

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS, METALÚRGICA
E MATERIAIS (PPGE3M)

**MÉTODO PARA AUXÍLIO NA DEFINIÇÃO DA
QUANTIDADE DE MINÉRIO LIBERADO**

DANIEL MAYER FONTOURA

Dissertação para obtenção do título de
Mestre em Engenharia

Porto Alegre

2017

DANIEL MAYER FONTOURA

**MÉTODO PARA AUXÍLIO NA DEFINIÇÃO DA
QUANTIDADE DE MINÉRIO LIBERADO**

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de concentração: Tecnologia Mineral.

ORIENTADOR: Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Porto Alegre

2017

DANIEL MAYER FONTOURA

MÉTODO PARA AUXÍLIO NA DEFINIÇÃO DA QUANTIDADE DE MINÉRIO LIBERADO

Esta dissertação foi julgada adequada para a obtenção do título de Mestre em Engenharia e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora.

Orientador: _____

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni, UFRGS

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Jair Carlos Koppe, DEMIN/UFRGS

Prof. Dr. João Felipe Coimbra Leite Costa, DEMIN/UFRGS

Prof. Dr. Giorgio Francesco Cesare de Tomi, PMI-POLI/USP

Coordenador do PPGE3M: _____

Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann

Porto Alegre, março de 2017

DEDICATÓRIA

Dedico este trabalho à minha querida Graziela, aos meus pais Ivan e Marina, ao meu irmão André pelo incentivo, amor, carinho e compreensão ao longo deste trabalho.

AGRADECIMENTOS

Ao Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, PPGE3M, pela oportunidade de realização de trabalhos em minha área de pesquisa.

Aos professores do Departamento de Engenharia de Minas da UFRGS, em especial ao professor Rodrigo de Lemos Peroni pelos conhecimentos transmitidos, amizade, apoio e orientação ao longo deste trabalho.

Aos meus colegas, Luciano dos Santos Araújo, Ronald Leal, Jaqueline Machado, Harvey Vargas, Maurício Gomide e Tiãozito Vasconcelos pelo apoio e pelas conversas técnicas que muito contribuíram para o andamento deste trabalho e para o meu desenvolvimento. Em especial agradeço a Luciano Capponi pelo constante incentivo e suporte no desenvolvimento deste trabalho.

Aos meus amigos Taís Câmara, Caroline Zorzi e Felipe Sentinger pelo companheirismo que perdura desde a graduação.

“Existe o risco que você não pode jamais correr e existe o risco que você não pode deixar de correr.”

Peter Drucker

RESUMO

Em uma operação mineira, a quantidade e a qualidade do minério disponível para alimentação na usina são essenciais para a continuidade e flexibilidade das operações. A quantidade de minério liberado não é considerada em *softwares* especialistas de sequenciamento de lavra. Geralmente quando o minério liberado é utilizado em rotinas de planejamento, a tonelagem mínima de minério liberado é definida a partir de métodos empíricos. Este estudo desenvolve uma metodologia que auxilia na definição da quantidade de minério liberado a ser considerada nos planos de lavra. Por meio da análise de um estudo de caso, usando krigagem ordinária como método de estimativa e simulação geoestatística para acesso à incerteza, foi avaliado o potencial da metodologia proposta. Foram gerados planos de lavra de cinco anos como referência a partir de cada um dos dois modelos de blocos. Os sequenciamentos de referência foram usados para gerar novos sequenciamentos, com quantidades variáveis de minério liberado (a saber, um, três, cinco e oito meses) para homogeneização na lavra, com posterior alimentação de usina com pilhas de homogeneização. Usando estas possíveis configurações, observou-se o impacto no valor presente líquido de cada um dos cenários e os efeitos do uso de minério liberado na variação de teores para composição de pilhas de homogeneização. A convergência desses critérios é capaz de fornecer diretrizes para a definição da quantidade adequada de minério liberado, a ser usada nos planos de lavra, que permita um balanço entre despesas com antecipação de descobertura para liberação de minério e, também, propicie uma atenuação da variância de teores na formação de pilhas de homogeneização para alimentação da usina.

Palavras-chave: Minério liberado, planejamento de lavra, sequenciamento de lavra, flexibilidade operacional.

ABSTRACT

In a mining operation the quantity and quality of the exposed ore available for plant feeding are essential for the continuity and flexibility of the operations. The quantity of exposed ore is not considered in the mine sequencing specialist softwares. Generally when exposed ore is considered in mine planning routines, the minimum tonnage of exposed ore is defined by empirical methods. This study develops a methodology that helps in the definition of the quantity of exposed ore to be considered in the mine planning. Through analyzing a case study, using ordinary kriging and geo-statistical simulation to assess the uncertainty, it was evaluated the proposed methodology potential. It was generated five year mine planning as a reference for each one of the two block models. The reference mine plans were used to generate new scenarios with variable quantities of exposed ore (namely one, three, five and eight months) to mining blend, with posterior plant feed with homogenization piles. Using these possible configurations, it was observed the impact on the net present value of each scenario and the effects of using exposed ore on the grade variability while composing homogenization piles. The convergence of these criteria is able to give drivers for the definition of the quantity of exposed ore, to be used in the mine plans, which balances the expenses with stripping anticipation for ore exposure and give lower grade variability in the homogenization pile formation for plant feed.

Keywords: Exposed ore, mine planning, mine sequencing, operational flexibility

SUMÁRIO

1.	CAPÍTULO 1.....	15
1.1	INTRODUÇÃO	15
1.2	META DA DISSERTAÇÃO.....	18
1.3	OBJETIVOS ESPECÍFICOS DA DISSERTAÇÃO.....	18
1.4	JUSTIFICATIVA	19
1.5	METODOLOGIA.....	20
1.6	ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO.....	21
2.	CAPÍTULO 2.....	23
2.1	KRIGAGEM ORDINÁRIA.....	23
2.2	SIMULAÇÃO ESTOCÁSTICA.....	27
2.3	DIFERENÇAS ENTRE ESTIMATIVA E SIMULAÇÃO	29
2.4	ABORDAGEM MULTIGAUSSIANA	31
2.5	SIMULAÇÃO POR BANDAS ROTATIVAS	33
3.	CAPÍTULO 3.....	39
3.1	CONSTRUÇÃO DE MODELOS DE RESERVAS MINERAIS.....	40
3.2	CUSTOS NA INDÚSTRIA MINERAL.....	43
3.3	ESTIMATIVA DE CUSTOS	47
3.4	CARACTERÍSTICAS METALÚRGICAS DO MINÉRIO.....	52
3.5	PREÇO DE VENDA	54
3.6	TEOR DE CORTE.....	56
3.7	FUNÇÃO-BENEFÍCIO.....	64
3.8	CAVA FINAL.....	66
3.9	FASES DE LAVRA	69
3.10	SEQUENCIAMENTO DO PLANO DE PRODUÇÃO.....	72
3.11	SELEÇÃO DO MELHOR CENÁRIO A PARTIR DO ÍNDICE DE RISCO.....	76
4.	CAPÍTULO 4.....	79
4.1	DESENVOLVIMENTO DO ESTUDO	79

4.2 LOCALIZAÇÃO E GEOLOGIA	82
4.3 BANCO DE DADOS	83
4.4 LOCALIZAÇÃO DAS AMOSTRAS	84
4.5 REGULARIZAÇÃO DAS AMOSTRAS	84
4.6 ESTATÍSTICAS DOS DADOS	87
4.7 MODELO DE BLOCOS	90
4.8 ESTIMATIVA DE TEORES - KRIGAGEM ORDINÁRIA	91
4.9 SIMULAÇÃO DE TEORES – BANDAS ROTATIVAS.....	97
4.10 TEORES DE CORTE.....	104
4.11 CAVA FINAL	108
4.12 FASES DE LAVRA.....	110
4.13 PLANOS QUINQUENAIS DE REFERÊNCIA	111
4.14 PLANOS QUINQUENAIS COM MINÉRIO LIBERADO	121
5. CAPÍTULO 5.....	135
5.1 CONCLUSÕES	135
5.2 TRABALHOS FUTUROS	137
6. REFERÊNCIAS.....	139

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1: Macro fluxograma da metodologia proposta. Fonte: própria.	21
Figura 2: Semivariograma e seus elementos. Fonte: adaptado de Wheeler (2011, <i>apud</i> KING, 2011).	24
Figura 3: À esquerda, representação de modelo estimado por método linear; à direita, o mesmo modelo obtido por simulação com diversas realizações. Fonte: adaptado de Rossi e Deutsch (2014).	29
Figura 4: (a) Dados coletados a cada 100m da profundidade do leito do oceano; (b) Perfil verdadeiro do leito do oceano amostrado a cada 10m; (c) Perfil estimado do leito do oceano a partir de krigagem; (d) Perfil simulado, em cor mais clara, junto ao perfil verdadeiro, em cor escura, do leito do oceano, amostrada a cada 10m. Fonte: adaptado de Alfaro (1979, <i>apud</i> CHILÈS; DELFINER, 1999).	30
Figura 5: À esquerda, distribuição acumulada de frequência dos dados originais; à direita, mesma distribuição para os dados no espaço gaussiano. Fonte: adaptado de Goovaerts (1997).	32
Figura 6: Projeções ortogonais usadas para determinação do valor simulado em x . Fonte: Chilès e Delfiner (1999).	37
Figura 7: Fluxograma do processo de simulação e condicionamento dos dados. Fonte: adaptado de Chilès e Delfiner (1999).	38
Figura 8: Diferenças entre custos sob os pontos de vista econômico e contábil. Adaptado de Mankiw (2013).	43
Figura 9: Relação de custos para composição de um fluxo de caixa. Fonte: própria.	46
Figura 10: Fluxo de análise de custos a partir de um plano de lavra. Fonte: própria.	50
Figura 11: Destinos prováveis para os materiais classificados como minério e estéril. Fonte: própria.	56
Figura 12: Relação do teor de corte e seus diferentes tipos com o lucro de um bloco. Onde TCE é o teor de corte de equilíbrio e TCM é o teor de corte marginal. Fonte: adaptado de Rendu (2008).	59
Figura 13: Principais componentes da função-benefício. Fonte: própria.	65
Figura 14: Precedência de extração de blocos. Fonte: Hustrulid e Kuchta (2006).	68
Figura 15: Desdobramento de fases de lavra para pior cenário. Fonte: adaptado de Whittle (2011).	70
Figura 16: Desdobramento de fases de lavra para melhor cenário. Fonte: adaptado de Whittle (2011).	71
Figura 17: Etapas de planejamento posteriores à definição de cava final e fases de lavra. Fonte: própria.	73
Figura 18: Mapeamento de riscos técnicos e gerenciais. Fonte: adaptado de Steffen (2007). ..	75
Figura 19: Distribuição da incerteza de uma variável de interesse. Fonte: adaptado de Dimitrakopoulos <i>et al.</i> (2007).	77
Figura 20: Fluxograma simplificado da etapa de sequenciamento e análise.	81
Figura 21: Detalhe de Minas Gerais e mesorregião do Triângulo Mineiro e Alto Paranaíba. Fonte: adaptado de IBGE (2016).	82

Figura 22: Distribuição espacial dos furos de sondagem.....	84
Figura 23: Distribuição do comprimento de intervalos de furo de sondagem.	85
Figura 24: Distribuição de teores para intervalos com comprimento de 4,53 metros de média.	85
Figura 25: Distribuição do comprimento de intervalos regularizados.	86
Figura 26: Distribuição de teores para intervalos regularizados.	86
Figura 27: (a) Distribuição de amostras para o domínio bebedourito e (b) para o domínio foscorito.....	87
Figura 28: Histograma de teores das amostras para o domínio bebedourito em (a) dados originais e (b) dados desagrupados.....	88
Figura 29: Histograma de teores após para o domínio foscorito em (a) dados de originais e (b) dados desagrupados.	89
Figura 30: Histograma de teores das amostras com limite igual ao q0.99 (a) bebedourito e (b) foscorito.....	90
Figura 31: (a) Seção vertical do modelo de blocos com informações de todas as litologias, (b) litologia bebedourito, (c) litologia foscorito e (d) litologia estéril.	91
Figura 32: Variogramas experimentais para a variável P_2O_{5ap} no domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.	93
Figura 33: Variogramas experimentais para a variável P_2O_{5ap} no domínio foscorito. Continuidades: (a) Maior, (b) Intermediária e (c) Menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.	94
Figura 34: Histograma dos teores estimados de P_2O_{5ap} para (a) litologia bebedourito e (b) litologia foscorito.....	95
Figura 35: Validação cruzada da estimativa por krigagem ordinária para os domínios (a) bebedourito e (b) foscorito.	96
Figura 36: Análise de deriva nos eixos X, Y e Z para os domínios (a) bebedourito e (b) foscorito.....	97
Figura 37: Histograma da normalização do teor de P_2O_{5ap} para (a) bebedourito e (b) foscorito.	99
Figura 38: Variogramas experimentais (pontos) e modelos ajustados (linhas contínuas) para a variável P_2O_{5ap} normalizada no domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.	101
Figura 39: Variogramas experimentais (pontos) e modelos ajustados (linhas contínuas) para a variável P_2O_{5ap} normalizada no domínio foscorito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.	102
Figura 40: Validação dos histogramas simulados de P_2O_{5ap} . Em preto o histograma acumulado dos dados simulados e em vermelho o histograma dos dados originais: (a) domínio bebedourito; (b) domínio foscorito.	103
Figura 41: Validação dos variogramas das realizações. Em preto os variogramas experimentais dos modelos simulados e em amarelo o variograma dos dados originais para o domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor.	104
Figura 42: Validação dos variogramas das realizações. Em preto os variogramas experimentais dos modelos simulados e em amarelo o variograma dos dados originais para o domínio foscorito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor.	104

Figura 43: Recuperação metalúrgica para o domínio bebedourito.	105
Figura 44: Recuperação metalúrgica para o domínio foscorito.	105
Figura 45: Curva com variação de benefício econômico, em R\$ por tonelada de minério, em função do teor de corte de $P_2O_{5\text{ap}}$ para a litologia bebedourito.	106
Figura 46: Curva com variação de benefício econômico, em R\$ por tonelada de minério, em função do teor de corte de $P_2O_{5\text{ap}}$ para a litologia foscorito.	107
Figura 47: Cavas aninhadas acumuladas. As linhas preta, contínua e tracejada referem-se ao desembolso no eixo vertical direito. As barras verde e cinza referem-se às massas de estéril e minério, respectivamente.	108
Figura 48: Teor médio da cava final para krigagem ordinária e simulação.	109
Figura 49: Evolução das fases de lavra. Em azul a cava final obtida com suas fases de lavra desdobradas em vermelho. Fases de lavra: (a) um; (b) dois; (c) três; (d) quatro e (e) cinco.	110
Figura 50: Teores médios estimados e simulados para cada fase de lavra.	111
Figura 51: Plano OK sequenciado para o teor de $P_2O_{5\text{ap}}$ krigado. Em azul a cava final e em amarelo o sequenciamento previsto para cinco anos de lavra. Anos: (a) um; (b) dois; (c) três; (d) quatro e (e) cinco.	112
Figura 52: Valor presente líquido obtido dos planos de cada realização.	113
Figura 53: Perfil de risco para os diferentes sequenciamentos de lavra.	114
Figura 54: Análise comparativa do índice de risco dos cenários selecionados.	114
Figura 55: Relação entre <i>UP</i> e <i>DR</i> para os cenários selecionados.	115
Figura 56: Plano SIM33 sequenciado para o teor de $P_2O_{5\text{ap}}$ da realização 33. Em azul a cava final e em verde o sequenciamento previsto para cinco anos de lavra. Anos: (a) um; (b) dois; (c) três; (d) quatro e (e) cinco.	117
Figura 57: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano OK).	117
Figura 58: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano SIM33). Os limites, obtidos da simulação, para a variável $P_2O_{5\text{ap}}$ são representados pelas linhas vermelha (máximo), azul (mínimo) e cinza (médio).	118
Figura 59: Variação do teor por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano OK). .	119
Figura 60: Variação do teor por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano SIM33). Os limites dos teores médios das pilhas, obtidos da simulação, para a variável $P_2O_{5\text{ap}}$ são representados pelas linhas vermelha (máximo), azul (mínimo) e cinza (médio).	119
Figura 61: Dispersão dos teores por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano OK).	120
Figura 62: Dispersão dos teores por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano SIM33).	121
Figura 63: Porções de minério liberado para sequenciamento (Plano OK). Em cores mais frias a parcela de minério liberado a ser lavrado inicialmente e em cores quentes as últimas parcelas a serem lavradas.	124
Figura 64: Porções de minério liberado para sequenciamento (Plano SIM33). Em cores mais frias a parcela de minério liberado a ser lavrado inicialmente e em cores quentes as últimas parcelas a serem lavradas.	125
Figura 65: Variação de teores de $P_2O_{5\text{ap}}$ das pilhas para diferentes cenários de minério liberado (Plano OK).	126
Figura 66: Variação de teores de $P_2O_{5\text{ap}}$ das pilhas para o cenário de um mês de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.	126

Figura 67: Variação de teores de P_2O_{5ap} das pilhas para o cenário de três meses de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.	126
Figura 68: Variação de teores de P_2O_{5ap} das pilhas para o cenário de cinco meses de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.	127
Figura 69: Variação de teores de P_2O_{5ap} das pilhas para o cenário de oito meses de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.	127
Figura 70: Dispersão de teores das pilhas - 1M (Plano OK).....	128
Figura 71: Dispersão de teores das pilhas - 3M (Plano OK).....	128
Figura 72: Dispersão de teores das pilhas - 5M (Plano OK).....	128
Figura 73: Dispersão de teores das pilhas - 8M (Plano OK).....	129
Figura 74: Dispersão de teores das pilhas - 1M (Plano SIM33).....	129
Figura 75: Dispersão de teores das pilhas - 3M (Plano SIM33).....	130
Figura 76: Dispersão de teores das pilhas - 5M (Plano SIM33).....	130
Figura 77: Dispersão de teores das pilhas - 8M (Plano SIM33).....	130

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Custos de lavra e processamento.	47
Tabela 2: Estatística dos dados originais e dos dados com limite igual ao $q_{0,99}$.	89
Tabela 3: Dimensões e características do modelo de blocos.	90
Tabela 4: Parâmetros para definição de variogramas experimentais.	92
Tabela 5: Parâmetros de busca da krigagem ordinária.	95
Tabela 6: Análise da binormalidade para litologia bebedourito para o teor de P_2O_{5ap} .	98
Tabela 7: Análise da binormalidade para litologia foscorito para o teor de P_2O_{5ap} .	99
Tabela 8: Parâmetros de custos adotados para teor de corte da litologia bebedourito.	106
Tabela 9: Parâmetros de custos adotados para o teor de corte da litologia foscorito.	107
Tabela 10: Parâmetros obtidos da cava final.	109
Tabela 11: Fases de lavra obtidas para a cava final.	110
Tabela 12: Plano de lavra referência para teor de P_2O_{5ap} krigado.	112
Tabela 13: Plano de lavra referência para os teores de P_2O_{5ap} para o plano de lavra da SIM33.	116
Tabela 14: Planos de lavra com minério liberado (Plano OK).	122
Tabela 15: Planos de lavra com minério liberado (Plano SIM33).	123
Tabela 16: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano OK).	132
Tabela 17: Variação de VPL (Plano OK).	132
Tabela 18: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano SIM33) para valores mínimos de teor de P_2O_{5ap} obtidos por simulação.	133
Tabela 19: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano SIM33) para valores médios de teor de P_2O_{5ap} obtidos por simulação.	133
Tabela 20: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano SIM33) para valores máximos de teor de P_2O_{5ap} obtidos por simulação.	133
Tabela 21: Variação de VPL (Plano SIM33).	134

1. CAPÍTULO 1

1.1 Introdução

A continuidade operacional e a garantia de qualidade de minério, dentro de parâmetros programados, em um plano de produção são imprescindíveis para a sustentabilidade do negócio de mineração. O risco associado à oscilação de qualidade física e/ou química deve, quando possível, ser mitigado mediante opções que possibilitem a absorção de uma redução na capacidade de concentração de produto, o que, invariavelmente, demanda a liberação do minério para alimentação da usina conforme previamente planejado.

Para garantir a flexibilidade citada, deve ser disponibilizada uma quantidade mínima de minério de acesso imediato nas frentes de lavra. Esse minério de acesso imediato, o minério liberado, será tratado como aquela quantidade de material de interesse que não demanda lavra de estéril acima dele. Ou seja, trata-se do minério disponível unicamente associado ao estéril e ao minério marginal intrínseco à mineralização.

A quantidade de minério liberado deve ser definida no plano de lavra, de modo a estar em conformidade com a necessidade operacional, considerando a qualidade e a tonelagem necessária para a homogeneização mais adequada para alimentação na usina. Devido à necessidade de manter exposta a quantidade de minério necessária, o plano de lavra deve contemplar a capacidade de produção dos equipamentos de escavação e transporte. Essas ações devem estar alinhadas com as características químicas dos teores controlados, para a alimentação das usinas, bem como com o controle de teores deletérios e parâmetros físicos do minério.

A incerteza associada à estimativa do minério pode ser conhecida e mitigada com a adoção de um sequenciamento de lavra que seja capaz de atender à incerteza da estimativa. Os teores podem ser previamente conhecidos a partir de modelos numéricos que representam as jazidas minerais. A construção desses modelos numéricos começa com um criterioso processo de coleta de informações, compreendendo mapeamento geológico, amostras de afloramentos, levantamentos topográficos e geofísicos e amostras de sondas com recuperação de testemunhos. Informações geológicas e interpretações de dados de pesquisa formam a fundação tanto para a avaliação de um depósito mineral quanto para uma mina em produção (ERICKSON; PADGETT, 2011).

Essas informações, obtidas a partir de sondagem e mapeamento de campo, são traduzidas em modelos numéricos utilizando-se técnicas geoestatísticas que consideram a continuidade espacial. A geoestatística incorpora informações da continuidade espacial para a construção do modelo matemático dos teores. A continuidade espacial é uma característica intrínseca de fenômenos naturais (ISAAKS; SRIVASTAVA, 1989).

Dentro dos métodos geoestatísticos, a krigagem ordinária (MATHERON, 1962), como qualquer método de interpolação, tem o efeito de suavizar os dados estimados, ou seja, ela não reproduz a heterogeneidade real do fenômeno que está sendo representado. De forma alternativa, por meio de técnicas de simulação, é possível gerar diversos cenários distintos capazes de reproduzir as flutuações do fenômeno. Os algoritmos de simulação geoestatística são capazes de permitir delimitações da amplitude de incerteza por meio da geração de múltiplas realizações de valores de atributos distribuídos no espaço, (JOURNEL, 1974).

Para aplicar a metodologia proposta por este estudo, serão obtidas diferentes realizações para o teor de interesse a partir de simulação geoestatística. Também será realizada a estimativa de um cenário a partir da krigagem ordinária (MATHERON, 1962), e os modelos obtidos serão submetidos, como objeto de entrada, ao sequenciamento de lavra para o horizonte de médio prazo. O planejamento de lavra a ser desenvolvido considera como premissa a definição dos teores de corte, das condições geotécnicas e dos demais limites superficiais e operacionais, sendo acrescentada a condição de restrição por liberação de minério.

O planejamento de lavra começa a partir da definição dos limites da cava final, ou cava ótima, que é determinado por meio de algoritmos que buscam lavrar os blocos de forma ordenada, segundo precedências de extração para a maximização da função objetivo. O algoritmo mais utilizado atualmente é o algoritmo de Lerchs-Grossmann (LERCHS; GROSSMANN, 1965). O objetivo do algoritmo é definir os limites de uma cava que consiga maximizar a diferença entre o benefício gerado a partir do valor do minério extraído e o custo total de lavra e beneficiamento do minério, bem como os custos do estéril associado.

Posteriormente à definição dos limites da cava, devem ser determinados os desdobramentos dos avanços em frações menores dentro do limite da cava ótima. Esses avanços são também denominados fases de lavra. De acordo com as características de cada fase de lavra, é feito o sequenciamento de lavra onde deve ser compreendida toda a sequência de extração a ser realizada no tempo, conforme as demandas de produção, qualidade, capacidades de produção dos equipamentos, distâncias médias de transporte, pontos de lavra,

gerenciamento de estoques de minério, deposição de estéril, limites de licenciamento ambiental, capacidades de rebaixamento de lençol freático, entre outras restrições operacionais.

No sequenciamento de lavra, devemos buscar uma condição que consiga equilibrar as demandas de alimentação de usina, tanto em taxa de alimentação quanto em teores, buscando sempre a maior homogeneidade possível do material alimentado. Também devem ser atendidas as demandas operacionais que circundam a área de lavra. Além dessas restrições, deve ser atendida a premissa de atingir o maior valor presente líquido possível, com a configuração do plano tanto em termos de geometria de lavra quanto em termos de extração no tempo.

O sequenciamento de lavra ideal deve ser aquele que, ao mesmo tempo, atende aos volumes de minério e estéril que devem ser lavrados, identifica a localização desses volumes, a velocidade da sua extração, as prioridades de lavra, os teores disponibilizados para lavra imediata e a disponibilização de quantidades mínimas de minério liberado capazes de absorver as incertezas associadas à geologia local. As restrições provenientes da baixa disponibilidade de minério liberado podem impactar economicamente o ativo mediante perdas de oportunidade em um momento favorável do ciclo econômico e perdas por falta de flexibilidade em períodos de retração econômica.

Durante o processo de sequenciamento de lavra deve ser considerada uma quantidade mínima de minério liberado para garantir, até certo ponto, a flexibilidade das operações. Flexibilidade que pode ser necessária devido à demanda de mistura de características do minério e às necessidades operacionais associadas ao andamento físico de exposição do minério. Abichquer (2010) e Marques (2014) citam a homogeneização da lavra como uma das principais ferramentas para a homogeneização inicial do minério.

Incertezas geológicas são intrínsecas ao negócio da mineração. Para acessar esta incerteza os sequenciamentos de lavra gerados a partir da simulação geoestatística são submetidos a uma técnica que maximiza o potencial de ganho e minimiza o potencial de perda. A manutenção de uma quantidade mínima de minério liberado, que consiga garantir uma tonelagem de minério e atenda à demanda de alimentação da planta de processamento, é capaz de atenuar alguns problemas de cunho operacional, econômico, de estimativa e modelamento, de planejamento de mina, de planejamento de manutenção, de segurança e de meio ambiente. Tais riscos podem ser absorvidos parcialmente ou mitigados com a liberação antecipada de minério.

Quanto à oscilação do mercado, o minério liberado pode ajudar a absorver, em pequena escala, eventos de depressão de preço do bem mineral. O minério liberado também pode ser um item importante na tomada de decisão de contingenciamento de gastos em determinado período ou de oportunidades de redução de custos operacionais. No planejamento de lavra de curto prazo, a maior possibilidade de homogeneização auxilia na manutenção da qualidade do minério alimentado na usina. A política de manutenção de uma quantidade mínima de minério liberado é importante para a redução da exposição ao risco de operações mineiras.

1.2 Meta da dissertação

Este estudo tem como meta desenvolver uma metodologia que seja capaz de auxiliar a tomada de decisão da quantidade de meses de minério liberado a ser utilizado em ciclos de sequenciamento de lavra de médio prazo, procurando a melhor condição de homogeneização de qualidade de minério para alimentação de usinas e melhor potencial econômico da configuração de antecipação de estéril.

1.3 Objetivos específicos da dissertação

A dissertação pretende atingir a meta por meio do cumprimento dos objetivos específicos listados abaixo:

- 1) propor uma metodologia baseada em krigagem ordinária e simulação geoestatística para definir a quantidade mais adequada de minério liberado numa mina a céu aberto;
- 2) testar a metodologia proposta em uma mina em operação para validar a abordagem proposta;
- 3) avaliar o impacto da variação da quantidade de minério liberado na relação estéril-minério e no valor presente líquido dos sequenciamentos de lavra;
- 4) avaliar a variação de teores alimentados na usina para os diferentes cenários de minério liberado.

1.4 Justificativa

O planejamento de mina é ferramenta essencial para garantia da continuidade e previsibilidade operacional com melhor aproveitamento econômico. Atualmente são utilizadas diversas técnicas, desde os níveis estratégicos até os operacionais, para a tomada de decisão a respeito de quais blocos devem ser lavrados ou abandonados na cava. Tais técnicas, que contam com o uso de *softwares* específicos de planejamento, são amplamente aceitas e utilizadas na indústria. Porém existem aspectos de caráter operacional que não são considerados por tais *softwares*, entre eles a carência de técnicas e conceitos para a determinação da quantidade mínima de minério liberado a ser mantida em operações mineiras, com impacto sobre o valor presente líquido. O desenvolvimento dessas técnicas pode auxiliar no planejamento de mina, de médio e curto prazo, e no gerenciamento dos riscos associados à incerteza das operações de lavra, onde essas incertezas podem gerar impacto em um plano de produção. A quantidade mínima de minério a ser deixada exposta, que consiga garantir absorção, mesmo que parcialmente, das incertezas associadas à operação e da capacidade operacional de homogeneização da lavra do minério, pode ser adotada para garantir maior estabilidade de teores na alimentação. O efeito característico da suavização das estimativas por estimadores lineares pode gerar situações indesejáveis para uma operação mineira, uma vez que a incerteza não pode ser acessada por esses métodos de estimativa lineares. Para tanto, espera-se que com o uso de um sequenciamento de lavra, obtido a partir das simulações, consigamos observar o comportamento do plano de lavra e da exposição de minério, contemplando o desenho de sequenciamento, que seja capaz de maximizar o potencial de ganho e minimizar os riscos de perda.

O planejamento de lavra serve como diretriz para orçamentos e perspectivas de produção, bem como para a definição de estratégias de posicionamento das empresas de mineração. A capacidade de atingir metas de produção, orçamento, fluxo de caixa e demais indicadores financeiros, está diretamente ligada à capacidade de realização das previsões da qualidade do minério. A garantia do atingimento de produção é vital para a continuidade das operações. Com isso, torna-se essencial realizar o planejamento com capacidade de absorção de algumas das incertezas associadas.

A carência de trabalhos e publicações referentes ao tema de minério liberado em um plano de produção também motiva o trabalho apresentado.

1.5 Metodologia

A primeira etapa do trabalho será conduzida a partir da análise exploratória do teor de interesse. Por meio do modelo geológico será construído o modelo de blocos com as litologias específicas do projeto. Os modelos geológicos encontram-se previamente modelados e serão utilizados dentro de uma área de interesse.

Os teores compreendidos entre os intervalos litológicos do banco de dados foram divididos em três domínios principais, denominados estéril, bebedourito e foscorito, onde o primeiro domínio considerou todas as litologias estéreis e não passíveis de concentração, enquanto o domínio bebedourito trata da mineralização da litologia bebedourito e o domínio foscorito trata da mineralização da litologia foscorito. Os domínios geológicos são importantes em estimativas, pois as características de um domínio podem ter impactos diferentes na estimativa quando comparados às características de outro domínio (SINCLAIR; BLACKWELL, 2002).

Após a etapa de avaliação dos dados e construção do modelo geológico, será conduzida estimativa através do método de krigagem ordinária para cada um dos domínios litológicos, com validação da estimativa para cada um dos domínios. Com o modelo estimado por krigagem ordinária será construído um modelo econômico que será usado na otimização de cava e sequenciamento de lavra para o horizonte de cinco anos, denominado plano de referência OK. A partir do plano de referência serão construídos quatro cenários de sequenciamento, considerando um, três, cinco e oito meses de minério liberado, totalizando cinco cenários de cinco anos de planejamento, com os respectivos sequenciamentos de pilhas de alimentação.

Para complementar, serão gerados cenários equiprováveis mediante simulação por bandas rotativas para determinação e avaliação da variação de teores. Serão feitas validações de estimativas para cada série de realizações, e será gerado um modelo econômico para cada realização. Esses modelos econômicos seguirão as mesmas premissas do modelo econômico gerado a partir do modelo de blocos estimado por krigagem ordinária. A referência de cava final e fases de lavra, obtida da otimização do cenário gerado por krigagem ordinária, será utilizada para o sequenciamento quinquenal de cada uma das realizações obtidas. Os sequenciamentos serão submetidos a uma técnica para a escolha do sequenciamento que maximiza o potencial de ganho e minimiza o potencial de perda. O plano de lavra de referência, obtido para a realização escolhida, e os planos com as diferentes quantidades de

minério liberado serão comparados com os dados obtidos do sequenciamento com modelo gerado por krigagem, bem como o plano original e os demais planos, com quantidades de minério liberado, gerados para o cenário simulado escolhido. Figura 1: Macro fluxograma da metodologia proposta. Fonte: própria.

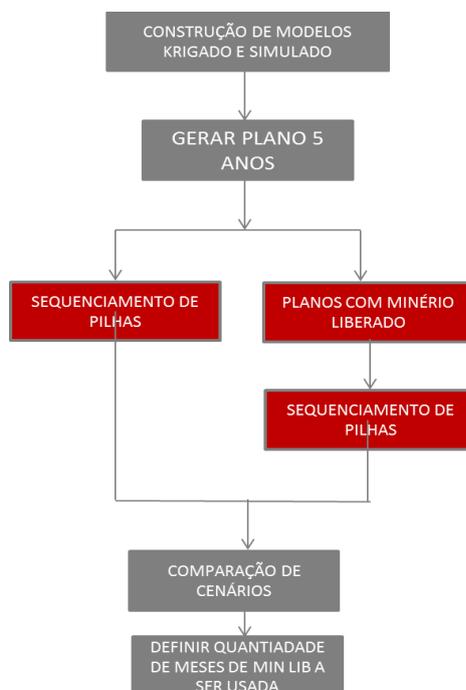


Figura 1: Macro fluxograma da metodologia proposta. Fonte: própria.

1.6 Organização da dissertação

Esta dissertação se compõe de cinco capítulos, organizados da seguinte forma:

- 1) O Capítulo 1 trata da contextualização do assunto abordado pela dissertação, bem como da justificativa e da metodologia adotada no trabalho;
- 2) O Capítulo 2 será composto pela revisão bibliográfica sobre o método de estimativa por krigagem ordinária e sobre as técnicas de simulação estocástica, mais propriamente dito da simulação por bandas rotativas;
- 3) O Capítulo 3 irá revisar os conceitos econômicos necessários para a construção da função-benefício. Também serão abordados os conceitos de planejamento de lavra e técnica de maximização de potencial de ganho e minimização de

perdas, aplicados na seleção do melhor sequenciamento obtido da simulação geoestatística;

- 4) O Capítulo 4 consistirá em um estudo de caso aplicado a uma reserva de fosfato. Nesse capítulo serão utilizados todos os conceitos abordados nos capítulos 2 e 3 até a obtenção final dos sequenciamentos de lavra e respectiva análise dos sequenciamentos obtidos;
- 5) O Capítulo 5 tratará das conclusões observadas a partir dos resultados obtidos do trabalho, bem como das propostas de continuidade de estudos.

2. CAPÍTULO 2

Neste capítulo será apresentada uma revisão bibliográfica dos conceitos matemáticos e das teorias utilizadas no desenvolvimento do trabalho. Será revisitada a teoria da krigagem ordinária, utilizada na estimativa para a variável de teor de fosfato, P_2O_5 ap, para a construção do modelo determinístico, e também serão revisitadas as técnicas de simulação por bandas rotativas, que serão utilizadas para simular diferentes realizações para a variável P_2O_5 ap, usada na construção dos modelos de incerteza.

2.1 Krigagem ordinária

Um dos principais objetivos da geoestatística é o de fornecer um modelo matemático fiel de determinado fenômeno natural a partir de uma quantidade limitada de dados e informações. Dentre as várias técnicas de geoestatística, a técnica desenvolvida por Matheron na década de 1960, denominada krigagem (MATHERON, 1962), é provavelmente a mais utilizada na indústria mineral (SOUZA *et al.*, 2005).

A krigagem ordinária é um estimador do tipo B.L.U.E, ou seja, *Best Linear Unbiased Estimator*, segundo Isaaks e Srivastava (1989), e tem como principais características: ser o melhor estimador (*Best*), pois busca minimizar a variância do erro; ser linear (*Linear*), devido às características de utilização de combinação linear ponderadas dos dados disponíveis no banco de amostras; ser não tendencioso (*Unbiased*), pois busca uma média residual ou erro igual a zero; e ser estimador (*Estimator*), pois é uma função para estimativa. A krigagem ordinária utiliza a média de pesos das amostras da vizinhança para atribuir o valor estimado a um determinado local. A diferença entre a krigagem ordinária e outros estimadores é que ela propõe minimizar o erro da variância.

Na krigagem ordinária usamos um modelo probabilístico no qual tanto o erro quanto a variância do erro podem ser calculados e, posteriormente, pesos para as amostras podem ser definidos, o que assegura que o erro médio para o modelo seja o mais próximo de zero, permitindo, por conseguinte, minimizar o erro da variância (MATHERON, 1962).

As informações espaciais são determinadas a partir da correlação espacial entre os dados avaliados. Segundo Sinclair e Blackwell (2002), as definições e medidas em termos quantitativos da continuidade espacial são construídas a partir de observações referentes à continuidade física de um corpo mineralizado.

A função de continuidade espacial, denominada de função semi-variograma por vezes chamada simplesmente de variograma, foi inicialmente utilizada como ferramenta de levantamento ambiental em 1926 e, posteriormente, para aplicação em fluxos turbulentos, na década de quarenta nas disciplinas de meteorologia (MATÉRN, 1960).

Um gráfico, em um eixo bidimensional, denominado de semivariograma pode ser determinado a partir da variância versus a distância de separação dos conjuntos de pares de amostras denominada de *lag*. À distância onde os pontos experimentais apresentam correlação é denominado de alcance ou *range*, a partir desta distância não existe mais correlação espacial entre as amostras. Outro importante elemento do variograma é o patamar, ou *Sill*, que é o valor da variância do conjunto dos dados analisados. Uma proporção da variância do conjunto dos dados, onde o variograma intercepta o eixo y, é denominado efeito pepita, ou *nugget effect*. O efeito pepita pode descrever o quão bem um resultado de amostragem pode ser obtido e reproduzido por diversas vezes na mesma região e o quão bem é capaz de representar a variabilidade inerente de todas as etapas de amostragem, características e métodos da amostragem, preparação e análise (KING, 2011), na Figura 2: Semivariograma e seus elementos. Fonte: adaptado de Wheeler (2011, *apud* KING, 2011).

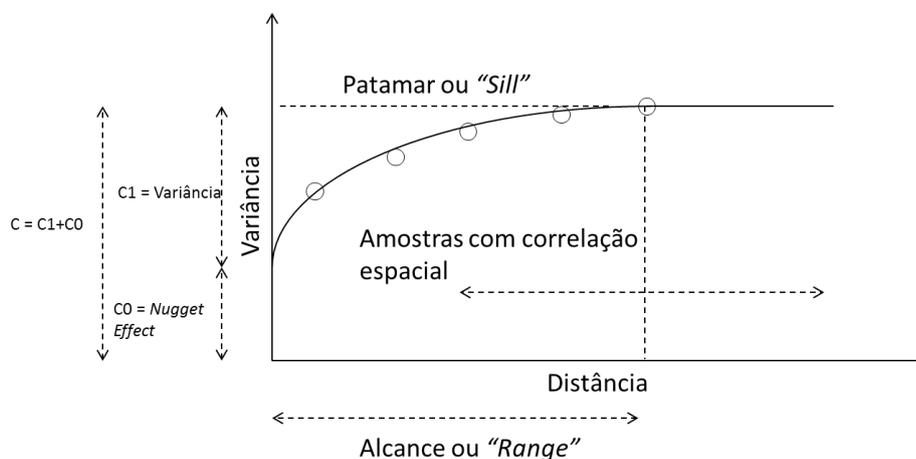


Figura 2: Semivariograma e seus elementos. Fonte: adaptado de Wheeler (2011, *apud* KING, 2011).

O variograma geralmente é construído utilizando *softwares* específicos, onde se utiliza um modelo matemático que é adaptado para representar a continuidade dos dados observados. Geralmente os modelos matemáticos utilizados são o esférico, o linear, o gaussiano ou o exponencial.

Na Equação 1 podemos observar a representação matemática do modelo de semivariograma esférico (JOURNEL; HUIJBREGTS, 1978).

$$\gamma(h) = C_0 + C_1 \left[\frac{3}{2} * \left(\frac{h}{a} \right) - \frac{1}{2} * \left(\frac{h}{a} \right)^3 \right] \quad (1)$$

Para $h < a$

$$\gamma(h) = C_0 + C_1$$

Para $h > a$

Onde,

$\gamma(h)$ é a variância em função da distância;

C_0 é o efeito pepita dos dados;

C_1 é a diferença entre o efeito pepita e a variância total dos dados analisados;

h é o espaçamento entre as amostras (*lag*);

a é o alcance de correlação das amostras (*range*).

A partir dos inúmeros dados disponibilizados com informações espaciais e de qualidade, são realizadas interpolações para estimar os diversos valores de teores para os diferentes locais no espaço. A metodologia de estimação por krigagem consiste no processo em que o ponto a ser estimado, geralmente, é cercado por outros dados que são utilizados, quando dentro do alcance de correlação espacial, para estimar o valor no ponto em questão, caracterizando a continuidade espacial (MATHERON, 1962). Conforme Isaaks e Srivastava (1989), na krigagem ordinária admite-se que a expectativa do erro seja zero, conforme Equação 2:

$$E\{R(x)\} = E\left\{ \sum_{i=1}^n \lambda_i \cdot V(x_i) - V(x_0) \right\} = 0 \quad (2)$$

Onde,

$E\{R(x)\}$ é a esperança matemática do erro para uma posição qualquer;

$V(x_i)$ e $V(x_0)$ representa a variância dos pares de amostras;

λ_i é o peso atribuído à amostra mais distante

A partir da equação de esperança zero, necessita-se de uma definição lagrangiana que irá determinar os melhores pesos para as amostras.

Segundo Goovaerts (1997), com os pesos definidos para cada um dos pontos a serem estimados, o estimador por krigagem ordinária é definido pela Equação 3.

$$V_{OK}^* = \sum_{i=1}^n \lambda_i^{OK} \cdot V(x_i) \quad (3)$$

Onde,

V_{ok} é o valor estimado pela krigagem ordinária;

λ é o peso atribuído para o valor amostrado $V(X_i)$;

Para cada um dos valores estimados existe uma variância da krigagem, os pesos λ são definidos de forma a minimizar a variância da krigagem. Segundo Isaaks e Srivastava (1989), para encontrar os pesos atribuídos devem ser consideradas as Equações 4 e 5:

$$\sum_{j=1}^n \lambda_j * C_{ij} + \mu = C_{i0} \quad (4)$$

$$\forall i = 1, \dots, n$$

Onde,

C_{ij} são todas as covariâncias,

C_{i0} é a covariância entre o valor $V(X_i)$ e $V(X_0)$.

O sistema de equações da krigagem ordinária pode ser escrito de acordo com a notação matricial conforme apresentado na Equação 5:

$$C * \lambda = D \quad (5)$$

Onde C, λ e D são respectivamente representados pelas matrizes abaixo (Equação 6):

$$\begin{bmatrix} C_{11} & \dots & C_{1n} & 1 \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ C_{n1} & \dots & C_{nn} & 1 \\ 1 & \dots & 1 & 0 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \lambda_1 \\ \dots \\ \lambda_n \\ \mu \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} C_{10} \\ \dots \\ C_{n0} \\ 1 \end{bmatrix} \quad (6)$$

Segundo Webster e Armstrong (2007), os efeitos que podem alterar o valor dos pesos podem ser sumariados conforme lista abaixo:

- As amostras geograficamente mais próximas do ponto ou bloco a ser estimado recebem ponderações de pesos maiores do que as amostras localizadas em pontos mais distantes;

- A dimensão dos blocos adotados também irá influenciar no peso relativo dos pontos. Com o aumento das dimensões dos blocos, os pesos das amostras mais próximas irão diminuir, enquanto o peso das amostras mais distantes irá aumentar;

- Uma grande densidade amostral irá fazer com que os dados localizados nessa região recebam pesos menores do que se estivessem fora da região de alta densidade e a uma mesma distância;

- Algumas amostras podem sofrer efeito de encobrimento por outras amostras e com isso receber pesos negativos.

A krigagem ordinária tem grande aplicação na indústria mineral, em grande parte devido ao fato de ser considerada uma boa prática na indústria, bem como por ter uma metodologia simples, direta e de fácil implantação na prática (PAN; ALLEN, 2001). Ainda segundo Pan e Allen (2001), a krigagem apresenta como desvantagem não fornecer as distribuições probabilísticas locais do teor e suavizar em excesso as estimativas para teores com distribuições muito assimétricas.

2.2 Simulação estocástica

Simulação no sentido literal da engenharia significa:

“1. Ato ou efeito de simular.

