

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

VINÍCIUS IGOR ALBUQUERQUE BATISTA DE ARAÚJO

ADERÊNCIA DAS ESTIMATIVAS DOS CUSTOS DE CAPITAL E OPERACIONAL  
DO MAFMINE E DAS EQUAÇÕES DE CAMM E STEBBINS EM PROJETOS DE  
LAVRA SUBTERRÂNEA

PORTO ALEGRE

2023

VINICIUS IGOR ALBUQUERQUE BATISTA DE ARAÚJO

ADERÊNCIA DAS ESTIMATIVAS DOS CUSTOS DE CAPITAL E OPERACIONAL  
DO MAFMINE E DAS EQUAÇÕES DE CAMM E STEBBINS EM PROJETOS DE  
LAVRA SUBTERRÂNEA

Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais – PPGEM, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de concentração: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa

Orientador: Prof. Dr. Carlos Otávio Petter

PORTO ALEGRE-RS

2023

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Carlos André Bulhões Mendes (Reitor)

Patricia Pranke (Vice-Reitora)

ESCOLA DE ENGENHARIA

Carla Schwengber ten Caten (Diretora)

Afonso Reguly (Vice-Diretor)

PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS,  
METALÚRGICA E DE MATERIAIS

Afonso Reguly (Coordenador)

Samuel Edmundo Lopez Bello (Vice-Coodenador)

CIP - Catalogação na Publicação

Araújo, Vinicius Igor Albuquerque Batista de  
ADERÊNCIA DAS ESTIMATIVAS DOS CUSTOS DE CAPITAL E  
OPERACIONAL DO MAFMINE E DAS EQUAÇÕES DE CMM E  
STEBBINS EM PROJETOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA / Vinicius  
Igor Albuquerque Batista de Araújo. -- 2023.  
124 f.  
Orientador: Carlos Otávio Petter.

Dissertação (Mestrado) -- Universidade Federal do  
Rio Grande do Sul, Escola de Engenharia, Programa de  
Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de  
Materiais, Porto Alegre, BR-RS, 2023.

1. Mineração. 2. Lavra subterrânea. 3. Aderência.  
4. Viabilidade econômica. I. Petter, Carlos Otávio,  
orient. II. Título.

Elaborada pelo Sistema de Geração Automática de Ficha Catalográfica da UFRGS com os  
dados fornecidos pelo(a) autor(a).

VINICIUS IGOR ALBUQUERQUE BATISTA DE ARAÚJO

ADERÊNCIA DAS ESTIMATIVAS DOS CUSTOS DE CAPITAL E OPERACIONAL  
DO MAFMINE E DAS EQUAÇÕES DE CAMM E STEBBINS EM PROJETOS DE  
LAVRA SUBTERRÂNEA

Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais – PPGEM, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de concentração: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa

Esta Dissertação foi julgada adequada para obtenção do Título de “Mestre” e aprovada em sua forma final/com alterações indicadas pela banca.

Porto Alegre, 04 de setembro de 2023.

BANCA EXAMINADORA:

\_\_\_\_\_  
Dr. Fernando Alves Cantini Cardozo  
Examinador Interno

\_\_\_\_\_  
Prof. Dr. Regis Sebben Paranhos – UNIPAMPA  
Examinador Externo

\_\_\_\_\_  
Prof. Dr. Weslei Monteiro Ambrós – UFRGS  
Examinador Interno

## **AGRADECIMENTOS**

Ao Prof. Dr. Carlos Otávio Petter pela confiança, ajuda e orientação;

Ao Instituto Federal do Piauí por conceder a licença para realizar este trabalho;

A minha família pelo apoio e paciência.

## RESUMO

A mineração é uma das atividades de mais alto risco. Das mineralizações ou ocorrências encontradas no mundo, somente uma pequena fração torna-se um empreendimento lucrativo. Por causa do risco associado, em projetos de médio e grande porte se faz necessário realizar vários estudos de viabilidade econômica, em diferentes níveis de detalhes. O trabalho de O'Hara e Suboleski (1992), do qual o software MAFMINE, em sua nova versão a ser lançada em 2023, é derivado e o trabalho de Camm & Stebbins (2020) são dois métodos cujas equações são baseadas em curvas paramétricas, que visam a estimar os custos de capital e operacional de projetos mineiros, utilizando como entradas parâmetros operacionais da mina. Este trabalho tem como objetivos medir a aderência, em diversos cenários, entre os resultados das estimativas dos custos do MAFMINE e de Camm & Stebbins com os valores de investimento e custo operacional dos estudos de viabilidade disponíveis no *Systeme Électronique de Données, d'Analyse et de Recherche ou System for Electronic Document Analysis and Retrieval (SEDAR)*. A pesquisa considerou que, mesmo que o MAFMINE seja um trabalho de mais de 20 anos, estima os custos de capital e operacionais com uma melhor acurácia do que Camm e Stebbins, e, a partir dos resultados obtidos, é possível compreender em que o MAFMINE pode melhorar numa futura atualização.

**Palavras-chave:** mineração; lavra subterrânea; aderência; viabilidade econômica.

## ABSTRACT

Mining is one of the highest risk activities, the mineralizations or occurrences found in the world, only a small fraction becomes a profitable mining operation. Because of the associated risk, in medium and large projects it is necessary to conduct several economic feasibility studies, at different levels details. The work of O'Hara and Suboleski (1992) in which the MAFMINE software in its new version to be released in 2023 is derived and the work of Camm & Stebbins (2020) are two methods, whose equations are based on parametric curves, which aim to estimate the capital and operational costs of mining projects, using as inputs, operational parameters of the mining. This work aims to measure the adherence, in several scenarios, between the results of the estimates of the costs of MAFMINE and Camm & Stebbins with the investment values and operational cost of the feasibility studies available in *Système Électronique de Données, d'Analyse et de Recherche* or System for Electronic Document Analysis and Retrieval (SEDAR), corroborating even though MAFMINE is a work with more than 20 years, it estimates capital and operating costs with better accuracy than Camm & Stebbes and from the results obtained, lead where MAFMINE can improve for a future update.

**Keywords:** mining; underground mining; adherence; economic evaluation.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Fases de um empreendimento mineiro .....	18
Figura 2 – Impacto no valor do projeto na mudança dos parâmetros nas fases da viabilidade .....	22
Figura 3 – Saídas esperadas ao fim de cada fase dos estudos de viabilidades .....	23
Figura 4 – Os dez maiores riscos enfrentados pela indústria mineira.....	25
Figura 5 – <i>Layout</i> de mina do início do século XX, com indicação de classificação de reserva .....	26
Figura 6 – Classificação dos métodos de lavra subterrânea .....	28
Figura 7 – Desenho esquemático do método câmaras e pilares .....	28
Figura 8 – Método <i>Shrinkage usando transporte gravitacional alimentados por chutes</i> .....	30
Figura 9 – Termos utilizados no método <i>sublevel stoping</i> , ou subníveis .....	31
Figura 10 – Lavra por subníveis, ou <i>sublevel stoping</i> .....	31
Figura 11 – Lavra por corte e enchimento, ou <i>cut and fill</i> .....	32
Figura 12 – Desenho esquemático do método abatimento em subníveis ou <i>sublevel caving</i> .....	34
Figura 13 – Desenho esquemático do método por abatimento por blocos, ou <i>block caving</i> , e seu sistema de transporte.....	35
Figura 14 – Algoritmo para determinação do tipo de acesso à mina subterrânea ...	59
Figura 15 – Preço do <i>Big Mac</i> , em dólares, em alguns países, em janeiro de 2020. ...	79



## LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1 – Valores da média anual do PPI ( <i>Producer Price Index</i> ) para os minerais metálicos entre 1986 e 2019.....	77
Gráfico 2 – Distribuição da localização das minas subterrâneas pelo mundo e os métodos de transporte do minério do banco de dados analisados .....	82
Gráfico 3 – Distribuição dos métodos de lavra subterrâneo e qualidade do maciço rochoso dentro do banco de dados analisado .....	84
Gráfico 4 – Precisão do MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros .....	89
Gráfico 5 – Precisão do MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros .....	89
Gráfico 6 – Precisão de Camm e Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros .....	90
Gráfico 7 – Precisão de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros.....	90
Gráfico 8 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utiliza poço vertical como meio de transporte do minério.....	91
Gráfico 9 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utiliza poço vertical como meio de transporte do minério .....	91
Gráfico 10 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros para o uso de poço vertical ou <i>shaft</i> .....	92
Gráfico 11 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros para o uso de poço vertical ou <i>shaft</i> .....	92
Gráfico 12 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério .....	93

Gráfico 13 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério .....	93
Gráfico 14 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério.....	94
Gráfico 15 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos projetos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério .....	95
Gráfico 16 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério.....	95
Gráfico 17 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério .....	96
Gráfico 18 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério .....	96
Gráfico 19 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério .....	97
Gráfico 20 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas.....	98
Gráfico 21 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas.....	98
Gráfico 22 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas.....	99

Gráfico 23 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas.....	99
Gráfico 24 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas.....	100
Gráfico 25 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas.....	100
Gráfico 26 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas.....	101
Gráfico 27 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas.....	101
Gráfico 28 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério maior ou igual que 3.001 toneladas.....	102
Gráfico 29 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério maior ou igual que 3.001 toneladas.....	102
Gráfico 30 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária maior ou igual que 3.001 toneladas.....	103
Gráfico 31 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária maior ou igual que 3.001 toneladas.....	103
Gráfico 32 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros.....	104
Gráfico 33 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros.....	105

Gráfico 34 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos projetos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros.....	105
Gráfico 35 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos projetos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros .....	106
Gráfico 36 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com profundidade entre 301 e 700 metros ....	107
Gráfico 37 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com profundidade entre 301 e 700 metros ....	107
Gráfico 38 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativas dos custos capital dos projetos mineiros com profundidade entre 301 e 700 metros .....	108
Gráfico 39 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativas dos custos operacionais dos projetos mineiros com profundidade entre 301 e 700 metros .....	108
Gráfico 40 – Precisão das equações de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com profundidade maior que 701 metros .....	109
Gráfico 41 – Precisão das equações de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com profundidade maior que 701 metros .....	109
Gráfico 42 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos projetos mineiros com profundidade maior que 701 metros .....	110
Gráfico 43 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos projetos mineiros com profundidade maior que 701 metros .....	110

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Características do estudo conceitual .....	22
Tabela 2 – Características do estudo de pré-viabilidade .....	24
Tabela 3 – Características do estudo de viabilidade .....	25
Tabela 4 – Comparativo entre os métodos de lavra subterrânea .....	36
Tabela 5 – Custo operacional de transporte de acordo com a variação da produtividade diária e profundidade .....	57
Tabela 6 – Equivalência das equações dos custos de capital entre o MAFMINE 3.1 e Camm & Stebbins .....	58
Tabela 7 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>block caving</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério.....	62
Tabela 8 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>block caving</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	63
Tabela 9 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>cut and fill</i> mecanizado utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	64
Tabela 10 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>cut and fill</i> mecanizado utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	64
Tabela 11 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>cut and fill</i> tradicional utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	65
Tabela 12 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>cut and fill</i> tradicional utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	65
Tabela 13 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>blasthole</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	66
Tabela 14 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>blasthole</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	66
Tabela 15 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>room and pillar</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério.....	67
Tabela 16 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>room and pillar</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	68

Tabela 17 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>shrinkage</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	68
Tabela 18 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>shrinkage</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	69
Tabela 19 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>sublevel caving</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério.....	70
Tabela 20 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>sublevel caving</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério .....	70
Tabela 21 – Equações das estimativas de custos operacionais para método <i>sublevel longhole</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério..	71
Tabela 22 – Equações das estimativas de custos capital para método <i>sublevel longhole</i> utilizando rampa e <i>shaft</i> como meio de transporte do minério..	71
Tabela 23 – Equivalência das equações dos custos de capital entre o MAFMINE 3.1 e Camm & Stebbins.....	76
Tabela 24 – Equivalência das equações dos custos de operacional entre o MAFMINE 3.1 e Camm & Stebbins.....	76
Tabela 25 – Indexador em dólar constante de 1986 a 2020.....	78
Tabela 26 – Indexador Big Mac Janeiro 2020 .....	79
Tabela 27 – Banco de dados das minas subterrâneas .....	83
Tabela 28 – Estimativa dos custos capital e operacional dos projetos mineiros.....	84
Tabela 29 – Valores do <i>findex</i> utilizados para estimativa dos custos operacional e capital.....	85
Tabela 30 – Valores do PPI para estimar o valor presente dos custos operacional e capital dos estudos de viabilidade .....	86
Tabela 31 – Cenários analisados para os cálculos das aderências.....	86
Tabela 32 – Previsão atualizada dos custos de capital e operacional dos estudos de viabilidades e as estimativas dos custos de capital e operacional do MAFMINE e Camm & Stebbins .....	110
Tabela 33 – Resultado da aderência entre as estimativas e os estudos de viabilidade para todos os cenários analisados.....	111

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO</b> .....	<b>15</b>
1.1	OBJETIVO GERAL.....	15
1.1.1	<b>Objetivos específicos</b> .....	<b>15</b>
1.2	ESTRUTURA .....	16
<b>2</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b> .....	<b>17</b>
2.1	FASES DE UM PROJETO MINEIRO .....	17
2.1.1	<b>Detalhamento dos estudos de viabilidade</b> .....	<b>19</b>
2.2	LAVRA SUBTERRÂNEA .....	26
2.2.1	<b>Classificação dos métodos de lavra subterrânea</b> .....	<b>27</b>
2.2.2	<b>Métodos de lavra subterrânea previstos no MAFMINE</b> .....	<b>28</b>
2.2.3	<b>Comparativo entre os métodos de lavra subterrânea</b> .....	<b>36</b>
2.3	ESTIMATIVA DE CUSTOS .....	37
2.3.1	MAFMINE 3.0.....	38
2.3.2	Método Camm & Stebbins.....	60
2.4	MAFMINE 3.0 – SÍNTESE ATUAL .....	83
<b>3</b>	<b>METODOLOGIA</b> .....	<b>86</b>
3.1	EQUIVALÊNCIA DAS EQUAÇÕES O´HARA E SUBOLEWSKI COM CAMM E STEBBINS .....	86
3.2	NORMALIZAÇÃO DOS DADOS.....	87
3.2.1	<b>Producer Price Index (PPI)</b> .....	<b>88</b>
3.2.2	<b>Paridade de Poder Aquisitivo (PPA)</b> .....	<b>89</b>
3.2.3	<b>Findex</b> .....	<b>91</b>
3.3	METODOLOGIA DO CÁLCULO DA ADERÊNCIA .....	91
3.3.1	<b>Banco de dados</b> .....	<b>91</b>
3.3.2	<b>Cálculo da aderência do MAFMINE, Camm &amp; Stebbins com o capex e opex dos estudos de viabilidade</b> .....	<b>95</b>
3.3.2.1	Seleção dos indexadores de poder aquisitivo e de preço .....	85
3.3.2.2	Cálculo dos custos capital e operacional.....	96
3.3.2.3	Valor presente dos custos capital e operacional dos estudos de viabilidade ....	96
<b>4</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO</b> .....	<b>98</b>
4.1	ADERÊNCIA GERAL .....	99
4.2	ADERÊNCIA POR MÉTODO DE TRANSPORTE DE MINÉRIO .....	91

4.3	ADERÊNCIA POR ESCALA DE PRODUÇÃO.....	97
4.4	ADERÊNCIA DE ACORDO COM O NÍVEL DE PROFUNDIDADE .....	104
4.5	RESUMO DOS RESULTADOS DAS ADERÊNCIAS.....	110
5	<b>CONCLUSÃO</b> .....	<b>112</b>
	<b>REFERÊNCIAS</b> .....	<b>116</b>



## 1 INTRODUÇÃO

Segundo Silva (2019), a mineração é um empreendimento que requer níveis elevados de investimento e, concomitantemente, há riscos e incertezas associados ao setor, alguns deles até não gerenciáveis. Em compensação, o setor oferece à sociedade, aos acionistas e às empresas recompensas altas e, por vezes, de longa duração.

Os dados estatísticos do Instituto Brasileiro de Mineração (IBRAM) em 2020 registram que o Brasil faturou R\$ 208,9 bilhões de reais no setor mineral, com participação em torno de 4% do Produto Interno Bruto (PIB) no País, incluindo óleo e gás. Mesmo destacando a importância da mineração na economia, um estudo elaborado pelo IBRAM em 2018 contabilizou que, de cada 1000 ocorrências, uma irá se tornar mina, ou seja, mostra o quanto é arriscado o setor mineiro, mas, por outro lado, é um dos setores com maior rentabilidade. A New York University (2021) publica periodicamente a margem dos lucros antes de juros, impostos, depreciação e amortização, dos 20 setores industriais listados nas bolsas de valores dos Estados Unidos da América com maiores rentabilidade, três deles são ligados à mineração, e todos eles com valores acima da média.

De acordo com o Plano Nacional de Mineração (BRASIL, 2010) elaborado pelo Ministério de Minas e Energia, esperava-se um investimento entre 2010 e 2030 em torno de US\$ 270 bilhões, como também, de acordo com a Associação Brasileira de Empresas de Pesquisa Mineral (ABPM), há 74.240 áreas paradas à espera de serem leiloadas pela Agência Nacional de Mineração (ANM), segundo estudo publicado em dezembro de 2020 (AZEVEDO; NERY, 2020).

Para uma prospecção geológica virar um empreendimento mineiro, é necessário passar por pelo menos uma avaliação econômica, que poderia ser definida simplesmente como um conjunto de etapas que permite concluir se o projeto é viável ou não. Mas sua compreensão vai além disso; ela pode ser ampliada para um conjunto de instruções de escolha de um melhor projeto a ser viabilizado, auxiliando a encontrar parâmetros que possam gerar maiores probabilidades de riscos, positivos ou negativos, ao projeto. Para uma empresa mineradora com reservas certificadas, é necessário passar, pelo menos uma vez, por essas três etapas: um estudo conceitual,

pré-viabilidade e viabilidade a fim de que um projeto mineiro entre em operação, caso os indicadores econômicos sejam positivos.

Nos últimos anos, a mineração tem acompanhado as necessidades de ser ambientalmente mais eficiente, seja na diminuição ou na compensação de emissão de carbono, em aumentar a produtividade com o menor impacto ambiental e o desenvolvimento da automação nas operações de lavra.

## 1.1 OBJETIVO GERAL

As estimativas de custos de capital e operacional devem acompanhar as evoluções tecnológicas, legais e ambientais na mineração. O presente trabalho tem como objetivo geral verificar uma aderência dos custos capital e operacional calculados pelo MAFMINE e pelas equações elaboradas por Camm & Stebbins (2020), comparando com os estudos de viabilidade disponibilizados pelo *System for Electronic Document Analysis and Retrieval* (SEDAR) da bolsa de valores de Toronto, Canadá e, conseqüentemente, verificar se ambos enquadram-se nos critérios de precisão, e ainda realizar uma análise crítica sobre em que o MAFMINE deve evoluir com o intuito de melhorar a acurácia do software.

### 1.1.1 Objetivos específicos

Na estimativa de custos capital e operacional, utilizando MAFMINE ou as equações elaboradas por Camm & Stebbins (2020) como ferramentas de avaliação, é necessário inserir uma série de parâmetros do empreendimento mineiro.

Este trabalho também visa:

- Avaliar a aderência em diferentes cenários de produção diária de minério
- Avaliar a aderência em níveis de profundidades
- Avaliar a aderência dos métodos de transportes por *shaft* ou poços verticais, correias transportes e caminhões através de túneis
- Verificar se o MAFMINE e Camm & Stebbens conseguem estimar os custos operacionais e de capital nos cenários descritos acima.

## 1.2 ESTRUTURA

O trabalho está estruturado em cinco partes. A primeira parte apresenta o tema e as peculiaridades que envolvem o trajeto desta pesquisa. A segunda faz uma revisão de literatura, apresenta fases da elaboração de um projeto mineiro, os métodos de lavra subterrânea mais comuns, os modelos paramétricos de custo capital e operacional disponíveis na literatura e as equações utilizadas no MAFMINE e por Camm & Stebbins.

Na terceira parte, referente à metodologia, são detalhadas a origem, formatação e os itens do banco de dados utilizados nesta dissertação, as ferramentas de padronização para atualização dos valores e influências geográficas nos custos e os intervalos de referência para validar a aderência dos modelos testados.

A quarta parte descreve os resultados e análise crítica da aderência comparativa dos custos capital e operacional do MAFMINE 3.1 e das equações de Camm & Stebbins com os estudos de viabilidade obtidos do banco de dados do SEDAR. A última parte, as considerações finais, comenta os pontos em que o MAFMINE precisa evoluir.

## 2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Um dos primeiros livros voltados a arte da mineração, Agricola (1556) cita a relação entre conhecer a jazida e obter de lucros, por mais que a palavra viabilidade não seja dita diretamente e que as ferramentas atuais sejam bem mais precisas do que no século XVI, o autor mostra a sua importância para garantir uma lucratividade maior.

Para se iniciar um projeto minério, é necessário passar por várias fases até se chegar à operação, muitas delas requerem decisões de aceite ou não por critérios técnicos, legais e/ou financeiro.

### 2.1 FASES DE UM PROJETO MINEIRO

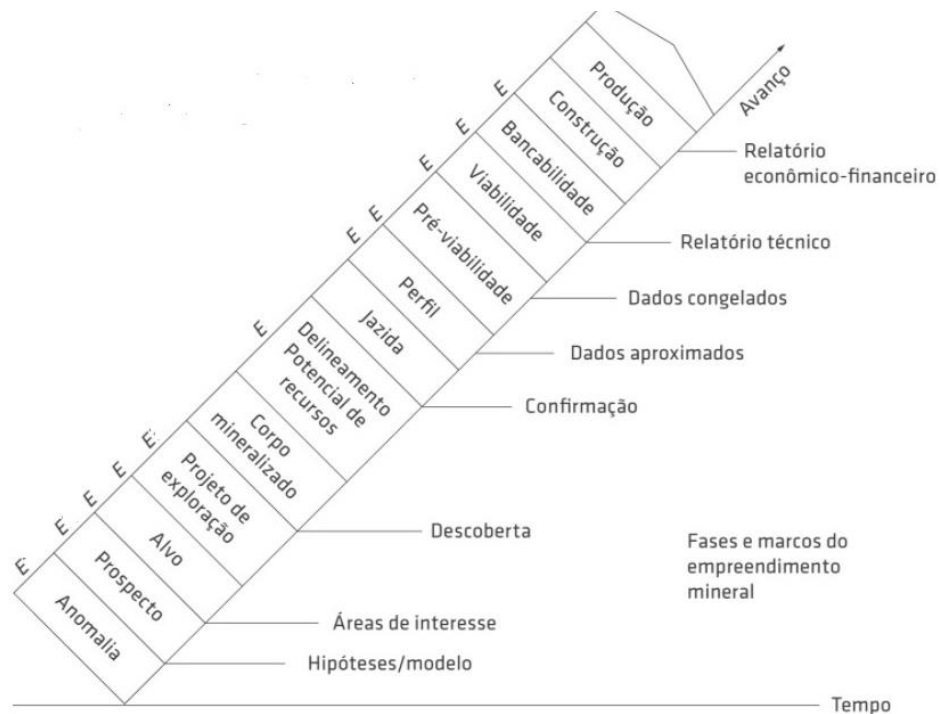
Conforme Tulcanaza (2015), as informações minerais inicialmente estão fragmentadas e são necessários vários estudos sequenciais ou não para que se tome a decisão de progressão das fases. De acordo com a Figura 1, podemos dividir um empreendimento nas seguintes fases: anomalia, prospecto, alvo, projeto de exploração, corpo mineralizado, delineamento potencial de recursos, jazida, perfil, pré-viabilidade, viabilidade, bancabilidade, construção e produção. Onde há a letra E, significa que nessa fase, haverá uma tomada de decisão para passar na etapa seguinte.

As fases de anomalia até o delineamento correspondem aos estudos que utilizam técnicas, ferramentas e conhecimentos para a descoberta e o estudo do depósito mineral. Esses relatórios envolvem a delimitação de uma área de interesse através métodos de prospecção apropriado ao depósito, estudos de quantificação de recursos mineral, estudos geotécnicos para qualificar o maciço rochoso, estudos hidrogeológicos, estudos metalúrgicos entre outros. Todos os relatórios citados devem subsidiar os parâmetros necessários para realizar os estudos de avaliação econômica do projeto. As fases citadas acima, as suas progressões são baseadas mais em critérios técnicos e/ou legais do que financeiro.

As fases de jazidas, perfil, pré-viabilidade, viabilidade, bancabilidade, construção e produção o critério financeiro tem uma importância mais significativa do que nas etapas anteriores. Na Figura 1, não ilustra o estudo conceitual, que antecede

o estudo de pré-viabilidade, mas Tulcanaza (2015) cita suas definições na fase de perfil.

Figura 1 – Fases de um empreendimento mineiro



Fonte: Adaptada de Tulcanaza (2015).

As descrições das três fases da viabilidade econômica e ou financeira de um empreendimento mineiro, de acordo com Lee (1984), são colocadas na seguinte ordem:

#### I – Estudo conceitual ou escopo

Representa a transformação de uma ideia ou conceito a uma oportunidade de negócios a serem apresentadas à possíveis investidores, onde os custos e métodos são obtidos através de dados históricos.

#### II - Estudo preliminares ou pré-viabilidade

A partir da aprovação do estudo conceitual, a próxima fase consiste em determinar quais partes do relatório técnico anterior necessita de um detalhamento maior, que partes do projeto são críticos ao ponto de inviabilizar o projeto e qual item necessita de um estudo aprofundado. Todos esses questionamentos são realizados no estudo de viabilidade, nesse nível os dados são cotados pelos prováveis fornecedores, índices de produtividade apropriados ao projeto são utilizados no

estudo e a incorporação de recursos medidos na reserva mineral, conforme White e Harrington (2013) descreveu.

