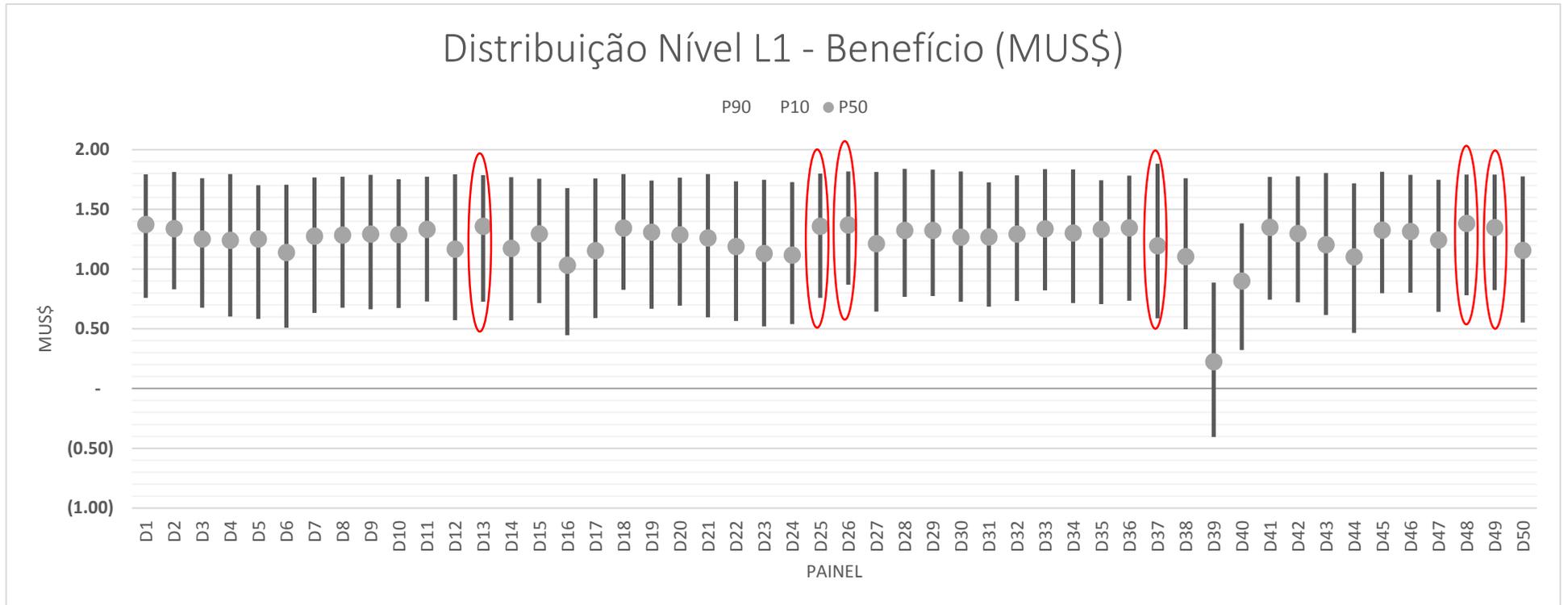


Figura A.2 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no primeiro nível de produção denominado L1 e os seis painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

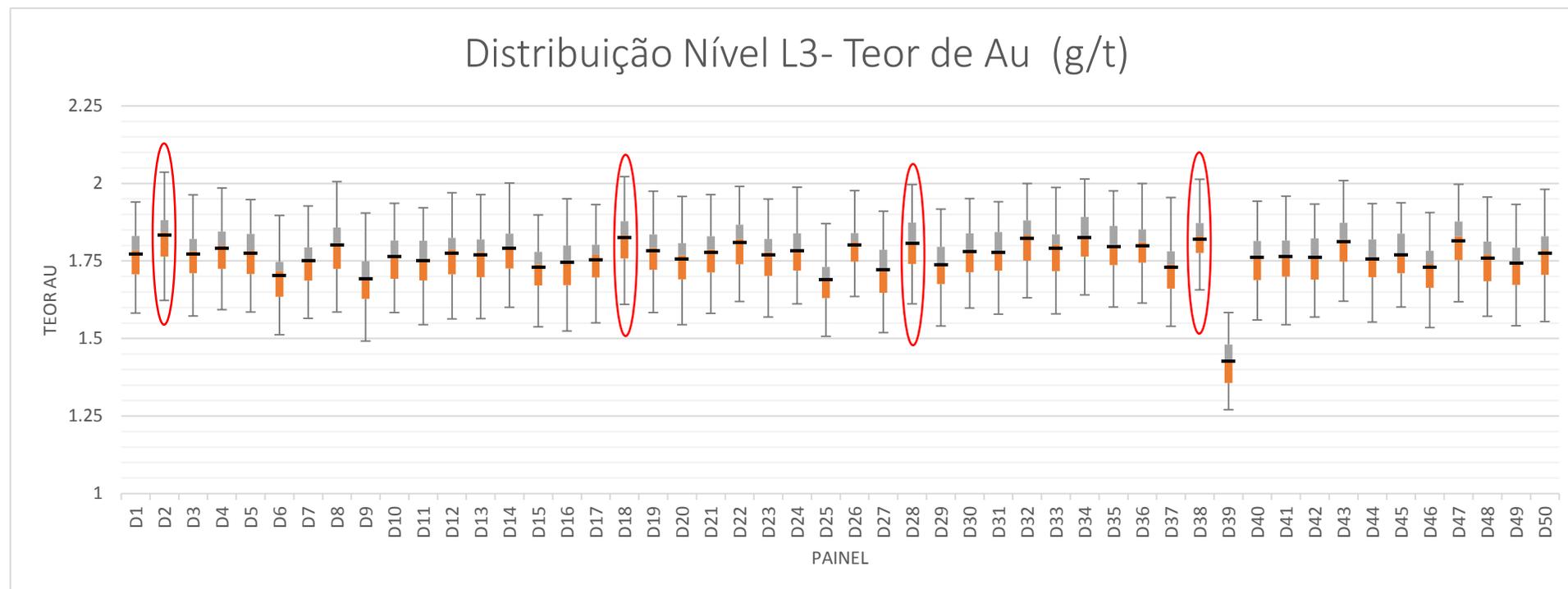


Figura A.3 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no terceiro nível de produção denominado L3 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t.

