

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Escola de Engenharia

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

Eduardo Antônio Silva Baeta

**OTIMIZAÇÃO DO TEOR DE CORTE E SEU IMPACTO NAS OPERAÇÕES
DA SAMARCO**

Belo Horizonte

2025

Eduardo Antônio Silva Baeta

**OTIMIZAÇÃO DO TEOR DE CORTE E SEU IMPACTO NAS OPERAÇÕES
DA SAMARCO**

Dissertação de Mestrado Profissional
apresentada ao Programa de Pós-
Graduação em Engenharia Metalúrgica,
Materiais e de Minas da Universidade
Federal de Minas Gerais como parte dos
requisitos necessários à obtenção do
título de Mestre em Engenharia
Metalúrgica, Materiais e de Minas

Área de concentração: Tecnologia
Mineral e Meio Ambiente

Orientador: Prof. Dr. Alizeibek Saleimen
Nader

Belo Horizonte

2025

B142o Baeta, Eduardo Antônio Silva.
Otimização do teor de corte e seu impacto nas operações da Samarco [recurso eletrônico] / Eduardo Antônio Silva Baeta. – 2025.
1 recurso online (83 f.: il., color.): pdf.

Orientador: Alizeibeck Saleimen Nader.

Dissertação (mestrado profissional) - Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia.

Inclui apêndices.

Inclui bibliografia.
Exigências do sistema: Adobe Acrobat Reader.

1. Engenharia de minas - Teses. 2. Tecnologia mineral - Teses.
3. Mineração - Teses. 4. Lavra de minas - Planejamento - Teses.
5. Otimização - Teses. 6. Calcinação (Metalurgia) - Teses. I. Nader, Alizeibeck Saleimen. II. Universidade Federal de Minas Gerais. Escola de Engenharia. III. Título.

CDU: 622(043)



ATA DA DEFESA DA DISSERTAÇÃO DO ALUNO **EDUARDO ANTÔNIO SILVA BAETA**

Realizou-se, no dia 05 de dezembro de 2025, às 14:30 horas, Videoconferência no Microsoft Teams, da Universidade Federal de Minas Gerais, a 1ª defesa de dissertação, intitulada **Otimização do teor de corte e seu impacto nas operações da Samarco**, apresentada por EDUARDO ANTÔNIO SILVA BAETA, número de registro 2023702539, graduado no curso de ENGENHARIA DE MINAS, como requisito parcial para a obtenção do grau de Mestre em ENGENHARIA METALÚRGICA, MATERIAIS E DE MINAS, à seguinte Comissão Examinadora: Prof(a). Alizeibek Saleimen Nader - Orientador (UFMG), Prof(a). Roberto Galery (Universidade Federal de Minas Gerais), Prof(a). Douglas Batista Mazzinghy (UFMG).

A Comissão considerou a dissertação:

Aprovada

Reprovada

Finalizados os trabalhos, lavrei a presente ata que, lida e aprovada, vai assinada por mim e pelos membros da Comissão.

Belo Horizonte, 05 de dezembro de 2025.

Documento assinado digitalmente
gov.br ALIZEIBEK SALEIMEN NADER
Data: 08/12/2025 13:21:05-0300
Verifique em <https://validar.iti.gov.br>

Prof(a). Alizeibek Saleimen Nader (Doutor)

Prof(a). Roberto Galery (Doutor)

Documento assinado digitalmente
gov.br ROBERTO GALERY
Data: 09/12/2025 13:28:17-0300
Verifique em <https://validar.iti.gov.br>

Prof(a). Douglas Batista Mazzinghy (Doutor)

Documento assinado digitalmente
gov.br DOUGLAS BATISTA MAZZINGHY
Data: 09/12/2025 13:29:00-0300
Verifique em <https://validar.iti.gov.br>

Dedico este trabalho aos meus pais, minha esposa, minha filha e a todos que me incentivaram e apoiaram. E a Deus por mais essa conquista.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos que de alguma forma contribuíram para a realização deste trabalho e, em especial:

À minha esposa, pelo apoio e compreensão nos momentos em que precisei me dedicar a este trabalho.

Ao Guilherme Zavaglia, pelo incentivo e apoio que me deu para ingresso no mestrado depois de quase 20 anos de formado. Ao Thiago Marchezi, pelo apoio e confiança. Ao Douglas Emerich e Thiago Lucas, pelas experiências compartilhadas e sugestões ao longo do trabalho.

Ao geólogo Leonardo Bonfioli, pelos ensinamentos e suporte sempre que precisei.

A todos os colegas do time de planejamento de mina da Samarco.

À Samarco Mineração S.A., por apoiar e incentivar seus colaboradores a se qualificarem.

Aos professores do CPGEM, pelo aprendizado durante o programa, e em especial ao Prof. Beck Nader, pelo apoio e orientação.

RESUMO

O teor de corte é um parâmetro fundamental na mineração, pois define a separação entre minério e estéril, variando conforme o tipo de minério e método de processamento mineral adotado, impactando diretamente o Valor Presente Líquido (VPL) e a viabilidade econômica dos projetos de mineração. Desde os anos 1960, métodos determinísticos para otimização desse teor têm sido desenvolvidos e incorporados em softwares de planejamento de lavra. Este trabalho apresentou e validou uma nova metodologia de otimização do teor de corte para a Mina de Alegria da Samarco Mineração S/A, que utiliza caminhões fora de estrada e correias transportadoras nas operações de lavra. A abordagem proposta neste trabalho adota um teor de corte variável baseado no PPCc (Perda por Calcinação do Concentrado), ajustado a cada nível da mina e em contraste com os métodos tradicionais de aplicação do teor de corte. Essa metodologia mostrou-se eficaz para controlar o PPCc, influenciando positivamente a produtividade das etapas de concentração, pelotização e transporte por mineroduto. Além disso, a aplicação do teor de corte variável permitiu maior estabilidade do teor médio de PPCc ao longo dos planos de produção da empresa, principalmente em concentradores com menor capacidade de tratar minérios com teores mais elevados de PPCc. O estudo conclui que a adoção de um teor de corte variável é uma ferramenta robusta que impacta positivamente toda a cadeia produtiva, garantindo maior eficiência e sustentabilidade da operação.

Palavras-chave: teor de corte; otimização; perda por calcinação; planejamento de lavra.

ABSTRACT

Cut-off grade is a fundamental parameter in mining, as it defines the separation between ore and waste rock, varying according to the type of ore and mineral processing method adopted, directly impacting the Net Present Value (NPV) and the economic viability of mining projects. Since the 1960s, deterministic methods for optimizing this grade have been developed and incorporated into mine planning software. This work presented and validated a new methodology for optimizing the cut-off grade for the Alegria Mine of Samarco Mineração S/A, which uses off-road trucks and conveyor belts in its mining operations. The approach proposed in this work adopts a variable cut-off grade based on the LOIc (Lost on ignition of the concentrate), adjusted at each mine level and in contrast to traditional methods of applying the cut-off grade. This methodology proved effective in controlling the LOIc, positively influencing the productivity of the concentration, pelletizing, and pipeline transport stages. Furthermore, the application of variable cutoff grades allowed for greater stability of the average LOIc grade throughout the company's production plans, especially in concentrators with lower capacity to process ores with higher LOIc grades. The study concludes that the adoption of a variable cutoff grade is a robust tool that positively impacts the entire production chain, ensuring greater efficiency and sustainability of the operation.

Keywords: cut-off grade; optimization; loss on ignition; mine planning.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Autores e técnicas para obtenção dos limites da cava final.....	27
Figura 2 - Seção do modelo de blocos os valores econômicos dos blocos e contorno do corpo mineralizado.	29
Figura 3 - Seção do modelo de blocos com os valores <i>Mij</i> de cada coluna	30
Figura 4 - Processo de soma para obtenção do <i>Pij</i> para todos os blocos.....	31
Figura 5 - Mina de Alegria da Samarco	42
Figura 6 - Lavra com correia em Alegria Norte em maio/2025	43
Figura 7 - Tipos de Itabirito da Mina de Alegria.....	44
Figura 8 - Códigos da Função Benefício no Geovia Whittle	47
Figura 9 - Macro utilizada no Geovia Surpac para geração dos relatórios de cubagem	49
Figura 10 - Exemplo do relatório gerado por nível	49
Figura 11 - Planilha de Parametrização do teor de corte.....	50
Figura 12 - Expressão CUT criada para receber os valores dos teores de corte.....	53
Figura 13 – Expressão para verificar se o teor de PPCc atende ao teor de corte	54
Figura 14 – Cava Operacionalizada da Mina de Alegria Norte	55
Figura 15 - Cava Máxima Alegria Norte Fase 1	58
Figura 16 - Cava Máxima Alegria Sul Fase 1	59
Figura 17 - Teores de PPCc do Concentrador 1 sequenciados pelo teor de corte fixo e variável	69
Figura 18 - Teores de PPCc do Concentrador 2 sequenciados pelo teor de corte fixo e variável	69
Figura 19 - Teores de PPCc do Concentrador 3 sequenciados pelo teor de corte fixo e variável	70

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Informação dos dados utilizados no teste comparativo (BAI at al (2017))..	31
Tabela 2 - Comparativo tempo processamento LG e Pseudoflow para uma cava (BAI at al (2017))	32
Tabela 3 - Comparativo tempo processamento LG e Pseudoflow para a família de cavas (BAI at al (2017))	32
Tabela 4 - Tabela resumo da Função Benefício	46
Tabela 5 - Comparativo entre metodologias de teor de corte na otimização da cava da Fase 1	60
Tabela 6 - Participação das tipologias em cada nível da cava de Alegria Norte em função de cada metodologia de teor de corte.	62
Tabela 7 - Teor de PPCc (%) do minério em cada nível da cava de Alegria Norte em função de cada metodologia de teor de corte.	63
Tabela 8 - Participação das tipologias em cada nível da cava de Alegria Sul em função de cada metodologia de teor de corte.	66
Tabela 9 - Teor de PPCc (%) do minério em cada nível da cava de Alegria Sul em função de cada metodologia de teor de corte.	66

LISTA DE ANOTAÇÕES

<i>VPL</i>	Valor presente Líquido
<i>PPC</i>	Teor de perda por calcinação do ROM
<i>PPCc</i>	Teor de perda por calcinação do concentrado
<i>LOIc</i>	<i>Loss on Ignition of the concentrate</i>
<i>Pc</i>	Teor de Fósforo do concentrado
<i>Al₂O₃</i>	Teor de Alumina do ROM
<i>Al₂O_{3c}</i>	Teor de Alumina do concentrado
<i>Fe</i>	Teor de Ferro
<i>LG</i>	Lerchs-Grossman
<i>LoA</i>	<i>Life of Asset</i>
<i>MDB</i>	Modelo de Blocos
<i>SDB</i>	Sequenciamento direto de blocos
<i>FYP</i>	<i>Five Year Plan</i>
<i>ROM</i>	<i>Run of Mine</i>
IAG	Itabirito Anfibolítico-Goetítico
IAM	Itabirito Anfibolítico-Martítico
IE	Itabirito Especularítico
IEM	Itabirito Especularítico-Martítico
IMEG	Itabirito Martítico-Especularítico-Goetítico
IMG	Itabirito Martítico-Goetítico
IMGE	Itabirito Martítico-Goetítico-Especularítico
IEG	Itabirito Especularítico-Goetítico
IEMG	Itabirito Especularítico-Martítico-Goetítico
IG	Itabirito Goetítico
IM	Itabirito Martítico
IME	Itabirito Martítico-Especularítico
IE	Itabirito Especularítico
IA	Itabirito Anfibolítico

SUMÁRIO

1 – INTRODUÇÃO	13
1.1 Geologia e Mineralogia do Complexo de Alegria.....	14
1.2 Processo produtivo e a importância da aplicação do teor de corte nas Reservas Minerais da Samarco	17
1.3 Relevância do tema.....	20
2 – OBJETIVO	20
3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	20
2.1 Teor de Corte	21
2.2 Otimização da Cava Final	26
2.3 Sequenciamento Direto de Blocos.....	33
2.4 Planejamento de Lavra Convencional	35
2.5 Planejamento de Lavra Estocástico	39
4 – METODOLOGIA	41
4.1 Recursos utilizados	45
4.2 Descrição da metodologia	45
5 – RESULTADOS E DISCUSÕES	57
5.1 Comparação entre metodologias	57
5.2 Resultados obtidos no plano de produção	68
6 – CONCLUSÕES	71
7 – SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS	72
REFERÊNCIAS	73
APÊNDICE A – PARAMETRIZAÇÃO DO TEOR DE CORTE VARIÁVEL EM ALEGRIA NORTE E SUL	77
APÊNDICE B – PARAMETRIZAÇÃO DO TEOR DE CORTE FIXO EM ALEGRIA NORTE E SUL	79
APÊNDICE C – MASSAS E TEORES DOS TIPOS REJEITADOS POR METODOLOGIA DE TEOR DE CORTE	80
APÊNDICE D – TEORES MÉDIOS DE PPC_c DO MINÉRIO CLASSIFICADO PELO CORTE FIXO E VARIÁVEL NA CAVA MATEMÁTICA	82
APÊNDICE E – COMPARATIVOS ENTRE CAVAS MATEMÁTICAS E OPERACIONAIS	83

1 – INTRODUÇÃO

O teor de corte é definido como o teor utilizado para classificar minério e estéril em um depósito mineral, variando conforme o tipo de minério e o método de processamento mineral a ser adotado. Trata-se de um parâmetro fundamental e de elevada relevância em projetos de mineração, pois pode impactar significativamente o Valor Presente Líquido (VPL) desse ativo. Segundo Minnitt (2004), o VPL é o principal indicador do valor financeiro de um projeto de mineração, sendo que a relação entre teor de corte e VPL fornece meios pelos quais os teores de corte são otimizados.

De acordo com Githiria e Musingwini (2019), os estudos sobre a definição do teor de corte e das taxas de produção associadas iniciaram-se na década de 1960, quando Henning (1963), Lane (1964) e Johnson (1969) desenvolveram métodos para o cálculo dos teores de corte. Posteriormente, diversas contribuições de distintos autores, tais como Taylor (1972, 1985), Dagdelen (1992, 1993), Whittle e Wharton (1995) e Asad (1997, 2005), trouxeram novos avanços e abordagens determinísticas para a otimização desse parâmetro. Alguns desses modelos de teor de corte foram incorporados em softwares de planejamento de mina utilizados na indústria mineral, a exemplo do Whittle 4X, que integrou programação linear ao algoritmo desenvolvido por Lane. O Whittle 4X, atualmente chamado de Geovia Whittle, é um conjunto completo de ferramentas voltadas para otimização, planejamento e análise de minas a céu aberto. Foi desenvolvido pela Whittle Programming Pty Ltd e atualmente é representado pela Dassault Systèmes.

Apesar dos avanços positivos na otimização do teor de corte, ainda existe a necessidade de desenvolver algoritmos que contemplem todos os aspectos de uma operação mineira, visando uma otimização mais aprimorada e realista. Tal necessidade é justificada pelo fato de que a maioria das abordagens para otimização do teor de corte parte do pressuposto de que as variáveis de entrada e saída são determinísticas, sendo que, na prática, estas estão sujeitas a variações ao longo da vida útil da operação. Para que os planos de mina possam incorporar essa variabilidade de forma eficaz, os métodos de otimização devem ser adaptados de uma abordagem determinística para uma abordagem estocástica, conforme Musingwini (2016).

Os estudos que incorporam incertezas na determinação do teor de corte tiveram início na década de 1970, com o trabalho de Dowd (1976), que apresentou um modelo

fundamentado em programação dinâmica, considerando a variação dos preços das commodities. Posteriormente, outros estudos relevantes foram desenvolvidos, como os de Krautkraemer (1988), Asad (2007) e Asad & Dimitrakopoulos (2013).

Atualmente, diversos modelos são empregados para a otimização do teor de corte em minas, variando entre abordagens tradicionais e modelos estocásticos. Na maioria desses modelos, são exigidos parâmetros de entrada, geralmente de natureza econômica, geológica e operacional. Entre os parâmetros econômicos, destacam-se: preço do metal, custo de lavra, custo de processamento, custo de refino/venda/marketing, custos fixos e taxa de desconto. O parâmetro geológico é representado pela curva teor-tonelagem, identificada dentro do limite final da cava ou expansões de um modelo de corpo de minério. Os parâmetros operacionais abrangem capacidades de lavra, processamento e refino, e recuperação metalúrgica.

1.1 Geologia e Mineralogia do Complexo de Alegria

As formações Moeda, Batatal, Cauê, assim como os grupos Piracicaba, Sabará e Itacolomi, integram o Complexo Alegria, onde se localiza a Mina Alegria, operada pela Samarco e objeto dos estudos apresentados nesta dissertação. Todas essas unidades pertencem ao Supergrupo Minas e ao Grupo Itacolomi, situados no topo da coluna estratigráfica regional. Além dessas formações, verificam-se também a ocorrência de diques de rochas básicas, crostas lateríticas e depósitos de tálus.

O depósito de Alegria encontra-se posicionado ao longo de uma falha lítrica, com mergulho aproximado de 25° para sudeste, localizada na porção oriental do Quadrilátero Ferrífero. Tal falha reativa antigas estruturas regionais de grande escala. As dobras observadas em afloramento apresentam mergulhos variáveis de sudoeste para nordeste, com máxima de 152/77, e seus planos axiais seguem direção nordeste-sudoeste (NE-SW).

Na superfície, os teores mais elevados de minério de ferro eram encontrados em pequenas quantidades e já foram totalmente lavrados. Em contraste, o minério de baixo teor, enriquecido em goethita devido à alteração intempérica — denominado itabirítico em ferro, com teores entre 45 % e 55 % de Fe — é abundante e apresenta significativa variação mineralógica. Magnetita e martita predominam nos domínios dobrados, enquanto a specularita é predominante nas zonas de cisalhamento do corpo

mineralizado, caracterizando o minério especularítico de baixo teor (aproximadamente 50 % de Fe). Essas zonas de cisalhamento, com mergulho para leste, exibem dobras apertadas de escala centimétrica a métrica, isoclinais e inseridas na xistosidade, estando associadas a diversos sistemas de falhas secundárias que constituem uma estrutura imbricada.

A porção inferior da Formação Cauê, caracterizada por alto teor de quartzo, é sobreposta por uma sequência de formações ferríferas bandadas (BIFs), contendo componentes carbonáticos e silicáticos. Os minerais metamórficos presentes nas rochas do Supergrupo Minas evidenciam condições de metamorfismo de pico entre as fácies de xisto verde superior e anfibolito inferior, com temperaturas aproximadas de 450 °C na área do depósito Cauê. A distribuição dos depósitos de alto teor está fortemente relacionada à Falha Água Quente e suas ramificações, que representam uma das principais estruturas tectônicas no setor leste. Essa falha coloca em contato rochas arqueanas do Supergrupo Rio das Velhas e provoca deformações no mega sinclinal Santa Rita. O corpo de formação ferrífera bandada de Germano localiza-se ao longo dessa zona de falha, tendo sido deslocado do flanco leste para o flanco oeste do sinclinal.

O evento geológico ocorrido na Mina Alegria foi responsável pela formação de diferentes tipos de itabiritos, cada qual apresentando composições mineralógicas distintas. As rochas sedimentares, que compõem as diversas fácies da formação ferrífera — incluindo óxida, carbonatada e silicatada —, foram modificadas por processos de deformação tectônica e intemperismo, originando zonas com mineralogias predominantes variadas. Essas zonas são representadas nos modelos geológicos como camadas ou corpos de itabiritos. Dessa forma, a composição mineralógica constitui o principal critério utilizado para a elaboração do modelo geológico da Mina Alegria.

Um dos principais desafios na modelagem de regiões caracterizadas por intensa deformação, como aquelas que contêm itabiritos, é a definição da continuidade espacial dos corpos mineralizados. Ainda que a mineralogia seja o fator central para distinguir os diferentes tipos de itabirito, os dados químicos são igualmente considerados no processo de modelagem geológica. Observa-se uma correlação significativa entre as associações mineralógicas e determinados parâmetros químicos, destacando-se o fósforo (P), a perda ao fogo (PPC) e a alumina (Al_2O_3), substancialmente influenciados pela estrutura geológica local. Por outro lado, variáveis como teor de ferro (Fe) e propriedades físicas

apresentam maior relação com o grau de intemperismo.

A mineralogia predominante da Mina Alegria é composta majoritariamente por martita, seguida por goethita, hematita especular e, em menor proporção, magnetita. Esta última ocorre em quantidades mais expressivas nas porções profundas do depósito, onde os efeitos do intemperismo são menos intensos.

A martita pode se formar a partir da magnetita, tanto por processos metamórficos quanto supergênicos. A martita de origem metamórfica é observada em áreas menos afetadas por processos supergênicos e próximas a zonas de intensa deformação, nas quais o fluxo de fluidos facilitou a oxidação da magnetita por difusão de oxigênio ao longo dos planos do retículo cristalino. Por outro lado, a martita de origem supergênica representa o mineral de ferro mais frequente na Mina Alegria, apresentando distintos níveis de alteração e porosidade.

A goethita se forma durante o intemperismo da martita e, progressivamente, também da magnetita. Os teores de PPC na goethita são elevados, aproximadamente 6%, em razão da presença de grupos hidroxila (OH) em sua estrutura cristalina. Essa fase tende a substituir minerais como quartzo, outros óxidos de ferro e silicatos, sem alterar de modo significativo a arquitetura original dos itabiritos. A substituição da magnetita por goethita ocorre, preferencialmente, no centro dos cristais, preservando as lamelas de hematita e originando, assim, uma textura esquelética característica da região.

O itabirito especularítico é caracterizado por elevada presença de especularita e hematita, com textura granoblástica. O aumento observado no tamanho dos grãos, assim como a xistosidade acentuada destas zonas, indica a ocorrência de deformações correlacionadas a falhas inversas bem definidas, conferindo à rocha coloração azulada e estriações marcantes.

A magnetita, material menos abundante na área em questão, forma cristais similares aos descritos, porém originários de condições de temperatura e pressão inferiores, resultantes de processos de recristalização denominados blástese. Estes cristais, por sua vez, tendem a se orientar segundo os planos de xistosidade (Sn), formados a partir dos eventos de cisalhamento e dobramento presentes na região.