### III – Estudos de viabilidade

É o estudo definitivo que engloba a parte técnica, ambiental e comercial do empreendimento para que se tenha uma decisão de aprovação ou não, considerando todos os riscos e oportunidade levantados nos estudos anteriores.

A etapa da bancabilidade refere-se a proposta de financiamento do projeto como também toda prestação de custos gastos até o fim da viabilidade. A construção é etapa de execução do cronograma físico até o início pleno da produção planejada, está incluído a construção da planta de beneficiamento, construção de rampas principais e/ou decapeamento de estéril entre outros. E a última fase a produção refere-se ao início das atividades com a produção esperada ocorrendo.

#### **2.1.1 Detalhamento dos estudos de viabilidade**

De acordo com a NI 43-101, elaborado pela *Canadian Institute Of Mining, Metallurgy And Petroleum* (2014), todos os estudos técnicos devem conter com a seguinte ordem:

i) Resumo: um breve resumo contendo as informações do estudo técnico como a descrição da propriedade e sua composição acionária, geologia e mineralização local, status da exploração, desenvolvimento e operação, recurso e reserva mineral e as conclusões e recomendações do responsável por atestar as informações, denominados de *Qualified Person* (QP);

ii) Introdução: informativo sobre as obrigações dos responsáveis pela elaboração dos estudos e do contratante e as origens dos dados utilizados;

iii) *Qualified Person* (QP): identifica os nomes dos QP's e seus respectivos currículos como também as assinaturas de suas responsabilidades;

iv) Descrição da propriedade e Localização: mapa mostrando a localização do empreendimento mineiro, como também os seus limites legais de exploração;

v) Acessibilidade, clima, infraestrutura e o relevo da superfície: informações sobre os acessos disponíveis e futuros da mina, histórico anual dos índices pluviométricos e temperaturas da região, a infraestrutura das cidades vizinhas ou planejada no local e as condições de relevo da superfície;

vi) Histórico local: determinar o histórico de pesquisa geológica da área estudada, como também os responsáveis, como também confirmar se houve lavra no local e a quantidade, em massa e seus teores;

vii) Geologia e a mineralização: mostrar por mapas e descrição a geologia e mineralização local;

viii) Tipo depósito: descrever que tipo de depósito a ser lavrado como também o plano de investigação para a ser realizado na exploração geológica;

ix) Exploração geológica: informar as metodologias escolhidas, suas justificativas e os resultados obtidos;

x) Sondagem, amostragem, análise e os controles de qualidade: apresentar o plano de sondagem, localização dos furos, profundidade, mergulho e azimute. Informar a metodologia a ser realizada, junto com os resultados obtidos com a espessura encontrada dentre os teores considerados altos. Como também os procedimentos de controle de qualidade e amostragem seguidos;

xi) Caracterização tecnológica dos minerais: caracterizar a porção mineral a ser processada através da campanha de sondagem, caracterizar a identificação e composição mineralógica afim de identificar possíveis contaminantes que atrapalham a rota metalúrgica;

xii) Estimativa do recurso mineral: prover a estimativa dos recursos minerais assim como seu método escolhido para realizar a sua quantificação e os parâmetros escolhidos;

xiii) Estimativa da reserva mineral: prover a estimativa das reservas minerais assim como seu método escolhido para realizar a sua quantificação e os parâmetros escolhidos;

xiv) Método de lavra: através de parâmetros hidrogeológicos e geotécnicos, propor os métodos de lavra escolhidos, com suas justificativas através de recuperação, segurança e produtividade. Assim como as suas operações unitárias, diluição, sequenciamento de desenvolvimento e lavra, dimensionamento de frota e pessoas e a vida útil da mina;

xv) Métodos de beneficiamento: através de parâmetros da caracterização tecnológica e produtividade da mina, propor a rota de beneficiamento apropriada de acordo com o dimensionamento dos equipamentos e pessoas nas suas operações

unitárias e o consumo previsto de energia, água e substâncias químicas necessárias para a planta de beneficiamento;

xvi) Infraestrutura: prover toda a infraestrutura necessária para o apoio do empreendimento, tais como rotas internas, estruturas necessárias para o escoamento da produção tais como portos, ferrovias, pilhas de estéril, bacias de rejeitos como também estruturas de trabalho, alojamentos e segurança;

xvii) Estudos de impactos ambientais e sociais: resumo de todos os estudos de impactos ambientais e sociais, com os planos de monitoramento das pilhas de estéril, bacias de rejeitos, lençóis freáticos ou qualquer estrutura que possa ser impactada pela atividade mineradora. Discussões sobre o impacto social nas cidades circunvizinhas e suas medidas mitigadoras. E o plano de fechamento da mina, com seu sequenciamento e custos previstos;

xviii) Estudo de Mercado: identificar os futuros mercados do fornecimento da matéria final do empreendimento mineiro, assim como a previsão de preços das commodities, previsão de oferta e demanda ao longo da vida útil da mina.

xix) Custos operacionais e capital do empreendimento: estimar os custos capital para abertura do empreendimento e que mantenha o nível de produção planejada e os custos operacionais ao longo da vida útil da mina;

xx) Análise Econômica: prever o fluxo de caixa anual ao longo da vida útil, assim como determinar o lucro em valor presente, a taxa interna de retorno, determinar em quanto tempo o retorno financeiro é garantido, impostos e taxas a serem pagas durante o projeto;

xxi) Conclusões: sumarizar todas as interpretações, recomendações e conclusões dos Qualified Persons de todos os itens acima, com seus riscos e medidas mitigadoras sugeridas;

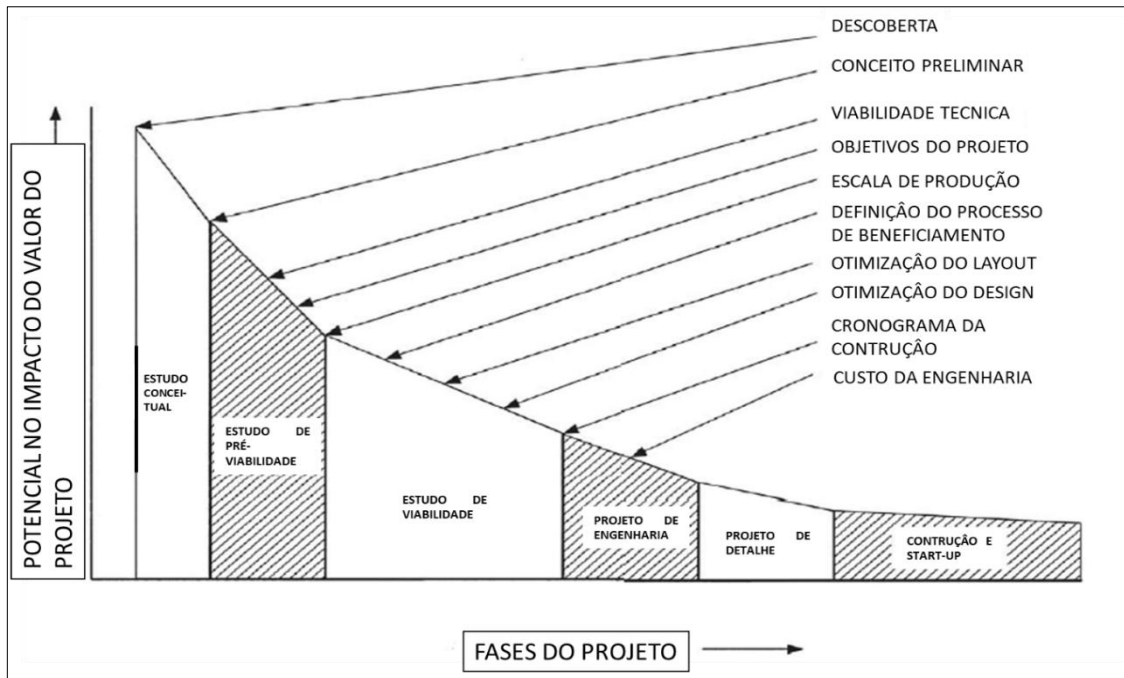
xxii) Referências: informar todos os estudos realizados que subsidiem os estudos de viabilidade;

Como já descrito, o estudo conceitual é o primeiro passo para determinar a viabilidade de um empreendimento mineiro, White e Harrington (2013) citam que o estudo tem suas limitações na precisão da reserva, devido ao seu estágio inicial de exploração geológica, como também informações geotécnicas circunscrita. Por prudência, H. Danilkewich *et al.* (2002) sugere que os parâmetros a serem inseridos na avaliação conceitual seja de forma cautelosa e conservadora, pois devido a



inúmeras simulações influenciam mais no valor da estimativa em relação as demais fases, como ilustrado na Figura 2.

Figura 2 – Impacto no valor do projeto na mudança dos parâmetros nas fases da viabilidade



Fonte: Adaptada de White e Harrington (2013).

O estudo conceitual tem uma baixa precisão, em torno de 50% para mais ou para menos, de acordo com a tabela devido a sua engenharia está no nível abstrato, sem considerar a especificidade do projeto. Hall (2019) justifica que o estudo conceitual demonstra, financeiramente, a potencialidade do projeto e a continuidade do seu desenvolvimento, mesmo que utilizando o recurso mineral nessa fase e seus custos obtidos através de dados históricos ou por projetos em operação com uma boa similaridade.

Tabela 1 – Características do estudo conceitual

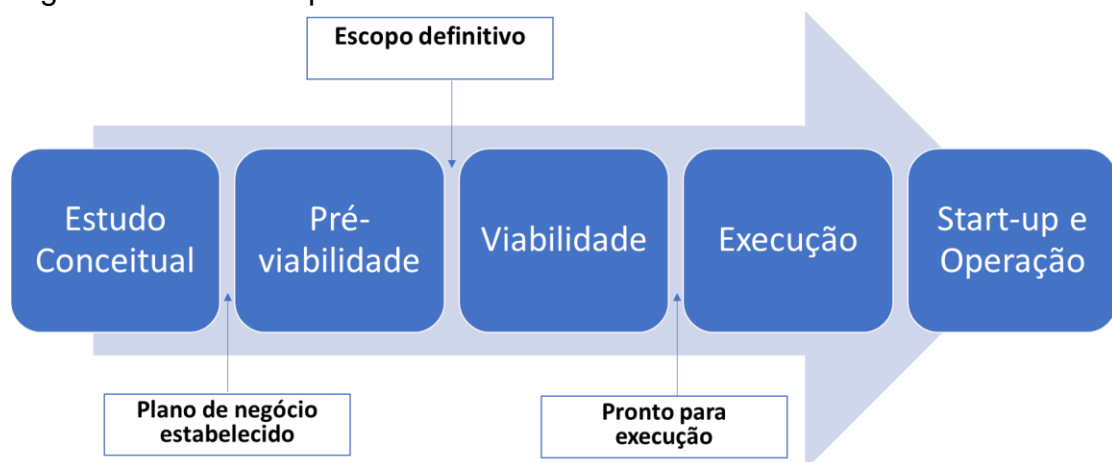
Estudo conceitual	
Precisão (%)	±50
Contingência (%)	±30
Duração (Meses)	7 a 9
Custo do estudo proporcional ao Custo capital (%)	0,1 a 0,3
Ativos	A partir de recurso mineral

Fonte: Elaborada pelo autor, com base em dados de Tulcanaza (2015).

A duração do estudo conceitual e seus custos irão depender da magnitude e da complexidade do empreendimento. Projetos com grandes extensões tendem a ser mais onerosos e levam mais tempo para serem finalizados os estudos.

White e Harrington (2013) citam as saídas esperadas em cada nível nos estudos de viabilidade, ilustradas na Figura 3. No caso de um estudo conceitual, espera-se a conclusão de um plano de negócio estabelecido para que possa ser detalhado nas fases seguintes. Essa exigência esperada tem que estar presente no estudo. Se o relatório tem a necessidade de valores e estes estejam próximos dos estudos de viabilidade, é necessário que conste no relatório, assim como a estratégia, para que os valores tenham uma precisão necessária.

Figura 3 – Saídas esperadas ao fim de cada fase dos estudos de viabilidades



Fonte: Adaptada de White e Harrington (2013).

Os estudos de pré-viabilidade têm como finalidade desenvolver o conceito estabelecido na fase anterior, e, considerando as especificidades locais, os custos cotados de acordo com a realidade do projeto. Métodos de lavra e beneficiamento são estudados e selecionados, e suas variações são justificadas de acordo com a complexidade do projeto e as escalas de produção estabelecidas, conforme ilustradas na Tabela 2.

Tabela 2 – Características do estudo de pré-viabilidade

<b>Pré-viabilidade</b>	
Precisão (%)	±30
Contingência (%)	±20
Duração (Meses)	9 a 13
Custo do estudo proporcional ao Custo Capital (%)	0,75 a 1,5
Ativos	A partir de recurso medido e indicado

Fonte: Elaborada pelo autor, com base em dados de Tulcanaza (2015).

A necessidade de aumentar e converter recursos para reservas, estudos geotécnicos, metalúrgicos, assim como os estudos comerciais das *commodities* a serem produzidas são justificativas para que a pré-viabilidade demande mais tempo e dinheiro, como informado na Tabela 2, em comparação com o estudo da fase anterior.

Hall (2019) cita que é comum realizar várias simulações, com diferentes parâmetros operacionais, a partir de um caso-base, e a melhor opção será fundamentada nos critérios operacional e econômico, considerando as particularidades do projeto e seus custos associados. Destarte, pode-se afirmar que o resultado de uma pré-viabilidade é um escopo definitivo do projeto, para que os itens considerados chaves possam ser detalhados e os riscos pertinentes sejam calculados na fase seguinte. Falhas na elaboração do escopo, segundo Shilabeer (2013), é um dos principais motivos para que um projeto mineiro falhe durante a sua execução. Corroborando com essa afirmação, uma lista elaborada pela consultoria Ernest e Young enumera os 10 maiores riscos na mineração em 2020 (MITCHELL, 2020), que consta na figura 4, e na maioria delas, falhas elaboração dos projetos é uma consequência de vários riscos negativos apontados.

Finalizando a pré-viabilidade, a próxima fase adentra a etapa de viabilidade. A partir do escopo definitivo, conforme descrito no passo anterior, advém a otimização operacional e financeira decisivas do projeto e o detalhamento dos riscos a este associado que possam impossibilitar ou postergar o seu início. Caso haja um acréscimo significativo da reserva ou mudanças bruscas de custos e preço das *commodities* a serem processadas em relação ao escopo definitivo, essa revisão tem que ser sinalizada no estudo, justificando a modificação do escopo.

Figura 4 – Os dez maiores riscos enfrentados pela indústria mineira



Hall (2019) também descreve que a otimização ou detalhamento operacional tem como objetivo principal melhorar a eficiência do projeto, seja aumentando a recuperação de lavra e/ou do beneficiamento, garantir que a taxa de produção diária seja o mais constante possível. A possível redução de custos operacional e capital não é alvo principal. Caso aconteça, é devido a consequência da otimização.

Uma maior verba destinada e um maior período a ser realizado o estudo de viabilidade, como descrito na Tabela 3, em relação às demais fases, fazem com que a precisão dos custos tenha uma maior acurácia, e, como consequência, a avaliação econômica do projeto tem um resultado mais real.

Tabela 3 – Características do estudo de viabilidade

<b>Viabilidade</b>	
Precisão (%)	±10
Contingência (%)	±20
Duração (Meses)	12 a 17
Custo do estudo proporcional ao Custo Capital	2.5 a 3.5
Ativos	A partir de reserva provável e provada

Fonte: Elaborada pelo autor, com base em dados de Tulcanaza (2015).

Com a aprovação do estudo de viabilidade, o passo seguinte é comissionar toda a construção e o *ramp-up* do projeto, assim como realizar ou complementar todos

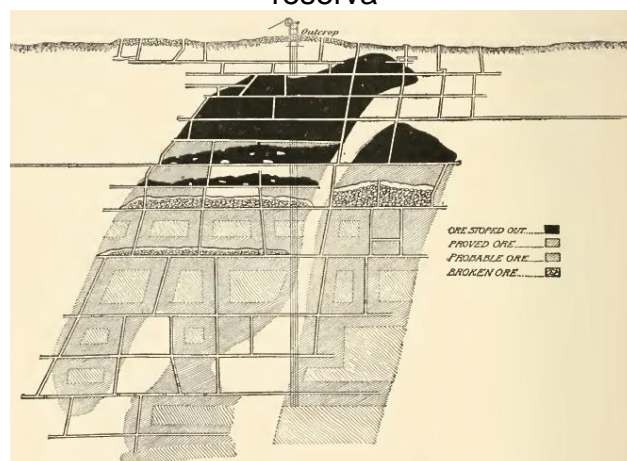
os trâmites legais perante os órgãos legítimos atrelados ao empreendimento e, por fim, iniciar a produção.

## 2.2 LAVRA SUBTERRÂNEA

A opção pela extração em subsolo, mineração subterrânea, confunde-se com o surgimento de mineração, uma vez que é paralela ao conceito de mineração a céu aberto. Já em 1874, J. H. Collins, no livro *Principles of metal mining*, destacava-se a importância da mineração subterrânea e a necessidade de se projetar, de maneira adequada, o processo de mineração e todas as suas estruturas. Outra bibliografia seminal que aborda a lavra subterrânea é o *De re metallica*, de Georgius Agricola, de 1556.

Todavia, o surgimento de novas tecnologias, a exemplo de pressão por sustentabilidade e exaurimento de jazidas mineráveis a céu aberto, tem forçado o setor mineral constantemente a seguir com operações em subsolo.

Figura 5 – *Layout* de mina do início do Século XX, com indicação de classificação de reserva



Fonte: Hoover (1909).

Hoover (1909) aborda que o desenvolvimento em mineração tinha duas funções: primeiro, procurar por minério e, segundo, desenvolver as vias para a extração dele. A Figura 5 ilustra que só haveria certeza quanto ao minério ao se chegar a ele, o que tornava a exploração mineral algo extremamente incerto e custoso. O advento de recursos tecnológicos e de novos processos hoje tornaram aproveitáveis reservas antes não lavráveis. Constantemente novas tecnologias vêm

levando a maiores produtividades e conseqüentemente menores custos, o que viabiliza o aproveitamento de mais jazidas, tornando a mineração subterrânea mais presente no contexto da mineração.

Particularmente, vê-se na lavra subterrânea uma maior dinâmica de opção do que na lavra a céu aberto, na forma de maiores opções de métodos e tecnologias, as quais sempre propõem maior aderência a uma determinada situação, normalmente relacionada à jazida (corpo de minério) e produção planejada.

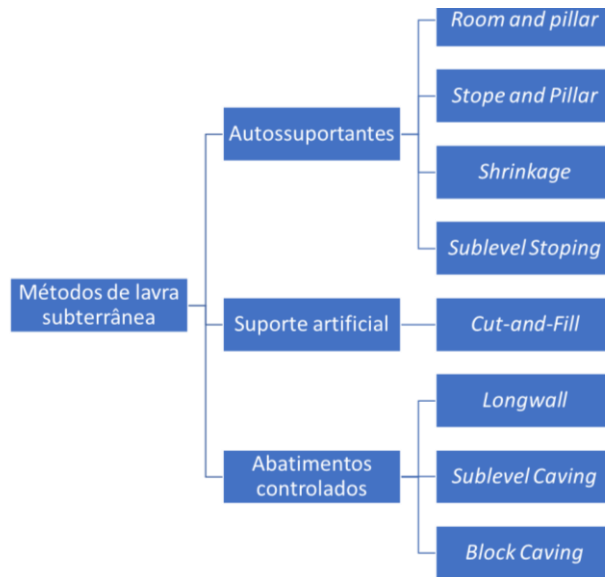
### **2.2.1 Classificação entre os métodos de lavra subterrânea**

Segundo Curi (2017), ao classificar um método de lavra subterrânea, deve-se nortear nos princípios da sustentação das aberturas, no preenchimento do espaço que foi lavrado e na indução do abatimento a ser realizado.

No quesito de sustentação, baseia-se em presumir que uma porção menor da reserva mineral, a princípio, terá a finalidade de sustentar para que a outra parte maior possa ser lavrada, ou seja, ocorrerá uma autossustentação nas aberturas realizadas. No caso do preenchimento, o seu intuito é na sequência da lavra de todo o minério previsto. Haverá uma inserção nessa abertura através de materiais inertes, com o intuito de garantir a sustentação artificialmente nas etapas posteriores. E, por fim, o objetivo de realizar um abatimento por indução é permitir, controladamente, deformações ou ruptura do minério para um nível inferior e posteriormente transportar o minério ao local apropriado.

Cada uma das três classificações possui vários métodos com a mesma essência, conforme listados na Figura 6. A escolha do método irá depender dos seguintes fatores: i) forma, dimensões e a profundidade do depósito mineral; ii) classificação geomecânica do maciço rochoso do minério e da encaixante; iii) escala de produção; e iv) fatores ambientais.

Figura 6 – Classificação dos métodos de lavra subterrânea



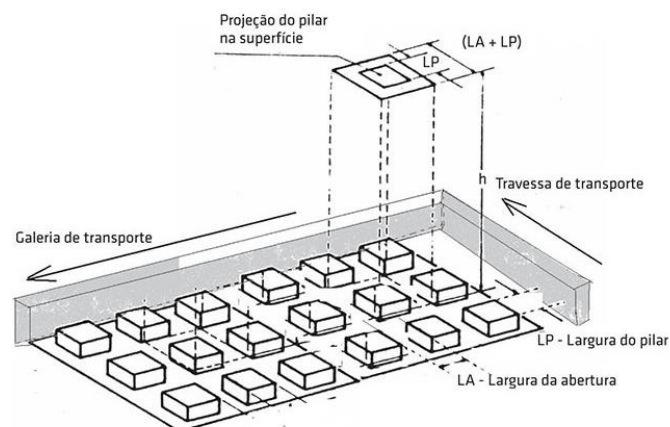
Fonte: Adaptada de Curi (2017).

## 2.2.2 Métodos de lavra subterrânea previstos no MAFMINE

### – *Room and Pillar*

O método *Room and Pillar* (RP) ou Câmara e Pilares consiste em lavrar o minério do sentido horizontal abdicando parte de sua reserva mineral como pilares, ou *pillar*, como meio de sustentação da abertura, como ilustrado na Figura 7, denominado de câmara ou *room*. As dimensões dos pilares e sua posição irão depender de critérios da qualidade do maciço rochoso. O seu posicionamento pode ocorrer no estéril, como também em locais onde há baixo valor econômico.

Figura 7 – Desenho esquemático do método câmaras e pilares



Fonte: Curi (2017).

Para que o método RP seja selecionado, o corpo mineral deve ser plano, lateralmente largo e extenso no seu comprimento. Sua espessura é baixa, comparada às outras dimensões, e preferencialmente constante ao longo da sua extensão. O ideal é que sua altura seja no máximo de 5 m, mas Bullock (2011) cita que há minas onde sua espessura varia de 3 a 100 metros de espessura, e também há minas com um corpo mineral em que há mergulho de até 45°. Nesses casos há variações dos métodos que permitem a lavra utilizando o conceito do RP. A qualidade do maciço rochoso do minério, de acordo com Curi (2017), deve ser de média para baixa, mas existem variações para categoria alta e a qualidade da encaixante deve ser moderada a alta.

O método RP tem como vantagem permitir uma produtividade alta, altos índices de mecanização, flexibilidade na quantidade de frente de lavra e bom índice de seletividade. Como desvantagem tem a possibilidade de baixa recuperação de lavra, momentânea, devido à necessidade da sustentação dos pilares, como também a necessidade do seu contínuo monitoramento. Outro fator negativo é o alto índice de custo capital para a mecanização extensiva.

– ***Shrinkage***

É um método de lavra ascendente que utiliza parte do minério desmontado, entre 50 e 70%, como plataforma para a continuidade das operações e como sustentação lateral das aberturas. O restante do minério é extraído por gravidade e passa por uma série de chutes de descarga intercalados por pilares para ser transportado até a britagem, como ilustrado na Figura 8.

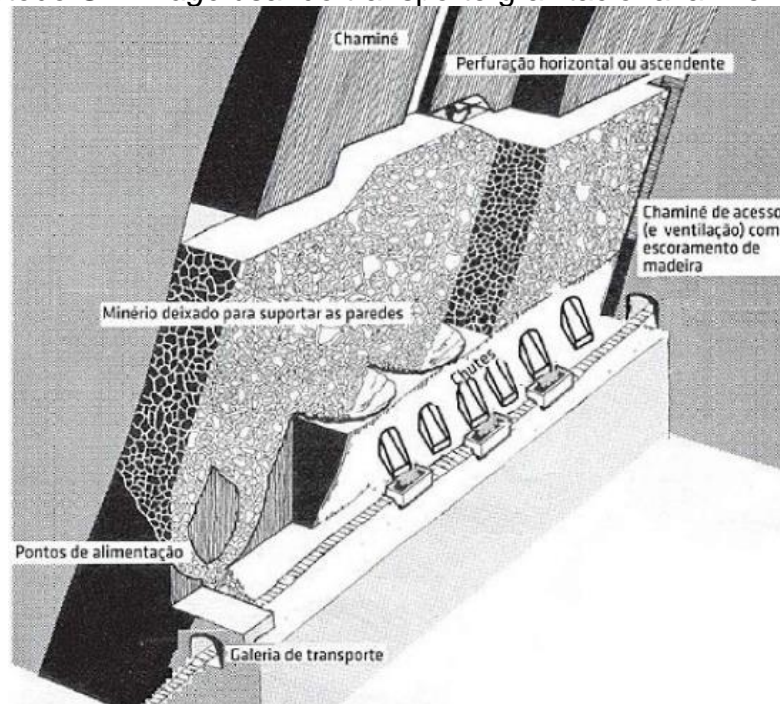
O método *Shrinkage* (SH) ou lavra por recalque é indicado quando o corpo mineral preferencialmente tem uma inclinação maior que 50°, para facilitar a ação gravitacional. A qualidade do maciço rochoso do minério e da encaixante é moderada à alta, para que a sustentação lateral e vertical ocorra com segurança. A espessura do minério fica entre 1 e 30 metros e é razoavelmente extenso.