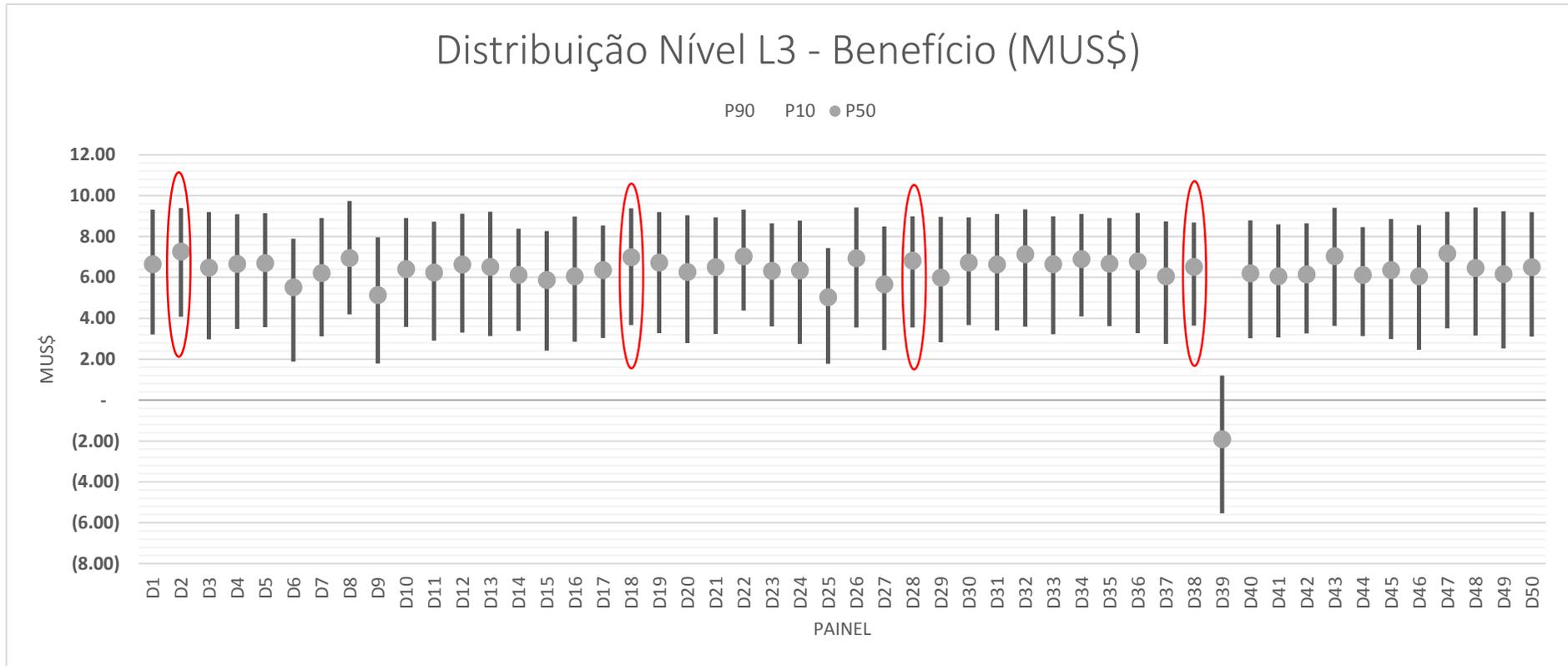


Figura A.4 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no terceiro nível de produção denominado L3 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

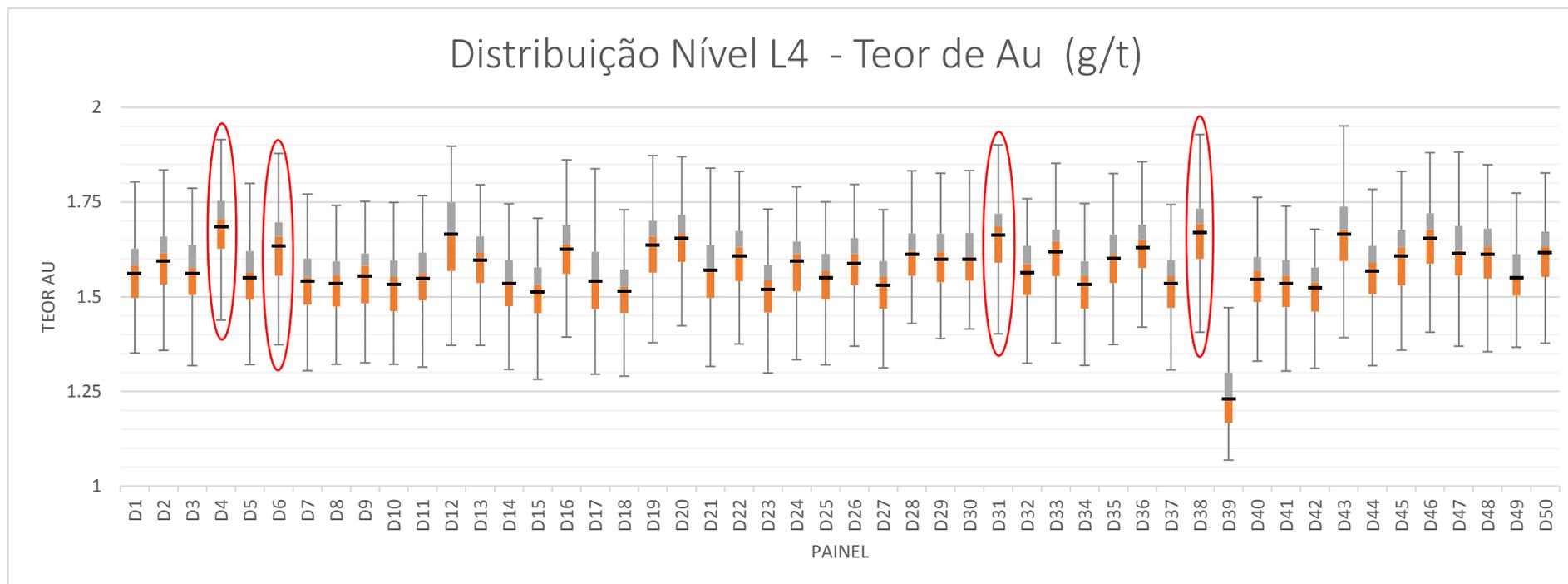


Figura A.5 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no quarto nível de produção denominado L4 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t.