1.2 Processo produtivo e a importância da aplicação do teor de corte nas Reservas Minerais da Samarco

O processo produtivo da Samarco inicia-se com a blendagem de diferentes tipos de minério durante a operação de lavra nas minas de Alegria Norte e Sul, situadas nos municípios de Mariana e Ouro Preto, estado de Minas Gerais. Posteriormente, os minérios são encaminhados ao sistema de britagem e moagem e, em seguida, passam pela etapa de deslamagem e concentração por flotação. O concentrado obtido, composto por minério de ferro, passa pelo processo de espessamento com o objetivo de aumentar a densidade de sólidos, tornando-o apropriado para o transporte por mineroduto até o complexo industrial de Ponta Ubu.

Em Ponta Ubu, localizada no município de Anchieta, Espírito Santo, o concentrado é submetido ao processo de desaguamento por filtragem. Posteriormente, realiza-se a mistura do concentrado com reagentes, tais como calcário, bentonita e carvão, visando a aglomeração em pelotas. As pelotas produzidas são encaminhadas aos fornos de queima para o endurecimento, etapa fundamental para a preparação do produto destinado ao embarque no porto e à exportação.

O sistema produtivo é caracterizado pela realização das operações de maneira contínua, dispensando a formação de pilhas de homogeneização para assegurar a qualidade do produto final. O minério extraído na frente de lavra alimenta diretamente as usinas de concentração, sendo transportado, via mineroduto, e passando apenas por pilhas de retomada de usina e tanques de estocagem ao longo do percurso.

No estado do Espírito Santo, o minério filtrado é utilizado no processo de pelletização e, posteriormente, armazenado no porto para embarque em navios. Todo esse processo, desde a extração na frente de lavra até o embarque, demanda aproximadamente 96 horas.

Antes do início do ciclo produtivo na mina, o planejamento de lavra é responsável por determinar as reservas minerais da Samarco. O minério destinado às usinas de concentração é classificado a partir da aplicação de um teor de corte sobre a variável perda por calcinação do concentrado produzido (PPCc), sendo está uma variável geometalúrgica estimada por meio do modelo de blocos. Tal critério de corte visa garantir uma média adequada para a reserva, compatível com as exigências do beneficiamento e a qualidade esperada do produto final.

Materiais que apresentam valores de perda ao fogo (PPC) superiores ao limite estabelecido, como os itabiritos com elevada proporção de goethita, são classificados como estéreis e destinados às estruturas de disposição de rejeitos. Essa metodologia é fundamental para assegurar a viabilidade econômica, o atendimento aos padrões de qualidade e a conformidade com as condicionantes ambientais e operacionais inerentes à atividade mineradora.

O teor de perda ao fogo (PPC) constitui a principal variável que influencia a produtividade em diversas etapas do processo de concentração e pelotização, assim como no transporte por mineroduto. Nos processos de cominuição, o PPC afeta diretamente o consumo energético durante a britagem e as moagens, além de favorecer a geração de finos, que podem ser prejudiciais aos processos subsequentes de beneficiamento. Nas etapas de classificação, realizadas por peneiramento e hidrociclonagem, o PPC pode ocasionar diminuição da produtividade, em razão do cegamento das peneiras, entupimento dos hidrociclones e redução da recuperação metalúrgica durante a deslamagem.

Os efeitos adversos do PPC na flotação relacionam-se à perda de seletividade, devido às características mineralógicas do minério, à associação com filossilicatos e argilominerais, à maior presença de material ultrafino (lamas) e aos impactos do PPC na qualidade da água de processo, provenientes das etapas anteriores de espessamento do concentrado, rejeito e lama. O PPC, bem como seus constituintes associados, prejudica a sedimentação das partículas, comprometendo a clarificação da água a ser reutilizada nos processos de concentração, assim como a obtenção de percentual adequado de sólidos para o bombeamento do concentrado por mineroduto e do rejeito arenoso e lama para disposição.

Além dos impactos observados no processo de concentração em Minas Gerais, o teor de perda ao fogo (PPC) influencia de maneira significativa as etapas do processo produtivo em Ponta Ubu. Os principais efeitos são destacados a seguir:

- A elevação do PPC prejudica a sedimentação das partículas nas etapas de separação sólido-líquido, comprometendo os processos de espessamento e de tratamento de efluentes industriais. Esse impacto afeta, conseqüentemente, a etapa de clarificação da água e a obtenção do percentual de sólidos adequado para alimentação da filtragem.

- O aumento do PPC resulta em uma granulometria mais fina do concentrado, o que afeta as propriedades reológicas da polpa e impacta de maneira significativa a etapa de filtragem, especialmente em filtros a vácuo. Como consequência, observa-se a redução da produtividade e o aumento da umidade do pellet feed destinado à produção de pelotas.

- Na etapa de endurecimento, observa-se que a cinética de secagem é influenciada pela maior compactação das partículas presentes nas pelotas. Os capilares, responsáveis pela saída do vapor de água formado durante o processo de secagem, tornam-se menores e mais estreitos. Ademais, a partir de 220 °C, tem início a decomposição térmica da goethita, o que resulta na geração adicional de vapor de água no interior das pelotas. Esses fatores, quando combinados, acarretam a formação de trincas internas que comprometem a resistência mecânica das pelotas queimadas, elevando a geração de finos e reduzindo a qualidade física do produto, especialmente nos ensaios de compressão e tamboramento. Durante o transporte realizado pela Samarco até os clientes, dependendo do fluxo empregado, verifica-se aumento significativo na degradação do produto durante o manuseio.

- Em relação à qualidade química, observa-se que o PPC apresenta correlação direta com o mineral goethita, o qual contém contaminantes como fósforo (P) e alumina (Al₂O₃) em sua composição. Dessa forma, a presença de goethita interfere na composição química do concentrado, resultando na transferência desses elementos para as pelotas produzidas.

Diante do exposto, observa-se que o controle do teor de perda ao fogo (PPC), desde o início do processo na mina, é de extrema relevância para a estabilidade operacional de toda a cadeia produtiva da Samarco. Ademais, o método de lavra empregado na mina da Samarco, que utiliza correias transportadoras e caminhões fora de estrada, apresenta particularidades que demandam elevada eficiência nos processos de planejamento de lavra, contemplando desde o curto até os horizontes de longo prazo.

1.3 Relevância do tema

No processo de beneficiamento realizado pela Samarco, o teor de PPC exerce influência significativa sobre a eficiência e a produtividade das etapas de concentração, pelotização e transporte por mineroduto.

Além do controle do teor de PPC ao longo do processo produtivo, destaca-se a importância da correta classificação entre minério e estéril. Uma classificação precisa e eficiente contribui para a menor geração de estéril, reduzindo, conseqüentemente, o volume de material não aproveitável destinado às pilhas de disposição. Essa redução resulta em menor utilização das estruturas de disposição de estéril.

A adoção dessa prática promove não apenas a melhoria da eficiência operacional, mas também a diminuição dos custos associados ao manejo e à disposição de materiais estéreis. Menor geração de estéril implica menor demanda por espaço para disposição e menor investimento em infraestrutura para o destino final desses materiais.

Dessa forma, a classificação adequada entre minério e estéril, por meio da otimização do teor de corte do PPC, contribui para uma operação mais eficiente e sustentável, impactando diretamente a lucratividade das operações da Samarco e aumentando sua competitividade no mercado.

2 – OBJETIVO

O objetivo deste trabalho consiste em apresentar uma metodologia voltada à otimização da definição do teor de corte da variável PPCc, visando à classificação entre minério e estéril na Mina de Alegria, pertencente à Samarco e localizada no Quadrilátero Ferrífero. A operação da mina é realizada por meio de caminhões fora de estrada e correias transportadoras. Assim, busca-se promover um controle mais eficiente dessa variável no ROM que abastece os concentradores ao longo da vida útil da mina.

3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentado uma revisão da literatura técnica abordando principais temas ligados ao planejamento de lavra, otimização do teor de corte e otimização da cava final.

2.1 Teor de Corte

A definição do teor de corte constitui um processo fundamental para a otimização da extração do bem mineral, sendo um parâmetro-chave no planejamento de lavra, na gestão da produção e na tomada de decisão dos projetos minerários. O teor de corte refere-se ao nível mínimo de concentração de minério que justifica economicamente sua extração e processamento. A determinação precisa e eficiente desse parâmetro é essencial para assegurar a rentabilidade das operações de mineração, uma vez que impacta diretamente os custos de lavra, beneficiamento e transporte do minério.

Diversos autores vêm estudando esse tema, considerando-o um parâmetro fundamental nas etapas de otimização e planejamento de lavra de um depósito mineral. Ressalta-se que a escolha inadequada do teor de corte pode ocasionar impactos negativos no valor presente líquido (VPL) de um projeto de mineração.

De acordo com Taylor (1972), o teor de corte é definido como qualquer teor que, por motivo específico, é utilizado para separar duas linhas de ação, como, por exemplo, a decisão entre lavrar ou deixar o bloco na mina, beneficiar ou enviar o material para a pilha de estéril. Tal definição abrange não apenas os aspectos geológicos do depósito, mas também considera que os custos de produção e os preços de venda dos produtos influenciam diretamente na seleção adequada do teor de corte de um depósito mineral.

Segundo Githiria e Musingwini (2019), Mortimer (1950) foi um dos pioneiros na definição do teor de corte, por meio de trabalhos de controle de qualidade em minas de ouro na África do Sul. Embora sua contribuição inicial tenha recebido pouca relevância à época, este autor estabeleceu o princípio de que não apenas o material de baixo teor deve cobrir seus custos de lavra, mas o teor médio da rocha deve garantir um lucro mínimo por tonelada processada. Na década de 1960, novos estudos sobre o tema foram apresentados por Henning (1963), Lane (1964) e Johnson (1969).

De acordo com Rendu (2014), existem inúmeras publicações na literatura técnica sobre estimativa e otimização do teor de corte. Destaca-se, como referência mais abrangente e de maior relevância para a comunidade da mineração, a obra de Lane intitulada “The Economic Definition of Ore: Cut-Off Grades in Theory and Practice” (Lane, 1988). Essa publicação, uma versão atualizada do trabalho de 1964, adota a maximização do valor presente líquido (VPL) de uma mina como o principal indicador

para a definição do teor de corte.

De acordo com Rendu (2014), o teor de corte determina a lucratividade de uma operação de mineração, bem como a vida útil da mina. Um teor de corte elevado pode ser utilizado para aumentar, a curto prazo, a lucratividade e o valor presente líquido (VPL) de um projeto, ampliando potencialmente os benefícios para os acionistas e demais partes interessadas, incluindo o governo e as comunidades locais. No entanto, o aumento do teor de corte pode acarretar a redução da vida útil da mina, restringindo, assim, oportunidades que dependem do fator tempo, como as decorrentes dos ciclos de preços. Ademais, uma vida útil mais curta da mina pode gerar impacto socioeconômico significativo, resultando em menor oferta de empregos em longo prazo e em redução dos benefícios para colaboradores e comunidades envolvidas (Rendu, 2014).

O objetivo mais comumente aceito nos estudos de otimização do teor de corte é a maximização do valor presente líquido (VPL) dos fluxos de caixa futuros. Para atingir esse objetivo, é necessário considerar variáveis relacionadas ao espaço, como a localização geográfica do depósito e suas características geológicas, bem como variáveis temporais, incluindo a sequência de extração e processamento do material e o fluxo de caixa resultante. A complexidade do problema reside em sua natureza espaço-temporal, o que torna as soluções matemáticas para a otimização do teor de corte igualmente desafiadoras (Rendu, 2014).

2.1.1 Otimização do Teor de Corte

Ahmadi e Shahabi (2018) afirmam que a otimização do teor de corte é um processo realizado na etapa de planejamento da mina, com o objetivo de maximizar o valor presente líquido (VPL) e o retorno financeiro de um projeto de mineração. Os autores reforçam que essa otimização constitui uma meta relevante para todas as empresas mineradoras, dada sua importância desde a fase de extração do bem mineral. O valor do teor de corte é considerado o fator técnico e econômico mais importante de um empreendimento minerário, desempenhando papel fundamental na tomada de decisão quanto à vida útil da mina, ao volume de extração e à lucratividade da produção.

Segundo Bascetin e Nieto (2007), uma das questões mais desafiadoras na exploração mineral consiste em determinar os teores de corte ideais em diferentes

estágios ao longo da vida útil da mina, com o objetivo de maximizar o valor presente líquido (VPL) da operação. A maximização do VPL em uma operação minera, sujeita a diversas restrições, configura um problema de programação não linear. A otimização dos teores de corte é empregada para desenvolver uma estratégia operacional que maximize o valor do empreendimento. Apesar de o conceito de otimização dos teores de corte ser amplamente conhecido desde a contribuição de Lane, ainda não é aplicado de maneira abrangente na prática, conforme destacam os autores.

O objetivo da otimização do teor de corte consiste em determinar a estratégia de segregação de minério e estéril, a longo prazo, que maximizará os lucros do ativo mineral. Conforme Lane (1964), geralmente, uma operação mineira apresenta três fases principais: na primeira fase, ocorre a extração do bem mineral até determinada capacidade; na segunda fase, o material com teor abaixo do teor de corte é destinado à pilha de estéril, enquanto o material acima desse limite é enviado para o processamento, onde o minério é moído e concentrado de acordo com a capacidade produtiva estabelecida; por fim, na terceira fase, o concentrado resultante é fundido e refinado, visando a produção de um produto comercializável. Ressalta-se que cada fase possui limitações próprias de capacidade e custos associados.

Para Lane (1964), a definição do teor de corte ótimo é determinada pela maximização do valor presente líquido (VPL), pelas capacidades dos diferentes estágios de uma operação mineira e pela distribuição dos teores ao longo do corpo mineral. Assim, Lane (1964) propôs um algoritmo para a otimização do teor de corte que considera os seguintes parâmetros:

- Em função da máxima capacidade:
 - M - Máxima capacidade de lavra de minério e estéril por período;
 - C - Máxima capacidade do concentrador por período;
 - R - Máxima capacidade de refino por período.

- Em função dos custos:
 - m - Custo por tonelada de material lavrado;
 - c - Custo por tonelada de material processado;
 - r - Custo por tonelada de produto refinado;
 - f - Custos fixos que independem da produção, mas que cessariam com o fechamento da mina;
 - s - Preço de venda por unidade de produto;
 - y - recuperação da concentração e refino.

- Em função de quantidades:

T – Extensão do período de produção considerado

Q_m – Quantidade de material lavrado;

Q_c – Quantidade de minério enviado ao concentrador;

Q_r – Quantidade de produto produzido.

Lane (1964) apresenta a equação básica de lucro (P):

$$P = (s - r) \times Q_r - c \times Q_c - m \times Q_m - f \times T \quad (1)$$

Segundo Lane (1964), os teores de corte limitantes baseiam-se nas capacidades operacionais, nos custos e no preço de venda. A determinação dos teores de corte ocorre a partir das operações envolvidas, tais como lavra, concentração e refino. Uma dessas restrições é considerada determinante, ou seja, atua como fator de controle do sistema, enquanto as demais restrições variam conforme a distribuição dos teores.

Dado que W = Valor Futuro e d = taxa de desconto, a definição de Valor Presente (V) é:

$$V = P + \frac{W}{(1+d)^T} \quad (2)$$

Se a taxa de produção da lavra for a limitação determinante, o teor de corte ótimo é, portanto, o seguinte:

$$g_m = \frac{c}{(s - r) \times y} \quad (3)$$

Se a taxa de produção do concentrador for a limitação determinante, o teor de corte ótimo é dado pela seguinte expressão:

$$g_c = \frac{c + \frac{(f+d \times V)}{c}}{(s - r) \times y} \quad (4)$$

Se a taxa da capacidade de refino for a limitação determinante, o teor de corte ótimo é dado pela seguinte expressão:

$$g_r = \frac{c}{\left(s - r - \frac{(f + d \times V)}{R}\right) \times y} \quad (5)$$

Lane (1964) introduz o conceito de equilíbrio entre os teores de corte, que são os teores de corte que fazem com que cada par de processo (lavra, beneficiamento e refino) esteja em equilíbrio nas suas capacidades máximas, sendo eles:

$$g_{mc} = (\text{minério:material lavado}) : \frac{Qm}{M} = \frac{Qc}{C} \quad (6)$$

$$g_{mr} = (\text{produto:material lavado}) : \frac{Qm}{M} = \frac{Qr}{R} \quad (7)$$

$$g_{rc} = (\text{produto:minério}) = \frac{Qc}{C} = \frac{Qr}{R} \quad (8)$$

Quando, por exemplo, g_{mc} é menor que g_m , a mina é realmente o gargalo da operação e g_m é o teor de corte ótimo do depósito. Já quando g_{mc} é maior que g_c , o concentrador é o gargalo e g_c é o teor de corte ótimo.

Dessa forma, a seguinte regra pode ser estabelecida para uma operação limitada pela mina e o concentrador:

$$G_{mc} = \begin{cases} g_m, & \text{se } g_{mc} \leq g_m \\ g_c, & \text{se } g_{mc} \geq g_c \\ g_{mc}, & \text{caso contrário} \end{cases} \quad (9)$$

Da mesma forma, limitação pela mina e a etapa de refino:

$$G_{mr} = \begin{cases} g_m, & \text{se } g_{mr} \leq g_m \\ g_r, & \text{se } g_{mr} \geq g_r \\ g_{mr}, & \text{caso contrário} \end{cases} \quad (10)$$

E para a limitação na concentração e na etapa de refino:

$$G_{rc} = \begin{cases} g_r, & \text{se } g_{rc} \leq g_r \\ g_c, & \text{se } g_{rc} \geq g_c \\ g_{rc}, & \text{caso contrário} \end{cases} \quad (11)$$

Agora há seis possíveis teores de corte ótimo, sendo g_m , g_c e g_r baseados nas capacidades, custos e preços e os outros três (g_{mc} , g_{mr} e g_{rc}) em função da distribuição dos teores do material lavrado e capacidades. De acordo com Lane (1964), o teor de corte global ótimo é o valor médio entre g_{mc} , g_{mr} e g_{rc} .

De acordo com Githiria (2016), a aplicação do algoritmo de Lane (1964) não apresenta complexidade e é utilizada no software Whittle 4X para a otimização do teor de corte, sendo um dos métodos mais difundidos para a determinação desse parâmetro. O Whittle 4X incorpora um algoritmo de busca patenteado, aliado a uma programação linear robusta, que permite otimizar o teor de corte considerando as situações complexas enfrentadas pelas operações de mineração.

2.2 Otimização da Cava Final

O processo convencional de definição da cava ótima, ou dos limites de lavra de um projeto de mineração, constitui etapa fundamental na maximização do retorno econômico de um depósito mineral. Tal processo objetiva otimizar o volume a ser extraído, considerando o maior benefício econômico possível, sem aplicação de taxa de desconto, ou seja, atribuindo taxa de desconto de 0% aos blocos totalmente extraídos simultaneamente. A análise envolve o valor econômico de cada bloco do depósito, obtido por meio de uma função de benefício, bem como as restrições físicas e geotécnicas pertinentes. Ressalta-se que, mesmo com o avanço dos recursos computacionais nas últimas décadas, a otimização e a definição da cava final envolvem alguns desafios, como levar em consideração as restrições físicas ou o valor do dinheiro no tempo.

De acordo com Curi (2014), até a década de 1960, o processo de definição da cava ótima era realizado manualmente, utilizando métodos de tentativa e erro. A partir de 1964, com o avanço dos recursos computacionais, novos métodos foram desenvolvidos, fundamentados em algoritmos específicos e técnicas de simulação e programação dinâmica, visando a determinação dos limites da cava final.

Campos (2017) descreve que existem algoritmos voltados para a otimização do desenho da cava final, assim como algoritmos heurísticos que não asseguram a otimização dos resultados apresentados. Segundo o autor, o algoritmo tridimensional de Lerchs-Grossmann (1965) é considerado um otimizador efetivo do limite da cava final,

enquanto o método de François-Bongarçon e Marechal (1976), que utiliza a parametrização técnica de reservas, configura-se como um algoritmo heurístico.

Autor	Técnica					
	Manual	Simulação	Programação Linear	Programação Dinâmica	Teoria dos Grafos	Parametrização
Axelson (1964)		x				
Lerchs e Grossman (1965)				x	x	
Pana (1965)		x				
Meyer (1966)			x			
Erikson (1968)	x					
Fairfield e Leigh (1969)		x				
Johnson e Sharp (1971)				x		
Francois-Bongarçon e Marechal (1976)						x
Lee e Kim (1979)		x				
KoenigsBerg (1982)				x		
Wilke e Wright (1984)				x		
Shenggui e Starfield (1985)				x		
Wright (1987)				x		

Figura 1 - Autores e técnicas para obtenção dos limites da cava final.

Fonte: Wright (1990) apud Curi (2014).

Segundo Curi (2014), os métodos mais utilizados na indústria de mineração para a definição dos limites da cava ótima são: o método heurístico dos cones flutuantes proposto por Pana (1965); o algoritmo de Lerchs e Grossman (1965), fundamentado na teoria dos grafos e programação dinâmica; e a técnica de parametrização do contorno da cava final.

O método dos cones flutuantes, proposto por Pana (1965), utiliza cones invertidos para definir o limite da cava final, partindo de blocos de minério com valor econômico positivo. Quando a soma dos valores econômicos de todos os blocos que compõem o cone é positiva, o cone é incluído no conjunto de cones mineráveis. Blocos com benefício negativo e cones com valores negativos não são considerados parte do limite da cava final, sendo este definido pela junção de todos os cones positivos após a avaliação de todos os blocos com valor econômico positivo. Esse método apresenta limitações, pois não verifica todas as combinações possíveis entre blocos vizinhos, resultando em restrições quanto à otimização dos resultados.

Posteriormente, Wright (1999) apresentou o método dos cones flutuantes II, visando corrigir as limitações do método proposto por Pana (1965). Em sequência, Kakaie (2012) introduziu a terceira variante deste método, com o objetivo de solucionar o problema dos limites ótimos da cava final. Ressalta-se que esses três métodos heurísticos são amplamente conhecidos e de aplicação simples; entretanto, geralmente, não fornecem uma solução otimizada para o problema em questão.