As vantagens do SH estão em ser método considerado simples, adaptável a veios estreitos e em ter custo capital baixo. Possui taxa de recuperação de lavra de 70 a 100% e uma baixa diluição. Segundo Haptonstall (2011), tem duas grandes desvantagens: primeiro, é um método em desuso devido à grande quantidade de acidentes causados pela instabilidade da plataforma, pois há chances de acontecer acomodações do minério desmontado abaixo; segundo, há necessidade da



plataforma, sendo que boa parte do minério é impedido de ser processado na planta de beneficiamento e, como consequência, as receitas são postergadas. Outras desvantagens são baixa produtividade, baixa mecanização e alta necessidade de trabalhos manuais.

Figura 8 – Método *Shrinkage* usando transporte gravitacional alimentado por chutes

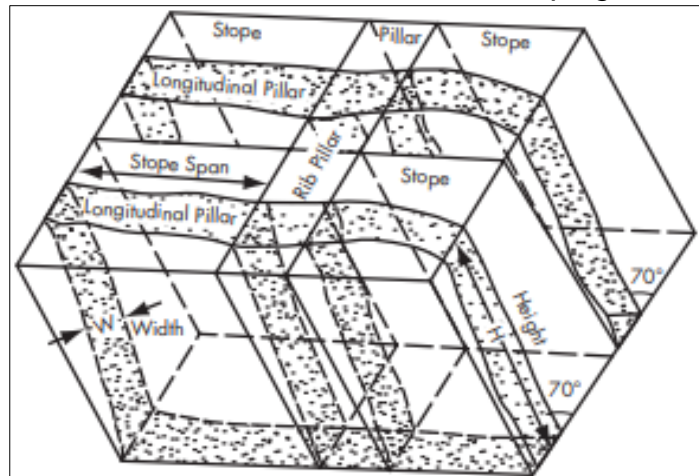


Fonte: Adaptada de Hamrin (1996).

#### – ***Sublevel Stoping***

É um método de lavra subterrânea caracterizado por abertura de painéis, intercalados em níveis, separados por pilares, que podem ser discernidos por níveis (*sill pillar*), longitudinais ou em direção ao longo do painel de lavra (*longitudinal pillar*) e/ou transversais ou perpendicular à direção (*rib pillar*), como mostrado na Figura 9, que têm a função de sustentar o painel de lavra, sendo que as aberturas podem ser preenchidas por material externo ou não, dependendo da sua variação do método.

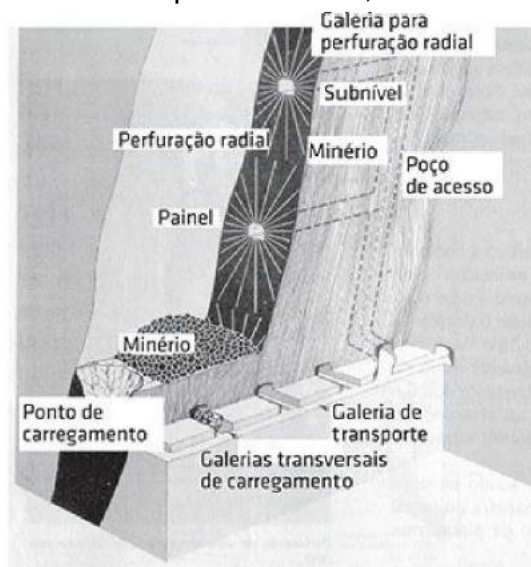
Figura 9 – Termos utilizados no método *sublevel stopping*, ou subníveis



Fonte: Pakalnis e Hughes (2011).

Em cada nível planejado, túneis são construídos transversalmente ao corpo mineral, perfurações radiais ou em leques são realizadas e, na maioria dos casos, desmontadas ao nível inferior previsto, como ilustrado na Figura 10.

Figura 10 – Lavra por subníveis, ou *sublevel stopping*



Fonte: Hanrin (1996).

Para que o método *sublevel* (SL), ou lavra por subníveis, seja possível, o corpo mineral deve ter uma inclinação maior que  $50^\circ$ , o formato do depósito mineral tabular deve apresentar espessura mínima de 3 metros e ser extenso no seu comprimento. A qualidade do maciço rochoso e da encaixante é de moderada e alta, e a justificativa da competência da rocha hospedeira é pelo fato de atenuar a diluição no desmonte ao minério. Há várias variações do sublevel, chamados de *long-hole*, *blasthole*,

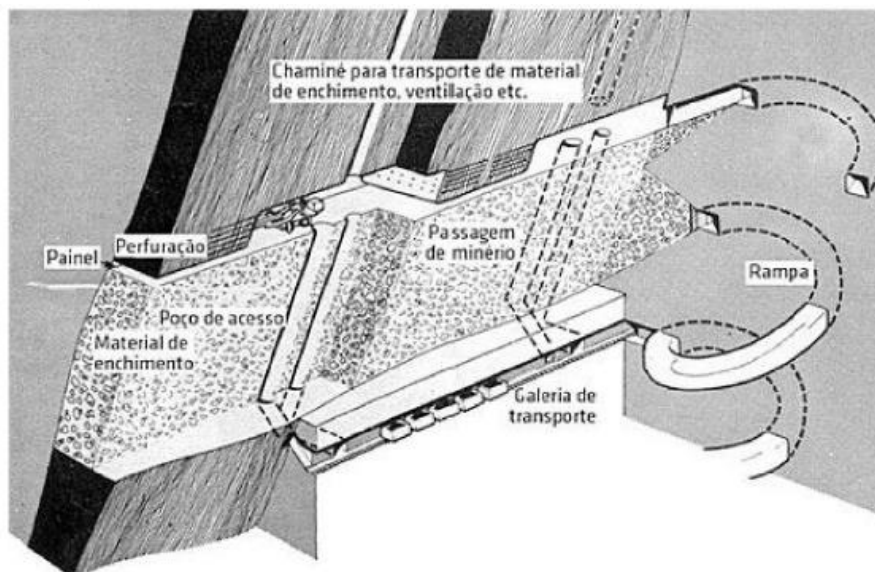
*vertical crater retreat*, avoca entre outros, o que difere entre as variações são as dimensões do *stope*.

Pakalnis e Hughes (2011) citam duas grandes vantagens do SL. Primeiro, ser um método considerado seguro, pois os operadores não se expõem ao realce aberto, sendo que os equipamentos, controlados remotamente, realizam as operações. Segundo, ser flexível nas operações unitárias, ou seja, a perfuração, o desmonte e o carregamento podem ser realizados em diferentes frentes de lavra simultâneas. Outra vantagem, é em ser um método produtivo. A sua maior desvantagem é o fato da necessidade de grandes extensões de túneis, principalmente para interceptar o minério. Fazem-se essenciais um bom plano de escoramento para evitar a diluição e uma equipe bem treinada na execução, caso sejam necessários furos longos, que é uma das variantes do método.

#### – **Cut and Fill**

*Cut and fill* (CF), ou corte e enchimento, é um método subterrâneo que realiza uma série de escavações horizontais e, em seguida, o espaço vazio é preenchido por um material externo (Figura 11). Esse material externo pode ser seco, por exemplo uma rocha sem mineralização oriunda do desenvolvimento, ou úmido, que consiste em uma mistura de rocha estéril com cimento e tem as funções de servir como plataforma para acessar sobrejacente ou subjacente a um novo avanço horizontal e garantir a sustentação das paredes.

Figura 11 – Lavra por corte e enchimento, ou *cut and fill*



Fonte: Adaptada de Atlas Copo (1976).

A aplicabilidade do método consiste em corpos minerais irregulares tanto nas suas dimensões quanto na orientação. O método é indicado quando a qualidade do maciço do minério e também da encaixante são avaliadas como ruim.

O método CF tem como vantagem sua alta flexibilidade das condições morfológicas e geotécnicas do corpo mineral e da encaixante. Há a possibilidade de recuperar até 100% do minério e a possibilidade do reuso do estéril e do rejeito. A sua desvantagem é ser o método com maior custo unitário de lavra comparado aos demais, principalmente devido à necessidade do manuseio do preenchimento. Outras desvantagens são sua produtividade baixa, a necessidade de disponibilidade de enchimento suficiente para ocupar as aberturas geradas e também é atmosfera gerada pela presença do enchimento, causando desconforto e necessidade de uma ventilação mais eficiente.

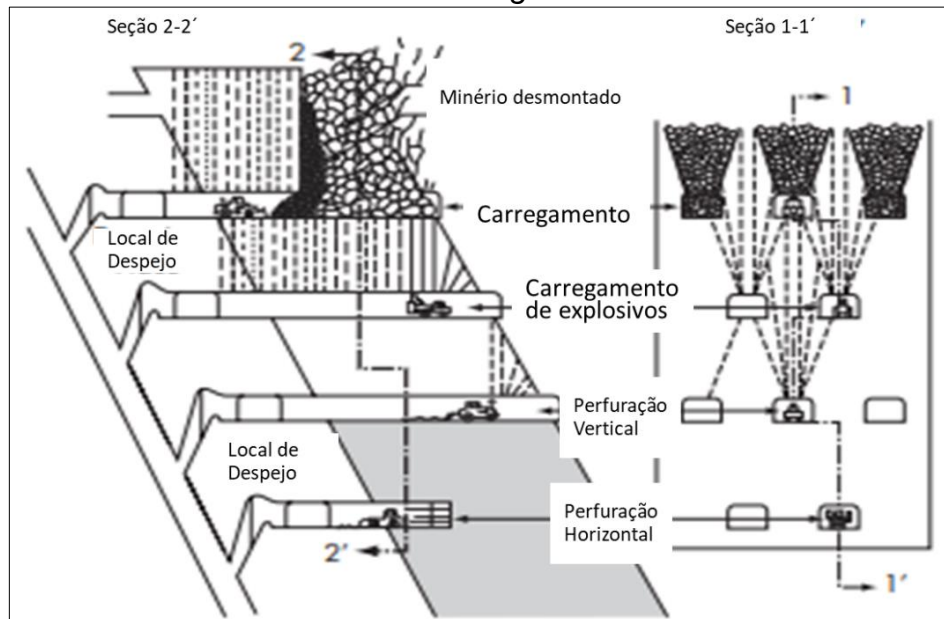
– ***Sublevel Caving***

É um método descendente, intercalado por níveis, entre 25 e 35 metros, através túneis, transversalmente ao seu corpo mineral. Em cada nível, perfurações em leque são realizadas e desmontadas de cima para baixo, e as operações são realizadas um nível por vez, como representadas na Figura 12. Finalizando o carregamento e o transporte, o ciclo continua no nível inferior próximo.

À medida que os espaços vazios são criados, há um aumento das tensões nas paredes, ocasionando um faturamento, e, em seguida, ocorrendo um colapso do teto e das paredes. Segundo Curi (2017), essa característica é que difere o *Sublevel Caving* (SC), ou abatimento em subníveis, do método *Sublevel Stopping*.

O método é aplicado quando o corpo mineral possui um alto mergulho, formato tabular com alta grandeza em todas as suas dimensões. A qualidade do maciço rochoso da encaixante e do minério devem ser fracos o suficiente para que ocorra a sua subsidência. É importante que haja uma fácil distinção entre o minério e o estéril para que não ocorra uma diluição.

Figura 12 – Desenho esquemático do método abatimento em subníveis, ou *sublevel caving*



Fonte: Adaptada de Kvapil (1992).

O método SC tem como vantagens a sua alta produtividade e baixo custo e possibilidade de altos índices de recuperação de lavra e mecanização. Já as suas desvantagens dizem respeito ao baixo índice de seletividade e possibilidade de diluição com as rochas da encaixante. A criação da subsidência na superfície é seu principal ponto negativo.

#### – **Block Caving**

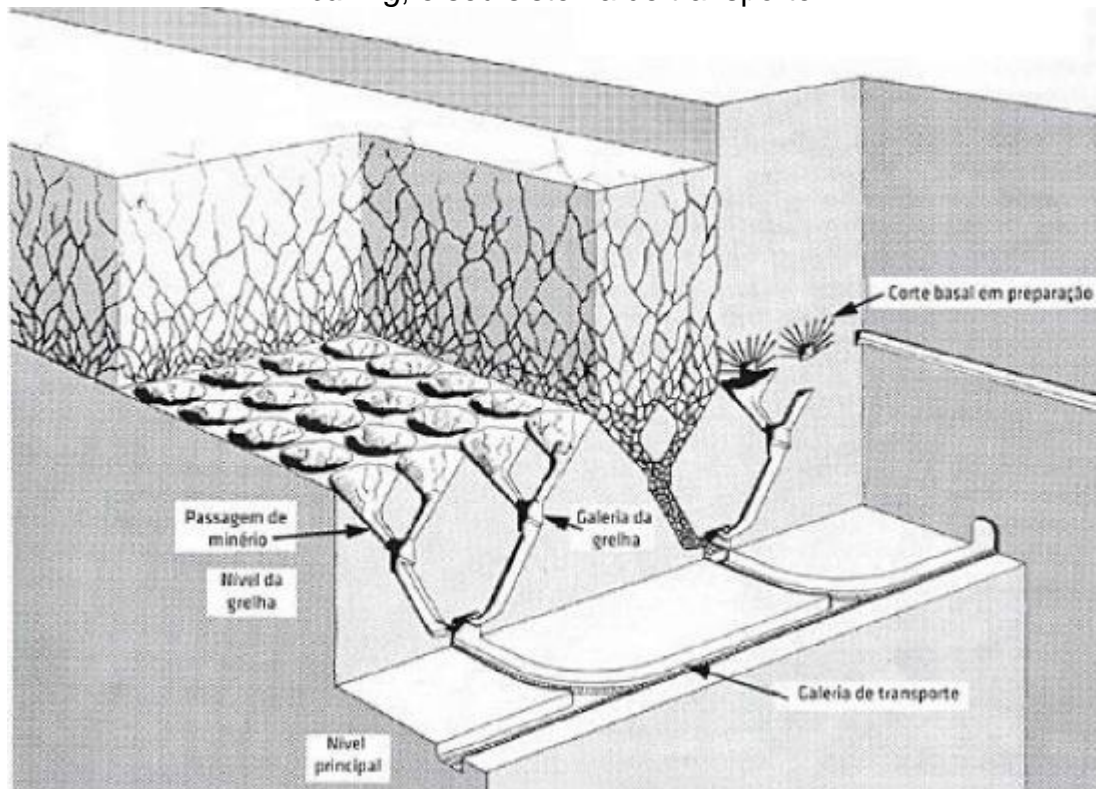
É um método de lavra subterrânea que utiliza a força gravitacional como indutor no fraturamento do minério não suportado, com auxílio da força peso e tensões internas incidentes. O minério é escoado através de grelhas, tal como ilustrado na Figura 13, na parte inferior do corpo minério, e transportado ao seu destino.

De acordo com Curi (2017), o que difere o método *block caving* (BC), ou abatimento por blocos, do método *sublevel caving* é que, no BC, o avanço não é realizado por nível, como também o abatimento ocorre no *hangwall*, *footwall* e no capeamento superior do minério.

O método é indicado quando o corpo mineral apresenta, nas suas três dimensões, extensões elevadas, com um formato preferencialmente tabular e inclinado. A qualidade da maciço rochoso deve ser ruim a moderado, bastante fraturado e que possa permitir uma melhor fragmentação. É recomendado que o

minério e o estéril possam ser facilmente distinguíveis durante o transporte, pois o método tem dificuldade de realizar uma seletividade.

Figura 13 – Desenho esquemático do método por abatimento por blocos, ou *block caving*, e seu sistema de transporte



Fonte: Adaptada de Brannon (2011).

É um método considerado produtivo e de baixo custo, quando relacionado ao de lavra a céu aberto. Permite um alto índice de mecanização e é considerado seguro devido à baixa exposição de lugares inseguros. As duas grandes desvantagens desse método se devem à possibilidade de ocasionar a subsidência, podendo o método ser embargado pelos órgãos ambientais; e a outra improficuidade, segundo Brannon (2011), está na necessidade de que toda infraestrutura esteja pronta para iniciar a lavra. Ao contrário dos outros métodos, nos quais a lavra e a infraestrutura podem ocorrer paralelamente, o método BC impõe essa premissa. As outras desvantagens referem-se à baixa seletividade, à alta diluição pelo abatimento das paredes e à dificuldade de controlar a fragmentação do abatimento, o que pode gerar uma obstrução das calhas, pode ser definido como sistema de escoamento vertical do minério, caso não ocorra como planejado.

### 2.2.3 Comparativo entre os métodos de lavra subterrânea

Vistas as características dos diversos métodos de lavra disponível, a tabela 4 compilada inicialmente por Tatiya (2005), apresenta um resumo comparativo entre os métodos de lavra subterrâneas quanto as características e ambientes de aplicação característica.

O método *square set* é utilizado como referência, para comparar os custos operacionais com os métodos de lavra subterrânea. Este método consiste, segundo Curi, em utilizar madeira, material pétreo, cerâmico ou metálico como sustentação nas aberturas, de no máximo de 1,2 metros de altura, realizadas na medida em que a lavra avança.

Tabela 4 – Comparativo entre os métodos de lavra subterrânea

Método de Lavra	Câmaras e Pilares	Shrinkage	Sublevel Stopping	Cut and Fill	Sublevel Caving	Block Caving
Custo Relativo ao Square Set (%)	30	50	40	60	50	20
Produção (t/homem por avanço)	Entre 30 e 80	Entre 5 e 10	Entre 15 e 30	Entre 10 e 20	Entre 20 e 40	Entre 15 e 40
Recuperação (%)	75	75	75	Entre 90 e 100	Entre 90 e 100	Entre 90 e 100
Diluição (%)	Entre 10 e 20	< 10	> 20	Entre 5 e 10	Entre 10 e 35	Entre 10 e 20
Desenvolvimento	Pequeno	Moderado	Lento e Extenso	Pequeno - Moderado	Alto	Lento, Extenso e Caro
Capital Requerido	Moderado	Moderado	Moderado -Alto	Moderado -Alto	Moderado - A	Alto
Flexibilidade	Flexível	Flexível	Moderado	Inflexível	Inflexível e Rígido	Inflexível e Rígido
Seletividade	Seletivo	Moderado	Não Seletivo	Seletivo	<i>Caving</i>	<i>Caving</i>
<i>Ground Control</i>	Requer Monitoramento	Bom	Bom	Excelente	Subsidência	Subsidência
Segurança	Ventilação Ruim	Ruim	Pouco Inseguro	Seguro	Seguro	-
Aplicação	Comum em Carvão	Pequeno Porte	Moderno e popular	Usado em Várias condições	Alta produção	Alta produção

Fonte: Adaptada de Tatiya (2005).

Tal comparação pode bem ser um ponto inicial para a escolha de um método de lavra em projetos iniciais (conceituais) e ideação de custos, entretanto deve-se considerar que, para muitos ambientes e tipos de jazidas, mais de um método de lavra podem apresentar-se como adequados, bem como mais de um método podem vir a ser aplicados, sendo inclusive comum para alguns casos o uso de diferentes métodos associados.

## 2.3 ESTIMATIVA DE CUSTOS

Segundo Stebbins e Leinart (2011), a estimativa dos custos na mineração necessita que o responsável seja criativo na predição dos valores, pois, mesmo que quaisquer custos sejam possíveis de serem estimados, eles são considerados um evento futuro. O que facilita a estimativa é que seus parâmetros partem de dados conhecidos e sem a imposição de serem muito precisos.

De acordo com Stebbins e Leinart (2011), existem muitos métodos de estimar custos. Por causa da ausência de um método padronizado, os avaliadores são obrigados a fazer o que podem. Com isso todos usam um método um pouco diferente do outro. Um método padrão que engloba qualquer situação é muito difícil de ser desenvolvido, haja vista que cada mina é única e as condições podem ser muito particulares e variáveis, até dentro de um mesmo empreendimento mineiro. Um desses métodos é o método paramétrico, em que os custos são derivados de algoritmos gerais (ou curvas), em sua maioria na forma seguinte:

$$y = x * (Algo)^y \quad (1)$$

Onde o parâmetro algo, pode ser relacionado à produção de minério, minério e estéril, ou uma combinação do produto entre a espessura, profundidade, vazão de ventilação, entre outros itens com a produção estimada. O x e y são valores derivados de avaliações estatísticas de dados de custos conhecidos ou estimados.

Outro método é o *factored approach*, o qual consiste, segundo Vilbrandt e Dryden (1959), em substituir um valor padronizado por um valor médio estimado. Sua grande desvantagem, conforme Stebbins (2009), é ser muito simplório, e por isso deixou de ser utilizado na indústria mineira.

D'Arrigo (2010) cita a existência de diversos trabalhos publicados baseados em fórmulas empíricas segundo estatísticas de operações reais, em sua maioria na forma de tabelas, gráficos ou fórmulas, tendo em conta a tarefa de estabelecer valores de compra e custos operacionais para equipamentos, instalações e serviços, dimensionamento de equipamentos e 11 instalações, bem como a estimativa de seus custos. Normalmente essas fórmulas ou equações definem custos de aquisição e operacionais em vista do tipo e do tamanho dos equipamentos ou de instalações previamente determinados de forma rápida. São definidas na literatura técnica como



*quick evaluations*. Alguns exemplos: *Mine and Mill Equipment Costs – An Estimator’s Guide* (INFOMINE USA, 2009), *Western Mine Engineering Inc.* (1995); *Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Costs Estimations, The Canadian Institute of Mine and Metallurgy* (MULAR, 1972); *Cost Estimation Handbook for Australian Mining Industry, The Australian Institute of Mine and Metallurgy* (LANZ; NOAKES, 1993).

Além dessas literaturas técnicas, segundo Carriconde (2010) e D’Arrigo (2012), alguns softwares foram desenvolvidos com a mesma finalidade de auxiliar nas tarefas de dimensionamento de equipamentos e instalações, determinação das necessidades de mão de obra, energia e suprimentos, estimativa de custos e análise financeira. Exemplos:

- i) MAFMINE 3.0 – Tem, na sua maioria, as estimativas e o dimensionamento baseados nas equações empíricas do modelo de O’Hara, o software é online e funciona através da internet no modelo computacional de nuvem (em inglês, *cloud computing*). O software serve para estimativas dos custos de projetos em fase conceitual com níveis de precisão entre 30 e 50%;
- ii) SHERPA - Sherpa for Underground Mines ajuda a estimar os custos de uma mina subterrânea. O Sherpa combina procedimentos de estimativa baseados na engenharia com dados de custo da *Western Mine Engineering, Inc.* para determinar o custo de investimento e operação associados ao desenvolvimento da mina e da operação.

### **2.3.1 MAFMINE 3.1**

O MAFMINE 3.1, em sua nova versão, é um software de viabilidade indicado para estudos conceituais o qual utiliza equações empíricas elaboradas por O’Hara & Suboleski (1992), com sinergia das equações criadas por Paraskevopoulou e Benardos (2013), Gonen, Malli e Kose (2012) e Salama (2014) que estimam itens não previstos por O’Hara (1980) em seu estudo pioneiro. O software também utiliza dois indexadores. O primeiro indexador tem o intuito de trazer para atualidade o valor do dólar de 1989 e o segundo estabelece a relação de paridade econômica entre países diferentes. Com o produto entre os dois indexadores, obtêm-se os valores corrigidos

A nova versão do MAFMINE consiste numa sinergia entre as equações de O'Hara e Subolewski (1992), que, na parte de lavra subterrânea, considera só o uso de poço vertical ou *shaft* como método de transporte do minério até a superfície. Com o banco de dados elaborado por Gonen, Malli e Kose (2012), é possível estimar os custos operacionais de exploração do minério em métodos de transporte por poço vertical, correia transportadora e o uso de caminhões através de túneis. Paraskevopoulou e Benardos (2013) descrevem a influência da classificação do maciço rochoso no custo capital nas escavações de túneis, e com as contribuições de Salama (2014) estima-se o custo capital quando a correia transportada é utilizada como método de transporte de minério.

Para selecionar o método mais apropriado de transporte do minério, o MAFMINE 3.1 utiliza uma série de condicionantes, baseados nos modelos de De La Vergne (2003) e Moser (1996), usando como parâmetros a distância entre a superfície e o início da reserva mineral, a profundidade do corpo mineral, qualidade do maciço rochoso e a taxa de produção diária da mina.

No MAFMINE 3.1, todas as equações necessitam que, antes de se estimarem os custos capital, operacional para lavra subterrânea e o dimensionamento do efetivo pessoal no empreendimento mineiro, é essencial já conhecer o porte da mina, a sua produção diária, em toneladas, informações geológicas e parâmetros operacionais da mina.

#### – Equações de O'Hara e Subolewski

As equações paramétricas O'Hara e Subolewski foram criadas através de regressão linear com dados de custos de capital e operacional reais de empresas de mineração na década de 80, levando em consideração as características recorrentes dos empreendimentos mineiros na época.

Para calcular a produção diária, caso o operador, no momento, não deseje informar, o MAFMINE utiliza a equação de Taylor, que consiste em:

$$T = \frac{4,43 * R^{0,75}}{D} \quad (2)$$

Onde T é a produção diária, em toneladas, R seria a projeção da reserva mineral diluída, em toneladas, e D refere-se à quantidade de dias que a mina irá operar por ano.

Para calcular os custos de capital e operacional da mina subterrânea, antes é necessário conhecer os parâmetros operacionais, influenciados pela produção diária conhecida, para em seguida ser possível a sua estimação.

– **Custo capital**

→ **Preparação do Terreno**

Área da preparação para a mina subterrânea, em acres:

$$A_S = 0,011 * (0,907 * T)^{0,7} \quad (3)$$

Área da preparação do terreno para estruturas auxiliares da mina subterrânea, tais como subestação, prédio de manutenção, entre outros, em acres:

$$A_E = 0,05 * (0,907 * T)^{0,5} \quad (4)$$

Onde T é produção de minério diária, em toneladas.