...

4. Experiência ou ensaios com o auxílio de modelos”.

Dicionário Aurélio

Simulações são reproduções matemáticas de eventos equiprováveis. O uso de simulação matemática remonta aos idos da Segunda Guerra Mundial, quando foram utilizadas

simulações estocásticas para modelos de colisão de átomos (RIPLEY, 1987). Ainda segundo Ripley (1987), a simulação matemática nos permite gerar inúmeros cenários sem a necessidade de realizar um experimento em escala real para cada cenário, o que demandaria recursos de diversos tipos. A característica de poder gerar diversos cenários é especificamente interessante para processos decisórios e de análise de risco.

Segundo Sinclair e Blackwell (2002), simulação no contexto da mineração significa gerar inúmeras condições dentro de uma característica estrutural pré-definida (histogramas, variogramas etc.). Modelos matemáticos podem ser divididos em duas categorias: modelos determinísticos e modelos estocásticos. Os modelos determinísticos são aqueles em que o produto de saída é inteiramente determinado pelos valores dos parâmetros e das condições iniciais. Nos modelos estocásticos, os dados de saída são gerados a partir de uma função randômica, podendo gerar diferentes produtos de saída. Uma função randômica é uma função capaz de gerar um número randômico.

A aplicação de modelos estocásticos é sugerida por Matheron (1973) mediante a utilização de funções randômicas intrínsecas aplicadas para inferência geoestatística. A utilização de modelos estocásticos serviria para contornar a falta de informações quantitativas da variabilidade de teores de um depósito quando se utilizam modelos estimados por algoritmos lineares. A variabilidade dos teores pode ser observada por intermédio do número de realizações da simulação onde cada realização apresenta a mesma probabilidade de ocorrência que as outras realizações para os parâmetros de um mesmo cenário (DEUTSCH, 2002). Da mesma forma, Dowd (1994) sintetiza que o objetivo da simulação geoestatística é fornecer possíveis valores de teores e, por meio de repetidas simulações, gerar possíveis distribuições que são consistentes com o banco de dados e com as características e o modelo geológico do corpo de minério.

De acordo com Sinclair e Blackwell (2002), na indústria mineral a simulação atende a várias propostas, conforme listado abaixo, porém não se limita a elas (JOURNAL, 1979):

- estudo da continuidade dos teores (NOWAK *et al.*, 1993);
- otimização de planos de sondagem e disposição de amostragem (KOPPE, 2009);
- avaliação de métodos de estimativa de recursos e reservas (DOWD; DAVID, 1976);
- planejamento de mina (BLACKWELL *et al.*, 1999);
- otimização da moagem (JOURNAL; ISAAKS, 1984);
- análise de risco financeiro (RAVENSROFT, 1992);
- quaisquer combinações listadas acima.

2.3 Diferenças entre estimativa e simulação

Conforme citado em 2.1, a estimativa por krigagem ordinária busca minimizar a variância da estimativa do erro, o que gera uma suavização dos dados estimados. A suavização das dispersões reais dos valores, com a subestimativa de valores altos e a superestimativa de valores baixos (JOURNAL; HUIJBREGTS, 1978).

O modelo simulado deve representar, de forma suficientemente consistente, as proporções de altos teores e baixos teores, a média e a variância, entre outras características estatísticas dos dados, conforme representado pelo histograma (ROSSI; DEUTSCH, 2014). Ainda segundo Rossi e Deutsch (2014), do ponto de vista de planejamento de mina, o uso de um único teor estimado, conforme obtido por métodos de estimativa, em um bloco não é a melhor forma para se desenvolver um sequenciamento de lavra. Grandes benefícios podem ser observados e obtidos a partir da utilização de um modelo que apresente a distribuição dos possíveis valores dentro de um bloco (DOWD; DAVID, 1976). Na Figura 3: À esquerda, representação de modelo estimado por método linear; à direita, o mesmo modelo obtido por simulação com diversas realizações. Fonte: adaptado de Rossi e Deutsch (2014).

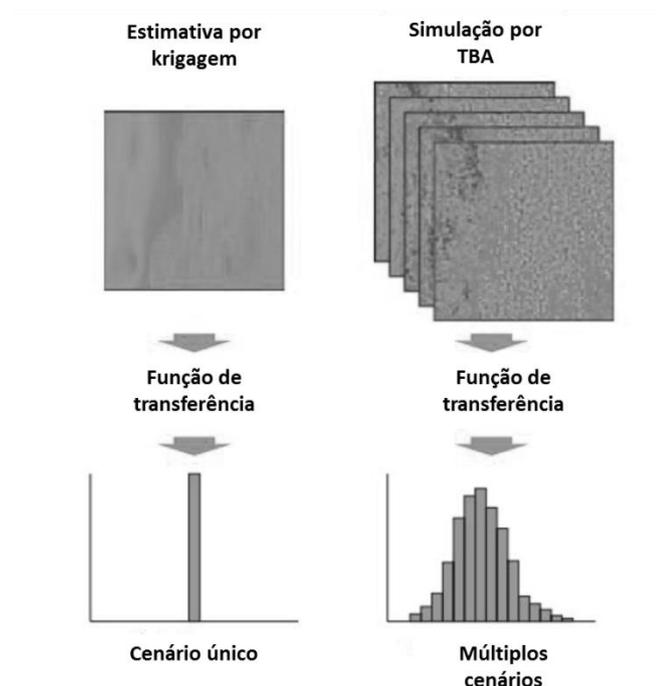


Figura 3: À esquerda, representação de modelo estimado por método linear; à direita, o mesmo modelo obtido por simulação com diversas realizações. Fonte: adaptado de Rossi e Deutsch (2014).

Metodologias de simulação estão sendo utilizadas em rotinas como controle de teores em modelos de curto prazo, análises de risco associadas à classificação de recursos, avaliação da incerteza de reservas lavráveis em projetos com diferentes níveis de maturidade; e também são importantes ferramentas para auxílio na definição de malha ótima de sondagem, entre outros (ROSSI; DEUTSCH, 2014).

Alfaro (1979, *apud* CHILÈS; DELFINER, 1999) apresentou um problema simplificado da aplicação da simulação. No problema deve-se definir o comprimento de um cabo para que possa ser realizada a instalação de um sistema de cabos que cruze o leito do oceano entre dois pontos. O problema mostra a aplicação da krigagem para a definição do comprimento do cabo e do modo como essa técnica suaviza as características reais do leito, demandando uma coleta muito maior de dados para aproximar o valor estimado do valor real. O uso da simulação é capaz de nos apresentar uma gama de eventos que ajudem a quantificar, por meio da probabilidade, o comprimento do cabo mais adequado para a aplicação. Figura 4: (a) Dados coletados a cada 100m da profundidade do leito do oceano; (b) Perfil verdadeiro do leito do oceano amostrado a cada 10m; (c) Perfil estimado do leito do oceano a partir de krigagem; (d) Perfil simulado, em cor mais clara, junto ao perfil verdadeiro, em cor escura, do leito do oceano, amostrada a cada 10m. Fonte: adaptado de Alfaro (1979, *apud* CHILÈS; DELFINER, 1999).

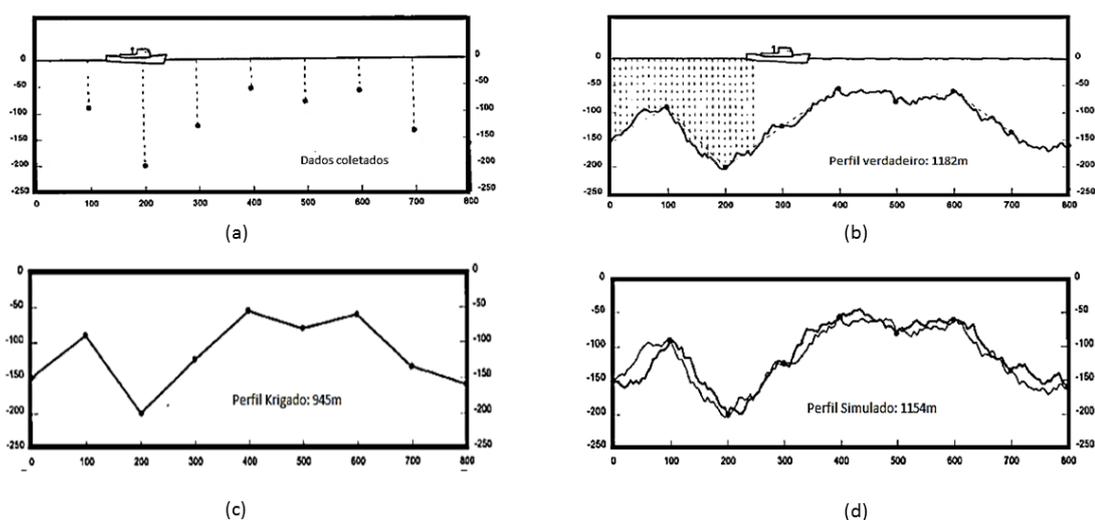


Figura 4: (a) Dados coletados a cada 100m da profundidade do leito do oceano; (b) Perfil verdadeiro do leito do oceano amostrado a cada 10m; (c) Perfil estimado do leito do oceano a partir de krigagem; (d) Perfil simulado, em cor mais clara, junto ao perfil verdadeiro, em cor escura, do leito do oceano, amostrada a cada 10m. Fonte: adaptado de Alfaro (1979, *apud* CHILÈS; DELFINER, 1999).

Segundo Peroni (2002), a simulação condicional provê respostas para questões associadas ao risco inerente às variações nos teores do modelo geológico e é capaz de fornecer um modo de incorporar vários tipos de incerteza na predição de um sistema.

Conforme Journel (1974), a simulação e a estimativa apresentam características distintas quanto à abordagem. Ambas são desejáveis para o melhor entendimento do comportamento dos teores de uma mineralização de acordo com o objeto de estudo. De forma simplificada podemos dizer que a simulação é capaz de refletir as estruturas características presentes no banco de dados. Para situações nas quais é necessário o entendimento da flutuação dos teores, a aplicação da simulação torna-se interessante. A estimativa apresenta como principal característica a minimização da variância da estimativa, porém suaviza as flutuações reais dos teores. As características da estimativa são interessantes para observações e definições referentes a recursos e reservas, uma vez que o entendimento macro do comportamento do depósito mineral é mais cabível para análises econômicas, definição de cavas ótimas e sequenciamentos de lavra.

O processo de construção de um modelo simulado passa por diversas etapas, desde a transformação gaussiana, passando pela avaliação das estruturas principais dos dados (variografia) de simulação, até a transformação inversa dos dados do espaço gaussiano para o espaço original dos dados.

2.4 Abordagem multiGaussiana

Algoritmos que utilizam uma função randômica, como a simulação sequencial gaussiana ou o algoritmo de bandas rotativas, requerem que a base de dados apresente um comportamento gaussiano para o uso do modelo multiGaussiano, ou normal. Deutsch e Journel (1998) caracterizam que para a transformação gaussiana ser válida o modelo de covariância deve ser preservado. Ainda segundo Deutsch e Journel (1998), a função randômica do modelo multiGaussiano definida como $Y(h) = \{Y(u), u \in A\}$ será multivariada se, e somente se, obedecer às seguintes características:

- Todos os subconjuntos de uma função randômica também forem gaussianos multivariados, ou seja, $\{Y(u), u \in B \subset A\}$;

- A combinação linear das variáveis randômicas for gaussiana, ou seja:

$X = \sum_{a=1}^n \omega_o \cdot Y(u_a)$ possui distribuição normal
 $\forall n, \forall$ os pesos de ω_o , desde que $u_a \in A$

- As variáveis não sejam correlacionadas, apresentem covariância nula. Ou seja, as variáveis são independentes.

Se $Cov\{Y(u), Y(u')\} = 0$ as duas variáveis randômicas $Y(u)$ e $Y(u')$ não somente são descorrelacionadas como também são independentes.

- Todas as distribuições condicionais e os subconjuntos da função randômica $Y(u_a)$, dada a realização de qualquer outro subconjunto, forem normais.

Segundo Rivoirard (1990), para realizar a transformação dos dados, normalização, é necessária uma função de distribuição acumulada de um banco de dados e, a partir de uma função de distribuição acumulada de uma variável normal padrão, pode ser obtida para um dado valor do banco de dados um valor correspondente no espaço gaussiano. Figura 5: À esquerda, distribuição acumulada de frequência dos dados originais; à direita, mesma distribuição para os dados no espaço gaussiano. Fonte: adaptado de Goovaerts (1997)..

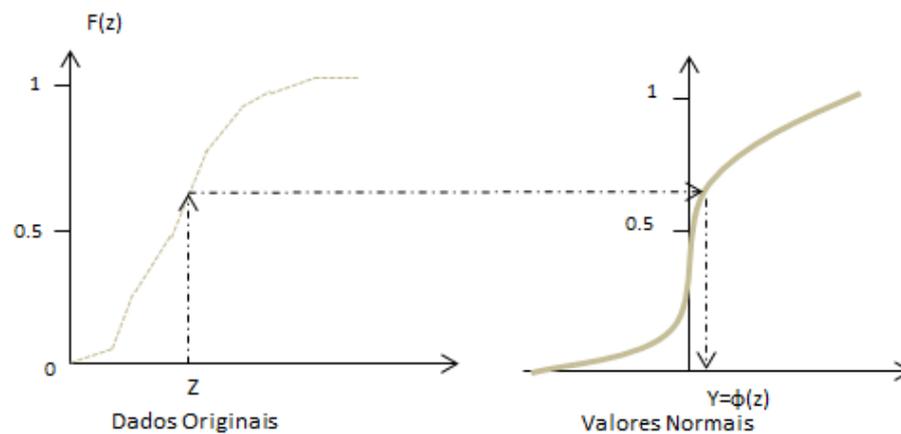


Figura 5: À esquerda, distribuição acumulada de frequência dos dados originais; à direita, mesma distribuição para os dados no espaço gaussiano. Fonte: adaptado de Goovaerts (1997).

Segundo Rivoirard (1990), as variáveis estudadas $Z(x)$ raramente apresentam uma distribuição normal, e dessa forma é necessário o uso de uma função $Y(x)$ que relacione os dados originais com os dados normalizados, chamada função de anamorfose.

Dessa maneira, temos de forma assumida que o par de dados transformados $(Y(x), Y(x+h))$ é bivariado normal. Ainda segundo Rivoirard (1990), nem todas as distribuições de valores de um banco de dados podem sofrer a transformação para uma distribuição normal.

A verificação da binormalidade é capaz de validar a utilização do modelo multiGaussiano. Uma das formas de validação comentadas por Deutsch e Journel (1998) é a de que:

- A transformação define uma variável Y , a qual possui, por construção, uma distribuição normal. Esta é uma condição necessária, porém não suficiente para os valores $Y(u), u \in A$, serem multivariados normais;

- A segunda condição necessária para verificar é a de que a função de distribuição acumulada (FDA), construída pelos dados $Y(u), Y(u+h), \forall u, \forall h$, também seja normal.

De forma prática, o teste da binormalidade pode ser feito a partir de um teste proposto por Matheron (1982), o qual considera a aproximação da relação madograma/semivariograma do quociente 0,564 verificada para diferentes distâncias de *lags*. A partir da Equação 7, podemos observar a relação descrita acima:

$$\frac{\gamma_1(h)}{\sqrt{\gamma_2(h)}} = \frac{1}{\sqrt{\pi}} = 0,564 \quad (7)$$

Onde:

$$2 \cdot \gamma_1(h) = E[|Y(u+h) - Y(u)|]$$

$$2 \cdot \gamma_2(h) = E\{|Y(u+h) - Y(u)|\}^2$$

2.5 Simulação por bandas rotativas

O algoritmo de simulação por bandas rotativas foi desenvolvido durante a década de 1970 por Matheron (MATHERON, 1973). O método de simulação por bandas rotativas (*turning bands*) é um recurso estereológico que permite reduzir uma simulação

multidimensional a uma simulação unidimensional (LANTUÉJOUL, 2002 e FREULON; LANTUÉJOUL, 1993). Este foi o primeiro algoritmo de simulação em três dimensões implantado em larga escala justamente devido à sua capacidade de desdobramento do problema tridimensional em problemas unidimensionais (PERONI, 2002). O algoritmo resolve o problema multidimensional simulando um campo em duas dimensões por meio da combinação de processos independentes simulados em bandas orientadas (BIERMÉ *et al.*, 2012).

O algoritmo tem como característica a necessidade de a distribuição dos valores analisados ser normal-padrão ou transformada em normal-padrão antes da simulação. Ao contrário de outros algoritmos, como o de simulação sequencial gaussiana, o algoritmo de bandas rotativas é um algoritmo que realiza a simulação dos valores de forma não sequencial (ROSSI; DEUTSCH, 2014). Na simulação sequencial temos que o algoritmo realiza a simulação do atributo de interesse em cada local, dependendo dos valores simulados anteriormente na vizinhança do local.

As principais equações necessárias para a utilização da simulação por bandas rotativas são a equação de simulação de um valor, em um local e em uma determinada dimensão, e a equação da covariância para um par de valores em um dado espaço, distantes de um vetor predefinido (MATHERON, 1973). A definição matemática das equações utilizadas na simulação dos valores do algoritmo de bandas rotativas, observado conforme dedução demonstrada por Lantuejoul (2002), a partir do sistema de coordenadas polares é dada conforme a Equação 8:

$$\mu = (\theta, \rho) \tag{8}$$

Onde:

θ é a direção do parâmetro (é convencionado que θ tem faixa de domínio em meia esfera, S_d^+);

ρ é a localização do parâmetro ($-\infty < \rho < \infty$);

O comprimento do espectro $dx(u)$ pode ser descrito como o produto da distribuição $d\omega(\theta)$ de θ e a distribuição condicional $dx_\theta(\rho)$ de ρ dado θ . Assim, temos a Equação 9:

$$dx(u) = d\omega(\theta) \cdot dx_{\theta}(\rho) \quad (9)$$

Temos que a covariância C é uma função definida, positiva e contínua, conforme Equação 10:

$$C(h) = \int_{R^d} \exp\{i \langle h, u \rangle\} dx(u) \quad (10)$$

Por meio da decomposição da Equação 10, considerando-se a Equação 8, temos que a expansão espectral da covariância C torna-se a Equação 11:

$$C(h) = \int_{S_{d+}} \int_{-\infty}^{+\infty} \exp\{i\rho \langle h, \theta \rangle\} dx_{\theta}(\rho) \cdot d\omega(\theta) \quad (11)$$

Para o caso unidimensional, a expressão acima é reduzida na Equação 12:

$$C_{\theta}(r) = \int_{-\infty}^{+\infty} \exp\{ir\rho\} dx_{\theta}(\rho) \quad (12)$$

A função de covariância C_{θ} em função de um vetor h , conforme o teorema de Bochner, é dado conforme a Equação 13:

$$C(h) = \int_{S_{d+}} C_{\theta} \cdot (\langle h, \theta \rangle) d\omega(\theta) \quad (13)$$

Ainda conforme Lantuejoul (2002), a sequência de direções do parâmetro, definida no início da dedução, é $S_{d+}(\theta_n, n \in N)$ e a sequência de processos estocásticos independentes tem covariância C_{θ} . A função randômica (RF) é dada pela Equação 14:

$$Y^{(n)}(x) = \frac{1}{\sqrt{n}} \cdot \sum_{k=1}^n x_k (\langle x, \theta_k \rangle), \quad x \in R^d \quad (14)$$

Onde:

$Y^{(n)}(x)$ é a simulação de Y no local x_k na n -ésima dimensão;

$x_k(x, \theta_k)$ é a simulação da variável x no local de projeção ortogonal de x k -ésima linha.

A Equação 15, abaixo, define a função da relação da covariância para um par de valores, em um espaço definido (espaço n), separados por uma distância.

$$C^{(n)}(h) = \frac{1}{n} \sum_{k=1}^n C_{\theta_k} (< h, \theta_k >) \quad (15)$$

Onde:

$C^{(n)}(h)$ é a covariância para um par de amostras, em um espaço n , separados por um vetor h ;

$C_{\theta_k}(< h, \theta_k >)$ é a covariância para um par de valores em uma dimensão, separados pela projeção do vetor h na k -ésima linha de divisão do espaço;

n é o número de linhas que divide o espaço.

Na Equação 14 podemos observar que, à medida que a variável n aumenta, ou seja, existe um incremento no número de linhas que dividem o espaço, o teorema central do limite implica que a distribuição de $Y^{(n)}$ tende a tornar-se gaussiana, com o limite da covariância com n tendendo ao infinito (DEUTSCH; JOURNAL, 1998).

Considerando-se um sistema em duas dimensões, com n linhas cruzando uma mesma origem, temos que a Figura 6 apresenta o espaço de varredura no plano da etapa de simulação dos campos aleatórios independentes. Na Figura 6: Projeções ortogonais usadas para determinação do valor simulado em x . Fonte: Chilès e Delfiner (1999). Temos que o valor x será simulado pela Equação 15, a qual denota que o valor x será a soma dos valores das projeções ortogonais das linhas D1 a D8.

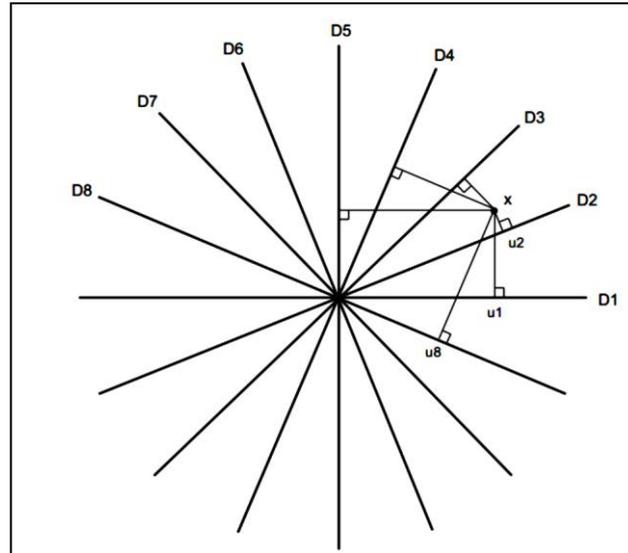


Figura 6: Projeções ortogonais usadas para determinação do valor simulado em x . Fonte: Chilès e Delfiner (1999).

O método de simulação por bandas rotativas é desdobrado em duas etapas principais, a da simulação propriamente dita, que foi revisitada conforme equações e texto anterior, e a do condicionamento dos dados. A partir das simulações não condicionais, o condicionamento dos dados deve ser feito em um modelo de blocos, ou malha, para diferentes pontos e também para o posicionamento dos dados originais.

Os valores simulados podem ser condicionados de acordo com uma função de condicionamento de dados (normais), Equação 16, demonstrada por Journel (1974).

$$Z_c^s(x) = Z_k(x) + [Z_k^s(x) - Z^s(x)] \quad (16)$$

Onde:

$Z_c^s(x)$ é simulação do valor no local x em um dado espaço condicionada aos dados (normais);

$Z_k(x)$ é a estimativa da krigagem no local x , condicionada aos dados;

$Z_k^s(x)$ é a estimativa da krigagem no local x , condicionada aos valores simulados ;

$Z^s(x)$ é a simulação não-condicional do valor Z no local x .

O condicionamento dos dados define para cada um dos pontos no espaço tanto o valor simulado $Z_c^s(x)$ quanto o valor krigado no ponto $Z_k^*(x)$ (JOURNEL, 1974). Como citado

anteriormente, tem-se que a krigagem produz uma estimativa ótima em cada ponto e com a simulação tem-se um possível valor do erro para a tal estimativa.

De forma a resumir o fluxograma do processo como um todo, observa-se na Figura 7: Fluxograma do processo de simulação e condicionamento dos dados. Fonte: adaptado de Chilès e Delfiner (1999). Observa-se na Figura que o processo considera uma transformação gaussiana dos dados originais, com posterior análise das estruturas dos variogramas e, subsequentemente, uma simulação gaussiana não condicional. Com a simulação gaussiana não condicional e com a base de dados originais transformadas para valores no espaço gaussiano, temos o condicionamento propriamente dito. Finalmente, com os dados simulados e condicionados no espaço gaussiano é utilizada a transformação inversa dos dados do espaço gaussiano para o espaço original conforme a função de anamorfose.

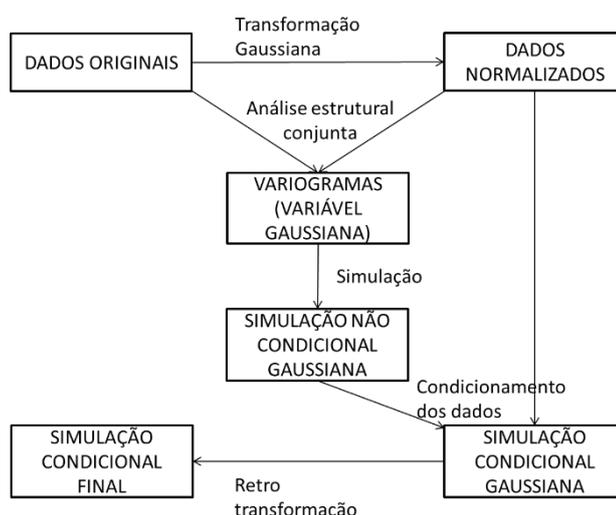


Figura 7: Fluxograma do processo de simulação e condicionamento dos dados. Fonte: adaptado de Chilès e Delfiner (1999).

A construção do modelo de blocos se dá a partir de uma base de dados de furos de sondagem, tanto de descrição geológica quanto de análise química dos intervalos observados, determinando os limites dos corpos das litologias presentes na mineralização. Com os sólidos geológicos são gerados os modelos individuais de cada uma das litologias. Esses modelos são adicionados de forma a compor um modelo litológico, e geralmente o mesmo é feito para a identificação de limites de intemperismo. Tendo-se o modelo geológico, a estimativa e a simulação incorporam os valores para os atributos de interesse dentro do modelo de blocos, estando assim pronto para modelagem econômica.

3. CAPÍTULO 3

Após as etapas de estimativa e simulação, a aplicação de técnicas de planejamento será utilizada para a construção dos cenários que permitem o estudo apresentado neste trabalho. O Capítulo 3 descreve e revisa os conceitos necessários para o sequenciamento de lavra. Essa etapa será realizada tanto sobre o modelo determinístico quanto sobre o modelo de incertezas, que utilizam técnicas descritas no Capítulo 2.

Tendo o modelo de blocos com informações de atributos quantitativos e qualitativos para cada um dos blocos, é possível fazer uma transformação do modelo de teores em um modelo econômico, modelo esse que será utilizado como referência para o planejamento de mina. Serão revisitados conceitos de custos e investimentos, custos de mina e custos de processamento, bem como desempenho metalúrgico do minério, e determinados quais variáveis podem ter impacto na produção do produto final. Associado aos preços de venda e demais insumos, será demonstrada a construção de uma função-benefício para valorização dos blocos e determinação de teores de corte conforme Hustrulid e Kuchta (2006), Rendu (2008) e Lane (1988).

Finalmente, serão abordados conceitos de planejamento de lavra propriamente ditos, a partir de uma descrição do algoritmo de Lerchs-Grossmann (LERCHS; GROSSMANN, 1965) e sua aplicação atual na indústria de mineração para determinação de limite ótimo de lavra. Posteriormente à definição da cava final, será observada a parte conceitual que compreende as fases de lavra, onde condições operacionais e geométricas delimitam o desdobramento da cava final em elementos menores para que sejam desenvolvidos os planejamentos de médio e curto prazo.

No tópico de sequenciamento de lavra, espera-se apresentar os requisitos para a realização de uma determinada massa lavrada durante um período predeterminado, atingindo demandas de movimentação de minério e estéril com uma característica de qualidade que atenda à demanda de produção dentro do melhor valor presente líquido (VPL).

A abordagem subsequente ao sequenciamento de lavra trata de aspectos de natureza operacional envolvendo o ciclo de planejamento de lavra, tais como condições de contorno, alocação e disponibilidade de equipamento e demais tópicos relevantes para a garantia da execução do plano de lavra atendendo a demandas de movimentação, condições econômicas e de tempo.

3.1 Construção de modelos de reservas minerais

O processo de classificação dos diferentes tipos de recursos deve ser feito para a identificação dos níveis de confiança amostral que uma campanha exploratória pode apresentar. O nível de confiança geológica é identificado pelas diferentes classes de recursos. Diversos critérios podem ser adotados para a designação dessas categorias, dentre eles: classificação a partir de métodos de estimativa, integridade de amostras, espaçamento e padrão de geometria amostral, continuidade da mineralização, tipos de amostragem, confiabilidade de outras medidas de suporte etc. (KING, 2011).

As técnicas geoestatísticas permitem fornecer informações que auxiliam a categorização do recurso. Souza (2007) descreve vários métodos, entre eles:

- categorização pela da variância da krigagem (ANNELS, 1991);
- variância de interpolação (YAMAMOTO, 1991);
- tangente do ângulo de regressão linear (RIVOIRARD, 1987; KRIGE, 1994; KRIGE, 1996; ARMSTRONG, 1998);
- alcance do variograma (FROIDEVAUX, 1982);
- erro de krigagem da média (VALENTE, 1982).

Apesar de as técnicas estatísticas e geoestatísticas serem importantes para auxiliar na categorização dos recursos avaliados, a determinação das categorias não deve ser feita unicamente com base nesses parâmetros. É importante um correto entendimento do comportamento geológico da mineralização, bem como uma correta interpretação do adensamento amostral (DUKE; HANNA, 2014). Uma etapa importante da categorização é saber conjugar informações observadas do comportamento geológico com informações observadas a partir de análises geoestatísticas. Souza, Costa e Koppe (2005) também descrevem métodos de classificação a partir de considerações tradicionais, que consideram a continuidade geológica, o teor de corte, interpolação *versus* extrapolação entre outros métodos. A utilização de diferentes métodos para a validação da categorização deve ser considerada.

A conversão de recursos para reservas será feita a partir de diversos fatores modificadores, entre eles: custos de lavra e processamento, características geotécnicas, características metalúrgicas, condições econômicas de contorno, *marketing*, ambiental,

jurídico, disponibilidade de infraestrutura social e demais fatores associados a diretrizes governamentais. A aplicação de boas práticas e diretrizes reconhecidas de códigos de recursos e reservas minerais é a melhor forma de tornar público os diferentes níveis de confiança de um ativo mineral (McCARTHY, 2014).

O desdobramento da confiança geológica é traduzido na classificação de recursos, enquanto a confiança em termos jurídicos, de engenharia, metalúrgico, ambiental, social etc, é traduzida na classificação de reservas.

Podemos elencar os principais fatores modificadores, bem como informações pertinentes a cada um deles, conforme abaixo.

Fatores de lavra:

- Parâmetros geotécnicos e de hidrogeologia: Investigações geotécnicas e hidrológicas são importantes fatores, necessários para o desenho e a operacionalização de cavas. Disposição de estéril e rejeitos também é importante, tanto do ponto de vista operacional quanto estratégico (SULLIVAN, 2014);

- Seleção do método de lavra: A seleção do método de lavra mais adequado é crucial para o atingimento e a manutenção de capacidades produtivas, capacidade de seletividade do minério e planejamento estratégico (KAESEHAGEN, 2014);

- Diluição e recuperação: O prévio entendimento das características de dispersão do minério, intrusões e bolsões de estéril, bem como os aspectos operacionais inerentes do método de lavra, é relevante para se entender o grau de diluição que pode ser executado, bem como as perdas associadas a essa diluição e os possíveis impactos sobre características como recuperação do minério, que estarão associados à configuração geral do método de lavra e depósito mineral (McCARTHY, 2014);

Fatores metalúrgicos: Os fatores metalúrgicos envolvem principalmente a qualidade da delimitação dos corpos de minério, a paragenese mineral associada e a distribuição na qual ela pode ocorrer. A seleção de etapas da planta de processamento e os testes de bancada, entre outros testes, são importantes para o entendimento das características metalúrgicas do mineral (LEWIS, 2014);

Fatores ambientais: Impactos ambientais, interferências na fauna e na flora, descomissionamento de mina, desdobramentos legais de aspectos ambientais, disposição de rejeitos e deposição de estéril, licenças para armazenamento e disposição de substâncias com potencial de danos ao meio ambiente (RIDD *et al.*, 2014);

Fatores de infraestrutura: A disposição geográfica de um depósito mineral irá demandar, ou não, recursos como acesso, seja por via férrea, marítima, rodoviária etc., necessidade de transmissão de energia, disponibilidade de água, condições de topografia que podem condicionar uma série de fatores, como demanda de pontes, túneis, disponibilidade e transporte de mão de obra, sistemas de comunicação, entre outros aspectos (BLATT, 2014);

Fatores econômicos:

- Custos: Alguns dos fatores modificadores acima acabam por convergir em demandas adicionais de custos. Os principais custos observados são os custos necessários a uma infraestrutura adequada para as operações, construção do *site*, compra de equipamentos, infraestrutura externa (regiões remotas), custos operacionais (WATKINS, 2014).

- Receita esperada: A obtenção da receita esperada está condicionada à oscilação do preço de mercado do bem mineral em questão, ou seja, ciclos de alta ou baixa podem impactar positivamente ou negativamente o cenário quando comparados à estimativa;

- Análise financeira: Os modelos de análise de custos e fluxos de caixa são construídos em cima de taxas de retorno, taxas de juros, câmbio, expectativas e cronogramas de desembolso, mas tais premissas podem não se tornar realidade.

Fatores de mercado/legal e social: O recurso mineral em análise deverá passar por uma avaliação de mercado que defina se o novo produto é capaz de ser absorvido ou se ele não apresenta riscos de baixa demanda. As reservas necessitam estar dentro de padrões legais como licenciamento, pagamento de taxas, faixa de servidão ou direito de superfície e *royalties*, se for o caso. Na esfera social, podemos citar os possíveis impactos gerados nas

comunidades ao redor do empreendimento, como aumento de demanda de serviços básicos com saúde, educação e segurança, entre outros.

3.2 Custos na indústria mineral

O tópico de custos e investimentos demanda uma abordagem descritiva devido à sua importância no desenvolvimento do estudo. A construção do modelo econômico começa a partir da definição de custos e investimentos associados ao método de lavra, localização geográfica, características metalúrgicas etc., onde a maioria dos fatores modificadores, citados anteriormente, converge quantitativamente para uma abordagem de custos. Durante a etapa de análise de custos é necessário um entendimento dos diversos processos envolvidos na produção de um determinado bem, para que sejam corretamente incorporados e representados dentro do modelo.

A definição de custo apresenta duas formas de abordagem: o custo contábil e o custo econômico. Os custos podem ser entendidos de formas distintas entre o conceito econômico e o conceito contábil, conforme demonstrado na Figura 8: Diferenças entre custos sob os pontos de vista econômico e contábil. Adaptado de Mankiw (2013). O custo contábil tem como finalidade principal a medição para fins de informes financeiros e controle de fluxo de caixa de dinheiro mediante o entendimento de que o lucro contábil é a diferença entre a receita e os custos explícitos. O custo do ponto de vista econômico é o entendimento de que o lucro econômico é a diferença entre a receita e os custos de oportunidades (custos explícitos mais custos implícitos) (MANKIW, 2013).



Figura 8: Diferenças entre custos sob os pontos de vista econômico e contábil. Adaptado de Mankiw (2013).

Em termos gerais, o custo total de um bem é o valor de mercado dos insumos que uma empresa usa na produção desse bem. Mankiw (2013) define um importante conceito no

entendimento de custos: o conceito de custo de oportunidade. No custo de oportunidade, o custo de um determinado item é aquilo de que se abre mão para obtê-lo, ou seja, a escolha de uma determinada opção em detrimento da outra implica um custo, o de não ter os benefícios da opção não escolhida, condição na qual as duas opções são mutuamente excludentes. Em termos práticos, podemos exemplificar que o custo de uma determinada peça quebrada, que interfere no funcionamento de uma usina de beneficiamento, não está relacionado apenas com os custos associados à peça, como, por exemplo, instalação, mão de obra, aquisição da peça e transporte, entre outros. O custo total seriam os custos da peça, anteriormente citados, mais o custo de oportunidade da produção perdida devido à quebra da peça. O autor cita ainda a diferença entre custos explícitos e custos implícitos. Os custos explícitos são aqueles nos quais os insumos exigem desembolso de dinheiro e os custos implícitos são os que não exigem desembolso de dinheiro.

Os custos podem ser divididos, de acordo com a natureza de sua aplicação, em caráter operacional ou de investimento (WATKINS, 2014). São denominados custos capitais aqueles em que a aplicação é direta em elementos de investimento e custos operacionais aqueles associados à produção de um determinado produto.

- Custos capitais (CAPEX): Os custos capitais são elementos necessários para a implantação de um novo projeto ou de alguma melhoria numa determinada etapa produtiva de uma mina ou usina já em operação. Custos capitais associados a desenvolvimento de mina podem ser exemplificados como necessidades de descobertura prévia, construção de vias de acesso ao local, construção de usinas de beneficiamento, ampliação dessas usinas, preparação de terreno, gastos com preparação de pontos para deposição de estéril, construção de linhas de transmissão de energia, gastos de fechamento e reabilitação de minas, gastos para instalação de sistemas de bombeamento, aquisição de terras, infraestrutura do *site*, construção de barragens, gastos com aquisição de equipamentos de mina, entre diversos outros custos com itens necessários para o início de uma atividade mineira. Watkins (2014) observa que dentro dos custos capitais ainda existem os custos associados à manutenção do nível de atividade de uma empresa e também os custos capitais de melhoria, que são os custos necessários para a elevação do nível de atividade de uma empresa. Estes últimos englobam, por exemplo, as demandas de ampliação de frota de equipamentos.

- Custos operacionais (OPEX): Os custos operacionais podem ser definidos como aqueles que estão diretamente associados ao produto. Diferem dos custos capitais porque geralmente não estão associados à aquisição de algum ativo econômico. Os custos de produção, na mineração, são obtidos a partir de consumo de óleo diesel, aplicação de explosivos, gastos com ferramentas de perfuração, gastos com custos de propriedades de equipamentos, mão de obra associada à operação dos equipamentos, gastos com manutenção. Os gastos de engenharia, administração e pessoal são ditos custos operacionais. Da mesma forma que os custos capitais, os custos operacionais podem ser desdobrados em níveis de maior detalhamento, como custos diretos e indiretos, fixos e variáveis.

O desdobramento dos custos operacionais pode ser realizado a partir de diversas classificações diferentes. Dentre elas podemos citar a divisão quanto ao comportamento em relação à produção, quanto à relação com o produto, quanto à natureza ou agrupamento, quanto à forma de organização, quanto à análise, ao planejamento e ao controle, quanto ao auxílio às decisões administrativas e quanto aos resultados e à contabilização.

As maneiras de classificação mais relevantes para o estudo apresentado são definidas conforme Megliorini (2012), onde é feita a definição dos conceitos para as diferentes finalidades de classificação de custo e suas relações de acordo com o produto.

- Custos diretos e custos indiretos: onde é feita a classificação de acordo com as relações de alocação de custos dos produtos.

- Custos variáveis e fixos: onde é feita a classificação de acordo com os diferentes níveis de volumes de produção.

Na indústria, a determinação de custos diretos e custos indiretos está associada à aplicação de recursos diretamente no objeto de produção. Para a utilização desse conceito é importante à definição do processo que está sendo analisado. Dependendo das formas de apropriação de custos podem ser obtidos entendimentos diferentes de uma determinada aplicação de recurso. A classificação de custos, quanto a serem diretos ou indiretos, depende da perspectiva e das diretrizes recebidas por quem irá realizar a análise de custos (RUNGE, 1998). Os custos indiretos são caracterizados como custos necessários ao desenvolvimento da produção, porém não são diretamente aplicados a ela – por exemplo, a atividade de planejamento de mina e a de geologia são atividades imprescindíveis para o desenvolvimento

de uma atividade mineira, porém não podem ser classificadas como custos diretos. Figura 9: Relação de custos para composição de um fluxo de caixa. Fonte: própria.

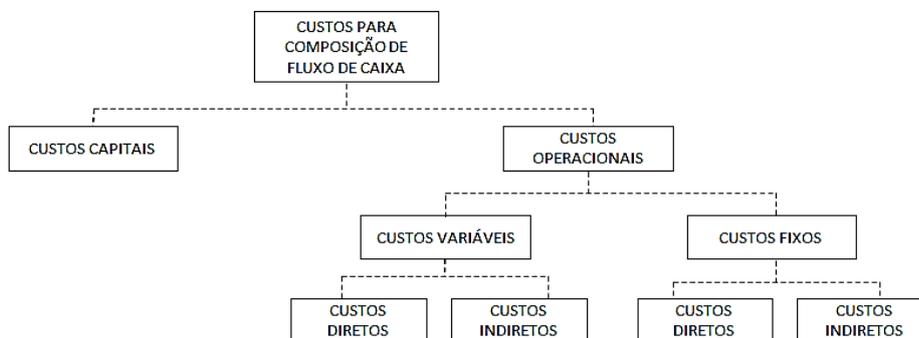


Figura 9: Relação de custos para composição de um fluxo de caixa. Fonte: própria.

Para a classificação e o desdobramento dos diferentes tipos de custos é necessário pleno entendimento das fases que compõem um processo produtivo de mineração. A composição de custos operacionais e custos capitais demanda um desdobramento das atividades de mineração até o seu nível unitário mais baixo na cadeia do processo. Com o desdobramento dos custos desde o nível operacional é possível construir uma estimativa de custo consistente com a realidade analisada.

Na Tabela 1: Custos de lavra e processamento. Nesta tabela, temos um desdobramento simplificado de custos diretos e indiretos nas fases de lavra e de beneficiamento. Os custos com o consumo de óleo diesel estão associados às horas trabalhadas dos equipamentos de mina. Outros custos, como o consumo de ferramentas de penetração de solo irão variar de acordo com a compacidade e a abrasividade do material lavrado. Os custos de manutenção com equipamentos de mina serão variáveis quando forem associados às horas trabalhadas. Para a fase de beneficiamento, temos que os custos variáveis são geralmente associados à tonelagem de minério processado na usina. Dessa forma, o consumo de coletores, depressores e reguladores tem o seu consumo condicionado à alimentação da usina e às características metalúrgicas do material processado. A questão de o custo de energia ser variável ou não depende da modalidade do contrato firmado com a operadora de energia. Os custos de mão de obra de operadores de usina são considerados custos diretos ao processo, enquanto a mão de obra de engenheiros, técnicos e auxiliares administrativos são custos indiretos.

Tabela 1: Custos de lavra e processamento.

FASE DE LAVRA		FASE DE PROCESSAMENTO	
	Diretos:		Diretos:
Variável	Consumo de óleo diesel de equipamentos de mina;	Variável	Consumo de corpos moedores
Variável	Consumo de ferramentas de penetração de solo;	Variável	Consumo de barras de britador
Fixo	Mão de Obra de operadores;	Fixo	Mão de Obra de operadores;
Fixo/Variável	Bombeamento de água;	Variável	Consumo de energia elétrica
Variável	Perfuração e Desmorte;	Variável	Consumo de reagentes
Variável/Fixo	Manutenção de equipamentos de mina;	Variável	Manutenção de equipamentos de Usina
Fixo	Mão de obra de mecânicos, eletricitas e inspetores de equip.;		Etc...
Variável/Fixo	Serviços terceirizados na mina;		
	Etc...		
	Indiretos:		Indiretos:
Variável	Consumo de óleo diesel de veículos leves;	Fixo	Manutenção Industrial (Predial)
Fixo	Mão de obra de ADM;	Fixo	Mão de obra de ADM;
Variável/Fixo	Topografia;	Fixo	Gastos com material administrativo
Fixo	Manutenção predial;	Variável/Fixo	Serviços de terceiros
Variável	Iluminação predial;	Variável	Consumo de óleo diesel de veículos leves;
Fixo	Gastos com material administrativo;		Etc...
	Etc...		

Os diferentes custos envolvidos no processo de mineração devem ser compilados para proporcionar um valor coerente com a realidade e passível de ser utilizado em processos subsequentes, como construção de modelos econômicos e análises de fluxo de caixa para diferentes cenários.

3.3 Estimativa de custos

A construção de um modelo econômico parte, inicialmente, da estimativa de custos. Esta etapa é composta por fases de estimativa de custos do processo de lavra e do processo de beneficiamento. Demais custos, como gerais, administrativos e de meio ambiente, também são importantes para a composição do modelo.

A consideração dos custos para a construção de um modelo econômico deve ser feita, quando possível, com custos reais observados de operações semelhantes. Na ausência da possibilidade de uma referência de custos, existem modelos paramétricos para a estimativa dos custos. Estes utilizam alguns dados de entrada, como massa total de recursos, taxas de produção, localização e características topográficas, entre outros, e permitem fornecer uma estimativa de custos aplicados tanto em termos de CAPEX quanto em termos de OPEX. O uso de modelos de custos é uma alternativa de aproximação em fases iniciais de projetos de mineração como alternativa à construção mais complexa de custos, e geralmente esta pode ser utilizada quando a análise possui um nível de maturidade menor, aceitando maiores erros (STEBBINS; LEINART, 2011).