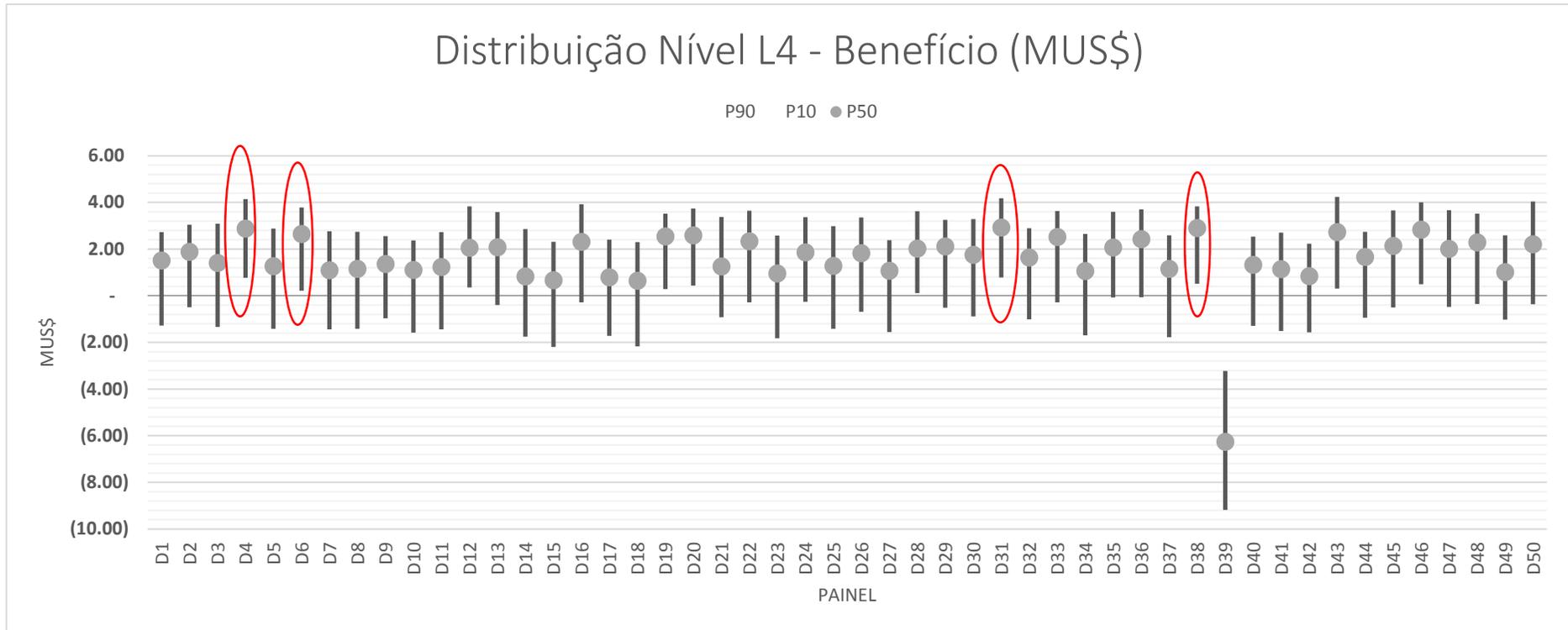


Figura A.6 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no quarto nível de produção denominado L4 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