Custo da supressão vegetal, em dólares:

$$C_1 = 2.000 * (A_S + A_E)^{0,9} \quad (5)$$

– **Sistema de bombeamento**

O sistema de bombeamento da mina subterrânea engloba a quantidade de bombas necessárias e o seu sistema de controle, construção dos *sumps*, tubulações e insumos necessários. O dimensionamento da potência das bombas e custo capital, estão relacionados à profundidade e ao estudo hidrogeológico da mina.

Para mina com profundidades menores que 300 metros e seca ou com baixo fluxo de água, a potência das bombas, em cavalo-vapor e o custo capital para o seu dimensionamento apropriado, podem ser calculadas com as seguintes equações:

$$B_1 = 8 * (1,102 * T)^{0,5} \quad (6)$$

$$C_{21} = 1.400 * B_1^{0,7} \quad (7)$$

Para mina com profundidade entre 460 e 900 metros e com fluxo de água mediano, a potência será calculada, em cavalo-vapor, por:

$$B_2 = 29 * (1,102 * T)^{0,5} \quad (8)$$

$$C_{22} = 3.400 * B_2^{0,7} \quad (9)$$

Para minas com profundidade maior que 900 metros e com alto fluxo de água, a potência será calculada, em cavalo-vapor-, por:

$$B_3 = 62 * (1,102 * T)^{0,5} \quad (10)$$

$$C_{23} = 5.800 * B_3^{0,7} \quad (11)$$

Considerando que T é produção de minério diária em toneladas.

#### – Sistema de ventilação

No quesito ventilação, os custos operacionais e capital dependerão da vazão, em metros cúbicos por minuto necessário. Para dimensionar o fluxo de ar, irá depender do tipo do minério a ser lavrado, da produção de minério diária e da pressão exercida numa coluna de água. O custo capital envolve a aquisição e operação do sistema de ventilação.

Para uma mina subterrânea de ouro e metais básicos, a quantidade de ar requerida, por m<sup>3</sup>/minutos, pode ser calculada por:

$$V_1 = 39,64 * (1,102 * T)^{0,8} \quad (12)$$

Para uma mina de urânio, a quantidade de ar requerida, por m<sup>3</sup>/minutos, pode ser calculada por:

$$V_2 = 53,8 * (1,102 * T)^{0,8} \quad (13)$$

Para uma mina de metais não metálicos sem sílica no ar, a quantidade de ar requerida, por m<sup>3</sup>/minutos, pode ser calculada por:

$$V_3 = 14,16 * (1,102 * T)^{0,8} \quad (14)$$

Conhecendo o minério a ser lavrado, a potência dos ventiladores, em cavalos, pode ser encontrada por:

$$P = V * \frac{PC * 25,4}{3.600} \quad (15)$$

Onde  $V$  é a quantidade de ar, de acordo com as commodities, e  $PC$  é a pressão exercida numa coluna de água, em milímetros.

Para o custo capital da ventilação, para mina de ouro e metais básicos, pode ser calculado por:

$$C_{31} = 14.000 * P^{0,6} \quad (16)$$

Para minas de urânio, o custo capital será:

$$C_{32} = 16.800 * P^{0,6} \quad (17)$$

Para minas de minério não metálico sem poeira de origem silicosa:

$$C_{33} = 7.500 * P^{0,6} \quad (18)$$

Onde o custo capital é em dólar e  $P$  é a potência da ventilação projetada, em cavalos.

#### – Ar comprimido

No quesito de fornecimento de ar comprimido para mina, a estimativa do custo capital irá depender do porte, da produção diária da mina, da vazão projetada, dos equipamentos de lavra selecionados e do método de lavra apropriado.

Para minas de pequeno porte, que utilizam como método de lavra *smallhole*, *shrinkage*, ou corte e preenchimento, a quantidade de metros cúbicos de ar comprimido por minuto pode ser calculada por:

$$AC_1 = 4,81 * (1,102 * T)^{0,5} \quad (19)$$

Para minas de pequeno porte que utilizam *smallhole* como método de lavra, como também *slushers* e LHD em veios estreitos como equipamento mineiro, a quantidade de metros cúbicos de ar comprimido por minuto pode ser calculada por:

$$AC_2 = 6,51 * (1,102 * T)^{0,5} \quad (20)$$

Para minas de grande porte que utilizam *longhole* como método de lavra e também para as que utilizam combustíveis fósseis como equipamento mineiro, a quantidade de metros cúbicos de ar comprimido por minuto pode ser calculada por:

$$AC_3 = 3,68 * (1,102 * T)^{0,5} \quad (21)$$

Onde T é a produção de minério diária.

Para calcular o custo capital, usa-se a seguinte equação:

$$C_4 = 920 * AC^{0,7} \quad (22)$$

### – Torre de extração

A escolha do tipo de içamento na lavra subterrânea vai depender do que se deseja transportar dos níveis inferiores à superfície e se o *skip* e a gaiola serão elevados diversos níveis ou somente no nível mais inferior. O sistema de içamento duplo é indicado quando o transporte é exclusivo de minério ou de operadores da mina junto com os insumos. De outro modo, quando a extração é somente em um nível, é indicado o sistema de içamento por fricção.

Para calcular o custo da torre de extração, é necessário dimensionar a sua velocidade, o diâmetro do *hoist*, diâmetro do poço, a altura da torre e o peso da estrutura a ser montada.

A velocidade da extração é estimada, em metros por minuto, pela equação:

$$S = 0,489 * (3,28 * h)^{0,5} * (1,102 * T_E)^{0,4} \quad (22)$$

O diâmetro do poço, em metros, é calculado pela seguinte equação:

$$D_H = 0,105 * (0,3048 * h)^{0,14} * (0,907 * T_E)^{0,3} \quad (23)$$

Sendo que h é a profundidade de ascensão e  $T_E$  é a tonelada extraída pelo poço e para transporte de pessoas e de insumos. A velocidade é 30% mais lenta do que o transporte de minério.

A potência do motor, em watts, é calculada pela seguinte equação:

$$P_H = 0,5 * (D_H * 10)^{2,4} * S \quad (24)$$

Considerando que  $D_H$  é o diâmetro do poço, S é a velocidade de extração.

A área da construção do poço para um ou dois sistemas de extração, em metros quadrados, pode ser calculada por, respectivamente:

$$A_{H1} = 0,009 * (D_H * 39,37)^{2,2} \quad (25)$$

$$A_{H2} = 0,0078 * (((D_H * 39,37)^{2,2}) + ((D_H * 39,37)^{2,2}))(26)$$

Considerando que  $D_H$  é o diâmetro do poço.

Para calcular a altura e a massa da torre, em metros e toneladas, respectivamente, utilizam-se as seguintes equações:

$$H = (2,43 * (1,102 * T_E)^{0,3}) + (0,37 * (3,28084 * S)^{0,5}) \quad (27)$$

$$W = 0,12 * H^3 * \left(\frac{D_H}{100}\right)^2 \quad (28)$$

Considerando que  $T_E$  é a soma de toda massa, por dia, transportada pelo *shaft*,  $S$  a velocidade da extração e  $D_H$  é o diâmetro do poço.

O diâmetro da abertura do poço pode ser estimado pela seguinte equação:

$$D_p = 1,68 * (T_E * 1,102)^{0,15} \quad (29)$$

Para o cálculo do custo do poço de extração, em dólares, a sua estimativa é a somatória dos custos de: o custo capital fixo da construção da torre, gaiolas e do poço e custo variável em relação à profundidade do poço. Outro fator que irá variar o valor do investimento para o *shaft* será a função que a estrutura irá desempenhar no projeto mineiro, caso seja para transporte de pessoas e de insumos e/ou de minério para a superfície.

Para o custo fixo da construção do poço, usa-se o seguinte cálculo:

$$C_5 = 135.000 * (D_p * 3,281)^{0,9} \quad (30)$$

A fim de orçar o custo variável da construção do poço, usa-se:

$$C_6 = 307 * (D_p * 3,281)^{0,7} * (Profundidade * 3,281)^{1,05} \quad (31)$$

Na definição do custo da estrutura do poço, caso seja uma nova torre e uma gaiola para transporte de minério e de serviço, emprega-se a equação:

$$C_{71} = 700 * (D_p * 0,0394)^{1,4} * (P_H)^{0,2} \quad (32)$$

Caso seja uma gaiola nova e o condicionamento de uma torre para transporte de minério e de serviço, calcula-se do seguinte modo:

$$C_{72} = 540 * (D_P * 0,0394)^{1,4} * (P_H)^{0,2} \quad (33)$$

Caso seja uma nova torre e somente para transporte de minério, infere-se assim:

$$C_{73} = 700 * (D_P * 0,035)^{1,4} * (P_H)^{0,2} \quad (34)$$

Caso seja uma nova torre e somente para serviços, faz-se o cálculo a seguir:

$$C_{74} = 700 * (D_P * 0,031)^{1,4} * (P_H)^{0,2} \quad (35)$$

Tendo em conta o custo capital para instalação da torre, usa-se a equação:

$$C_8 = 64 * (D_P * 0,0394)^{1,8} \quad (36)$$

Já do custo capital para construção da torre, é assim:

$$C_9 = 4,9 * (A_{Hn} * 10,76)^{1,4} \quad (37)$$

Em se tratando do custo capital para construção da abertura do poço, para um ou dois içamento, usam-se os parâmetros:

$$C_{101} = 19 * (W * 2204,62)^{0,9} \quad (38)$$

$$C_{102} = 19 * (W * 2645,54)^{0,9} \quad (39)$$

O custo capital dos insumos utilizados na operação do poço, tais como gaiolas, *skips* etc., irá variar se a mina opera ou não na mesma quantidade de dias que a usina de beneficiamento por semana. Para mina e usina que operam simultaneamente ou mina e usina que operam cinco e sete dias por semana, utilizam-se as seguintes equações, respectivamente:

$$C_{111} = 700 * (T_E * 1,102)^{0,7} \quad (40)$$

$$C_{111} = 1150 * (T_E * 1,102)^{0,7} \quad (41)$$

#### – Desenvolvimento

O desenvolvimento subterrâneo engloba dois itens: 1) o custo necessário para o desenvolvimento de *drifts*, *crosscuts*, rampas, *raises* de ventilação, *orepass*, túneis



para subestações e *sumps* necessários para os primeiros anos de produção; e 2) preparação da mina para permitir a produção de minério por 125 dias.

A estimativa do custo capital do desenvolvimento irá depender da largura e da altura do túnel, da produção diária, da largura do stope e do peso específico do minério. As equações sugeridas por O'Hara e Suboleski (1992) levam em consideração galerias com altura e largura de 2,44 metros cada e peso específico de 2,7 toneladas por metro cúbico. No caso de as dimensões e/ou do peso específico do minério serem diferentes dos valores padronizados, seus custos serão alterados pela mesma proporção comparativa.

A estimativa da metragem no cálculo do valor padrão do peso específico do minério pode ser obtida, em metros, pela seguinte equação:

$$M_p = 22,64 * \frac{(T*1,102)^{1,2}}{(E*3,281)^{0,9}} \quad (42)$$

Onde T é a produção de minério por dia e E é a espessura ou altura média do stope, em metros.

Caso o peso específico do minério seja diferente de 2,7 t/m<sup>3</sup> e a área do túnel seja dessemelhante de 5,95 m<sup>2</sup>, a metragem pode ser obtida pela seguinte equação:

$$M = 74,57 * \frac{\left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{1,2}}{(E*3,281)^{0,9}} \quad (43)$$

Já a metragem exclusivamente lateral pode ser calculada pela seguinte equação:

$$M_L = 388,92 * \frac{\left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{0,6}}{(E*3,281)^{0,4}} \quad (44)$$

Em respeito à metragem de preparação da mina para uma produção de 125 dias, as equações se alinham ao método de lavra, validado pela espessura do *stope* e/ou inclinação do corpo do minério.

Para minas que utilizam como método de lavra o *shrinkage*, com corpo de minério fortemente inclinado e com espessura do *stope* menor que 4,57 metros, a metragem para preparação tem a seguinte equação:

$$M_{prep} = 21,95 * (E * 3,281)^{0,2} * (T * 1,102)^{0,48} \quad (45)$$

Para minas que utilizam como método de lavra o corte e o preenchimento, com espessura *stope* menor que 4,57 metros, a metragem para preparação tem a equação descrita a seguir:

$$M_{prep} = 2,48 * (E * 3,281)^{0,5} * (T * 1,102)^{0,7} \quad (46)$$

Para minas que utilizam os métodos de lavra *longhole* e *stope*, com espessura maior que 4,57 metros, a metragem para preparação tem a seguinte equação:

$$M_{prep} = 4,53 * \frac{(T*1,102)^{1,06}}{(E*3,281)^{0,6}} \quad (47)$$

Para minas que utilizam como método de lavra *vertical crater retreat* e o *stope*, com espessura maior que 6,1 metros, a metragem para preparação tem a equação discriminada abaixo:

$$M_{prep} = 7,47 * \frac{(T*1,102)^{1,04}}{(E*3,281)^{0,6}} \quad (48)$$

Para minas que utilizam como método de lavra *vertical block caving* e o *stope*, com altura maior que 12,2 metros, a equação usada na metragem para preparação é a seguinte:

$$M_{prep} = 56,39 * \frac{(T*1,102)^{0,6}}{(E*3,281)^{0,2}} \quad (49)$$

Todas as equações, em dólares, para estimativa do custo capital do desenvolvimento e para preparação do *stope* levam em consideração uma área lateral de 5,95 m<sup>2</sup> (encontrada pelo produto dos valores padrão da altura e da largura da galeria). Caso haja uma diferença da área, um fator é multiplicado, obtendo número de acordo com a diferença proporcional da área padrão.

Para o custo capital do desenvolvimento, a equação é:

$$C_{12} = FA * 36.200 * \frac{\left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{1,2}}{(E*3,281)^{0,9}} \quad (50)$$

Onde T é a produção, em toneladas, de minério diária, E é a espessura ou altura, em metros, do *stope*, FA o fator de correção da área do túnel comparado ao valor padrão e SG é o peso específico do minério.

Para a preparação do *stope*, de acordo com o método de lavra, usam-se as equações:

*Shrinkage*

$$C_{131} = FA * 10.620 * (E * 3,281)^{0,2} * \left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{0,48} \quad (51)$$

Corte e preenchimento

$$C_{132} = FA * 1.200 * \frac{\left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{0,7}}{(E*3,281)^{0,5}} \quad (52)$$

*Longhole*

$$C_{133} = FA * 2.400 * \frac{\left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{1,06}}{(E*3,281)^{0,6}} \quad (53)$$

*Vertical crater retreat*

$$C_{134} = FA * 3.630 * \frac{\left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{1,04}}{(E*3,281)^{0,6}} \quad (54)$$

*Block caving*

$$C_{135} = FA * 27.400 * (E * 3,281)^{0,2} * \left(\frac{T*1,102}{SG}\right)^{0,6} \quad (55)$$

**– Equipamentos de lavra**

A estimativa de equipamentos de lavra se refere a todos esses que estão envolvidos nas operações unitárias da perfuração, carregamento e transporte do minério. O valor do custo capital engloba os equipamentos móveis, ou seja, não aqueles fixados em bases.

O custo capital é determinado por:

$$C_{14} = 24.600 * \frac{(T*1,102)^{0,8}}{(E*3,281)^{0,3}} \quad (56)$$

– **Bombeamento de água**

O custo capital para o abastecimento de água nas operações de lavra pode ser estimado por:

$$C_{15} = 5.300 * (T * 1,102)^{0,4} \quad (57)$$

– **Britagem primária na mina subterrânea**

Caso a mina seja projetada para haver um britador primário na mina subterrânea, o custo capital e da sua instalação serão obtidos pelas seguintes equações, respectivamente:

$$C_{16} = 1.370 * (T * 1,102)^{0,6} \quad (58)$$

$$C_{17} = 210 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (59)$$

– **Estrutura de manutenção da frota na mina subterrânea**

Caso a mina seja projetada para haver uma estrutura interna de manutenção da frota na mina subterrânea, o custo capital pode ser obtido pela seguinte equação:

$$C_{18} = 14.600 * (T * 1,102)^{0,4} \quad (60)$$

– **Usina de ar comprimido**

A estimativa do custo capital para o fornecimento de ar comprimido pode ser determinada por:

$$C_{19} = 920 * (AC * 35,3147)^{0,7} \quad (61)$$

– **Distribuição de água e ar comprimido**

O custo capital da distribuição de água e ar comprimido irá variar de acordo a metragem lateral estimada pelo desenvolvimento de túneis e pela capacidade de produção de ar comprimido. O custo pode ser calculado pela seguinte equação:

$$C_{20} = 2,80 * M_L^{0,9} * (AC * 35,3147)^{0,3} \quad (62)$$

– **Distribuição do preenchimento**

Caso a mina subterrânea possua como método de lavra o *cut and fill*, ou corte e preenchimento, necessariamente será necessário calcular o custo capital para suprir o preenchimento. Esse custo pode ser obtido pela seguinte equação:

$$C_{21} = 1,30 * M_L^{0,9} * (T * 1,102)^{0,6} \quad (63)$$

#### – Distribuição elétrica da mina

O custo capital para a distribuição da energia elétrica na mina subterrânea irá depender da projeção do consumo máximo da energia da mina, em kilowatts. A projeção máxima do consumo e o seu custo capital podem ser obtidas pelas seguintes equações:

$$PW = 165 * (T * 1,102)^{0,5} \quad (64)$$

$$C_{22} = 1.600 * (PW)^{0,9} \quad (65)$$

#### – Estruturas de apoio à lavra na superfície

##### → Estradas de acessos

Os custos dos acessos às estruturas serão calculados pela extensão, em quilômetros, das estradas projetadas:

$$C_{23} = 450.800 * Extensão \quad (66)$$

#### – Usina de armazenagem e produção de preenchimento hidráulico

Caso a mina subterrânea possua como método de lavra o *cut and fill*, ou corte e preenchimento, será necessário calcular o custo capital para suprir o preenchimento. Esse custo pode ser obtido pela seguinte equação:

$$C_{24} = 4.500 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (67)$$

#### – Subestação de energia

O custo capital para a construção de subestação para o empreendimento mineiro, irá depender da projeção do consumo máximo da energia da mina, em kilowatts. A projeção máxima do consumo e o seu custo capital podem ser obtidos pela seguinte equação:

$$C_{251} = 1.150 * (PW)^{0,8} \quad (68)$$

Caso a geração elétrica da mina seja por diesel, o custo pode ser verificado por:

$$C_{252} = 6.000 * (PW)^{0,8} \quad (69)$$

– **Unidades administrativas**

O custo das unidades administrativas será baseado em sua área de construção, em metros quadrados. Já a área vai depender da quantidade do efetivo estimado.

Escritório da gestão e *staff*:

$$A_g = 3.25 * (E_3)^{1,3} \quad (70)$$

$$C_{26} = 155 * (A_g)^{0,9} \quad (71)$$

Escritório e estruturas para operação de mina:

$$C_{27} = 155 * (2,23 * E_1)^{0,9} \quad (72)$$

Estruturas de suprimentos de insumos:

$$C_{28} = 5.750 * (T * 1,102)^{0,4} \quad (73)$$

Outras estruturas de apoio:

$$C_{29} = 10.000 * (T * 1,102)^{0,5} \quad (74)$$

– **Estimativa do efetivo**

O efetivo da operação mineira é estimado de acordo com o método de lavra escolhido, com a produção diária de minério e com a espessura ou altura do *stope*.

– **Efetivo da operação mineira**

Para o método *square set*:

$$E_{11} = \frac{8*(T*1,102)^{0,7}}{(E*3,28084)^{0,5}} \quad (75)$$

Para o método *resue mining*:

$$E_{12} = \frac{6,5*(T*1,102)^{0,7}}{(E*3,28084)^{0,5}} \quad (76)$$

Para o método *cut and fill* não mecanizado:

$$E_{13} = \frac{6*(T*1,102)^{0,7}}{(E*3,28084)^{0,5}} \quad (77)$$

Para o método *cut and fill* mecanizado:

$$E_{14} = \frac{2,5*(T*1,102)^{0,7}}{(E*3,28084)^{0,3}} \quad (78)$$

Para o método *shrinkage*:

$$E_{15} = \frac{3,2*(T*1,102)^{0,7}}{(E*3,28084)^{0,5}} \quad (79)$$

Para o método *sublevel stoping*:

$$E_{16} = 0,75 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (80)$$

Para o método *vertical crater retreat*:

$$E_{17} = 0,53 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (81)$$

Para o método *room and pillar* para rochas competentes:

$$E_{18} = 0,72 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (82)$$

Para o método *room and pillar* para rochas brandas:

$$E_{19} = 0,38 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (83)$$

Para o método *block caving* utilizando LHD:

$$E_{110} = 0,35 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (84)$$

Para o método *block caving* utilizando *slusher loading*:

$$E_{111} = 0,27 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (85)$$

Para o método *longwall*:

$$E_{112} = 0,42 * (T * 1,102)^{0,7} \quad (86)$$

– **Efetivo de serviços**

É estimado através de um percentual do quantitativo da mão de obra da mina. O percentual vai variar de acordo com porte da mina e o seu grau de mecanização. Para minas de baixo a médio porte com baixo índice de mecanização, o efetivo de serviços pode ser calculado por:

$$E_{21} = 0,206 * (E_1) \quad (87)$$

Para minas de médio a alto porte com alto índice de mecanização, o efetivo de serviços pode ser calculado por:

$$E_{22} = 0,375 * (E_1) \quad (88)$$

#### – Efetivo administrativo

É estimado através de um percentual do quantitativo da soma da mão de obra da mina e de serviços, conforme as equações:

$$E_3 = 0,12 * (E_1 + E_2) \quad (89)$$

$$Efetivo\ total\ da\ mina = E_1 + E_2 + E_3 \quad (90)$$

#### – Custo operacional

##### → Custo do *stope*

Custos operacionais que envolvem as operações unitárias de perfuração, desmonte, suporte, carregamento e transporte do minério. Também incluem os custos de mão de obra envolvidos na lavra, exceto os operadores do *shaft*.

O custo operacional do *stope*, em dólares por tonelada, pode ser encontrado, em função da produção diária, da espessura ou altura do *stope* e o salário diário médio do efetivo, pelas seguintes equações:

Para o método *shrinkage*:

$$F_{11} = 0,7 * \frac{(146*(T*1,102)^{0,6} * (\frac{8}{E*3,28084})^{0,4})}{T*1,102} + E_{15} * \frac{SM}{T} \quad (91)$$

Para o método *cut and fill*:

$$F_{12} = 0,7 * \frac{185*(T*1,102)^{0,6} * (\frac{15}{E*3,28084})^{0,4} + 22*(T*1,102)^{0,7}}{T*1,102} + E_{14} * \frac{SM}{T} \quad (92)$$

Para o método *longhole* sem preenchimento:



$$F_{13} = 0,7 * \frac{(160*(T*1,102)^{0,6} * (\frac{30}{E*3,28084})^{0,4})}{T*1,102} + E_{16} * \frac{SM}{T} \quad (93)$$

Para o método *longhole* com preenchimento:

$$F_{14} = 0,7 * \frac{160*(T*1,102)^{0,6} * (\frac{30}{E*3,28084})^{0,4} + 12*(T*1,102)^{0,7}}{T*1,102} + E_{16} * \frac{SM}{T} \quad (94)$$

Para o método *vertical creater retreat*:

$$F_{15} = 0,7 * \frac{(125*(T*1,102)^{0,6} * (\frac{30}{E*3,28084})^{0,4})}{T*1,102} + E_{17} * \frac{SM}{T} \quad (95)$$

Para o método *room and pillar* com rocha competente:

$$F_{16} = 0,7 * \frac{(130*(T*1,102)^{0,6} * (\frac{12}{Al*3,28084})^{0,4})}{T*1,102} + E_{18} * \frac{SM}{T} \quad (96)$$

Para o método *room and pillar* com rocha branda:

$$F_{17} = 0,7 * \frac{(85*(T*1,102)^{0,6} * (\frac{12}{Al*3,28084})^{0,4})}{T*1,102} + E_{19} * \frac{SM}{T} \quad (97)$$

Para o método *sublevel caving*:

$$F_{18} = 0,7 * \frac{(115*(T*1,102)^{0,6})}{T*1,102} + E_{16} * \frac{SM}{T} \quad (98)$$

Para o método *block caving*:

$$F_{19} = 0,7 * \frac{(105*(T*1,102)^{0,6})}{T*1,102} + E_{110} * \frac{SM}{T} \quad (99)$$

### – Custo de Preparação do *stope*

O custo de preparação do *stope*, em dólares por tonelada, pode ser estimado por:

Para o método *shrinkage*:

$$F_{21} = 0,7 * \frac{85*(T*1,102)^{0,48} * (E*3,28084)^{0,2}}{T*1,102} + E_{15} * \frac{SM}{T} \quad (100)$$

Para o método *cut and fill* :

$$F_{22} = 0,7 * \frac{9,60*(T*1,102)^{0,7}*(E*3,28084)^{0,5}}{T*1,102} + E_{14} * \frac{SM}{T} \quad (101)$$

Para o método *longhole*:

$$F_{23} = 0,7 * \frac{19,2*(T*1,102)^{1,06}}{T*1,102*(E*3,28084)^{0,6}} + E_{16} * \frac{SM}{T} \quad (102)$$

Para o método *vertical creater retreta*:

$$F_{24} = 0,7 * \frac{29,04*(T*1,102)^{1,04}}{T*1,102*(E*3,28084)^{0,6}} + E_{17} * \frac{SM}{T} \quad (103)$$

Para o método *block caving*:

$$F_{25} = \frac{220*(T*1,102)^{0,6}*(E*3,28084)^{0,2}}{T*1,102} + E_{110} * \frac{SM}{T} \quad (104)$$

#### – Custo das operações do *shaft*

Custo operacional para britagem na mina subterrânea, caso tenha sido planejado no projeto:

$$F_3 = \frac{2*(T*1,102)^{0,8}}{T*1,102} \quad (105)$$

Custo transporte do minério para a superfície:

$$F_4 = \frac{4,7*(T*1,102)^{0,8}}{T*1,102} \quad (106)$$

#### – Custo de serviços

O custo operacional de serviços envolve todas as atividades e mão de obra que auxiliam diretamente as atividades de lavra, tais como bombeamento, ventilação, energia elétrica para mina subterrânea, equipes de manutenção da frota, dos túneis de acesso aos *stopes* e suportes geotécnicos.

$$F_5 = \frac{7,5*(T*1,102)^{0,8}}{T*1,102} \quad (107)$$

O custo de supervisão da mina envolve a mão de obra necessária para gerenciar as atividades mineiras, exceto aqueles já previstos no custo operacional do *stope*.

$$F_6 = \frac{12*(T*1,102)^{0,8}}{T*1,102} \quad (108)$$

#### – Equações de Gonen, Malli e Kose

O MAFMINE 3.1 utiliza três equações criadas através de um banco de dados, como demonstrado na Tabela 4, elaborado por Gonen, Malli e Kose, onde constam custos operacionais de transporte do minério quando o método de exploração do minério é a utilização de caminhões deslocando por túneis, através de poço vertical ou correia transportadora.