Na literatura, diversos autores relatam que o algoritmo desenvolvido por Helmut Lerchs e Ingo Grossmann, publicado em 1965, representou um avanço significativo no processo de otimização dos limites da cava final de um depósito mineral. Trata-se de um algoritmo amplamente utilizado até os dias atuais. Considerando que, na época de sua criação, não havia recursos computacionais suficientes para sua aplicação prática, o algoritmo só foi implementado comercialmente em 1984 pela Whittle Programming Ltd., programado na linguagem Fortran por Jeff Whittle, recebendo o nome de Whittle Three-D.

De acordo com Hustrulid (2013), na publicação de 1965 realizada por Lerchs e Grossman, intitulada “Optimum design of open-pit mines”, são descritos dois métodos numéricos: um algoritmo simples de programação dinâmica para cava em duas dimensões (2D) e um algoritmo gráfico mais elaborado para cava em três dimensões (3D).

Ao longo das últimas décadas, diversos estudos têm sido apresentados com o objetivo de otimizar, de maneira mais eficiente, os limites da cava final de uma mina. Entretanto, muitos desses estudos correspondem a variantes do algoritmo de Lerchs e Grossmann, enquanto outros se caracterizam por métodos heurísticos, que não garantem a obtenção de uma solução otimizada (Curi, 2014). Entre as alternativas propostas, destacam-se:

- Picard (1976): Utilização de algoritmos de fluxo máximo para otimização dos limites da cava final;
- Goldberg e Tarjan (1988): Desenvolvimento do método Push-Relabel, que otimiza a cava final por meio de um algoritmo eficiente de fluxos máximos;
- Hochbaum (2008): Apresentação do algoritmo denominado Pseudoflow, considerado mais eficiente que os algoritmos de fluxos máximos e o algoritmo de Lerchs e Grossmann.

Tais métodos apresentam contribuições relevantes para o aprimoramento dos

processos de definição da cava final, embora o algoritmo de Lerchs e Grossmann permaneça como referência principal na literatura e na indústria mineral.

2.2.1 O Algoritmo 2D de L&G

O algoritmo proposto por Lerchs e Grossman (1965) para delimitação de cava em duas dimensões consiste em dividir o projeto em seções verticais paralelas, tratando cada seção como uma cava bidimensional independente. Em cada seção, o contorno é definido por três linhas: uma correspondente à base e duas às paredes laterais da cava. A configuração ótima dessas linhas é selecionada de modo a maximizar a diferença entre o valor total do minério lavrado e o custo total de extração do minério e do estéril, levando em conta o ângulo geral do talude. Tal abordagem permite identificar o melhor traçado para os limites da cava, conforme critérios econômicos estabelecidos, respeitando as condições técnicas impostas pelo projeto.

A Figura 2 apresenta uma seção vertical do modelo de blocos, evidenciando os valores econômicos atribuídos a cada bloco (i,j), definidos pela expressão $m_{ij} = v_{ij} - c_{ij}$, onde v_{ij} representa a receita e c_{ij} , o custo associado. Os blocos de estéril são ilustrados com valor monetário de -4, enquanto os blocos de minério são representados pelo valor 12. No contorno do corpo mineralizado, os blocos cuja maior área se encontra inserida na zona mineralizada receberam o valor 8, ao passo que aqueles com menor área nessa zona foram atribuídos com o valor 0.

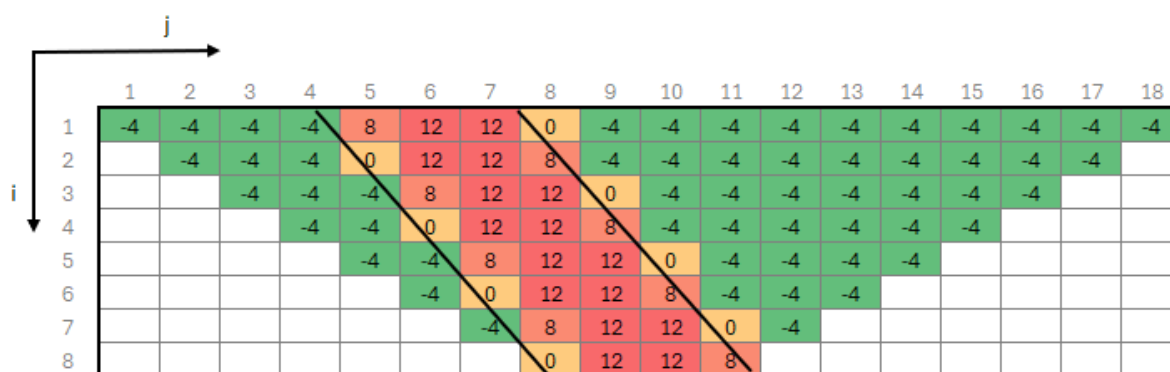


Figura 2 - Seção do modelo de blocos os valores econômicos dos blocos e contorno do corpo mineralizado.

Fonte: Adaptado de Lerchs e Grossman (1965).

Conforme apresentado Lerchs e Grossman (1965), o próximo passo calcula o valor acumulado de cada coluna J pela fórmula $M_{ij} = \sum_{k=1}^i m_{kj}$ conforme a Figura 3.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
1	-4	-4	-4	-4	8	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
2		-8	-8	-8	8	24	24	8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	
3			-12	-12	4	32	36	20	-8	-12	-12	-12	-12	-12	-12	-12		
4				-16	0	32	48	32	0	-16	-16	-16	-16	-16	-16			
5					-4	28	56	44	12	-16	-20	-20	-20	-20				
6						24	56	56	24	-8	-24	-24	-24					
7							52	64	36	4	-24	-28						
8								64	48	16	-16							

Figura 3 - Seção do modelo de blocos com os valores M_{ij} de cada coluna

Fonte: Adaptado de Lerchs e Grossman (1965)

Em seguida, adiciona-se uma primeira com valores de 0 ao conjunto de blocos e calcula-se P_{ij} que é a contribuição máxima possível das colunas 1 a j para qualquer cava viável que contenha o elemento (i,j) em seu contorno.

$$P_{ij} = M_{ij} + \max_k \{P_{i+k,j-1}\} \quad (12)$$

Sendo $k = -1, 0, +1$ para um talude com ângulo geral de 1:1 (45°).

Segue-se que, se o elemento (i,j) faz parte do contorno ideal, então esse contorno, à esquerda do elemento (i,j) , pode ser traçado seguindo as setas que começam no elemento (i,j) . Então, qualquer contorno da cava viável deve conter pelo menos um elemento da primeira linha. Se o valor máximo de P na primeira linha for positivo, então o contorno ideal da cava será obtido seguindo as setas “de” e “para” a esquerda desse elemento de maior valor. Se todos os elementos da primeira linha forem negativos, então não há contorno com lucro positivo.

A linha mais grossa na Figura 4 representa o contorno ótimo da cava selecionada para essa seção do modelo de blocos.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	-4	-4	-4	-4	8	20	44	60	76	92	96	104	108	104	104	100	96	92
2		-12	-12	-12	4	32	60	80	96	100	108	112	108	108	100	96	92	
3			-24	-24	-8	36	72	104	108	116	120	116	116	104	96	88		
4				-40	-24	24	84	116	128	132	128	128	116	104	88			
5					-44	4	80	128	148	144	144	132	120	100				
6						-20	60	136	160	164	152	140	120					
7							32	124	172	176	164	144						
8								96	172	188	172							

Figura 4 - Processo de soma para obtenção do P_{ij} para todos os blocos

Fonte: Adaptado de Lerchs e Grossman (1965)

2.2.2 Comparação entre o método de LG e Pseudoflow

Segundo Bai et al. (2017), foi realizado um estudo comparativo entre os algoritmos Lerchs & Grossman (LG) e Pseudoflow, ambos implementados no software Whittle. O objetivo foi avaliar a velocidade de processamento na otimização da cava final utilizando os dois métodos. Os testes foram realizados em um computador com processador Core i7 de 2,7 GHz e memória RAM de 32 GB.

Foram considerados dois cenários: no primeiro, efetuou-se a geração de apenas uma cava (1RF); no segundo, procedeu-se à geração de nove cavas (9RFs), variando-se o preço de venda dos produtos. Para cada cenário, os autores desenvolveram seis modelos de blocos (MDB 1 a MDB 6), conforme apresentados na Tabela 1. Todas as simulações adotaram um ângulo geral de talude de 45°, conforme especificado pelas condições do estudo.

Tabela 1 – Informação dos dados utilizados no teste comparativo (BAI et al (2017))

	MDB 1	MDB 2	MDB 3	MDB 4	MDB 5	MDB 6
Dimensão	122x120x34	138x180x51	240x240x68	305x300x85	366x360x102	427x420x119
Nº blocos	497.760	1.679.940	3.916.800	7.777.500	13.439.520	21.341.460
Nº arcos	7.358.228	26.043.348	63.194.216	125.157.272	218.278.956	348.905.708
Nº blocos ativos	108.704	372.780	891.941	1.749.722	3.032.680	4.822.114
Nº arcos ativos	1.464.517	5.438.090	13.525.933	27.153.793	55.638.248	76.794.400

Para a geração de 1 cava, os tempos reduzidos ao utilizar o algoritmo Pseudoflow no Whittle estão apresentados na tabela 2.

Tabela 2 - Comparativo tempo processamento LG e Pseudoflow para uma cava (BAI et al (2017))

	MDB 1	MDB 2	MDB 3	MDB 4	MDB 5	MDB 6
LG	17 s	2m14s	12m55s	1h4m	4h45m	15h42m
Pseudoflow	16 s	57s	1m17s	4m27s	7m52s	12m51s
Tempo reduzido	6%	57%	82%	93%	97%	99%

No cenário em que se realizou a variação do preço de venda dos produtos para obtenção de uma família composta por nove cavas, os resultados são apresentados na Tabela 3.

Tabela 3 - Comparativo tempo processamento LG e Pseudoflow para a família de cavas (BAI et al (2017))

	MDB 1	MDB 2	MDB 3	MDB 4	MDB 5	MDB 6
LG	21 s	1m49s	14m	2h1m	9h21m	24h21m
Pseudoflow	19 s	1m4s	2m39s	5m26s	9m56s	20m
Tempo reduzido	10%	42%	82%	96%	98%	99%

De acordo com Bai et al. (2017), o tamanho do modelo de blocos é um fator determinante para o tempo de processamento em ambos os algoritmos analisados. Observou-se que, em modelos de pequena e média dimensão, não há redução significativa do tempo de processamento. No entanto, essa redução torna-se relevante quando são utilizados modelos maiores, os quais demandam mais tempo para a leitura e escrita dos dados. No tocante aos resultados, constata-se que, do ponto de vista matemático, os algoritmos fornecem valores equivalentes, podendo ocorrer diferenças pouco significativas em decorrência da implementação em softwares específicos (BAI et al., 2017).

O principal ponto negativo das metodologias de Lerchs-Grossman (L&G) e Pseudoflow reside na ausência da aplicação de uma taxa de desconto aos blocos lavrados, visto que ambos consideram que todos os blocos são extraídos simultaneamente, o que não corresponde à realidade operacional. Diversas alternativas

vêm sendo estudadas para mitigar essa limitação e, desde 1968, Johnson apresentou o método de Sequenciamento Direto de Blocos (SDB), fundamentado em programação inteira mista. À época, os recursos computacionais disponíveis não permitiam a solução de problemas complexos em mineração utilizando a formulação matemática proposta por Johnson (1968).

Atualmente, em decorrência dos avanços matemáticos, como o algoritmo proposto por Bienstock e Zuckerberg (2010), o Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) representa uma nova técnica para otimização da cava final, oferecendo uma solução que integra, de forma otimizada, a sequência de extração da mina e todas as etapas envolvidas nesse processo.

2.3 Sequenciamento Direto de Blocos

O Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) constitui uma metodologia de planejamento de lavra distinta da abordagem clássica, a qual envolve a determinação da cava final e do sequenciamento de lavra da mina. Tal metodologia fundamenta-se em formulações matemáticas desenvolvidas por Johnson (1968), utilizando programação inteira mista para solucionar sistemas de equações com o objetivo de maximizar o valor de uma variável alvo, observando restrições estabelecidas ao longo do período de produção.

Segundo Johnson (1968), o SDB proporciona uma integração otimizada entre a sequência de extração da mina e todas as etapas do processo de lavra, representando um avanço em relação aos métodos convencionais. A aplicação dessa técnica requer o emprego de algoritmos modernos e recursos computacionais compatíveis, permitindo a obtenção de soluções robustas e alinhadas às demandas operacionais do setor mineral.

Dessa forma, o SDB destaca-se como alternativa promissora para o planejamento de lavra, oferecendo benefícios adicionais em relação às metodologias tradicionais, sobretudo no que diz respeito à consideração das variáveis temporais e à maximização do valor do projeto mineral.

As metodologias tradicionais não realizam a aplicação adequada do desconto financeiro relativo ao período de lavra, pois partem do pressuposto de que todos os blocos são extraídos simultaneamente, isto é, no tempo inicial do projeto. O Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) considera, em suas formulações, as

implicações das variáveis temporais durante o processo de planejamento, buscando garantir uma cava final verdadeiramente otimizada. Em razão dessa vantagem adicional, essa metodologia destaca-se junto ao setor mineral como uma evolução significativa, conduzindo as operações de mineração a um patamar mais elevado de otimização.

Para solucionar a questão do limite máximo da cava, os algoritmos Lerchs-Grossman (L&G) e Pseudoflow são amplamente utilizados e reconhecidos como padrões no setor. Tais algoritmos geram diferentes alternativas de cavas finais mediante a alteração do preço de venda dos produtos em relação a um conjunto fixo de custos. Embora ambos sejam, em geral, rápidos e apresentem respostas confiáveis e consistentes, não contemplam as restrições de capacidade nem o valor do dinheiro ao longo do tempo.

De acordo com Campos et al. (2018), a metodologia de Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) proporciona resultados otimizados e economicamente superiores em relação aos métodos tradicionais, por meio da resolução de equações matemáticas que representam problemas de planejamento de mineração em etapa única. Essa abordagem reduz a dependência da experiência do planejador, além de evitar a fragmentação do problema em subproblemas. Contudo, o SDB ainda apresenta desafios para garantir que os resultados estejam em conformidade com as restrições operacionais mínimas, exigindo, assim, formulações matemáticas apropriadas e soluções computacionais ajustadas.

Segundo Campos et al. (2018), apesar de o Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) ainda apresentar desafios, a técnica demonstra considerável potencial e vem sendo gradualmente ajustada. Em estudo comparativo realizado pelos autores, a metodologia apresentou resultados satisfatórios em relação ao método convencional, indicando um futuro promissor para o desenvolvimento de projetos de mineração.

Campos (2017) comenta que as equações matemáticas desenvolvidas por Johnson (1968) estão vinculadas ao modelo de blocos, no qual a variável principal geralmente corresponde ao lucro do projeto. As soluções dessas equações envolvem determinar, de forma simultânea, quais blocos devem ser extraídos e em qual momento, bem como definir o seu destino. Este processo não é incremental, pois todas as decisões são tomadas considerando as implicações em períodos subsequentes, reforçando a temporalidade do problema e o custo de oportunidade, diferentemente da metodologia tradicional de cavas aninhadas.

2.4 Planejamento de Lavra Convencional

Na atividade mineradora, o planejamento de lavra constitui-se em uma etapa fundamental, cujo principal objetivo é assegurar que a produção da mina atenda às metas de quantidade e qualidade estabelecidas no cronograma do empreendimento. Além disso, visa-se otimizar a utilização dos recursos minerais disponíveis, minimizar a geração de rejeitos e estéreis e maximizar o Valor Presente Líquido (VPL) do ativo.

O plano de lavra, ao definir a vida útil de um projeto de mineração, representa instrumento essencial para a tomada de decisões econômicas e para a otimização da Reserva Mineral. Cabe ao plano, ainda, demonstrar a viabilidade da conversão de Recursos Minerais em Reservas Minerais. Por esse motivo, os profissionais de planejamento de lavra devem estar familiarizados com os códigos reguladores para a publicação de Recursos e Reservas Minerais, observando especialmente os fatores modificadores aplicados nos estudos de viabilidade que originam tais planos. Esses fatores são também utilizados por Pessoas Qualificadas ou Competentes, conforme definição de órgãos reguladores, para estimar Reservas Minerais e realizar avaliações de ativos minerais das empresas.

De acordo com Curi (2006), o planejamento de lavra constitui um processo dinâmico, visto que novas informações surgem à medida que a atividade de mineração progride. Dessa forma, o plano original deve ser revisado e ajustado sempre que houver a incorporação de novos dados. Embora o planejamento deva permitir certa flexibilidade, é imprescindível considerar, desde a elaboração inicial, fatores fundamentais, tais como:

Fatores econômicos: incluem o preço de venda do minério, teores minerais, condições do mercado, custos e investimentos, entre outros;

Fatores legais: englobam regulamentações sociais e ambientais que devem ser obedecidas;

Fatores tecnológicos: abrangem o dimensionamento, os equipamentos utilizados, os parâmetros de operação da cava, entre outros aspectos técnicos;

Características geológicas, naturais e geográficas da área: compreendem a topografia, a geologia do depósito mineral, aspectos ambientais, entre outros elementos.

Segundo Curi (2014), o planejamento de lavra consiste no projeto de avanço da lavra de uma mina, envolvendo a previsão dos recursos e a determinação dos custos. À medida que a lavra progride, novas informações sobre a reserva tornam necessária a adaptação constante do plano original. Trata-se de um processo dinâmico, que é atualizado com base em revisões do modelo de recursos, alterações em premissas de preços e custos, fatores ambientais, entre outros.

No planejamento de lavra convencional e determinístico, estabelecem-se geralmente três horizontes de trabalho: longo, médio e curto prazo. Cada horizonte é orientado por diferentes períodos temporais e, em cada mina ou empresa, sua delimitação é ajustada conforme as especificidades do processo produtivo. A seguir, apresenta-se um resumo de cada um desses horizontes de tempo.

2.4.1 Planejamento de longo prazo

No planejamento de longo prazo, iniciam-se os estudos voltados para a otimização da cava final do projeto e para a definição da vida útil do ativo mineral, resultando, de maneira consequente, na delimitação da Reserva Mineral por profissionais devidamente qualificados. Nessa etapa, a estratégia do empreendimento estabelece os principais direcionamentos a serem seguidos, com o objetivo de promover o melhor aproveitamento dos recursos minerais e maximizar o Valor Presente Líquido (VPL) do projeto. Todas essas definições devem observar rigorosamente as normas técnicas e regulatórias vigentes, bem como as recomendações dos órgãos reguladores e os princípios de sustentabilidade e responsabilidade socioambiental.

A definição da cava final do projeto, pelo método clássico proposto por Lerchs e Grossmann (1965) e que desconsidera a incerteza na estimativa dos teores, constitui uma das etapas iniciais e de maior relevância do planejamento de longo prazo, especialmente para a valoração econômica de um ativo mineral. A determinação dessa cava depende de diversas premissas, exigindo estudos detalhados e a participação de uma equipe multidisciplinar. Esse processo demanda a definição de uma função benefício, na qual é atribuído um valor a cada bloco do modelo de recursos,

considerando os custos de produção e as receitas provenientes da comercialização do bem mineral. Além disso, para a geração das cavas matemáticas por meio de algoritmos otimizadores, faz-se necessária a definição de parâmetros geotécnicos. A partir da geração dessas cavas, denominadas família de cavas, procede-se a uma série de análises em softwares específicos, com vistas à determinação da cava ótima do projeto. Tais análises incluem, por exemplo, a otimização do teor de corte, a seleção das melhores fases e a escolha da cava ótima, tomando como critério a maximização do Valor Presente Líquido (VPL).

Com a definição da cava ótima e da reserva mineral, o planejamento de longo prazo prossegue para a etapa seguinte, que consiste no sequenciamento da lavra. O objetivo é determinar a melhor sequência de extração dos blocos, respeitando as restrições físicas e ambientais, bem como as limitações inerentes ao processo de beneficiamento, entre outros fatores. Esse sequenciamento de lavra representa um elemento fundamental na avaliação de projetos minerários, pois toda a receita proveniente da comercialização dos produtos e os custos de produção compõem o fluxo de caixa do empreendimento, estabelecendo, assim, o seu valor econômico.

De acordo com Silva (2008), a otimização da cava final representa uma das etapas mais relevantes no planejamento de lavra a céu aberto, devendo ser realizada no início do planejamento estratégico da lavra. Esses projetos necessitam de revisão contínua ao longo da vida útil da mina, em razão de atualizações e novas informações geológicas, variações de preços e restrições, entre outros fatores.

Segundo Silva (2008) apud Whittle (2004), a otimização dos limites das cavas finais corresponde a uma etapa de análise estatística, na qual o esforço para determinar o momento de extração de um determinado bloco é reduzido. Dessa forma, não é possível considerar que preços, custos, capacidades e recuperações possam se alterar ao longo do tempo. Esses parâmetros somente podem ser considerados de forma adequada durante a etapa de sequenciamento da lavra.

2.4.2 Planejamento de médio prazo

O planejamento de médio prazo, que, em diversas empresas, abrange o horizonte de dois a cinco anos, caracteriza-se por uma abordagem tática, visto que a estratégia da mina já foi definida por meio do planejamento de longo prazo.

Segundo Pinto e Dutra (2008), no horizonte de médio prazo de uma mina, a escala de produção e o sequenciamento da lavra demandam especial atenção. A sequência ótima de lavra tem como objetivo a maximização do Valor Presente Líquido (VPL) e o retorno do investimento, que pode ser obtido por meio da extração, concentração e comercialização de produtos do depósito mineral.

É na fase de planejamento de lavra de uma mina que os investimentos relevantes para os anos seguintes são identificados e priorizados nos ciclos orçamentários da empresa. Destacam-se, principalmente, os investimentos em equipamentos móveis e fixos, que demandam prazos mais extensos para aquisição e instalação, sendo imprescindível que estejam alinhados ao planejamento da lavra, de modo a evitar futuros gargalos na produção.

A elaboração do plano de médio prazo resulta, entre outros produtos, no plano de cinco anos, frequentemente denominado FYP (Five Year Plan). Em conformidade com práticas adotadas por diversas empresas, esse plano detalha os dois primeiros anos em periodicidade trimestral e os três anos subsequentes em períodos semestrais, podendo, contudo, cada organização ajustar esses intervalos segundo a sua rotina de planejamento.