A melhor abordagem para a construção de um modelo de custos parte de premissas, como as citadas anteriormente, de usar custos previamente observados e controlados de uma operação já existente, quando possível. Com o uso de custos reais tem-se o exato custo dos

insumos no local da operação, bem como de impostos, taxas e demais desembolsos associados. Os custos de mina serão concluídos por meio do dimensionamento de equipamentos de mina e usina para que os objetivos sejam atingidos. Berkhimer (2011) indica como fazer a seleção e o dimensionamento de equipamentos necessários em um processo de lavra. Wills e Napier-Munn (2016) apresentam metodologias para o dimensionamento de equipamentos de beneficiamento, bem como estimativa de custos associados.

Em operações de mineração com histórico de custos reais, recomenda-se o uso dos custos desdobrados por atividades da mineração da forma mais detalhada possível. Os custos devem ser desdobrados em custos de transporte, carga, operações auxiliares, perfuração, desmonte, gerais, administrativos e de processamento. Geralmente os custos são considerados em termos de toneladas ou toneladas vezes quilômetros, para situações nas quais o custo será dependente da distância de transporte do minério. Os custos de processamento são geralmente definidos em termos de tonelada de minério.

Em projetos nos quais não se tenham referências de custos podem ser utilizadas estimativas de custos de mina e usina, conforme abaixo.

- Estimativa de custo de mina:

O exemplo a ser citado abaixo serve como uma boa abordagem para estimar custos, porém são necessárias algumas informações para que possa ser feito da melhor forma possível. Geralmente, na etapa de dimensionamento de equipamentos é necessário que algumas informações, como disponibilidade física, utilização e eficiência horária de operação, sejam disponibilizadas. O processo de seleção do porte dos equipamentos e da quantidade de equipamentos é uma etapa do planejamento de mina que demanda uma consideração e um entendimento das capacidades produtivas de britagem e usina, características geológicas, operacionais e de custos (HAIDAR; NAOUM, 1995). Em um novo projeto é conveniente considerar a disponibilidade física dos equipamentos de mina conforme curvas que correlacionam disponibilidade física com a evolução de horas trabalhadas dos equipamentos. Uma programação adequada de turnos, em conjunto com o entendimento da legislação local e das condições climáticas, irá ajudar a fazer uma estimativa consistente da utilização dos equipamentos. A composição dos custos de lavra pode ser obtida de acordo com o recurso a ser consumido. O consumo de óleo diesel e de lubrificantes é função das horas trabalhadas

dos equipamentos de lavra; o consumo de pneus é função das horas trabalhadas e da abrasividade e condições de piso do local de operação dos equipamentos. O custo de manutenção é função, basicamente, das horas trabalhadas de um equipamento associado ao ambiente de trabalho ao qual o equipamento é exposto. A aplicação de explosivos e o consumo de material de perfuração são funções da abrasividade e da dureza do material e do volume de material a ser detonado.

Hustrulid e Kuchta (2006) observam que um dos principais objetivos do planejamento de mina é o de reconhecer as diferentes necessidades do empreendimento mineiro, como, por exemplo, a alocação de recursos humanos e o treinamento da mão de obra, a aplicação de equipamentos, a infraestrutura e o suporte logístico necessário para a execução do plano dentro do prazo, de modo a evitar um atraso na execução da escavação e, conseqüentemente, um impacto no resultado financeiro. Dessa forma, o plano de lavra é o ponto inicial para a estimativa dos custos.

A partir do plano de lavra se obtêm importantes informações de demandas para o cumprimento do plano de produção, como as massas a serem movimentadas, as distâncias associadas, os locais onde serão executadas as escavações e os locais onde será feita a deposição do minério e do estéril, as condições geométricas da cava, as necessidades de drenagem e as demandas de manutenção de pistas de rolamento, entre outras demandas de infraestrutura. Com as demandas mapeadas começa a etapa de definição dos recursos necessários para a execução das atividades.

O reconhecimento dos recursos necessários começa a partir da definição do número e do porte de equipamentos necessários para a execução das tarefas de carga, transporte e equipamentos auxiliares, obtendo-se do dimensionamento as horas trabalhadas necessárias para os equipamentos. A partir das horas trabalhadas podem ser estimadas as demandas de consumo de diesel, manutenção dos equipamentos e operadores para a execução da tarefa.

Com a definição do volume de diesel e das demandas de manutenção de acordo com o plano de manutenção, podemos estimar o desembolso total associado às operações de carga, transporte e operação de equipamentos auxiliares. Com o número total de operadores definidos a partir do regime de operação e número de turnos, e consideradas questões referentes a ausências por férias, treinamento, afastamentos médicos e demais formas de absenteísmo, legislação e incidência de impostos e taxas, é possível estimar o desembolso com folha de pagamento. Custos com depreciação também devem ser considerados. Figura 10: Fluxo de análise de custos a partir de um plano de lavra. Fonte: própria.

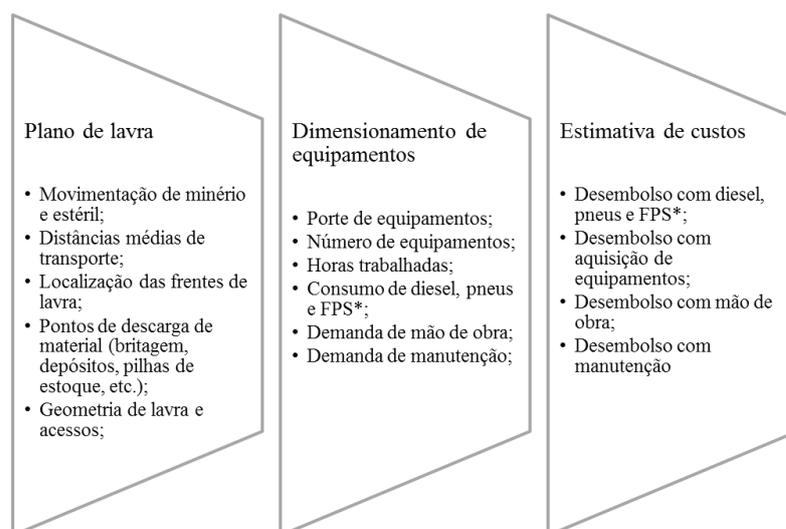


Figura 10: Fluxo de análise de custos a partir de um plano de lavra. Fonte: própria.

Desembolsos com perfuração e desmonte também são obtidos a partir do planejamento de mina. Informações de geologia irão definir as zonas de compacidade do minério e do estéril, e do plano de lavra serão obtidos os volumes de movimentação de material estéril e minério. Com a definição dos volumes de material que demandam aplicação de perfuração e desmonte é possível predeterminar o desembolso esperado para essa operação. A estimativa para desembolso parte da necessidade de conhecimento do desempenho operacional e da seleção do modelo de equipamento de perfuração a ser aplicado na operação. Arelado ao plano de fogo, é possível determinar os metros perfurados necessários, bem como o volume de explosivos a ser aplicado. Para a estimativa do custo operacional de uma perfuratriz requer-se o dimensionamento do número de equipamentos necessários para atendimento da demanda de perfuração de um plano anual, atrelado à demanda de horas trabalhadas e à vida útil dos equipamentos. É possível fazer uma estimativa de desembolso com custos de manutenção, consumo de diesel e mão de obra para a operação do equipamento. Como qualquer outro custo, é prudente realizar análises de sensibilidade para avaliar os potenciais de aumento e redução de custos.

- Estimativa de custo de beneficiamento:

Segundo Wills e Napier-Munn (2016), a proposta econômica essencial do processamento mineral é reduzir o grande volume de minério lavrado para que possa ser transportado para as etapas subsequentes a uma condição econômica justificável. Tal qual a estimativa de custos de mineração, os custos associados ao beneficiamento começam a partir da definição de um plano de produção. O plano de produção associado às características físicas e químicas do minério irão definir qual a melhor configuração de equipamentos e porte de equipamentos necessários para as etapas de concentração. Geralmente são realizados testes de bancada e em escala semi-industrial para verificar parâmetros importantes como: tempo de moagem do minério, consumo de coletores, consumo de depressores e demais reagentes. De acordo com o plano de produção e com as características, previamente mapeadas, do comportamento do minério, é possível fazer uma estimativa do consumo específico de reagentes e dos demais custos pertinentes à estimativa.

De acordo com o plano de produção de minério é definido um plano de produção de usina que contempla as demandas de horas trabalhadas em conjunto com o plano de manutenção para os equipamentos da planta de processamento. A partir do plano de manutenção serão definidas as intervenções para cada um dos equipamentos de uma planta de processamento. Com as demandas mapeadas é possível fazer uma estimativa do custo com manutenção desembolsado pelas operações de beneficiamento. Com as horas trabalhadas da usina, desdobradas por equipamentos, é possível fazer uma estimativa do consumo de energia da operação, entre outros.

Dependendo do *layout*, da dimensão das instalações de processamento e do regime de operação, é possível fazer uma estimativa da mão de obra necessária para a operação da usina de processamento. Com isso é possível obter um desembolso com mão de obra. Outros custos também são passíveis de estimativa de acordo com os planos de produção, plano de manutenção, cronograma de trabalho etc.

A determinação do custo de processamento é um fator que depende, como citado anteriormente, de questões intrínsecas a característica do minério. Os custos de processamento podem ser estimados com maior detalhamento em caso de determinação de custos para orçamentos de produção ou estimados a partir de modelos que irão conferir menor detalhamento no caso de uma abordagem mais conceitual.

3.4 Características metalúrgicas do minério

A determinação da capacidade de geração de receita e os custos associados ao processo dependem da definição de algumas características do minério. O uso das informações obtidas a partir de testes metalúrgicos servirá, neste estudo, como um dado importante para a definição do teor de corte do minério e para a determinação da função-benefício a ser usada no modelo econômico.

As diversas características do minério, em termos físicos, químicos, mineralógicos e demais variáveis geológicas, são importantes para o entendimento do desempenho do minério em uma usina de concentração. A partir das características observadas serão definidas as etapas de processamento mais pertinentes para a concentração do bem mineral através do melhor custo-benefício. Em um horizonte estratégico, podemos observar quais modificações podem ser necessárias no futuro, devido à variabilidade das características do minério. Além desses tópicos, podemos observar que o entendimento do comportamento metalúrgico do minério será necessário para estimar a capacidade produtiva e os custos associados à produção (LEWIS, 2014). Segundo King (2014), os principais objetivos da caracterização metalúrgica do minério são:

- definir a recuperação metalúrgica para um produto vendável;
- definir o fluxo de processo ótimo para o tratamento do minério;
- selecionar e dimensionar os equipamentos adequados para o processo;
- determinar os teores e a qualidade do produto;
- definir as características mineralógicas do produto;
- definir as características geometalúrgicas do depósito;
- desenvolver a programação de produção do projeto;
- estimar os custos associados ao processo;
- avaliar as características dos rejeitos e material estéril.

As variáveis de recuperação metalúrgica e recuperação em massa do elemento de interesse devem ser conhecidas em níveis de desdobramento geológico para que seja possível correlacionar os desempenhos com os corretos domínios geológicos. É de se esperar que minérios provenientes de diferentes litologias e de diferentes horizontes de alteração se

comportem de forma distinta durante o processo de beneficiamento. A paragênese mineral e as demais características físico-químicas poderão influenciar os processos de concentração.

O entendimento dos diferentes desempenhos é um assunto que demanda amplo estudo e constitui por si só uma disciplina. A campanha de amostragem, processos de análise em escala de bancada e escala semi-industrial ajuda a definir um banco de dados que, com posterior análise, permite fornecer importantes informações a serem utilizadas para a construção da função-benefício que irá valorar o bloco. A análise de custos de processamento, bem como a capacidade de gerar receita do mineral, é crucial para a determinação do benefício do bloco avaliado.

Devido ao caráter multidisciplinar, a caracterização tecnológica do minério demanda interfaces entre disciplinas de geologia, engenharia de minas, engenharia de custos, ambiental e de *marketing*. Lewis (2014) correlaciona às tarefas de acordo com cada disciplina:

- Geologia: Familiarização metalúrgica com a geologia e mineralogia, avaliação da mineralização para determinar o que pode ser efetivamente lavrado através de um acompanhamento de campo das frentes de lavra, seleção do método de amostragem mais pertinente de acordo com a geologia local, definição de padrões para a descrição geológica das litologias presentes, considerando-se os níveis de alteração do material, quando cabíveis, e correlação com desempenho metalúrgico, determinação da demanda de amostragem para caracterização da área de estudo, seleção de amostras para análise mineralógica, estipulação de critérios geometalúrgicos para a determinação de teores de corte, arquivamento de amostras e respectivas descrições, seleção de amostras representativas para os trabalhos de testes metalúrgicos etc.;

- Engenharia de minas: Estabelecer o montante de diluição a ser incorporado à lavra em virtude dos métodos de lavra e porte de equipamentos selecionados; definir limites geométricos de áreas lavráveis para determinar alvos de amostragem; providenciar dados de desempenho metalúrgico etc.;

- Engenharia de processos: Definir a melhor rota de processamento, que envolva menor custo e apresente melhores condições de *layout* de usina, com vistas à maior recuperação metalúrgica e em massa possível, estimativa de custos capitais, estimativa de

custos operacionais a partir de características metalúrgicas do minério, determinação de qualidade e características dos rejeitos gerados para dimensionamento de barragens;

- Meio ambiente: Os testes metalúrgicos permitem reconhecer as características do rejeito gerado pelo processamento, adequando ações caso o rejeito apresente risco potencial ao meio ambiente, proporcionando informações e detalhamento para estudos de impacto ambiental, identificação de requisitos cabíveis do ponto de vista ambiental para a execução do projeto conforme previsão dos métodos de beneficiamento adotados;

- *Marketing*: Os testes metalúrgicos também visam proporcionar informações detalhadas para a comercialização dos produtos obtidos, bem como estimativa de receitas e análise de mercado para o produto gerado pelo beneficiamento.

3.5 Preço de venda

A determinação do preço de venda a ser usado na definição do teor de corte, na função-benefício e, posteriormente, no fluxo de caixa do projeto é de alta complexidade (ALLEN, 2012). Podemos citar como impactos diretos da variação do preço de um bem mineral, ou *commodity*, a expansão ou retração de uma configuração final de cava. O volume total das reservas e o quanto elas variam, em função do preço de venda do mineral, pode tornar o negócio desinteressante ou interessante do ponto de vista financeiro.

O risco na estimativa do preço de venda consiste na incapacidade de avaliar as movimentações futuras do mercado, novos produtos que podem substituir o produto avaliado e novos fornecedores que podem aumentar a oferta no mercado. Em uma análise da perspectiva de fornecimento do bem em questão, as aplicações diferenciadas do produto oferecido, o entendimento do posicionamento do produto no mercado em termos de qualidade, os estudos de demanda e potenciais projetos concorrentes devem ser avaliados e considerados em uma decisão de escolha do preço do produto final (BAURENS, 2010).

Baurens (2010) observa ainda que em determinadas ocasiões a predefinição do preço de venda pode ser feita com base em contratos de longo prazo para fornecimento do produto. Para outros casos, alguns códigos de mineração apresentam diretrizes para a estimativa do preço de venda a ser utilizado em um projeto mineral.

A tarefa de estimar preços de venda geralmente envolve o uso de modelos econométricos (HUSTRULID; KUČHTA, 2006). Equipes de *marketing* e consultorias que atuem na área de previsibilidade de comportamento de preços de mercados devem estar envolvidas para avaliar todos os detalhes citados anteriormente. Geralmente as equipes de planejamento de mina não realizam avaliação de preço futuro do bem mineral (THORLEY, 2012). Thorley (2012) observa também que o uso de uma abordagem que considere uma sensibilidade dos preços de venda deve ser realizada para a previsibilidade do comportamento do projeto. De acordo com diferentes cenários de preço de venda do produto, o valor de venda do produto pode não ser conhecido com total certeza, porém os riscos associados à sua variação devem ser conhecidos e levados em consideração em decisões de cunho estratégico.

Watkins (2014) observa que a previsibilidade de preços de *commodities* é uma tarefa que deve ser realizada por equipes que tenham uma visão panorâmica do mercado no qual se está estudando o projeto, tendo entendimento de potenciais novos fornecedores, possíveis aumentos ou quedas de demanda, macroeconomia e microeconomia que podem impactar o preço de venda, capacidade de analisar as flutuações dos preços e atividade econômica global, entre outros fatores. Dessa forma uma análise do ponto de vista econômico é mais desejável e capaz de enxergar com maior amplitude as oscilações às quais o preço de venda pode estar sujeito.

O risco técnico da não realização de determinada receita em virtude de planejamento, engenharia empregada na construção das capacidades produtivas, *layouts*, seleção de equipamentos e estimativas de custos pode ser contornado a partir da geração da consideração de diferentes cenários e da escolha de melhores índices técnicos. Já os riscos associados a atividades não técnicas, entre elas o risco associado ao preço das *commodities*, podem ser mitigados (TRENCH *et al.*, 2014). A exposição ou não às flutuações do mercado torna-se uma questão que pode ser mitigada mediante decisões estratégicas com uso de *hedge* (cobertura financeira para redução de riscos). É importante frisar que a oscilação do preço de venda de um determinado produto afeta diretamente a classificação dos materiais provenientes da mina. O tópico teor de cortes será abordado no próximo item deste capítulo.

Ciclos de alta e baixa de preços são difíceis de prever, pois muitas vezes estão associados a fenômenos não mercadológicos ou técnicos, como, por exemplo, desastres naturais, depleção de reservas, entre outros. Para que seja possível acessar a incerteza inerente do projeto e compreender o comportamento dos ativos em situações de baixo potencial de mercado, análises de sensibilidade e simulações, por meio de métodos como o de avaliação

por opções reais, são capazes de ajudar o planejador a compreender os riscos associados à variação dos preços do produto, bem como a outras importantes variáveis, como custos operacionais e custos capitais.

3.6 Teor de corte

Blocos lavrados podem ser definidos como minério e estéril a partir do teor de corte, ou seja, o teor mínimo no qual o bloco apresenta receita suficiente para, pelo menos, igualar os custos associados aos diversos estágios envolvidos: lavra, concentração e demais custos administrativos, ou seja, minério é o material extraído para ser processado posteriormente (LANE, 1988). O teor de corte é função do preço de venda do bem mineral, de suas características metalúrgicas e dos custos associados. Dessa forma a variação de qualquer um desses parâmetros pode transformar um bloco previamente classificado como minério em blocos de material estéril. Figura 11: Destinos prováveis para os materiais classificados como minério e estéril. Fonte: própria.

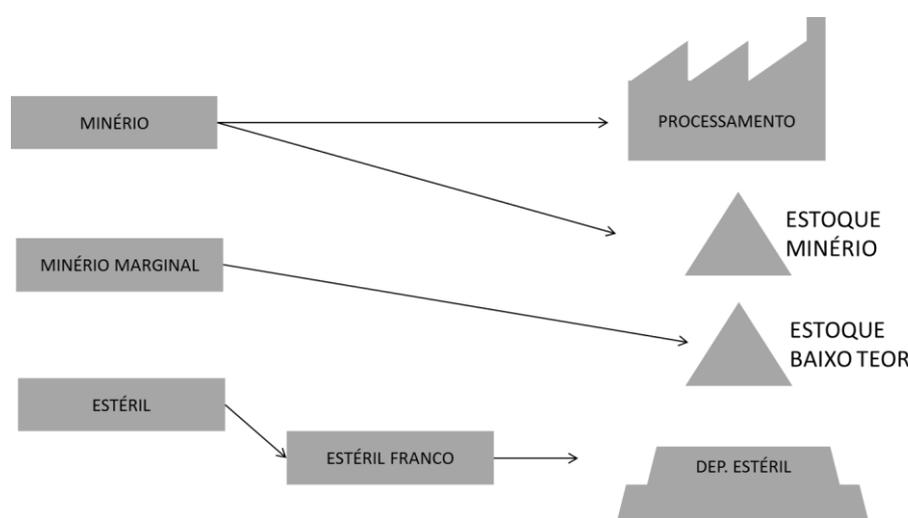


Figura 11: Destinos prováveis para os materiais classificados como minério e estéril. Fonte: própria.

Rendu (2008) define matematicamente as receitas diretas e os custos associados à lavra de material classificado como minério e de material classificado como estéril, conforme Equação 17:

$$L_{\text{minério}}(g) = g \cdot y (s - r) - (M_m + P_m + O_m) \quad (17)$$

Onde:

$L_{\text{minério}}(g)$ é o lucro proveniente da lavra do bloco de minério a um dado teor x ;

g é o teor a ser lavrado;

y é a recuperação metalúrgica do material lavrado;

s é o preço de venda do produto recuperado;

r é o custo de venda do produto;

M_m é o custo de lavra de uma tonelada do material a ser processado;

P_m é o custo de processamento do material;

O_m é o custo de atividades de apoio a operação, custos gerais e administrativos.

O custo de lavra do material estéril é o custo associado ao transporte do bloco de estéril para um determinado ponto de deposição, geralmente um depósito de estéril. Dessa forma, a Equação 18 define o custo do material estéril:

$$D_{\text{estéril}} = -(M_e + P_e + O_e) \quad (18)$$

Onde:

$D_{\text{estéril}}$ é o desembolso total, associado a lavra de um bloco de material estéril;

M_e é o custo de lavra do estéril;

P_e é o custo associados ao a mitigação de efeitos danosos da disposição do estéril;

O_e é o custo de atividades de apoio a operação, custos gerais e administrativos.

A expressão apresentada pela Equação 17 pode ser utilizada para a determinação do teor de corte que iguala os custos, ou seja, quando o valor de $L_{\text{minério}}(g)$ é igual a zero ele equaliza todos os custos envolvidos nos processos de lavra, processamento e custos paralelos, bem como associa a receita mínima necessária ao teor que equaliza a função. Nestes termos, temos que o teor de corte de equilíbrio (TCE), ou *break-even*, é o valor no qual a Equação 17 se iguala a zero.

$$L_{\text{minério}}(g) = 0$$

Dessa forma temos que a Equação 19 caracteriza o teor de corte de equilíbrio:

$$g_{break-even} = (M_m + P_m + O_m)/[y \cdot (s - r)] \quad (19)$$

Nesta condição, temos o teor que equilibra os custos de lavra e o processo com a receita. Na classificação de minério existe também o conceito de minério marginal, onde o minério, a um dado teor, tem o seu desempenho no processamento apresentando receita equivalente aos custos associados ao processamento desse minério a um dado teor. O minério marginal apresenta condições tecnológicas e econômicas para ser processado, porém não apresenta condições econômicas para ser lavrado e transportado para a usina, ou seja, é um material que apresenta potencial de ser aproveitado; porém, devido a questões de custos de mineração ou preço de venda, no momento de análise não vale a pena ser lavrado, transportado e processado. A Equação 20 caracteriza o teor de corte marginal:

$$g_{marginal} = (P_m + O_m)/[y \cdot (s - r)] \quad (20)$$

O minério definido a partir do teor de corte marginal e entre o teor de corte de equilíbrio, também conhecido como teor de corte marginal (TCM), ou *mill cutoff grade*, deve ter destinação prevista conforme a política de teor de corte da empresa. O entendimento estratégico de estocar esse material, com posterior retomada e processamento, é benéfico em ciclos de alta do produto final ou após a exaustão da cava. A destinação final do minério marginal compreende não apenas uma análise economia mas também uma análise de risco decorrente do fato de a empresa ter um controle de deposição e programa de amostragem que satisfaça à assertividade de qualidade e controle de qualidade, conhecido na indústria como QAQC, para o inventário de estoques.

Graficamente, na Figura 12: Relação do teor de corte e seus diferentes tipos com o lucro de um bloco. Onde TCE é o teor de corte de equilíbrio e TCM é o teor de corte marginal. Fonte: adaptado de Rendu (2008). Temos que os teores de corte podem ser identificados conforme elementos observados de acordo com a curva de lucro em relação ao teor de corte adotado.

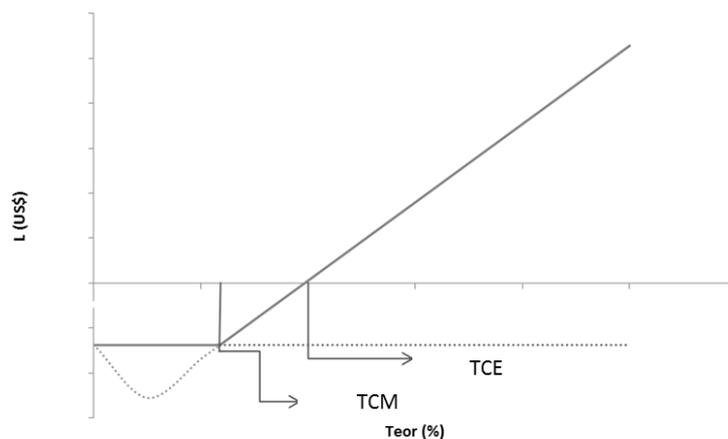


Figura 12: Relação do teor de corte e seus diferentes tipos com o lucro de um bloco. Onde TCE é o teor de corte de equilíbrio e TCM é o teor de corte marginal. Fonte: adaptado de Rendu (2008).

A definição do teor de corte é uma importante etapa na definição de reservas, visto que o valor calculado para o teor de corte será utilizado, posteriormente, para a definição de classes de materiais no modelo de blocos, definindo-se a cava final e o projeto das fases de lavra e sequenciamento.

Intermediário ao teor de corte marginal e ao teor de corte de equilíbrio, pode ser determinado um segundo, ou terceiro, teor de corte de acordo com o número de rotas de processo associadas a tipologia, intemperismo e teor. É importante frisar que, de acordo com as características metalúrgicas de cada litologia e intemperismo, podemos ter diferentes teores de corte, o que deve ser considerado em uma definição de cava final e sequenciamento de lavra. Os diferentes desempenhos metalúrgicos apresentados por diferentes tipos de materiais irão impactar os custos unitários e as receitas consideradas, gerando distorções quando é considerado um valor único para a reserva como um todo.

O teor de corte pode apresentar diferentes valores quando são consideradas as restrições nos processos de lavra, de concentração e de refino ou conversão química. Lane (1988) propôs teores de corte que maximizam o lucro para cada uma das situações de restrição, bem como situações onde existem restrições de dois processos. Para essa condição é necessário que haja um desdobramento da Equação 18 para um modelo econômico que considere diferentes termos, conforme Equação 21. Hustrulid e Kuchta, (2006) apresentam as fórmulas do modelo proposto por Lane (1988):

$$L(g) = s \cdot Q_r - (m \cdot Q_m + c \cdot Q_c + r \cdot Q_r + f \cdot T) \quad (21)$$

Onde os termos são:

Q_r : a quantidade máxima de produto refinado;

m : o custo unitário de lavra;

Q_m : a capacidade máxima de lavra;

c : o custo unitário de processamento;

Q_c : é a capacidade máxima admitida no processamento;

r : o custo unitário de refinamento;

Q_r : a capacidade máxima de refinamento;

f : o custo fixo associado a um determinado período;

T : o período de análise.

Dessa forma, para uma condição em que a restrição seria a capacidade de movimentação, considera-se que o tempo associado a uma restrição de lavra é (Equação 22):

$$T_m = Q_m/M \quad (22)$$

Onde:

T_m : período referente à restrição da capacidade de lavra;

M : capacidade máxima de lavra.

Considerando-se a Equação 22 em 21, tem-se que:

$$L(g) = s \cdot Q_r - (m \cdot Q_m + c \cdot Q_c + r \cdot Q_r + f \cdot Q_m/M) \quad (23)$$

Isolando-se os termos Q_m , e derivando-os em relação ao teor, tem-se que a condição que maximiza o lucro em relação ao teor é a sua derivada primária. Isolando-se os termos, obtém-se a Equação 24:

$$\frac{dL(g)}{dg} = (s - r) \cdot \frac{dQ_r}{dg} - c \cdot \frac{dQ_c}{dg} - \left(m + \frac{f}{M}\right) \frac{dQ_m}{dg} \quad (24)$$

O termo para a derivada da quantidade lavrada em relação ao teor é igual a zero, uma vez que a função da quantidade lavrada total não varia em relação ao teor:

$$\frac{dQ_m}{dg} = 0$$

Tem-se que a capacidade de produção no refino é função da capacidade de concentração:

$$\frac{dQ_r}{dg} = g \cdot y \cdot \frac{dQ_c}{dg}$$

Obtém-se a Equação 25:

$$\frac{dL(g)}{dg} = [(s - r) \cdot g \cdot y - c] \frac{dQ_c}{dg} \quad (25)$$

Para a condição de *break-even*, o termo da derivada primária em relação ao teor deve ser igual a zero. Em todos os casos é necessário que (Equação 26):

$$[(s - r) \cdot g \cdot y - c] = 0 \quad (26)$$

Obtém-se a definição do teor de corte para uma condição em que a capacidade de mineração é a restrição do processo (Equação 27):

$$g_{min} = \frac{c}{y \cdot (s - r)} \quad (27)$$

Analogamente, para um caso em que a condição de restrição se encontra na fase de processamento, considera-se a Equação 28:

$$T_c = Q_c / C \quad (28)$$

Onde:

T_c : período referente à restrição da capacidade de processamento;

C : capacidade máxima de processamento;

Considerando a Equação 28 em 21, tem-se que:

$$L(g) = s \cdot Q_r - (m \cdot Q_m + c \cdot Q_c + r \cdot Q_r + f \cdot Q_c/C) \quad (29)$$

Isolando Q_c e derivando os termos em relação ao teor, obtém-se que a maximização do lucro, tendo como restrição a capacidade de processamento em relação ao teor, é a sua derivada primária. Isolando-se os termos, obtém-se a Equação 30:

$$\frac{dL(x)}{dg} = (s - r) \cdot \frac{dQ_r}{dg} - \left(c + \frac{f}{C}\right) \cdot \frac{dQ_c}{dg} - m \frac{dQ_m}{dg} \quad (30)$$

Da mesma forma que a dedução anterior, a quantidade lavrada não varia em relação ao teor, de modo que a derivada de uma constante é dada por:

$$\frac{dQ_m}{dg} = 0$$

Utilizando-se a relação que correlaciona a capacidade de produção no refino em função da capacidade de concentração apresentada anteriormente, obtém-se a Equação 31:

$$\frac{dL(g)}{dg} = \left[(s - r) \cdot g \cdot y - \left(c + \frac{f}{C}\right)\right] \frac{dQ_c}{dg} \quad (31)$$

Dado que o valor máximo para a função de lucro em relação ao teor é igual a zero para a sua derivada primeira e fazendo-se as substituições, obtém-se que o teor de corte referente a uma condição de restrição na capacidade de processamento é dado pela Equação 32:

$$g_{process} = \frac{(c + \frac{f}{C})}{y \cdot (s - r)} \quad (32)$$

Para a última restrição, restrição da produção do produto final em relação à variação do teor, considera-se a Equação 33:

$$T_r = Q_r/R \quad (33)$$

Onde:

T_r : período referente à restrição da capacidade de refinaria;

R : capacidade máxima de refino.

Considerando a Equação 33 em 21, tem-se que:

$$L(g) = s \cdot Q_r - (m \cdot Q_m + c \cdot Q_c + r \cdot Q_r + f \cdot Q_r/R) \quad (34)$$

Isolando a quantidade máxima de produto refinado na Equação 34, derivando os termos em relação ao teor e restringindo a capacidade de refino em relação ao teor, obtém-se a Equação 35:

$$\frac{dL(g)}{dg} = \left(s - r - \frac{f}{R}\right) \cdot \frac{dQ_r}{dg} - \left(\frac{c}{g \cdot y}\right) \cdot \frac{dQ_r}{dg} - m \frac{dQ_m}{dg} \quad (35)$$

Da mesma forma que a dedução anterior, a quantidade lavrada não varia em relação ao teor. Dessa forma a derivada de uma constante é dada por:

$$\frac{dQ_m}{dg} = 0$$

Assim, para uma condição onde o gargalo se encontra na fase final de produção, deve ser considerada como teor de corte a Equação 36:

$$g_{refino} = \frac{c}{y \cdot (s - r - \frac{f}{R})} \quad (36)$$

O gargalo considerado como restrição pode ser desdobrado em condições unidimensionais e bidimensionais; para o último, deve ser feito o cálculo do lucro referente às condições de restrição do teor de corte para cada uma das configurações de restrição. Neste caso, atinge-se uma condição técnica de balanço de teores de corte que pode ser definido a partir de curvas de teores de corte e das respectivas interseções das curvas de lucro pelo teor de corte para os cenários de restrição na capacidade de lavra, na capacidade de processamento

e na capacidade de refino. Cada uma das combinações de teores de corte permite definir outros três teores de corte intermediários. A escolha do teor deve ser feita de acordo com as diretrizes estratégicas da empresa.

O balanço de teores de corte deve ser considerado quando o empreendimento apresenta restrição de combinações que podem gerar teores de corte intermediários, ou seja, é necessário que sejam avaliados todos os teores de cortes possíveis para o melhor entendimento do comportamento em diferentes condições de produção de concentrado, movimentação total de mina e produção de produto final.

As fórmulas apresentadas mostram apenas uma condição na qual existe a maximização do lucro de cada bloco individual. Lane (1988) propôs um algoritmo específico para a maximização do valor presente líquido de um determinado período a partir da seleção de diferentes teores de cortes a serem praticados ao longo de um plano de lavra. A partir de uma série iterativa de valores de lucro, volume de reserva, teores médios e diferentes restrições pode-se determinar um teor de corte que permita maximizar o valor presente líquido para diferentes condições de restrição. A definição de uma política de teor de corte deve estar alinhada com a estratégia da empresa, bem como com as definições econômicas de mercado e o modelamento de custos associados ao projeto.

O teor de corte em conjunto com considerações de confiança geológica, metalúrgicas, litológicas e de métodos de lavra irá compreender uma importante etapa na transformação dos recursos em reservas. A partir da definição desses teores será possível a construção das cavas finais. Em termos práticos, o teor de corte irá compor um dos itens necessários para distinguir os blocos de estéril franco, minério marginal e minério, bem como definir o destino final para cada um deles. A identificação de cada um desses tipos de material será importante para a composição de custos e diferentes atribuições de custos em relação à lavra, processamento e estocagem, ou não, do material.

3.7 Função-benefício

A convergência de todas as técnicas e conceitos apresentados anteriormente é expressa na forma da chamada função-benefício. A função-benefício serve para associar a cada um dos blocos do modelo o balanço entre desembolso de cada operação unitária e de receitas potenciais (CRAWFORD; DAVEY, 1979, *apud* HUSTRULID; KUCHTA, 2006).

A construção da função-benefício tem como etapas: definição do tipo de material; distâncias a serem percorridas durante o transporte por tipo de material; se devem ser aplicados ou não os explosivos no desmonte; demais custos associados a transporte, carga, desmonte, equipamentos de apoio, mão de obra e processamento, entre outros, bem como as receitas prováveis de cada um dos blocos (RUNGE, 1998).

A composição de todos os custos e receitas, de acordo com o potencial metalúrgico de cada tipo de material, permite determinar o benefício de cada um dos blocos a serem lavrados. Na Figura 13: Principais componentes da função-benefício. Fonte: própria.

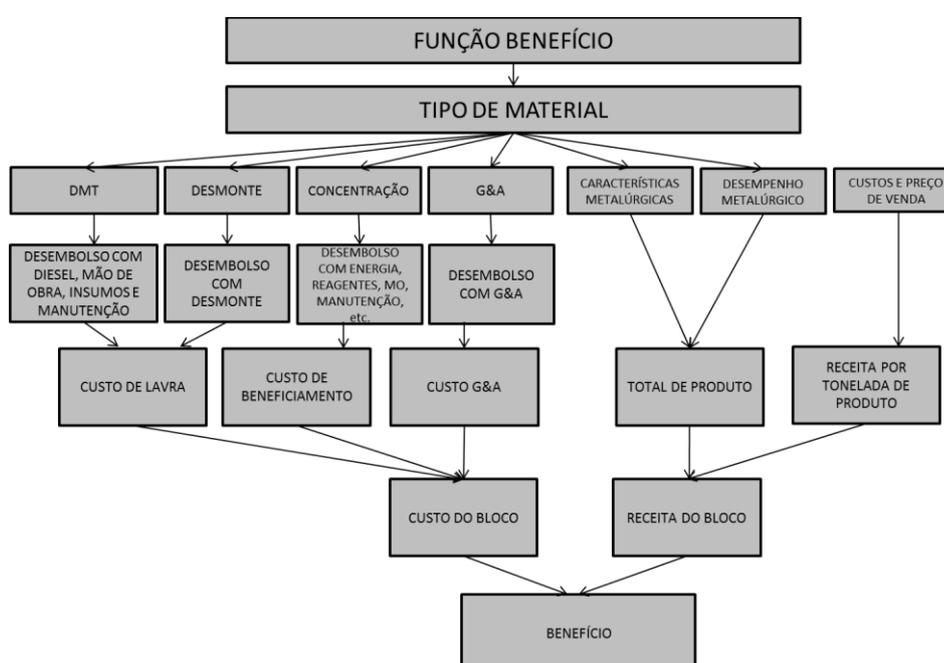


Figura 13: Principais componentes da função-benefício. Fonte: própria.

- A primeira etapa da construção da função-benefício começa com a etapa de determinação de material, na qual se considera o tipo de litologia, bem como o teor de corte associado ao material. Com isso é possível definir os destinos prováveis de cada um dos materiais, assim como o desempenho de recuperação metalúrgica e recuperação em massa do material (DAVEY, 1979, *apud* HUSTRULID; KUCHTA, 2006).

- A segunda etapa implica a estimativa das distâncias médias de transporte, assim como da origem e do destino de cada um dos materiais. Nesta etapa a distância será utilizada para determinar os custos, que irão variar de acordo com as horas trabalhadas dos equipamentos da frota, como, por exemplo, diesel, manutenção de equipamentos, entre

outros. A identificação da litologia do material e da modalidade de desmonte a ser aplicada para a lavra do material permite estimar os índices técnicos associados à geologia do material, compreendendo consumo de reagentes, energia, mão de obra e manutenção. Permite também a estimativa da massa total de material a ser produzido, de acordo com as características metalúrgicas, teor do bloco e desempenho metalúrgico. Com essas informações temos a tonelagem total de concentrado capaz de ser produzida por um bloco.

- A terceira etapa envolve a conversão dos insumos e consumíveis em custos que irão compor o custo total de lavra e processamento de um bloco de lavra. Com a tonelagem de produto final a ser produzida e o custo e preço de venda do produto final, é possível estimar a receita do bloco avaliado (CRAWFORD; DAVEY, 1979, *apud* HUSTRULID; KUCHTA, 2006).

- a quarta etapa implica a composição final dos custos e receitas do bloco, e nela o bloco a ser analisado deve ser avaliado em conjunto com outros blocos, definindo o potencial para suportar a lavra dos blocos imediatamente associados, de acordo com a relação de precedência existente entre eles. Nesta etapa podem ser observados os blocos identificados anteriormente como minério, minério de baixo teor e estéril, com seus respectivos valores econômicos, contribuindo ou não para a lavra do conjunto de blocos. A lavra do conjunto de blocos costuma ser definida manualmente ou assistida por um computador mediante um algoritmo de definição de cava final (HUSTRULID; KUCHTA, 2006).

3.8 Cava final

O uso da função-benefício em conjunto com algoritmos de otimização ajudam a definir a cava final de um empreendimento. Segundo Thomas (1996), considerando-se o contexto de desenho de cavas e sequenciamento, o termo *otimização* costuma ser mais relacionado com a definição de limites economicamente lavráveis do que com operacionalidade ou eficiência em termos práticos.

A definição de cava final é a de uma configuração geométrica de lavra onde, obedecendo a critérios geotécnicos preestabelecidos de ângulos de taludes e à precedência dos blocos e dos limites físicos, representa um limite econômico que deve ser respeitado. Diferentes algoritmos de otimização foram propostos ao longo dos anos, e dentre eles podem ser citados os algoritmos de cones flutuantes (PANA, 1965), o algoritmo de Korobov (KOROBOV, 1974), a abordagem de Underwood e Tolwinski (UNDERWOOD;

TOLWINSKI, 1998) e o algoritmo de Lerchs-Grossmann (LERCHS; GROSSMANN, 1965), entre outros (FONTOURA, 2013).

O algoritmo de Lerchs-Grossmann utiliza as propriedades dos modelos de blocos para gerar grafos direcionados e ponderados, onde os vértices são representados por blocos e os arcos que unem os vértices representam as restrições desses blocos.

O algoritmo de Lerchs-Grossmann pode ser sintetizado como um algoritmo que, por meio da teoria de grafos, determina a precedência dos blocos e utiliza os valores atribuídos aos grafos por meio dos valores de benefício. À medida que o algoritmo evolui, existe uma configuração de diferentes grafos sendo agrupados ou não, de forma a atingir o maior valor líquido para uma configuração de extração de blocos. A configuração final de cava gerada pelo algoritmo de Lerchs-Grossmann apresenta maior valor quando o volume total, compreendido no limite, é lavrado, hipoteticamente, na sua totalidade, sem considerar diferentes taxas de lavra, valor no tempo e evolução de relação estéril-minério.

Segundo Thomas (1996), a teoria dos grafos é baseada no conceito segundo o qual um grafo contém um determinado arco (X, Y) que corresponde a uma ligação de uma direção entre o vértice X e o vértice Y caso o bloco X seja dependente da remoção de Y; em outras palavras, o bloco X somente poderá ser retirado caso retiremos o bloco Y. A cada vértice será atribuído um peso que corresponde ao valor individual do bloco.

Utilizando informações dos valores dos blocos, ou seja, o benefício e os limites geotécnicos (que serão os arcos estruturais), o algoritmo de Lerchs-Grossmann começará a construir a árvore de precedências a partir da base do modelo de blocos. Com a construção dos arcos de precedência são gerados diferentes grafos, e a união dos grafos começará a gerar os ramos. Os ramos são ditos fortes quando seu valor é positivo e será dito fraco quando o valor do ramo for negativo. Tais ramos, quando formados, começam a ter diferentes valores e o algoritmo começa a ligar ou desligar os ramos conforme o potencial econômico da junção. Os ramos irão se unir de forma a maximizar o valor líquido. Quando tivermos um ramo que maximiza o valor e consegue extrair todos os blocos de valor e os seus dependentes, teremos cava final ótima.

Na figura abaixo temos a demonstração dos blocos e de seus dependentes para o caso de um modelo geotécnico que obedeça à condição de um bloco na vertical para cada bloco na horizontal, ou seja, uma condição de ângulo de talude global de 45°. Como explica Whittle (2011), os nove blocos imediatamente acima do bloco inferior deverão ser lavrados a fim de manter uma condição de 45° para a transição entre bermas. Todos os outros blocos do modelo

terão um conjunto semelhante de arcos. Dessa forma as dependências de lavra são mantidas até a superfície, como se vê na Figura 14: Precedência de extração de blocos. Fonte: Hustrulid e Kuchta (2006)..

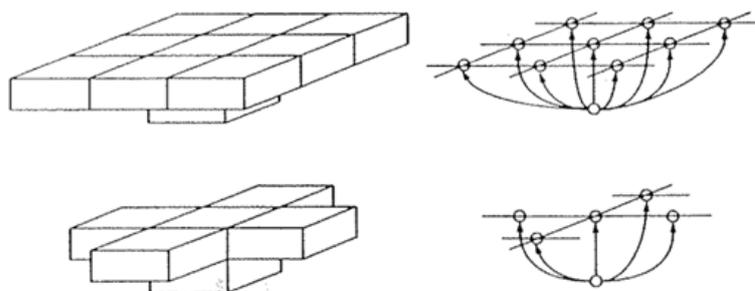


Figura 14: Precedência de extração de blocos. Fonte: Hustrulid e Kuchta (2006).

Segundo Hanson (1994), apud Silva (2008), o algoritmo aqui apresentado, de Lerchs-Grossmann, leva em consideração três aspectos importantes:

- O valor deve ser calculado partindo-se da premissa de que o bloco já tenha sido liberado. Em outras palavras, nenhum custo deve ser aplicado visando à descobertura necessária para acesso ao bloco, uma vez que o otimizador já calcula e leva em conta os valores necessários à remoção dos blocos sobrejacentes a este no momento da sua extração;
- O valor deve ser calculado partindo-se da premissa de que o bloco será lavrado. Logo, se o bloco contém algum minério o valor do minério deverá ser adicionado mesmo se o resultado total do valor do bloco continuar negativo.
- Qualquer custo deve cessar assim que a lavra para. Deve-se excluí-lo tanto do custo de lavra quanto do custo de processamento. Inversamente, qualquer custo que não cesse se a lavra parar deve ser incluído na função-benefício.