As equações foram criadas utilizando custos operacionais em diferentes cenários de produção e profundidade da mina do banco de dados. Para o custo operacional, em dólares por tonelada, utilizando caminhões, a equação é:

$$F_{71} = 0.035 * profundidade^{(0.489 + \frac{2.386}{\ln prod.})} \quad (109)$$

Para o custo operacional utilizando, em dólares por tonelada, poço vertical, a equação é:

$$F_{72} = 7.347 * \left( \frac{profundidade}{prod.} \right)^{-0.737} \quad (110)$$

Para o custo operacional, em dólares por tonelada, utilizando correia transportadora, a equação é:

$$F_{73} = 4.9253 * e^{0.0003*profundidade} \quad (111)$$

Onde as entradas são a profundidade da mina, em metros, e a produção diária do empreendimento mineiro, em toneladas.

#### – Equações de Paraskevopoulou e Benardos

A incorporação das contribuições de Paraskevopoulou e Benardos (2013) no MAFMINE tem o intuito de congrega a influência da qualidade do maciço rochoso nos custos das construções dos túneis.

O banco de dados elaborado por Paraskevopoulou e Benardos (2013), demonstrado na Tabela 6, levantou os custos, por metro, de 24 túneis, separando essas aberturas de acordo com sua classificação do maciço rochoso, usando como métodos o *Rock Mass Rating* (RMR). A partir da classificação do RMR, que é ranqueada em letras, equivale-se essa categorização para o GSI (Geological Strength Index) para que seja possível construir uma equação. Segundo Paraskevopoulou e Benardos (2013), o custo capital para o uso de rampa pode ser calculado por:

$$C_{30} = 201483,8 * profundidade * e^{-0,0227 * GSI} \quad (112)$$

No caso, a profundidade da mina e a classificação do maciço rochoso, utilizando GSI como categorização, são as entradas da equação.

Tabela 5 – Custo operacional de transporte de acordo com a variação da produtividade diária e profundidade

Profundidade (metros)	Poço (Produção diária em toneladas)						Correia (Produção diária em toneladas)						Rampa (Produção diária em toneladas)					
	548	822	1.096	1.644	2.192	2.740	548	822	1.096	1.644	2.192	2.740	548	822	1.096	1.644	2.192	2.740
50	3,79	2,82	2,32	1,81	1,56	1,41	2,98	1,98	1,49	0,99	0,74	0,6	1,94	1,64	1,49	1,34	1,26	1,22
100	5,02	3,73	3,07	2,4	2,07	1,87	4,33	2,89	2,16	1,44	1,08	0,87	3,06	2,53	2,26	1,99	1,86	1,78
150	6,19	4,58	3,76	2,93	2,52	2,27	5,69	3,8	2,85	1,9	1,42	1,14	4,18	3,41	3,03	2,65	2,46	2,34
200	7,34	5,4	4,42	3,44	2,95	2,65	7,07	4,72	3,54	2,36	1,77	1,42	5,3	4,3	3,8	3,31	3,06	2,91
250	8,48	6,22	5,07	3,93	3,35	3,01	8,46	5,64	4,23	2,82	2,12	1,69	6,42	5,19	4,58	3,96	3,66	3,47
300	9,61	7,02	5,71	4,41	3,75	3,36	Tecnicamente não viável						7,54	6,08	5,35	4,62	4,25	4,04
400	11,86	8,61	6,98	5,34	4,52	4,04							9,78	7,85	6,89	5,93	5,45	5,16
500	14,09	10,18	8,22	6,25	5,28	4,69							12,02	9,63	8,44	7,24	6,65	6,29
600	16,33	11,75	9,45	7,16	6,01	5,33							14,26	11,41	9,98	8,56	7,84	7,42
800	20,8	14,87	11,9	8,93	7,46	6,58							18,74	14,96	13,07	11,18	10,24	9,67
1000	25,24	17,98	14,33	10,7	8,88	7,81							23,22	18,51	16,16	13,8	12,63	11,92

Fonte: Adaptada de Gonen, Malli e Kose (2012).

### – Seleção de acesso para lavra subterrânea para estudos de viabilidade

O MAFMINE 3.1 recomenda três métodos de acesso para lavra subterrânea: o *shaft*, ou poço vertical, o uso de correia transportadora e o uso de caminhões através de rampas. Todos esses têm o objetivo principal de transportar o minério até a superfície. O software utiliza uma série de condicionantes, oriundos da tabela 5, para escolher o meio de acesso para a lavra subterrânea através de um algoritmo baseado em De La Vergne (2003) e Moser (1996), esquematizado na Figura 14. As condicionantes são processadas de acordo com as seguintes entradas: distância da

superfície até o início da reserva lavrável, a qualidade do maciço rochoso (utilizando a metodologia de Barton), profundidade da mina e produção diária da mina.

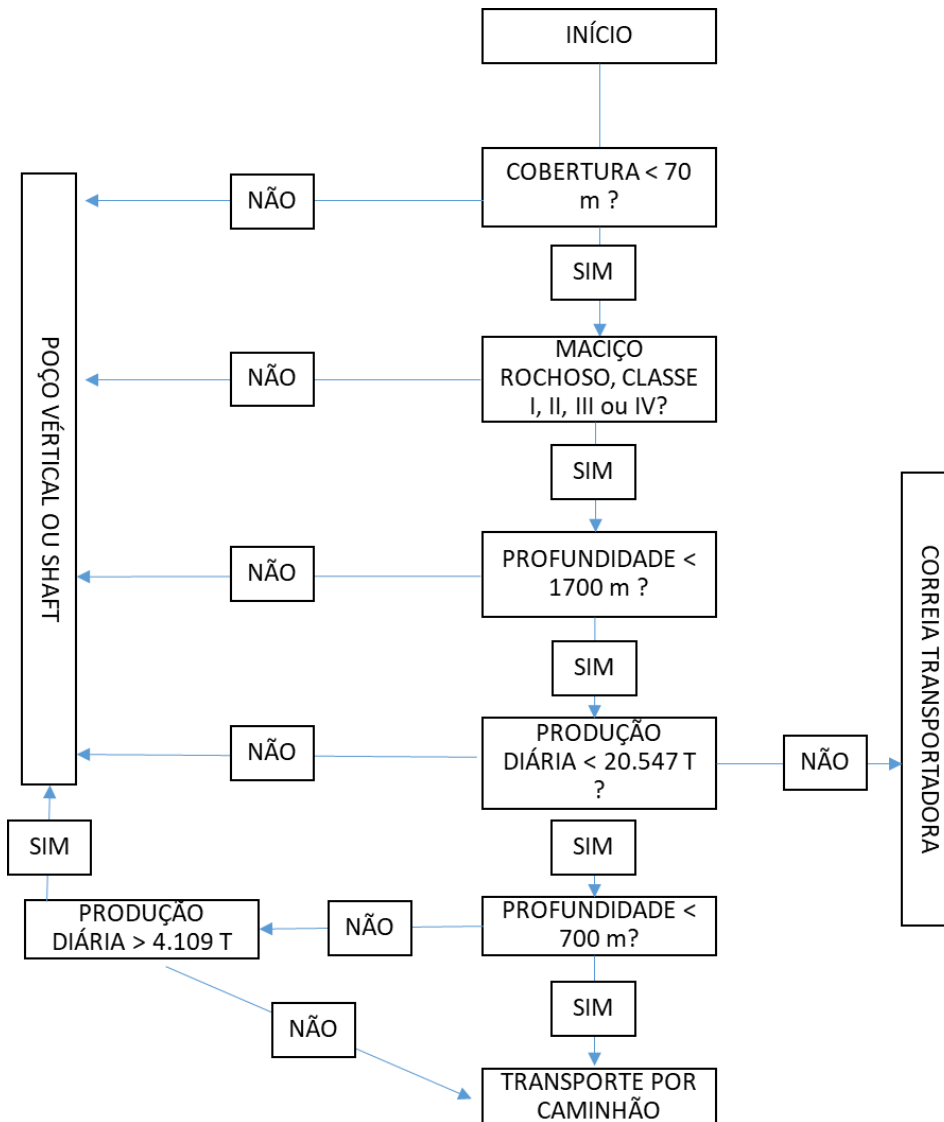
Tabela 6 – Banco de dados dos túneis, com seus respectivos nomes, classificação do maciço rochoso, comprimento e custo por metro

Classificação do Maciço Rochoso ( RMR e GSI)	Nome da escavação	Comprimento (Metros)	Custo por metros (Euros)
A (GSI 55-100)	Knimida	676	4.567
	Platanos	586	4.779
B (GSI 35-55)	Kapsomatti	570	6.019
	Agia Kyriaki	802	9.690
	Knimida	3.632	6.562
	Klisoura	923	7.446
	Klisoura B	985	1.510
	Platanos	757	9.160
	Domocos	318	12.015
C (GSI 15-35)	Rapsomatti	600	6.660
	Agia Kyriaki	237	8.623
	Kakia Skala	484	19.909
	Knimida	979	8.432
	Klisoura	337	2.522
	Platanos	85	15.174
	Domokos	942	23.516
D (GSI 0-15)	Rapsomatti	34	8.340
	Agios Elias	153	14.401
	Kakia Skala	188	28.301
	Knimida	72	14.144
	Platanos	85	13.283
E (GSI 0-15) Solo	Agios Elias	380	24.164
	Platanos	812	14.719
	Kiato	907	21.287

Fonte: Adaptada de Paraskevopoulou e Benardos (2013).

O resultado dessa escolha tem um caráter sugestivo, sendo que o usuário do MAFMINE 3.1 tem a liberdade de escolher o método de acesso, de acordo com seus próprios critérios.

Figura 14 – Algoritmo para determinação do tipo de acesso à mina subterrânea



Fonte: Adaptada de De La Vergne (2003) e Moser (1996).

### – Custos capital e operacional do MAFMINE 3.1

#### → Estudos de viabilidade

Engloba os custos para os estudos de viabilidades do projeto, estudos ambientais, consultorias envolvidas no designes da mina, consultorias de dimensionamento e compras de equipamento. O custo capital para a engenharia do projeto pode ser calculado por:

$$C_{31} = 2,3 * (\sum_{n=1}^{30} C_n)^{0,8} \quad (113)$$

### – Custos gerais

Envolve os custos do alojamento local e construções gerais de apoio ao pessoal.

$$C_{32} = 0,31 * (\sum_{n=1}^{31} C_n)^{0,9} \quad (114)$$

### – Supervisão do projeto

Relaciona os custos de supervisionar o gerenciamento, cronograma, estimativa e a construção do projeto.

$$C_{33} = 1,80 * (\sum_{n=1}^{29} C_n)^{0,8} \quad (115)$$

### – Administrativo

O custo está relacionado à construção dos escritórios locais, corporativos e representação do empreendimento, assim como os custos legais e contábeis do projeto.

$$C_{34} = 1,50 * (\sum_{n=1}^{30} C_n)^{0,8} \quad (116)$$

### – Custo capital do projeto

Totaliza todas as equações referentes ao custo capital.

$$\text{Custo capital do projeto} = (\sum_{n=1}^{34} C_n) \quad (117)$$

### – Custo operacional do projeto

Totaliza todas as equações referentes ao custo operacional, em dólares por tonelada, e pode ser assim obtido:

$$\text{Custo operacional do projeto} = (\sum_{n=1}^7 F_n) \quad (118)$$

## 2.3.2 Método Camm & Stebbins

Na estimativa de custo capital e operacional para mina subterrânea, o método proposto por Camm & Stebbins (2020) se baseia nos custos estabelecidos de cinco projeções de diferentes taxas de produção para os métodos de lavra: *block caving*, *cut & fill* (mecanizado), *cut & fill* (tradicional), *blasthole mining*, *room & pillar*, *shrinkage stoping*, *sublevel caving*, *sublevel longhole*.

Com os custos capital e operacional estimados pelo software SHERPA, com valores presentes de 2019, conforme os parâmetros de produção e método de lavra

estabelecidos, as equações são construídas por regressão linear, com a seguinte estrutura:

$$Custo = A * (Produção)^B \quad (119)$$

Sendo que A, B são estabelecidos com a análise da regressão

No modelo proposto, a estimativa dos custos capital e operacional englobam os seguintes itens:

- no custo operacional, estão inclusos os custos do efetivo da mina, incluindo os de supervisão, administração e de gerência local, os custos das operações unitárias aplicadas ao método de lavra e seus insumos e equipamentos relacionados à operação de mina;
- custos capital na pré-produção e estruturas na superfície;
- custo capital da aquisição, construção e instalação de todos os equipamentos envolvidos na operação mineira;
- custo capital de engenharia do projeto;
- capital de giro;
- contingências.

Já os itens que não estão inclusos no modelo são:

- exploração;
- custos de licenciamento ambiental;
- custos de infraestrutura na superfície: acessos na superfície, bombeamento e linhas de transmissão;
- seguro e depreciação dos equipamentos;
- custos de alojamento e acampamentos;
- escoamento da produção para fora do empreendimento;
- custos de beneficiamento, refino e metalúrgico;
- custos de fechamento da mina;

Todas as minas possuem duas rotas de acesso. Para minas com produção menor que 4.000 toneladas por dia, um acesso é utilizado para produção e outro para ventilação, que também serve como um acesso alternativo. Para produções maiores, há dois túneis para produção e pelo menos um para ventilação.



Os métodos *cut & fill*, *blasthole*, *vertical crater retreat* e *sublevel longhole* assumem que toda abertura será preenchida.

Para todos os métodos de lavra, a estimativa de custo capital e operacional leva em consideração duas maneiras de acesso: por *shaft* e por túneis horizontais.

#### – Custo operacional

Para todos os métodos de lavra, o custo operacional é calculado através da variação da produção diária de minério por dia e o seu resultado é em dólares por tonelada. O cálculo do custo é separado em cinco itens: custo de lavra, custos dos insumos consumidos, custo do efetivo, custos administrativos e outros custos diversos associados.

#### – Custo capital

Para todos os métodos de lavra, o custo operacional é calculado através da variação da produção diária de minério por dia e o seu resultado é em dólares. O cálculo do investimento é separado em seis itens: aquisição de equipamentos, pré-produção, estruturas na superfície, engenharia do projeto, contingências e capital de giro.

#### – *Block caving* – rampa

Toda produção é transportada pelo sistema LHD e caminhões articulados através de túneis até a superfície. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação.

#### – *Block caving* – *shaft*

Toda produção é transportada por um ou dois *shaft*, dependendo da produção, através do sistema LHD e *ore pass*. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

Nas tabelas 7 e 8, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície.

Tabela 7 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *block caving* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

Estimativa dos custos operacionais	Equação para rampa	Equação para <i>shaft</i>
Custo de lavra:	$CO_1 = 0,339 * (T)^{0,176}$	$CO_1 = 0,442 * (T)^{0,180}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 115 * (T)^{-0,479}$	$CO_2 = 111 * (T)^{-0,475}$

Custo do efetivo:	$CO_3 = 120 * (T)^{-0,351}$	$CO_3 = 150 * (T)^{-0,368}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 80,3 * (T)^{-0,356}$	$CO_4 = 79,9 * (T)^{-0,355}$
Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 8 – Equações das estimativas de custos capital para método *block caving* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

Estimativa dos custos operacionais	Equação para rampa	Equação para <i>shaft</i>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 19.200 * (T)^{0,693}$	$CC_1 = 31.600 * (T)^{0,7}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 12,7 * (T)^{1,45}$	$CC_2 = 194 * (T)^{1,2}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 187.400 * (T)^{0,442}$	$CC_3 = 114.900 * (T)^{0,488}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,17 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,17 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Contingências	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 61 * T * CO$	$CC_6 = 61 * T * CO$
Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

#### – *Cut and fill* mecanizado – rampa

Toda produção é transportada pelo sistema LHD e caminhões articulados através de túneis até a superfície. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

#### – *Cut and fill* mecanizado – *shaft*

Toda produção é transportada por um ou dois *shaft*, dependendo da produção, através do sistema LHD e *ore pass*. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

Nas tabelas 9 e 10, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície

Tabela 9 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *cut and fill* mecanizado utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de lavra:	$CO_1 = 1,82 * (T)^{0,107}$	$CO_1 = 17,9 * (T)^{-0,180}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 45,5 * (T)^{-0,139}$	$CO_2 = 43,9 * (T)^{-0,132}$
Custo do efetivo:	$CO_3 = 399 * (T)^{-0,457}$	$CO_3 = 404 * (T)^{-0,452}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 408 * (T)^{-0,518}$	$CO_4 = 388 * (T)^{-0,510}$
Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 10 – Equações das estimativas de custos capital para método *cut and fill* mecanizado utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 2.256.000 * (T)^{0,321}$	$CC_1 = 4.572.000 * (T)^{0,242}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 88.800 * (T)^{0,612}$	$CC_2 = 619.400 * (T)^{0,402}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 371.300 * (T)^{0,398}$	$CC_3 = 361.000 * (T)^{0,398}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Contingências	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 61 * T * CO$	$CC_6 = 52 * T * CO$
Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

**– *Cut and fill* tradicional – rampa**

Toda produção é transportada por locomotivas a diesel através de túneis até a superfície. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

**– *Cut and fill* tradicional – *shaft***

Toda produção é transportada por um ou dois *shaft*, dependendo da produção, através do sistema locomotiva e *ore pass*. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

Nas tabelas 11 e 12, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície

Tabela 11 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *cut and fill* tradicional utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de lavra:	$CO_1 = 6,71 * (T)^{-0,238}$	$CO_1 = 34,3 * (T)^{-0,341}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 31,0 * (T)^{-0,0392}$	$CO_2 = 31,4 * (T)^{-0,0415}$
Custo do efetivo:	$CO_3 = 821 * (T)^{-0,465}$	$CO_3 = 851 * (T)^{-0,467}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 427 * (T)^{-0,503}$	$CO_4 = 427 * (T)^{-0,503}$
Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 12 – Equações das estimativas de custos capital para método *cut and fill* tradicional utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 1.511.800 * (T)^{0,295}$	$CC_1 = 2.939.400 * (T)^{0,230}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 114.600 * (T)^{0,585}$	$CC_2 = 671.500 * (T)^{0,410}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 609.300 * (T)^{0,329}$	$CC_3 = 590.500 * (T)^{0,333}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Contingências	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 52 * T * CO$	$CC_6 = 52 * T * CO$
Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + +CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + +CC_6$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

– **Blasthole – rampa**

Toda produção é transportada pelo sistema LHD e caminhões articulados através de túneis até a superfície. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

– **Blasthole – shaft**

Toda produção é transportada por um ou dois *shaft*, dependendo da produção, através do sistema LHD e *ore pass*. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

Nas tabelas 13 e 14, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície

Tabela 13 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *blasthole* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

Estimativa dos custos operacionais	Equação para rampa	Equação para <i>shaft</i>
Custo de lavra:	$CO_1 = 0,261 * (T)^{0,241}$	$CO_1 = 2,62 * (T)^{0,0202}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 6,77 * (T)^{0,0232}$	$CO_2 = 6,77 * (T)^{0,0232}$
Custo do efetivo:	$CO_3 = 350 * (T)^{-0,452}$	$CO_3 = 354 * (T)^{-0,445}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 320 * (T)^{-0,485}$	$CO_4 = 298 * (T)^{-0,475}$
Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 14 – Equações das estimativas de custos capital para método *blasthole* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

Estimativa dos custos operacionais	Equação para rampa	Equação para <i>shaft</i>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 899.700 * (T)^{0,388}$	$CC_1 = 932.200 * (T)^{0,418}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 1.110 * (T)^{1,154}$	$CC_2 = 2.890 * (T)^{1,127}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 306.300 * (T)^{0,398}$	$CC_3 = 314.900 * (T)^{0,392}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,15 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,15 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$

Contingências	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 52 * T * CO$	$CC_6 = 52 * T * CO$
Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

#### **– Room and pillar – rampa**

Para produção de até 10.000 toneladas por dia, o minério é transportado pelo sistema LHD e caminhões articulados através de túneis até a superfície. Para produção acima de 10.000 toneladas por dia, no centro da mina há uma britagem primária, que em seguida é transportada para a superfície através de correia transportadora. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

#### **– Room and pillar – shaft**

Toda produção é transportada por um ou dois *shaft*, dependendo da produção, através do sistema LHD e caminhão articulado. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação:

Nas tabelas 15 e 16, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície.

Tabela 15 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *room and pillar* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de lavra:	$CO_1 = 0,72 * (T)^{0,0919}$	$CO_1 = 5,84 * (T)^{-0,0766}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 94,4 * (T)^{-0,327}$	$CO_2 = 94,2 * (T)^{-0,326}$
Custo do efetivo:	$CO_3 = 442 * (T)^{-0,443}$	$CO_3 = 606 * (T)^{-0,475}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 417 * (T)^{-0,508}$	$CO_4 = 469 * (T)^{-0,524}$
Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 16 – Equações das estimativas de custos capital para método *room and pillar* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

Estimativa dos custos operacionais	Equação para rampa	Equação para <i>shaft</i>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 584.500 * (T)^{0,497}$	$CC_1 = 1.432.700 * (T)^{0,417}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 193.600 * (T)^{0,504}$	$CC_2 = 135.000 * (T)^{0,584}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 281.700 * (T)^{0,423}$	$CC_3 = 271.800 * (T)^{0,423}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Contingências	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 58 * T * CO$	$CC_6 = 58 * T * CO$
Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

#### – *Shrinkage* – rampa

Toda produção é transportada por trilhos através de locomotivas movidas a diesel até a superfície. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação.

#### – *Shrinkage* – *shaft*

Toda produção é transportada por um ou dois *shaft*, dependendo da produção, através de trilhos. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação.

Nas tabelas 17 e 18, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície.

Tabela 17 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *shrinkage* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

Estimativa dos custos operacionais	Equação para rampa	Equação para <i>shaft</i>
Custo de lavra:	$CO_1 = 4,86 * (T)^{-0,204}$	$CO_1 = 11,1 * (T)^{-0,0179}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 28,1 * (T)^{-0,0679}$	$CO_2 = 28,3 * (T)^{-0,0692}$
Custo do efetivo:	$CO_3 = 393 * (T)^{-0,371}$	$CO_3 = 417 * (T)^{-0,376}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 405 * (T)^{-0,504}$	$CO_4 = 405 * (T)^{-0,504}$

Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 18 – Equações das estimativas de custos capital para método *shrinkage* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

Estimativa dos custos operacionais	Equação para rampa	Equação para <i>shaft</i>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 916.600 * (T)^{0,378}$	$CC_1 = 1.924.800 * (T)^{0,418}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 110.100 * (T)^{0,598}$	$CC_2 = 672.600 * (T)^{0,422}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 476.300 * (T)^{0,357}$	$CC_3 = 472.600 * (T)^{0,358}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,13 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Contingências	$CC_5 = 0,17 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 52 * T * CO$	$CC_6 = 52 * T * CO$
Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

#### – **Sublevel caving – rampa**

A mina possui de 2 a 4 acessos, dependendo do nível de produção. O minério é transportado pelo sistema LHD e caminhões basculantes até a superfície. Pelo menos um acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação.

#### – **Sublevel caving – shaft**

A mina possui de 2 a 4 *shafts*, dependendo do nível de produção. O minério é transportado pelo sistema LHD e *ore pass* até a superfície. Pelo menos um acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação.

Nas tabelas 19 e 20, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície.



Tabela 19 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *sublevel caving* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de lavra:	$CO_1 = 0,0359 * (T)^{0,426}$	$CO_1 = 3,36 * (T)^{0,00305}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 20,4 * (T)^{-0,0982}$	$CO_2 = 20,4 * (T)^{-0,0982}$
Custo do efetivo:	$CO_3 = 320 * (T)^{-0,426}$	$CO_3 = 508 * (T)^{-0,472}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 284 * (T)^{-0,472}$	$CO_4 = 326 * (T)^{-0,486}$
Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 20 – Equações das estimativas de custos capital para método *sublevel caving* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 58.600 * (T)^{0,734}$	$CC_1 = 209.000 * (T)^{0,626}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 183 * (T)^{1,32}$	$CC_2 = 18.200 * (T)^{0,880}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 110.200 * (T)^{0,526}$	$CC_3 = 202.800 * (T)^{0,453}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,17 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,17 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Contingências	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 58 * T * CO$	$CC_6 = 58 * T * CO$
Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + CC_6$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

#### – *Sublevel longhole* – rampa

Toda produção é transportada pelo sistema LHD e caminhões articulados através de túneis até a superfície. O acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação.

**– Sublevel longhole - shaft**

A mina possui de 2 a 4 *shafts*, dependendo do nível de produção. O minério é transportado pelo sistema LHD e *ore pass* até a superfície. Pelo menos um acesso secundário é feito pelos *raises* de ventilação.

Nas tabelas 21 e 22, constam as equações para as estimativas dos custos operacionais e capital, respectivamente, para ambos os métodos de transporte de minério até a superfície.