O plano de cinco anos apresenta à companhia a projeção de produção com maior precisão em relação ao planejamento de longo prazo. Além disso, contempla os investimentos necessários para a manutenção da escala produtiva e para aportes em projetos relevantes ou expansões de capacidade. Dessa forma, o plano de cinco anos constitui instrumento fundamental de suporte à tomada de decisão, conferindo maior previsibilidade aos resultados operacionais e aos investimentos futuros.

O plano de cinco anos também serve como referência para o planejamento de curto prazo. Os dois primeiros anos desse plano orientam de maneira precisa a elaboração do plano anual ou orçamento, sendo que o volume de produção projetado no plano de cinco anos geralmente estabelece a meta do planejamento de curto prazo.

2.4.3 Planejamento de curto prazo

É nesse horizonte de planejamento que, normalmente, as empresas mineradoras elaboram o plano anual de orçamento, sendo que o curto prazo abrange, em geral, horizontes inferiores a um ano. Em algumas companhias, considera-se o plano de dois

anos ou orçamento para vinte e quatro meses. Empresas de maior porte tendem a buscar orçamentos bienais, visando maior previsibilidade de receitas e custos.

O planejamento de curto prazo segue as diretrizes estabelecidas no plano de cinco anos, elaborado durante o planejamento de médio prazo, fornecendo suporte essencial para o detalhamento da estratégia de lavra definida no planejamento de longo prazo da mina.

Nessa fase, os planos são segmentados em períodos semanais e, posteriormente, desdobrados em programações diárias de lavra. Conforme Pinto e Dutra (2008), o planejamento de curto prazo não se fundamenta no conceito de cava ótima, mas prioriza a definição das áreas de lavra considerando todas as restrições operacionais vigentes na mina, buscando o maior fluxo de caixa possível, porém limitado pelos conceitos econômicos e geométricos da cava ótima.

Além da elaboração dos planos de lavra, o planejamento de curto prazo envolve o sequenciamento da disposição de estéril em pilhas, o controle da qualidade requerida do run of mine (ROM) a ser comercializado ou alimentado nas usinas de concentração, as pesquisas de pré-lavra, as atualizações topográficas da mina e das estruturas de disposição, entre outras rotinas operacionais.

2.5 Planejamento de Lavra Estocástico

A abordagem do planejamento de lavra estocástico tem recebido destaque recente, configurando-se como uma tendência crescente no setor mineral, visto que empresas de grande porte têm demonstrado interesse em adotar essa metodologia. O termo “estocástico” refere-se à incorporação de variáveis aleatórias e à modelagem da incerteza associada aos parâmetros geológicos, tais como variações na qualidade do minério, na distribuição espacial dos recursos e na presença de contaminantes. Dessa forma, o planejamento de lavra estocástico contribui para decisões mais fundamentadas e alinhadas com as características inerentes ao ambiente mineral, promovendo maior robustez nos processos de planejamento e gestão de minas.

De acordo com Freitas (2015), o planejamento estocástico consiste em um conjunto de técnicas, algoritmos e modelos matemáticos que permitem a incorporação de incertezas e riscos ao processo de otimização da lavra de uma mina, buscando maximizar o valor do ativo ao considerar o caráter estocástico das variáveis relevantes

do processo.

A abordagem convencional do planejamento de lavra, na qual se pressupõe que todos os parâmetros são determinísticos, desconsidera a existência de incertezas significativas na estimativa dos recursos minerais, decorrentes das limitações impostas pela amostragem, modelagem geológica e outros fatores. O planejamento de lavra sob a ótica estocástica visa compreender essas incertezas e riscos, utilizando-os como subsídio para a tomada de decisões mais assertivas no contexto de projetos de mineração.

Abaixo estão listados os principais componentes e benefícios do planejamento estocástico de lavra:

Modelagem da Incerteza: Utiliza métodos estatísticos e probabilísticos para modelar a incerteza nas estimativas de recursos minerais.

Simulação de Cenários: Cria múltiplos cenários possíveis para a distribuição de minério e estéril, ajudando a avaliar a robustez dos planos de lavra sob diferentes condições.

Otimização Robusta: Busca otimizar o plano de lavra de forma a maximizar o valor econômico esperado do projeto, minimizando os riscos associados às incertezas.

Gestão de Riscos: Ajuda a identificar e mitigar riscos relacionados à variação na qualidade do minério, o que pode impactar diretamente a viabilidade econômica do projeto, principalmente em projetos que são mais sensíveis ao teor do minério.

Planejamento Dinâmico: Permite ajustes contínuos ao plano de lavra à medida que novas informações são obtidas durante a lavra, se ajustando melhor às condições reais do depósito.

Segundo Capponi (2019), as técnicas determinísticas de otimização do planejamento de lavra tradicionalmente empregadas na indústria apresentam limitações de desempenho, sobretudo devido à incapacidade dos modelos estimados de representar adequadamente a variabilidade espacial e a presença de valores extremos em depósitos

minerais. Ademais, a relação não linear entre as variáveis de entrada e a função utilizada na otimização do sequenciamento da lavra evidencia a necessidade de adoção de técnicas de otimização estocástica, conforme discutido por diversos autores.

Esses desafios inerentes à otimização determinística tornam-se ainda mais evidentes no contexto do planejamento de lavra de curto prazo, devido a dois fatores principais: (i) a maior complexidade operacional geralmente incorporada nesse horizonte de planejamento, o que introduz sistemas com elevado grau de incerteza; e (ii) a quantidade superior de informações de sondagem disponível no curto prazo, a qual tende a expor de forma mais acentuada a variabilidade geológica em relação aos dados de exploração anteriores.

Diante desse cenário, Capponi (2019) conclui ser imprescindível a incorporação da incerteza geológica em modelos de planejamento de lavra de curto prazo, a fim de aprimorar a qualidade das decisões e garantir maior robustez aos resultados.

Diante da relevância atual e da tendência observada na indústria mineral em migrar para o planejamento de lavra estocástico, este tema foi abordado na revisão bibliográfica do presente trabalho. Nesta dissertação, a proposta apresentada para otimização do teor de corte na mina da Samarco adota o enfoque determinístico.

A transição do conceito determinístico para o probabilístico no planejamento de lavra configura-se como um processo que necessita ser desenvolvido e consolidado no âmbito das empresas de mineração, uma vez que envolve o tratamento de incertezas nas etapas subsequentes ao plano de lavra, tais como programação de produção, ciclos orçamentários e fluxo de caixa, entre outros.

4 – METODOLOGIA

O presente trabalho apresenta uma metodologia elaborada pelo autor para o cálculo do teor de corte aplicado à Mina de Alegria, operada pela Samarco Mineração S.A. A mina está segmentada em três principais regiões: Alegria Norte, Alegria Centro e Alegria Sul, sendo operada por meio de lavra a céu aberto, adotando tanto o método de lavra em encosta quanto o em cava, conforme ilustrado na Figura 5. A Samarco Mineração S.A. emprega método convencional de lavra utilizando caminhões fora de estrada, além de sistemas de correias transportadoras posicionados diretamente nas frentes de lavra.

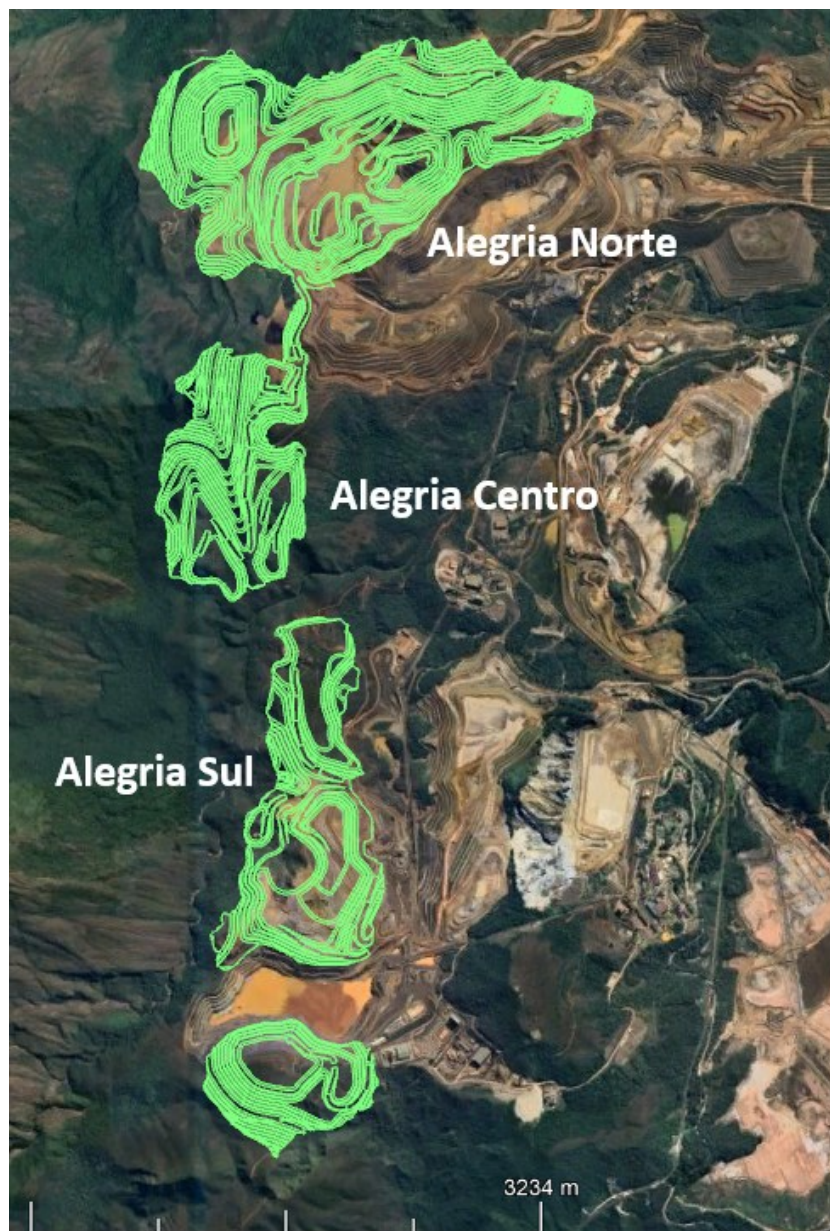


Figura 5 - Mina de Alegria da Samarco

Fonte: Autor

Em razão do sistema de lavra com correias transportadoras, determinadas regiões da Mina de Alegria são lavradas segundo o conceito banco a banco, o que resulta na formação de extensas praças que facilitam o avanço das correias ao longo dos bancos da lavra. A Figura 6 ilustra esse modelo aplicado à mina de Alegria Norte, evidenciando o avanço contínuo da correia transportadora ao longo do banco de lavra. Tal continuidade é essencial para a otimização dos tempos de desmontagem e montagem dos sistemas de correias, exigindo apenas o prolongamento dos sistemas previamente instalados.



Figura 6 - Lavra com correia em Alegria Norte em maio/2025

Fonte: Autor

A metodologia proposta neste trabalho para a otimização do teor de corte da Mina de Alegria foi desenvolvida pelo autor com base nas características operacionais da lavra e nas dificuldades observadas no controle das variáveis críticas do processo, especialmente quando o teor de corte era aplicado de forma única em toda a cava da Reserva Mineral. Ademais, todo o material extraído na mina é homogeneizado em pilhas pulmão antes de ser destinado aos concentradores, o que exige elevado nível de precisão no controle de qualidade diretamente nas frentes de lavra.

O conceito adotado pelo time de planejamento de lavra da Samarco Mineração S.A., conforme apresentado neste trabalho, pretende otimizar o teor de corte na Mina de Alegria por meio da aplicação de um corte na variável PPCc em cada nível da mina, permitindo o controle dessa variável em toda a extensão da cava final que delimita a Reserva Mineral. Além do PPCc, o teor de fósforo do concentrado (Pc) é considerado relevante no processo produtivo, pois influencia na definição das rotas de produção das pelotas de redução direta e das pelotas para alto-forno. Em função da tendência de aumento do Pc com o aumento de PPCc, o teor de corte é aplicado apenas no PPCc e é suficiente para garantir um controle adequado no Pc no produto final, garantindo a especificação desejada no produto final.

É relevante apresentar os tipos de itabirito que integram o modelo geológico-tipológico da Mina de Alegria, os quais são classificados conforme a mineralogia dos itabiritos existentes no depósito e suas respectivas associações mineralógicas. Nos resultados e discussões deste trabalho, destacam-se considerações pertinentes relacionadas à composição mineralógica dos itabiritos no minério. A Figura 7 ilustra os tipos de itabirito considerados como recurso, isto é, os blocos passíveis de serem classificados como minério, desde que atendam aos critérios estabelecidos para o teor de corte do PPCc.

Tipo de Itabirito	Descrição	Código	Discriminação
IE	Itabirito Especularítico	1	Recurso
IEM	Itabirito Especularítico-Martítico	2	Recurso
IEMG	Itabirito Especularítico-Martítico-Goethítico	3	Recurso
IEG	Itabirito Especularítico-Goethítico	5	Recurso
IM	Itabirito Martítico	6	Recurso
IME	Itabirito Martítico-Especularítico	7	Recurso
IMEG	Itabirito Martítico-Especularítico-Goethítico	8	Recurso
IMGE	Itabirito Martítico-Goethítico-Especularítico	9	Recurso
IMG	Itabirito Martítico-Goethítico	10	Recurso (exceto compacto)
IG	Itabirito Goethítico	11	Recurso (exceto compacto)
IGM	Itabirito Goethítico-Martítico	15	Recurso (exceto compacto)
IMAG	Itabirito Magnetítico	16	Recurso (exceto compacto)
IAM	Itabirito Anfibolítico-Martítico	17	Recurso (exceto compacto)
IAG	Itabirito Anfibolítico-Goethítico	18	Recurso (exceto compacto)

Figura 7 - Tipos de Itabirito da Mina de Alegria

Fonte: Samarco

A metodologia para otimização do teor de corte na Mina de Alegria, apresentada neste trabalho, considera o método convencional e determinístico de planejamento de lavra. O processo tem início na etapa de otimização da cava final, utilizando métodos clássicos como os algoritmos Lerchs-Grossmann ou Pseudoflow, seleção dos teores de corte, definição dos push-backs e sequenciamento da lavra.

4.1 Recursos utilizados

O trabalho foi desenvolvido com o auxílio de ferramentas computacionais, dentre as quais se destacam: Geovia Whittle, Geovia Minesched, Geovia Surpac e Deswik.CAD. Além dessas ferramentas, foram utilizados modelos de blocos, limites ambientais e concessões de lavra, topografia da mina, custos de produção e preço de venda dos produtos gerados. Ressalta-se que a seleção dos recursos considerou a compatibilidade com os objetivos do estudo e a necessidade de garantir precisão nas etapas de otimização e planejamento da lavra.

4.2 Descrição da metodologia

Esta seção apresenta, de forma detalhada, a metodologia desenvolvida para a aplicação do teor de corte na variável PPCc na Mina de Alegria. As etapas do processo são descritas a seguir.

4.2.1 Elaboração da Função Benefício

A etapa inicial do processo consiste na elaboração da Função Benefício, destinada à determinação dos custos envolvidos no ciclo produtivo, bem como dos preços de venda dos produtos. No caso da Samarco Mineração S.A., os custos abrangem desde a lavra, realizada por frota própria, até o carregamento dos produtos no porto, também efetuado pela empresa em porto próprio.

Para a composição dos valores médios relativos aos custos de produção, foram levantados dados históricos dos últimos três anos de operação. O preço de venda dos produtos baseia-se em projeções de longo prazo, elaboradas a partir das curvas de preços previstas pela empresa. Ressalta-se que a Tabela 4 apresenta a composição dos custos utilizados na função benefício, estando os valores ocultos devido à natureza sensível das informações. Os custos e preços de venda estão em dólar americano, por tonelada métrica úmida (tmu) e tonelada métrica seca (tms) para o Produto final (Prod.).

Tabela 4 - Tabela resumo da Função Benefício

Fonte: Autor

Custo de Mina		
Lavra do minério	x	USD/tmu Minério
Lavra do estéril	x	USD/tmu Estéril
Total	x	USD/tmu Movimentada
Custo de Capital		
Sustaining Capital	x	USD/tmu Minério
Custo de Processamento		
Beneficiamento	x	USD/tms Prod.
Mineroduto	x	USD/tms Prod.
Preparação	x	USD/tms Prod.
Pelotização	x	USD/tms Prod.
Pátio e Porto	x	USD/tms Prod.
Total	x	USD/tms Prod.
Impostos	x	USD/tms Prod.
G&A	x	USD/tms Prod.
Total	x	USD/tms Prod.
Preço de Venda		
Preço de venda dos produtos	x	USD/tms Prod.

4.2.2 Preparação dos dados para otimização preliminar da cava matemática

O modelo de blocos, nesta etapa do processo, é manipulado de modo a conter todas as informações necessárias para a otimização da cava no software Geovia Whittle. Essa preparação abrange a classificação dos blocos como estéril, blocos passíveis de processamento como minério, blocos de ar (acima da topografia), além da setorização geotécnica e delimitação dos limites a serem respeitados pela cava, tais como concessões de lavra, Área Diretamente Afetada (ADA) do licenciamento, limite de proteção de cavidades, nível do lençol freático e estruturas físicas, entre outros.

O objetivo da etapa preliminar de otimização da cava é definir o contorno da cava máxima, considerando 100% do preço de venda dos produtos, sem aplicação de teor de corte. Dessa forma, todos os blocos classificados como recurso mineral, elegíveis para tratamento como minério, recebem benefício positivo. Na Mina de Alegria, os blocos da formação ferrífera que apresentam teor de ferro (Fe) superior a 22% são considerados recurso mineral, sendo esse valor utilizado como critério para amostras testadas em processo de concentração por flotação em laboratório. A adoção

deste teor como corte nesta etapa do processo está alinhada ao procedimento técnico estabelecido pela equipe de planejamento de lavra. Além disso, os blocos de itabiritos sem hematita especular e com presença de goethita em sua composição, classificados como compactos, independentemente do teor de Fe, não são considerados recurso mineral.

Após a realização da configuração e validação do modelo de blocos no software Geovia Surpac ou Deswik.CAD, procede-se à exportação do referido modelo para a etapa de otimização de cava no software Geovia Whittle.

4.2.3 Otimização preliminar da cava matemática no Geovia Whittle

No software Geovia Whittle, realiza-se a importação do modelo de blocos e a configuração de todos os custos, bem como do preço de venda, na função benefício. Todos os custos são discretizados conforme cada etapa do processo produtivo da Samarco Mineração S.A., sendo que cada custo recebe um código específico e é discriminado no campo “Expressions” do Whittle, conforme ilustrado na Figura 8.

Expressions		
Code	Grade	Expression
BENF	Mined	xx
DISP	Mined	xx
MINR	Mined	xx
PREP	Mined	xx
PELZ	Mined	xx
PEE	Mined	xx
TAX	Mined	xx
GeA	Mined	xx
INTV	Mined	xx
PRVE	Mined	xx
UMID	Mined	0.065
PERC	Mined	0.057
CONC	Mined	$(rpgl.G*0.01)*(1-UMID)$
PELT	Mined	$CONC/(1+PERC)$
RECV	Mined	$(1-UMID)/(1+PERC)$
REJ	Mined	$(1-CONC)$

Figura 8 - Códigos da Função Benefício no Geovia Whittle

Fonte: Autor

De posse de todos os parâmetros e informações necessários, procede-se à geração de uma família de cavas otimizadas no software Geovia Whittle, empregando o método Pseudoflow, mediante a variação do preço de venda dos produtos.

A cava matemática correspondente ao fator de 100% do preço de venda dos produtos foi selecionada para as etapas subsequentes da metodologia apresentada neste trabalho. No caso específico da Mina de Alegria, não foram observados acréscimos significativos na quantidade de minério nas cavas simuladas com fatores superiores a 100%. Dessa forma, optou-se pela adoção da cava referente a 100% do preço de venda dos produtos para os procedimentos seguintes.

4.2.4 Determinação dos teores de corte por nível da cava matemática

Nesta etapa do processo, objetiva-se determinar os teores de corte da variável PPCc a serem aplicados em cada nível ou banco de lavra da cava otimizada na etapa anterior, de modo a atender aos limites de especificação do processo.

O procedimento inicial consiste na exportação da cava matemática máxima correspondente ao fator de 100% do preço de venda, seguida da importação no software Geovia Surpac. Em sequência, os blocos localizados acima da cava matemática e abaixo da topografia são selecionados para a elaboração dos relatórios de cubagem, considerando cada nível da mina e as faixas de PPCc estabelecidas.

A Mina de Alegria opera em bancos de lavra com 16 metros de altura, sendo a cota de referência igual a 1.012 metros. Dessa forma, são gerados relatórios de cubagem para cada nível da mina, dentro da cava matemática, com intervalos de 16 metros.

No software Geovia Surpac, foi desenvolvida uma macro contendo os parâmetros necessários para a geração dos relatórios de cubagem, com a implementação de um comando que permite a variação da cota em Z. Dessa forma, é possível a emissão automática dos relatórios referentes a todos os níveis que compõem a cava matemática. A Figura 9 ilustra um resumo da macro elaborada no Geovia Surpac para esse fim. Ressalta-se que o procedimento de cubagem apresentado é de execução simplificada e pode ser realizado em qualquer software de planejamento de lavra, desde que haja a devida configuração conforme as especificidades de cada ferramenta.

```

set pe 964
set crista 980

set final 1412

while {$pe <= $final} {

set status [ SclFunction "BM VOL TON REPORT" {

{ "fe" "Yes" null null "Mass" "Average" null }
{ "frec" "Yes" null null "Mass" "Aggregate" null }
{ "al2o3c_calc" "Yes" null null "Mass" "Aggregate" null }
{ "pc_calc" "Yes" null null "Mass" "Aggregate" null }
{ "ppcc_calc" "Yes" null null "Mass" "Aggregate" null }

group_attributes=table { group_field numeric_range } {
  { "z" "$pe,$crista,16" }
  { "ppcc" "0;3,9,0.1;100" }

set pe [expr $pe + 16]
set crista [expr $crista + 16]

```

Dentro da script, foi definido que serão extraídos relatórios entre o banco 964 e 1412, a cada 16 metros.