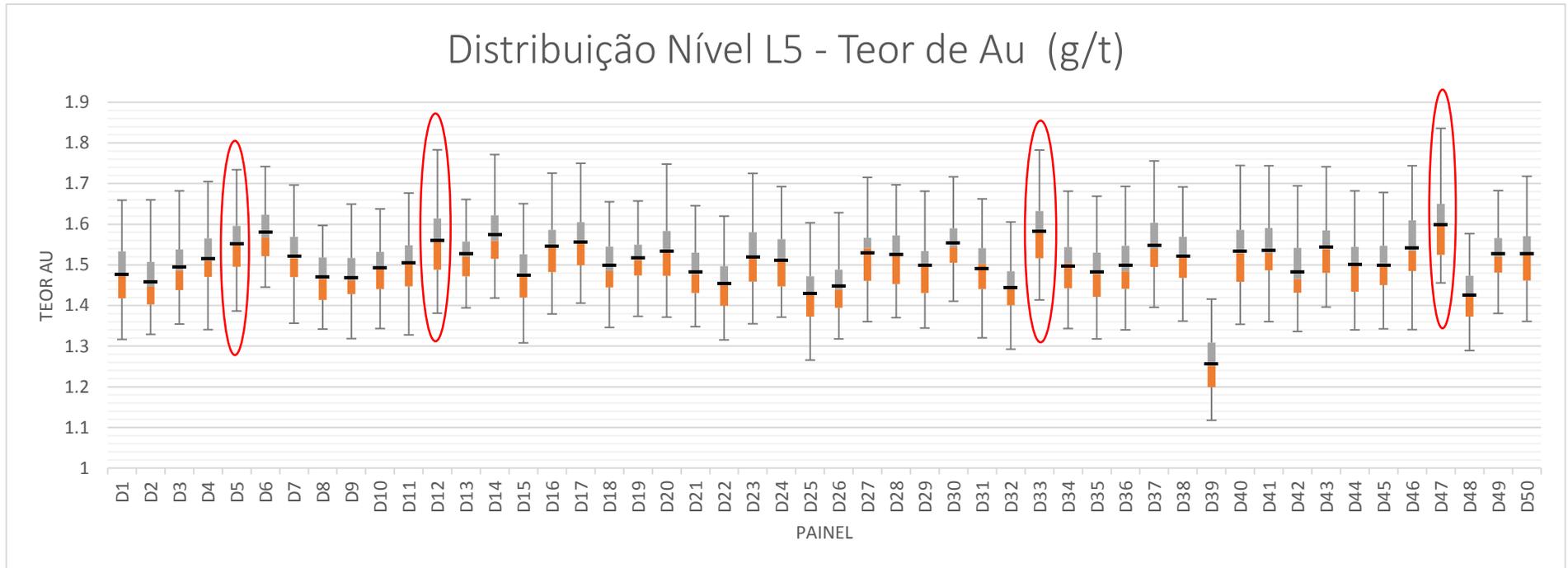


Figura A.7 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no quinto nível de produção denominado L5 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte de 1,5 g/t.

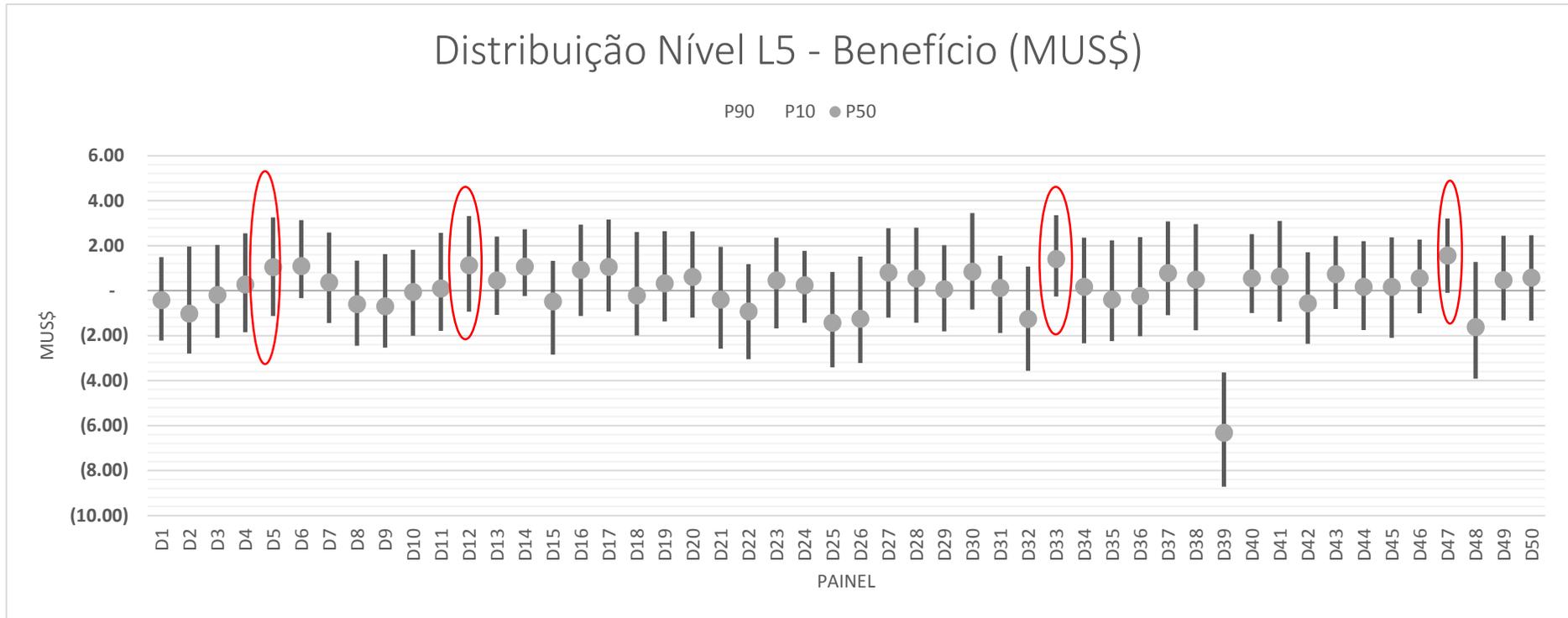


Figura A.8 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no quinto nível de produção denominado L5 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