Tabela 21 – Equações das estimativas de custos operacionais para método *sublevel longhole* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de lavra:	$CO_1 = 0,252 * (T)^{0,235}$	$CO_1 = 2,81 * (T)^{0,00303}$
Custo dos insumos	$CO_2 = 7,15 * (T)^{-0,00254}$	$CO_2 = 7,14 * (T)^{0,00246}$
Custo do efetivo:	$CO_3 = 365 * (T)^{-0,472}$	$CO_3 = 505 * (T)^{-0,504}$
Custo administrativo:	$CO_4 = 320 * (T)^{-0,498}$	$CO_4 = 320 * (T)^{-0,498}$
Outros custos:	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$	$CO_5 = 0,1 * (CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4)$
Custo operacional:	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$	$CO = CO_1 + CO_2 + CO_3 + CO_4 + CO_5$

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

Tabela 22 – Equações das estimativas de custos capital para método *sublevel longhole* utilizando rampa e *shaft* como meio de transporte do minério.

<b>Estimativa dos custos operacionais</b>	<b>Equação para rampa</b>	<b>Equação para <i>shaft</i></b>
Custo de Equipamentos:	$CC_1 = 922.600 * (T)^{0,386}$	$CC_1 = 1.463.700 * (T)^{0,363}$
Custo Pré-produção:	$CC_2 = 3.600 * (T)^{0,977}$	$CC_2 = 13.100 * (T)^{0,898}$
Custo de Estruturas na Superfície	$CC_3 = 249.600 * (T)^{0,413}$	$CC_3 = 302.100 * (T)^{0,384}$
Custo de Engenharia	$CC_4 = 0,17 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_4 = 0,17 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Contingências	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$	$CC_5 = 0,20 * (CC_1 + CC_2 + CC_3)$
Capital de Giro	$CC_6 = 52 * T * CO$	$CC_6 = 52 * T * CO$

Custo Capital	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + +CC_6$	$CC = CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_4 + CC_5 + +CC_6$
---------------	---	---

Fonte. Camm & Stebbins (2020)

#### 2.4 MAFMINE 3.0 – SÍNTESE ATUAL

D'Arrigo (2012) apresenta a compilação de diversas equações de custos voltados ao setor mineral (originalmente apresentada por O'Hara e modificada por Nagle (1988) na forma de um aplicativo computacional de livre acesso denominado MAFMINE (o endereço eletrônico <http://www.mafmine.com.br/v3/#> disponibiliza a versão atualizada em 2017). Diferencia-se do apresentado por D'Arrigo no tocante aos estudos iniciais, à introdução de índices de atualização dos preços obtidos (*PPI - producer price index*) e ao *Big Mac Index*, que permite de forma simples e intuitiva atualizar temporariamente e espacialmente os valores de custos de capital e operacionais.

O MAFMINE 3.0 permite calcular os custos de capital e operacional de um projeto mineiro subterrâneo ou a céu aberto, incluindo os custos de mina, usina, infraestrutura e o quantitativo de efetivo, utilizando como parâmetro a produção diária de minério ou a soma do minério e o estéril, espessura ou altura do *stope* e a profundidade da mina, dependendo da equação e do que se deseja estimar.

Durante a estimativa do custo operacional, é possível simular para diferentes faixas salariais e de acordo com o lugar onde os efetivos atuarão. Para o custo capital, o MAFMINE 3.0 permite simular os custos de infraestrutura para diferentes cenários, tais como a matriz energética do empreendimento e o custo unitário energético, extensões de estradas, pontes, adutoras, linhas de transmissão, entre outros. Também atende caso o empreendimento esteja localizado em uma região remota ou próxima de cidades.

Para estudo conceitual em um projeto de mina subterrânea, os métodos de lavras são restritos ao: corte e preenchimento, câmaras e pilares, subníveis e *shrinkage* e com um único meio de acesso à mina, que é através do *shaft*.

##### – Análise crítica

Comparando as metodologias do MAFMINE 3.1 e Camm & Stebbins, todos, de forma simples e intuitiva, permitem estimar os custos operacional e capital do empreendimento, sendo que o segundo método a simulação é realizado de forma

mais rápida, com menos parâmetros e um nível de detalhamento menor do que o MAFMINE 3.1. Ambas as propostas abrangem mais métodos de lavra, assim como algumas variações, comparadas ao MAFMINE 3.0.

A nova versão do MAFMINE a ser atualizada permite que o custo capital de preparação do *stope* seja variável de acordo com o método de lavra. No item de infraestrutura da mina, a estimativa do custo capital leva em consideração a influência do porte da mina e do mineral. No custo operacional, especialmente no custo de operação de lavra, a sua estimativa também considera o método de lavra subterrânea, com opções mais abrangentes que a atual versão do MAFMINE. Entretanto a nova e a atual versões do software possuem equações que são baseadas em valores e realidade operacional da década de 80, principalmente na atual versão, já que na nova versão há algumas equações recentes. Sendo assim, é necessário atualizá-las de acordo com a realidade atual. Para ambos os custos, é preciso trazer os valores para o valor presente.

Outro ponto que o MAFMINE 3.1 contempla é a opção de selecionar o método de transporte do minério, utilizando como critérios as preferências do usuário ou a sugestão do software, que seleciona o método conforme a produção diária de minério, profundidade da mina e classificação do maciço rochoso. A versão 3.0 considera somente o uso de *shaft* ou poço vertical para o transporte do minério.

Os parâmetros de Camm & Stebbins, na estimativa dos custos de capital e operacionais, também permitem que seus valores sejam variáveis de acordo com método de lavra. Em relação aos acessos de mina, os meios de transporte até a superfície são mais abrangentes. Para cada método, são simulados seus custos utilizando *shaft* ou correia transportadora e túneis como formas de transportar o minério até a superfície.

Em contrapartida, para realização das estimativas, o modelo Camm & Stebbins não considera a espessura ou altura do *stope*. Para um mesmo método, mesma taxa de produção e *stopes* com geometrias diferentes, a produtividade dos equipamentos, principalmente as perfurações, não são iguais, e, como consequência, os custos operacionais podem ser diferentes.

Em relação ao transporte do minério à superfície, quando os túneis são utilizados, os equipamentos de transporte já são pré-estabelecidos para cada método. Por exemplo, o método *cut and fill* tradicional já pré-determina o uso de locomotivas a

diesel, impossibilitando o estudo de outros meios que utilizam túneis. Para ambos os custos, todas as equações são baseadas em valores de 2019, necessitando trazer os números para um valor presente.

Na estimativa dos custos operacionais, um parâmetro sensível é o salário do efetivo no empreendimento mineiro. Ambas as versões do MAFMINE permitem que o usuário insira os valores salariais do empreendimento. Em relação ao método Camm & Stebbins, os salários já estão inclusos na equação e não é permitido que o usuário insira, como parâmetro, as renumerações.

### 3 METODOLOGIA

Este estudo adotou um caminho metodológico para investigação dos dados através de técnicas de pesquisa baseadas tanto em dados qualitativos quanto em dados quantitativos.

Para se chegar aos resultados, primeiramente foi realizada uma análise das propostas do MAFMINE 3.1, derivadas principalmente de O'Hara & Subolewski e Camm & Stebbins, com o objetivo de correlacionar as equações de ambos os métodos, para que haja uma comparação justa nas estimativas de custo capital e operacional.

Os dois métodos de estimativas possuem discrepância nas quantidades de equações, mas a abrangência no que se estima em um projeto mineiro é equivalente. Para que tenha uma comparação, será relevante separar essas equações em grupos, e assim seus resultados, em valores presentes com o índice inflacionário adequado a commodities a ser lavrado, podem ser confrontados e discutidos a partir de estudos de viabilidades reais.

Com os dados reais dos estudos de viabilidade e as estimativas dos custos realizadas pelos métodos propostos pelo MAFMINE 3.1 e Camm & Stebbins, será possível realizar a aderência entre as bases simuladas e reais dos custos capital e operacional totais e verificar também se os itens de ambos os custos são bem aderentes.

#### 3.1 EQUIVALÊNCIA DAS EQUAÇÕES O'HARA E SUBOLEWSKI COM CAMM & STEBBINS

##### – Custo capital

Os modelos propostos pelo MAFMINE e por Camm & Stebbins possuem discrepâncias na quantidade de equações, mas ambos alcançam seus objetivos em estimar os custos capital e operacional. Para que seja possível comparar os resultados, a tabela 23 mostra que as equações devem possuir a seguinte equivalência:

Tabela 23 – Equivalência das equações dos custos de capital entre o MAFMINE 3.1 e Camm &amp; Stebbins

<b>Custo capital</b>	<b>MAFMINE 3.1</b>	<b>Camm &amp; Stebbins</b>
Mina	$C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8 + C_9 + C_{10} + C_{11} + C_{12} + C_{13} + C_{14} + C_{15} + C_{16} + C_{17} + C_{18} + C_{19} + C_{20} + C_{21} + C_{22} + C_{23} + C_{24} + C_{25} + C_{26} + C_{27} + C_{28} + C_{29} + C_{31} +$	$CC_1 + CC_2 + CC_3 + CC_5$
Engenharia, Aquisição e Construção (EPCM)	$C_{30} + C_{32} + C_{33}$	$CC_4$
Capital de giro	$C_{34}$	$CC_6$

Fonte: Elaborada pelo autor.

### – Custo operacional

A equivalência dos custos operacionais entre os dois modelos analisados só é possível quando não há previsão do uso de britagem dentro da mina subterrânea. Na Tabela 24, consta a equivalência das equações dos custos operacionais.

Tabela 24 – Equivalência das equações dos custos de operacional entre o MAFMINE 3.1 e Camm &amp; Stebbins

<b>Custo operacional</b>	<b>MAFMINE 3.1</b>	<b>Camm &amp; Stebbins</b>
Operação Mina	$F_1 + F_2 + F_7$	$CO_1 + CO_2 + CO_3$
Serviços	$F_5 + F_6$	$CO_4$ e $CO_5$
Britagem	$F_3 + F_4$	

Fonte: Elaborada pelo autor.

## 3.2 NOMALIZAÇÃO DOS DADOS

A maioria dos modelos para estimativas de custos de capital e operacional é derivada de dados reais da indústria mineira ou simulados em software específico com cenários de produção e layouts de minas atuais. As origens desses números são retiradas ou simuladas em diferentes épocas do passado, sendo alguns casos recentes, como o modelo proposto por Camm & Stebbins que simulou os custos em 2020 utilizando o software SHERPA, ou mais distantes, como O'Hara e Subolewski, no qual o MAFMINE 3.1 é baseado e que é proveniente de dados reais da indústria mineira de 1988.

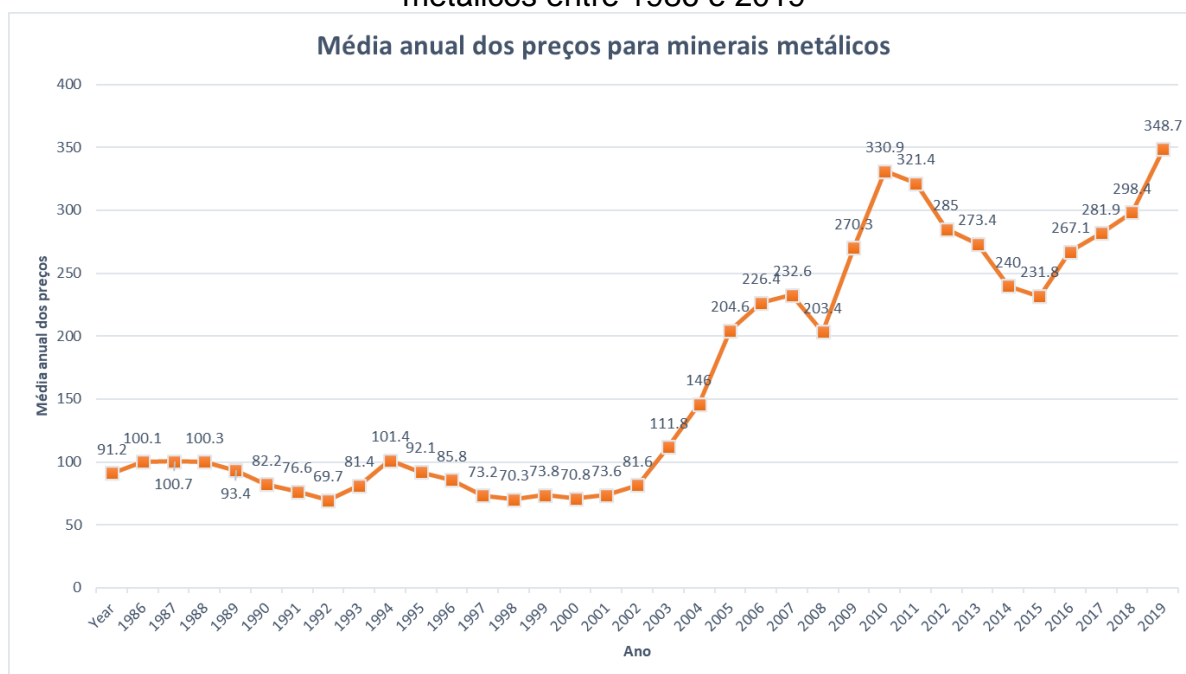
### 3.2.1 Producer Price Index (PPI)

Para que as simulações sejam as mais precisas possíveis, utilizando equações passadas, D'Arrigo sugeriu o uso do *Producer Price Index* (PPI) como indexador, de modo que os resultados obtidos por modelos criados em anos anteriores estejam em valores presentes, empregando índices apropriados a commodities a serem lavradas no empreendimento mineiro.

De décadas atrás até os dias atuais, o *U.S. Bureau of Labor Statistics* calcula a evolução das principais commodities consumidas pelo mundo, seja de forma única, por exemplo, ouro, por agrupamentos, tais como minerais metálicos, não metálicos ou por uma ponderação de todas as commodities.

O PPI é extraído pelo *U.S. Dept. of Labor, Bureau of Labor Statistics* e traz a média de preços recebida pelos produtores de commodities nos Estados Unidos ao longo do tempo. Com a média anual, tem-se uma noção de variação de preços com o dólar constante de um ano específico e o dólar constante atual.

Gráfico 1 – Gráfico da média anual do PPI (*Producer Price Index*) para os minerais metálicos entre 1986 e 2019



Fonte: U.S. Bureau of Labor Statistics (2021).



Tabela 25 – Indexador em dólar constante de 1986 a 2020

<b>Ano base</b>	<b>Índice</b>	<b>Ano base</b>	<b>Índice</b>
<b>1986</b>	1,00	<b>2004</b>	1,23
<b>1987</b>	1,10	<b>2005</b>	1,60
<b>1988</b>	1,10	<b>2006</b>	2,24
<b>1989</b>	1,10	<b>2007</b>	2,48
<b>1990</b>	1,02	<b>2008</b>	2,55
<b>1991</b>	0,90	<b>2009</b>	2,23
<b>1992</b>	0,84	<b>2010</b>	2,96
<b>1993</b>	0,76	<b>2011</b>	3,63
<b>1994</b>	0,89	<b>2012</b>	3,52
<b>1995</b>	1,11	<b>2013</b>	3,13
<b>1996</b>	1,01	<b>2014</b>	3,00
<b>1997</b>	0,94	<b>2015</b>	2,63
<b>1998</b>	0,80	<b>2016</b>	2,54
<b>1999</b>	0,77	<b>2017</b>	2,93
<b>2000</b>	0,81	<b>2018</b>	3,09
<b>2001</b>	0,78	<b>2019</b>	3,27
<b>2002</b>	0,81	<b>2020</b>	3,82
<b>2003</b>	0,89		

Fonte: Elaborada pelo autor, com base em dados de U.S. Bureau of Labor Statistics (2021).

O gráfico 1 mostra a elevação do PPI dos preços de minerais metálicos de 1986 até 2019. A Tabela 25 mostra o indexador, considerando o ano 1986 como referência, e o quanto o preço dos minerais metálicos variou ao longo dos anos.

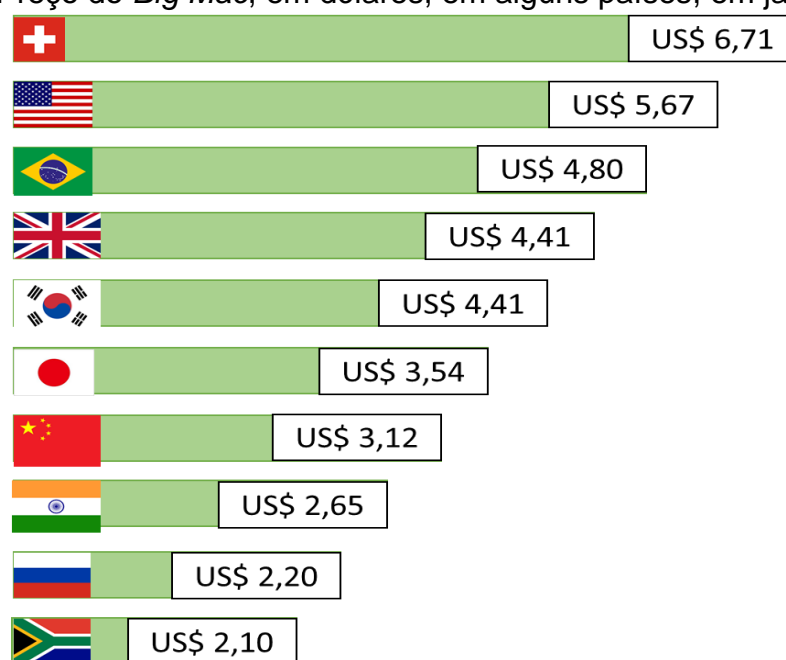
### 3.2.2 Paridade de Poder Aquisitivo (PPA)

Os custos dos insumos e operações de qualquer atividade econômica podem ter valores distintos em diferentes países pelo mundo, mesmo que o produto seja igual. As discrepâncias podem ser pelo fato de o país ser um produtor ou um importador dos insumos, mesmo com os salários médios pagos ao efetivo do empreendimento ou carga tributária local.

Para calcular o poder aquisitivo de acordo com as particularidades locais, Pam Woodall, da revista *The Economist*, em 1986, criou o *Big Mac Index*, em português, Indexador Big Mac traz o poder de compra do dólar no país.

Como o Big Mac, produto da empresa McDonald's, tem os mesmos ingredientes e o procedimento operacional em todos os países que atua, o seu preço, em dólares, mostra o valor do item de acordo com a especificidade local. A Figura 16 mostra os valores do Big Mac em alguns países sem nenhum ajuste, de acordo com a renda per capita, e a Tabela 7 expõe os valores do indexador do poder aquisitivo ajustado de acordo com a renda per capita.

Figura 15 – Preço do *Big Mac*, em dólares, em alguns países, em janeiro de 2020



Fonte: The Economist Group (2023).

Tabela 26 – Indexador *Big Mac* Janeiro 2020

(continua)

País	Indexador <i>Big Mac</i>	País	Indexador <i>Big Mac</i>
Tailândia	1,27	Reino Unido	0,89
Brasil	1,19	Egito	0,88
Paquistão	1,12	Coreia do Sul	0,85
Suécia	1,08	Índia	0,85
Peru	1,06	Noruega	0,85
Suíça	1,04	Austrália	0,84
Israel	1,04	Dinamarca	0,81
Colômbia	1,03	Hungria	0,80
Argentina	1,03	Japão	0,78
Canadá	1,02	Polônia	0,78
Zona do Euro	1,02	Indonésia	0,77

(conclusão)

País	Indexador <i>Big Mac</i>	País	Indexador <i>Big Mac</i>
<b>Estados Unidos</b>	1,00	<b>Cingapura</b>	0,73
<b>Rep. Tcheca</b>	0,97	<b>Malásia</b>	0,70
<b>Chile</b>	0,97	<b>México</b>	0,67
<b>Filipinas</b>	0,95	<b>Turquia</b>	0,62
<b>Arábia Saudita</b>	0,95	<b>África do Sul</b>	0,59
<b>China</b>	0,94	<b>Rússia</b>	0,56
<b>Nova Zelândia</b>	0,92	<b>Hong Kong</b>	0,52

Fonte: Elaborada pelo autor, com base em dados de The Economist Group (2023).

### 3.2.3 Findex

A variável chamada *findex* é definida pelo produto dos indexadores de preço do produtor (PPI) e do indexador do poder aquisitivo (PPA), em que foi utilizado o índice *Big Mac* (OUR BIG..., 2023). O seu resultado será multiplicado por todas as equações dos modelos de MAFMINE 3.1 e Camm & Stebbins que envolvem custos capital e operacional para que os seus valores sejam corrigidos pela inflação e pela especificidade local.

$$Findex = PPI * PPA \quad (120)$$

A escolha do PPI vai depender de em qual ano a equação foi criada e de em qual ano presente o avaliador deseja estimar os custos. Para a escolha do PPA, vai depender de em qual país se localiza o empreendimento mineiro.

## 3.3 METODOLOGIA DO CÁLCULO DA ADERÊNCIA

Para compreender os estudos de viabilidades econômicas, foram avaliados parâmetros e seus custos operacionais e capital de mina estimados, cujos dados estão disponíveis para consulta no site SEDAR (<https://www.sedar.com/>).

### 3.3.1 Banco de dados

Os projetos publicados no sistema de arquivamento SEDAR apresentam variada gama de localidades (países), geometria de corpos, métodos de lavra e

consequentemente taxas de produção e desenvolvimento. Para formatação do banco de dados foram analisados 59 projetos publicados entre janeiro de 2012 até julho de 2020, sendo que, desses, 37 contribuíram com informações que estão resumidos na tabela 27. Todos os 37 projetos são *greenfield*, significa que no momento dos estudos de viabilidade, eles não têm uma produção em andamento no site do empreendimento,

Compõem o banco de dados as seguintes informações:

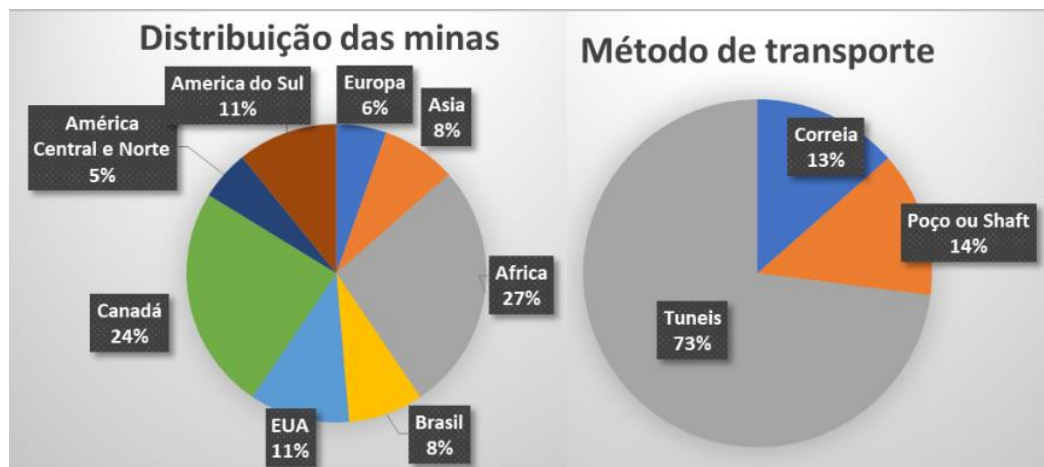
- i) nome do projeto;
- ii) ano;
- iii) localidade;
- iv) commodities;
- v) produção diária de minério;
- vi) profundidade;
- vii) espessura ou altura média do stope;
- viii) método de lavra;
- ix) método principal de transporte do minério;
- x) custo capital extraído dos estudos de viabilidades do SEDAR;
- xi) custo operacional extraído dos estudos de viabilidades do SEDAR.

As informações i, ii, iii, iv, x, vi, vii, ix constam na Tabela 10.

A maioria dos estudos estão localizados na América do Norte (Canadá, EUA e México), África e América do Sul, como ilustrado no Gráfico 1, mas com distribuição em todos os continentes pelo mundo, exceto na Oceania.

Em relação ao método de transporte do minério, o Gráfico 1 mostra que o mais utilizado para o transporte de minério até a superfície é através de caminhões por rampas ou túneis, seguido de poço vertical ou *shaft* e a movimentação por correia transportadora, ambas com a mesma proporção.

Gráfico 2 – Distribuição da localização das minas subterrâneas pelo mundo e os métodos de transporte do minério do banco de dados analisado



Fonte: Elaborado pelo autor, com base em dados do SEDAR (2023).

No Gráfico 3, é mostrada a distribuição dos métodos de lavra. Dentro dos estudos de viabilidade, metade dos métodos selecionados é o *sublevel stoping*, seguido por *cut and fill*, *room and pillar* e *shrinkage*. No banco de dados, não foram encontrados projetos *greenfield* que utilizam *block caving*, *sublevel caving*, entre outros métodos que são previstos no MAFMINE 3.1.

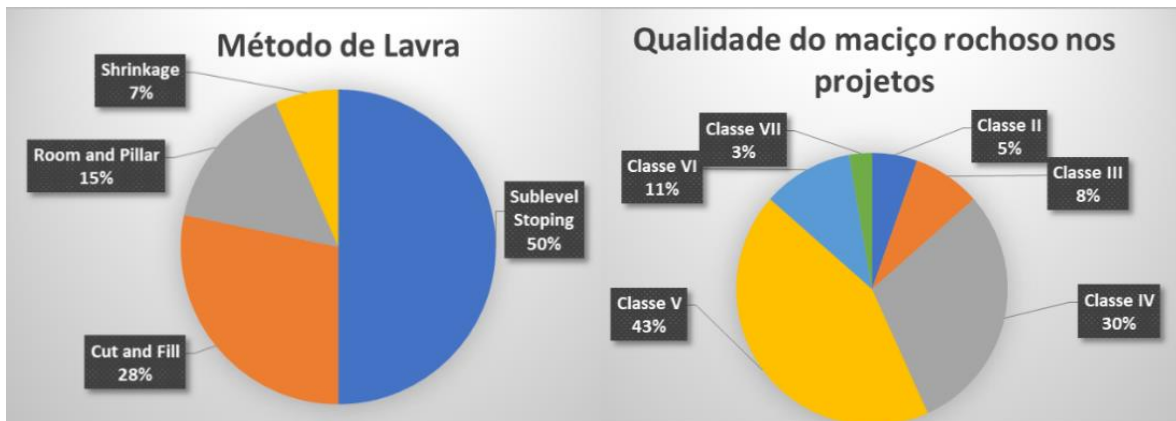
Em relação à qualidade do maciço rochoso, utilizando a classificação segundo os critérios de Barton, os projetos mineiros possuem majoritariamente litológicas com classe V e IV, respectivamente maciço de qualidade regular e boa, que correspondem a mais de 70% dos projetos analisados no banco de dados, como ilustrado no Gráfico 3. Também foram encontrados projetos que possuem classe VI, III, II, VII, respectivamente má, muito boa, extrema e muito má qualidade na maioria das litologias presentes no projeto.