Ao lado as variáveis de interesse a serem exibidas no relatório.

O comando ao lado mostra que a cubagem de cada nível da mina será variada pelas seguintes faixas de PPCc: 1 faixa de 0 a 3%, 60 faixas a cada 0,1% entre 3,0 e 9,0% e uma faixa entre 9 e 100%.

O comando ao lado mostra o incremento de 16 metros para a cubagem dos bancos.

Figura 9 - Macro utilizada no Geovia Surpac para geração dos relatórios de cubagem

Fonte: Autor

A Figura 10 apresenta um exemplo de relatório gerado para o banco 980, considerando a variação de 0,1% da variável PPCc. São informados os volumes, massas e teores de Fe, Al₂O₃c, Pc e PPCc. Destaca-se que, como o objetivo consiste apenas em determinar o teor de corte do PPCc em cada nível, não é necessário incluir outras variáveis para exibição no relatório.

Z	Ppcc	Volume	Tonnes	Fe	Al2o3c	Pc	Ppcc
980.0->996.0	0.0->3.0	429 375	1 163 288	40.42	0.35	0.053	2.31
980.0->996.0	3.0->3.1	34 844	90 547	40.39	0.42	0.049	3.05
980.0->996.0	3.1->3.2	11 563	31 377	39.76	0.46	0.048	3.14
980.0->996.0	3.2->3.3	5 000	13 600	39.55	0.54	0.049	3.25
980.0->996.0	3.3->3.4	5 313	14 303	40.52	0.53	0.055	3.33
980.0->996.0	3.4->3.5	4 375	11 019	39.35	0.45	0.053	3.42
980.0->996.0	3.5->3.6	6 563	14 766	38.48	0.30	0.065	3.55
980.0->996.0	3.6->3.7	3 750	8 438	38.15	0.31	0.063	3.66
980.0->996.0	3.7->3.8	313	703	38.99	0.31	0.074	3.73
980.0->996.0	3.8->3.9	469	1 055	38.18	0.30	0.061	3.86
980.0->996.0	3.9->4.0	9 688	22 219	41.59	0.41	0.048	3.95
980.0->996.0	4.0->4.1	3 438	7 734	38	0.33	0.063	4.06
980.0->996.0	4.1->4.2	938	2 109	37.32	0.38	0.064	4.14

Figura 10 - Exemplo do relatório gerado por nível

Fonte: Autor

Após a execução da macro, todos os relatórios por nível da cava matemática são gerados, sendo posteriormente utilizados para a elaboração de uma planilha de parametrização, devidamente configurada para compilar todas as informações necessárias e identificar o teor de corte ótimo que atenda ao critério estabelecido. Cada banco de lavra possui seus respectivos dados organizados em uma aba específica da planilha, a qual é nomeada conforme a elevação correspondente ao banco de lavra. No exemplo apresentado na **Erro! Fonte de referência não encontrada.0**, tal informação está representada pela aba referente à cota 980.

A planilha de parametrização do teor de corte foi elaborada pelo autor, conforme exemplo apresentado na Figura 11. Devido à extensão das colunas e dos bancos de lavra, foi selecionado um intervalo da planilha, visando facilitar a visualização.

Banco (m):	Total	1060	1044	1028	1012	996	980	
Minério Total								
Tonelagem	tmn	62 414 000	807 900	6 864 450	7 193 500	5 187 600	2 849 200	1 096 400
Concentrado	tsc	26 246 155	279 218	2 829 394	3 076 106	2 086 220	1 122 270	433 667
Fe	%		39.09	38.58	39.65	37.70	37.06	36.89
Al ₂ O ₃ c	%	0.44	0.38	0.40	0.38	0.38	0.39	0.32
Pc	%	0.067	0.065	0.067	0.069	0.060	0.057	0.066
PPCc	%	4.69	4.36	4.92	4.98	5.25	5.41	5.80
Minério classificado / IZ								
			45	44	43	42	41	40
Teor de Corte PPCc <	%		5.80	5.00	5.40	5.60	4.60	3.70
Tonelagem	tmn	42 827 150	981 400	3 907 800	4 687 550	2 840 700	914 500	11 250
Concentrado	tsc	18 345 393	548 326	1 690 964	2 070 159	1 153 518	366 213	3 814
Fe	%	39.88	39.46	40.04	40.65	37.95	37.61	33.61
Al ₂ O ₃ c	%	0.40	0.35	0.36	0.34	0.35	0.38	0.55
Pc	%	0.063	0.062	0.060	0.062	0.049	0.043	0.038
Pc corrigido	%	0.071	0.069	0.067	0.069	0.055	0.048	0.043
PPCc	%	3.57	3.58	3.58	3.56	3.58	3.57	3.66
PPCc corrigido	%	3.71	3.72	3.73	3.70	3.73	3.71	3.81
Material Esterilizado								
Tonelagem	tmn	19 586 850	826 500	2 956 650	2 505 950	2 346 900	1 934 700	1 085 150
Concentrado	tsc	7 900 762	730 891	1 138 431	1 005 947	932 702	756 058	429 853
Fe	%	38.28	37.89	36.65	37.77	37.40	36.80	36.92
Al ₂ O ₃ c	%	0.53	0.50	0.47	0.46	0.42	0.39	0.32
Pc	%	0.078	0.076	0.079	0.083	0.075	0.063	0.067
PPCc	%	7.30	7.12	6.91	7.92	7.30	6.30	5.82
Meta PPCc corrigido	%							3.70
PPCc	%							3.56
Fatores de correção:								
Pc								1.12
PPCc								1.04

Figura 11 - Planilha de Parametrização do teor de corte

Fonte: Autor

Na linha “Minério Total” da planilha de parametrização, referente a cada banco, está apresentada a massa total dos blocos elegíveis para receber benefício positivo na etapa de otimização da cava matemática máxima. Na linha “Minério Classificado”, apresenta-se a massa do minério parametrizada para atingir a meta de PPCc informada. A seleção do teor de corte é realizada de forma automática na planilha, sendo o respectivo valor exibido na linha “Teor de Corte PPCc<”. Por fim, na linha “Material Esterilizado”, informa-se a massa dos blocos que não atenderam ao critério de corte do PPCc.

A metodologia para o cálculo do PPCc no concentrado baseia-se em equações de regressão que correlacionam o PPC no ROM com o PPC no concentrado, as quais foram obtidas a partir de testes de flotação em bancada realizados com amostras provenientes dos furos de sonda. Essas equações são elaboradas considerando a tipologia do minério e as diferentes faixas de teor de Fe, totalizando aproximadamente 187 equações, que são aplicadas nos blocos do modelo de acordo com as tipologias e faixas de Fe correspondentes. Ressalta-se que o teste de flotação em bancada, realizado com as amostras dos furos de sonda, consiste em um único estágio de flotação, precedido por um estágio de moagem, resultando em uma granulometria com 10% retido em 0,150 mm.

No processo produtivo da Samarco, são realizadas duas etapas de moagem e dois estágios de flotação, sendo a primeira com granulometria de 10% retido em 0,150 mm e a segunda com 90% passante em 0,044 mm. Dessa forma, torna-se necessário ajustar os teores de PPC no concentrado obtido nos planos de lavra, aplicando-se fatores de escala — laboratório e industrial —, com o objetivo de garantir maior aderência entre os teores planejados e os resultados operacionais. A planilha utilizada já está configurada para classificar o minério considerando o fator de correção de escala do PPCc, que é informado no campo “Fatores de Correção” da própria planilha.

4.2.5 Otimização final da cava matemática considerando o teor de corte otimizado

De posse dos teores de corte por nível da cava matemática máxima, devidamente corrigidos pelos fatores de escala, o procedimento subsequente consiste em refazer a otimização da cava matemática no software Geovia Whittle, com o objetivo de determinar a cava ótima em que o minério satisfaça os limites de processo estabelecidos

para o PPCc. A atribuição de um teor de corte para cada nível da mina é realizada por meio do comando RA (Range), que se configura como uma função de pesquisa. Essa função realiza uma busca entre os valores de z e retorna o valor de y correspondente ao primeiro z cujo valor exceda x; caso não exista tal valor de z, é considerado o último valor de y. A expressão matemática dessa função é apresentada a seguir:

$$\underline{RA(x, y1, z1, y2, z2, y3, z3, \dots, yn)} \quad (13)$$

Essa função trabalha com o comando if-then-else, traduzindo para o português se-então-senão:

Se $(x < z_1)$ então retorna y_1
 senão se $(z_1 \leq x < z_2)$ então retorna y_2
 ...
 senão se $(z_{n-2} \leq x < z_{n-1})$ então retorna y_{n-1}
 senão retorna y_n

Para atribuir um teor de corte para cada nível da cava, é utilizado o índice do bloco em Z (IZ) na função RA, conforme exemplo abaixo:

RA(IZ,51,3.9,52,4.1,53,5.7,54,5.4,55,5.4,56,5.5,57,6.7,58,6.9,59,8.2,60,6.5,61,7.5,62,6.5,63,6.5,64,5.8,65)

Os valores de y estão representados pelo índice IZ do bloco, o qual corresponde à dimensão do banco de lavra, enquanto os valores z referem-se aos teores de corte dos respectivos níveis. No exemplo apresentado, observa-se que o banco 1156 (IZ=51) recebe o teor de corte de 3,9%. A função RA é inserida na aba de expressões do software Geovia Whittle, conforme ilustrado na Figura 12, sob o nome de CUT.

Description	Expressions		
	Code	Grade	Expression
Mining	BENF	Mined	x
Processing	DISP	Mined	x
Selling	MINR	Mined	x
Optimization	PREP	Mined	x
Constraints	PELZ	Mined	x
Expressions	PEE	Mined	x
User Element	TAX	Mined	x
Output	GeA	Mined	x
Report	INTV	Mined	x
Messages	PRVE	Mined	x
	UMID	Mined	x
	PERC	Mined	x
	CONC	Mined	$(rpgl.G*0.01)*(1-UMID)$
	PELT	Mined	$CONC/(1+PERC)$
	RECV	Mined	$(1-UMID)/(1+PERC)$
	REJ	Mined	$(1-CONC)$
	CUT	Mined	$RA(IZ,4,30,4,9,31,8,8,32,7,2,33,8,8,34,100,35,8,$

Figura 12 - Expressão CUT criada para receber os valores dos teores de corte

Fonte: Autor

Para a definição dos blocos de minério que satisfazem o critério de corte do PPCc, é desenvolvida uma nova fórmula de verificação no campo de recuperação, localizado na aba “Processing”, utilizando a expressão CUT previamente criada na aba “Expressions”. Caso o bloco analisado atenda ao critério estabelecido — ou seja, seu teor de PPCc seja inferior ao teor de corte —, o bloco recebe a expressão RECV, que representa o valor da recuperação em massa do concentrado correspondente àquele bloco. Por outro lado, se o teor do bloco não atender ao teor de corte de PPCc, este bloco recebe o valor zero para a recuperação em massa, sendo, portanto, considerado estéril e atribuindo-se, assim, benefício negativo à sua lavra.

Essa verificação de atendimento ou não ao teor de corte acontece nível a nível da mina conforme a fórmula RA criada no Geovia Whittle. A Figura 133 ilustra a verificação do teor de corte dentro do campo de recuperação em massa do bloco.

Description	Ore selection method: <input type="text" value="Cash flow"/>		
Mining			
Processing	Processing Paths		
Selling	Name	Proc.Cost	Recov.
Optimization	CONC 0011	$[[\text{IF}(\text{quad.G}=1,(\text{BENF}+\text{INTV}) + (\text{MINR}+\text{PREP}+\text{PELZ})\cdot\text{CONC} + (\text{PEE}+\text{TAX}+\dots$	f_{sc}
Constraints	al2o (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
Expressions	fe (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
User Element	pc (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
Output	ppcc (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
Report	rppl (%)	0	f_{sc} $[[\text{IF}(\text{ppcc.G}<\text{CUT,RECV},0)] \{M\}$ f_{sc}
Messages	quad (value)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
	CONC 0012	$[[\text{IF}(\text{quad.G}=1,(\text{BENF}+\text{INTV}) + (\text{MINR}+\text{PREP}+\text{PELZ})\cdot\text{CONC} + (\text{PEE}+\text{TAX}+\dots$	f_{sc}
	al2o (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
	fe (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
	pc (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
	ppcc (%)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}
	rppl (%)	0	f_{sc} $[[\text{IF}(\text{ppcc.G}<\text{CUT,RECV},0)] \{M\}$ f_{sc}
	quad (value)	0	f_{sc} 1.0 f_{sc}

Figura 13 – Expressão para verificar se o teor de PPCc atende ao teor de corte

Fonte: Autor

Realiza-se uma nova etapa de otimização da cava final, considerando, nesta ocasião, a aplicação do teor de corte variável por nível da mina, com o propósito de determinar a geometria final da cava que satisfaça os critérios econômicos, geotécnicos e os limites de especificação de PPCc. Ressalta-se que a escolha da cava ótima está condicionada a determinados critérios, sendo que cada situação demanda análise individualizada. Assim, não constitui objetivo deste trabalho detalhar o procedimento adotado para a seleção da cava final da Mina de Alegria já que envolve questões estratégicas da empresa.

4.2.6 Operacionalização da cava matemática e classificação final do minério

Após a definição da cava matemática, a etapa subsequente consiste na sua operacionalização, de modo a torná-la apta para as operações de lavra. Para isso, incluem-se os acessos de produção, acessos destinados à manutenção dos taludes, bermas de equilíbrio, entre outros elementos necessários. Ressalta-se, adicionalmente, a importância de assegurar que todos os taludes atendam aos fatores de segurança exigidos, conforme os parâmetros técnicos estabelecidos.

Para facilitar o processo de operacionalização da cava matemática, os teores de corte previamente definidos para a otimização de cava no software Geovia Whittle são empregados na classificação preliminar de minério e estéril no modelo de blocos, de modo a orientar o profissional responsável pelo delineamento da cava. Ressalta-se que

essa classificação possui caráter provisório, uma vez que podem ser realizados ajustes na geometria da cava final. Nesse contexto, a visualização dos blocos classificados como minério ou estéril visa à redução da massa de estéril e ao aumento do aproveitamento dos blocos de minério. Destaca-se que a classificação é efetuada diretamente no modelo de blocos, em um atributo de caráter provisório, por meio das ferramentas Geovia Surpac ou Deswik.CAD.

A Figura 144 ilustra a geometria final da cava de Alegria Norte após o processo de operacionalização da cava, incluindo acessos e bermas de equilíbrio.

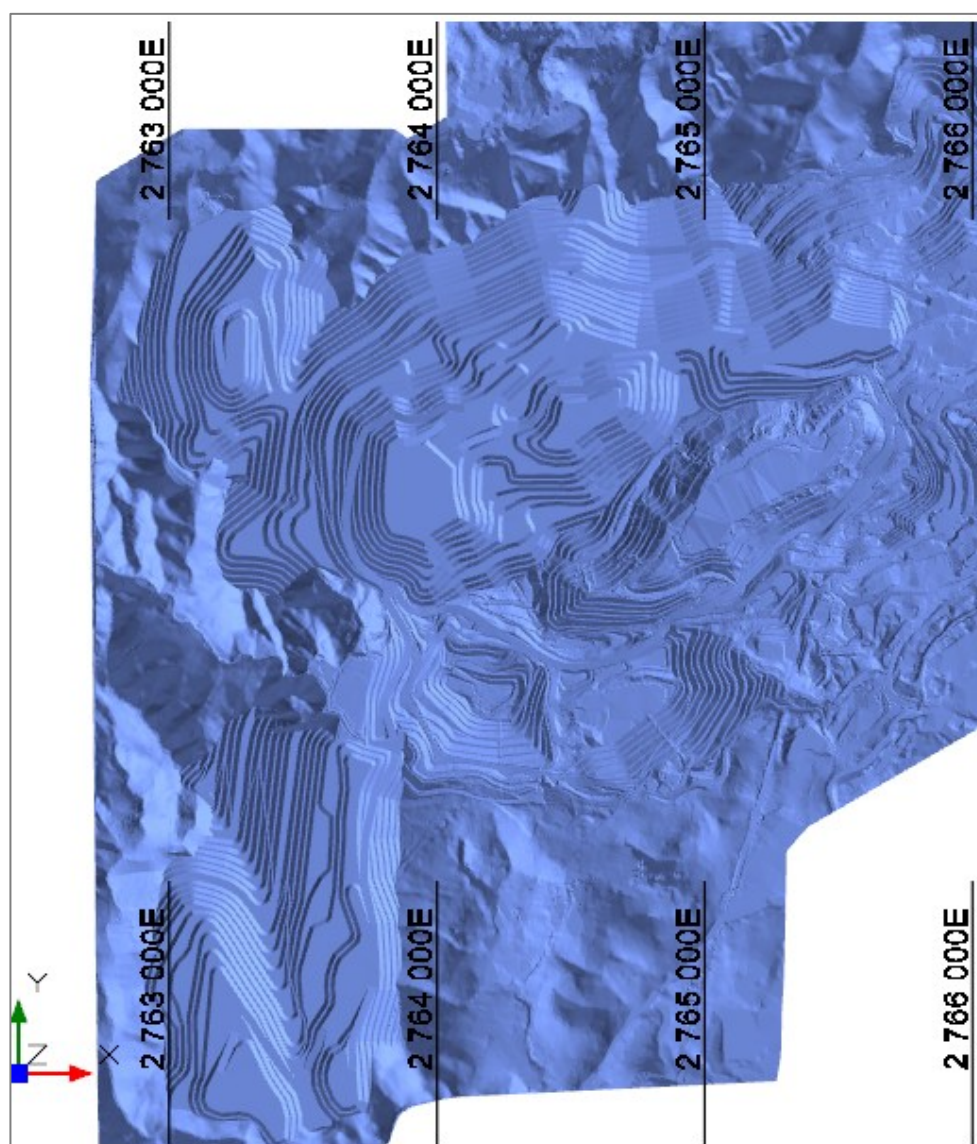


Figura 14 – Cava Operacionalizada da Mina de Alegria Norte

Fonte: Autor

Após a conclusão da operacionalização da cava, procede-se à uma nova etapa de parametrização do teor de corte, conforme descrito no item 4.2.2, considerando-se os blocos situados no interior da cava operacionalizada. Esse procedimento tem como objetivo assegurar que todos os níveis da mina estejam em conformidade com os limites estabelecidos para a variável PPCc, uma vez que, durante o processo de operacionalização da cava final, eventuais ajustes realizados na geometria podem resultar na inclusão ou exclusão de blocos de minério ou estéril.

Ademais, ressalta-se que a cava ótima, selecionada e operacionalizada, pode apresentar dimensões inferiores à cava máxima obtida considerando 100% do preço de venda, utilizada previamente para a definição dos teores de corte na etapa 4.2.3. É fundamental salientar que os teores de corte da cava operacionalizada podem divergir dos valores estabelecidos anteriormente na cava máxima. Entretanto, ao realizar novamente o processo de parametrização, assegura-se que a cava final operacionalizada contenha o minério classificado em conformidade com os critérios definidos para a variável PPCc.

Conforme evidenciado na descrição metodológica apresentada anteriormente, a parametrização e a classificação do minério e do estéril são realizadas exclusivamente dentro da geometria da cava final. Dessa forma, os que estão blocos localizados fora dessa geometria permanecem sem classificação. Em situações nas quais a operação de lavra se encontra próxima à cava final e exista a possibilidade de avanço além dos limites previamente definidos, recomenda-se proceder à classificação dos blocos que estejam fora da geometria da cava. No contexto da Mina de Alegria, tal classificação fora da cava final é efetuada apenas no modelo de curto prazo, em decorrência de eventuais avanços de lavra que possam extrapolar a cava final. Para os cenários de planos de longo prazo, que se restringem aos limites da cava final, não se faz necessária a classificação dos blocos externos a esses limites.

A classificação dos blocos localizados fora da geometria da cava final, na Mina de Alegria, é realizada utilizando os mesmos teores de corte previamente definidos para cada nível da mina, conforme adotado para os blocos internos à cava. Dessa forma, avanços pontuais de lavra que excedem os limites estabelecidos da cava estarão devidamente classificados em minério e estéril, durante o processo de elaboração das envoltórias de liberações de lavra, garantindo uniformidade nos critérios aplicados e conformidade com os parâmetros técnicos estabelecidos.

Na Mina de Alegria, operada pela Samarco, as regiões Norte e Centro são parametrizadas em conjunto, enquanto Alegria Sul é parametrizada de maneira individual. Essa metodologia foi adotada devido ao comportamento semelhante apresentado pelos tipos de itabirito nessas respectivas áreas da mina.

A classificação de minério e estéril na Mina de Alegria é realizada tanto nos modelos de blocos de longo prazo quanto nos de curto prazo. No modelo de longo prazo, utilizado no ciclo de planejamento denominado Life of Asset (LoA), a parametrização é efetuada ou atualizada sempre que ocorrem alterações na cava final ou mudanças nos limites do parâmetro PPCc. Por outro lado, no modelo de curto prazo, foi implementada uma rotina de parametrização dos teores de corte a cada atualização da estimativa desse modelo, procedimento que geralmente ocorre mensalmente. Tal rotina é conduzida pela equipe de planejamento de longo prazo, com o objetivo de assegurar que os modelos de curto e longo prazo estejam sempre alinhados quanto aos critérios utilizados para a classificação de minério e estéril.

5 – RESULTADOS E DISCUSÕES

Os resultados decorrentes da implementação da nova metodologia de parametrização do teor de corte na Mina de Alegria, operada pela Samarco e proposta neste trabalho, serão apresentados em formato comparativo com a metodologia anterior de aplicação do teor de corte, baseada em teor fixo. Posteriormente, serão expostos os resultados obtidos no plano de produção, permitindo uma análise comparativa entre ambas as metodologias.

5.1 Comparação entre metodologias

Para a realização da comparação entre as metodologias de aplicação do teor de corte na Mina de Alegria, foram otimizadas as cavas finais das Minas de Alegria Norte e Sul, seguindo rigorosamente todas as etapas descritas no capítulo “Metodologia” deste trabalho. O modelo de blocos, unificado para ambas as minas, foi ajustado para conter todos os dados necessários à otimização da cava no software Geovia Whittle. O processo de otimização da cava foi estruturado em duas fases, as quais estão restritas às etapas de licenciamento ambiental da empresa e apenas a fase 1 é foco neste trabalho.