A cava final é ponto de partida para o desdobramento dos planos de lavra. É durante a fase de construção da cava final que podem ser apreciadas as quantidades de minério efetivamente disponíveis para que seja construído um modelo econômico de aproveitamento do negócio. Com os limites geométricos da cava final é possível refinar a localização da infraestrutura necessária, rever acessos do entorno, reavaliar alguma nova configuração de equipamentos de mina, posição de pilhas de estoque e depósitos de estéril, entre outras

estruturas. A partir da cava final e da variação da receita, mediante incrementos sucessivos, é construída uma série de cavas aninhadas que irão compor diferentes cavas finais com a variação do fator de receita. Essas cavas intermediárias são denominadas cavas aninhadas.

Na definição da cava final, também é possível acessar algumas incertezas do projeto em análise para que sejam geradas diferentes cavas finais considerando-se a variação nos parâmetros da função-benefício e nos parâmetros geotécnicos, como, por exemplo:

- variação de custos na função-benefício;
- variação de preços de venda da função-benefício;
- variação dos parâmetros de recuperação metalúrgica;
- variação dos ângulos geotécnicos considerados;

O entendimento da sensibilidade da cava final em relação aos parâmetros citados é importante para a definição da estratégia de longo prazo a ser definida e dos riscos associados à escolha dos parâmetros da função-benefício.

3.9 Fases de lavra

As fases de lavra são desdobramentos da cava final. Em termos gerais elas servem para facilitar o trabalho do sequenciamento através da definição de áreas, larguras operacionais, qualidade, volume e direção da lavra.

A escolha do uso de fases de lavra, número de fases de lavra e direção da lavra deve ser definida a partir de uma avaliação dos diferentes impactos que configurações distintas podem apresentar no valor presente líquido do plano de lavra em questão (WHITTLE , 2011).

Geralmente, em condições reais são consideradas diferentes fases de lavra operando concomitantemente. O uso simultâneo de diferentes fases de lavra é importante para auxiliar no planejamento de lavra quanto às peculiaridades de cada região do depósito (HUSTRULID; KUCHTA, 2006). Tem-se, por exemplo, que uma fase inicial pode conter menor volume de minério, porém com teor maior e menor relação estéril-minério, enquanto outra pode apresentar um grande volume de minério, porém com teor menor e maior relação estéril-minério. Dessa forma o uso das fases de lavra permite fornecer importantes informações para a etapa de sequenciamento de mina, bem como ajudar na melhor configuração com vistas a

incrementar o resultado econômico do plano de lavra para atender aos requisitos de demanda de produção.

Assim, conforme Hustrulid e Kuchta (2006), a seleção adequada do número e características das fases de lavra irá auxiliar na avaliação dos seguintes itens:

- distribuição da massa de minério no depósito;
- distribuição da massa de estéril no depósito;
- entendimento do comportamento da relação estéril-minério em diferentes regiões da cava final;
- adequação de avanços de lavra operacionais de acordo com o porte dos equipamentos de lavra;
- distribuição dos teores de interesse;
- definição da sequência necessária para a liberação de minério, ou seja, escolha de fases a serem operadas concomitantemente e que sejam necessárias para a lavra em um horizonte de curto, médio e longo prazo;
- direção da lavra de acordo com as características geológicas do corpo do minério.

O direcionamento da lavra pode ser definido a partir de dois exemplos extremos de configuração das fases de lavra. Figura 15: Desdobramento de fases de lavra para pior cenário. Fonte: adaptado de Whittle (2011). A Figura apresenta uma configuração denominada pior caso, onde é feita a lavra de modo uniforme e total de cada uma das cinco fases de lavra que compõem a cava final. Nessa configuração, espera-se que o minério exposto apareça apenas na lavra da segunda fase, antecipando assim a lavra de estéril e postergando a lavra de minério, com impacto negativo sobre o valor presente líquido final.

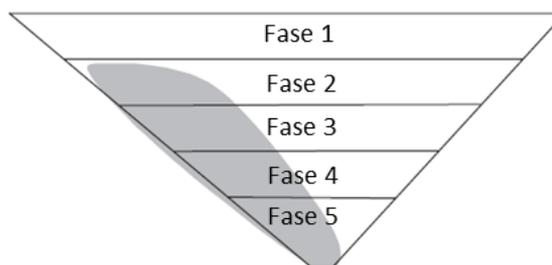


Figura 15: Desdobramento de fases de lavra para pior cenário. Fonte: adaptado de Whittle (2011).

Na Figura 16: Desdobramento de fases de lavra para melhor cenário. Fonte: adaptado de Whittle (2011). Na Figura, podemos observar uma configuração diferente de lavra, onde as fases de lavra têm configuração geométrica diferente e direcionamento de lavra distinto. Nesse modelo é feita a lavra das fases de lavra de forma a liberar o minério o mais rápido possível, favorecendo o fluxo de caixa do projeto.

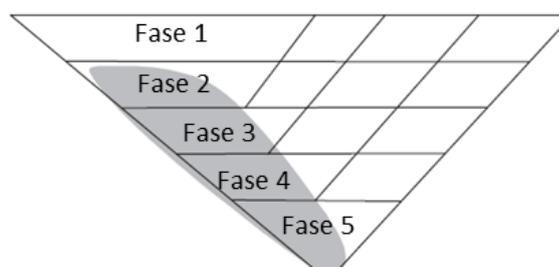


Figura 16: Desdobramento de fases de lavra para melhor cenário. Fonte: adaptado de Whittle (2011).

Do ponto de vista operacional, um caso prático de arranjo de fases de lavra será encontrado entre os dois casos descritos. A partir do momento em que consideramos larguras mínimas operacionais, começamos a ter uma redução do maior valor presente líquido (VPL) possível de se obter. Somente o exercício de diferentes configurações, por meio da análise detalhada do planejamento de lavra, permitirá acessar o comportamento dessas configurações. A maioria dos ajustes feitos em uma fase irá afetar as demais fases, alterando assim o valor presente líquido.

Hustrulid e Kuchta (2006) fornecem importantes critérios e itens para definição do grupo das fases de lavra:

1 - A partir da cava final, deve ser detalhada a distribuição da relação de minério e estéril e teores associados. Geralmente utilizam-se as superfícies das cavas incrementais contemplando diferenças entre os parâmetros geotécnicos operacionais e os da cava final;

2 - Definir objetivos para um ou mais dos itens listados abaixo:

- maximizar valor presente líquido;
- definir padrões de fluxo de caixa;
- estacionarizar teores, definir queda de teores ou maximizar teor no moinho;

- estacionarizar relação estéril minério ou não;
- uniformizar as massas de minério, estéril ou movimentação total;
- uniformizar ou deixar variáveis as taxas de produto final;

3 - Critérios operacionais como larguras de bermas, ângulos de face e ângulos de rampa, ângulo global, largura e inclinação de rampas, altura de bancada, largura operacional mínima etc.

4 – As fases de lavra devem atender aos objetivos definidos tanto em termos individuais quanto em termos coletivos.

A partir das fases de lavra definidas pode ser iniciado o sequenciamento de lavra, onde serão selecionadas as fases de lavra que serão lavrados e em que tempo eles devem ser lavrados, de forma a garantir que o plano de produção atinja os objetivos de acordo com as taxas de movimentação e produção.

3.10 Sequenciamento do plano de produção

O sequenciamento de lavra é a etapa que irá definir quais quantidades e qualidades de minério deverão ser extraídas em um determinado horizonte de tempo. Geralmente o sequenciamento de lavra é desdobrado em planos anuais, trimestrais, mensais e semanais. Outros formatos de período também podem ser avaliados de acordo com as necessidades de planejamento.

A partir das diferentes fases de lavra é feita uma análise das capacidades produtivas dos equipamentos de mina, da taxa de alimentação do processamento, das qualidades demandadas para alimentação, das restrições físicas ou de licenciamento para o período em análise e demais condições de contorno (HUSTRULID; KUCHTA, 2006). A partir da configuração de restrições é possível determinar a melhor sequência possível para atingimento das massas necessárias de minério com a qualidade desejada, bem como a necessidade de alocação de recursos requeridos para a execução do plano de lavra. No sequenciamento é necessário atingir as demandas de curto prazo e requer-se a visualização das demandas futuras em concordância com o planejamento estratégico. Dessa forma a

alocação ideal de recursos no curto prazo irá proporcionar melhores condições de valor presente líquido a curto, médio e longo prazo.

Do sequenciamento espera-se obter a massa total de minério a ser transportada diretamente para a britagem, a massa de minério a ser transportada para as pilhas de estoque, caso necessário, a massa de estéril a ser lavrada, as distâncias médias relativas às massas transportadas, a qualidade do minério lavrado, o número de equipamentos necessários para a lavra, as demandas de licenciamento de acordo com o avanço da lavra, entre definição de demais recursos para atendimento do plano de produção. Do plano é necessário obter a localização e o tempo de trabalho da lavra, bem como as movimentações previstas para serem lavradas de acordo com a demanda no tempo. Na Figura 17: Etapas de planejamento posteriores à definição de cava final e fases de lavra. Fonte: própria.



Figura 17: Etapas de planejamento posteriores à definição de cava final e fases de lavra. Fonte: própria.

O sequenciamento de lavra pode ser desdobrado em horizontes de longo, médio e curto prazo, cada um dos quais visa atender a demandas de diferentes níveis de estratégia:

- Sequenciamento de longo prazo: O plano de longo prazo, também conhecido como *Life of Mine*, abrange geralmente a lavra das reservas até a sua exaustão. Neste horizonte de planejamento é possível visualizar o comportamento das reservas ao longo dos anos, bem como as necessidades de investimentos alinhadas com a estratégia prevista. Podemos citar ampliação da capacidade de processamento, porte e número de equipamentos, alocação de barragens, estruturas de deposição de estéril, variações de custos ao longo da vida da mina, plano de reposição de equipamentos, capacidade de produção no tempo etc.

- Sequenciamento de médio prazo: Neste cenário, o desdobramento se dá num horizonte de um a, no máximo, cinco anos. Neste planejamento, observa-se o detalhamento de orientações já consideradas no sequenciamento de longo prazo. Nesta fase de planejamento é feita a construção do orçamento de produção, visto que neste horizonte é possível fazer visualizações dos investimentos necessários em aquisição de equipamentos, definição de recursos como mão de obra e insumos, definição de escala de turnos, bem como desdobramento operacional para licenciamentos e aquisição de terras observadas de acordo com um cronograma de produção detalhado, entre outras demandas. Algumas empresas e autores consideram o planejamento de médio prazo contido no planejamento de curto prazo, porém o nível de detalhamento em nível orçamentário geralmente não extrapola o horizonte de cinco anos (SHONTS Jr.; NETTERTON, 2011).

- Sequenciamento de curto prazo: O planejamento de curto prazo prevê o plano de produção definitivo, em concordância com as diretrizes do planejamento de longo e médio prazo. Neste sequenciamento as considerações operacionais são observadas, bem como o detalhamento em níveis mensais, semanais e diários, como alocação de equipamentos em determinada frente de lavra, durante determinado período e em determinadas condições de lavra. Do planejamento de curto prazo obtém-se a estratégia necessária para concretizar a produção prevista no planejamento de médio e longo prazo. Ainda nesta fase, é desejável a otimização do uso de equipamentos de carga e transporte por meio de sistemas de gestão de frota para maximização da capacidade produtiva da frota de caminhões e escavadeiras (COUZENS, 1979, *apud* HUSTRULID; KUCHTA, 2006).

O planejamento de lavra é uma importante ferramenta gerencial para o melhor aproveitamento de recursos minerais. A partir do planejamento de mina é possível construir um arcabouço robusto de informações necessárias para dar continuidade a um projeto, otimização de produção em uma mina já em operação, análise de reservas, entre outros. Geralmente, nessas etapas são utilizados *softwares* especialistas fazendo uso de algoritmos específicos para a maximização do valor do projeto.

O plano de lavra, além de considerar as diversas restrições descritas acima, deve também observar os riscos associados à realização ou não de determinada atividade e quais os impactos com eles relacionados. A não realização de um plano de larva acarreta perda de valor. O mapeamento das possíveis fontes de erro deve ser realizado e ações devem ser

tomadas para mitigar os riscos associados ao planejamento. Steffen (2007) apresenta o mapeamento das possíveis fontes do não atingimento dos objetivos de um plano de lavra.

Figura 18: Mapeamento de riscos técnicos e gerenciais. Fonte: adaptado de Steffen (2007).

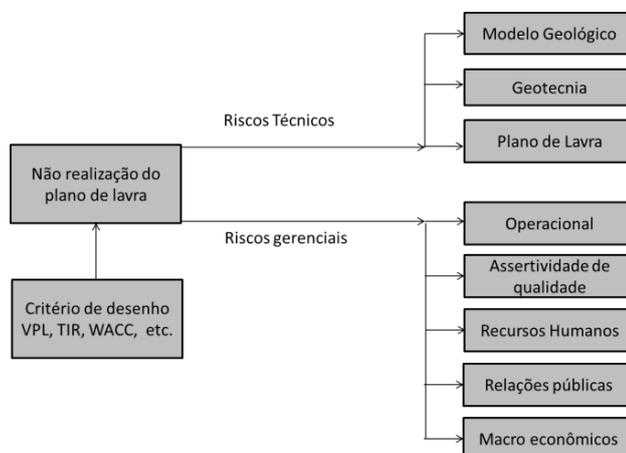


Figura 18: Mapeamento de riscos técnicos e gerenciais. Fonte: adaptado de Steffen (2007).

- Quanto aos riscos técnicos, o modelo geológico pode não representar a realidade quando se faz o detalhamento geológico. Dessa forma o plano de lavra será enviesado, gerando erros na estimativa de produção. Tem-se também risco associado de o modelo geotécnico não condizer com a realidade, fazendo com que os parâmetros utilizados no plano de lavra não sejam passíveis de execução em campo. De modo geral, o próprio plano de lavra pode ser uma fonte de erro, uma vez que ele não seja passível de atingir a qualidade de alimentação prevista ou de ser operacionalizado e executado devido a questões econômicas (STEFFEN, 1997).

- Quanto aos riscos gerenciais, podemos citar a possibilidade de as expectativas de qualidade operacional não serem alcançadas devido ao não atingimento de habilidade de mão de obra necessária para a operação. Existem também possíveis perdas de qualidade com um programa de QA/QC e reconciliação inadequado ou inexistente, riscos associados aos recursos humanos devido à inabilidade gerencial de comunicação e incapacidade de gerenciar problemas e conflitos, problemas associados à transparência e ao relacionamento com a comunidade no entorno da operação e demais riscos associados a questões macroeconômicas, como erro na escolha de taxas de atualização e juros, entre outros.

A partir dos planos de lavra e do entendimento dos riscos a eles associados, é possível tomar decisões em nível estratégico e em nível operacional. A correta interpretação de todas as informações proporcionadas pelo plano de lavra e das informações do ambiente que cercam o empreendimento será crucial para o sucesso do projeto ou da operação.

Com o plano de lavra é possível dar continuidade a outras análises de caráter técnico, como, por exemplo, fazer a análise de equipamentos e custos associados. O processo de determinação de custos e planejamento de lavra é um processo iterativo que deve ser exercitado de forma contínua em uma empresa. A revisão de planos de lavra deve ser feita de forma rotineira, devido tanto ao fato de novas informações serem incorporadas ao entendimento do negócio quanto à possibilidade de surgimento de novos riscos ao longo do processo.

3.11 Seleção do melhor cenário a partir do Índice de Risco

A obtenção de um modelo simulado serve para acessar a incerteza inerente da geologia em questão. Um método para definir qual o melhor desenho de cava, que consiga maximizar os ganhos potenciais e minimizar os riscos, deve ser considerado quando se utiliza a simulação estocástica.

Pelo uso de ferramenta específica, proposta por Dimitrakopoulos *et al.* (2007), é possível que a partir de um modelo simulado possamos optar por um *design* de plano de lavra mais apropriado para minimizar os riscos e maximizar o potencial de retorno. Tal técnica é definida como *Maximum Upside/Minimum Downside*. Na Figura 19: Distribuição da incerteza de uma variável de interesse. Usando um valor de referência definido como valor mínimo aceitável de retorno (VMAR) podem ser avaliadas as distribuições de cada uma das realizações.

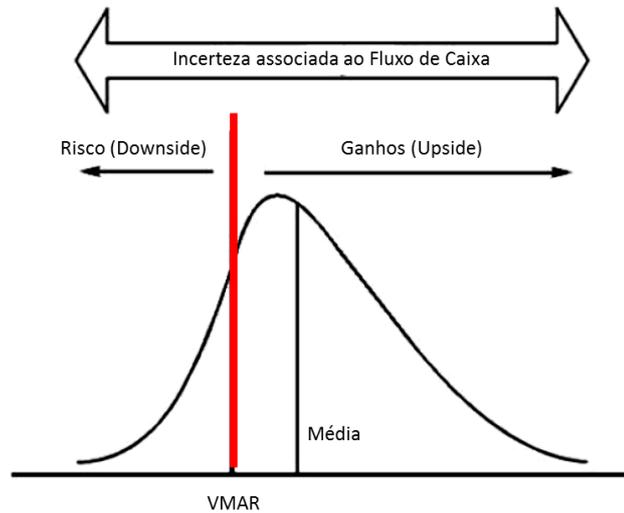


Figura 19: Distribuição da incerteza de uma variável de interesse. Fonte: adaptado de Dimitrakopoulos *et al.* (2007).

Uma adaptação dessa metodologia foi apresentada por Cherchenevsky (2015) e Mello (2015) para aumentar o controle sobre o somatório dos potenciais de ganho. Cherchenevsky (2015) e Mello (2015) propuseram uma alteração na qual o índice considera os valores maiores que o percentil 5 e menores que o percentil 95. Neste trabalho será utilizada a metodologia original proposta por Dimitrakopoulos *et al.* (2007) aplicada ao sequenciamento de cinco anos de lavra.

Os índices de risco podem ser calculados a partir das equações abaixo, conforme descritos por Dimitrakopoulos *et al.* (2007) nas Equações 37 e 38.

$$UP_i = \sum_{j=0}^n ((V_{ji} - VMAR) * P_i) \quad (37)$$

$$DR_i = \sum_{j=0}^n ((VMAR - V_{ji}) * P_i) \quad (38)$$

Onde:

UP_i é o índice calculado que irá classificar o potencial do ganho para os valores iguais ou maiores que o Valor Mínimo Aceitável de Retorno para o *design i*;

DR_i é o índice calculado que irá classificar o potencial de perda para os valores iguais ou menores que o Valor Mínimo Aceitável de Retorno para o *design i*;

V_{ji} é o valor da variável de interesse na realização j para o *design i*;

$VMAR$ é o valor mínimo definido como objetivo;

P_i é a probabilidade do modelo simulado j ;

Segundo Dimitrakopoulos *et al.* (2007), as etapas necessárias para a aplicação da metodologia são:

1. Obter diversas realizações a partir de simulação estocástica;
2. Por meio de algoritmos como o de Lerchs Grossmann e Milawa, definir diferentes *designs* de lavra que considerem restrições operacionais, geotécnicas, capacidades e qualidade de alimentação demandada. Para cada realização da simulação deve ser gerado um cenário de desenho. No caso deste trabalho, serão feitos sequenciamentos de cinco anos de lavra para cada uma das cinquenta realizações;
3. Com os limites de lavra e sequência de extração, gerar o perfil de risco para cada um dos sequenciamentos. Para um dado sequenciamento teremos uma distribuição da variável de interesse;
4. Pela análise do perfil de risco, descartar os sequenciamentos que não atingem o Valor Mínimo Aceitável de Retorno da variável avaliada;
5. Com os sequenciamentos selecionados, calcular os índices de risco a partir das Equações 37 e 38 para cada um dos sequenciamentos. O cenário a ser escolhido é aquele que atende satisfatoriamente ao maior número de restrições em termos de maximização de ganhos e minimização de riscos.

4. CAPÍTULO 4

Neste capítulo será apresentada a metodologia proposta para aplicação no estudo de caso considerando-se a proposta inicialmente descrita no Capítulo 1. Para a construção do estudo foi utilizado um banco de dados de uma determinada mina de fosfato, o qual serviu de referência para a construção dos modelos geológicos das principais litologias encontradas. O banco de dados serviu também como fonte de informações de teores, os quais foram utilizados para a estimativa do modelo de referência, modelo obtido por krigagem ordinária, e para a simulação de teores, obtida pelo algoritmo de bandas rotativas.

Com o uso do modelo de blocos serão feitas a análise econômica e a definição dos teores de corte para a construção da função-benefício. Com o modelo econômico construído serão feitos a otimização da cava final, a definição das fases de lavra e, finalmente, o sequenciamento de lavra para o horizonte de cinco anos, onde serão feitas simulações com diferentes quantidades de minério liberado, ou seja, massa suficiente para atendimento da demanda da usina para um mês, três meses, cinco meses e oito meses de minério liberado para cada um dos anos do horizonte estudado.

Utilizando-se os sequenciamentos descritos acima, será feita uma análise do comportamento dos teores a partir da alimentação direta na usina com pilhas e com quantidades de minério liberado diferentes, usando os planos obtidos a partir do sequenciamento com teor obtido por krigagem e o sequenciamento obtido por simulação. Espera-se, com esta análise, acessar a variação dos teores alimentados na usina a partir das realizações obtidas por simulação para diferentes volumes expostos de minério liberado.

4.1 Desenvolvimento do estudo

A metodologia a ser utilizada para a observação dos impactos de valor presente líquido e da movimentação de massas em relação à quantidade de minério liberado consistirá na construção de um modelo de blocos a partir do conjunto de furos de sondagem, com posterior definição de cava final, fases de lavra e sequenciamento de lavra. O sequenciamento de lavra será modificado de modo a compreender cenários com as quantidades de um mês, três meses, cinco meses e oito meses de minério liberado. Abaixo, detalhamento de modo como foi executada cada etapa do estudo.

- Construção do modelo e teores estimados:

A partir dos furos de sondagem serão feitas análises de continuidade espacial para os dois principais domínios geoestatísticos observados, desdobrados conforme litologias características do depósito em questão. Será realizada uma estimativa, através de krigagem ordinária, dos teores de fosfato contido na apatita, denominado neste trabalho P_2O_{5ap} .

- Construção do modelo e teores simulados:

Posteriormente à construção do modelo de teores estimado para cada um dos domínios geoestatísticos, será realizada a verificação da binormalidade dos dados com o intuito de verificar a possibilidade de normalização dos dados para um espaço multiGaussiano. Com a transformação dos dados para o espaço multiGaussiano será feita a análise da continuidade espacial para os dados por meio de variogramas. Os dados serão, então, simulados por bandas rotativas para cinquenta realizações, com o objetivo de reproduzir a continuidade espacial e o histograma dos dados originais. Concluída a simulação, será feita a retrotransformação dos dados para o espaço original por de função própria de retrotransformação.

- Construção do modelo econômico e obtenção de cava final e fases de lavra:

A partir dos custos será elaborada uma função-benefício que servirá como referência para a construção da cava final e das fases de lavra, que servirão de base para o sequenciamento quinquenal. Os teores estimados por krigagem ordinária servirão como referência para a obtenção da cava final e das fases de lavra. A cava final será obtida a partir do método de seleção de cavas. A partir da cava selecionada serão definidas as fases de lavra com base em critérios que garantam a geometria operacional de cada um deles. Para os teores simulados serão mantidos os mesmos valores de custos de lavra e processamento, com variação da receita em função dos teores simulados para cada bloco para cada uma das realizações.

De forma simplificada, após a obtenção dos modelos econômicos para cada um dos modelos de blocos a serem adotados e definição de cava final e fases de lavra podemos demonstrar as etapas do sequenciamento de lavra e da obtenção dos demais planos de lavra conforme o fluxograma na Figura 20: Fluxograma simplificado da etapa de sequenciamento e análise.. A partir dos planos de lavra também são gerados sequenciamentos de pilhas para a observação da variação do teor alimentado para cada um dos casos.

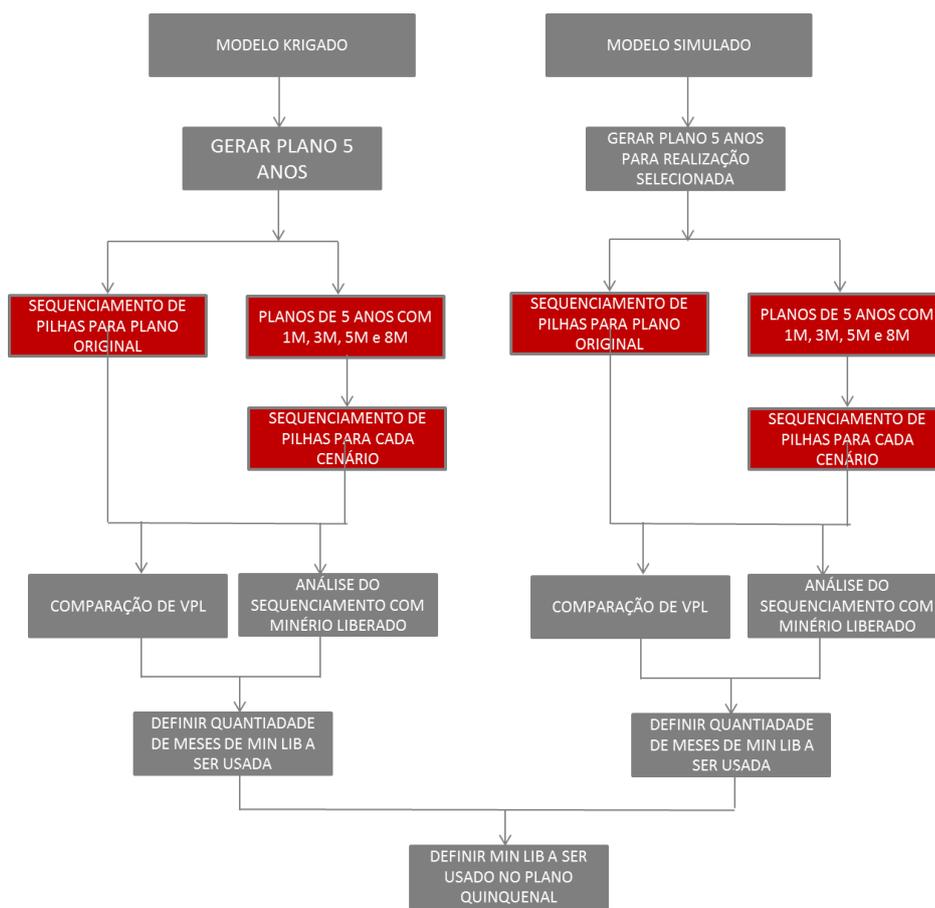


Figura 20: Fluxograma simplificado da etapa de sequenciamento e análise.

- Sequenciamento de lavra:

O sequenciamento de lavra será obtido para os teores estimados por krigagem ordinária e para as cinquenta realizações geradas pelo algoritmo de bandas rotativas. Será aplicada a metodologia *Maximum Upside/Minimum Downside* para selecionar uma das realizações obtidas por simulação. O sequenciamento inicial, tanto para o cenário obtido por krigagem ordinária quanto para o cenário selecionado da simulação, será denominado caso base e a partir desses dois sequenciamentos-base serão geradas cavas que tenham como referência quantidades de um, três, cinco e oito meses de minério liberado. A quantidade de minério liberado será definida a partir de parâmetros específicos de lavra, com a antecipação de estéril para garantir a liberação de minério e tendo como referência a relação estéril-minério do ano seguinte ao ano avaliado. A massa de minério a ser liberada terá uma quantidade de estéril correlata que deverá ter sua lavra antecipada para o ano anterior, e será obedecida a sequência ótima de extração para garantir a precedência de lavra dos blocos.

- Obtenção de resultados:

Após a definição dos sequenciamentos de lavra, será realizada a avaliação das quantidades de minério e estéril movimentadas ano a ano, bem como a verificação da geometria dos blocos do minério liberado para cada um dos cenários com diferentes quantidades de minério liberado. A análise dos impactos do valor presente líquido e a análise da variação de teores serão observadas para cada um dos cenários abordados e para cada uma das diferentes condições de alimentação de usina, como alimentação direta de blocos, alimentação com pilhas segundo sequencia de exposição e com pilhas formadas a partir da mistura de qualidades de minério para as diferentes quantidades de minério liberado.

4.2 Localização e geologia

A região de estudo foi determinada pela ocorrência de fosfato no Brasil, mais especificamente no oeste do Estado de Minas Gerais, próximo ao Triângulo Mineiro. O banco de dados, com informações de coordenadas nos três eixos, teores, informação de litologia e intemperismo, bem como a topografia inicial utilizada, está compreendido nas informações usadas como dados de entrada para o desenvolvimento do estudo. A região representa importante polo de produção de fertilizantes fosfatados, incluindo minas de minério fosfático, plantas de concentração, plantas químicas de produção de fertilizantes fosfatados e misturadoras de diversas empresas produtoras de insumos NPK (nitrogênio, fósforo, potássio) para aplicação agrícola.

Na Figura 21: Detalhe de Minas Gerais e mesorregião do Triângulo Mineiro e Alto Paranaíba. Fonte: adaptado de IBGE (2016).

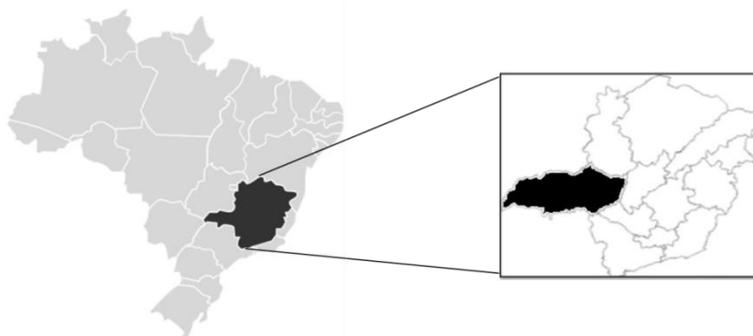


Figura 21: Detalhe de Minas Gerais e mesorregião do Triângulo Mineiro e Alto Paranaíba. Fonte: adaptado de IBGE (2016).

Quanto à geologia regional, a ocorrência objeto do estudo encontra-se na denominada Faixa Brasília. A região apresenta estruturas dômicas de filitos e quartzitos termalmente afetados por uma intrusão de característica alcalino-carbonatítica.

Segundo Brod *et al.* (2004), localmente o complexo é formado por rochas denominadas bebedouritos (piroxenitos), carbonatitos e foscoritos contendo significativos depósitos de fosfato e titânio.

Os bebedouritos são grupos de rochas formados principalmente por rochas silicáticas como piroxenitos, flogopititos e bebedouritos, entre outras rochas que compreendem mais da metade de sua composição com minerais do tipo piroxênio e/ou perovskita.

A série foscorítica compreende o grupo de rochas que apresentam em sua composição variações em quantidades de apatita, magnetita e outros minerais silicatos magnesianos, como olivinas e flogopitas.

Outras litologias são encontradas, porém sem significação no contexto de mineração de fosfato. Para o estudo essas litologias, que não pertencem às séries dos bebedouritos e foscoritos, serão consideradas estéreis.

Na região podem ser observados diferentes horizontes de intemperismo. No topo superior temos a região de aloteritos, seguidos de isalteritos, rochas semi-intemperizadas e rochas frescas, tendo-se assim, para as litologias bebedourito e foscorito e demais litologias, toda a série de intemperismo.

4.3 Banco de dados

O banco de dados considerado compreende informações obtidas a partir de descrição e análise de testemunhos de sondagem obtidos mediante diferentes campanhas de sondagens dentro de uma região específica do depósito.

Como informações do banco de dados têm-se informações referentes à localização do furo em questão com suas coordenadas nos três eixos, identificação do furo, profundidade do início de intervalo amostral, profundidade final de intervalo amostral, comprimento total do intervalo, informação de litologia, densidade e teor de interesse para um dado intervalo.

O banco de dados terá análise estatística univariada para as duas principais litologias consideradas neste estudo, que também irão compor os dois domínios principais considerados na estimativa e na simulação de teores.

4.4 Localização das amostras

A distribuição espacial das amostras dentro da região-alvo de estudo pode ser observada no mapa de localização apresentado para as litologias de bebedourito e foscorito. Figura 22: Distribuição espacial dos furos de sondagem.

A área total de estudo é um polígono de 1,85 quilômetro no eixo X por 1,20 quilômetro no eixo Y, perfazendo em uma área um total de 2,22 quilômetros quadrados. Nessa área está compreendido um total de 246 furos de sonda com um total de 28mil metros de sondagem. Percebe-se que as amostras apresentam agrupamento preferencial nas regiões nordeste e sudoeste do mapa, enquanto na porção noroeste se observa menor densidade amostral.

Na região com maior adensamento amostral a malha de sondagem apresenta espaçamento de 100 metros por 100 metros. Na região com menor detalhamento de amostragem verifica-se uma dispersão que não obedece a uma malha regular, com espaçamento entre amostras variando de 160 metros a 250 metros.

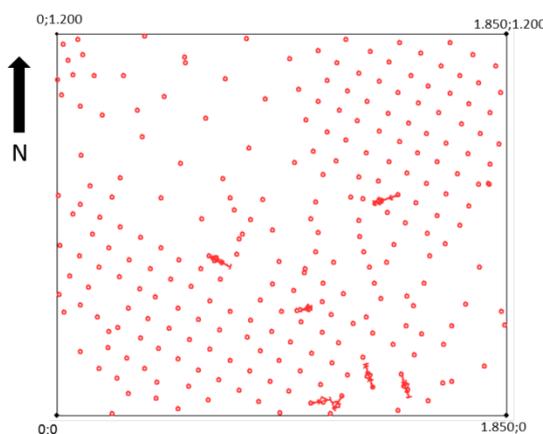


Figura 22: Distribuição espacial dos furos de sondagem.

4.5 Regularização das amostras

Inicialmente o banco de dados completo foi submetido a uma análise de distribuição de comprimentos de intervalos. O histograma obtido pode ser observado na Figura 23: Distribuição do comprimento de intervalos de furo de sondagem. Os intervalos existentes apresentam dados que oscilam entre 0,03 metro e 5,20 metro. A variação de comprimento

dos intervalos se dá devido a fatores como intervalos não recuperados ou transição de litologias.



Figura 23: Distribuição do comprimento de intervalos de furo de sondagem.

Para essa configuração de distribuição de intervalos, o banco de dados possui teores de apatita, denominados P_2O_{5ap} , com valores mínimos e máximos de, respectivamente, 0,00% a 32,32% de P_2O_{5ap} , com média de 4,60% de P_2O_{5ap} , conforme Figura 24: Distribuição de teores para intervalos com comprimento de 4,53 metros de média.

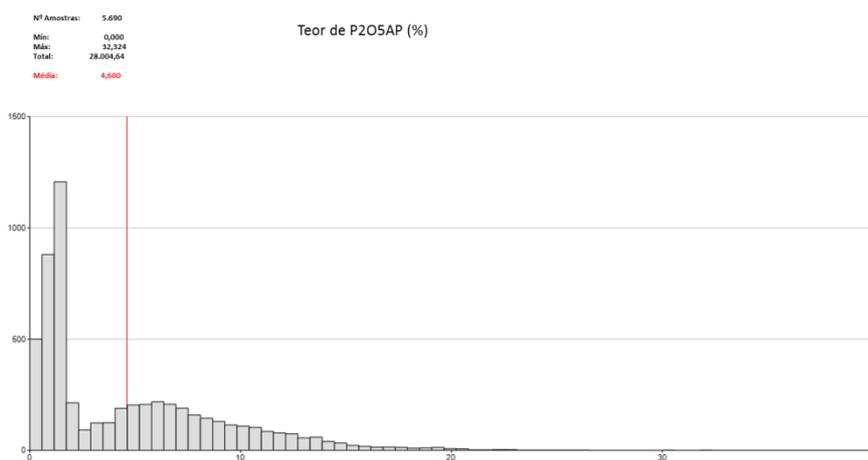


Figura 24: Distribuição de teores para intervalos com comprimento de 4,53 metros de média.

Dado o comportamento observado pelo comprimento dos intervalos de furos de sondagem, é necessário regularizar o comprimento das amostras para, posteriormente,

proceder às etapas de estimativa e simulação. A regularização será feita para o comprimento de 5 metros, usando-se os teores ponderados pela densidade do intervalo e comprimento do intervalo para que o comprimento de cada intervalo seja múltiplo da altura do tamanho de bloco que será adotado no estudo. Na Figura 25: Distribuição do comprimento de intervalos regularizados.

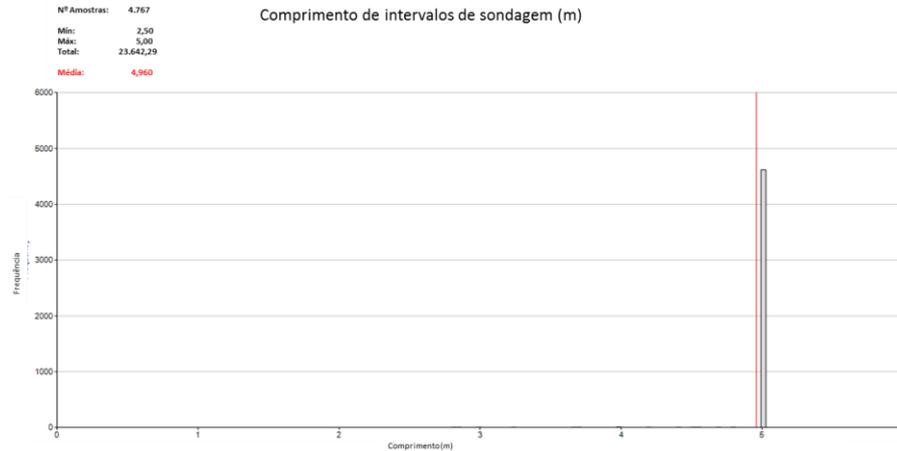


Figura 25: Distribuição do comprimento de intervalos regularizados.

Para a regularização de intervalos observou-se uma variação no teor médio, com variação de +3% do valor observado para o banco de dados não regularizado, o teor médio obtido foi de 4,60% de P_2O_{5ap} , na Figura 26: Distribuição de teores para intervalos regularizados. temos a distribuição de teores de P_2O_{5ap} para o banco de dados completo e regularizado. A variação do teor médio se dá, principalmente, por conta da redução do número total de dados disponíveis após regularização.

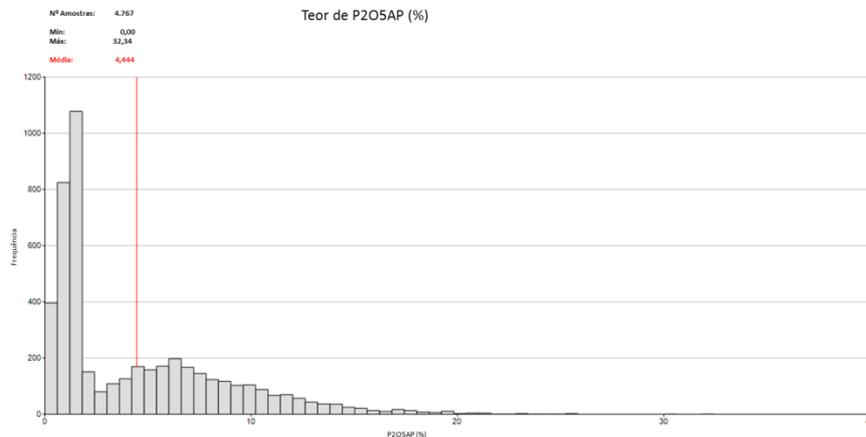


Figura 26: Distribuição de teores para intervalos regularizados.

4.6 Estatísticas dos dados

O banco de dados, após ter seus intervalos regularizados, foi submetido a uma análise estatística univariada. Nessas análises, espera-se observar o comportamento dos dados individualizados por tipo de litologia, bebedourito e foscorito, bem como a existência de valores extremos. Essas análises serão realizadas considerando-se as amostras agrupadas e desagrupadas. Os dados serão desagrupados a partir do método de janelas móveis para evitar a distorção de médias por conta da maior densidade amostral em determinadas regiões (ISAACS; SRIVASTAVA, 1989).

Na Figura 27: (a) Distribuição de amostras para o domínio bebedourito e (b) para o domínio foscorito.

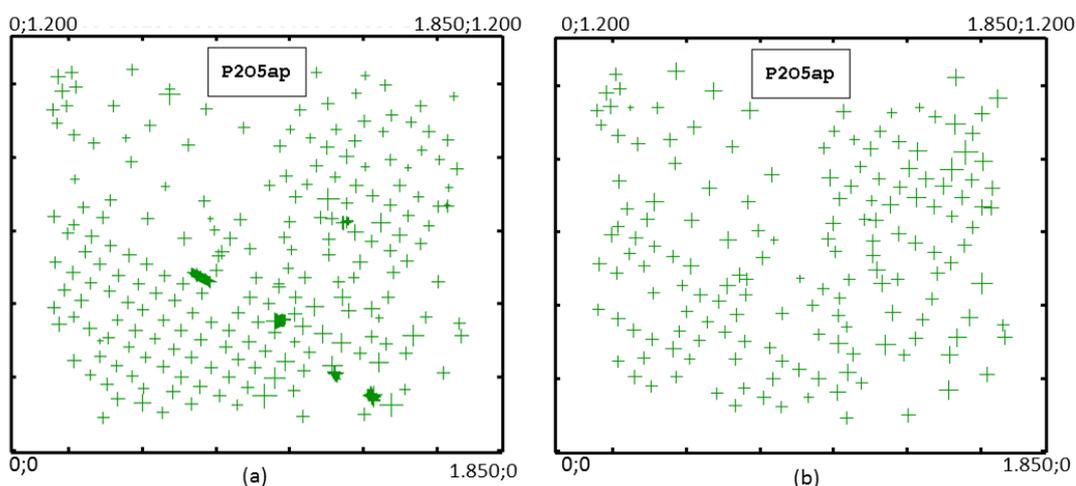


Figura 27: (a) Distribuição de amostras para o domínio bebedourito e (b) para o domínio foscorito.

Podemos observar que no domínio bebedourito as amostras apresentam um adensamento maior do que no domínio foscorito. O maior volume de amostras no domínio bebedourito se dá devido às características geológicas dessa litologia, abrangendo uma extensão maior que a da litologia foscorito.

Estatisticamente, na Figura 28 e Figura 29 podemos observar respectivamente a distribuição de teores para os domínios bebedourito e foscorito, sendo que nessas figuras são apresentados os histogramas dos dados originais (a), enquanto a parte esquerda e a parte direita mostram o histograma dos dados desagrupados (b).

No domínio bebedourito temos um teor médio de 5,28% de P_2O_{5ap} para os dados originais e um teor médio de 5,23% de P_2O_{5ap} para os dados desagrupados, uma variação menor do que 1% para o teor avaliado. Também se observa que esse domínio apresenta uma concentração maior para teores mais baixos.

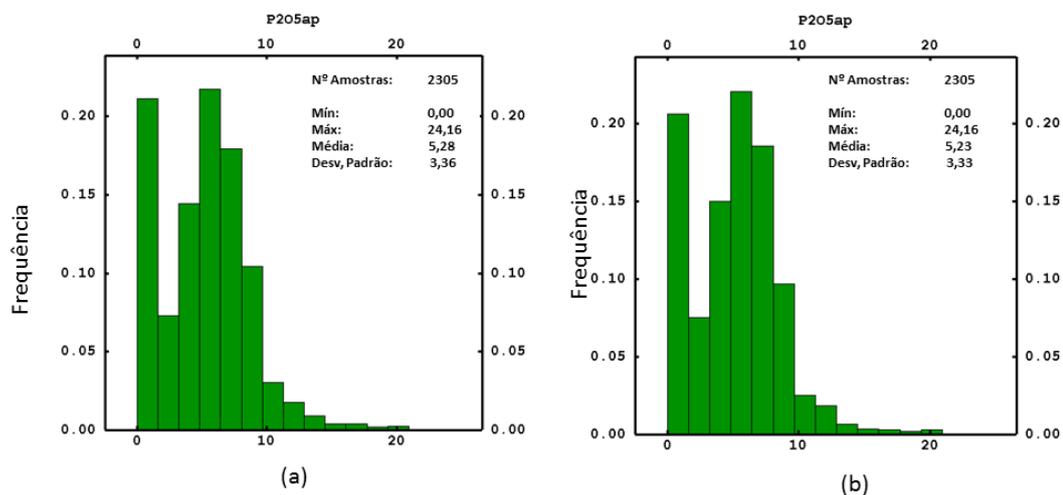


Figura 28: Histograma de teores das amostras para o domínio bebedourito em (a) dados originais e (b) dados desagrupados.