Tabela 27 – Banco de dados das minas subterrâneas

Mina	País	Ano	Commodities	Produção	Profundidade	Stope	Método	Transporte
Bisie	Rep. Do Congo	2017	Metais	1030	700	9	Sublevel Stopping	Tuneis
Avalon	Canadá	2015	Terras Raras	2000	200	10	Cut and Fill	Correia
Bacanora	Alemanha	2019	Lítio	1620	300	4	Room and Pillar	Tuneis
Belgravo	EUA	2014	Fertilizante	10200	450	1,8	Room and Pillar	Correia
Besra	Vietna	2008	Ouro	466	110	3 1	Room and Pillar e Cut and Fill	Tuneis
Bluestone	Guatemala	2019	Ouro	1250	350	7,5 7,5	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Tuneis
BMC	Canadá	2019	Cobre	1360	700	6	Sublevel Stopping	Tuneis
Camrova	México	2007	Cobre	2200	300	3,5	Room and Pillar	Correia
Canadian Zinco	Canadá	2017	Zinco	1600	900	4,5 7,5	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Tuneis
Continental	Colombia	2016	Ouro	3000	1500	3,2 2,4	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Tuneis
Idaho	EUA	2017	Cobalto	833	914	4 2,5	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Tuneis
Falco	Canadá	2017	Ouro	15500	2600	18	Sublevel Stopping	Shaft
Prestea	Gana	2014	Ouro	500	500	15	Shrinkage	Shaft
Guyana	Guínea	2016	Ouro	4530	900	15	Sublevel Stopping	Tuneis
Harte	Canadá	2019	Ouro	800	1100	2,2	Sublevel Stopping	Tuneis
Highland	EUA	2018	Cobre	6600	900	2,5	Room and Pillar	Tuneis
INV	Equador	2020	Ouro	3000	260	20	Sublevel Stopping	Tuneis
Jaguar 1	Brasil	2010	Ouro	2080	500	5	Cut and Fill	Tuneis
Lunding	Equador	2016	Ouro	3320	500	12 4	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Tuneis
Minco	China	2009	Prata	3000	300	3,3	Cut and Fill	Tuneis
Oromin	Senegal	2013	Ouro	1600	650	10	Cut and Fill	Tuneis
Serabi	Brasil	2017	Ouro	7500	800	1,5	Shrinkage	Tuneis
Silverbear	Rússia	2016	Prata	402	400	1,8	Sublevel Stopping	Tuneis
Spnix	Canadá	2010	Ouro	2500	860	20	Sublevel Stopping	Tuneis
Sunridge	Gana	2014	Diamante	770	230	10	Shrinkage	Tuneis
WestAfrica	Burkina Faso	2019	Ouro	537	550	6,1	Sublevel Stopping	Tuneis
Equinox	A Saudita	2011	Cobre	7260	900	20	Sublevel Stopping	Tuneis
GoviEX	Niger	2015	Uranio	4020	160	1,8	Room and Pillar	Shaft
IDM	Canadá	2017	Ouro	1000	400	15 4	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Tuneis
Ivanhoe 1	Congo	2017	Paládio	11111	1560	21 6	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Shaft
Ivanhoe 2	Zambia	2019	Cobre	25798	1220	4,5 6	Room and Pillar e Sublevel Stopping	Correia
Moto	Congo	2009	Ouro	4000	600	15	Sublevel Stopping	Tuneis
Nemaska	Canadá	2019	Lítio	3400	167	45	Sublevel Stopping	Tuneis
Nexa	Brasil	2019	Zinco	6300	700	4	Sublevel Stopping	Trucks
Niocorp	EUA	2019	Niobio	2555	755	15	Sublevel Stopping	Shaft
Platinum	África do Sul	2019	Platina	27000	1200	20	Sublevel Stopping	Correia
Rainy	Canadá	2013	Ouro	950	500	5 5	Sublevel Stopping e Cut and Fill	Tuneis

Fonte: SEDAR (2023).

Gráfico 3 – Distribuição dos métodos de lavra subterrânea e qualidade do maciço rochoso dentro do banco de dados analisado



Fonte: Elaborado pelo autor, com base em dados do SEDAR (2023).

Nos estudos de viabilidade dos projetos mineiros, é primordial constar a estimativa dos custos de capital e operacional dos empreendimentos, principalmente pela necessidade de transparência, exigida se as empresas possuem capital aberto em alguma bolsa de valores. Todas essas previsões de investimentos e custos consideram a especificidade local e suas complexidades. Na tabela 28, constam a estimativa dos custos capital, em dólares e operacional, em dólares por tonelada, dos projetos mineiros no ano em que foi realizado o estudo de viabilidade.

-Tabela 28 – Estimativa dos custos capital e operacional dos projetos mineiros

Projeto	Ano	CAPEX (US\$)	OPEX (US\$/t)	Projeto	Ano	CAPEX (US\$)	OPEX (US\$/t)
Bisie	2017	38,61	71,47	Minco	2009	34,43	18,01
Avalon	2015	81,58	NI	Oromin	2013	94,20	41,51
Bacanora	2019	54,18	17,60	Serabi	2017	27,70	54,82
Belgravo	2014	249,24	16,09	Silverbear	2016	11,80	71,77
Besra	2008	17,70	64,43	Spnyx	2010	159,22	43,21
Bluestone	2019	76,80	67,01	Sunridge	2014	68,24	18,83
BMC	2019	200,00	28,96	WestAfrica	2019	70,30	66,49
Camrova	2007	114,40	8,74	Equinox	2011	144,30	26,55
CanadianZinco	2017	81,62	58,00	GoviEX	2015	42,10	31,17
Continental	2016	191,01	63,21	IDM	2017	54,45	78,66
Idaho	2017	37,00	53,71	Ivanhoe 1	2017	687,59	38,30
Falco	2017	417,70	15,46	Ivanhoe 2	2019	185,47	48,00
Prestea	2014	82,77	43,03	Moto	2009	64,80	29,33
Guyana	2016	193,20	25,72	Nemaska	2019	50,40	23,69
Harte	2019	204,80	100,00	Nexa	2019	144,45	14,81
Highland	2018	137,80	21,26	Niocorp	2019	377,35	46,04
INV	2020	105,50	22,02	Platinum	2019	659,00	29,78
Jaguar 1	2010	96,60	36,00	Rainy	2013	81,29	75,52
Lunding	2016	204,38	60,30				

Fonte: SEDAR (2023).

### 3.3.2 Cálculo da aderência do MAFMINE, Camm & Stebbins com o capex e opex dos estudos de viabilidade

A aderência dos modelos propostos pelo MAFMINE 3.1 e por Camm & Stebbins, necessita que se selecione indexadores de poder aquisitivo e de preço para que seja possível uma comparação, assim, ajustar as estimativas de custos de capital e operacionais com os fatores de preço e poder aquisitivo.

#### 3.3.2.1 Seleção dos indexadores de poder aquisitivo e de preço

##### – Indexador do preço (PPI).

Para este estudo, será utilizado em todos os projetos o PPI que engloba todas as commodities, devido ao fato de que, no banco de dados, há projetos de mineiros em que o *U.S. Bureau of Labor Statistics* não possui preços históricos ou atuais, tais como urânio, terras raras, entre outros, e o ano a ser estabelecido como valor presente será o de 2020.

##### – Indexador de poder aquisitivo (PPA)

Em relação ao PPA, será considerado que todos os projetos possuem um PPA igual a 1, ou seja, equivalente ao poder aquisitivo dos EUA. Como mostra a Tabela 9, há diversos projetos mineiros, em que suas localidades não possuem McDonald's, principalmente localizados na África, América do sul e central, impossibilitando de enumerar o indexador do poder aquisitivo.

#### 3.3.2.2 Cálculo dos custos capital e operacional

O valor dos custos capital e operacional dos empreendimentos mineiros são obtidos através das equações do MAFMINE e Camm & Stebbins, usando os parâmetros da Tabela 29 e com o valor do *findex* atribuído à equação, conforme a Tabela 8.

Tabela 29 – Valores do *findex* utilizados para estimativa dos custos operacional e capital

Equação	PPA	PPI
<i>Shaft</i>	1	1,01



Túneis	1	0,96
Camm & Stebbins	1	1,02
Demais	1	1,73

Fonte: Elaborada pelo autor.

### 3.3.2.3 Valor presente dos custos capital e operacional dos estudos de viabilidade

Para que seja possível realizar um comparativo entre as estimativas do MAFMINE e Camm & Stebbins com os estudos de viabilidade, é necessário que todos os valores dos custos operacionais e capital dos projetos mineiros que constam na Figura 19 sejam atualizados conforme o PPI da cesta das commodities.

Na Tabela 30, visualiza-se o valor a ser utilizado para que as estimativas dos estudos de viabilidade estejam no mesmo valor presente do MAFMINE e Camm & Stebbins.

Tabela 30 – Valores do PPI para estimar o valor presente dos custos operacional e capital dos estudos de viabilidade

ANO	PPI	ANO	PPI
2007	1,17	2015	1,02
2008	1,02	2016	1,05
2009	1,12	2017	1,00
2010	1,15	2018	0,96
2011	0,97	2019	0,97
2013	0,93	2020	1,00
2014	0,96		

Fonte: Elaborada pelo autor.

#### – Cálculo da aderência e os cenários avaliados

Com os valores dos custos de capital e operacional dos empreendimentos mineiros e das estimativas do MAFMINE e Camm & Stebbins, pode-se verificar se os resultados estimados estão dentro da precisão de um estudo conceitual e de pré-viabilidade, que consistem em cinquenta por cento e trinta por cento, respectivamente, para mais ou para menos, conforme descritos nas tabelas 1 e 2.

Para analisar e verificar a precisão das equações comparadas aos estudos de viabilidade, essas serão estudadas por diferentes cenários descritos na tabela 31.

Tabela 31 – Cenários analisados para os cálculos das aderências

<b>Cenários</b>
<b>Geral</b>
Todos os projetos
<b>Método de Transporte</b>
Poço vertical ou <i>shaft</i> Correia transportadora Túnel através de caminhões
<b>Produção (toneladas por dia)</b>
Menor ou igual a 1000 Entre 1001 e 3000 Maior ou igual a 3001
<b>Profundidade (Metros)</b>
Menor ou igual a 300 Entre 301 e 700 Maior ou igual a 701

Fonte: Elaborada pelo autor.

## 4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Utilizando os parâmetros operacionais dos empreendimentos mineiros, que constam na Tabela 27, e concomitantemente com os valores do *findex* da Figura 20, e inseridos nas equações do MAFMINE e Camm & Stebbins, os resultados dos custos de capital, em milhões de dólares e operacional, e em dólares por tonelada, foram obtidos e demonstrados na Tabela 32, assim como o ano em que os estudos de viabilidade foram concebidos, o valor do PPI e as estimativas, atualizado em 2020, para os custos de capital e operacional.

Tabela 32 – Previsão atualizada dos custos de capital e operacional dos estudos de viabilidades e as estimativas dos custos de capital e operacional do MAFMINE e Camm & Stebbins

Projeto	Ano	Estudo de viabilidade			MAFMINE		Camm & Stebbins	
		PPI	C. Capital (Mi US\$)	C. Operacional (US\$/t)	C. Capital (Mi US\$)	C. Operacional (US\$/t)	C. Capital (Mi US\$)	C. Operacional (US\$/t)
Bisie	2017	1,00	38,61	71,47	89,96	32,69	29,72	34,66
Avalon	2015	1,02	83,21	NI	78,8	39,44	69,67	45,39
Bacanora	2019	0,97	52,55	17,07	99,12	16,73	54,88	42,13
Belgravo	2014	0,96	239,27	15,45	313,67	6,14	154,2	20,7
Besra	2008	1,02	18,05	65,72	39,91	16,63	26,22	112,2
Bluestone	2019	0,97	74,50	65,00	83,95	31,31	36,95	43,44
BMC	2019	0,97	194,00	28,09	170,6	26,22	34,13	31,35
Camrova	2007	1,17	133,85	10,23	178,44	9,33	60,43	34,2
CanadianZinco	2017	1,00	81,62	58,00	198,65	30,48	39,16	41,46
Continental	2016	1,05	200,56	66,37	474,02	26,52	52,98	32,81
Idaho	2017	1,00	37,00	53,71	200,75	30,81	31,25	42,95
Falco	2017	1,00	417,70	15,46	819,75	18,34	149,81	24,99
Prestea	2014	0,96	79,46	41,31	119,48	28,4	44,33	26,93
Guyana	2016	1,05	202,86	27,01	330,38	27,95	65,43	22,22
Harte	2019	0,97	198,66	97,00	206,92	29	26,29	37,89
Highland	2018	0,96	132,29	20,41	599,2	11,29	99,8	21,18
INV	2020	1,00	105,50	22,02	102,67	31,86	51,8	24,78
Jaguar 1	2010	1,15	111,09	41,40	167,01	26,22	60,72	42,41
Lunding	2016	1,06	216,64	63,92	176,68	25,05	54,82	24,1
Minco	2009	1,12	38,56	20,17	190,36	19,22	74,16	37,3
Oromin	2013	0,93	87,61	38,60	171,04	48,32	54,38	45,76
Serabi	2017	1,00	27,70	54,82	88,02	39,58	44,23	107,85
Silverbear	2016	1,05	12,39	75,36	95,96	27,9	19,05	46,06
Spnvx	2010	1,15	183,10	49,69	193,6	37,49	64,65	28,22
Sunridge	2014	0,96	65,51	18,08	76,77	18,62	31,59	71,21
WestAfrica	2019	0,97	68,19	64,50	116,87	33,22	21,77	43,89
Equinox	2011	0,97	139,97	25,75	255,6	27,66	120,21	21,05
GovEX	2015	0,95	40,00	29,61	106,75	34,75	81,42	26,83
IDM	2017	1,00	54,45	78,66	99,79	39,85	34,57	41,08
Ivanhoe 1	2017	1,00	687,59	38,30	342,82	20,62	116,55	20,26
Ivanhoe 2	2019	0,97	179,91	46,56	1345,63	11,65	259,18	15,2
Moto	2009	1,12	72,58	32,85	184,45	27,01	60,9	22,94
Nemaska	2019	0,97	48,89	22,98	71,9	55,19	58,4	23,94
Nexa	2019	0,97	140,12	14,37	414,83	32,66	7957	20,55
Niocorp	2019	0,97	366,03	44,66	128,62	27,54	64,66	28,22
Platinum	2019	0,97	639,23	28,89	616,72	19,12	287,9	16,17
Rainy	2013	0,96	78,04	72,50	122,98	36,3	40,68	49,92

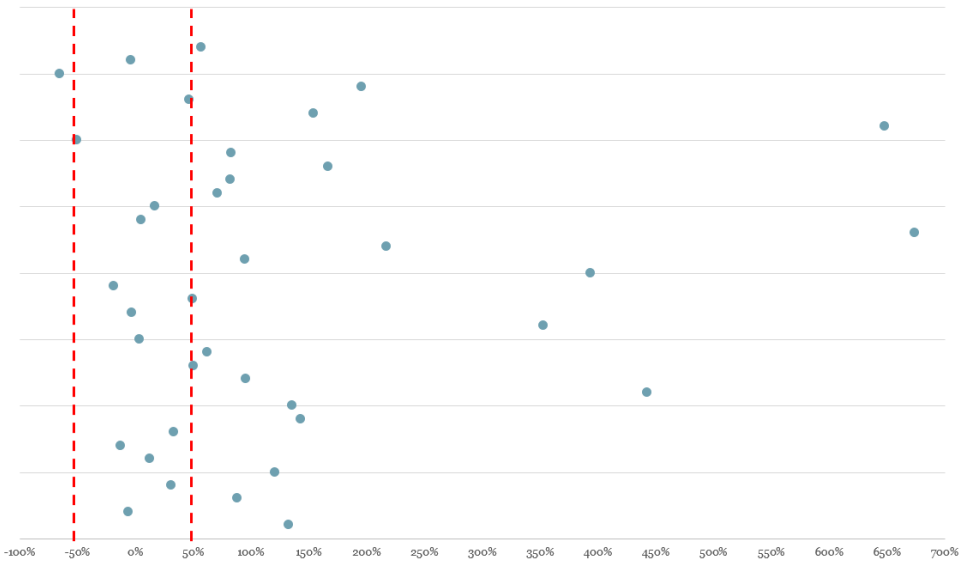
Fonte: Elaborada pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023)

### 4.1 ADERÊNCIA GERAL

Os gráficos 4 e 5 mostram, em percentuais, a precisão das estimativas dos custos capital e operacional do MAFMINE, comparados às estimativas dos estudos de viabilidade de todos os projetos mineiros. A linha pontilhada em vermelho mostra

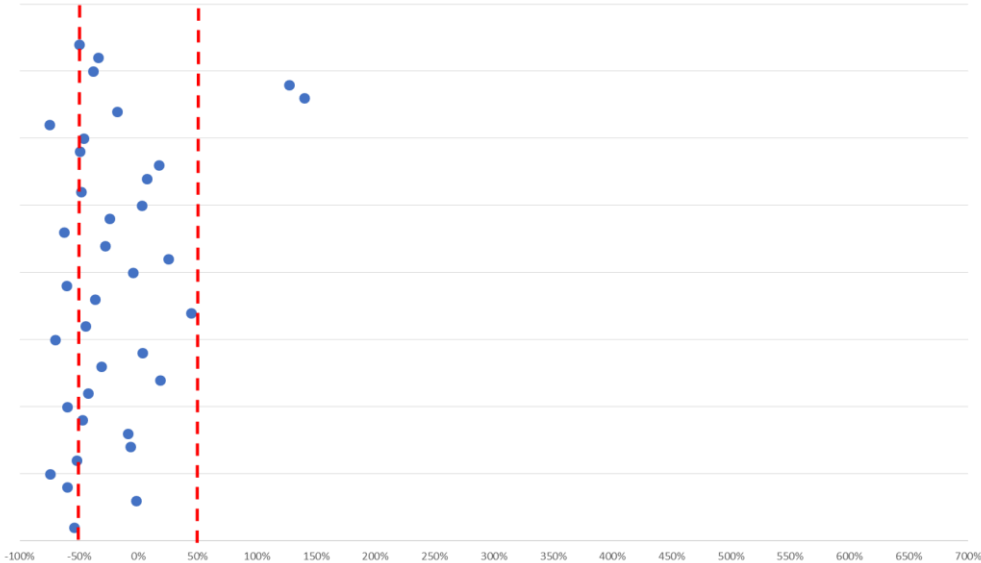
quais projetos estão dentro da precisão esperada para uma estimativa de estudo conceitual. No Gráfico 4, os dados mostram que, na estimativa dos custos capital dos 37 projetos mineiros analisados, 15 ou 41% dos empreendimentos mineiros, o MAFMINE estima dentro da margem esperada. No caso do Gráfico 5, os dados informam que, na estimativa dos custos operacionais dos 36 projetos mineiros estudados, 25 ou 69% dos projetos estão dentro da margem esperada.

Gráfico 4 – Precisão do MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros



Fonte: Elaborada pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023)

Gráfico 5 – Precisão do MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros

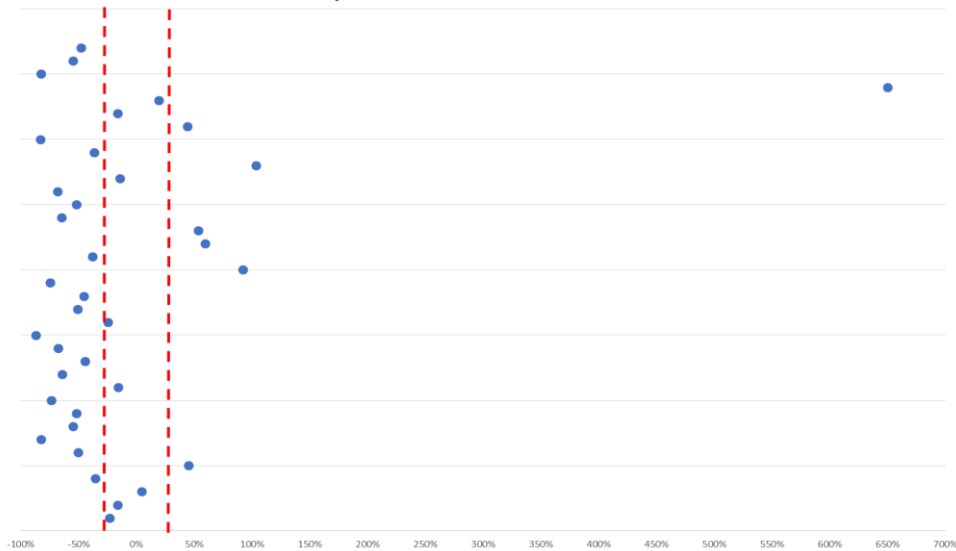


Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Nas estimativas dos custos capital e operacional utilizando as equações Camm & Stebbins, os gráficos 6 e 7 mostram o grau de dispersão, em valores percentuais, em relação aos números previstos nos estudos de viabilidade.

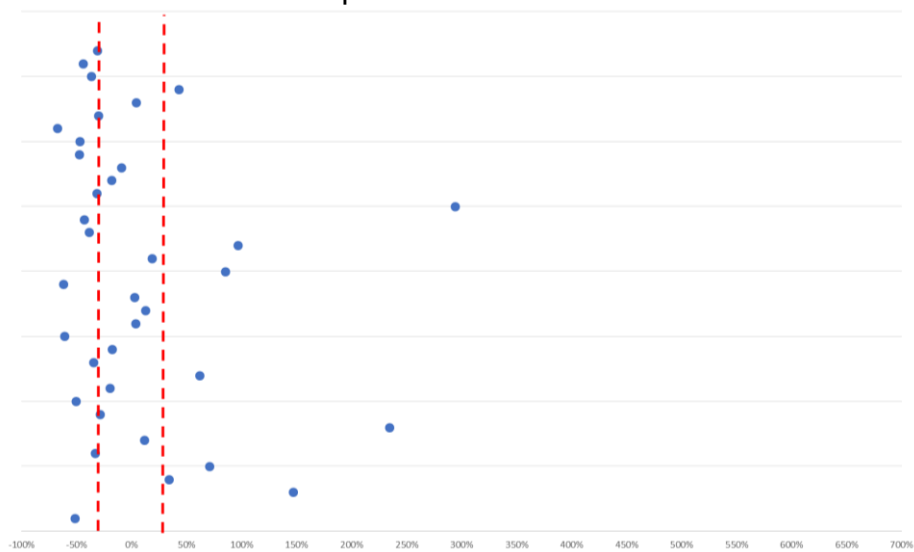
O Gráfico 6 ilustra que 8 ou 26% das estimativas de investimento capital dos projetos estão dentro do limite esperado para um estudo de pré-viabilidade. No caso das estimativas dos custos operacionais, a Gráfico 7 mostra que 12 ou 33% estão dentro da precisão prevista.

Gráfico 6 – Precisão de Camm e Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 7 – Precisão de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros

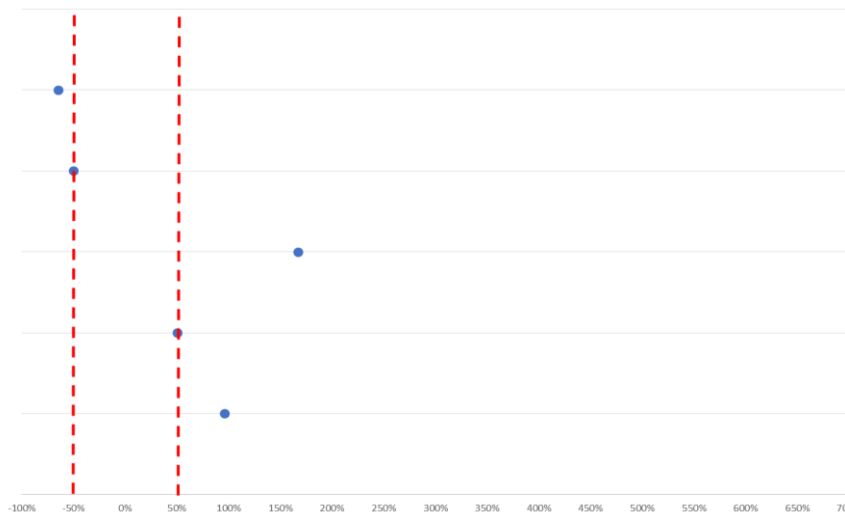


Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

## 4.2 ADERÊNCIA POR MÉTODO DE TRANSPORTE DE MINÉRIO

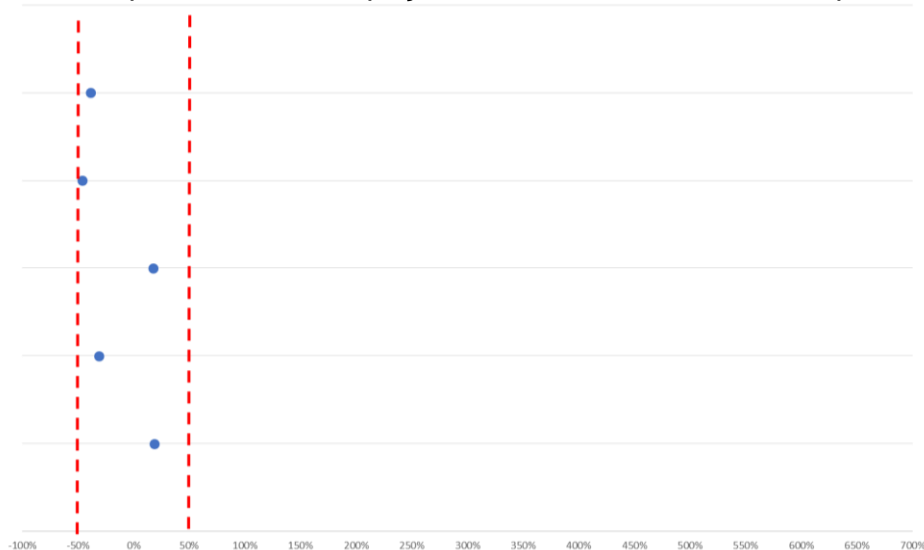
Separando por método de transporte do minério à superfície, os gráficos 8 e 89 mostram a aderência dos custos capital e operacional utilizando poço vertical *ou shaft*. O Gráfico 8 mostra que, na estimativa dos custos capital, 2, ou 40%, dos projetos estão dentro da margem. No Gráfico 9, todos os custos operacionais dos projetos estão dentro da margem esperada para um estudo conceitual.