Ressalta-se, ainda, a existência de uma estratégia que prevê o uso de uma das cavas para disposição temporária de lama, fato que justifica o faseamento adotado nesta etapa do processo.

No software Geovia Whittle, foram otimizadas as cavas máximas das áreas Alegria Norte e Alegria Sul na fase 1, conforme descrito na metodologia deste trabalho, desconsiderando-se qualquer aplicação de teor de corte. A Figura 155 e Figura 166 representam as geometrias matemáticas das cavas máximas referentes à fase 1, evidenciando os limites das concessões de lavra e o limite ambiental vigente. Ressalta-se que existem outras restrições físicas que limitam o avanço da cava nesta fase, porém tais restrições não se encontram ilustradas nas imagens.

A cava máxima, selecionada pelo preço de venda igual a 100%, sem a aplicação de qualquer teor de corte, da Mina de Alegria Norte corresponde à geometria obtida considerando a variação do preço de venda dos produtos entre 64% e 200%, resultando em uma massa de minério de 268,20 Mt, com teor de PPCc igual a 4,71%. Para a Mina de Alegria Sul, a geometria máxima considerou a variação do preço de venda entre 98% e 200%, obtendo uma massa de minério de 153,48 Mt e teor de PPCc de 4,36%. Essas massas de minério referem-se aos blocos classificados como minério na reserva, com classe de recurso medido e indicado.

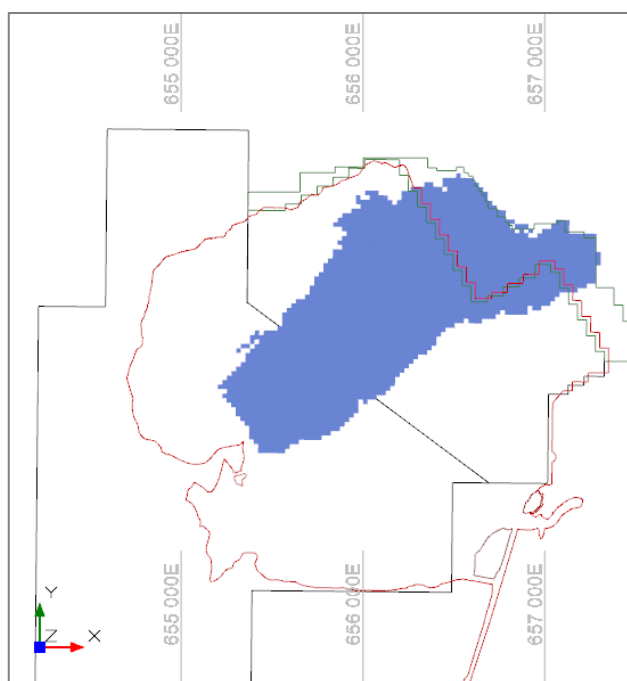


Figura 15 - Cava Máxima Alegria Norte Fase 1

Fonte: Autor

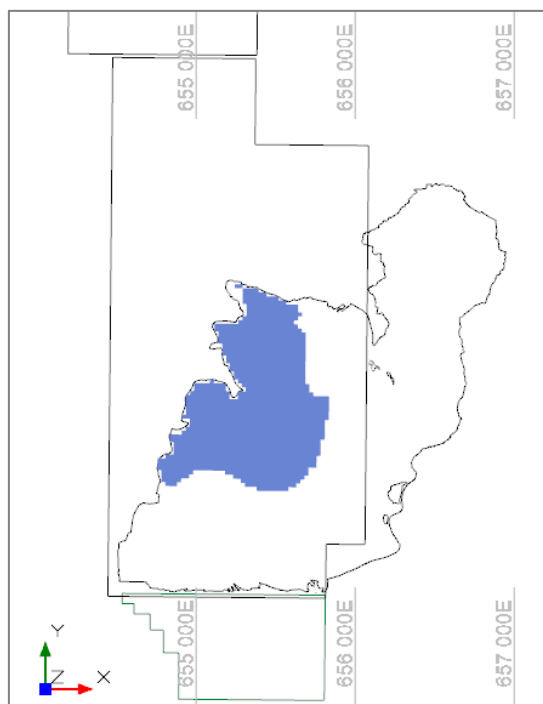


Figura 16 - Cava Máxima Alegria Sul Fase 1

Fonte: Autor

Posteriormente, procedeu-se à parametrização do teor de corte variável nas cavas máximas das áreas Alegria Norte e Alegria Sul, estabelecendo os valores de teor de corte para cada nível da mina, de modo a atender ao teor alvo de PPCc de 3,70%, conforme os critérios metodológicos definidos neste estudo.

No Apêndice A, observam-se, nas tabelas de parametrização com o teor de corte variável, perdas de 69,55 Mt de material esterilizado em Alegria Norte, atribuídas ao não atendimento ao critério de corte do PPCc, e em Alegria Sul, a perda de material esterilizado é de 33,28 Mt. Para fins de comparação com a metodologia anterior, que utiliza teor de corte fixo, foram elaboradas curvas de parametrização específicas para cada mina, considerando a mesma cava máxima, com o intuito de determinar o teor de corte fixo de PPCc capaz de garantir que o teor médio atinja o valor requerido de 3,70%, conforme apresentado no Apêndice B.

Os teores de corte fixos para o PPCc nas cavas máximas foram estabelecidos em 6,2% para Alegria Norte e 5,8% para Alegria Sul, mantendo-se a premissa de PPCc médio igual a 3,70%. Em relação às massas de minério classificadas considerando o corte variável e o corte fixo nas cavas máximas, observa-se uma diferença pequena: em Alegria Norte, foram obtidos 198,6 Mt para o teor de corte variável e 200,6 Mt para o

teor de corte fixo; já em Alegria Sul, os valores foram de 120,2 Mt para o teor de corte variável e 119,1 Mt para o teor de corte fixo.

Em seguida, foi realizada uma nova simulação das cavas matemáticas, considerando os teores de corte variáveis e fixos previamente determinados, com o objetivo de comparar os resultados obtidos por cada metodologia.

Tabela 5 - Comparativo entre metodologias de teor de corte na otimização da cava da Fase 1

Fonte: Autor

Mina	Metodologia	Revenue Factor	Massa (t)	Estéril (t)	REM (t/t)	Fe (%)	PPCc(%)	Diferença Minério	Diferença Estéril
Alegria Norte	Teor de corte variável	50,5%	187 653 900	80 199 145	0.43	44,76	3,64	-0.07%	15.15%
	Teor de corte fixo	50,5%	187 522 250	69 648 695	0.37	45,14	3,64		
Alegria Sul	Teor de corte variável	57,0%	113 871 000	26 387 349	0.23	39,69	3,71	0.60%	-4.71%
	Teor de corte fixo	56,0%	114 549 100	27 690 699	0.24	39,63	3,69		

A Tabela 5 apresenta um comparativo entre as cavas otimizadas selecionadas para os cenários de teor de corte variável e teor de corte fixo em cada mina. Os critérios de seleção dessas cavas não serão discutidos neste trabalho, pois envolvem estratégias internas da Samarco. Observa-se que, em cada mina, a massa de minério permanece praticamente constante em cada metodologia, havendo variações mais significativas na massa de estéril e no teor de Fe na Mina de Alegria Norte. Com a adoção do teor de corte variável, em Alegria Norte verifica-se um aumento de 15,15% na massa de estéril, enquanto em Alegria Sul ocorre uma redução de 4,71% em relação ao cenário em que se utiliza o teor de corte fixo.

Em Alegria Sul, a variação na massa de estéril não apresenta relevância significativa, uma vez que se trata de uma mina caracterizada por uma baixa relação entre estéril e minério. Por outro lado, na mina de Alegria Norte, as diferenças mais expressivas observadas tanto na massa de estéril quanto no teor de ferro (Fe) estão relacionadas à presença de determinados tipos litológicos, os quais apresentam teores elevados de PPCc nas porções superiores da mina.

Para possibilitar a devida compreensão das diferenças observadas na massa de estéril entre as minas de Alegria Norte e Alegria Sul, procedeu-se à discriminação da massa de minério por tipologia e por nível da mina, assim como dos teores de PPCc correspondentes a cada tipologia. Inicialmente, a análise foi direcionada à mina de Alegria Norte.

A Tabela 6 e a

Tabela 7 apresentam a composição das tipologias de itabiritos, bem como os respectivos teores de corte em bancos múltiplos de 16 metros, localizados dentro da cava matemática da Fase 1 da Mina de Alegria Norte. Nota-se que, nos níveis superiores da mina, ocorre menor disponibilidade de itabiritos especularítico-martíticos, os quais possuem teores médios de PPCc mais baixos. Por outro lado, nos bancos de maior altitude, observa-se predominância dos itabiritos anfibolíticos, especialmente dos tipos IAM e IAG, que apresentam médias de PPCc mais elevadas.

Observa-se, ainda, que a proporção dos tipos IE, IEM, IEMG, IMEG e IMG — sendo este último o menos frequente na cava — apresenta pouca variação na composição mineralógica quando se aplicam os critérios de teor de corte fixo e variável. Tal comportamento decorre do fato de seus teores médios estarem significativamente distantes dos limites estabelecidos para o teor de corte em ambas as metodologias. Por outro lado, os tipos IAM e IAG exibem variações mais expressivas em suas proporções, uma vez que seus teores médios de PPCc são mais elevados e situam-se próximos aos teores de corte. No cenário de teor de corte variável, a participação do tipo IAM é 7,2% inferior, enquanto a do tipo IAG é 40% superior, em comparação ao cenário de corte fixo. Ressalta-se, contudo, que a participação média do IAM na massa total de minério é de aproximadamente 27%, ao passo que a do IAG é de cerca de 4%.

Ao analisar cada nível da cava matemática, observa-se que os tipos de itabiritos rejeitados por não atenderem aos critérios estabelecidos para o teor de corte são, principalmente, IAM e IAG. A diferença de 15,15% na massa de estéril entre os cenários de corte fixo e variável do PPCc decorre da rejeição desses tipos, sendo o IAG o mais rejeitado. Ressalta-se que ambos apresentam médias de PPCc mais elevadas, o que justifica sua exclusão conforme os parâmetros adotados.

Tabela 6 - Participação das tipologias em cada nível da cava de Alegria Norte em função de cada metodologia de teor de corte.

Fonte: Autor

Teor de Corte (PPCc<)			IE		IEM		IEMG		IMEG		IMGE		IMG		IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo
4.3%	6.2%	1284													100.0%	98.0%		2.0%
4.3%	6.2%	1268							31.3%	11.1%					68.7%	81.3%		7.6%
5.0%	6.2%	1252							41.7%	22.4%					58.3%	72.8%		4.8%
4.8%	6.2%	1236			0.7%	0.5%			47.6%	30.5%					51.7%	68.7%		0.4%
4.7%	6.2%	1220	1.5%	0.9%	2.7%	1.7%			57.3%	35.5%					37.8%	57.3%	0.6%	4.6%
4.7%	6.2%	1204	5.4%	3.0%	2.8%	1.5%			67.3%	38.0%					24.4%	50.3%		7.2%
5.3%	6.2%	1188	8.3%	7.1%	1.0%	0.9%			30.4%	26.1%					58.9%	58.6%	1.5%	7.3%
4.9%	6.2%	1172	16.8%	15.9%	0.5%	0.4%			21.3%	20.0%	0.4%	0.5%	0.2%	0.2%	56.8%	55.6%	3.9%	7.4%
5.2%	6.2%	1156	20.5%	19.1%	2.4%	2.1%			26.7%	25.7%	3.3%	2.9%		0.1%	43.6%	43.7%	3.4%	6.3%
5.3%	6.2%	1140	17.0%	16.6%	5.5%	4.6%			38.7%	32.5%	2.7%	2.5%			28.7%	33.0%	7.3%	10.9%
6.5%	6.2%	1124	15.7%	15.8%	12.0%	12.1%			30.8%	31.0%	5.5%	5.5%	0.9%	0.9%	26.2%	26.5%	8.9%	8.2%
7.0%	6.2%	1108	17.1%	17.8%	8.5%	8.8%	0.2%	0.2%	29.3%	30.0%	12.6%	12.8%	0.9%	0.8%	25.7%	25.9%	5.7%	3.8%
5.8%	6.2%	1092	16.5%	16.0%	5.8%	5.5%	3.2%	3.1%	32.5%	32.6%	15.7%	15.2%	0.8%	0.9%	23.6%	23.9%	1.9%	2.7%
7.2%	6.2%	1076	15.6%	15.7%	2.1%	2.1%	3.2%	3.4%	28.8%	29.1%	22.4%	23.4%	1.2%	1.3%	22.8%	23.7%	3.9%	1.4%
7.6%	6.2%	1060	16.7%	16.7%	0.5%	0.6%	4.0%	4.3%	25.8%	27.9%	21.0%	22.7%	2.0%	1.6%	22.8%	24.6%	7.2%	1.6%
7.6%	6.2%	1044	21.1%	22.8%			5.1%	5.8%	22.3%	24.8%	21.2%	23.5%	1.1%		21.5%	21.6%	7.7%	1.5%
8.0%	6.2%	1028	24.3%	27.0%			5.7%	6.4%	20.6%	22.4%	23.1%	25.2%	0.2%	0.1%	20.7%	17.6%	5.3%	1.4%
7.8%	6.2%	1012	31.2%	36.4%			5.8%	6.8%	18.7%	20.7%	19.5%	21.2%			20.4%	14.3%	4.4%	0.5%
6.6%	6.2%	996	44.6%	53.0%			3.3%	3.6%	21.0%	21.4%	14.5%	16.1%			15.5%	6.0%	1.0%	
9.0%	6.2%	980	62.7%	67.5%			0.4%	0.5%	15.7%	14.8%	14.1%	13.5%			6.7%	3.8%	0.3%	
Participação total por tipologia			19.6%	19.5%	3.3%	3.3%	2.7%	2.7%	27.7%	27.7%	14.9%	14.7%	0.8%	0.6%	26.0%	28.0%	5.0%	3.6%

Tabela 7 - Teor de PPCc (%) do minério em cada nível da cava de Alegria Norte em função de cada metodologia de teor de corte.

Fonte: Autor

Teor de Corte (PPCc<)			IE		IEM		IEMG		IMEG		IMGE		IMG		IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo
4.3%	6.2%	1284													3.73	4.29		6.40
4.3%	6.2%	1268							3.41	3.41					3.84	5.04		6.23
5.0%	6.2%	1252							2.50	2.50					4.59	5.32		6.27
4.8%	6.2%	1236			3.07	3.07			2.85	2.85					4.47	5.03		6.40
4.7%	6.2%	1220	4.34	4.34	3.40	3.40			3.16	3.18					4.41	5.17	4.48	5.78
4.7%	6.2%	1204	4.06	4.06	2.69	2.69			3.47	3.53					4.33	5.28		6.00
5.3%	6.2%	1188	3.59	3.59	2.08	2.08			2.88	2.88					4.07	4.32	5.05	5.81
4.9%	6.2%	1172	2.75	3.15	4.17	4.17			3.41	3.77	4.82	5.10	4.80	4.80	4.12	4.32	4.24	5.17
5.2%	6.2%	1156	2.69	2.87	2.56	2.56			3.63	3.81	3.11	3.11		5.74	4.43	4.57	4.36	5.19
5.3%	6.2%	1140	3.08	3.53	2.10	2.10			3.43	3.48	3.87	4.07			4.54	4.93	4.46	5.20
6.5%	6.2%	1124	3.11	3.11	1.76	1.76			3.50	3.50	3.44	3.44	5.67	5.67	4.69	4.69	4.70	4.49
7.0%	6.2%	1108	2.66	2.66	2.37	2.37	3.72	3.72	3.74	3.72	3.03	2.94	5.84	5.71	4.57	4.49	5.67	4.90
5.8%	6.2%	1092	2.47	2.47	3.17	3.22	4.56	4.56	3.95	4.02	2.79	2.79	5.31	5.44	4.58	4.66	5.37	5.64
7.2%	6.2%	1076	2.69	2.65	1.63	1.59	2.99	2.99	4.08	4.00	2.68	2.68	5.78	5.78	4.55	4.54	6.43	5.32
7.6%	6.2%	1060	2.52	2.47	1.46	1.46	2.78	2.78	3.85	3.84	2.35	2.35	5.87	5.68	4.48	4.47	6.95	5.51
7.6%	6.2%	1044	2.21	2.19			2.35	2.35	4.14	4.14	2.76	2.74	6.80		4.47	4.43	6.98	5.50
8.0%	6.2%	1028	1.95	1.94			2.47	2.47	3.95	3.89	3.44	3.45	6.08	5.01	4.54	4.30	7.05	5.95
7.8%	6.2%	1012	1.68	1.68			2.66	2.66	3.46	3.42	3.93	3.97			4.62	4.36	6.87	5.75
6.6%	6.2%	996	2.02	1.99			3.05	3.05	3.83	3.56	4.64	4.68			5.01	4.57	6.22	
9.0%	6.2%	980	2.58	2.55			3.20	3.20	4.51	4.33	5.29	5.29			4.79	4.07	7.88	
Teor médio por tipologia			2.43	2.46	2.27	2.28	2.91	2.91	3.75	3.75	3.02	3.00	5.90	5.65	4.50	4.61	6.04	5.22

No Apêndice C, estão apresentadas as massas dos tipos rejeitados por nível da Cava de Alegria Norte e observa-se que a maior rejeição ocorre para o tipo IAM, com uma massa rejeitada maior de 6,37 Mt considerando o teor de corte variável. Para o tipo IAG, a massa rejeitada é maior em 3,39 Mt em relação ao corte fixo. A soma das massas rejeitadas de IAM, IAG e de outras tipologias menos representativas resulta em um total de 10,56 Mt de estéril adicional na metodologia que utiliza o teor de corte variável.

No passado, quando era aplicado apenas o critério de corte fixo para o PPCc, os tipos mais contaminados, que integravam a classificação do minério, eram eliminados nos planos diários da mina devido à elevada dificuldade de atendimento às especificações dos teores de PPCc. Observa-se que as plantas de concentração já operavam próximas ao limite superior da especificação de PPCc, sendo rotina o aprofundamento da mina em regiões compostas por tipologias com baixos teores de contaminantes e a destinação dos tipos com PPCc mais elevados para a pilha de estéril. A adoção do critério de corte variável por nível da mina representa de forma mais fiel a realidade das operações diárias de planejamento e a operação de lavra, uma vez que permite a exclusão prévia das tipologias que não atendem aos requisitos do processo produtivo da Samarco durante a etapa de classificação entre minério e estéril nas rotinas de estimativa da Reserva Mineral.

O Apêndice C apresenta os valores médios de PPCc das tipologias rejeitadas em cada metodologia de teor de corte e por nível da mina. Observa-se que, quando o teor de corte variável é superior ao corte fixo, abaixo do banco 1124, os valores médios de PPCc dos materiais rejeitados pelo corte variável são superiores, enquanto são inferiores quando o corte fixo é maior.

No Apêndice D encontra-se, banco a banco, dos teores médios de PPCc do minério classificado dentro da cava matemática de Alegria Norte, considerando as metodologias de teor de corte fixo e variável. Observa-se que, na metodologia de corte variável, os teores médios estão adequadamente ajustados ao limite de especificação de 3,70%. Por outro lado, na metodologia de corte fixo, os teores nos bancos mais elevados ultrapassam o limite requerido. Conforme já observado em estudos anteriores, quando aplicado o corte fixo, havia grande dificuldade em equalizar, durante o sequenciamento de lavra até a exaustão da reserva, os teores médios de PPCc dentro dos limites de especificação, especialmente nos primeiros anos de lavra e/ou em regiões mais elevadas da mina. Considerando que a Samarco opera a mina de modo mais próximo ao conceito

de lavra banco a banco, a metodologia apresentada neste trabalho proporciona maior fluidez ao sequenciamento da lavra, mantendo os teores de PPCc dentro dos limites de especificação.

Ao realizar a mesma análise referente às tipologias presentes na cava matemática de Alegria Sul, observa-se resultado oposto ao verificado em Alegria Norte: há maior predominância de itabiritos martítico-especularíticos nos bancos superiores da mina, os quais apresentam teores médios de PPCc mais baixos. Dessa forma, a aplicação do teor de corte variável nos itabiritos anfibolíticos dos bancos mais altos da mina resulta em menor rejeição de material. A Tabela 8 e Tabela 9 apresentam a participação tipológica dentro da cava de Alegria Sul, bem como seus respectivos teores médios de PPCc, em função da metodologia de aplicação do teor de corte e por nível da mina.

Em Alegria Sul, observa-se a disponibilidade de tipologias distintas em relação a Alegria Norte, bem como uma participação mais constante dos tipos martítico-especularíticos ao longo de todos os níveis da mina, além de uma menor presença de IAG em comparação com a mina de Alegria Norte. O Apêndice D apresenta os teores de corte empregados nas metodologias de corte fixo e variável, sendo possível notar que, em Alegria Sul, os cortes variáveis são mais próximos dos cortes fixos, ao contrário do verificado em Alegria Norte. Ademais, os teores médios de PPCc por nível da mina, considerando a metodologia de corte fixo, demonstram comportamento distinto daquele observado em Alegria Norte. Em Alegria Sul, os teores mais elevados ocorrem nos bancos mais profundos da mina, enquanto em Alegria Norte os teores mais altos aparecem nos bancos superiores, onde há maior presença de itabiritos anfibolíticos.

Tabela 8 - Participação das tipologias em cada nível da cava de Alegria Sul em função de cada metodologia de teor de corte.