No domínio foscorito temos um enriquecimento dos teores em relação ao domínio bebedourito, conforme visto na média dos teores de P_2O_{5ap} , tanto para os dados originais quanto para os dados desagrupados. Para os dados originais, os teores de fosfato são de 10,37%, enquanto para os dados desagrupados temos teores de 10,24%, uma variação pouco maior que 1%. A partir do histograma observamos que o domínio apresenta maior quantidade de teores em faixas com maiores valores para o teor de fosfato.

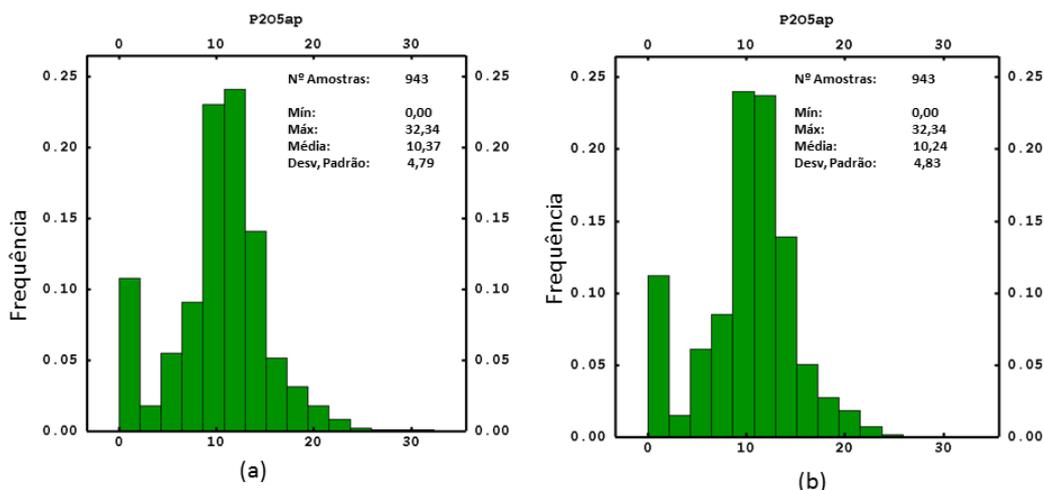


Figura 29: Histograma de teores após para o domínio foscorito em (a) dados de originais e (b) dados desagrupados.

Posteriormente à análise de teores, para cada um dos domínios foi feita uma avaliação da presença de valores extremos com a aplicação de um corte superior para limitar os teores máximos de P_2O_{5ap} . Para essa análise foi considerado o gráfico de probabilidade acumulada de teores. Tabela 2: Estatística dos dados originais e dos dados com limite igual ao $q_{0,99}$. Na Tabela o comparativo da estatística obtida para os dados originais e para os dados com corte acima do quantil $q_{0,99}$, ou seja, valores onde 99% dos dados se encontram abaixo. Observa-se que a redução nos teores médios com redução de 0,19% para o domínio bebedourito e igual valor de variação para o domínio foscorito.

Tabela 2: Estatística dos dados originais e dos dados com limite igual ao $q_{0,99}$.

	Dados Originais		Dados com limite em $q_{0,99}$		Δ Variação %	
	Bebedourito	Foscorito	Bebedourito	Foscorito	Bebedourito	Foscorito
Número de amostras	2305	943	2305	943	NA	NA
Média	5,28	10,37	5,27	10,35	-0,19%	-0,19%
Mínimo	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00%	0,00%
Máximo	24,16	32,34	22,56	30,1	-6.62%	-6.93%

De forma análoga aos dados originais, foi feito desagrupamento de dados após limitação do quantil $q_{0,99}$ dos dados, para fins comparativos. O valor médio obtido desta análise será utilizado como referência para a validação dos teores médios obtidos pela estimativa por krigagem ordinária. Figura 30: Histograma de teores das amostras com limite igual ao $q_{0,99}$ (a) bebedourito e (b) foscorito.

Em ambos os domínios podemos observar reduções nos teores médios quando comparados com os dados originais após limitação do quantil $q_{0.99}$ dos dados, com variações de 1% para o domínio bebedourito e de 1,3% para o domínio foscorito.

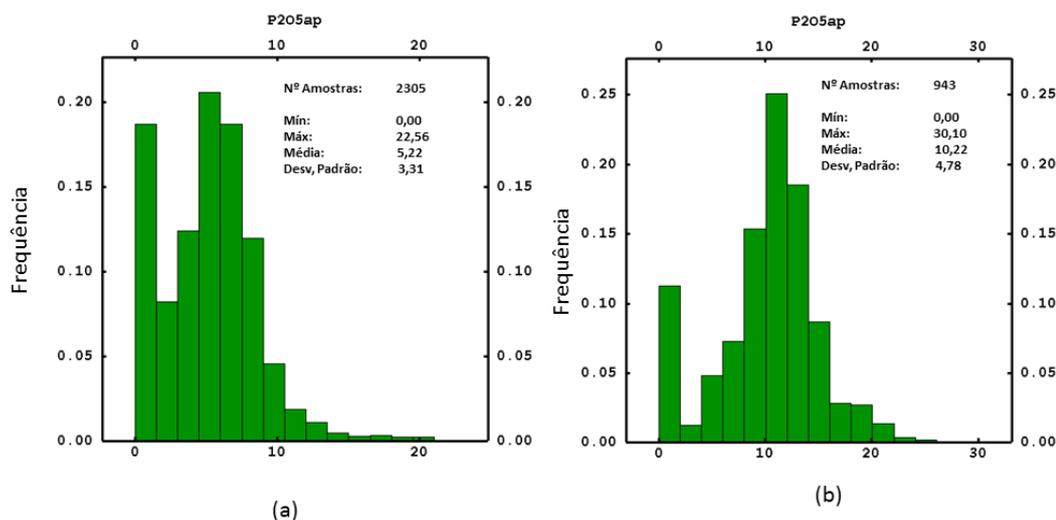


Figura 30: Histograma de teores das amostras com limite igual ao $q_{0.99}$ (a) bebedourito e (b) foscorito.

4.7 Modelo de blocos

O protótipo do modelo de blocos a ser utilizado no estudo apresenta um total de 177.592 blocos, obtidos a partir das diretrizes iniciais de dimensões em cada um dos eixos, número total de blocos em cada eixo e origem, conforme as seguintes informações listadas na Tabela 3: Dimensões e características do modelo de blocos..

Tabela 3: Dimensões e características do modelo de blocos.

	Modelo de blocos		
	X	Y	Z
Origem	0	0	0
Tamanho de Bloco (m)	25	25	10
Número de Blocos	74	48	50
Final	1850	1200	500

A partir dos furos de sondagem foram desenhados sólidos geológicos que representam a interpretação da continuidade das duas principais litologias consideradas, bebedourito e

foscorito. Os sólidos foram construídos a partir de interpretações geológicas de seções transversais dos furos de sondagem. Todas as outras litologias observadas foram agrupadas em um único modelo, considerado como litologias estéreis, ou seja, que não contemplam mineralização de fosfato.

Com os sólidos geológicos foram feitos os carimbos em cada bloco conforme o respectivo domínio. Com isto se obteve um modelo de blocos com informações de litologia bebedourito, foscorito e estéril. Na Figura 31 temos uma seção em corte no plano XZ com Y em 750N mostrando o modelo de blocos com informações dos sólidos geológicos para (a) o modelo completo, (b) os blocos de bebedourito em verde, (c) os blocos de foscorito em vermelho e (d) os blocos de litologia estéril em azul.

Esse modelo será utilizado como base para as estimativas por krigagem ordinária e posterior simulação de teores pelo algoritmo de bandas rotativas.

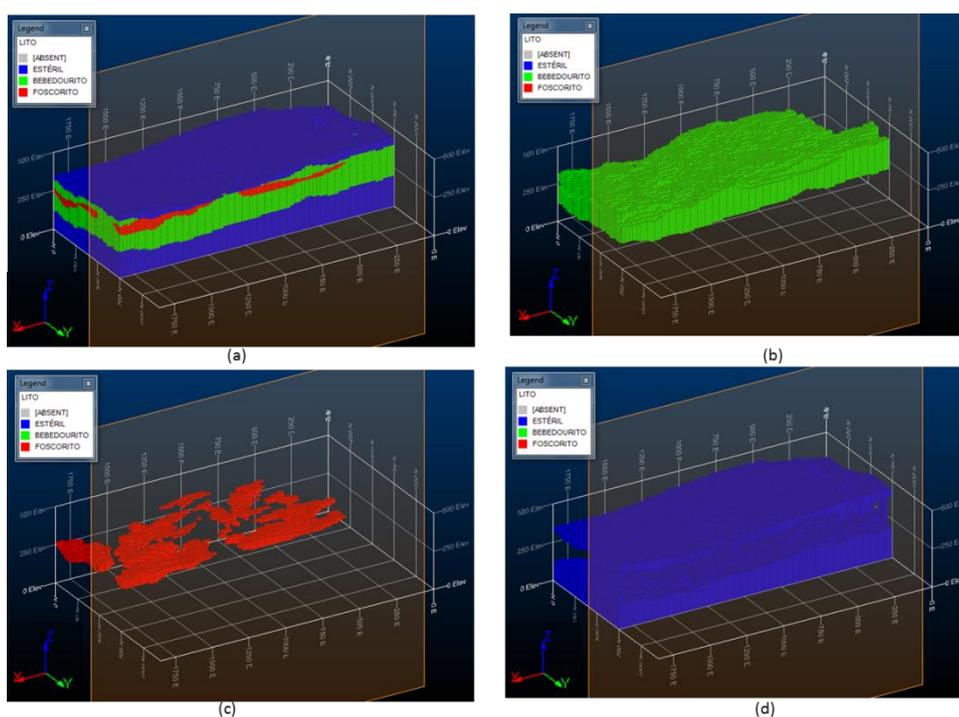


Figura 31: (a) Seção vertical do modelo de blocos com informações de todas as litologias, (b) litologia bebedourito, (c) litologia foscorito e (d) litologia estéril.

4.8 Estimativa de teores - krigagem ordinária

O modelo obtido por krigagem ordinária foi estimado a partir dos dados com limite no quantil $q_{0.99}$ no modelo geológico apresentado no item 4.7. A análise espacial dos dados

compreendeu a construção de modelos dos semivariogramas nas direções de maior e menor continuidade no plano e também ao longo do furo de sondagem.

Para a análise de continuidade espacial dos dados foram construídos semivariogramas para diferentes direções e ao longo do furo de sondagem.

Inicialmente foram modelados os variogramas verticais onde se definiram as estruturas e as variâncias associadas a cada estrutura e, posteriormente, os variogramas de maior continuidade e o de menor continuidade. Na Tabela 4: Parâmetros para definição de variogramas experimentais.

Tabela 4: Parâmetros para definição de variogramas experimentais.

		Parâmetros para definição de variograma experimental		
		Lag	Nº Lags	Tolerancia
BEB E FOS	157.5º	150	20	50%
	67.5º	150	20	50%
	90º	10	30	50%

Obteve-se para o domínio bebedourito, o modelo matemático de variograma, para os teores de P_2O_{5ap} , conforme demonstrado pela Equação 37, onde se tem direção de maior continuidade em 157,5º.

$$\gamma(h) = 1,45 + 8 \cdot \text{sph} \left(\frac{N_{157,5^\circ}}{120m} + \frac{N_{67,5^\circ}}{120m} + \frac{vert}{40m} \right) + 1,67 \cdot \text{sph} \left(\frac{N_{157,5^\circ}}{450m} + \frac{N_{67,5^\circ}}{250m} + \frac{vert}{55m} \right) \quad (37)$$

Na Figura 32: Variogramas experimentais para a variável P_2O_{5ap} no domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais. Em verde, observa-se o variograma para a direção de maior continuidade em $N_{157,5^\circ}$ $DIP0^\circ$, em azul a direção de continuidade intermediária em $N_{67,5^\circ}$ e $DIP0^\circ$ e em cinza a direção de menor continuidade espacial, vertical ao longo do furo.

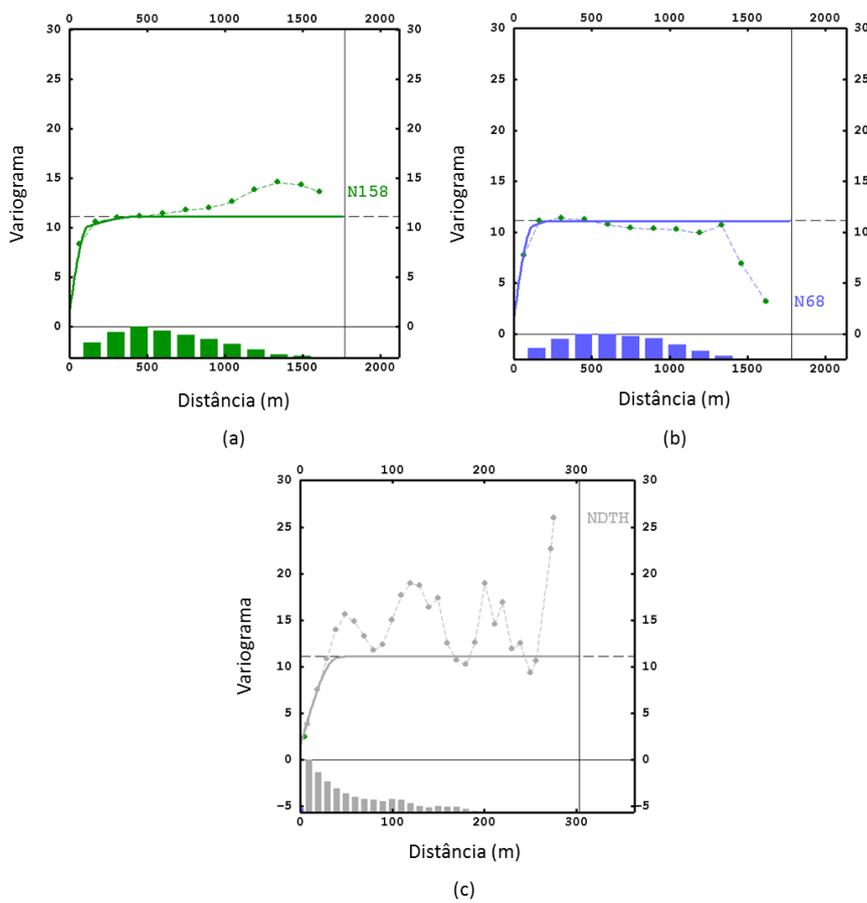


Figura 32: Variogramas experimentais para a variável P_2O_{5ap} no domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.

Obteve-se, para o domínio bebedourito, o modelo matemático de variograma, para os teores de P_2O_{5ap} , conforme demonstrado pela Equação 38, onde se tem direção de maior continuidade em $67,5^\circ$.

$$\gamma(h) = 2,25 + 5,62 \cdot \text{sph} \left(\frac{N67,5^\circ}{60m} + \frac{N157,5^\circ}{50m} + \frac{vert}{25m} \right) + 14,6 \cdot \text{sph} \left(\frac{N67,5^\circ}{130m} + \frac{N157,5^\circ}{80m} + \frac{vert}{75m} \right) \quad (38)$$

Na Figura 33: Variogramas experimentais para a variável P_2O_{5ap} no domínio foscorito. Continuidades: (a) Maior, (b) Intermediária e (c) Menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais. Em azul observa-se o variograma para a direção de maior continuidade em $N67,5^\circ$ $DIP0^\circ$, em verde a direção de média continuidade em $N157,5^\circ$ e $DIP0^\circ$ e em cinza a direção de menor continuidade espacial, vertical ao longo do furo.

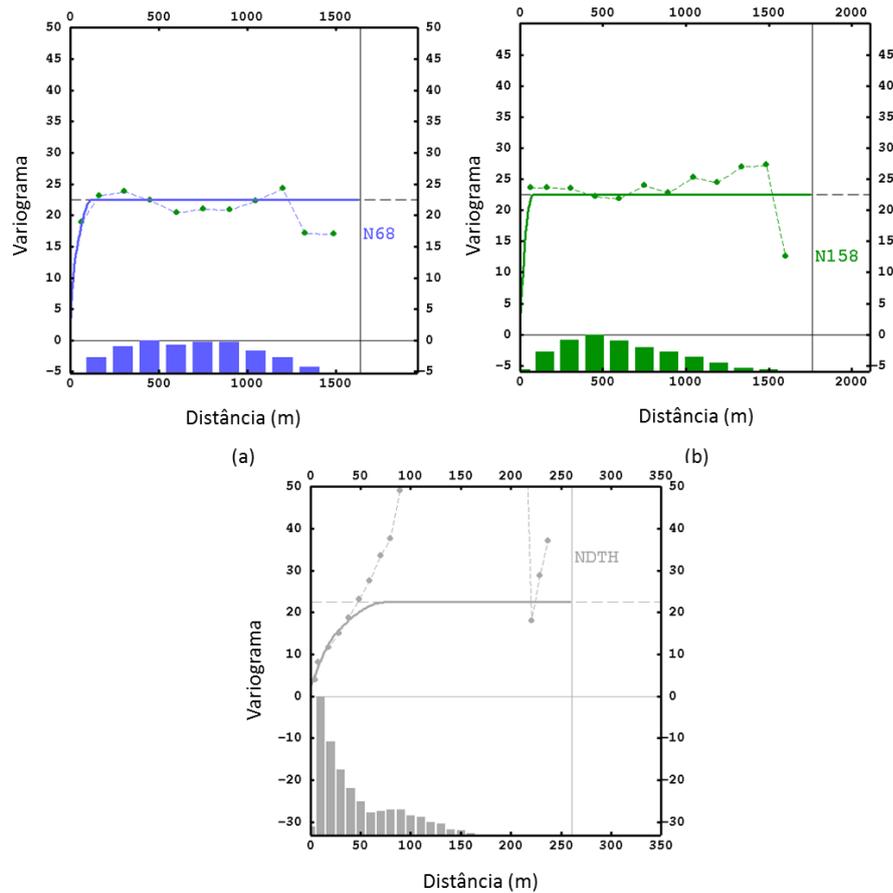


Figura 33: Variogramas experimentais para a variável P_2O_{5ap} no domínio foscrito. Continuidades: (a) Maior, (b) Intermediária e (c) Menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.

Com as informações de alcances, obtidos dos variogramas, utilizou-se o algoritmo de krigagem ordinária para estimar os teores de P_2O_{5ap} , segundo domínios geoestatísticos correspondentes, no modelo de blocos construído a partir dos modelos geológicos. Os parâmetros de busca utilizados, para cada um dos domínios, podem ser observados na Tabela 5: Parâmetros de busca da krigagem ordinária., abaixo.

Tabela 5: Parâmetros de busca da krigagem ordinária.

Parâmetros de busca da krigagem ordinária							
	Azimute	Maior distancia (m)	Média distancia (m)	Menor distancia (m)	Nº de amostras (#)	Nº de setores (#)	Nº de Amostras por setor (#)
Bebedourito	N157,5°	1160	700	110	8	4	4
Foscorito	N75,5°	240	180	170	4	4	10

Figura 34: Histograma dos teores estimados de P_2O_{5ap} para (a) litologia bebedourito e (b) litologia foscorito. Para a litologia bebedourito obteve-se um teor médio de 5,44% de P_2O_{5ap} e para a litologia foscorito um teor médio de 10,88% de P_2O_{5ap} , o que representa uma diferença de 4,21% para o bebedourito em relação à média dos dados desagrupados e uma diferença de 6,48% para o foscorito em comparação com os dados desagrupados.

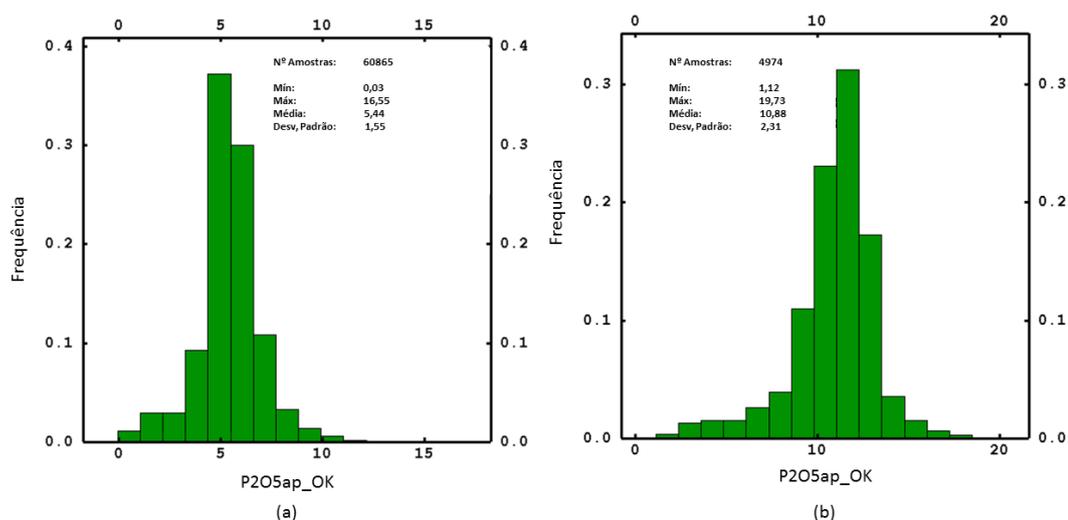


Figura 34: Histograma dos teores estimados de P_2O_{5ap} para (a) litologia bebedourito e (b) litologia foscorito.

Com o intuito de validar os teores estimados no modelo de blocos, foi observada a validação cruzada na Figura 35: Validação cruzada da estimativa por krigagem ordinária para os domínios (a) bebedourito e (b) foscorito. Na validação se obteve um coeficiente de aderência de 0.979 para o domínio bebedourito e 0.971 para o domínio foscorito.

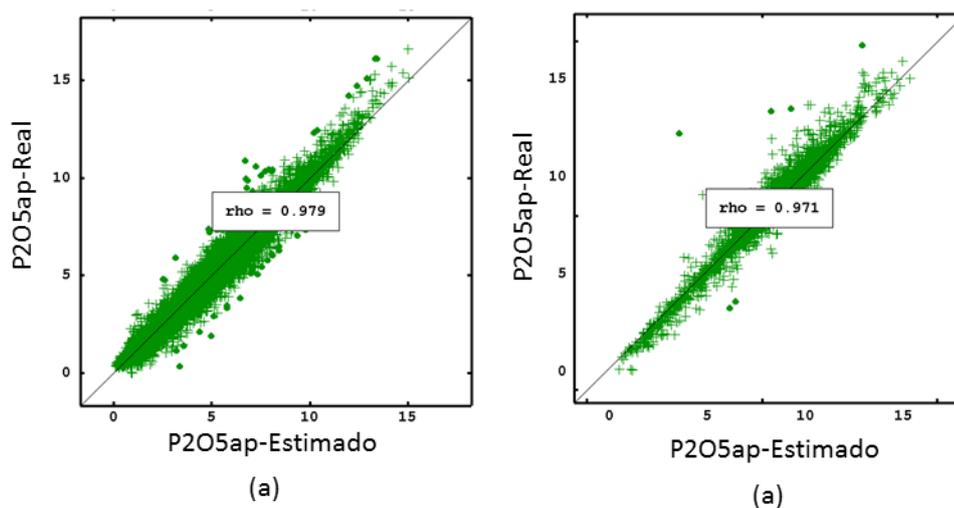


Figura 35: Validação cruzada da estimativa por krigagem ordinária para os domínios (a) bebedourito e (b) foscorito.

De forma análoga, foi realizada validação a partir da análise de deriva dos dados nas três direções dos eixos em comparação com os teores estimados para cada uma das litologias. Na Figura 36: Análise de deriva nos eixos X, Y e Z para os domínios (a) bebedourito e (b) foscorito. O eixo horizontal representa as coordenadas em cada uma das direções e o eixo vertical representa os teores observados de P_2O_{5ap} . Observou-se que os dados estimados apresentaram tendência correlata à observada nos teores dos furos de sondagem.

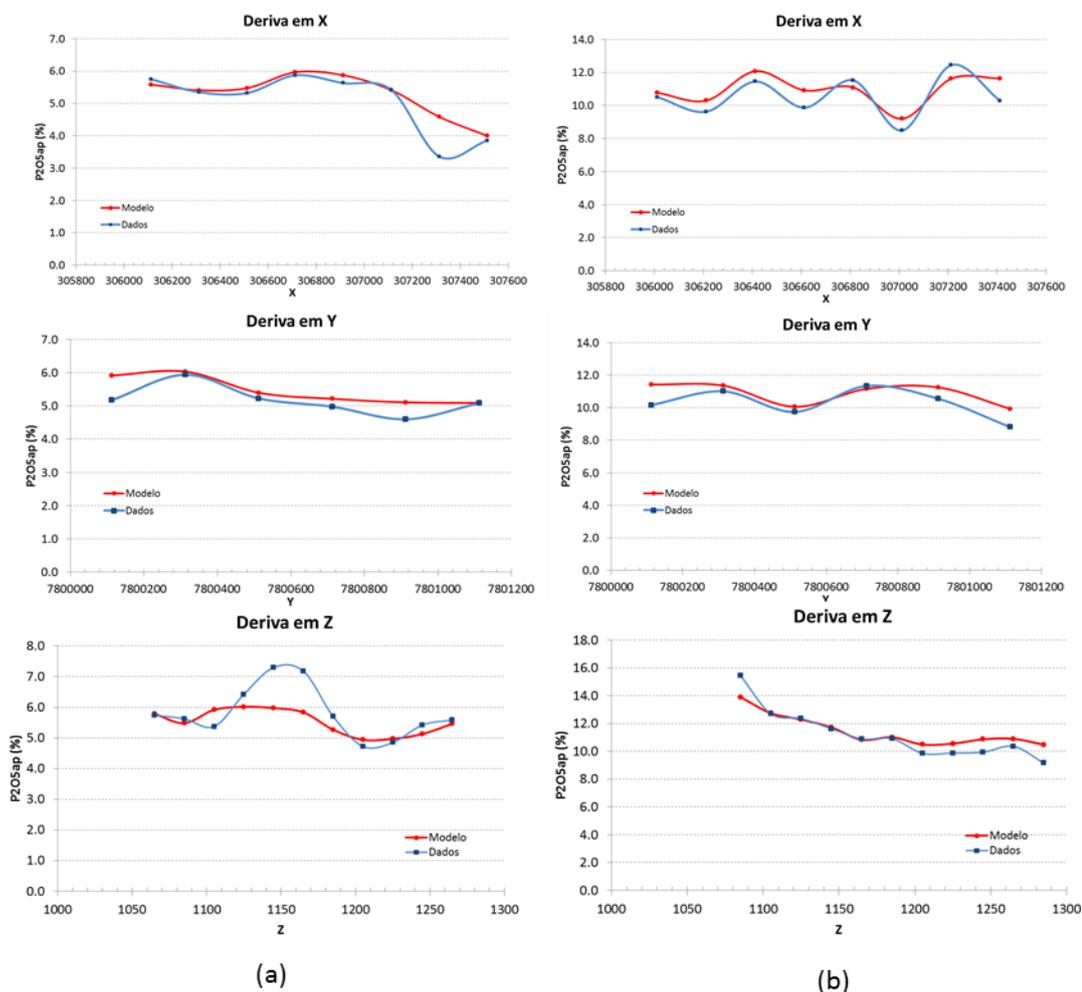


Figura 36: Análise de deriva nos eixos X, Y e Z para os domínios (a) bebedourito e (b) foscorito.

4.9 Simulação de teores – Bandas rotativas

Para a etapa de simulação geostatística foi feita, inicialmente, uma análise da binormalidade dos dados com o objetivo de verificar a possibilidade de utilização do modelo multiGaussiano, conforme metodologia proposta por Matheron (1982). Primeiramente foram calculados para distâncias de 100 em 100 metros o madograma e o variograma. Para as litologias bebedourito e foscorito obteve-se que o madograma dividido pela raiz quadrada do variograma os valores oscilaram próximos a 0,564, para pontos experimentais variando a cada 100 metros até uma distância total de 1600 metros, o que demonstra que é possível assumir a multinormalidade.

Os resultados obtidos da análise para as duas litologias podem ser observados nas tabelas 6 e 7. Tabela 6: Análise da binormalidade para litologia bebedourito para o teor de

P₂O₅ap. Na Tabela 7: Análise da binormalidade para litologia foscorito para o teor de P₂O₅ap.

Tabela 6: Análise da binormalidade para litologia bebedourito para o teor de P₂O₅ap.

Distância (m)	Número de pares de dados	Madograma	Variograma	$\sqrt{\text{Variograma}}$	Madograma/Raiz quadrada do variograma
(a)	(b)	(c)	(d)	(e= \sqrt{d})	(f=c/e)
100	100.246	0,525	0,904	0,951	0,552
200	189.369	0,554	0,982	0,991	0,559
300	240.049	0,552	0,970	0,985	0,560
400	305.987	0,562	1,003	1,001	0,561
500	286.445	0,565	1,009	1,005	0,563
600	293.176	0,564	1,009	1,005	0,561
700	267.119	0,566	0,999	0,999	0,567
800	229.779	0,559	0,974	0,987	0,567
900	229.414	0,561	0,974	0,987	0,569
1.000	177.569	0,571	1,002	1,001	0,570
1.100	136.729	0,579	1,019	1,009	0,574
1.200	86.753	0,604	1,100	1,049	0,575
1.300	55.864	0,627	1,186	1,089	0,575
1.400	24.618	0,629	1,184	1,088	0,578
1.500	9.807	0,636	1,190	1,091	0,583
1.600	5.168	0,645	1,219	1,104	0,585
1.700	392	0,743	1,565	1,251	0,594

Tabela 7: Análise da binormalidade para litologia foscorito para o teor de P_2O_{5ap} .

Distância (m)	Número de pares de dados	Madograma	Variograma	v (Variograma)	Madograma/Raiz quadrada do variograma
(a)	(b)	(c)	(d)	(e= v d)	(f=c/e)
100	19.954	0,596	1,091	1,045	0,571
200	32.694	0,567	0,995	0,997	0,568
300	38.722	0,555	0,986	0,993	0,559
400	50.230	0,561	0,982	0,991	0,566
500	47.565	0,562	0,972	0,986	0,570
600	41.696	0,541	0,900	0,949	0,570
700	40.198	0,559	0,971	0,986	0,567
800	37.379	0,567	1,009	1,005	0,564
900	37.694	0,563	0,974	0,987	0,571
1.000	29.421	0,561	1,004	1,002	0,560
1.100	23.812	0,596	1,142	1,069	0,558
1.200	16.869	0,635	1,275	1,129	0,562
1.300	11.920	0,536	0,905	0,951	0,564
1.400	3.701	0,580	1,131	1,063	0,545
1.500	1.455	0,760	1,821	1,350	0,563
1.600	585	0,476	0,741	0,861	0,553

Posteriormente à verificação da binormalidade dos dados foi feita a normalização dos dados para as duas litologias, conforme Figura 37

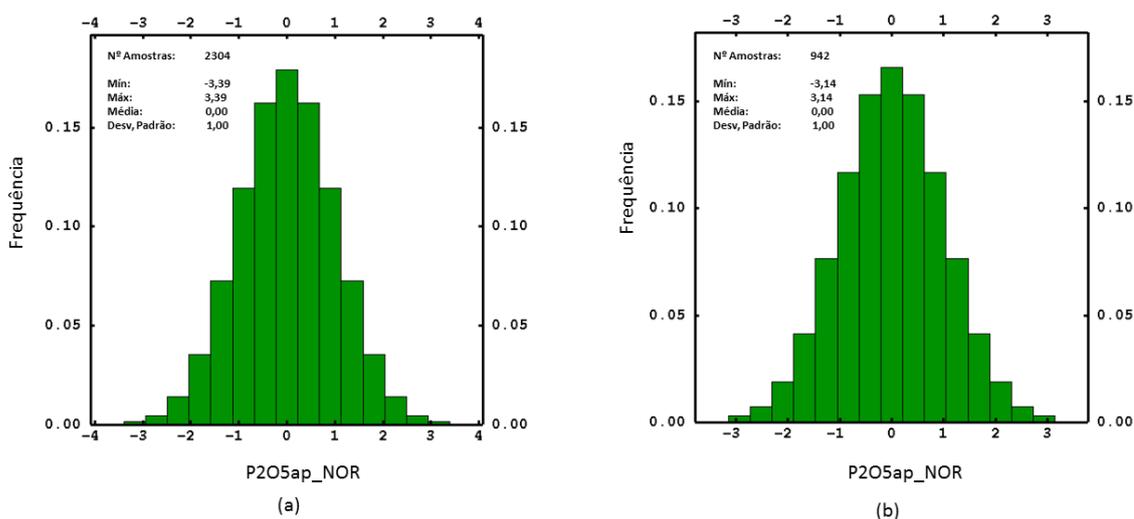


Figura 37: Histograma da normalização do teor de P_2O_{5ap} para (a) bebedourito e (b) foscorito.

Junto à normalização dos dados foi obtida a função de transformação dos dados originais para os dados normalizados. Essa função será utilizada posteriormente para realizar retrotransformação dos dados simulados.

Com os dados normalizados foi feita a análise da continuidade espacial dos dados. Os parâmetros para a construção dos variogramas experimentais foram idênticos aos usados para a construção dos variogramas utilizados na estimativa.

Para a litologia bebedourito, o modelo de variograma obtido para os dados normalizados dos teores de P_2O_{5ap} é demonstrado pela Equação 39, onde se tem direção de maior continuidade em $157,5^\circ$.

$$\gamma(h) = 0,13 + 0,72 \cdot \text{sph} \left(\frac{N157,5^\circ}{150m} + \frac{N67,5^\circ}{150m} + \frac{vert}{40m} \right) + 0,15 \cdot \text{sph} \left(\frac{N157,5^\circ}{580m} + \frac{N67,5^\circ}{350m} + \frac{vert}{55m} \right) \quad (39)$$

Na Figura 38: Variogramas experimentais (pontos) e modelos ajustados (linhas contínuas) para a variável P_2O_{5ap} normalizada no domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais. Em verde observa-se o variograma para os dados normalizados para a direção de maior continuidade em $N157,5^\circ$ $DIP0^\circ$; em azul a direção de continuidade intermediária em $N67,5^\circ$ e $DIP0^\circ$; e em marrom a direção de menor continuidade espacial, vertical ao longo dos furos.

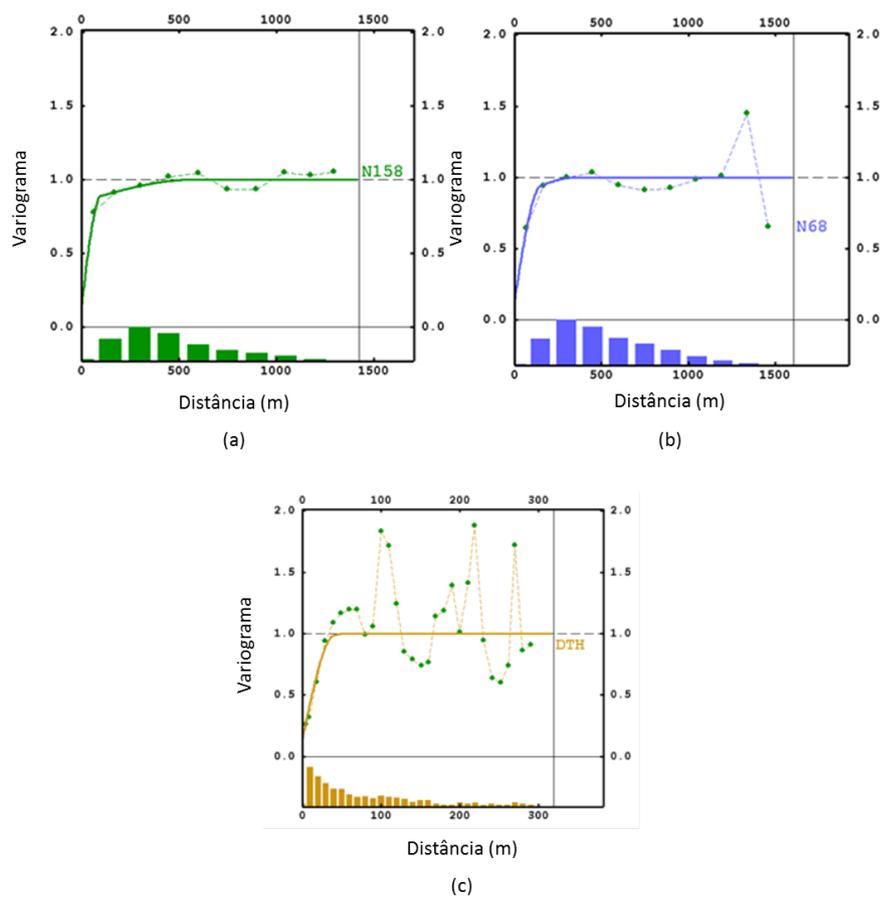


Figura 38: Variogramas experimentais (pontos) e modelos ajustados (linhas contínuas) para a variável P_2O_{5ap} normalizada no domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.

Para a litologia foscorito, o modelo matemático do semivariograma foi construído a partir dos dados normalizados dos teores de P_2O_{5ap} (Equação 40), onde se tem direção de maior continuidade em $67,5^\circ$.

$$\gamma(h) = 0,1 + 0,25 \cdot \text{sph} \left(\frac{N67,5^\circ}{76m} + \frac{N157,5^\circ}{76m} + \frac{vert}{20m} \right) + 0,65 \cdot \text{sph} \left(\frac{N67,5^\circ}{120m} + \frac{N157,5^\circ}{90m} + \frac{vert}{85m} \right) \quad (40)$$

Na Figura 39: Variogramas experimentais (pontos) e modelos ajustados (linhas contínuas) para a variável P_2O_{5ap} normalizada no domínio foscorito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais. Em azul observa-se o variograma para a direção de maior continuidade, para os dados normalizados, em $N67,5^\circ$ DIP 0° ; em verde a direção de média continuidade

N157,5° e DIP0°; e em marrom a direção de menor continuidade espacial, vertical ao longo do furo.

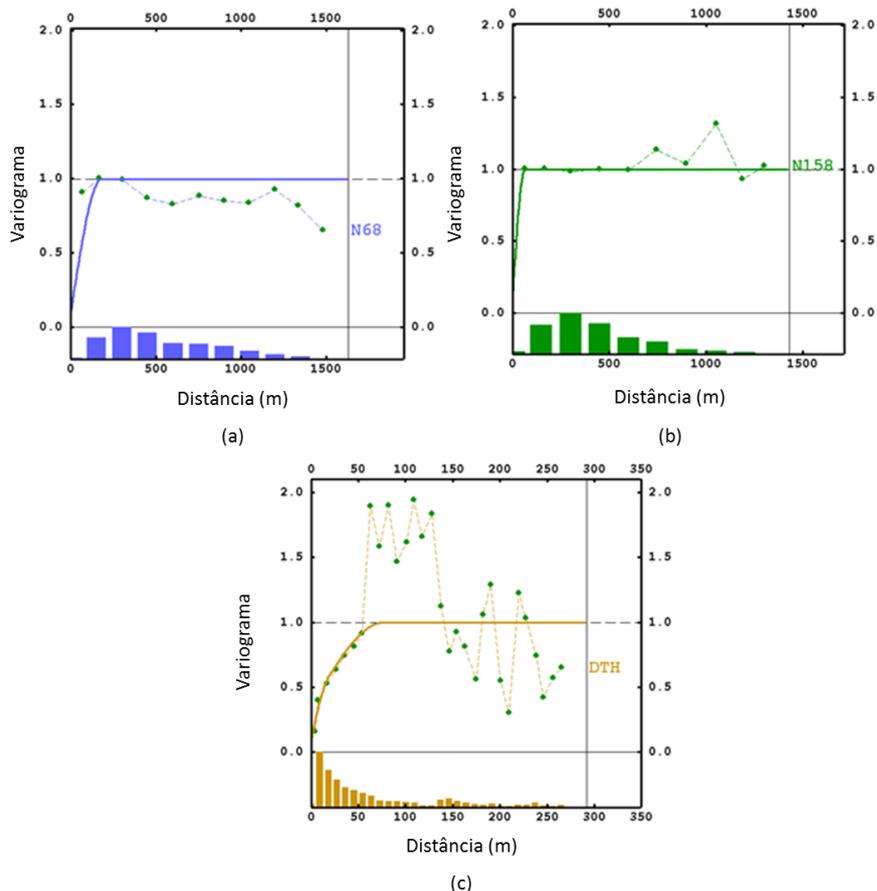


Figura 39: Variogramas experimentais (pontos) e modelos ajustados (linhas contínuas) para a variável P_2O_{5ap} normalizada no domínio foscrito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor. Na parte inferior o histograma relativo ao número de pontos experimentais.

Com os modelos obtidos dos semivariogramas para as litologias bebedourito e foscrito foi feita a simulação por bandas rotativas para cinquenta realizações da variável P_2O_{5ap} . Os parâmetros de busca utilizados são iguais aos utilizados anteriormente na estimativa por krigagem ordinária. Foram utilizadas quatrocentas bandas rotativas e semente para o gerador de números randômicos, igual a 423,141. Após a simulação foi utilizada a função de retrotransformação para transformar os dados simulados de volta para o espaço original.

A validação das simulações obtidas para cada um dos domínios foi feita a partir da análise de cada um dos histogramas acumulados das cinquenta realizações em conjunto com o histograma dos dados originais. Tal metodologia tem como objetivo observar a dispersão dos

histogramas acumulados dos dados simulados ao redor do histograma dos dados originais. Essas dispersões são denominadas flutuações ergódicas. Figura 40: Validação dos histogramas simulados de $P_2O_{5\text{ap}}$. Em preto o histograma acumulado dos dados simulados e em vermelho o histograma dos dados originais: (a) domínio bebedourito; (b) domínio foscorito. Para as duas litologias, observa-se na Figura 40 uma boa reprodutibilidade dos modelos dos histogramas dos teores de $P_2O_{5\text{ap}}$, onde o eixo horizontal representa os teores de fósforo e o eixo vertical a distribuição acumulada de frequência. Em preto são representados todos os histogramas acumulados de cada uma das cinquenta realizações para o teor de $P_2O_{5\text{ap}}$ e em vermelho temos a representação do histograma acumulado dos dados originais.

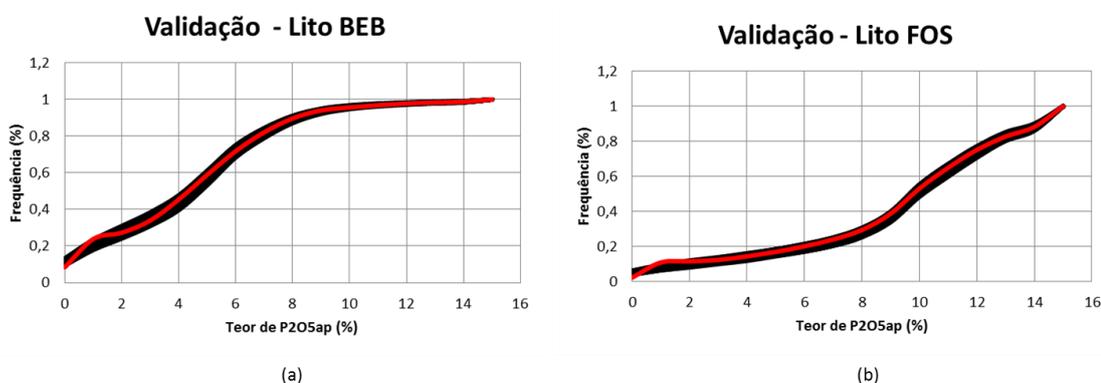


Figura 40: Validação dos histogramas simulados de $P_2O_{5\text{ap}}$. Em preto o histograma acumulado dos dados simulados e em vermelho o histograma dos dados originais: (a) domínio bebedourito; (b) domínio foscorito.

Para validar a continuidade espacial das simulações realizadas foi feita a comparação do variograma dos dados originais contra os variogramas experimentais dos modelos simulados para as cinquenta realizações. Os variogramas experimentais dos dados simulados apresentaram pouca variação em torno do variograma dos dados originais tanto para o domínio bebedourito quanto para o domínio foscorito.

Na Figura 41 e na Figura 42 podemos observar, respectivamente, os variogramas para maior continuidade, continuidade intermediária e menor continuidade para as simulações de teor de $P_2O_{5\text{ap}}$ nos domínios bebedourito e foscorito. Em preto observam-se os variogramas das cinquenta realizações simuladas e em amarelo o variograma dos dados originais.