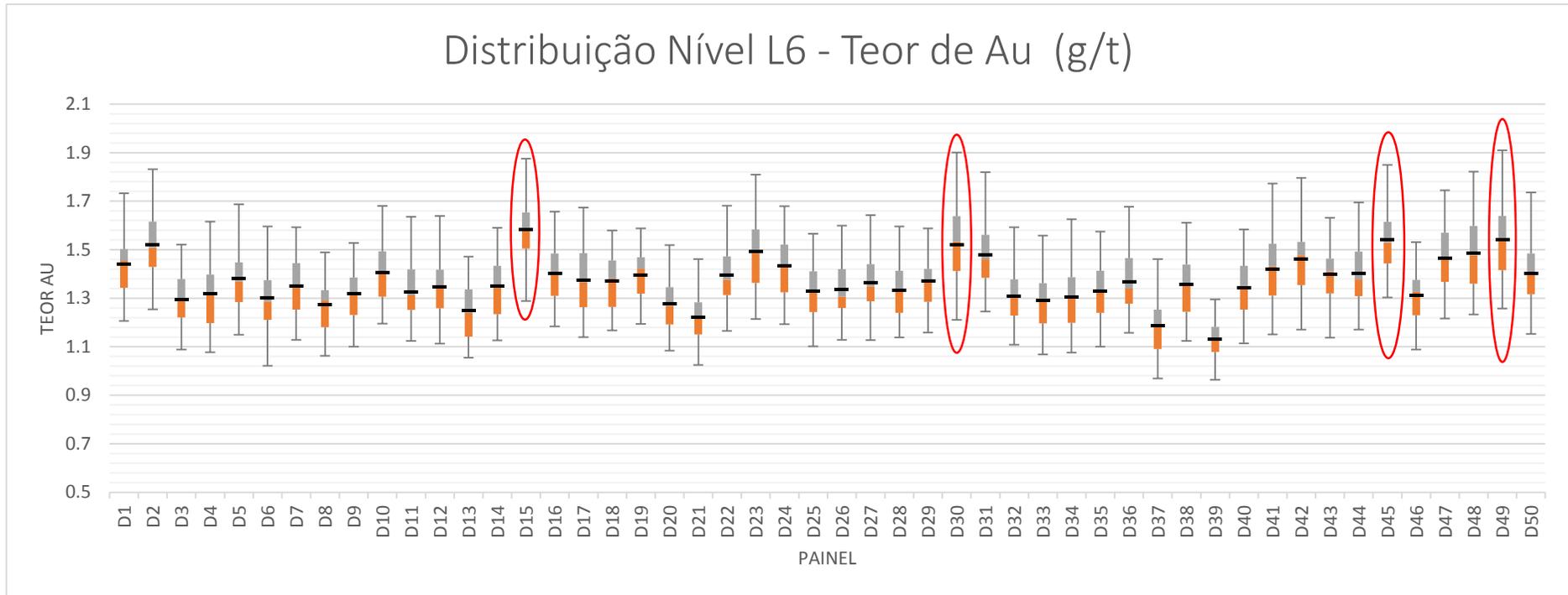


Figura A.9 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no sexto nível de produção denominado L6 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte 1,5 g/t.

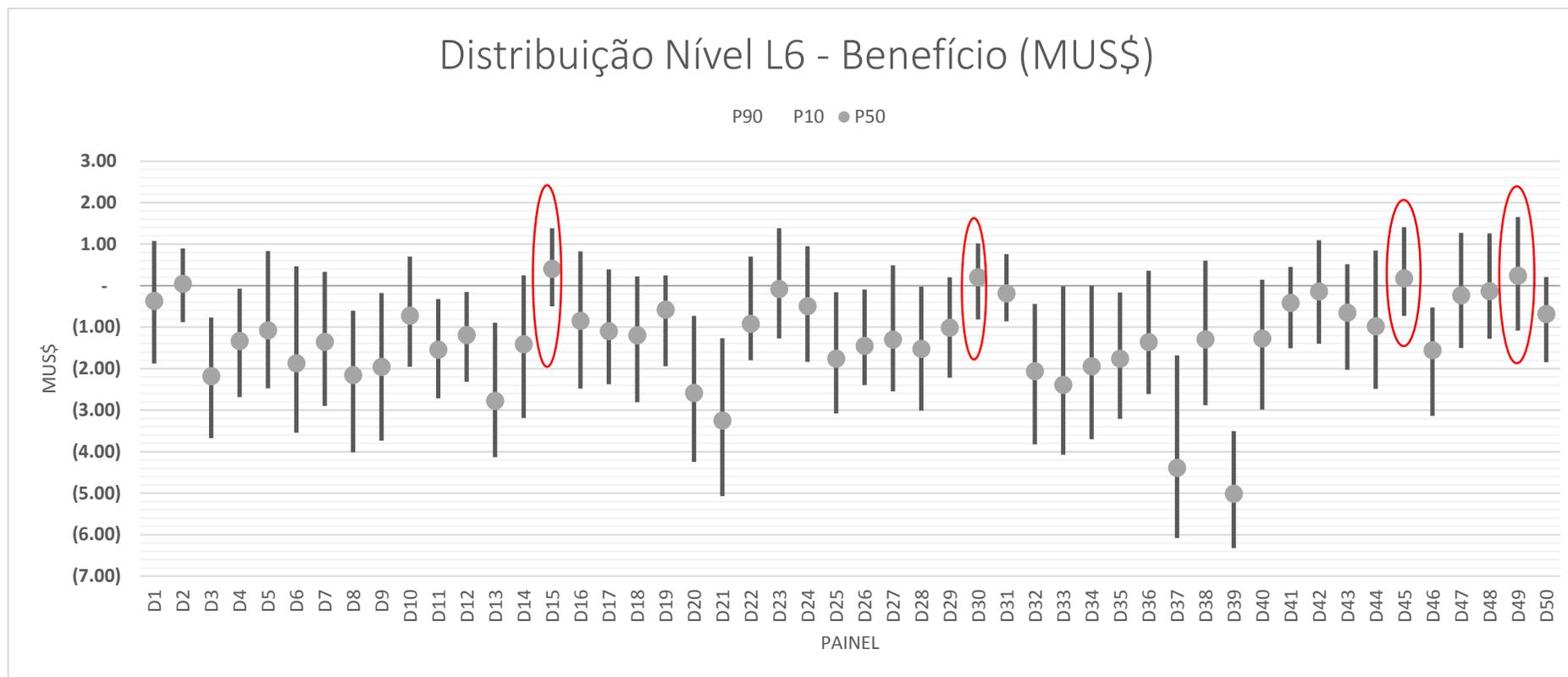


Figura A.10 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no sexto nível de produção denominado L6 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