Fonte: Autor

Teor de Corte (PPCc<)			IEMG		IM		IME		IMEG		IMG		IG		IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo
6.5%	5.8%	1156			47.4%	50.7%			38.9%	41.6%					11.1%	7.7%	2.6%	
6.5%	5.8%	1140			25.2%	26.8%			45.3%	51.5%	1.2%	1.3%			15.5%	16.2%	12.7%	4.2%
6.9%	5.8%	1124	0.8%	0.9%	26.0%	25.2%			44.5%	48.2%	3.7%	4.0%	2.7%	2.7%	17.9%	18.9%	4.5%	0.1%
6.8%	5.8%	1108	2.0%	2.2%	23.0%	24.8%	0.8%	0.9%	39.7%	42.9%	5.5%	5.9%	2.4%	1.9%	20.1%	19.6%	6.5%	1.8%
5.4%	5.8%	1092	3.4%	3.2%	20.3%	19.8%	1.3%	1.2%	41.5%	39.0%	6.6%	6.4%	0.2%	0.4%	25.8%	27.5%	1.0%	2.5%
6.0%	5.8%	1076	2.0%	2.1%	17.7%	18.4%	1.2%	1.3%	35.2%	35.9%	7.0%	7.0%			33.5%	32.8%	3.3%	2.6%
5.6%	5.8%	1060	2.0%	1.9%	18.3%	17.8%	1.6%	1.6%	33.8%	32.7%	7.7%	8.1%			32.8%	32.8%	3.8%	5.1%
5.6%	5.8%	1044	2.2%	2.2%	19.3%	19.2%	1.9%	1.8%	33.7%	33.2%	7.1%	6.5%			35.1%	35.7%	0.8%	1.4%
5.4%	5.8%	1028	2.4%	2.4%	18.1%	17.7%	2.2%	2.2%	31.1%	30.5%	6.7%	6.1%			39.5%	41.0%		0.1%
5.8%	5.8%	1012	1.2%	1.2%	19.0%	19.1%	4.2%	4.2%	28.5%	29.0%	7.1%	6.3%			39.4%	39.8%	0.6%	0.4%
5.2%	5.8%	996			30.7%	26.3%	3.6%	3.1%	12.6%	11.0%					52.6%	56.5%	0.5%	3.0%
4.8%	5.8%	980			51.2%	40.1%	0.7%	0.4%	11.0%	9.1%					37.2%	43.3%		7.1%
Participação total por tipologia			1.9%	1.9%	21.4%	21.2%	1.6%	1.6%	34.8%	34.6%	5.9%	5.8%	0.4%	0.4%	31.2%	32.2%	2.8%	2.2%

Tabela 9 - Teor de PPCc (%) do minério em cada nível da cava de Alegria Sul em função de cada metodologia de teor de corte.

Fonte: Autor

Teor de Corte (PPCc<)			IEMG		IM		IME		IMEG		IMG		IG		IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo	Variável	Fixo
6.5%	5.8%	1156			3.53	3.53			3.24	3.24					5.32	4.58	6.52	
6.5%	5.8%	1140			3.81	3.48			2.94	2.94	4.62	4.62			4.11	3.91	6.22	5.65
6.9%	5.8%	1124	3.29	3.29	3.90	3.47			3.09	3.09	4.45	4.45	5.50	5.43	3.98	3.91	6.78	5.99
6.8%	5.8%	1108	3.38	3.38	2.94	2.93	2.61	2.61	3.20	3.20	3.56	3.56	5.76	5.62	4.66	4.44	6.38	5.71
5.4%	5.8%	1092	3.51	3.51	3.16	3.29	2.02	2.02	3.38	3.38	4.94	4.97	4.73	5.19	4.45	4.62	5.32	5.66
6.0%	5.8%	1076	2.94	2.94	2.97	2.99	1.33	1.33	3.24	3.24	5.18	5.17			4.25	4.17	5.58	5.39
5.6%	5.8%	1060	3.02	3.02	2.65	2.65	2.32	2.32	2.97	2.97	5.07	5.14			4.61	4.65	5.40	5.54
5.6%	5.8%	1044	3.06	3.06	3.19	3.19	2.70	2.70	2.90	2.90	5.01	5.04			4.56	4.60	5.49	5.67
5.4%	5.8%	1028	2.66	2.66	3.09	3.08	2.17	2.17	3.05	3.05	5.34	5.37			4.42	4.49		5.94
5.8%	5.8%	1012	2.22	2.22	3.40	3.40	2.16	2.16	2.62	2.62	5.18	5.21			4.56	4.56	5.91	5.89
5.2%	5.8%	996			3.15	3.16	2.06	2.06	2.25	2.25					4.45	4.59	5.10	5.47
4.8%	5.8%	980			3.34	3.27	2.12	2.12	2.88	2.89					4.36	4.43		5.69
Teor médio por tipologia			3.06	3.06	3.18	3.14	2.17	2.17	3.07	3.07	4.94	4.96	5.59	5.49	4.46	4.48	5.98	5.58

O Apêndice C apresenta as massas das tipologias IAM e IAG mais rejeitadas pelos teores de corte em Alegria Sul. Observa-se que a rejeição desses tipos mais contaminados é inferior à verificada em Alegria Norte, o que contribui para a redução da massa de estéril em Alegria Sul, bem como para a variação dessa massa entre as diferentes metodologias de teor de corte. Ademais, ressalta-se que as tipologias IAM e IAG apresentam teores médios de PPCc mais elevados na mina de Alegria Norte, quando comparado com os dados de Alegria Sul.

Observa-se também, que os teores de corte variáveis para Alegria Sul apresentam comportamento decrescente com o aumento da profundidade. Ressalta-se que este padrão é oposto ao verificado em Alegria Norte.

Ao comparar ambas as metodologias de definição do teor de corte, observa-se que a aplicação do teor de corte variável é amplamente aceita na mina de Alegria, da Samarco. Esse método possibilita um controle mais eficiente dos teores médios de PPCc nos diferentes bancos da mina, considerando o método de lavra por correias transportadoras. Destaca-se que, em Alegria Norte, a maior rejeição dos itabiritos anfíbolíticos nos bancos superiores, em decorrência do corte variável, resulta em um aumento na geração de estéril. Contudo, na prática, esse material seria descartado durante as programações semanais e diárias de lavra, conforme era observado no passado. No caso de Alegria Sul, não se observam variações significativas na massa de estéril, havendo, inclusive, uma leve redução no volume de estéril classificado pelo critério do corte variável.

Por fim, após a operacionalização das cavas matemáticas, realizou-se uma nova parametrização do teor de corte variável, com o objetivo de garantir que a classificação do minério permanecesse dentro do limite especificado de $PPCc = 3,70\%$. O Apêndice E apresenta uma comparação entre os teores de corte considerados na definição da cava matemática e os teores de corte adotados na cava operacional em cada mina. Além disso, estão apresentadas as massas de minério classificadas de acordo com os teores de corte em cada nível da mina.

Pode-se observar que existe uma variação entre os teores de corte considerados na etapa de otimização da cava matemática e aqueles adotados na cava operacionalizada. Essa diferença decorre do processo de operacionalização da cava final, no qual pode ocorrer perda e/ou ganho de alguns blocos de minério em razão das alterações nas geometrias das cavas. Com a nova parametrização do teor de corte

aplicada à geometria operacional, assegura-se que todo o minério classificado esteja dentro do limite de especificação exigido.

A otimização da cava referente à fase 2, segue a mesma metodologia descrita anteriormente para a fase 1, razão pela qual não será detalhada novamente neste trabalho. Ressalta-se que, além das restrições ambientais, existe apenas uma distinção em relação ao limite de especificação de PPCc entre as fases 1 e 2. Na fase 2, adota-se um teor de corte inferior em virtude da entrada em operação do Concentrador 1, o qual trabalha com teores mais baixos de PPCc. Por sua vez, a fase 1 considera a operação dos Concentradores 2 e 3, que operam com teores mais elevados de PPCc. O procedimento adotado para a fase 1 teve como propósito comparar os resultados entre as diferentes metodologias, bem como esclarecer as divergências observadas entre elas.

5.2 Resultados obtidos no plano de produção

O plano de produção desenvolvido para o comparativo entre as metodologias de teor de corte considera uma cava final composta pelas fases 1 e 2, adotando uma estratégia de redução dos limites de especificação do PPCc à medida que ocorre a retomada dos concentradores. A vida útil estimada para o plano de produção é de 17 anos, sendo o plano de lavra sequenciado em períodos anuais, com a classificação da reserva baseada nos teores de corte fixo e variável. Dessa forma, é possível realizar uma comparação dos ganhos obtidos ao se adotar o teor de corte variável do PPCc por níveis da mina em relação ao teor de corte fixo. O sequenciamento de lavra para ambos os cenários foi realizado utilizando o mesmo software, Geovia Minesched, com parâmetros, metas de produção e especificações de qualidade idênticos. Por se tratar de dados sensíveis da empresa Samarco, os resultados do plano de produção apresentados a seguir estão restritos aos teores de PPCc sequenciados para cada concentrador.

A Figura 17 demonstra que, ao se aplicar o teor de corte fixo para o PPCc, observa-se maior dificuldade em atender ao limite de especificação dessa variável no Concentrador 1, cujo valor máximo permitido é de 3,00%. Os teores que estão em conformidade com a especificação encontram-se destacados em verde. Em função das especificações de projeto, o Concentrador 1 apresenta maior dificuldade no processamento de minérios com PPCc elevado, o que exige um controle mais rigoroso

do ROM destinado a essa unidade. Por outro lado, ao se adotar o teor de corte variável, foi possível atender à especificação de PPCc em todos os períodos planejados, evidenciando que a metodologia empregada é adequada ao processo operacional da Samarco.

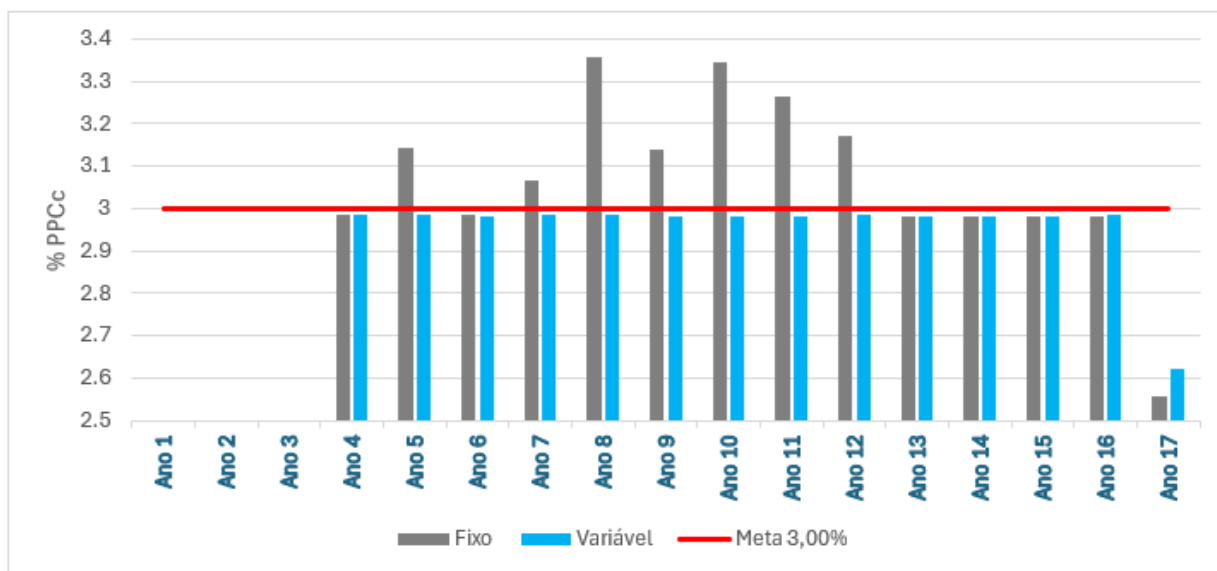


Figura 17 - Teores de PPCc do Concentrador 1 sequenciados pelo teor de corte fixo e variável

Fonte: Autor

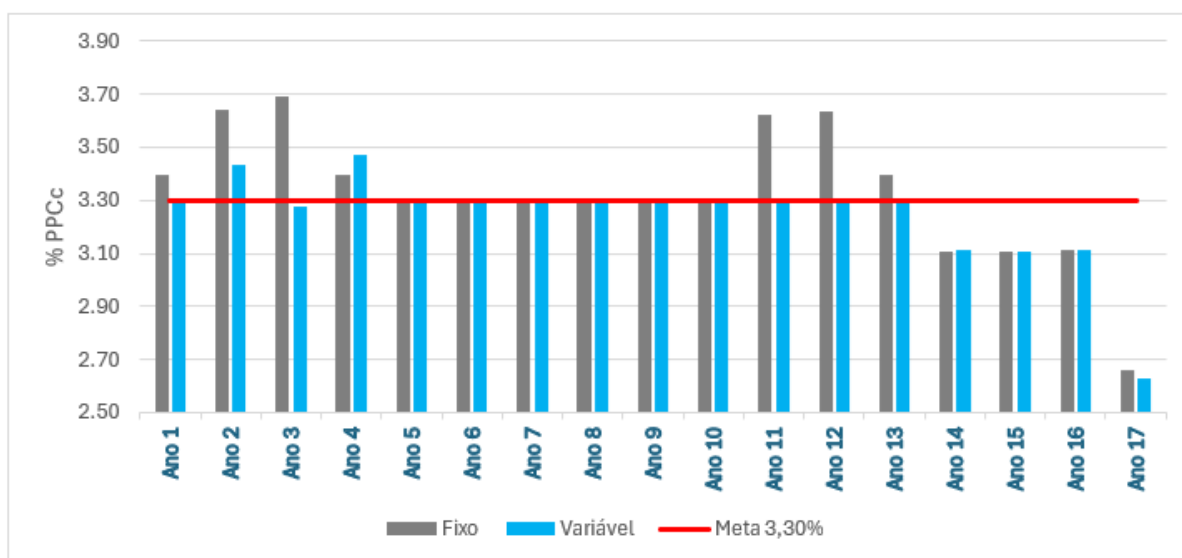


Figura 18 - Teores de PPCc do Concentrador 2 sequenciados pelo teor de corte fixo e variável

Fonte: Autor

A Figura 18 **Erro! Fonte de referência não encontrada.** apresenta os teores sequenciados para o Concentrador 2, que opera com limite de especificação do PPCc

fixado em 3,30%. Observa-se que, na metodologia do corte variável, a especificação é atendida em quase todos os períodos analisados. Por outro lado, ao se aplicar o corte fixo no PPCc, verifica-se maior dificuldade no controle dessa variável em determinados períodos. Em relação ao Concentrador 3, cujo limite de especificação do PPCc é mais elevado ($\leq 3,90\%$), não foram observadas dificuldades no atendimento dos teores requeridos, tanto nos cenários de corte fixo quanto de corte variável do PPCc, conforme a Figura 19.

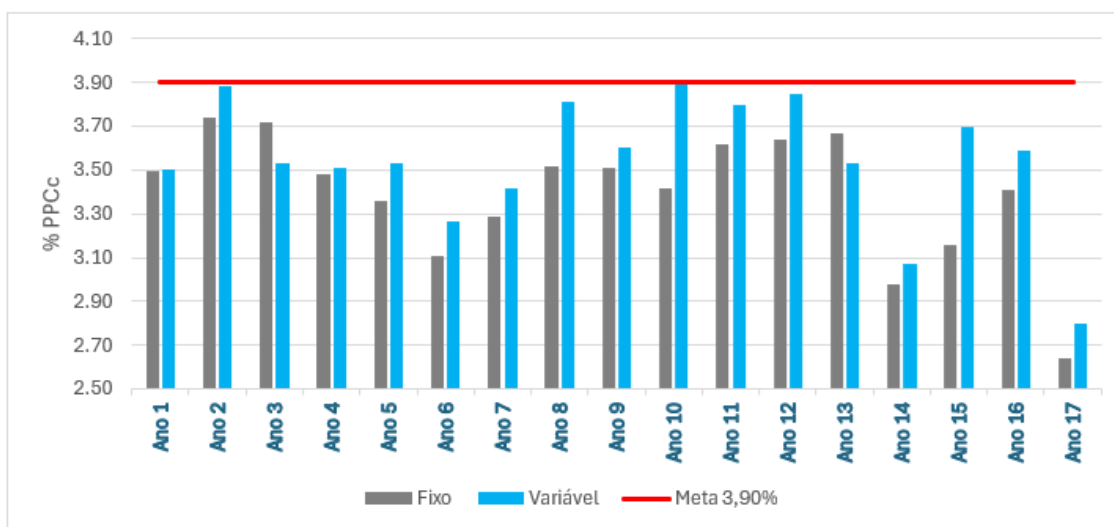


Figura 19 - Teores de PPCc do Concentrador 3 sequenciados pelo teor de corte fixo e variável
Fonte: Autor

A alimentação do ROM nos concentradores é efetuada por meio de um sistema complexo de correias transportadoras de longa distância, originárias das pilhas pulmão situadas nas minas. Tais transportadores apresentam limitações de capacidade que, em determinadas circunstâncias, inviabilizam o balanceamento do ROM com menores teores de PPCc entre os concentradores. A implementação do teor de corte variável na classificação entre minério e estéril, na Reserva Mineral da Samarco, proporcionou maior controle e estabilização dos teores de PPCc no concentrado obtido pelos concentradores.

Cabe destacar que, em cenários previamente estudados pela Samarco, nos quais ocorre aumento da reserva devido à flexibilização dos limites de especificação de PPCc, observa-se uma maior dificuldade no controle dessa variável durante a classificação entre minério e estéril, quando utilizado o corte fixo, em comparação ao cenário exposto anteriormente. A utilização do corte variável resultou em maior controle e estabilidade

dessa variável no plano de produção da empresa.

6 – CONCLUSÕES

Esta dissertação de mestrado alcançou de forma satisfatória seu principal objetivo que foi desenvolver e validar uma nova metodologia para a otimização do teor de corte, com foco específico na variável Perda por Calcinação (PPCc) na Mina de Alegria, da Samarco. A abordagem aqui proposta se diferencia dos métodos tradicionais por adotar um teor de corte variável que se ajusta de acordo com o nível da mina, refletindo de forma mais precisa a realidade operacional e as particularidades geológicas desse depósito mineral. Este estudo demonstra que a aplicação de um teor de corte dinâmico não apenas permite um controle de qualidade mais rigoroso, mas também otimiza a eficiência do processo de produtivo da Samarco.

Ao invés de um valor fixo e uniforme, o teor de corte foi otimizado para cada banco, considerando a variabilidade intrínseca do minério de ferro itabirítico e as particularidades operacionais da mina que é operada por caminhões e correias transportadoras. A validação dessa abordagem foi realizada por meio de uma comparação detalhada dos resultados obtidos com a nova metodologia e a abordagem tradicional. Os resultados demonstraram a eficácia do método proposto, especialmente na estabilização do teor médio de PPCc no concentrado de minério de ferro, um parâmetro crítico para as etapas subsequentes de beneficiamento e pelotização.

A implementação do teor de corte variável gerou resultados distintos, mas igualmente positivos, nas duas principais minas da Samarco. Na Mina de Alegria Norte, a aplicação da nova metodologia resultou em uma maior rejeição de itabiritos anfíbolíticos nos bancos superiores. Embora isso tenha levado a um volume maior de material classificado como estéril, essa decisão é tecnicamente justificada e benéfica para o processo, pois evita restrições na alimentação dos concentradores devido ao maior requerimento energético de materiais com maiores teores de PPCc. Esse aumento de estéril, na verdade, alinha o planejamento da lavra com a realidade da operação, onde esse material já seria segregado nas operações diárias de lavra para atendimento aos teores requeridos pelas plantas de beneficiamento. Na Mina de Alegria Sul, a mesma metodologia, adaptada às suas características geológicas específicas, proporcionou uma leve redução na massa de estéril classificada, trazendo o benefício de controle dessa variável ao longo do sequenciamento da lavra.

7 – SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS

Os resultados positivos alcançados neste estudo abrem um leque de oportunidades para estudos futuros e sugere-se a expansão e adaptação da metodologia proposta para:

1. Outras Variáveis de Qualidade: A aplicação do modelo dinâmico para otimizar outros parâmetros de qualidade do minério, como o teor de ferro e outros contaminantes, o que poderia levar a uma otimização completa do processo.

2. Diferentes Depósitos Minerais: A validação da metodologia em outros depósitos de minério de ferro, ou mesmo de outros minerais, com características mineralógicas distintas.

3. Incorporação do conceito de planejamento estocástico de lavra: Uma proposta seria desenvolver um modelo de otimização estocástica que define o teor de corte ideal para cada período (por exemplo, mensal ou anual) com base na distribuição de probabilidade dos teores de PPCc. Isso permitiria a criação de cenários de risco, onde o planejamento de lavra considera diferentes "realizações" do depósito mineral. A otimização buscaria, por exemplo, maximizar o valor esperado do projeto, ao mesmo tempo em que minimiza a probabilidade de não atingir as metas de PPCc.

REFERÊNCIAS

- AHMADI, M. R.; SHAHABI, R. S. Cutoff grade optimization in open pit mines using genetic algorithm. **Resources Policy**, v. 55, p. 184-191, mar. 2018. Disponível em: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2017.11.016>. Acesso em: 26 jun. 2024.
- ASAD, M. W. A. Cut-off grade optimisation algorithm with stockpiling option for open pit mining operations of two economic minerals. **International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment**, v. 19, n. 3, p. 176–187, 2005.
- ASAD, M. W. A. **Multi mineral cut-off grade optimization with option to stockpile**. 1997. MSc thesis (Mestrado em Engenharia de Minas) – Colorado School of Mines, Golden, CO, 1997.
- ASAD, M. W. A. Optimum cut-off grade policy for open pit mining operations through net present value algorithm considering metal price and cost escalation. **Engineering Computations**, v. 24, n. 7, p. 723–736, 2007.
- ASAD, M. W. A.; DIMITRAKOPOULOS, R. A heuristic approach to stochastic cutoff grade optimization for open pit mining complexes with multiple processing streams. **Resources Policy**, v. 38, n. 4, p. 591-597, dez. 2013.
- BAI, V. X. et al. Pseudoflow method for pit optimization. **Whittle Paper**, 2017. 9 p. Disponível em: <https://www.3ds.com/fileadmin/PRODUCTS-SERVICES/GEOVIA/PDF/whitepaper/2017-GEOVIA-WHITEPAPER-PSEUDOFLOW.pdf>. Acesso em: 10 jul. 2024.
- BASCETIN, A.; NIETO, A. Determination of optimal cut-off grade policy to optimize NPV using a new approach with optimization factor. **The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, 2007.
- BIENSTOCK, D.; ZUCKERBERG, M. Solving LP relaxations of large-scale precedence constrained problems. In: **Integer Programming and Combinatorial Optimization (IPCO)**. Lecture Notes in Computer Science, v. 6080, p. 1–14, 2010.
- CAMPOS, P. H. A. **Um comparativo de metodologias no planejamento de lavra: sequenciamento direto de blocos vs. planejamento tradicional**. 2017. Monografia (Graduação) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2017.
- CAMPOS, P. H. A. et al. Comparison between the application of the conventional mine planning and of the direct block scheduling on an open pit mine project. **REM - International Engineering Journal**, v. 71, n. 2, p. 269-274, abr. 2018. Disponível em: <https://doi.org/10.1590/0370-44672017710037>. Acesso em: 26 jul. 2024.