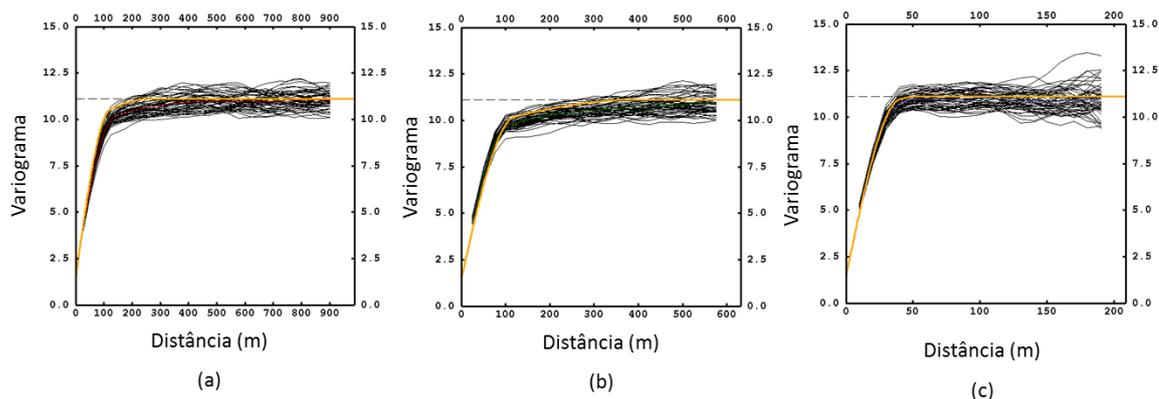


Figura 41: Validação dos variogramas das realizações. Em preto os variogramas experimentais dos modelos simulados e em amarelo o variograma dos dados originais para o domínio bebedourito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor.

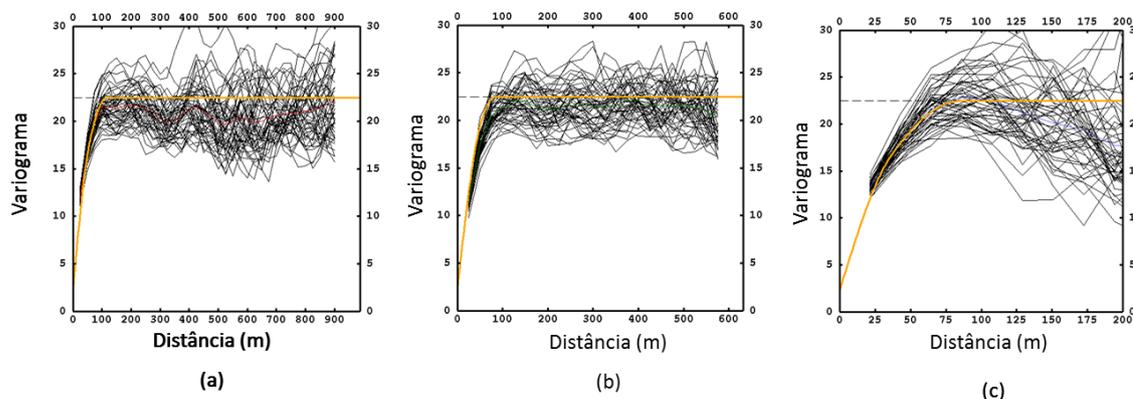


Figura 42: Validação dos variogramas das realizações. Em preto os variogramas experimentais dos modelos simulados e em amarelo o variograma dos dados originais para o domínio foscorito. Continuidades: (a) maior, (b) intermediária e (c) menor.

Os dados foram simulados com suporte pontual de $(6,25 \times 6,25 \times 5\text{m})$ e foram transferidos para o suporte $(25 \times 25 \times 10\text{m})$ do modelo de blocos adotado para o estudo.

4.10 Teores de corte

Como se viu no Capítulo 3, para que seja possível a determinação do tipo de material e os destinos aplicáveis para cada tipo de material é necessário que sejam definidos os teores de corte. Os teores de corte para o bebedourito e para o foscorito foram definidos conforme os parâmetros de recuperação metalúrgica das Figura 43 e Figura 44. Figura 43: Recuperação metalúrgica para o domínio bebedourito. Figura 44: Recuperação metalúrgica para o domínio foscorito. A recuperação metalúrgica média para o domínio bebedourito é de 59,85% para um

total de quatro mil amostras localizadas dentro da região-alvo e para o domínio foscorito observa-se uma recuperação metalúrgica média de 52,28% para um total de duas mil amostras.

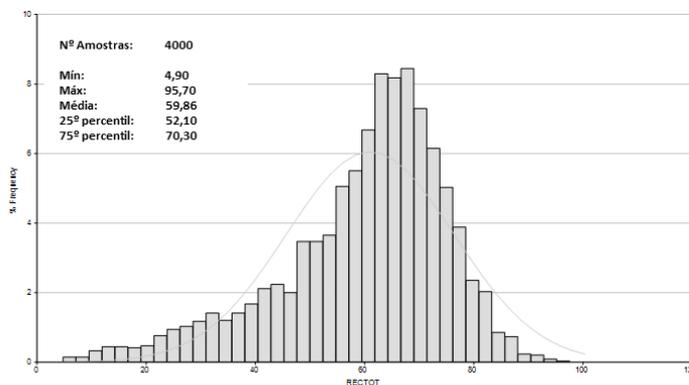


Figura 43: Recuperação metalúrgica para o domínio bebedourito.

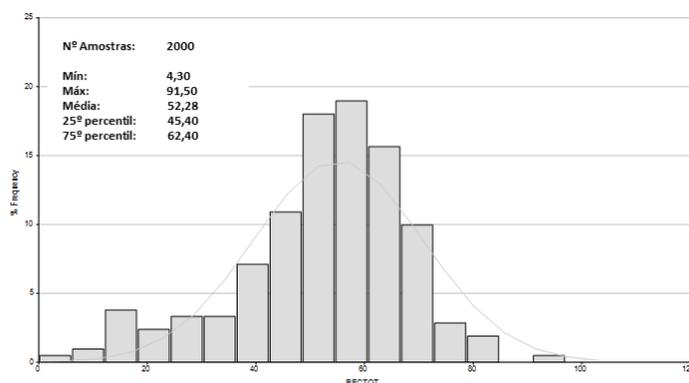


Figura 44: Recuperação metalúrgica para o domínio foscorito.

Os dados de recuperação metalúrgica foram obtidos a partir de ensaios de bancada para caracterização metalúrgica do minério. Para este estudo foram simplificados os domínios estudados, porém em um estudo amplo faz-se necessário o maior detalhamento possível para caracterização adequada do minério. A influência do horizonte de alteração, da paragênese mineral, da rugosidade da superfície da apatita e do recobrimento do mineral por outras substâncias pode interferir no desempenho metalúrgico.

Para o cálculo dos teores de corte do bebedourito foram considerados como parâmetros de cálculo os custos de mina e de processamento estimados conforme Tabela 8: Parâmetros de custos adotados para teor de corte da litologia bebedourito.

Tabela 8: Parâmetros de custos adotados para teor de corte da litologia bebedourito.

Parâmetros teor de corte - Bebedourito		
Índice cambial	3,2	R\$/US\$
Custo mina	12,76	R\$/t ROM bs
Custo processo	22,00	R\$/t ROM bs
Recuperação metalúrgica	59,9%	
Teor de P ₂ O ₅ no concentrado	35,5%	
Preço do concentrado	170,00	US\$/t rocha fosfática
	544,00	R\$/t rocha fosfática

Desses parâmetros obteve-se um teor de corte de equilíbrio (TCE) de 3,79% de P₂O_{5ap} e um teor de corte marginal (TCM) de 2,40% de P₂O_{5ap} para o domínio bebedourito. Figura 45: Curva com variação de benefício econômico, em R\$ por tonelada de minério, em função do teor de corte de P₂O_{5ap} para a litologia bebedourito. Tem-se que a disposição preferencial para o material com teor de P₂O_{5ap} abaixo de 2,40% é em pilhas de estéril, enquanto os teores maiores que 2,40% e menores que 3,79% são minérios marginais que serão considerados como estoque neste estudo. Todo o minério com teor acima do teor de corte marginal será direcionado para a britagem.

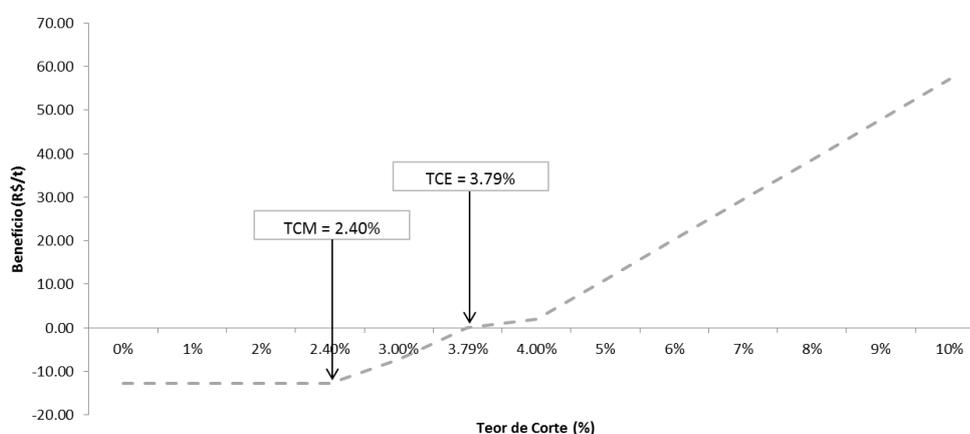


Figura 45: Curva com variação de benefício econômico, em R\$ por tonelada de minério, em função do teor de corte de P₂O_{5ap} para a litologia bebedourito.

Para o domínio foscorito, de forma análoga ao domínio bebedourito, foram considerados os parâmetros de custos estimados tanto para mina quanto para processamento conforme Tabela 9: Parâmetros de custos adotados para o teor de corte da litologia foscorito.

Tabela 9: Parâmetros de custos adotados para o teor de corte da litologia foscorito.

Parâmetros teor de corte -Foscorito		
Taxa de câmbio	3,2	R\$/US\$
Custo mina	14,56	R\$/t ROM bs
Custo processo	24,00	R\$/t ROM bs
Recuperação metalúrgica	52,3%	
Teor de P ₂ O ₅ no concentrado	35,5%	
Preço do concentrado	170,00	US\$/t rocha fosfática
	544,00	R\$/t rocha fosfática

Com os valores considerados para a litologia foscorito obteve-se um teor de corte de equilíbrio (TCE) de 4,81% de P₂O_{5ap} e um teor de 3,00% de P₂O_{5ap} como teor de corte marginal (TCM). De forma análoga à litologia bebedourito, todo o material abaixo do teor de corte de 3,00% será direcionado para deposição em pilhas de estéril, enquanto o material intermediário aos teores de 3,00% e 4,81% será depositado em pilhas de estoque, sem aproveitamento neste estudo. O material acima de 4,81% de teor de P₂O_{5ap} será alimentado na usina. Figura 46: Curva com variação de benefício econômico, em R\$ por tonelada de minério, em função do teor de corte de P₂O_{5ap} para a litologia foscorito.

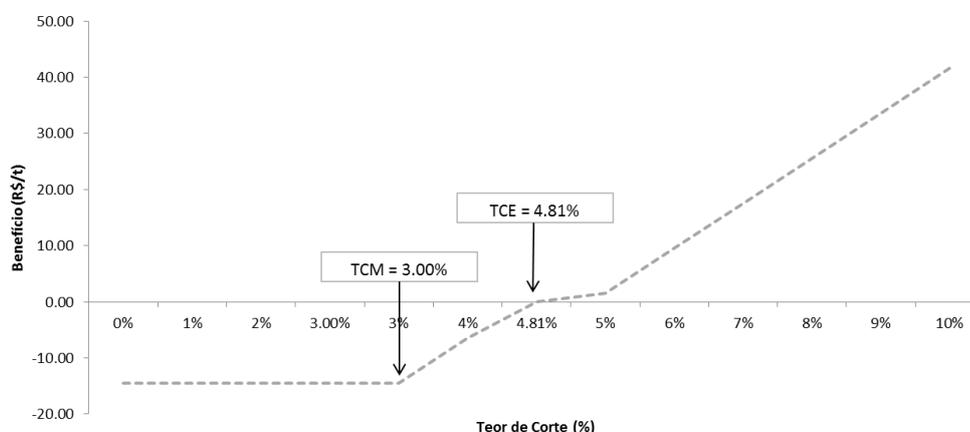


Figura 46: Curva com variação de benefício econômico, em R\$ por tonelada de minério, em função do teor de corte de P₂O_{5ap} para a litologia foscorito.

Com os teores de corte definidos para cada um dos domínios, bem como para os destinos mais prováveis para os materiais, é possível construir uma função-benefício para este estudo. Metodologias de teor de corte e otimização de teor de corte a partir de restrições de mina, produção de concentrado e vendas, conforme demonstrado por Lane (1988), devem ser aplicadas; porém, não sendo escopo deste estudo, não foram abordadas em maior profundidade.

4.11 Cava final

Após serem definidos os parâmetros econômicos, foi criado um modelo econômico onde foram contemplados os carimbos com os diferentes tipos de materiais, custos de mina, custos de processamento, distâncias médias de transporte de cada um dos blocos e receita esperada para os blocos de minério. Foi considerado que a demanda de investimentos de implantação já havia sido atendida anteriormente à abertura da cava. Com uma expectativa de benefício econômico definido a partir de teores obtidos por krigagem ordinária para cada um dos blocos, foi definida a cava final a partir do algoritmo de Lerchs e Grossmann (LERCHS; GROSSMANN, 1965). Na Figura 47, temos as cavas aninhadas geradas pelo algoritmo, nas barras cinza temos o valor acumulado da massa de minério e nas barras verdes temos a massa acumulada de movimentação de estéril, ambos lidos no eixo vertical esquerdo. A linha preta contínua representa o fluxo de caixa acumulado referente a cada incremento de cava e na linha preta tracejada temos o valor presente líquido acumulado de cada incremento de cava, ambos lidos no eixo vertical direito. Considerando-se critérios de maximização de valor do projeto, variação de até 1,00% no valor presente líquido da cava de *Revenue Factor* de 100%, combinado com vida útil, foi assumido para este estudo que a cava de número 48 (identificada pela linha em vermelho) será utilizada como a cava final de referência.

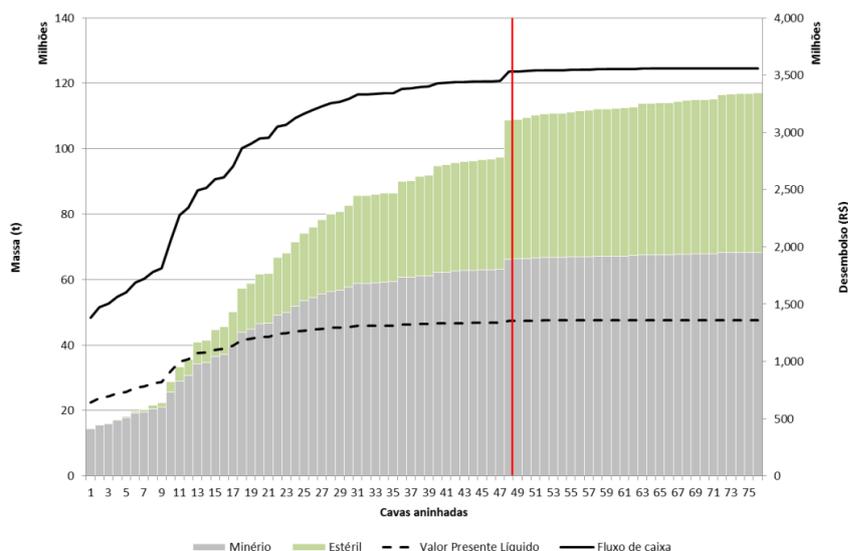


Figura 47: Cavas aninhadas acumuladas. As linhas preta, contínua e tracejada referem-se ao desembolso no eixo vertical direito. As barras verde e cinza referem-se às massas de estéril e minério, respectivamente.

Na Tabela 10: Parâmetros obtidos da cava final. Da tabela, observa-se que a cava final selecionada apresentou uma massa de minério da ordem de 66 milhões de toneladas a um teor médio de 7,73% de P_2O_{5ap} , com uma relação estéril minério de 0,64 (t/t), perfazendo um total de cerca de 42 milhões de toneladas de estéril.

Tabela 10: Parâmetros obtidos da cava final.

		CAVA FINAL
Minério	t	66.201.250
P_2O_5 AP	%	7,73%
Estéril	t	42.440.000
Massa Total	t	108.641.250
REM	(t/t)	0,64
Fluxo de Caixa	R\$	2.176.519.376
VPL	R\$	1.353.944.854

Na Figura 48: Teor médio da cava final para krigagem ordinária e simulação., podemos observar os teores obtidos da estimativa por krigagem ordinária e as cinquenta realizações obtidas a partir da simulação geostatística. A barra vermelha indica o teor médio da cava final obtido por krigagem ordinária e as demais barras representam os teores médios dos cenários simulados para a mesma cava final. A barra dos teores médios simulados apresenta maiores ocorrências abaixo do teor médio obtido por krigagem ordinária.

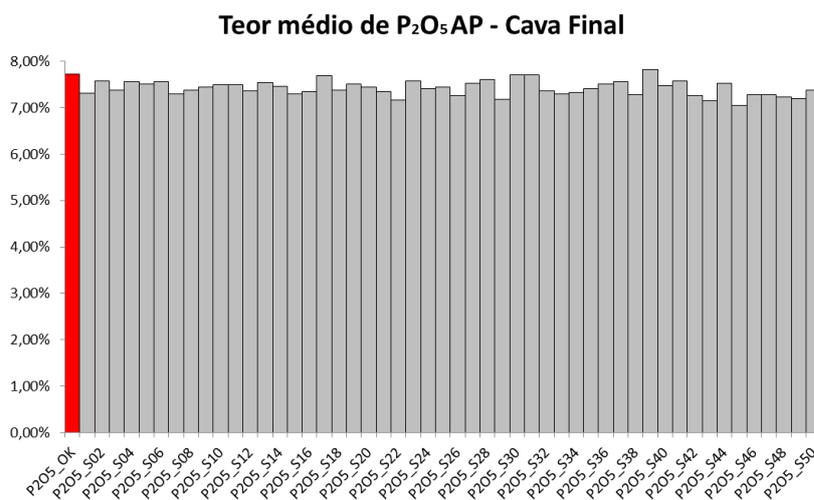


Figura 48: Teor médio da cava final para krigagem ordinária e simulação.

4.12 Fases de lavra

Como desdobramento da cava final foi feita a operacionalização das fases de lavra, obtendo-se um total de cinco fases de lavra que irão compor as fases da área selecionada para este estudo. Na Tabela 11: Fases de lavra obtidas para a cava final. Na tabela, observa-se a característica de cada uma das fases de lavra.

Tabela 11: Fases de lavra obtidas para a cava final.

PUSHBACKS	FASES DE LAVRA						
	Minério (t)	Estéril (t)	Massa total (t)	REM (t/t)	P ₂ O ₅ AP OK	Fluxo (R\$)	VPL (R\$)
1	13.739.375	570.000	14.309.375	0,04	9,59%	681.805.124	598.833.639
2	11.776.875	3.926.250	15.703.125	0,33	6,96%	362.722.759	244.461.044
3	12.329.375	9.189.375	21.518.750	0,75	6,67%	314.747.390	166.326.203
4	11.802.500	5.045.625	16.848.125	0,43	8,18%	429.715.614	178.629.889
5	16.553.125	23.708.750	40.261.875	1,43	7,19%	387.528.489	113.291.099
Total	66.201.250	42.440.000	108.641.250	0,64	7,73%	2.176.519.376	1.301.541.875

Na Figura 49: Evolução das fases de lavra. A figura (a) representando a fase de lavra 1, a figura (b) a fase de lavra 2 e a figura (c) a fase 3. Na parte inferior a figura (d) e a figura (e) representam respectivamente as fases de lavra 4 e 5. A expansão das fases obedece inicialmente a um direcionamento lateral para a direita, com posterior evolução para a parte esquerda e, finalmente, um avanço multidirecional na fase final. A evolução das fases em análise conjunta com a Tabela 11: Fases de lavra obtidas para a cava final. A análise conjunta nos ajuda a compreender o comportamento dos parâmetros de teores e relação estéril-minério da cava.

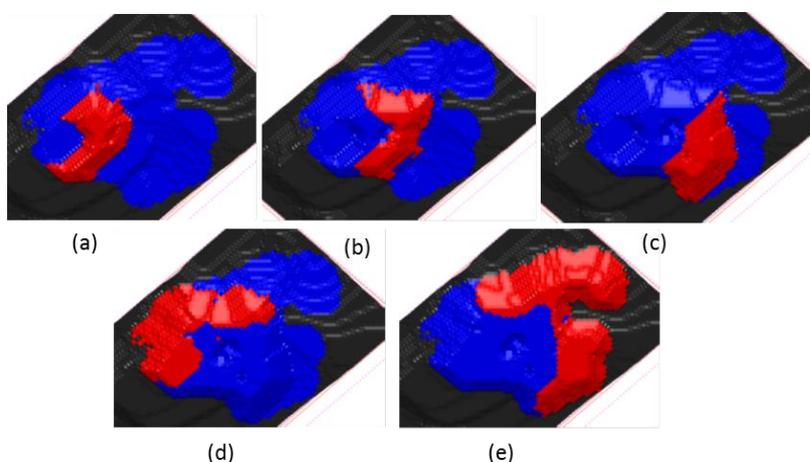


Figura 49: Evolução das fases de lavra. Em azul a cava final obtida com suas fases de lavra desdobradas em vermelho. Fases de lavra: (a) um; (b) dois; (c) três; (d) quatro e (e) cinco.

Na Figura 50: Teores médios estimados e simulados para cada fase de lavra. Em vermelho temos os teores obtidos por estimativa e em cinza as realizações da simulação geoestatística. Observa-se que os teores nos modelos simulados das quatro fases de lavra iniciais apresentam menor variância entre si (menor incerteza) que os teores da última fase.

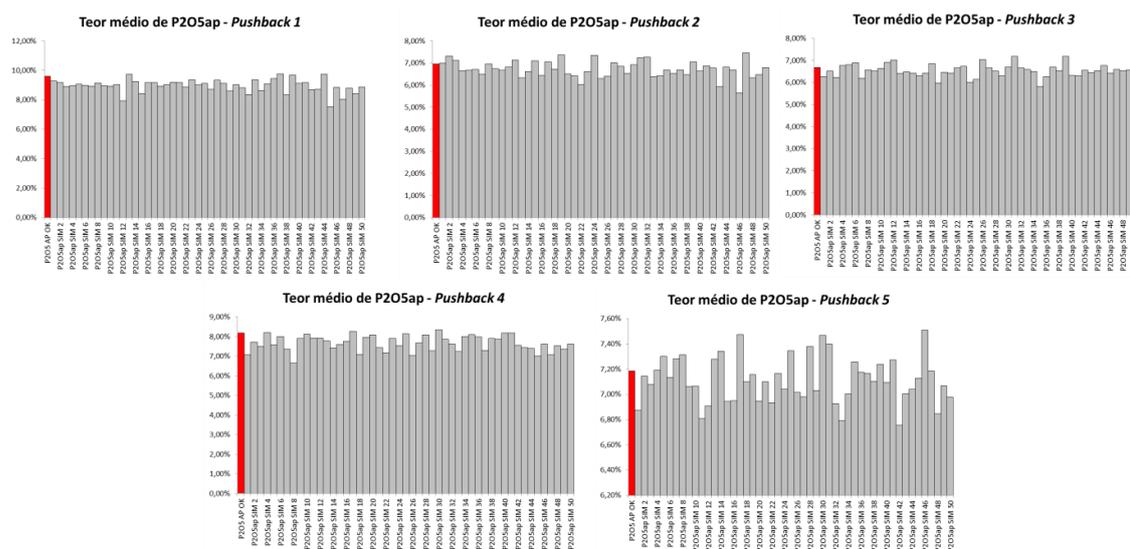


Figura 50: Teores médios estimados e simulados para cada fase de lavra.

4.13 Planos quinquenais de referência

O plano quinquenal de produção contempla o uso das fases de lavra previamente definidas. O sequenciamento foi feito para uma alimentação na usina de seis milhões de toneladas de minério. Buscou-se maximizar os teores nos anos iniciais. A redução gradativa de teores é característica da geologia considerada neste estudo, bem como a distribuição de estéril ao longo da área de interesse. Tabela 12: Plano de lavra referência para teor de P2O5ap krigado. Da tabela podemos observar as movimentações e os teores obtidos do sequenciamento de lavra, denominado Plano OK.

Tabela 12: Plano de lavra referência para teor de P_2O_{5ap} krigado.

Plano Referência OK	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5
Minério (t)	6.013.750	5.996.250	6.001.875	5.990.625	5.998.750
DMT Minério (km)	3,31	3,30	3,27	3,39	3,36
P2O5AP(%)	9,91	9,34	8,12	6,71	7,29
Estéril (t)	6.581.250	5.113.125	5.375.625	4.534.375	4.192.500
DMT Estéril (km)	6,16	5,80	5,61	5,78	5,51
REM (t/t)	1,09	0,85	0,90	0,76	0,70
Mov Total (t)	12.595.000	11.109.375	11.377.500	10.525.000	10.191.250
DMT Global (km)	4,80	4,45	4,37	4,42	4,25
BENEF MIN (R\$)	318.893.080	291.606.358	246.217.703	191.118.242	210.127.038
BENEF EST (R\$)	- 50.330.015	- 41.994.538	- 44.061.168	- 30.359.883	- 30.363.351
FLUXO DE CAIXA (R\$)	268.563.065	249.611.820	202.156.534	160.758.359	179.763.687
VPL (R\$) a 10% a.a.	823.741.427				

Na Figura 51: Plano OK sequenciado para o teor de P_2O_{5ap} krigado. Da Figura podemos observar as geometrias de avanço de lavra em cada ano: em amarelo as áreas efetivamente lavradas no ano corrente; o primeiro ano é representado na figura (a), enquanto o segundo ano é representado na figura (b) e o terceiro ano na figura (c). O quarto e o quinto ano são representados na parte inferior, respectivamente pela figura (d) e (e). Observa-se que a lavra conseguiu englobar a distribuição em praticamente todas as fases de lavra, o que mostra que os valores obtidos são coerentes com as condições de escalonamento adotadas para o sequenciamento, principalmente devido às características das fases de lavra e às premissas adotadas para o sequenciamento.

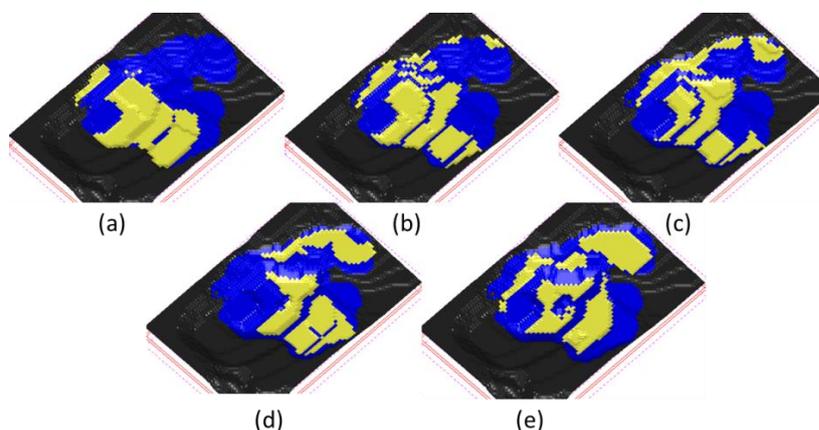


Figura 51: Plano OK sequenciado para o teor de P_2O_{5ap} krigado. Em azul a cava final e em amarelo o sequenciamento previsto para cinco anos de lavra. Anos: (a) um; (b) dois; (c) três; (d) quatro e (e) cinco.

Por meio das premissas adotadas para o sequenciamento de lavra, usado para os teores obtidos por krigagem ordinária, foram feitos sequenciamentos de cinco anos para cada uma das cinquenta realizações obtidas da simulação. Para a seleção do plano quinquenal de

referência da simulação, utilizou-se o método *Maximum Upside/Minimum Downside* (DIMITRAKOPOULOS *et al.*, 2007). O valor presente líquido obtido para o cada plano de lavra de cinco anos, referente ao teor de cada uma das cinquenta realizações pode ser observado na Figura 52: Valor presente líquido obtido dos planos de cada realização.

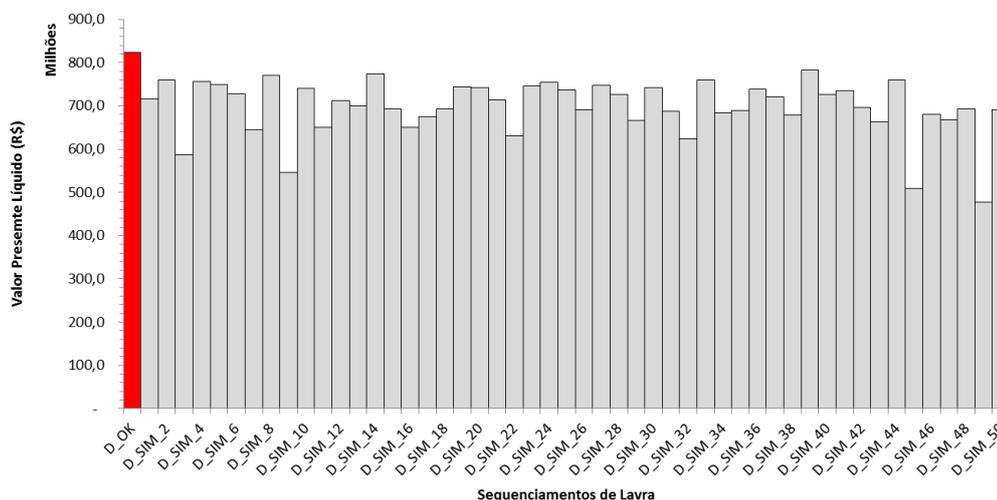


Figura 52: Valor presente líquido obtido dos planos de cada realização.

Para os 51 desenhos dos planos de lavra foram avaliados todos os valores presente líquido passíveis de serem obtidos em cada plano. Para tanto, optou-se pela construção de um perfil de risco para cada um dos planos de lavra, conforme proposto por Dimitrakopoulos *et al.* (2007). A partir da definição do plano escolhido será utilizado o teor P_2O_{5ap} do E-Type, a média dos teores das realizações de cada bloco, os teores mínimos observados para cada simulação e os teores máximos para a avaliação econômica.

O perfil de risco visa identificar o projeto de lavra com maior potencial de maximização de oportunidades de ganho e minimização de riscos. O valor mínimo aceitável de retorno para a análise em questão foi definido como 85% do valor presente líquido obtido dos desenhos gerados para o P_2O_{5ap} obtido por krigagem ordinária, 700,2 milhões de reais. Foram selecionados apenas os cenários que não apresentavam proximidade da linha que identifica o valor mínimo aceitável de retorno. Na Figura 53: Perfil de risco para os diferentes sequenciamentos de lavra.

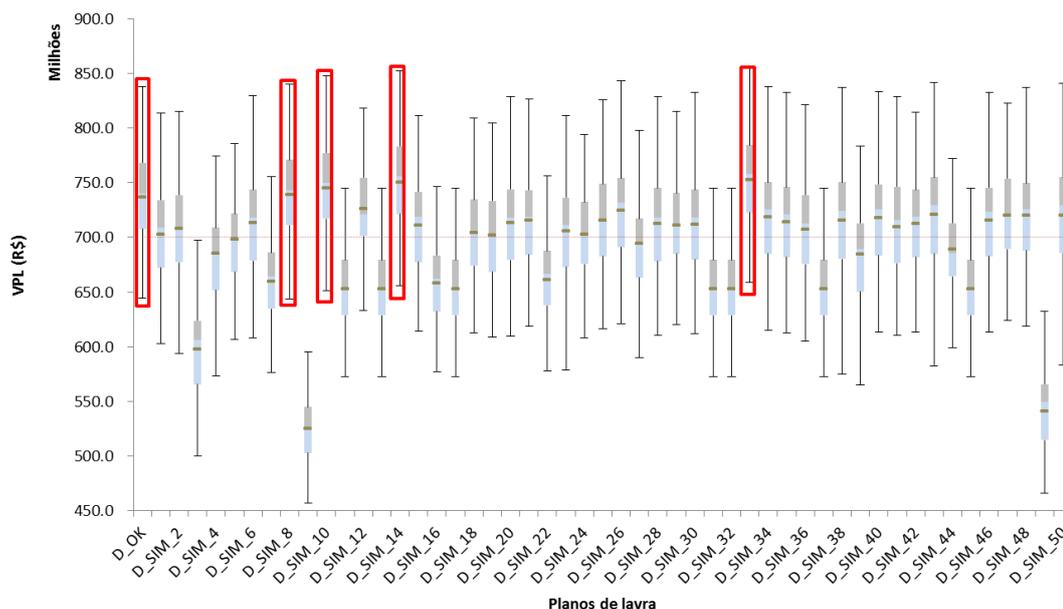


Figura 53: Perfil de risco para os diferentes sequenciamentos de lavra.

A partir do perfil de risco observado, além do plano de lavra desenhado para os teores de P_2O_{5ap} obtido por krigagem ordinária, também foram selecionados os planos de lavra obtidos para os teores das realizações SIM 8, SIM 10, SIM 14 e SIM 33. Cherchenevski (2015) e Mello (2015) utilizaram gráficos de barra que facilitam a identificação das diferenças dos potenciais de ganho (*Upside Potential – UP*) e de riscos de perda (*Downside Risk*). Na Figura 54: Análise comparativa do índice de risco dos cenários selecionados.

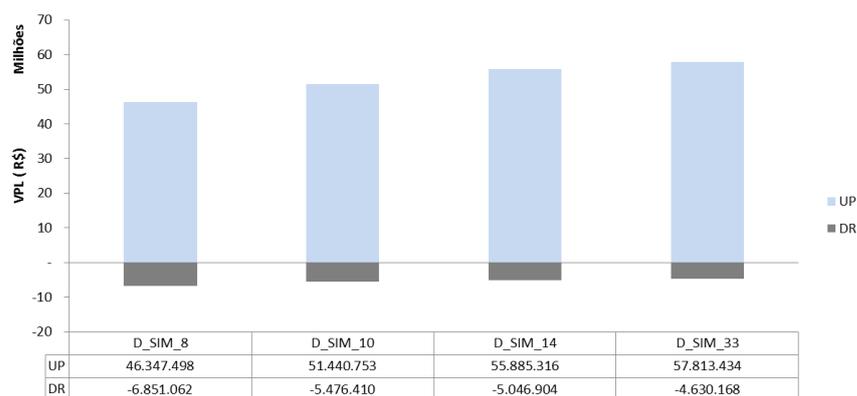


Figura 54: Análise comparativa do índice de risco dos cenários selecionados.

Na Figura 55: Relação entre *UP* e *DR* para os cenários selecionados. Utilizou-se a relação obtida do valor do índice de risco para o valor presente líquido dos potenciais de

ganho e riscos de perda. Dessa forma pode ser observado que o cenário que apresenta a melhor oportunidade de maximização de ganho e minimização de perdas é o desenho de plano de lavra para a SIM 33.

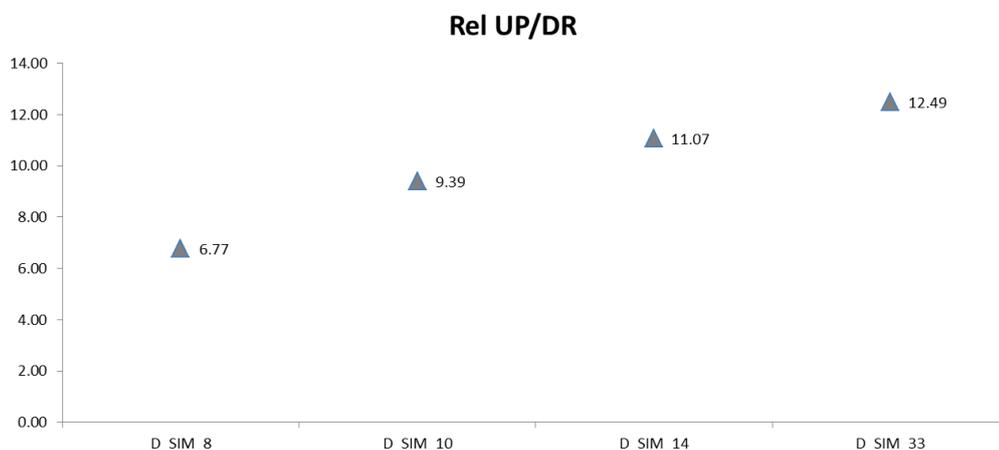


Figura 55: Relação entre *UP* e *DR* para os cenários selecionados.

O plano de lavra definido pela análise será denominado Plano SIM33. Na Tabela 13: Plano de lavra referência para os teores de P_2O_{5ap} para o plano de lavra da SIM33. Na tabela pode ser observado o plano que utilizou os teores de P_2O_{5ap} , obtidos a partir de simulação geoestatística para a realização SIM 33. Os teores de P_2O_{5ap} considerados para análise foram os do E-Type, a média dos teores simulados das realizações e os teores máximos e mínimos obtidos das simulações. Foram obtidos os limites do valor presente líquido atingível, variando de um mínimo de 620,3 milhões de reais até um máximo de 861,8 milhões de reais.

Tabela 13: Plano de lavra referência para os teores de P_2O_{5ap} para o plano de lavra da SIM33.

Plano Referência SIM33	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5
Minério (t)	6,001,875	6,006,250	6,003,125	5,991,250	6,006,250
DMT Minério (km)	3.31	3.29	3.33	3.38	3.39
P2O5AP(%) - Mínimo	7.63	7.55	6.54	6.18	5.65
P2O5AP(%) - Médio	9.12	8.76	7.57	7.15	6.75
P2O5AP(%) - Máximo	10.17	9.75	8.63	8.19	7.47
Estéril (t)	9,896,250	3,950,625	3,766,875	1,520,625	3,061,875
DMT Estéril (km)	6.13	5.42	5.81	5.67	5.54
REM (t)	1.65	0.66	0.63	0.25	0.51
Mov Total (t)	15,898,125	9,956,875	9,770,000	7,511,875	9,068,125
DMT Global (km)	5.06	4.14	4.29	3.85	4.11
BENEF MIN (R\$) - Mínimo	233,821,771	226,149,060	187,561,982	179,251,736	158,175,814
BENEF MIN (R\$) - Médio	279,277,397	262,336,641	217,195,933	207,547,569	189,023,930
BENEF MIN (R\$) - Máximo	311,461,955	291,954,217	247,596,907	237,552,150	209,192,159
BENEF EST (R\$)	- 74,785,313	- 35,544,575	- 29,895,506	- 12,290,974	- 20,182,488
FLUXO DE CAIXA (R\$) - Mínimo	159,036,458	190,604,485	157,666,476	166,960,762	137,993,326
FLUXO DE CAIXA (R\$) - Médio	204,492,084	226,792,066	187,300,427	195,256,595	168,841,442
FLUXO DE CAIXA (R\$) - Máximo	236,676,642	256,409,642	217,701,401	225,261,176	189,009,671
VPL (R\$) a 10% a.a. - Mínimo	620,279,567				
VPL (R\$) a 10% a.a. - Médio	752,255,070				
VPL (R\$) a 10% a.a. - Máximo	861,848,212				

A geometria da lavra para o Plano SIM33 pode ser observada através dos avanços na cor verde na Figura 56: Plano SIM33 sequenciado para o teor de P_2O_{5ap} da realização 33. Em azul a cava final e em verde o sequenciamento previsto para cinco anos de lavra. Anos: (a) um; (b) dois; (c) três; (d) quatro e (e) cinco.. Neste cenário de sequenciamento podemos observar o direcionamento da lavra em direções distintas das observadas no Plano OK. Esse redirecionamento de lavra causou as diferenças nas movimentações de estéril ao longo dos anos, conforme observado na Tabela 13.

As geometrias de lavra e as restrições de sequenciamento foram semelhantes às utilizadas para o Plano OK, porém com as alterações necessárias para garantir a maximização de valor presente líquido pelo algoritmo de sequenciamento e pelo método de máximo potencial de ganho e mínimo risco de perda.

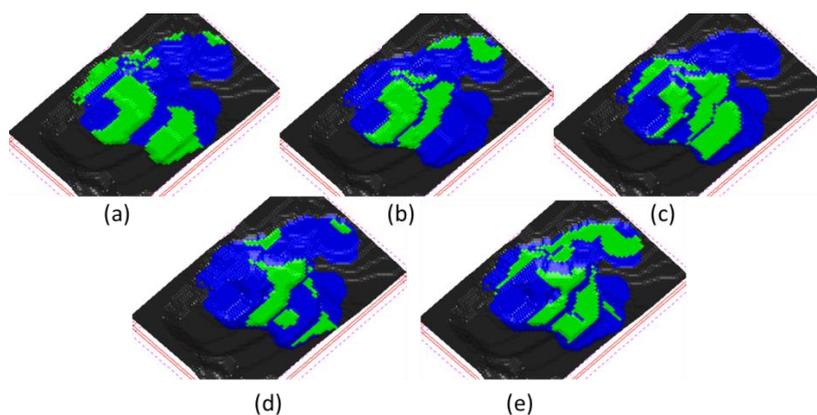


Figura 56: Plano SIM33 sequenciado para o teor de P_2O_{5ap} da realização 33. Em azul a cava final e em verde o sequenciamento previsto para cinco anos de lavra. Anos: (a) um; (b) dois; (c) três; (d) quatro e (e) cinco.

Para o cenário Plano OK e Plano SIM33 foi feito o sequenciamento de alimentação de uma usina de beneficiamento que consome seis milhões de toneladas de minério por ano. Foi considerada a alimentação direta, ou seja, lavra do bloco (de acordo com a sequência ótima de extração) com alimentação na usina, e também a alimentação com pilha de homogeneização de cem mil toneladas. Os efeitos da variação de teores podem ser observados respectivamente nas Figuras 57 e 58. Figura 57: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano OK), e na Figura 58: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano SIM33), para teores de P_2O_{5ap} krigados e teores mínimos, médios e máximos de P_2O_{5ap} obtidos da simulação.

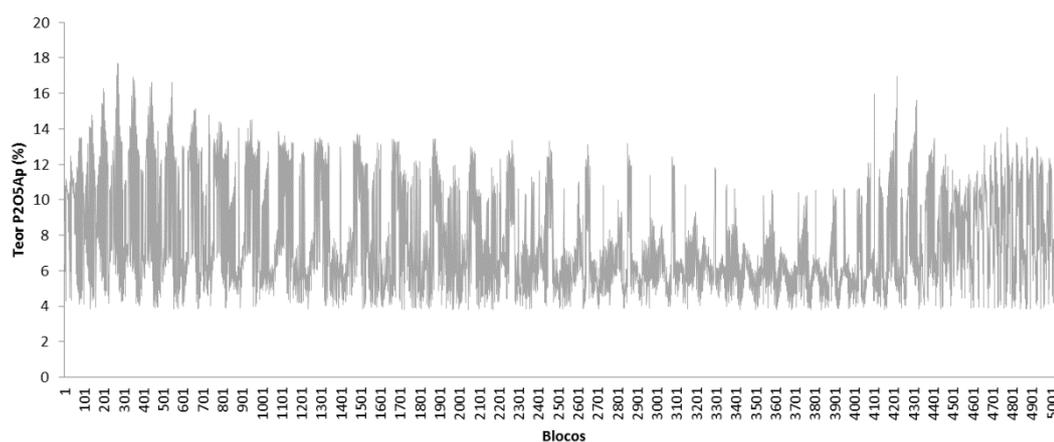


Figura 57: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano OK).

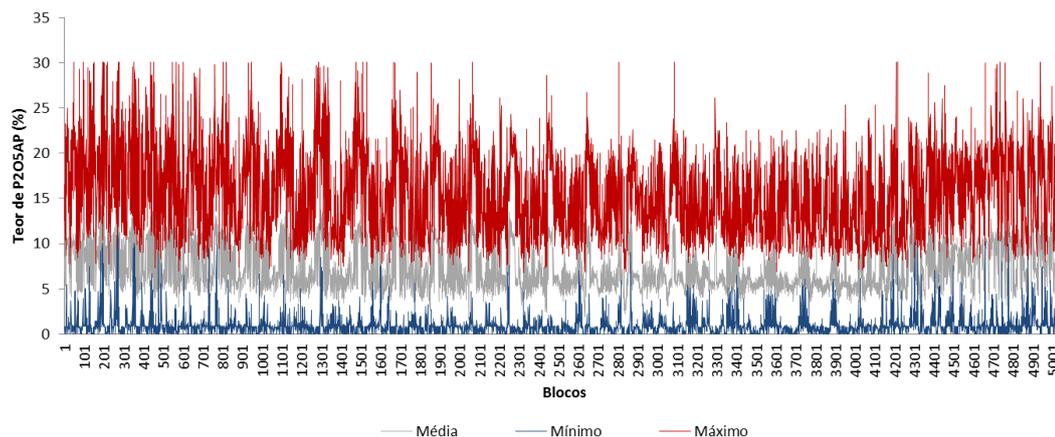


Figura 58: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano SIM33). Os limites, obtidos da simulação, para a variável P_2O_{5ap} são representados pelas linhas vermelha (máximo), azul (mínimo) e cinza (médio).