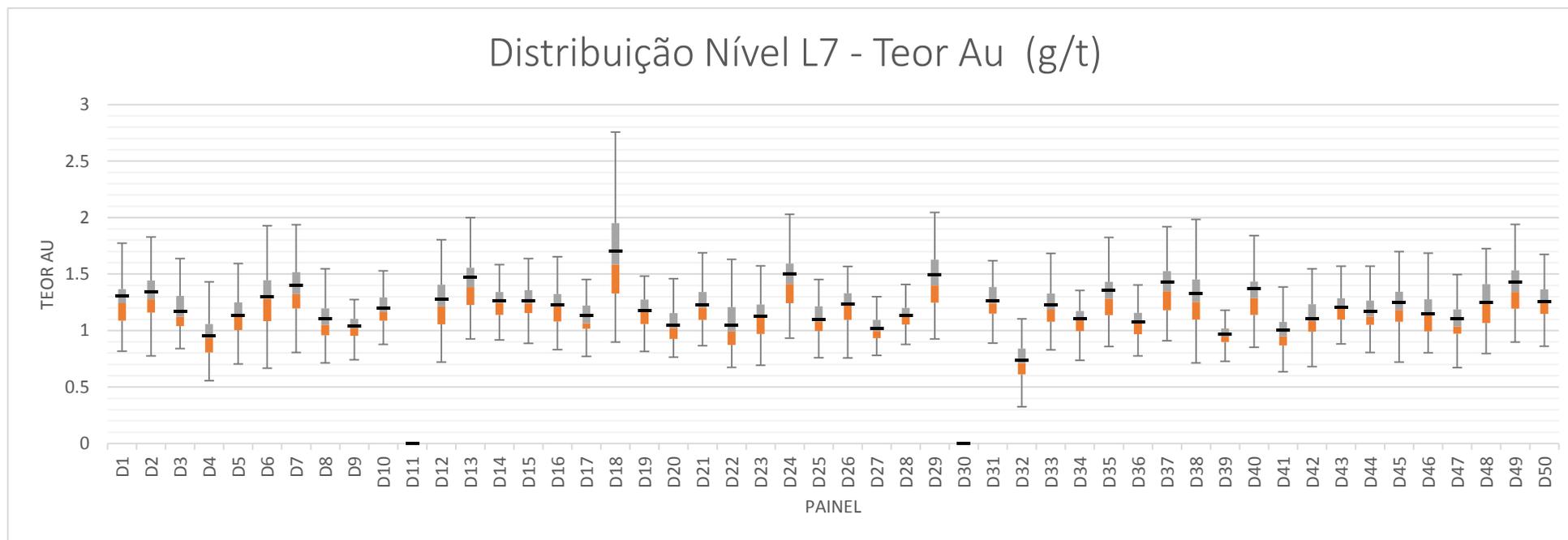


Figura A.11 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no sétimo nível de produção denominado L7 e os quatro painéis selecionados com o círculo em vermelho que apresentaram um comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte 1,5 g/t.

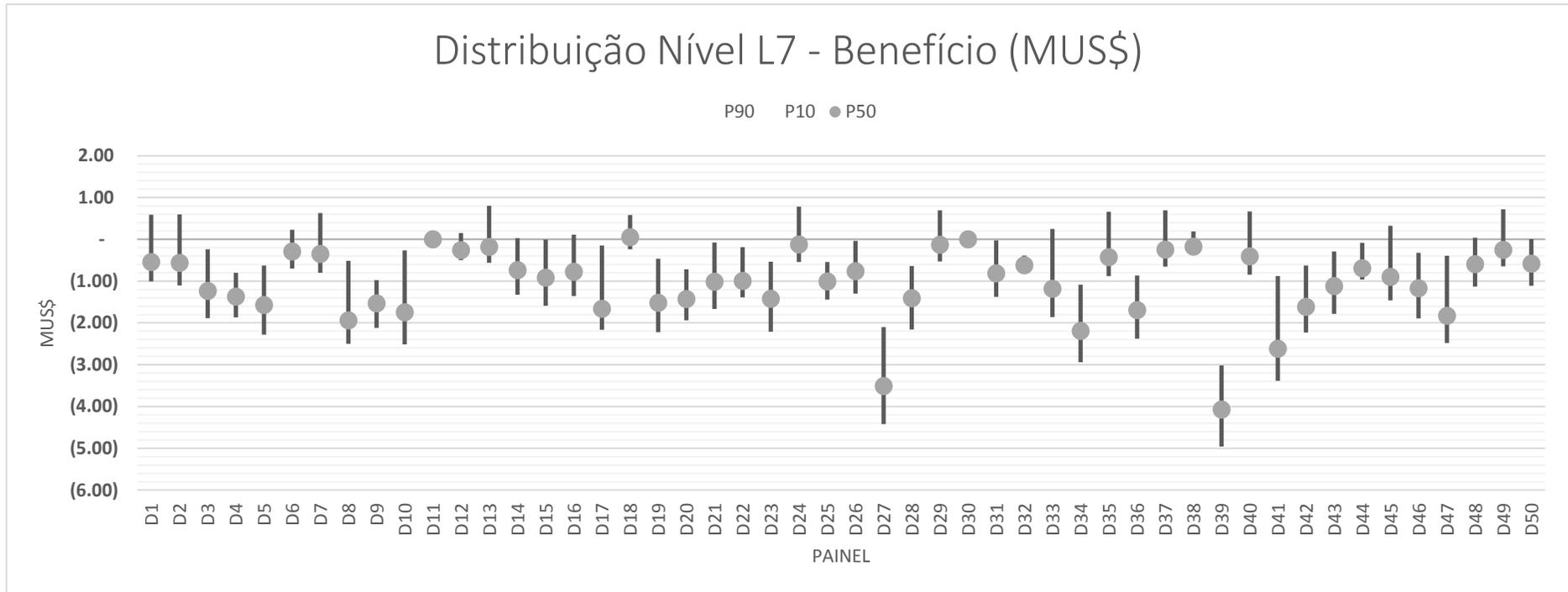


Figura A.12 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no sétimo nível de produção denominado L7 com nenhum painel selecionado pela ausência de painéis que apresentassem comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