CAPPONI, L. N. **Planejamento estocástico de curto prazo incorporando a incerteza da estimativa no controle de teores**. 2019. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2019. Disponível em: <http://hdl.handle.net/10183/212870>. Acesso em: 13 jul. 2024.

CURI, A. **Apostila de planejamento de lavra**. Ouro Preto: Universidade Federal de Ouro Preto, 2006. 102 f.

CURI, A. **Minas a céu aberto: planejamento de lavra**. Ouro Preto: Oficina de Textos, 2014.

DAGDELEN, K. Cut-off grade optimisation. In: **Proceedings of the 23rd International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industry (APCOM)**. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 1992. p. 157–165.

DAGDELEN, K. A NPV optimisation algorithm for open pit mine design. In: **Proceedings of the 24th International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry**. Montreal: Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, 1993. p. 257–263.

DOWD, P. A. Application of dynamic and stochastic programming to optimise cut-off grades and production rates. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**, Section A: Mining Technology, v. 85, n. 1, p. 22–31, 1976.

FRANÇOIS-BONGARÇON, D.; MARECHAL, A. A new method for open pit design: parametrization of the final pit contour. In: APCOM SYMPOSIUM, 14., 1976, Pennsylvania State University. **Proceedings [...]**. Pennsylvania: s. n., 1976.

FREITAS, S. B. M. **Planejamento estocástico de lavra: metodologias de simulação, otimização e gestão de risco para a mina do futuro**. 2015. Tese (Doutorado em Engenharia) – Universidade de São Paulo, São Paulo, 2015. Disponível em: <http://www.teses.usp.br/teses/disponiveis/3/3134/tde-21072016-092020/>. Acesso em: 8 jul. 2024.

GITHIRIA, J. Cut-off grade optimisation to maximise the net present value using Whittle 4X. **International Journal of Mining and Mineral Engineering**, v. 7, n. 4, p. 313, 2016. Disponível em: <https://doi.org/10.1504/ijmme.2016.079993>. Acesso em: 15 abr. 2024.

GITHIRIA, J.; MUSINGWINI, C. A stochastic cut-off grade optimization model to incorporate uncertainty for improved project value. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 119, n. 3, 2019. Disponível em: <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2019/v119n3a1>. Acesso em: 7 abr. 2024.

- GOLDBERG, A. V.; TARJAN, R. E. A new approach to the maximum-flow problem. **Journal of the Association for Computing Machinery**, v. 35, n. 4, p. 921–940, out. 1988.
- HENNING, U. Calculation of cut-off grade. **Canadian Mining Journal**, v. 84, n. 3, p. 54–57, 1963.
- HOCHBAUM, D. S. The pseudoflow algorithm: a new algorithm for the maximum-flow problem. **Operations Research**, v. 56, n. 4, p. 992–1009, ago. 2008.
- HUSTRULID, W.; KUCHTA, M.; MARTIN, R. **Open pit mine planning and design**. 3rd ed. London: CRC Press, 2013.
- JOHNSON, T. B. **Optimum open pit mine production scheduling**. 1968. Tese (Doutorado em Pesquisa Operacional) – University of California, Berkeley, 1968. Disponível em: <https://apps.dtic.mil/sti/tr/pdf/AD0672094.pdf>. Acesso em: 25 mai. 2025.
- JOHNSON, T. B. Optimum production scheduling. In: **8th International Symposium on Computers and Operations Research**, 1969, Salt Lake City. Proceedings [...]. Salt Lake City: s. n., 1969. p. 539-562.
- KAKAIE, R. A new algorithm for optimum open pit design: floating cone method III. **Journal of Mining and Environment**, v. 2, n. 2, p. 118–125, 2012.
- KRAUTKRAEMER, J. A. The cut-off grade and the theory of extraction. **The Canadian Journal of Economics**, v. 21, n. 1, p. 146, fev. 1988.
- LANE, K. F. Choosing the optimum cutoff grade. **Colorado School of Mines Quarterly**, v. 59, 1964.
- LANE, K. F. **The economic definition of ore: cut-off grade in theory and practice**. London: Mining Journal Books, 1988.
- LERCHS, H.; GROSSMANN, L. F. Optimum design of open-pit mines. **Canadian Mining and Metallurgical Bulletin**, v. 68, p. 17-24, 1965.
- MINNITT, R. C. A. Cut-off grade determination for the maximum value of a small Wits-type gold mining operation. **The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 104, n. 5, p. 277-283, jun. 2004. Disponível em: <https://www.saimm.co.za/Journal/v104n05p277.pdf>. Acesso em: 12 mai. 2024.
- MORTIMER, G. Grade control. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**, v. 59, p. 1–43, 1950.

MUSINGWINI, C. Optimization in underground mine planning: developments and opportunities. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 116, n. 9, p. 809-820, 2016. Disponível em: <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2016/v116n9a1>. Acesso em: 20 mai. 2024.

PANA, M. T. The simulation approach to open-pit design. In: 5th APCOM, 1965, Tucson, Arizona. **Proceedings [...]**. Tucson: s. n., mar. 1965. p. ZZ-1–ZZ-24.

PICARD, J. C. Maximal closure of a graph and applications to combinatorial problems. **Management Science**, v. 22, n. 11, p. 1268–1272, 1976.

PINTO, C. L.; DUTRA, J. I. G. **Introdução ao planejamento e operação de lavra (a céu aberto e subterrânea)**. Belo Horizonte: Universidade Corporativa Chemtech, 2008. 57 f. Disponível em: <https://silo.tips/download/curso-introducao-ao-planejamento-e-operacao-de-lavra>. Acesso em: 10 abr. 2024.

RENDU, J. M. **Introduction to cut-off grade estimation**. 2nd ed. Englewood: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2014.

SILVA, N. C. S. **Metodologia de planejamento estratégico de lavra incorporando riscos e incertezas para a obtenção de resultados operacionais**. 2008. Tese (Doutorado em Engenharia) – Universidade de São Paulo, São Paulo, 2008. Disponível em: <http://www.teses.usp.br/teses/disponiveis/3/3134/tde-03062008-101455/>. Acesso em: 7 jun. 2024.

TAYLOR, H. K. Cut-off grades: some further reflections. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**, Section A: Mining Technology, v. 96, p. 204–216, 1985.

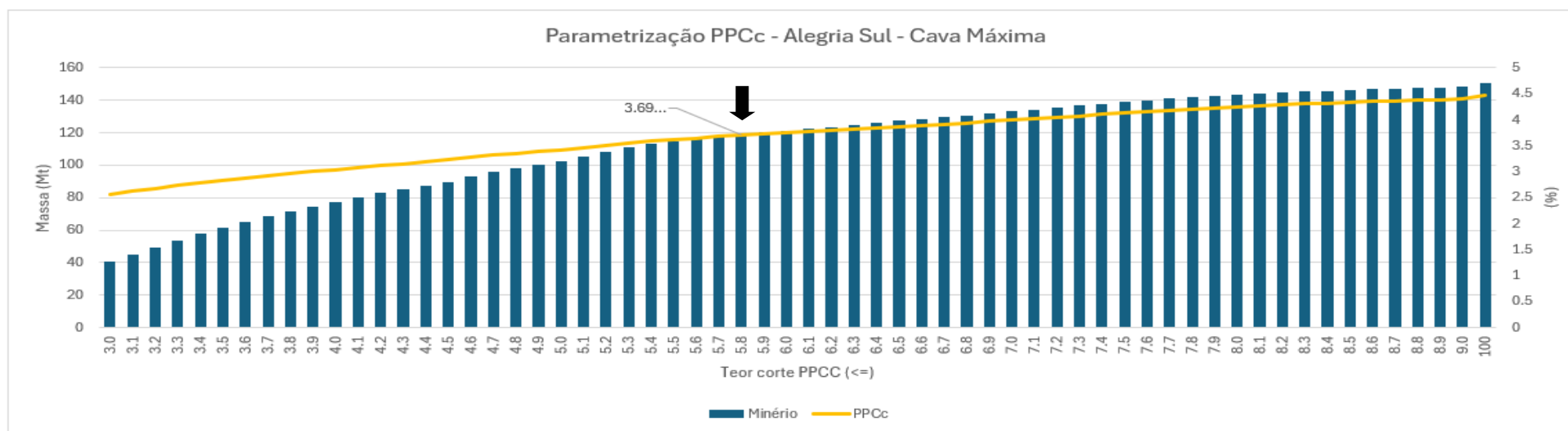
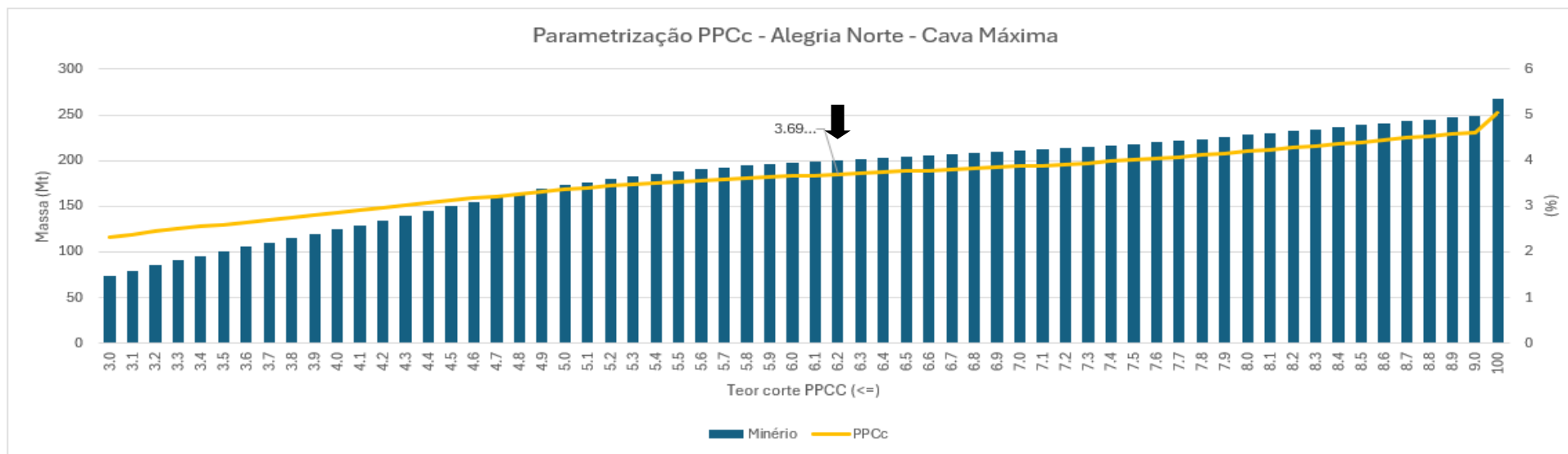
TAYLOR, H. K. General background theory of cut-off grades. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**, Section A: Mining Technology, 1972. p. 160–179.

WHITTLE, J.; WHARTON, C. Optimising cut-offs over time. In: **Proceedings of the 25th International Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries**, 1995, Brisbane, Australia. Melbourne: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1995. p. 261–265.

WRIGHT, E. A. Moving cone II: a simple algorithm for optimum pit limits design. In: 28th APCOM, 1999, Golden, Colorado. **Proceedings [...]**. Golden: Colorado School of Mines, 1999. p. 367–374.

WRIGHT, E. A. **Open pit mine design models**. Clausthal-Zellerfeld: Trans Tech Publications, 1990.

APÊNDICE B – PARAMETRIZAÇÃO DO TEOR DE CORTE FIXO EM ALEGRIA NORTE E SUL



APÊNDICE C – MASSAS E TEORES DOS TIPOS REJEITADOS POR METOLOGIA DE TEOR DE CORTE

Massas (t) dos tipos rejeitados por nível da cava de Alegria Norte:

Teor de Corte (PPCc<)			IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo
4.3%	6.2%	1284	258 750	101 250	232 100	242 650
4.3%	6.2%	1268	641 250	427 500	791 250	791 250
5.0%	6.2%	1252	967 500	360 000	1 086 650	1 033 900
4.8%	6.2%	1236	1 136 250	225 000	1 382 050	1 382 050
4.7%	6.2%	1220	1 271 250	303 750	1 867 350	1 761 850
4.7%	6.2%	1204	1 372 500	180 000	2 352 650	2 141 650
5.3%	6.2%	1188	337 500		2 553 100	2 310 450
4.9%	6.2%	1172	573 750	11 250	2 785 200	2 521 450
5.2%	6.2%	1156	382 500		3 418 200	3 143 900
5.3%	6.2%	1140	1 102 500	101 250	4 177 800	3 639 750
6.5%	6.2%	1124	123 750	135 000	4 789 700	4 905 750
7.0%	6.2%	1108	11 250	168 750	5 728 650	6 024 050
5.8%	6.2%	1092	427 500	202 500	6 171 750	5 475 450
7.2%	6.2%	1076		11 250	4 599 800	4 146 150
7.6%	6.2%	1060		11 250	2 437 050	2 268 250
7.6%	6.2%	1044			1 255 450	938 950
8.0%	6.2%	1028			664 650	400 900
7.8%	6.2%	1012			200 450	84 400
6.6%	6.2%	996			105 500	
9.0%	6.2%	980				
Total rejeitado por tipo:			8 606 250	2 238 750	46 599 350	43 212 800

Teores de PPCc (%) das massas rejeitadas pelos teores de corte em Alegria Norte:

Teor de Corte (PPCc<)			IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo
4.3%	6.2%	1284	5.76	7.11	8.60	8.66
4.3%	6.2%	1268	6.80	7.45	8.62	8.66
5.0%	6.2%	1252	6.34	7.20	8.76	8.88
4.8%	6.2%	1236	5.81	7.16	9.37	9.38
4.7%	6.2%	1220	6.06	7.28	9.23	9.45
4.7%	6.2%	1204	5.76	6.79	8.38	8.64
5.3%	6.2%	1188	5.82		8.68	8.97
4.9%	6.2%	1172	5.42	6.61	8.18	8.42
5.2%	6.2%	1156	5.60		8.21	8.40
5.3%	6.2%	1140	5.95	6.88	8.20	8.48
6.5%	6.2%	1124	7.39	7.32	9.07	9.01
7.0%	6.2%	1108	7.93	6.93	9.08	8.94
5.8%	6.2%	1092	6.49	6.74	8.90	9.05
7.2%	6.2%	1076		7.07	9.15	8.90
7.6%	6.2%	1060		6.56	8.77	8.30
7.6%	6.2%	1044			8.51	7.88
8.0%	6.2%	1028			9.02	8.17
7.8%	6.2%	1012			8.80	8.26
6.6%	6.2%	996			8.95	
9.0%	6.2%	980				

Massa em toneladas dos tipos rejeitados por nível da cava de Alegria Sul:

Teor de Corte (PPCc<)			IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo
6.5%	5.8%	1156	67 500	146 250	654 100	706 850
6.5%	5.8%	1140	33 750	90 000	516 950	928 400
6.9%	5.8%	1124		33 750	1 529 750	1 867 350
6.8%	5.8%	1108	123 750	348 750	1 972 850	2 532 000
5.4%	5.8%	1092	1 113 750	652 500	2 975 100	2 753 550
6.0%	5.8%	1076	213 750	405 000	2 458 150	2 584 750
5.6%	5.8%	1060	326 250	135 000	1 920 100	1 656 350
5.6%	5.8%	1044	247 500	146 250	2 015 050	2 025 600
5.4%	5.8%	1028	337 500	67 500	1 782 950	1 993 950
5.8%	5.8%	1012	213 750	281 250	844 000	1 255 450
5.2%	5.8%	996	247 500	45 000	168 800	379 800
4.8%	5.8%	980	56 250		10 550	52 750
Total rejeitado por tipo:			2 981 250	2 351 250	16 848 350	18 736 800

Teores de PPCc (%) das massas rejeitadas pelos teores de corte em Alegria Sul:

Teor de Corte (PPCc<)			IAM		IAG	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo	Variável	Fixo
6.5%	5.8%	1156	6.91	6.76	7.77	7.66
6.5%	5.8%	1140	7.68	6.84	7.22	6.86
6.9%	5.8%	1124		6.40	8.23	7.98
6.8%	5.8%	1108	7.74	6.99	8.27	7.95
5.4%	5.8%	1092	6.25	6.51	7.51	7.64
6.0%	5.8%	1076	6.48	6.29	7.42	7.36
5.6%	5.8%	1060	6.06	6.25	7.01	7.16
5.6%	5.8%	1044	6.20	6.43	7.40	7.42
5.4%	5.8%	1028	5.82	6.16	7.57	7.69
5.8%	5.8%	1012	6.39	6.35	6.90	7.15
5.2%	5.8%	996	5.70	6.36	6.77	6.58
4.8%	5.8%	980	5.22		7.49	7.08

APÊNDICE D – TEORES MÉDIOS DE PPCc DO MINÉRIO CLASSIFICADO PELO CORTE FIXO E VARIÁVEL NA CAVA MATEMÁTICA

Teores médios de PPCc (%) da cava matemática de Alegria Norte por metodologia de teor de corte:

Teor de Corte (PPCc<)			Total	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo
4.3%	6.2%	1284	3.73	4.33
4.3%	6.2%	1268	3.69	4.93
5.0%	6.2%	1252	3.68	4.71
4.8%	6.2%	1236	3.73	4.40
4.7%	6.2%	1220	3.69	4.52
4.7%	6.2%	1204	3.70	4.63
5.3%	6.2%	1188	3.69	4.02
4.9%	6.2%	1172	3.72	4.07
5.2%	6.2%	1156	3.72	3.96
5.3%	6.2%	1140	3.68	4.06
6.5%	6.2%	1124	3.69	3.67
7.0%	6.2%	1108	3.71	3.59
5.8%	6.2%	1092	3.71	3.80
7.2%	6.2%	1076	3.73	3.61
7.6%	6.2%	1060	3.71	3.45
7.6%	6.2%	1044	3.69	3.34
8.0%	6.2%	1028	3.56	3.28
7.8%	6.2%	1012	3.33	3.00
6.6%	6.2%	996	3.32	2.95
9.0%	6.2%	980	3.41	3.22
Teor médio por metodologia			3.65	3.64

Teores médios de PPCc (%) da cava matemática de Alegria Sul por metodologia:

Teor de Corte (PPCc<)			Total	
Variável	Fixo	Banco:	Variável	Fixo
6.5%	5.8%	1156	3.65	3.45
6.5%	5.8%	1140	3.73	3.32
6.9%	5.8%	1124	3.71	3.45
6.8%	5.8%	1108	3.70	3.49
5.4%	5.8%	1092	3.71	3.83
6.0%	5.8%	1076	3.68	3.63
5.6%	5.8%	1060	3.68	3.75
5.6%	5.8%	1044	3.66	3.69
5.4%	5.8%	1028	3.68	3.72
5.8%	5.8%	1012	3.64	3.62
5.2%	5.8%	996	3.71	3.92
4.8%	5.8%	980	3.67	3.93
Teor médio por metodologia			3.68	3.67

APÊNDICE E – COMPARATIVOS ENTRE CAVAS MATEMÁTICAS E OPERACIONAIS

Teores de corte variáveis e minério classificado nas cavas matemática e operacional da Mina de Alegria Norte:

Teor de Corte (PPCc<)			Minério classificado (t)		
Cava Matemática	Cava Operacional	Banco:	Cava Matemática	Cava Operacional	
4.3%	4.2%	1284	315 000	393 750	
4.3%	4.0%	1268	147 450	192 450	
5.0%	4.9%	1252	830 250	875 550	
4.8%	4.8%	1236	1 698 400	1 720 000	
4.7%	4.6%	1220	1 813 100	1 685 250	
4.7%	4.7%	1204	1 750 400	1 759 350	
5.3%	5.3%	1188	3 612 650	3 546 900	
4.9%	4.9%	1172	5 091 450	4 969 750	
5.2%	5.2%	1156	7 217 300	7 095 350	
5.3%	5.3%	1140	9 199 450	9 289 850	
6.5%	6.3%	1124	15 344 950	15 382 400	
7.0%	6.9%	1108	20 325 500	20 639 650	
5.8%	5.8%	1092	20 784 000	20 458 250	
7.2%	7.0%	1076	22 641 200	22 131 600	
7.6%	7.5%	1060	21 473 100	21 019 450	
7.6%	7.6%	1044	19 553 150	18 882 600	
8.0%	9.0%	1028	15 401 850	15 256 100	
7.8%	100.0%	1012	11 217 050	9 716 500	
6.6%	100.0%	996	6 223 300	5 181 950	
9.0%	6.7%	980	3 014 350	1 643 200	Diferença
		Total	187 653 900	181 839 900	-3.1%
		PPCc (%)	3,64	3,67	0.8%

Teores de corte variáveis e minério classificado nas cavas matemática e operacional da Mina de Alegria Sul:

Teor de Corte (PPCc<)			Minério classificado		
Cava Matemática	Cava Operacional	Banco:	Cava Matemática	Cava Operacional	
6.5%	6.5%	1156	2 019 900	2 019 900	
6.5%	6.5%	1140	4 559 950	4 548 700	
6.9%	6.9%	1124	7 742 850	7 750 600	
6.8%	7.1%	1108	11 476 800	11 327 950	
5.4%	5.4%	1092	12 928 400	13 154 750	
6.0%	6.2%	1076	16 354 450	16 820 350	
5.6%	5.8%	1060	15 943 950	16 046 750	
5.6%	6.1%	1044	14 023 750	13 860 750	
5.4%	5.6%	1028	12 768 300	12 357 150	
5.8%	5.9%	1012	9 964 750	9 470 050	
5.2%	5.4%	996	4 302 150	4 610 100	
4.8%	4.8%	980	1 785 750	2 076 900	Diferença
		Total	113 871 000	114 043 950	0.2%
		PPCc (%)	3,71	3,70	-0.3%