Nas Figuras 57 e 58. Figura 57: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano OK). Figura 58: Variação do teor por alimentação direta de bloco (Plano SIM33). Temos no eixo horizontal a identificação de cada um dos blocos que serão alimentados no período de cinco anos. Para os dois planos de lavra, observa-se que a alimentação direta de blocos gera uma variação significativa dos teores alimentados na usina de concentração, podendo interferir na estabilidade do processo de concentração. Na prática, a indústria de fosfato utiliza pilhas de homogeneização para atenuar os efeitos da variação da qualidade do minério. A variação significativa de teores prejudica a estabilidade do processo, gerando perdas significativas do elemento de interesse. Para atenuar o efeito observado da oscilação de teores foi considerada, de acordo com a precedência de blocos, a quantidade de cem mil toneladas para a composição de uma pilha de homogeneização para alimentação da usina.

Das Figuras 59 e 60, observa-se a atenuação dos teores por uso de pilhas de homogeneização, com cem mil toneladas. Figura 59: Variação do teor por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano OK). Figura 60: Variação do teor por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano SIM33). O uso de pilhas de homogeneização representa importante elemento para controle e garantia operacional das fases de concentração mineral. O período observado é para o horizonte de cinco anos para ambas as figuras.

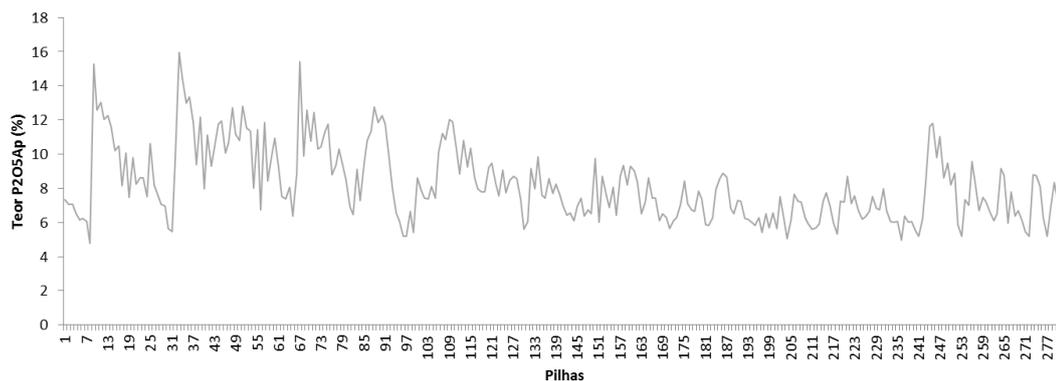


Figura 59: Variação do teor por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano OK).

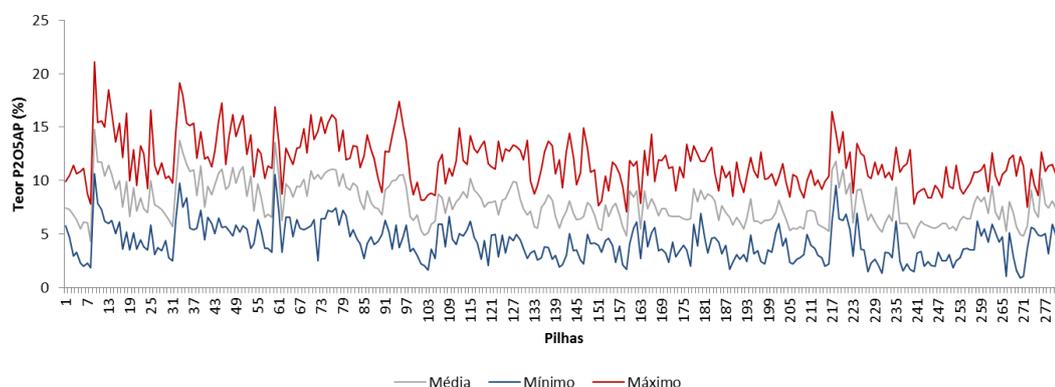


Figura 60: Variação do teor por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano SIM33). Os limites dos teores médios das pilhas, obtidos da simulação, para a variável P_2O_{5ap} são representados pelas linhas vermelha (máximo), azul (mínimo) e cinza (médio).

A flexibilidade da usina de concentração é fundamental para o uso do conceito de minério liberado. Uma vez que o processo seja incapaz de absorver as variações de teores entre pilhas distintas, ainda existe uma queda abrupta da capacidade de concentração entre as pilhas, considerando-se que o período de reajustes de parâmetros operacionais de beneficiamento precisa ser efetuado durante o término de uma pilha e o início de outra. O uso de reagentes e os equipamentos de uma usina são projetados para operar com o minério dentro de faixas aceitáveis de parâmetros com, por exemplo, teores, consumo específico de reagentes, vazões etc. (ABICHQUER, 2010). Visto que estamos observando alternância de pilhas com características distintas, o risco de perda de produção de concentrado é bastante provável. Conforme Abichquer (2010), a alimentação de usinas de beneficiamento deve ser feita com um minério com uma distribuição de teores o mais homogênea possível, garantindo maiores índices de recuperação e, conseqüentemente, geração de receita. Abichquer (2010) e

Marques (2014) citam a homogeneização da lavra do minério como uma ferramenta possível para atenuar o problema inicial da homogeneização do minério. Para viabilizar maior homogeneidade maior entre pilhas, é necessário ampliar a capacidade de homogeneização na lavra do minério para a composição dessas pilhas, para que estas tenham características químicas e mineralógicas mais semelhantes entre si. O conceito de variância de teores entre pilhas é distinto do conceito de variância intrapilhas. O primeiro será abordado neste estudo. O segundo é dependente de fatores como geometria de homogeneização de pilha, volume e massa das pilhas, velocidade de espalhamento de material, entre outros (MARQUES, 2014).

Das Figuras 61 e 26, podemos observar a dispersão dos teores médios de todas as pilhas que irão alimentar a usina ao longo do horizonte de cinco anos. Figura 61: Dispersão dos teores por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano OK). Figura 62: Dispersão dos teores por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano SIM33). As pilhas são consideradas em uma condição de formação e sem a possibilidade de homogeneização na lavra para os teores dos cenários: Plano OK e Plano SIM33, obtidos, respectivamente, por krigagem ordinária e simulação. Cada um dos gráficos do *box plot* representa a dispersão dos teores observados para todas as pilhas alimentadas na usina, considerando-se cada uma das realizações obtidas da simulação geoestatística e o cenário obtido por krigagem ordinária.

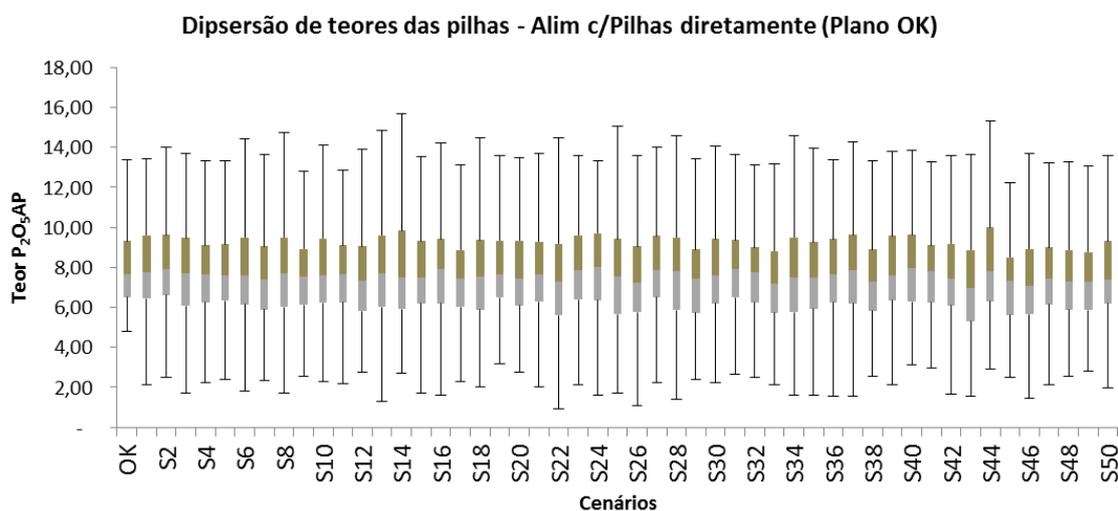


Figura 61: Dispersão dos teores por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano OK).

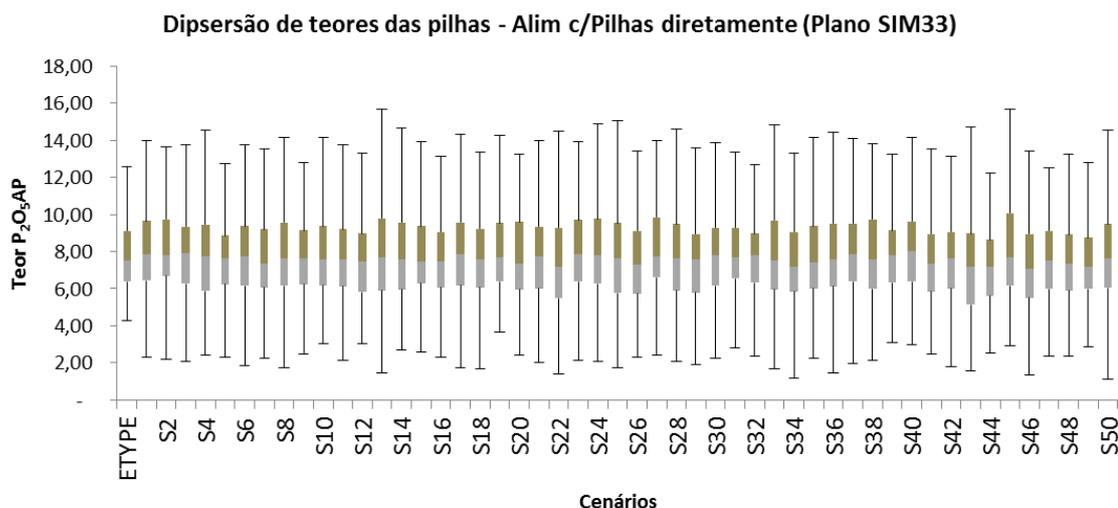


Figura 62: Dispersão dos teores por alimentação com pilhas de homogeneização (Plano SIM33).

4.14 Planos quinquenais com minério liberado

O uso do minério liberado é capaz de fornecer diferentes oportunidades de homogeneização de lavra para composição de pilhas. Com essas possibilidades as características químicas das pilhas podem ser mais bem controladas. Com o desenho dos cenários, para os teores obtidos por krigagem ordinária e para os teores obtidos da simulação 33, foi feita a antecipação de estéril para os cenários com as quantidades de um mês, três meses, cinco meses e oito meses de minério liberado para cada ano sequenciado. Com o uso da sequência ótima de extração, definida pelo sequenciador utilizado, foi possível realizar a antecipação de lavra de estéril sem interferir na precedência e liberação dos blocos de minério.

O primeiro passo foi acessar as relações estéril-minério ano a ano. Mediante a avaliação de cada um dos bancos de material estéril e seguindo-se a sequência ótima de extração, foi possível acumular as quantidades de estéril referentes à liberação da massa de minério previamente definido. Com isso se obteve um total de oito planos de lavra alternativos, a saber, quatro cenários adicionais para o Plano OK e quatro cenários adicionais para o cenário Plano SIM33.

Cada um dos planos gerados com a nova configuração de movimentação de estéril apresentou uma nova distribuição de fluxo de caixa com desembolso da lavra adicional.

A Tabela 14: Planos de lavra com minério liberado (Plano OK)., abaixo, mostra os planos de lavra para as novas configurações de liberação de minério, respectivamente para as quantidades de um mês de minério liberado, três meses, cinco meses e oito meses sequenciados a partir do Plano OK. O teor de P_2O_{5ap} utilizado nos planos foi o teor obtido por krigagem ordinária. Podemos observar os impactos gerados pela antecipação de estéril no valor presente líquido dos planos de lavra, com menor impacto para a quantidade de um mês de minério liberado e com aumento de impacto até a quantidade de oito meses de minério liberado.

Tabela 14: Planos de lavra com minério liberado (Plano OK).

Plano 1 Mês OK	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5	Plano 3 Meses OK	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5
Minério (t)	6.013.750	5.996.250	6.001.875	5.990.625	5.998.750	Minério (t)	6.013.750	5.996.250	6.001.875	5.990.625	5.998.750
DMT Minério (km)	3,31	3,30	3,27	3,39	3,36	DMT Minério (km)	3,31	3,30	3,27	3,39	3,36
P2O5AP(%)	9,91	9,34	8,12	6,71	7,29	P2O5AP(%)	9,91	9,34	8,12	6,71	7,29
Minério Liberado (t)	510.625,00	505.000,00	502.500,00	507.500,00	506.250,00	Minério Liberado (t)	1.510.000,00	1.505.625,00	1.505.000,00	1.506.250,00	1.505.000,00
P2O5AP do Min Lib. (%)	9,48	10,00	6,81	6,92	6,91	P2O5AP do Min Lib. (%)	9,51	9,19	6,79	6,82	6,76
DMT Min Liberado (km)	3,13	3,20	3,20	3,26	3,34	DMT Min Liberado (km)	3,15	3,20	3,36	3,27	3,53
Estéril (t)	7.006.875	5.139.375	5.308.125	4.504.375	4.258.125	Estéril (t)	7.869.375	5.184.375	5.173.125	4.455.625	4.231.875
DMT Estéril (km)	6,07	5,90	5,62	5,74	5,45	DMT Estéril (km)	6,01	5,87	5,73	5,68	5,11
REM (t/t)	1,17	0,86	0,88	0,75	0,71	REM (t/t)	1,31	0,86	0,86	0,74	0,71
Mov Total (t)	13.020.625	11.135.625	11.310.000	10.495.000	10.256.875	Mov Total (t)	13.883.125	11.180.625	11.175.000	10.446.250	10.230.625
DMT Global (km)	4,79	4,50	4,37	4,40	4,23	DMT Global (km)	4,84	4,49	4,41	4,37	4,09
BENEF MIN (R\$)	318.893.080	291.606.358	246.217.703	191.118.242	210.127.038	BENEF MIN (R\$)	318.893.080	291.606.358	246.217.703	191.118.242	210.127.038
BENEF EST (R\$)	56.375.390	39.232.935	43.669.812	30.653.409	31.813.438	BENEF EST (R\$)	64.841.072	40.055.042	39.603.493	31.639.328	38.128.632
FLUXO DE CAIXA (R\$)	262.517.690	252.373.424	202.547.890	160.464.833	178.313.600	FLUXO DE CAIXA (R\$)	254.052.008	251.551.316	206.614.210	159.478.914	171.998.406
VPL (R\$) a 10% a.a.	819.721.107					VPL (R\$) a 10% a.a.	809.806.057				
Plano 5 Meses OK	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5	Plano 8 Meses OK	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5
Minério (t)	6.013.750	5.996.250	6.001.875	5.990.625	5.998.750	Minério (t)	6.013.750	5.996.250	6.001.875	5.990.625	5.998.750
DMT Minério (km)	3,31	3,30	3,27	3,39	3,36	DMT Minério (km)	3,31	3,30	3,27	3,39	3,36
P2O5AP(%)	9,91	9,34	8,12	6,71	7,29	P2O5AP(%)	9,91	9,34	8,12	6,71	7,29
Minério Liberado (t)	2.508.125,00	2.505.000,00	2.511.875,00	2.509.375,00	2.510.625,00	Minério Liberado (t)	4.003.125,00	4.010.625,00	4.003.750,00	4.002.500,00	4.010.000,00
P2O5AP do Min Lib. (%)	10,02	8,66	7,03	6,82	7,12	P2O5AP do Min Lib. (%)	9,94	8,25	6,78	7,42	7,08
DMT Min Liberado (km)	3,21	3,17	3,36	3,29	3,59	DMT Min Liberado (km)	3,21	3,23	3,36	3,44	3,53
Estéril (t)	8.715.000	5.223.750	5.209.375	4.393.125	4.263.750	Estéril (t)	10.010.625	5.289.375	4.819.375	4.310.625	4.303.125
DMT Estéril (km)	5,97	5,92	5,78	5,58	5,04	DMT Estéril (km)	6,01	5,75	5,76	5,56	5,21
REM (t/t)	1,45	0,87	0,87	0,73	0,71	REM (t/t)	1,66	0,88	0,80	0,72	0,72
Mov Total (t)	14.728.750	11.220.000	11.211.250	10.383.750	10.262.500	Mov Total (t)	16.024.375	11.285.625	10.821.250	10.301.250	10.301.875
DMT Global (km)	4,88	4,52	4,43	4,32	4,06	DMT Global (km)	5,00	4,45	4,38	4,30	4,14
BENEF MIN (R\$)	318.893.080	291.606.358	246.217.703	191.118.242	210.127.038	BENEF MIN (R\$)	318.893.080	291.606.358	246.217.703	191.118.242	210.127.038
BENEF EST (R\$)	72.098.662	41.014.327	37.714.577	31.225.975	39.606.909	BENEF EST (R\$)	81.015.616	43.600.289	32.502.666	30.650.853	40.231.921
FLUXO DE CAIXA (R\$)	246.794.418	250.592.032	208.503.125	159.892.267	170.520.129	FLUXO DE CAIXA (R\$)	237.877.464	248.006.070	213.715.036	160.467.389	169.895.117
VPL (R\$) a 10% a.a.	803.199.052					VPL (R\$) a 10% a.a.	796.876.090				

A Tabela 15: Planos de lavra com minério liberado (Plano SIM33)., mostra o sequenciamento de lavra quinquenal para os planos com as diferentes quantidades de minério liberado definido a partir do Plano SIM33. Por estarmos lidando com cenários de simulação, foram considerados os teores mínimo, médio e máximo para melhor entendimento do espectro da incerteza, bem como os valores presentes líquido mínimo, médio e máximo para o modelo simulado. Na tabela observa-se um aumento da relação estéril-minério para os anos um e ano cinco quando comparados com o sequenciamento do Plano OK.

Tabela 15: Planos de lavra com minério liberado (Plano SIM33).

Plano 1 Mês SIM33	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5	Plano 3 Meses SIM33	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5
Minério (t)	6,001,875	6,006,250	6,003,125	5,991,250	6,006,250	Minério (t)	6,001,875	6,006,250	6,003,125	5,991,250	6,006,250
DMT Minério (km)	3.31	3.29	3.33	3.38	3.39	DMT Minério (km)	3.31	3.29	3.33	3.38	3.39
P2OSAP(%) - Mínimo	7.63	7.55	6.54	6.18	5.65	P2OSAP(%) - Mínimo	7.63	7.55	6.54	6.18	5.65
P2OSAP(%) - Médio	9.12	8.76	7.57	7.15	6.75	P2OSAP(%) - Médio	9.12	8.76	7.57	7.15	6.75
P2OSAP(%) - Máximo	10.17	9.75	8.63	8.19	7.47	P2OSAP(%) - Máximo	10.17	9.75	8.63	8.19	7.47
Minério Liberado (t)	499,375.00	493,750.00	499,375.00	520,000.00	519,375.00	Minério Liberado (t)	1,510,000.00	1,507,500.00	1,508,125.00	1,506,250.00	1,506,250.00
P2OSAP do Min Lib. (%) - Mínimo	5.17	6.18	5.91	6.80	6.41	P2OSAP do Min Lib. (%) - Mínimo	7.04	6.78	5.61	5.30	5.63
P2OSAP do Min Lib. (%) - Médio	7.44	8.20	7.65	8.54	7.41	P2OSAP do Min Lib. (%) - Médio	8.92	8.31	7.15	7.17	6.88
P2OSAP do Min Lib. (%) - Máximo	10.55	10.33	10.29	10.81	9.33	P2OSAP do Min Lib. (%) - Máximo	10.50	9.56	9.53	8.95	8.48
DMT Min Liberado (km)	3.07	3.38	3.24	3.40	3.55	DMT Min Liberado (km)	3.15	3.25	3.38	3.39	3.60
Estéril (t)	10,228,125	3,935,625	3,581,250	1,650,000	3,234,375	Estéril (t)	10,884,375	3,911,250	3,211,875	1,905,000	3,560,625
DMT Estéril (km)	6.08	5.52	5.76	5.80	5.52	DMT Estéril (km)	6.09	5.46	5.68	5.90	5.39
REM (t)	1.70	0.66	0.60	0.28	0.54	REM (t)	1.81	0.65	0.54	0.32	0.59
Mov Total (t)	16,230,000	9,941,875	9,584,375	7,641,250	9,240,625	Mov Total (t)	16,886,250	9,917,500	9,215,000	7,896,250	9,566,875
DMT Global (km)	5.06	4.17	4.24	3.90	4.13	DMT Global (km)	5.10	4.14	4.15	3.99	4.13
BENEF MIN (RS) - Mínimo	233,821,771.04	226,149,060.64	187,561,981.74	179,251,735.86	158,175,813.80	BENEF MIN (RS) - Mínimo	233,821,771.04	226,149,060.64	187,561,981.74	179,251,735.86	158,175,813.80
BENEF MIN (RS) - Médio	279,277,397.26	262,336,641.26	217,195,933.26	207,547,569.26	189,023,930.26	BENEF MIN (RS) - Médio	279,277,397.26	262,336,641.26	217,195,933.26	207,547,569.26	189,023,930.26
BENEF MIN (RS) - Máximo	311,461,955.52	291,954,217.52	247,596,907.52	237,552,150.52	209,192,159.52	BENEF MIN (RS) - Máximo	311,461,955.52	291,954,217.52	247,596,907.52	237,552,150.52	209,192,159.52
BENEF EST (RS)	79,676,630.00	33,037,739.00	29,442,240.00	12,380,168.00	21,562,388.00	BENEF EST (RS)	84,455,826.00	32,464,995.00	28,036,067.00	13,020,851.00	26,321,947.00
FLUXO DE CAIXA (RS) - Mínimo	154,145,141.00	193,111,321.00	158,119,741.00	166,871,567.00	136,613,426.00	FLUXO DE CAIXA (RS) - Mínimo	149,365,945.00	193,684,465.00	159,525,915.00	166,230,885.00	131,853,867.00
FLUXO DE CAIXA (RS) - Médio	199,600,767.00	229,298,902.00	187,753,693.00	195,167,401.00	167,641,543.00	FLUXO DE CAIXA (RS) - Médio	194,821,571.00	229,872,046.00	189,159,867.00	194,526,718.00	162,701,983.00
FLUXO DE CAIXA (RS) - Máximo	231,785,325.00	258,916,478.00	218,154,667.00	225,171,981.00	187,629,771.00	FLUXO DE CAIXA (RS) - Máximo	227,006,129.00	259,489,622.00	219,560,941.00	224,531,299.00	182,870,212.00
VPL (RS) a 10% a.a. - Mínimo	617,327,496.00					VPL (RS) a 10% a.a. - Mínimo	611,120,018.00				
VPL (RS) a 10% a.a. - Médio	749,302,999.00					VPL (RS) a 10% a.a. - Médio	743,095,521.00				
VPL (RS) a 10% a.a. - Máximo	858,896,141.00					VPL (RS) a 10% a.a. - Máximo	852,688,663.00				
Plano 5 Meses SIM33	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5	Plano 8 Meses SIM33	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4	Ano 5
Minério (t)	6,001,875	6,006,250	6,003,125	5,991,250	6,006,250	Minério (t)	6,001,875	6,006,250	6,003,125	5,991,250	6,006,250
DMT Minério (km)	3.31	3.29	3.33	3.38	3.39	DMT Minério (km)	3.31	3.29	3.33	3.38	3.39
P2OSAP(%) - Mínimo	7.63	7.55	6.54	6.18	5.65	P2OSAP(%) - Mínimo	7.63	7.55	6.54	6.18	5.65
P2OSAP(%) - Médio	9.12	8.76	7.57	7.15	6.75	P2OSAP(%) - Médio	9.12	8.76	7.57	7.15	6.75
P2OSAP(%) - Máximo	10.17	9.75	8.63	8.19	7.47	P2OSAP(%) - Máximo	10.17	9.75	8.63	8.19	7.47
Minério Liberado (t)	2,500,000.00	2,510,625.00	2,509,375.00	2,511,250.00	2,507,500.00	Minério Liberado (t)	4,005,625.00	4,009,375.00	4,001,250.00	4,005,625.00	4,001,250.00
P2OSAP do Min Lib. (%) - Mínimo	8.13	6.59	6.32	5.15	5.66	P2OSAP do Min Lib. (%) - Mínimo	7.68	6.49	5.94	5.08	5.99
P2OSAP do Min Lib. (%) - Médio	9.52	8.31	7.48	6.71	6.27	P2OSAP do Min Lib. (%) - Médio	9.21	7.80	7.11	6.52	6.87
P2OSAP do Min Lib. (%) - Máximo	10.64	9.89	9.38	8.38	8.82	P2OSAP do Min Lib. (%) - Máximo	10.43	9.07	8.47	7.60	8.03
DMT Min Liberado (km)	3.23	3.22	3.34	3.38	3.63	DMT Min Liberado (km)	3.21	3.24	3.36	3.37	3.43
Estéril (t)	11,544,375	3,879,375	2,842,500	2,175,000	3,892,500	Estéril (t)	12,530,625	3,834,375	2,274,375	2,544,375	4,378,750
DMT Estéril (km)	6.03	5.63	5.60	5.76	5.10	DMT Estéril (km)	6.01	5.63	5.63	5.56	5.25
REM (t)	1.92	0.65	0.47	0.36	0.65	REM (t)	2.09	0.64	0.38	0.42	0.73
Mov Total (t)	17,546,250	9,885,625	8,845,625	8,166,250	9,898,750	Mov Total (t)	18,532,500	9,840,625	8,277,500	8,535,625	10,385,000
DMT Global (km)	5.10	4.21	4.06	4.02	4.06	DMT Global (km)	5.14	4.20	3.96	4.03	4.17
BENEF MIN (RS) - Mínimo	233,821,771.04	226,149,059.64	187,561,981.74	179,251,735.86	158,175,813.80	BENEF MIN (RS) - Mínimo	233,821,771.04	226,149,059.64	187,561,981.74	179,251,735.86	158,175,813.80
BENEF MIN (RS) - Médio	279,277,397.26	262,336,641.26	217,195,933.26	207,547,569.26	189,023,930.26	BENEF MIN (RS) - Médio	279,277,397.26	262,336,641.26	217,195,933.26	207,547,569.26	189,023,930.26
BENEF MIN (RS) - Máximo	311,461,955.52	291,954,217.52	247,596,907.52	237,552,150.52	209,192,159.52	BENEF MIN (RS) - Máximo	311,461,955.52	291,954,217.52	247,596,907.52	237,552,150.52	209,192,159.52
BENEF EST (RS)	92,633,342.00	28,565,009.00	25,485,061.00	14,669,194.00	37,421,178.00	BENEF EST (RS)	100,320,063.00	29,132,600.00	19,794,899.00	16,843,659.00	40,862,063.00
FLUXO DE CAIXA (RS) - Mínimo	141,188,429.00	197,584,051.00	162,076,921.00	164,582,542.00	120,754,636.00	FLUXO DE CAIXA (RS) - Mínimo	133,501,718.00	197,016,460.00	167,767,083.00	162,408,077.00	117,313,751.00
FLUXO DE CAIXA (RS) - Médio	188,644,055.00	233,771,632.00	191,710,872.00	192,878,375.00	151,602,753.00	FLUXO DE CAIXA (RS) - Médio	178,957,344.00	233,204,041.00	197,401,034.00	190,703,910.00	148,161,867.00
FLUXO DE CAIXA (RS) - Máximo	218,828,613.00	263,389,208.00	222,111,846.00	222,882,956.00	171,770,981.00	FLUXO DE CAIXA (RS) - Máximo	211,141,902.00	262,821,617.00	227,802,008.00	220,708,491.00	168,330,096.00
VPL (RS) a 10% a.a. - Mínimo	600,807,730.00					VPL (RS) a 10% a.a. - Mínimo	594,004,123.00				
VPL (RS) a 10% a.a. - Médio	732,783,232.00					VPL (RS) a 10% a.a. - Médio	725,979,626.00				
VPL (RS) a 10% a.a. - Máximo	842,376,374.00					VPL (RS) a 10% a.a. - Máximo	835,572,768.00				

Com os planos e quantidades de minério liberado definidos é possível avaliar, por meio de critérios técnicos e econômicos, a melhor decisão de escolha na quantidade de minério liberado a ser mantida em um plano de lavra. A decisão deve ser tomada a partir de duas dimensões, a do sequenciamento de lavra e a econômica.

- Dimensão de sequenciamento:

A avaliação das porções de minério liberado, ao longo de cada um dos cinco anos sequenciados, deve ser feita através de inspeção visual e através da sequência de extração, de modo a definir se as quantidades de minério liberado podem ser lavradas de forma que possibilite a homogeneização na lavra proposta para o período. Essa questão deve ser verificada devido à necessidade de não interferência de lavra dos blocos, principalmente por conta de sua precedência, ou seja, a parcela de minério liberado só pode ser utilizada para a composição de pilhas se todos os blocos dessa parcela não necessitarem da lavra de blocos predecessores. Na Figura 63: Porções de minério liberado para sequenciamento (Plano OK). Na Figura 64: Porções de minério liberado para sequenciamento (Plano SIM33). temos as parcelas de minério liberado no início de cada um dos anos dos sequenciamentos, em cores mais frias as parcelas a serem retiradas nos períodos iniciais e em cores quentes as parcelas a

serem retiradas nos últimos anos de forma gradual. Por exemplo, o primeiro ano de um sequenciamento terá doze parcelas de minério liberado para o cenário de um mês, quatro parcelas de minério liberado para três meses de minério liberado, duas parcelas e meia para a quantidade de cinco meses de minério liberado e uma parcela e meia para a quantidade de oito meses de minério liberado. Nas linhas temos a geometria das parcelas para cada um dos anos do sequenciamento e nas colunas são indicadas as massas de um mês de minério liberado (1M), três meses de minério liberado (3M), cinco meses de minério liberado (5M) e oito meses de minério liberado (8M).

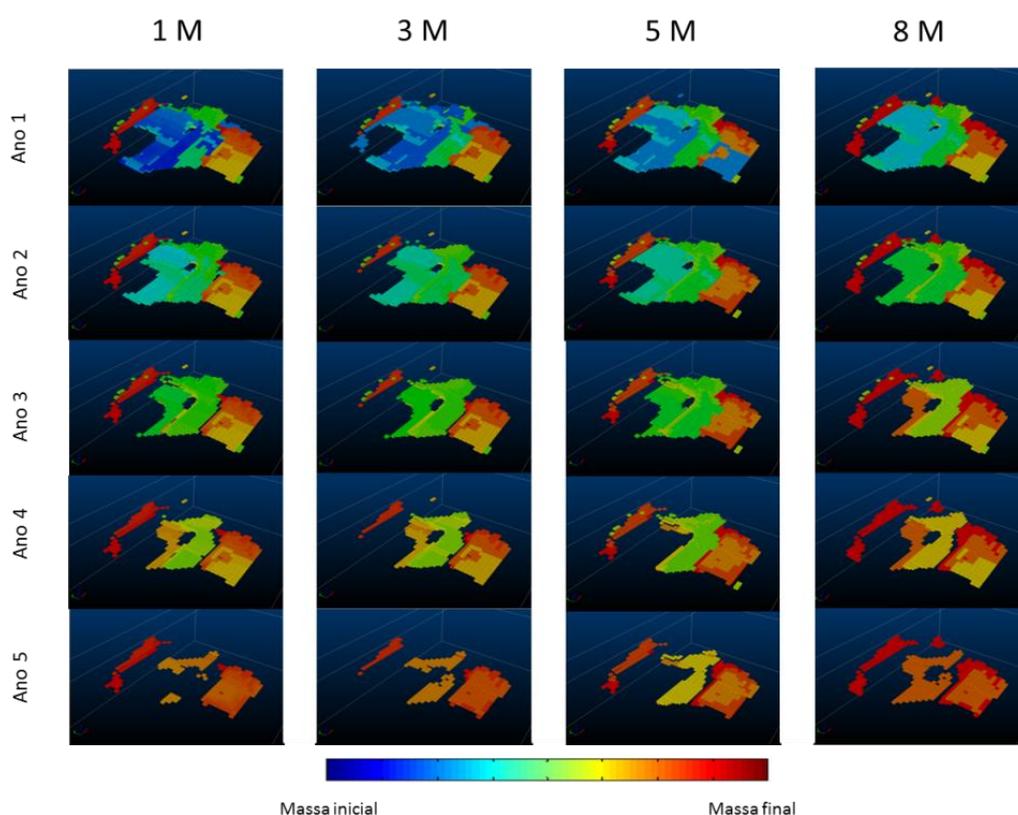


Figura 63: Porções de minério liberado para sequenciamento (Plano OK). Em cores mais frias a parcela de minério liberado a ser lavrado inicialmente e em cores quentes as últimas parcelas a serem lavradas.

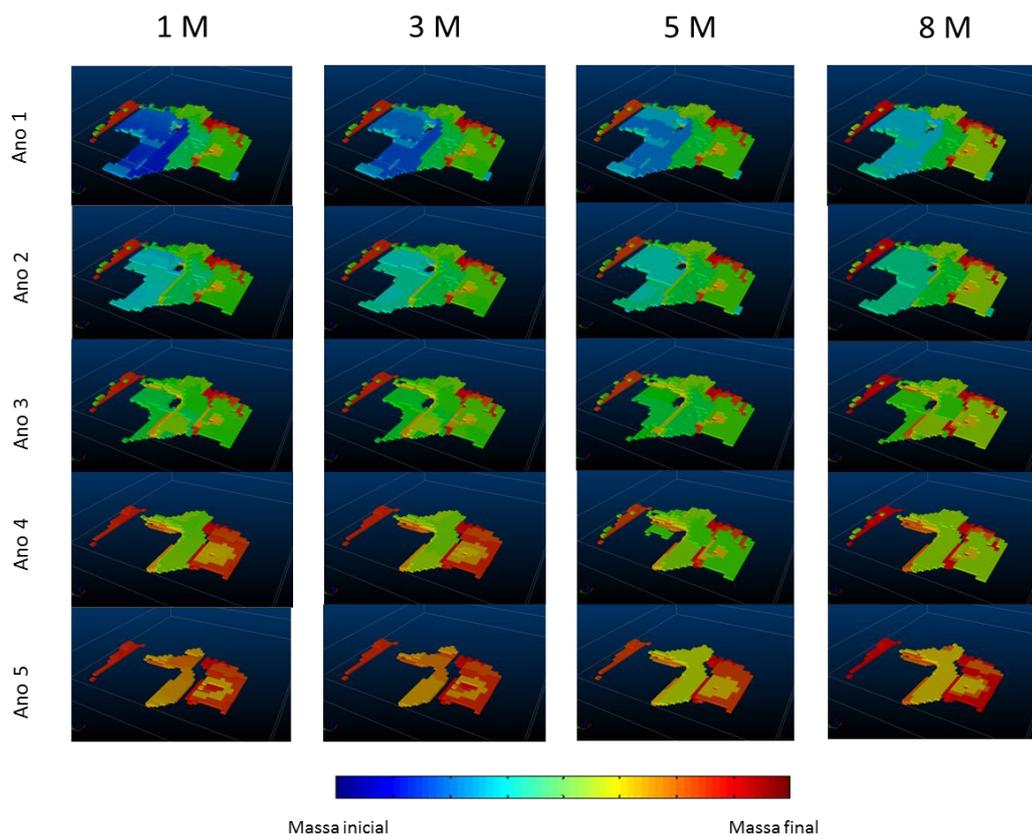


Figura 64: Porções de minério liberado para sequenciamento (Plano SIM33). Em cores mais frias a parcela de minério liberado a ser lavrado inicialmente e em cores quentes as últimas parcelas a serem lavradas.

A partir da análise visual e da precedência de blocos dos cenários estudados, verificou-se a possibilidade de execução da homogeneização na lavra para a formação de pilhas. Com isso foram feitas as análises de variação de teores para os diferentes cenários considerados. Nos sequenciamentos dos cenários gerados para o Plano OK e para o Plano SIM33, observou-se que a precedência de blocos permite a formação das pilhas com teores médios com menor variação, conforme pode ser observado nas Figuras 65 e Figura 66 a 69. Figura 65: Variação de teores de P_2O_5ap das pilhas para diferentes cenários de minério liberado (Plano OK). Figura 66: Variação de teores de P_2O_5ap das pilhas para o cenário de um mês de minério liberado (Plano SIM33). Das Figuras 67 a 69 temos os incrementos, respectivamente, para três, cinco e oito meses de minério liberado.

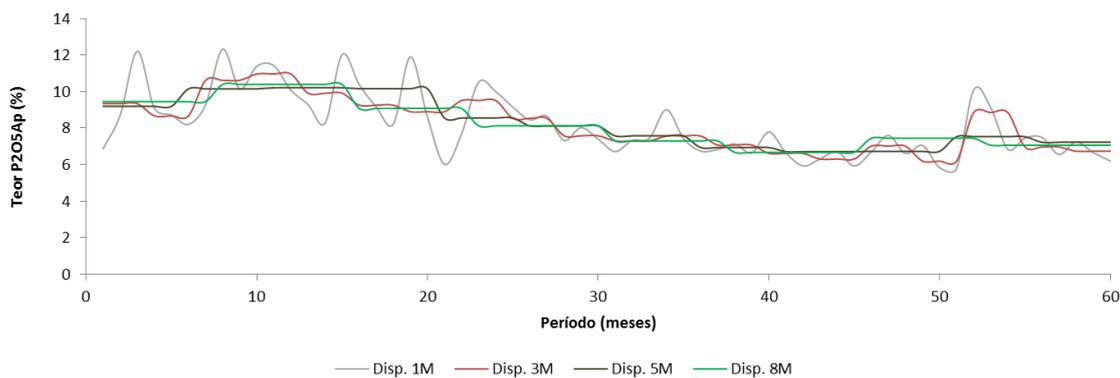


Figura 65: Variação de teores de P₂O_{5ap} das pilhas para diferentes cenários de minério liberado (Plano OK).

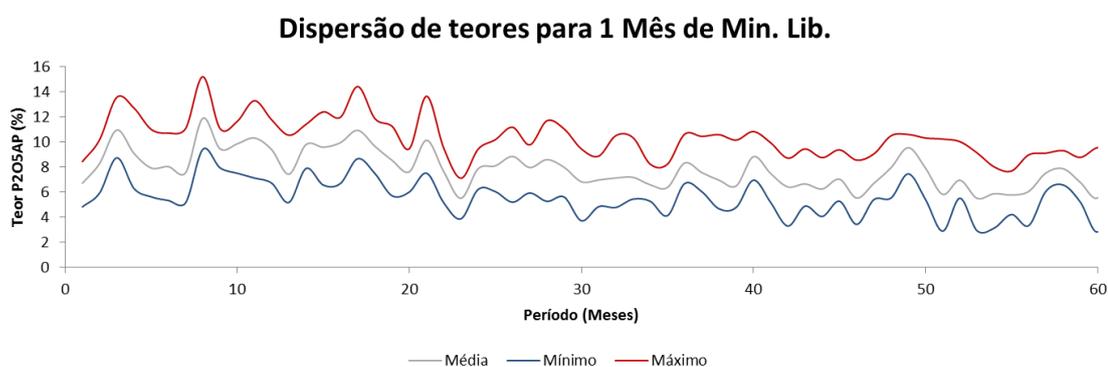


Figura 66: Variação de teores de P₂O_{5ap} das pilhas para o cenário de um mês de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.

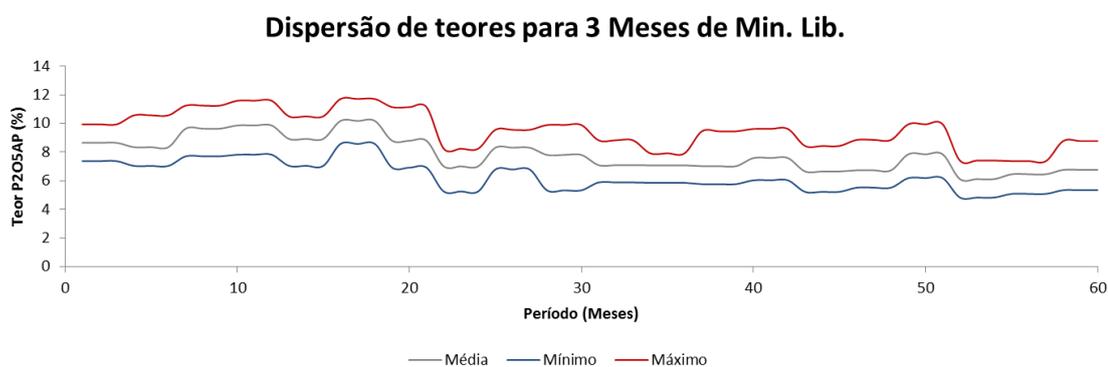


Figura 67: Variação de teores de P₂O_{5ap} das pilhas para o cenário de três meses de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.

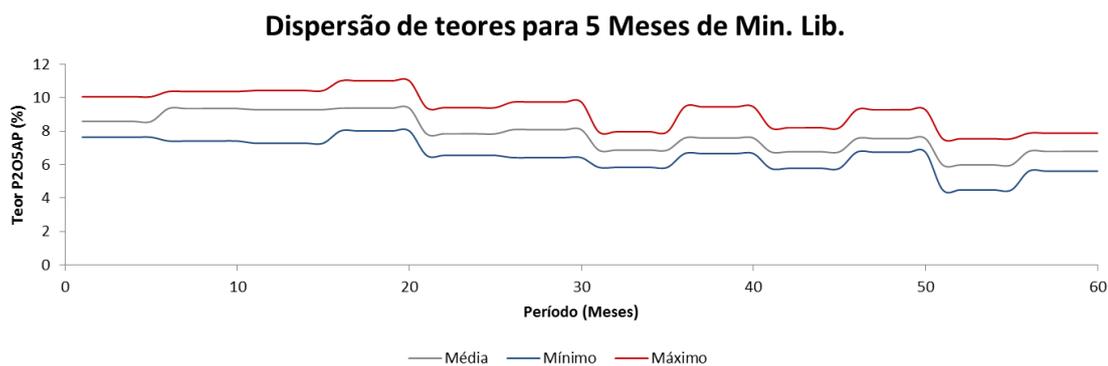


Figura 68: Variação de teores de P₂O_{5ap} das pilhas para o cenário de cinco meses de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.

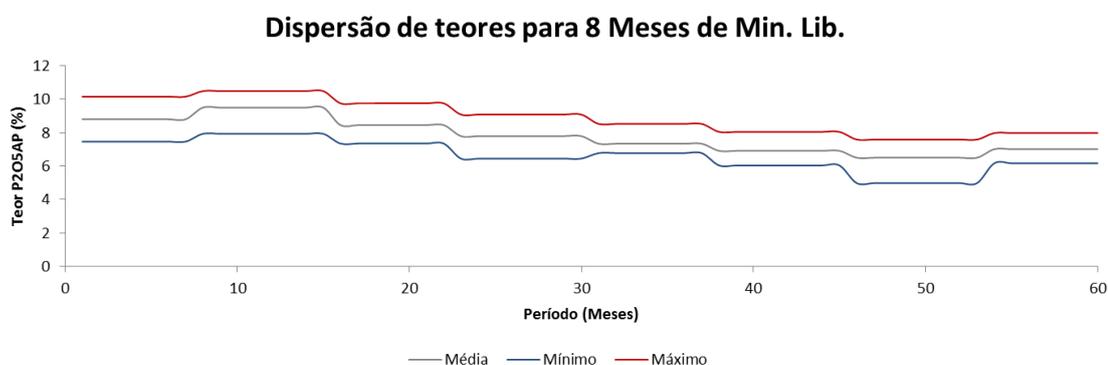


Figura 69: Variação de teores de P₂O_{5ap} das pilhas para o cenário de oito meses de minério liberado (Plano SIM33). As linhas representam os teores observados do modelo simulado. Em vermelho o teor máximo, em cinza o teor médio e em azul o teor mínimo.

Ainda podemos montar gráficos, para as diferentes condições de minério liberado, semelhantes aos gráficos apresentados nas Figuras 61 e 62.