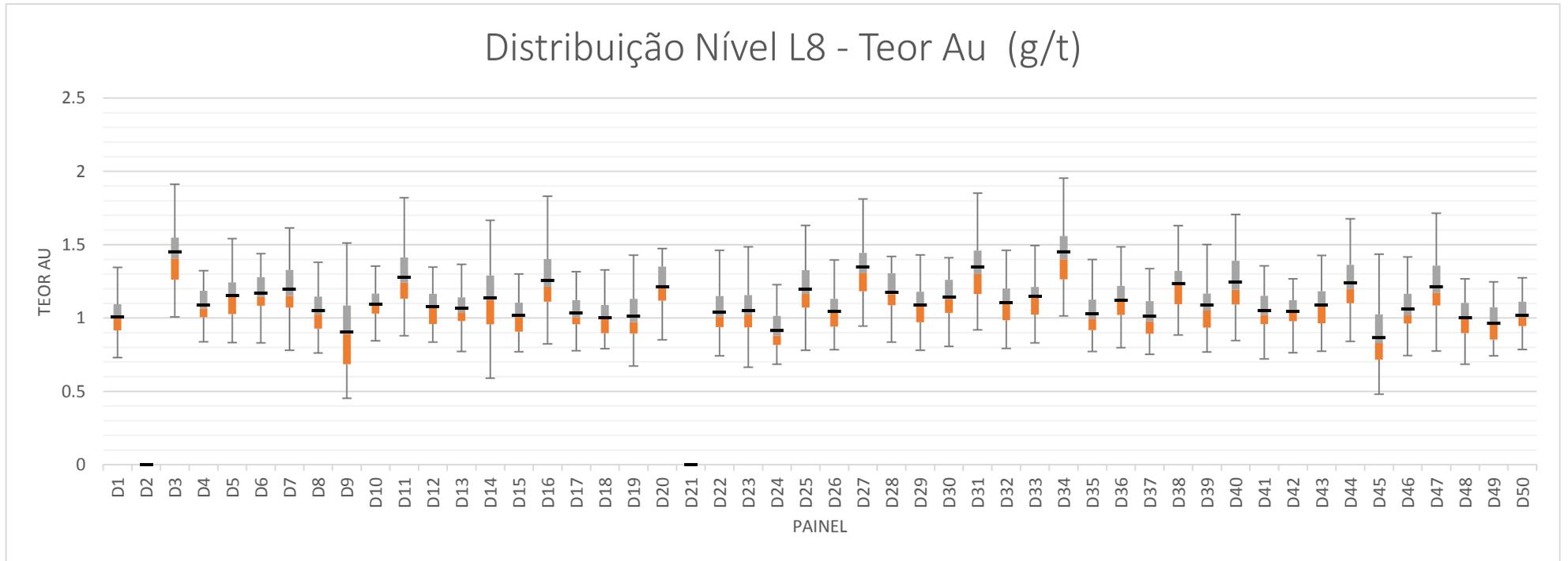


Figura A.13 - Distribuição de teor para cada painel de lavra presente no oitavo nível de produção denominado L8 com nenhum painel selecionado pela ausência de painéis que apresentassem comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem o teor de corte 1,5 g/t.

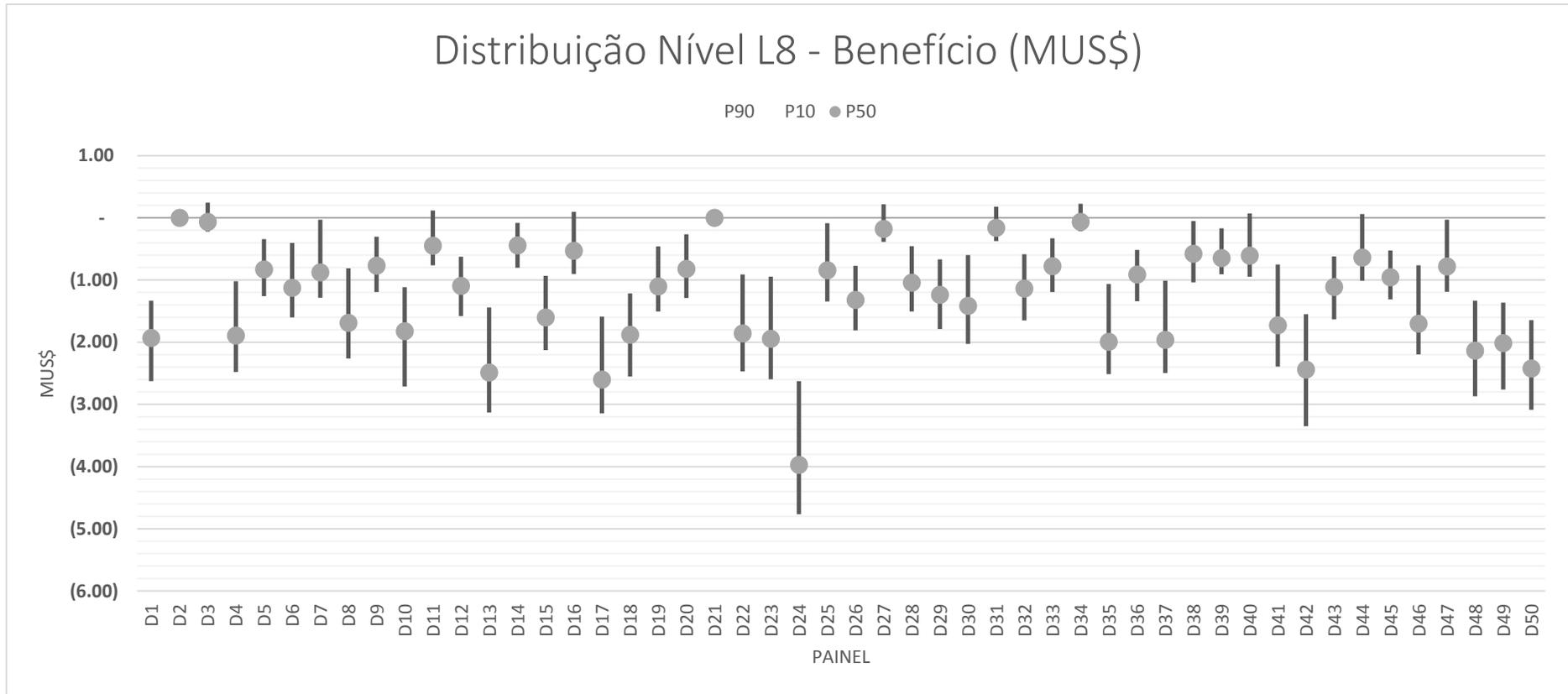


Figura A.14 - Distribuição de benefício para cada painel de lavra presente no oitavo nível de produção denominado L8 com nenhum painel selecionado pela ausência de painéis que apresentassem comportamento superior aos 70% de probabilidade de atingirem um benefício positivo.