Para o Plano OK, podemos observar a atenuação da dispersão dos teores das pilhas à medida que o plano apresenta maiores quantidades de minério disponível para a homogeneização da lavra para composição das pilhas, conforme Figura 70: Dispersão de teores das pilhas - 1M (Plano OK). Também nas Figuras 71, 72 e 73, os incrementos, respectivamente, de três, cinco e oito meses de minério liberado. As figuras representam os teores de todas as pilhas que alimentam a usina no horizonte de cinco anos, respectivamente para as diferentes condições de minério liberado, um mês (1M), três meses (3M), cinco meses (5M) e oito meses (8M) para teores de cada uma das realizações mais o teor obtido por krigagem ordinária.

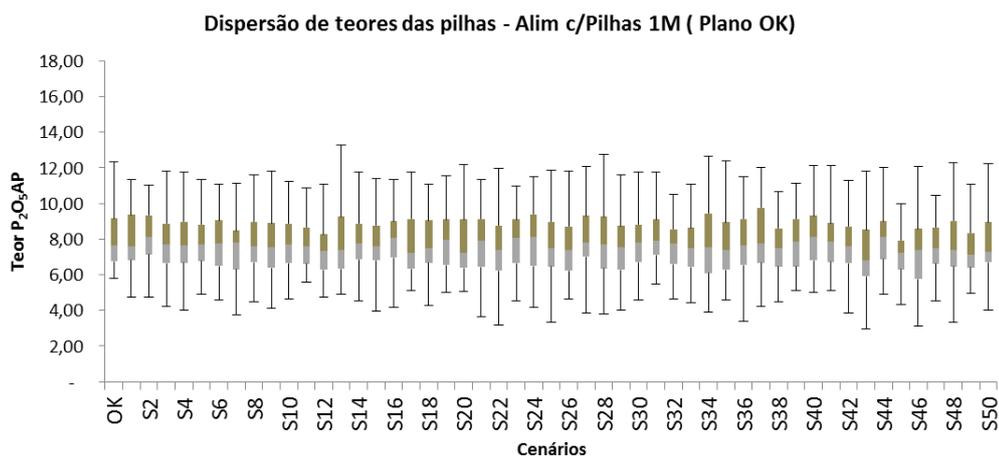


Figura 70: Dispersão de teores das pilhas - 1M (Plano OK).

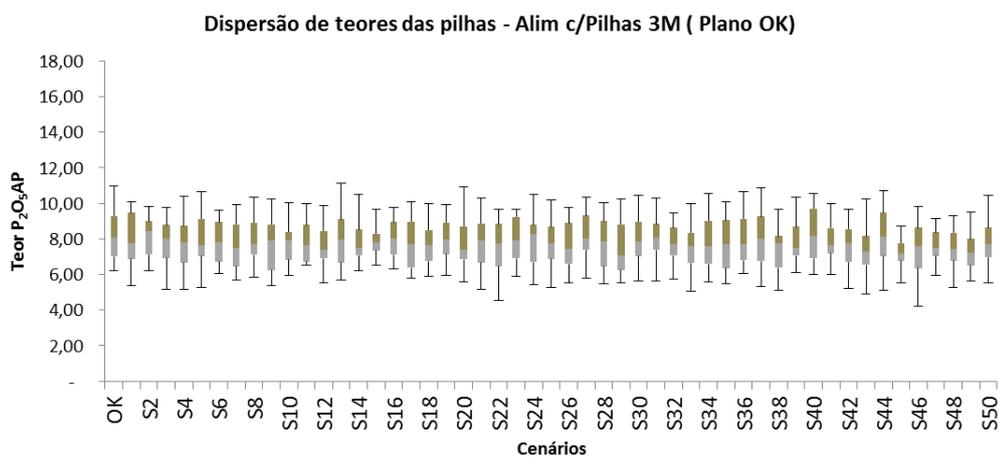


Figura 71: Dispersão de teores das pilhas - 3M (Plano OK).

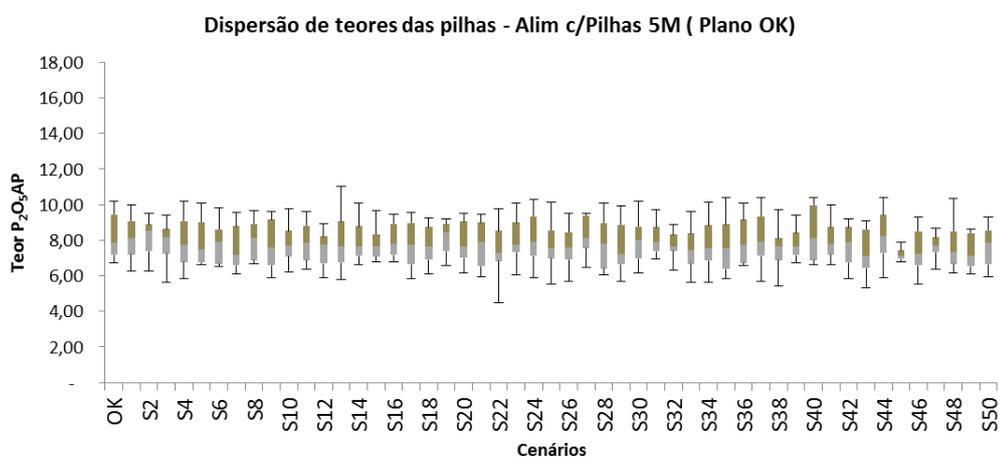


Figura 72: Dispersão de teores das pilhas - 5M (Plano OK).

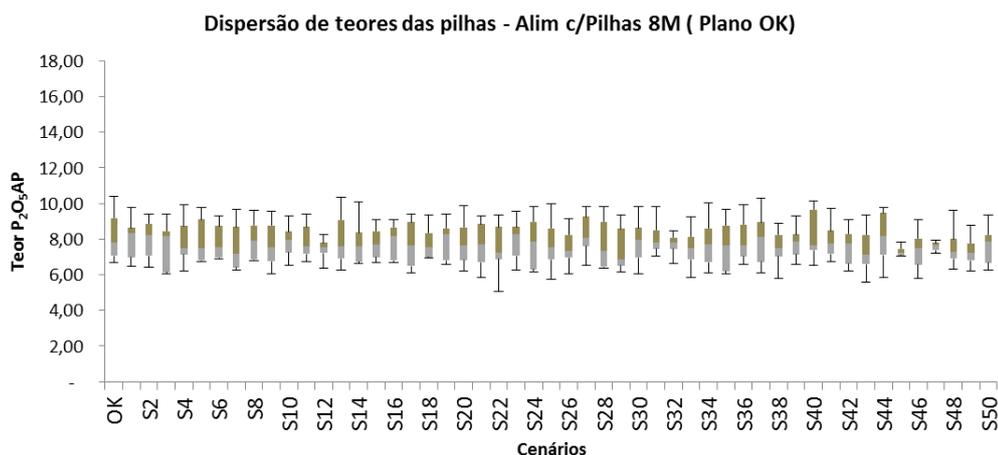


Figura 73: Dispersão de teores das pilhas - 8M (Plano OK).

Analogamente, para o cenário Plano SIM33 também foram construídos os gráficos de dispersão de teores das pilhas para as diferentes condições de minério liberado. Da mesma forma que o observado no cenário Plano OK, é possível observar a atenuação da dispersão dos teores das pilhas conforme temos o aumento da quantidade de minério liberado. O efeito da atenuação pode ser observado nas Figura 74: Dispersão de teores das pilhas - 1M (Plano SIM33). Também nas Figuras 75, 76 e 77, os incrementos de três, cinco e oito meses de minério liberado. Cada uma das figuras apresenta as pilhas que alimentam a usina para o período de cinco anos, respectivamente para as diferentes condições de minério liberado, um mês (1M), três meses (3M), cinco meses (5M) e oito meses (8M) para teores de cada uma das realizações mais o teor da média das realizações (EType).

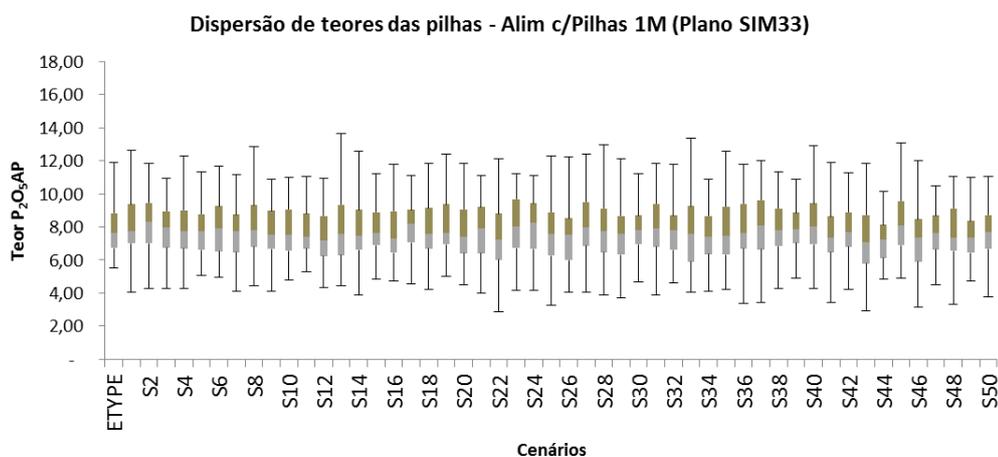


Figura 74: Dispersão de teores das pilhas - 1M (Plano SIM33).

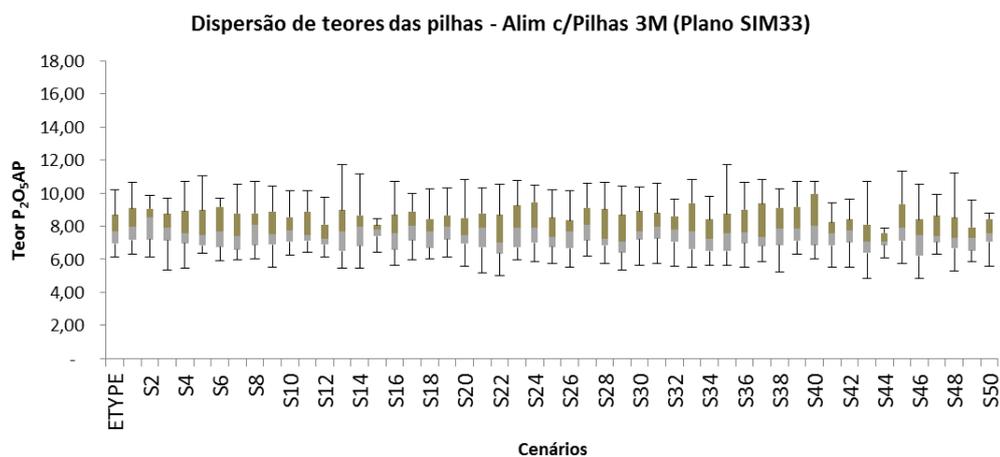


Figura 75: Dispersão de teores das pilhas - 3M (Plano SIM33).

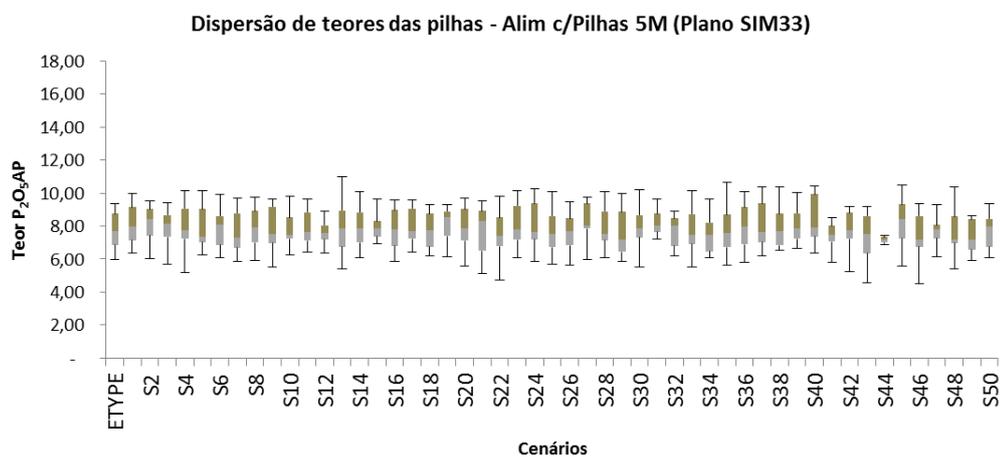


Figura 76: Dispersão de teores das pilhas - 5M (Plano SIM33).

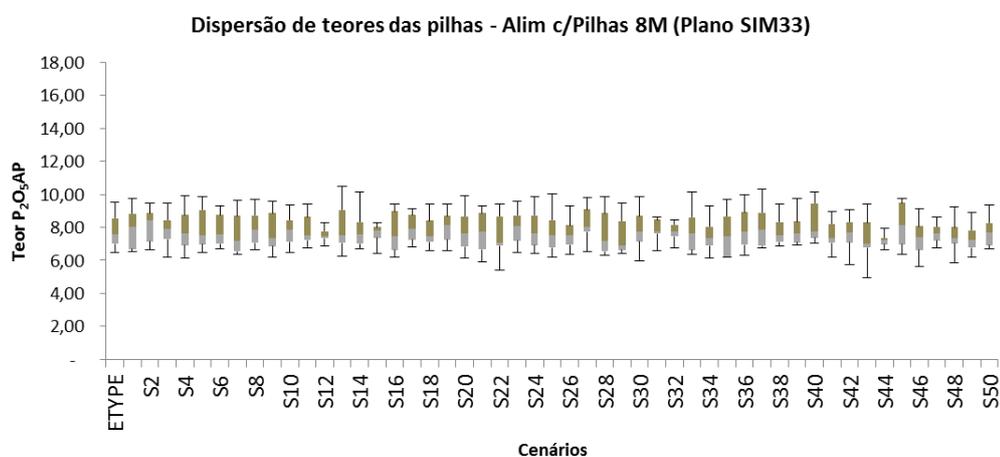


Figura 77: Dispersão de teores das pilhas - 8M (Plano SIM33).

A partir das análises acima é possível verificar a quantidade mínima de minério liberado que atende à capacidade de absorção de variação de teores da usina. Esse critério serve como um indicador da necessidade de manutenção da quantidade mínima de minério liberado nos sequenciamentos de lavra para garantir a estabilidade de alimentação na planta.

- Dimensão econômica:

Nesta dimensão será avaliada a perda financeira associada à variação da qualidade das pilhas alimentadas, uma vez que com trocas de pilhas com características distintas se tem uma queda na produção de concentrado, incorrendo em maior tempo até a estabilização do processo e atingimento da capacidade produtiva da pilha, bem como uma demanda adicional de tempo para a definição de parâmetros operacionais mais adequados para a pilha que estará alimentando a usina. Com o uso de pilhas mais semelhantes ocorre a redução do tempo de escolha dos parâmetros operacionais, levando à redução do tempo necessário para a estabilização da produção. A flexibilidade operacional da mina também irá ser beneficiada com a massa de minério liberada, por meio de uma operação que permita maior controle de teores e redução das oscilações em termos de qualidade de minério.

Foi considerado como período de estabilização seis horas entre cada troca de pilha distinta, bem como uma redução de 44% na geração de receita para esse período de transição entre pilhas. Atingindo o regime de estabilidade de produção, foram considerados 100% de geração de receita. Para pilhas semelhantes a proporção da perda de concentrado foi considerada idêntica à adotada para pilhas distintas, porém com tempo de estabilização de três horas. Para o cenário gerado para o Plano OK, com alimentação direta de pilhas e seus respectivos cenários com diferentes massas de minério liberado para homogeneização na lavra, obtiveram-se os valores presente líquido e fluxos de caixa da Tabela 16: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano OK). Com os dados obtidos, é possível observar que o efeito de perda de receita por troca de pilhas pode ser atenuado pelo maior volume de minério liberado para uma quantidade entre cinco e oito meses de minério liberado, com um valor presente líquido que proporcione valor semelhante ao do projeto original e para a menor variação de teor das pilhas.

Tabela 16: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano OK).

Fluxo de Caixa (R\$)	Caso Base	1M	3M	5M	8M
Ano 1	250,398,798	253,435,557	244,969,875	237,712,285	228,795,331
Ano 2	249,611,820	252,373,424	251,551,316	250,592,032	248,006,070
Ano 3	186,843,271	194,891,259	198,957,578	200,846,494	206,058,405
Ano 4	147,656,817	153,914,062	152,928,143	153,341,495	153,916,618
Ano 5	165,834,664	171,349,088	165,033,894	163,555,618	162,930,605
VPL (R\$)	778,126,018	796,913,403	786,998,353	780,391,348	774,068,386

Para avaliar a possibilidade de variação dos parâmetros de período de transição entre pilhas e variação da redução produção durante período de estabilização de processo para a pilha alimentada foi feita a análise de sensibilidade desses dados conforme apresentado pela Tabela 17: Variação de VPL (Plano OK). Com essa sensibilização se obtém uma matriz de valor presente líquido com variações de acordo com o período de transição de pilhas, representado pelo percentual de tempo de transição de uma pilha completa e com a variação de produção durante esse período em relação ao caso-base. A Tabela 16 deve ser utilizada em conjunto para observar as quantidades de minério liberado. Tem-se que quanto menor o período de transição de pilhas, e quanto menor a variação da produção durante esse período, melhor é o valor presente líquido. Para os outros parâmetros, é interessante do ponto de vista econômico uma quantidade de até cinco meses de minério liberado para uma configuração de 40% de redução na produção, em relação ao caso base, e seis horas de período de transição de pilhas. Dentro do cenário escolhido, transição entre pilhas de seis horas, observa-se que a quantidade de concentrado não produzido será fundamental para a avaliação e conseqüentemente irá definir a quantidade de minério liberado. Para o cenário com 65% de produção no período de transição de pilhas, observa-se que a configuração de minério liberado é de no máximo três meses.

Tabela 17: Variação de VPL (Plano OK).

		VPL (R\$)	Produção no período de transição de pilhas			
		778,126,018	50%	56%	60%	65%
Período de transição de pilhas	1 hora	1%	815,188,538	816,138,859	816,899,115	817,754,404
	4 horas	3%	789,529,870	793,331,154	796,372,181	799,793,337
	6 horas	4%	772,424,092	778,126,018	782,687,559	787,819,292
	8 horas	5%	755,318,314	762,920,882	769,002,936	775,845,248
	12 horas	8%	721,106,757	732,510,609	741,633,691	751,897,158

Para a construção da análise para o Plano SIM33, também foi considerado o sequenciamento por pilhas diretas com uma redução de 44% na geração de receita para o período de transição entre pilhas. Atingido regime de estabilidade de produção, foram

considerados 100% de geração de receita para o restante do período de produção da pilha. Nas Tabelas 18, 19 e 20 tem-se o valor presente líquido e os fluxos de caixa para o espectro de possibilidades simuladas nas condições de contorno definidas. Observa-se que temos condições mínimas, médias e máximas para os cenários econômicos gerados a partir dos teores de P_2O_{5ap} . Foram considerados como referência os limites mínimos, médios e máximos de fluxo de caixa e valor presente líquido para a tomada de decisão a respeito da quantidade de minério liberado a ser adotada. Na análise direta pode-se definir que a quantidade de minério liberado para as condições propostas é de aproximadamente cinco meses para a variação mínima possível de teores das pilhas.

Tabela 18: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano SIM33) para valores mínimos de teor de P_2O_{5ap} obtidos por simulação.

Fluxo de Caixa (R\$)	Caso Base	1M	3M	5M	8M
Ano 1 - Mínimo	146,042,908	147,693,870	142,961,343	134,869,222	127,269,897
Ano 2 - Mínimo	190,604,485	193,111,321	193,684,465	197,584,051	197,016,460
Ano 3 - Mínimo	145,659,433	152,113,496	153,511,302	156,047,440	161,705,825
Ano 4 - Mínimo	155,185,451	160,984,368	160,346,974	158,707,190	156,544,243
Ano 5 - Mínimo	127,294,877	131,274,056	126,549,766	115,541,387	112,131,431
VPL (R\$) - Mínimo	584,760,590	599,613,758	593,466,564	583,282,996	576,562,027

Tabela 19: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano SIM33) para valores médios de teor de P_2O_{5ap} obtidos por simulação.

Fluxo de Caixa (R\$)	Caso Base	1M	3M	5M	8M
Ano 1 - Médio	187,784,732	191,247,091	186,467,895	178,290,379	170,603,668
Ano 2 - Médio	226,792,066	229,298,902	229,872,046	233,771,632	233,204,041
Ano 3 - Médio	173,036,620	180,621,789	182,027,963	184,578,969	190,269,131
Ano 4 - Médio	181,485,652	188,281,929	187,641,247	185,992,904	183,818,439
Ano 5 - Médio	155,751,378	160,916,511	156,156,951	145,057,721	141,616,835
VPL (R\$) - Médio	708,816,320	727,583,624	721,376,146	711,063,857	704,260,250

Tabela 20: Cenários com redução de produção por troca de pilhas (Plano SIM33) para valores máximos de teor de P_2O_{5ap} obtidos por simulação.

Fluxo de Caixa (R\$)	Caso Base	1M	3M	5M	8M
Ano 1 - Máximo	217,339,756	222,084,663	217,272,424	209,034,444	201,285,860
Ano 2 - Máximo	256,409,642	258,916,478	259,489,622	263,389,208	262,821,617
Ano 3 - Máximo	201,122,418	209,867,970	211,282,728	213,848,985	219,571,748
Ano 4 - Máximo	209,374,087	217,227,954	216,583,785	214,926,365	212,739,687
Ano 5 - Máximo	174,355,989	180,296,488	175,513,870	164,355,241	160,894,135
VPL (R\$) - Máximo	811,863,311	833,872,169	827,624,403	817,225,525	810,369,266

Na tabela 21 temos a sensibilização para o cenário SIM33, em marrom grifado temos o valor presente líquido do cenário adotado para os valores médios de teor de P_2O_{5ap} (Etype), desde que o período de transição não sofra alteração em relação à premissa adotada no estudo.

As quantidades de minério liberado são reduzidas para três meses no caso de a variação de produção em relação ao caso-base ser de 35% e um mês de minério liberado com 35% da redução e período de transição de quatro horas.

Tabela 21: Variação de VPL (Plano SIM33).

		VPL (R\$)	Produção no período de transição de pilhas			
		708,816,320	50%	56%	60%	65%
Período de transição de pilhas	1 hora	1%	744,110,304	745,015,278	745,739,258	746,553,734
	4 horas	3%	719,676,007	723,295,903	726,191,820	729,449,726
	6 horas	4%	703,386,476	708,816,320	713,160,195	718,047,054
	8 horas	5%	687,096,944	694,336,736	700,128,570	706,644,382
	12 horas	8%	654,517,882	665,377,569	674,065,319	683,839,038

5. CAPÍTULO 5

Este último capítulo compila as conclusões observadas ao longo do estudo apresentado. Ao final serão levantadas as oportunidades de estudos futuros sobre o tema minério liberado.

5.1 Conclusões

Ao longo do texto foi proposta uma metodologia que auxiliasse na definição da quantidade de minério liberado. Cada um dos passos da metodologia foi explicado, bem como toda a teoria necessária para a execução dos passos. A metodologia contou com a aplicação de modelos obtidos através de krigagem ordinária e simulação geoestatística. A possibilidade de aplicar a simulação geoestatística em cenários de planejamento de lavra mostrou-se extremamente válida para acessar a incerteza dos teores da jazida, mais particularmente na questão da variação dos teores das pilhas de homogeneização de acordo com a homogeneização da lavra.

A metodologia foi testada e aplicada em uma mina em operação. Cada um dos passos necessários, desde a construção dos modelos krigados e simulados, foi realizado para o banco de dados proposto. Foi feita a construção do modelo econômico na qual foram considerados os custos de mina e de usina. A partir desses custos e do desempenho metalúrgico do minério foi possível definir os teores de corte a serem utilizados como referência para a construção da função-benefício.

As etapas de definição de cava final, assim como as fases de lavra e sequenciamento de lavra, foram realizadas para o teor obtido por krigagem ordinária e para cada um dos teores obtidos das realizações da simulação geoestatística. O uso da metodologia *Maximum Upside/Minimum Downside* se mostrou válido para a seleção da melhor geometria possível dentre todas as outras geradas para os cenários equiprováveis. Como desvantagem, observou-se a extrema dificuldade de gerar planos de lavra para todas as realizações observadas, impedindo que esta seja uma rotina passível de utilização em sequenciamentos que contemplem um horizonte de tempo mais extenso. A construção dos planos com minério liberado se deu de forma manual, o que demandou um extenso trabalho no tratamento dos dados simulados.

Ao longo do estudo ficou evidente que o tema minério liberado é um assunto amplo e que sua quantidade deve ser estabelecida a partir de muitos critérios, inclusive as diretrizes

estratégicas da empresa. No estudo de caso apresentado, uma das condições operacionais limitantes foi a capacidade de acesso a diferentes blocos de minério para a manutenção do maior número possível de pilhas com características semelhantes.

Os planos de lavra apresentaram variação nas relações estéril-minério, denotando que uma alteração na geometria do plano é suficiente para mudar o cenário de demanda de minério liberado. Do ponto de vista da geometria das porções de minério liberado, é necessário levar em consideração a precedência dos blocos e sua ordem de extração. O que irá definir se as parcelas de minério liberado são passíveis de utilização, em sua totalidade, para a composição das pilhas durante o período é justamente a capacidade de acesso a cada um dos blocos da parcela de minério liberado tanto em termos de plano de lavra quanto em termos operacionais.

De acordo com as Tabelas 14 e 15, pode-se observar que a relação estéril-minério, dos planos de lavra é dependente da estratégia da quantidade de minério liberado, bem como das características geométricas do plano de lavra. Também se pode observar a queda do valor presente líquido para a condição de aumento de relação estéril-minério. Nas Tabelas 16, 18, 19 e 20 podemos observar que uma condição com diferentes quantidades de minério liberado é capaz de gerar um incremento real de valor presente líquido. No estudo, considerou-se que a escolha deveria minimizar ao máximo a variância dos teores com mínimo impacto sobre o valor presente líquido do caso-base. Em termos econômicos, considerou-se o impacto por perda de valor pela alternância de pilhas com características distintas. Desse ponto de vista, recomenda-se para o cenário OK e SIM33 uma quantidade de cinco meses de minério liberado para a menor variação possível de teores na composição das pilhas.

As condições operacionais de uma usina acabam sendo fator de extrema relevância na definição da estratégia de antecipação ou não de estéril. Em casos nos quais a geologia apresenta homogeneidade e previsibilidade, é possível que a quantidade de minério liberado seja mínima, porém em situações nas quais a característica do minério apresenta variação significativa talvez seja interessante estudar as possibilidades de uso de minério liberado com vistas a facilitar a formação de pilhas com características mais semelhantes, facilitando assim a previsibilidade do desempenho operacional da usina. No estudo apresentado, foi considerado um cenário com utilização de pilha de homogeneização em condições nas quais se tenha alimentação direta da mina para a usina. Também pode ser relevante o uso de minério liberado. A total dependência de minério *run of mine* torna necessária a disponibilidade de alternativas de acesso a minério com diferentes tipos de qualidade e

diferentes alternativas operacionais para manutenção da produção. O uso de diferentes frentes de lavra para a homogeneização da lavra mais adequada também será dependente do porte de equipamentos, número de equipamentos e método de lavra adotado.

As perdas potenciais de geração de valor presente líquido, em uma situação onde haja alimentação direta ou onde as pilhas sejam alimentadas de forma direta, é fator relevante no fluxo de caixa. No caso avaliado, os *softwares* de planejamento não são capazes de incorporar o conceito de minério liberado, incorrendo em uma projeção irreal de produção, que não será atingida pela não homogeneização de minério nas frentes de lavra, condição que impede a usina de operar em sua máxima capacidade. A partir do momento em que as perdas de produção de concentrado são observadas, em função dos períodos de transição de pilhas, começa a ser interessante o fato de manter as qualidades das pilhas o mais semelhantes possível, minimizando a necessidade de atuação nas configurações operacionais de usina. As Figuras 61 e 62 mostram uma condição de alimentação direta de usina. Posteriormente, demonstrou-se que com o uso de pilhas de homogeneização para diferentes quantidades de minério liberado existe a possibilidade de atenuação da variação dos teores. O efeito pode ser observado nas Figuras 65 a 69 e também nas Figuras 70 a 77. O estudo demonstrou que em situações de transição de pilha o minério liberado é capaz de mitigar as eventuais perdas de produção.

As ferramentas usadas mostraram-se úteis para a utilização no processo de planejamento de lavra. A visualização dos riscos potenciais, em termos de valor presente líquido, e a observação das características do sequenciamento de produção são importantes para a adequação dos planos de lavra às realidades operacionais da mineração.

5.2 Trabalhos futuros

Como possibilidades de estudos futuros, recomenda-se que seja explorada a possibilidade de avaliação de quantidades de minério liberado por meio de uma avaliação dinâmica ao longo dos anos, avaliando-se a geração de valor em cada um dos períodos e as características geológicas a eles associadas, não se utilizando, assim, uma quantidade fixa de minério liberado para cada o plano de lavra.

Observa-se também a oportunidade de aplicação de ferramentas de opções reais para que seja possível avaliar o risco associado aos parâmetros econômicos. A aplicação dessas metodologias para outros tipos de minério também apresenta oportunidades de estudo.

Como possibilidade de estudo, vislumbra-se a incorporação de diferentes parâmetros de qualidade de minério para garantir que o volume de minério liberado atinja qualidade metalúrgica para elementos deletérios e não apenas o teor do elemento de interesse.

6. REFERÊNCIAS

- 1 ABICHEQUER, L. A. **Simulação geoestatística aplicada ao planejamento de pilhas de homogeneização – um estudo de caso de reconciliação**. Dissertação de mestrado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010, p. 80.
- 2 ALLEN, H. E. K. **Aspects of evaluating mining projects**. http://www.maden.org.tr/resimler/ekler/aad95253aee7437_ek.pdf, 2012, p. 12. Acessado em 12 jun 2016.
- 3 ANEELS, A. E. **Mineral deposit evaluation**. London: Chapman & Hall, 1991, p. 436.
- 4 ARMSTRONG, M.. **Basic linear geostatistics**. Berlin: Springer, 1998, p. 153.
- 5 BAURENS, S. **Valuation of metals and mining companies**. Zürich, 2010, p. 81. http://www.basinvest.ch/upload/pdf/Valuation_of_Metals_and_Mining_Companies.pdf. Acessado em 12 jun 2016.
- 6 BERKHIMER, E. N. Selection and sizing of excavating, loading and hauling equipment. In: **SME Mining engineering handbook**. Chapter 4.4. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2011, p. 931-939.
- 7 BIERMÉ, H., MOISAN, L., RICHARD, F. **A turning-band method for the simulation of anisotropic fractional Brownian fields**. Program MATAIM. Paris: Agence national pour la recherche, 2012, p. 40.
- 8 BLATT, F. Infrastructure for mining developments. In: **Mineral resource and ore reserve estimation**. 2. ed., **Monograph 30**. Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014, p. 473-478.
- 9 BROD, J. A. *et al.* **Excursão 1: Geologia e mineralizações dos complexos alcalino-carbonatíticos da Província Ígnea do Alto Paranaíba**. Congresso Brasileiro de Geologia, 42. Araxá, 2004.

- 10 BLACKWELL, G. H.; ANDERSON, M.; RONSON, K. Simulated grades and open pit mine planning – resolving opposed positions. In: **Symposium on Application of computers and Operations Research to the minerals Industry**. Golden: Colorado School of Mines, 1999, p. 205-215.
- 11 CHERCHENEVSKI, P. K. **Influência da incerteza dos teores no planejamento de lavra aplicado ao sequenciamento de longo prazo**. Dissertação de mestrado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2015, p.108.
- 12 CHILÈS, J. P.; DELFINER, P. **Geostatistics modeling spatial uncertainty**. New York: John Wiley & Sons, Inc., 1999, p. 695.
- 13 DEUTSCH, C. V. **Geostatistical reservoir modeling**. New York: Oxford University Press, 2002, p. 384.
- 14 DEUTSCH, C. V.; JOURNAL, A. G. **GsLib geostatistical software library and user's guide**. New York, Oxford University Press, 1998, p. 369.
- 15 DIMITRAKOPOULOS, R.; MARTINEZ, L.; RAMAZAN, S. A maximum upside/minimum downside approach to the traditional optimization of open pit mine design. **Journal of Mining Science**, vol. 43, p. 73-82, 1998.
- 16 DOWD, P. A. Risk assessment in reserve estimation and open-pit planning. **Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy**, vol. 103, p. A148-A154, 1994.
- 17 DOWD, P. A.; DAVID, M. Planning from estimates: sensitivity of mine production schedules to estimation methods. In: **Advanced geostatistics in the mining industry**. D. Reidel Publishing Company, 1976, p. 163-183.
- 18 DUKE, J. H.; HANNA, P. J. Geological interpretation for resource modeling and estimation. In: **Mineral resource and ore reserve estimation**, 2. ed. Monograph 30. **Carlton**Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Carlton Victoria, 2014, p.145-153.

- 19 ERICKSON, A. J.; PADGETT, J. T. Geological data collection. In: **SME Mining engineering handbook**. Chapter 4.1. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME). 2011, p. 145-171.
- 20 FERREIRA, A. B. de H. **Dicionário Aurélio da língua portuguesa**. 5. ed. Curitiba: Positivo, 2010, p. 2272.
- 21 FONTOURA, D. M. **Análise da curva de minério liberado para reservas de fosfato**. Trabalho de conclusão de curso. Programa de Pós-graduação do Departamento de Pesquisa em Engenharia e Educação Continuada. Especialização em Sistemas Minerometalúrgicos, Universidade Federal de Ouro Preto, 2013, p. 90.
- 22 FREULON, X.; LANTUEJOL, C.. **Revisiting the turning bands method**. Prague: Acta Stereologica, Prague, 1993, p. 6.
- 23 FROIDEVAUX, R.. Constrained kriging as an estimator of local distribution functions. In: CAPASSO, V.; GIRONE, G.; POSA, D. (orgs.). **Statistics of spatial processes: theory and applications**. 1993, p. 106-118.
- 24 GOOVAERTS, P. **Geostatistics for natural resources evaluation**. New York: Oxford University Press, 1997, p. 483.
- 25 HAIDAR, A.; NAOUM, S. Selection of open cast mine equipment using knowledge base and genetic algorithm. In: **SME Mine planning and equipment selection**. Rotterdam: Balkema, 1995, p. 409-414.
- 26 HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. **Open pit mine planning and design**. 2. ed., vol. 1. London: Fundamentals, 2006.
- 27 HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. **Open pit mine planning and design**. Rotterdam, Balkema, 1995, p. 636.
- 28 IBGE. **Mapa político do Brasil – Brasil, grandes regiões**. Brasília, 2016, p. 1. ftp://geoftp.ibge.gov.br/produtos_educacionais/mapas_tematicos/mapas_do_brasil/mapas_nacionais/politico/brasil_grandes_regioes.pdf. Acessado em 20 jun 2016,

- 29 ISAAKS, E. H.; SRIVASTAVA, M. R.. **Applied geostatistics**. New York: Oxford University Press, 1989, p. 561.
- 30 JOURNAL, A. G. Geostatistical simulation: methods for exploration and mine planning. **Engineering and mining Journal**, December 1979, p. 86-91.
- 31 JOURNAL, A. G. Geostatistics for conditional simulation of ore bodies. **Economic Geology**, August 1974, p. 673-687.
- 32 JOURNAL, A. G.; ISAAKS, E. H. Conditional indicator simulation: application to a Saskatchewan uranium deposit. **Mathematical Geosciences**, vol. 16, n. 7, 1984, p. 685-718.
- 33 JOURNAL, A.G.; HUIJBREGTS, Ch. J. **Mining geostatistics**. 1st ed. New York: Blackburn Press, 1978, p. 600.
- 34 KAESEHAGEN, F. Selecting a mining method for metaliferous orebodies. In: **Mineral resource and ore reserve estimation**. 2. ed. **Monograph 30**. Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014, p. 457-466.
- 35 KING, P. Ore body sampling and metallurgical testing. In: **SME mining engineering handbook**. Chapter 4.4. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2011, p. 193-203.
- 36 KOPPE, V. C. 2012. **Metodologia para comparar a eficiência de alternativas para disposição de amostras**. Tese de doutorado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2012, p. 236.
- 37 KOROBOV, S. **Method for determining ultimate open pit limits**. International Report, Dept. of Mineral Engineering, Ecole Polytechnique, Montreal, 1974, pp. 24.
- 38 KRIGE, D. G. **An analysis of some essential basic tenets of geostatistics not always practiced in ore valuations**. Proceedings, Regional APCOM. Slovenia, 1994, p. 15-18.
- 39 KRIGE, D. G. **A basic perspective on the roles of classical statistics, data search routines, conditional biases and information and smoothing effects in ore block**

- valuations.** Proceedings, Conference on Mining Geostatistics, Geostatistical Association of South Africa, Kruger National Park, South Africa, 1996, p. 1-10.
- 40 LANE, K. F. The economic definition of ore: cut-off grades in theory and practice. **Mining Journal Books Limited**, London, 1988, p. 149.
- 41 LANTUÉJOUL, C. **Geostatistical simulation: models and algorithms.** Heidelberg, Springer, 2002, p. 256.
- 42 LERCHS, H.; GROSSMANN, I. F. Optimum design of open-pit mines. **CIM Transactions**, vol. LXVIII, CIM, Montreal, 1965, p. 17-24.
- 43 LEWIS, P. J. Metallurgical input to the determination of ore reserves. In: **Mineral resource and ore reserve estimation. 2. ed. Monograph 30.** Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014, p. 433-442.
- 44 McCARTHY, P. L. Mining dilution and losses in underground mining. In: **Mineral resource and ore reserve estimation. 2. . Monograph 30.** Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, , 2014, p. 415-418.
- 45 MANKIOW, N. G. **Princípios de microeconomia.** Trad. da 6. ed.norte-americana. São Paulo, Cengage Learning, 2013, p. 487.
- 46 MARQUES, D. M. **Métodos estocásticos aplicados à definição de estratégias de amostragem e homogeneização.** Tese de doutorado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2014, p. 158.
- 47 MATÉRN, B. **Stochastic models and their application to some problems in forest survey and other sampling investigations.** Meddelanden från Statens Skogsforskningsinstitutet, vol. 49, n. 5. Berlin/Heidelberg, Springer, 1960, p. 144.
- 48 MATHERON, G. **Traité de géostatistique appliquée. Tome I: Mémoire du Bureau de recherches géologiques et minières.** n. 14. Paris: Technip, 1962, p.303.
- 49 MATHERON, G. **The intrinsic random functions and their applications.** Israel: Applied Probability Trust 1973, 1973, p. 439-468.

- 50 MATHERON, G. **La Destructuration des hautes teneurs et le krigeage des indicatrices**. Rport N-761 CGMM, Fontainebleu, 1982, p. 35.
- 51 MEGLIORINI, E. **Custos**. São Paulo: Prentice Hall Brasil, 2012, p. 290.
- 52 MELLO, P. R. G. **Planejamento de lavra sob a incerteza de teores aplicado à lavra subterrânea**. Dissertação de mestrado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2015, p. 163.
- 53 NOWAK, M. S.; SRIVASTAVA, R. M.; SINCLAIR, A. J. Conditional simulation, a mine planning tool for a small gold deposit; In: **Troia Symposium**, Portugal, Kluwer Acad. Publ., 1993, pp. 977-987.
- 54 PAN, G.; ALLEN, L. E. Restricted kriging as a combination of OK and IK. In: **Computer applications in the mineral industries**. Lisse: A. A. Balkema Publishers, 2001, p. 15-23.
- 55 PANA, M. The simulation approach to open-pit design. In: **Short course and symposium on computers and computer applications in mining and exploration**. University of Arizona, Tucson, 1965,p. zz1-zz4.
- 56 PERONI, R. L. **Análise da sensibilidade do sequenciamento de lavra em função da incerteza do modelo geológico**. Tese de doutorado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2002, p. 143.
- 57 RAVENSCROFT, P. J. Risk analysis for mine scheduling by conditional simulation. **Transactions of the Institution of mining and metallurgy**, vol. 101, 1992, p. A104-A108.
- 58 RENDU, J. M. **An introduction to cut-off grade estimation**. 1. ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), Littleton, 2008, p.106.
- 59 RIDD, M.; EAGLEN, P.; UNGER, C. Environmental constraints on resource to reserve conversion. In: **Mineral resource and ore reserve estimation**. 2. ed., **Monograph 30**. Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014, p. 487-492.

- 60 RIPLEY, B. D. **Stochastic simulation**. New York: John Wiley and Sons, 1987, p. 256.
- 61 RIVOIRARD, J. Two key parameters when choosing the kriging neighborhood. **Mathematical geology**, vol. 19, n. 8, 1987, p. 851-856.
- 62 RIVOIRARD, J. Introduction to disjunctive kriging and nonlinear geostatistics. École des Mines de Paris, 1990, p. 89.
- 63 ROSSI, M.; DEUTSCH, C. V. **Mineral resource estimation**. 1.st ed. Dordrecht: Springer, 2014, p. 332.
- 64 RUNGE, I. C. **Mineral economics and strategy**. 1.st rd. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), Littleton, 1998, p. 295.
- 65 SCHONTS Jr. E. T.; NETTLETON, J. M.. Strip mine planning and design. In: **SME Mining engineering handbook**. Chapter 10.9. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2011, p. 1013-1026.
- 66 SILVA, N. C. S. **Metodologia de planejamento estratégico de lavra incorporando riscos e incertezas para obtenção de resultados operacionais**. Tese de doutorado. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, 2008, p. 128.
- 67 SINCLAIR, J.; BLACKWELL, G. H. **Applied mineral inventory estimation**. Cambridge: Cambridge University Press, 2002, p. 381.
- 68 SOUZA, L. E. **Proposição geoestatística para quantificação do erro em estimativas de tonelagens e teores**. Tese de doutorado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2007, p. 218.
- 69 SOUZA, L. E; COSTA, J. F. C. L.; KOPPE, J. C. Measures of uncertainty for resources classification. In: **Geostatistics Banff 2004**, vol. 1. Netherlands: Springer, 2005, p. 529-536.

- 70 STEBBINS, S. A.; LEINART, J. B. Cost estimating for surface mines. In: **SME Mining engineering handbook**. Chapter 4.9. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2011, p. 281-293.
- 71 STEFFEN, O. K. H. **Mine planning – Its relationship to risk management**. International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering. Australian Centre for Geomechanics. Vol. 28, 2007, p. 6.
- 72 STEFFEN, O. K. H. **Planning of open pit mines on a risk basis**. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy(SAIMM). March/April 1997, p. 47-56.
- 73 SULLIVAN, T. D. The influence of geotechnical and groundwater on ore reserve estimation. In: **Mineral resource and ore reserve estimation**. 2. Ed.. **Monograph 30**. Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014, p. 385-400.
- 74 THOMAS, G. S. **Pit optimization and mine production schedulling – The way ahead**. 26th APCOM, Chapter 35,1996.
- 75 THORLEY, U. **Open pit mine planning: analysis and system modeling of conventional and oil sands applications**. Doctor of philosophy thesis, Ontario, 2012, p. 298.
- 76 TRENCH, A.; PACKEY, D.; SYKES, J. P. Non-technical risks and their impact on the mining industry. In: **Mineral resource and ore reserve estimation** 2. ed. **Monograph 30**. Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014, p. 605-617.
- 77 UNDERWOOD, R.; TOLWINSKI, B. A mathematical programming viewpoint for solving the ultimate pit problem. In: **European journal of operational research, Elsevier, Golden**, vol. 107, 1998, p. 96-107.
- 78 VALENTE, J. M. G. P. **Geomatématica – Lições de geoestatística**. Vol. 4. Ouro Preto: Fundação Gorceix, 1982, p. 714-1062.
- 79 WATKINS, R. The influence of revenue and cost factors on ore reserve estimation. In: **Mineral resource and ore reserve estimation**. 2. ed. **Monograph 30**. Carlton Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014, p. 479-486.

- 80 WEBSTER, R.; ARMSTRONG, M. **Geostatistics for environmental scientists**. 2. ed. Chichester: John Wiley and Sons, 2007, p. 561.
- 81 WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T. **Will's mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery**. 8. ed. Oxford: Elsevier, Oxford, 2016, p. 512.
- 82 WHITTLE, D. **Open pit planning and design**. Chapter 10.2. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2011, p. 877-901.
- 83 YAMAMOTO, J. K. **Comparação de métodos computacionais para avaliação de reservas: um estudo de caso na jazida de cobre de Chapada, GO**. Tese de doutorado. Programa de Pós-graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia, Universidade de São Paulo, Instituto de Geociências, 1991, p. 175.