Apêndice B

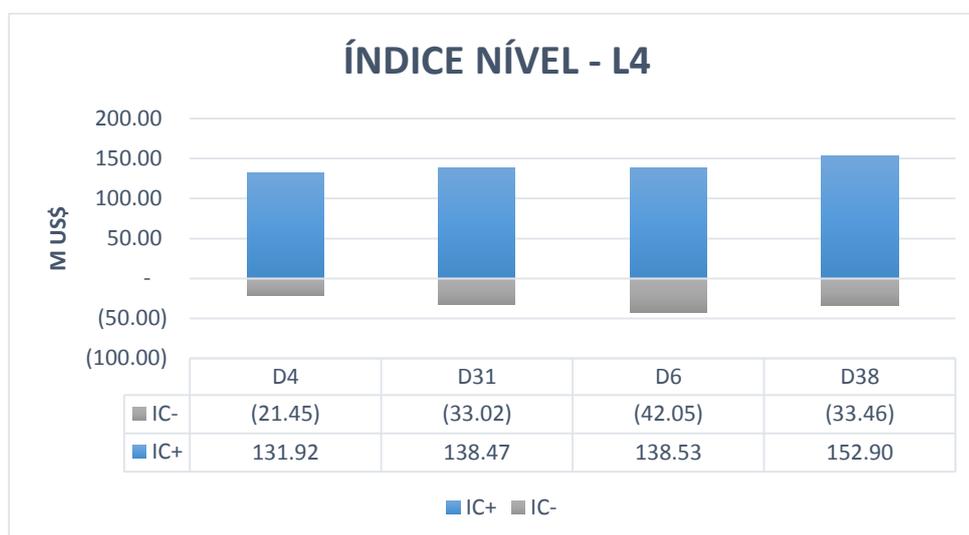


Figura B.1 - Valores do índice IC_{+T} e IC_{-T} para os painéis do nível L4.

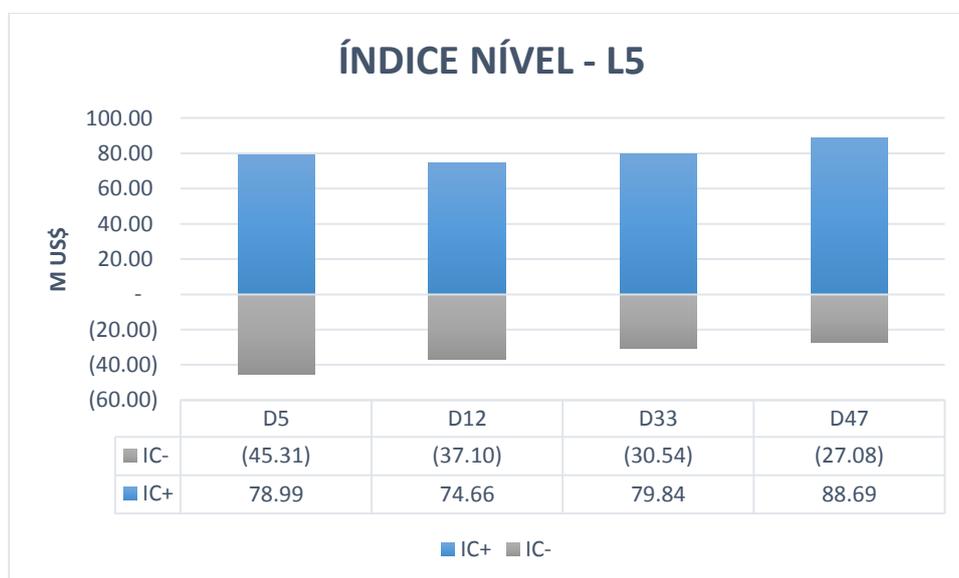


Figura B.2 - Valores do índice IC_{+T} e IC_{-T} para os painéis do nível L5.

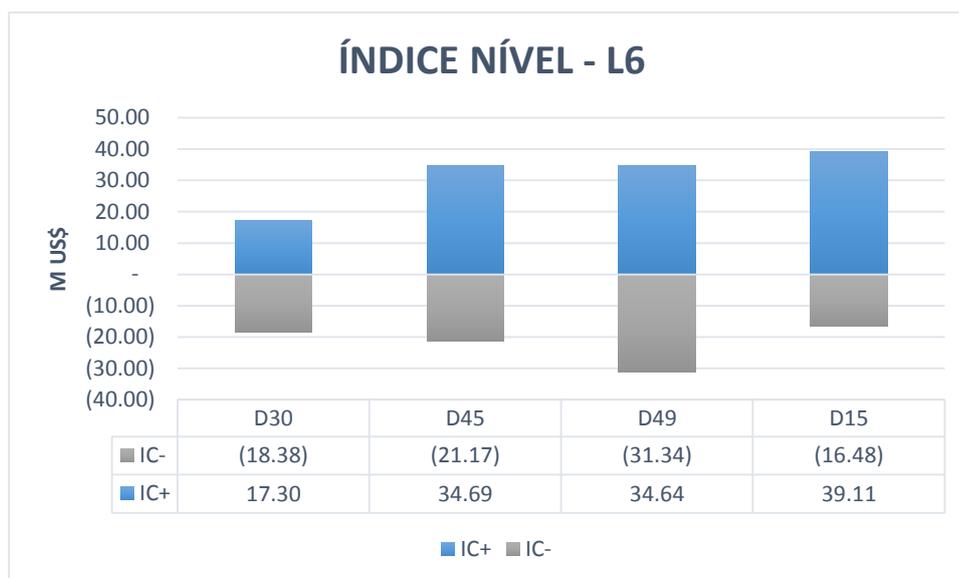


Figura B.3 - Valores do índice IC_{+T} e IC_{-T} para os painéis do nível L6.