Gráfico 8 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utiliza poço vertical como meio de transporte do minério



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

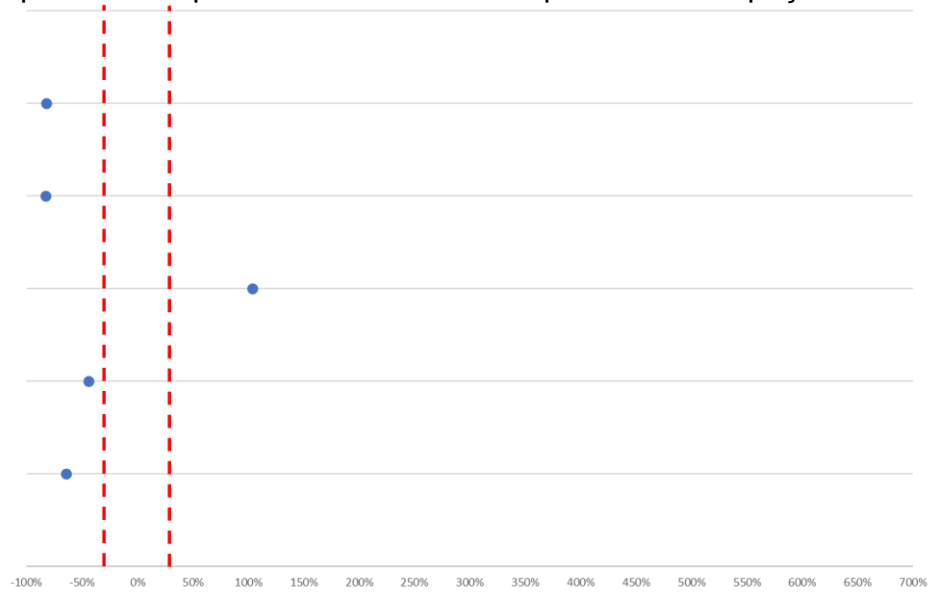
Gráfico 9 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos projetos mineiros quando se utiliza poço vertical como meio de transporte do minério



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

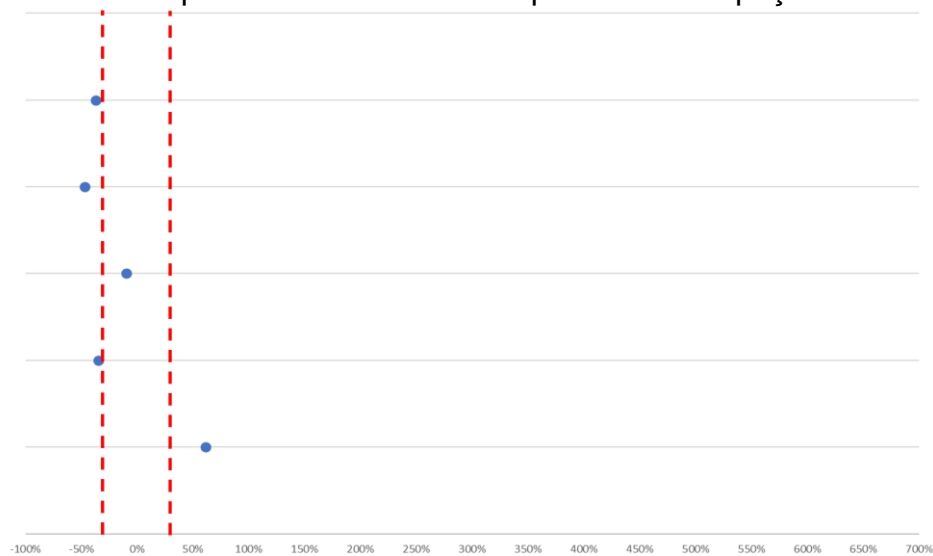
Usando as equações de Camm & Stebbins, os gráficos 10 e 11 mostram a aderência dos custos capital e operacional, respectivamente. Para o investimento capital, o Gráfico 10 informa que nenhuma das 5 estimativas estão dentro da precisão esperada, e para o custo operacional somente uma, ou 20%, das 5 estimativas estão dentro da margem esperada, como demonstrado no Gráfico 11.

Gráfico 10 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros para o uso de poço vertical ou *shaft*



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

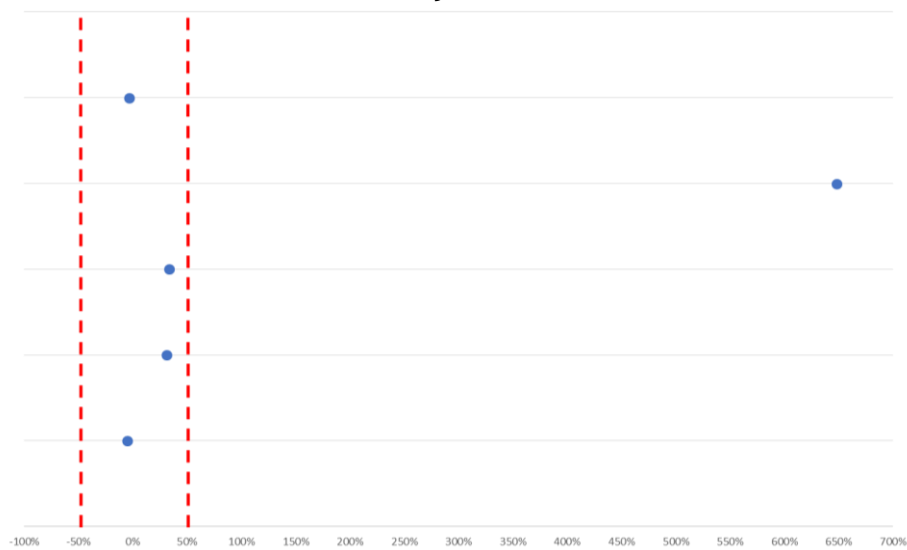
Gráfico 11 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros para o uso de poço vertical ou *shaft*



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

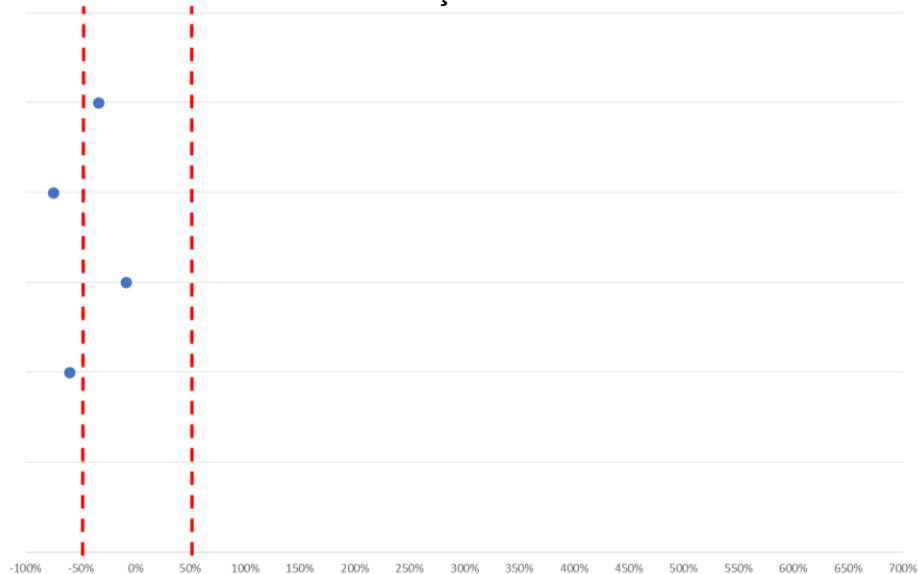
Para o método de transporte de minério utilizando correia transportadora, os gráficos 12 e 13 exibem, nas estimativas de custo capital e operacional, a aderência de ambas. No caso do Gráfico 12, informa que, na estimativa do MAFMINE no investimento capital, quatro dos cinco, ou 80%, dos projetos analisados estão na margem de precisão esperada. Para o custo operacional, o Gráfico 13 demonstra que metade dos 4 projetos se comporta dentro da margem esperada.

Gráfico 12 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 13 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

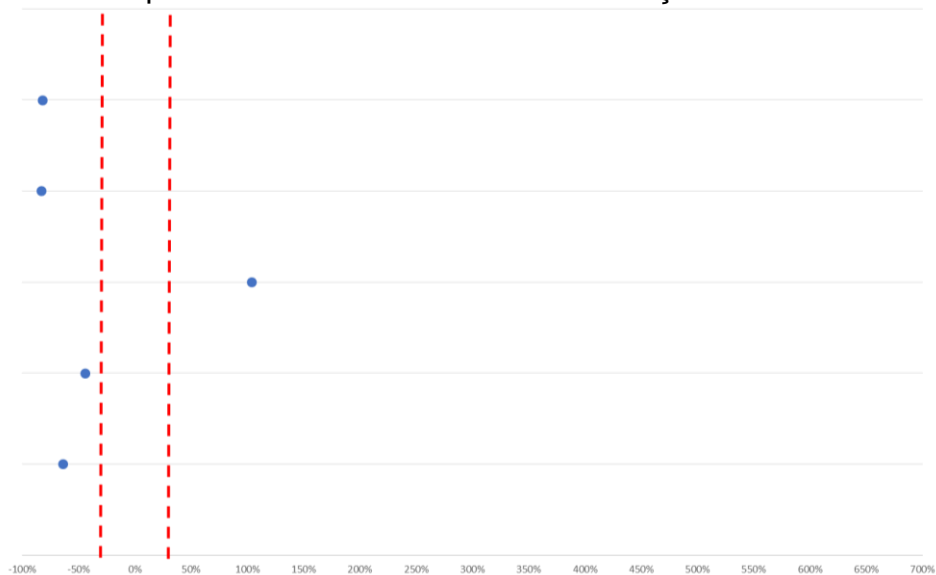


Na estimativa utilizando as equações de Camm & Stebbins, os gráficos 14 e 15 mostram a aderência dos projetos mineiros que utilizam correia transportadora como meio de transporte de minério. Ambas as ilustrações demonstram que nenhuma das estimativas de custo capital e operacional conseguiu estar dentro da margem de precisão esperada.

A aderência dos projetos mineiros que utilizam caminhões para transportar minério através de túneis do MAFMINE está demonstrada nos gráficos 16 e 17, para as estimativas de custo capital e operacional, respectivamente.

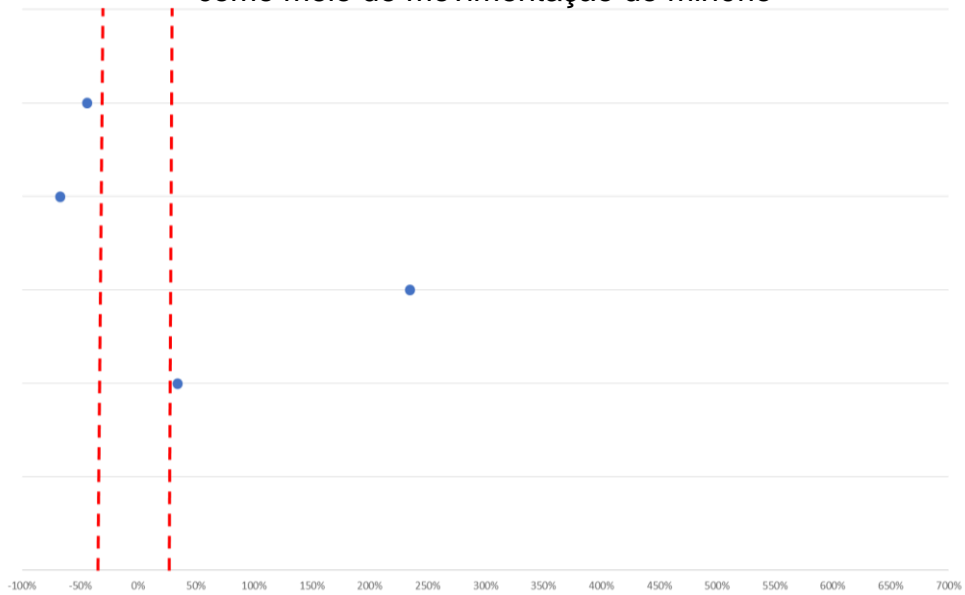
O Gráfico 16 demonstra que 9, ou 33%, dos 27 projetos analisados para a estimativa de custo capital, estão dentro da margem de erro esperada. No caso da estimativa de custo operacional, o Gráfico 17 confirma que em 18, ou 67%, dos 27 empreendimentos mineiros, o MAFMINE estima os custos dentro da margem esperada

Gráfico 14 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério



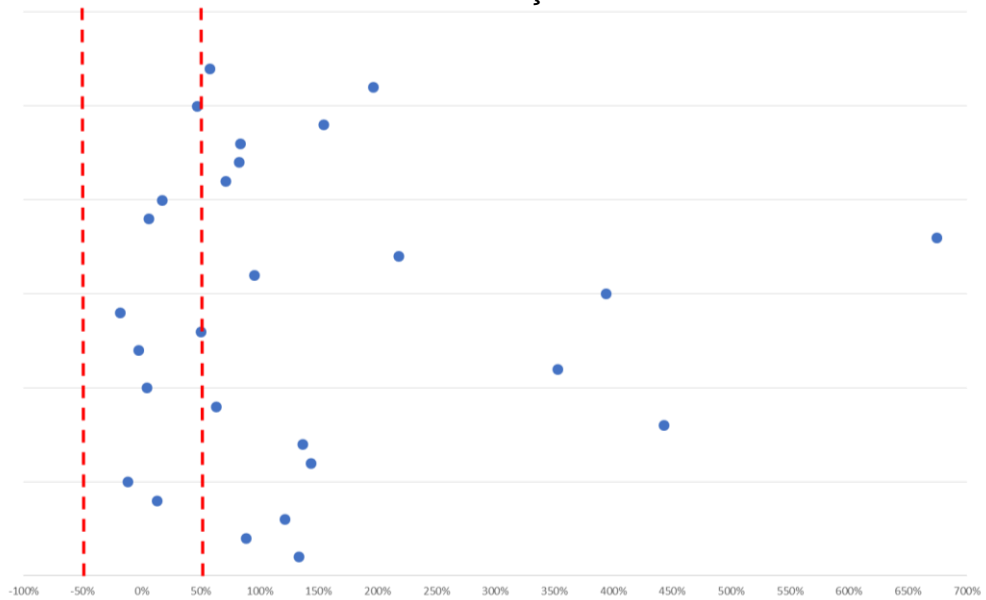
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 15 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos projetos mineiros quando se utiliza correia transportadora como meio de movimentação do minério



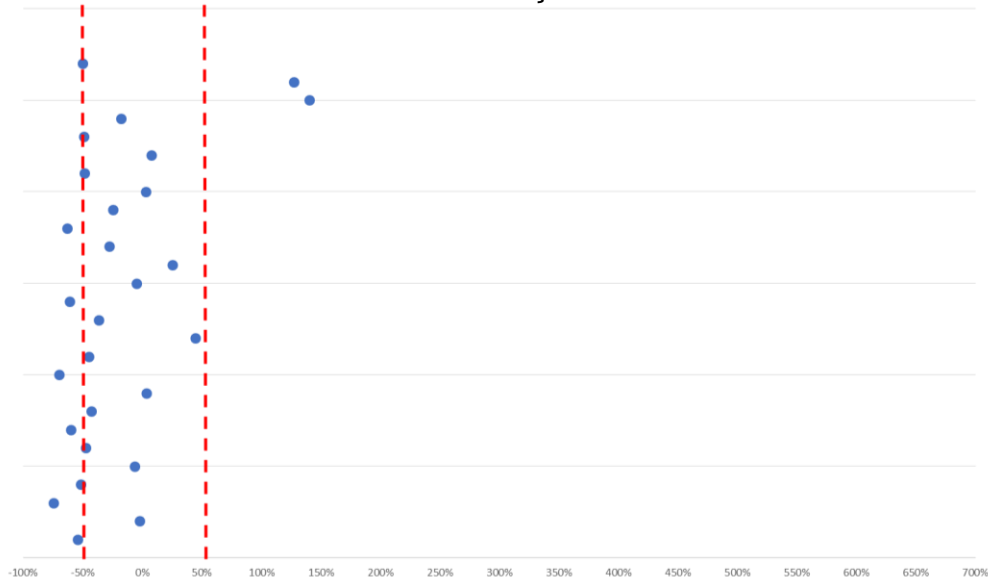
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 16 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

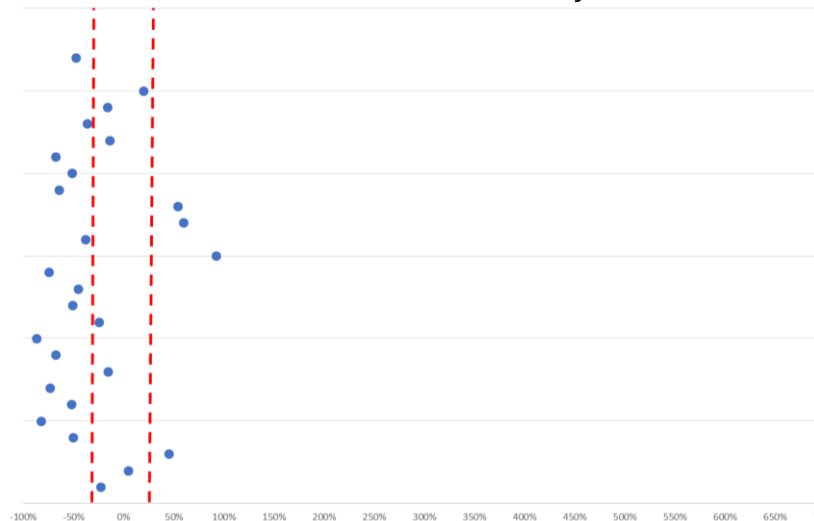
Gráfico 17 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

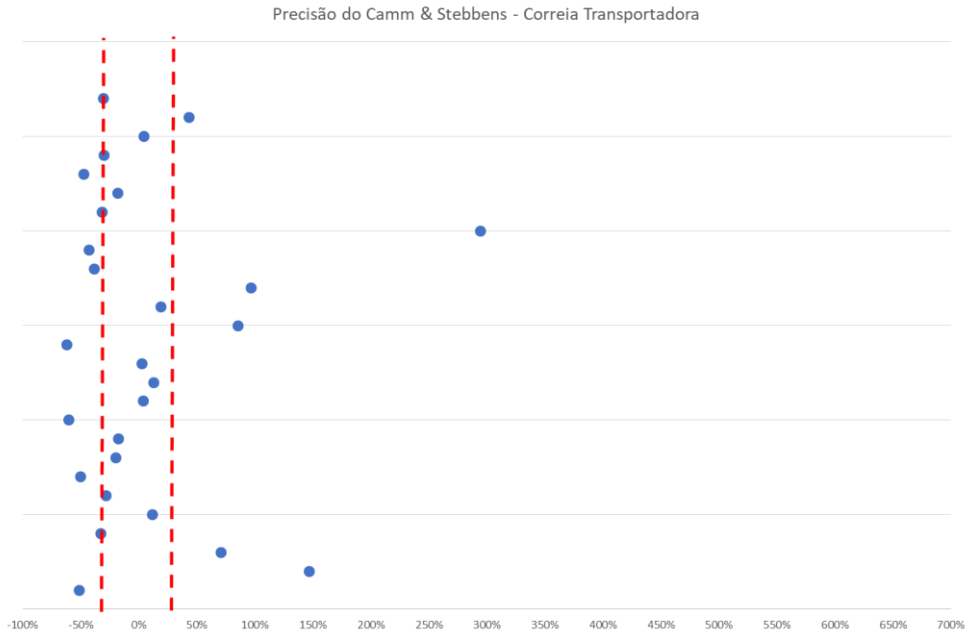
Na aderência das equações de Camm & Stebbins utilizando caminhões para transportar minério através de túneis, os gráficos 18 e 19 mostram o resultado para as estimativas de custos capital e operacional, respectivamente. O Gráfico 18 mostra que 7, ou 26%, dos 27 empreendimentos mineiros estão dentro da margem esperada, e o Gráfico 19 exibe que 11, ou 41%, dos projetos estão dentro dos limites de tolerância.

Gráfico 18 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 19 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros quando se utilizam caminhões através de túneis como meio de movimentação do minério



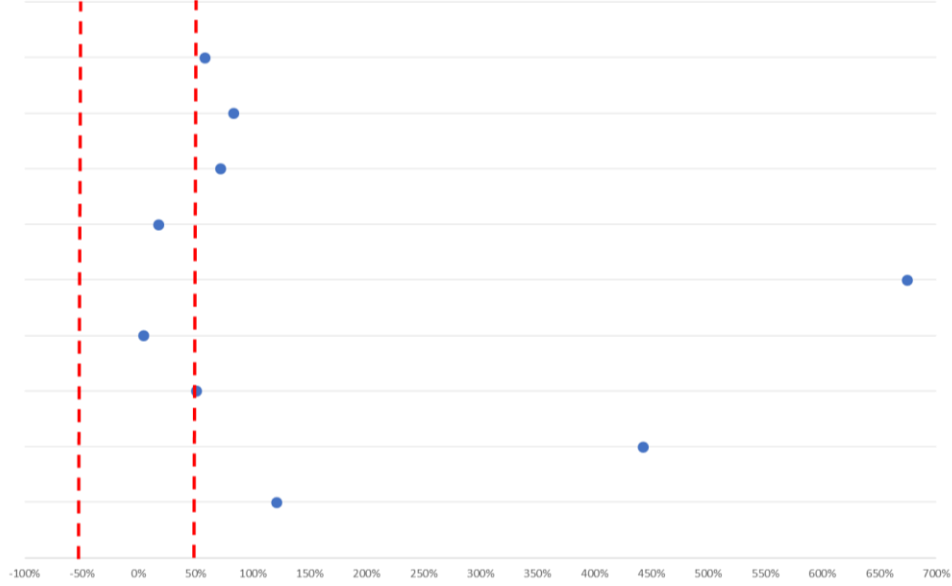
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

#### 4.3 ADERÊNCIA POR ESCALA DE PRODUÇÃO

Para uma produção de até 1.000 toneladas de minério diária, os gráficos 20 e 21 mostram a aderência do MAFMINE para estimativa de custos capital e operacional. O Gráfico 20 demonstra que 3, ou 33%, dos 9 projetos analisados estão dentro do limite aceitável na estimativa dos custos capital. Já o Gráfico 21 explana que 6, ou 67%, dos 9 projetos analisados estão na margem para estimativa dos custos operacionais.

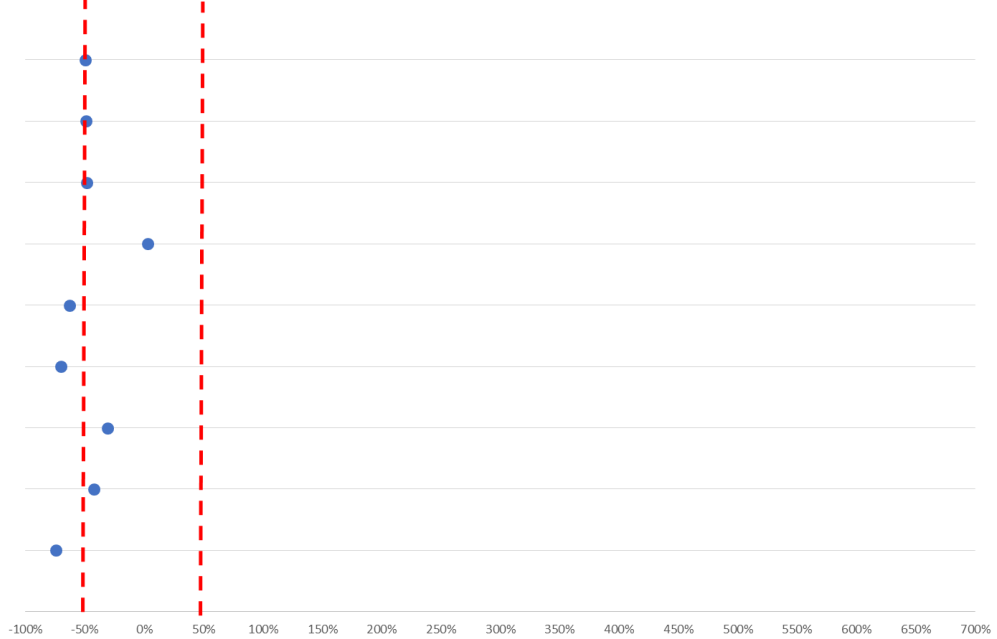
No caso, utilizando as equações de Camm & Stebbins, os gráficos 22 e 23 mostram a aderência das estimativas dos custos capital e operacional para a produção de minério de até 1.000 toneladas diária. Ambas as ilustrações explanam que, em somente um, ou 11%, dos 9 projetos, os valores dos custos de capital e operacional estão na margem de precisão prevista

Gráfico 20 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas



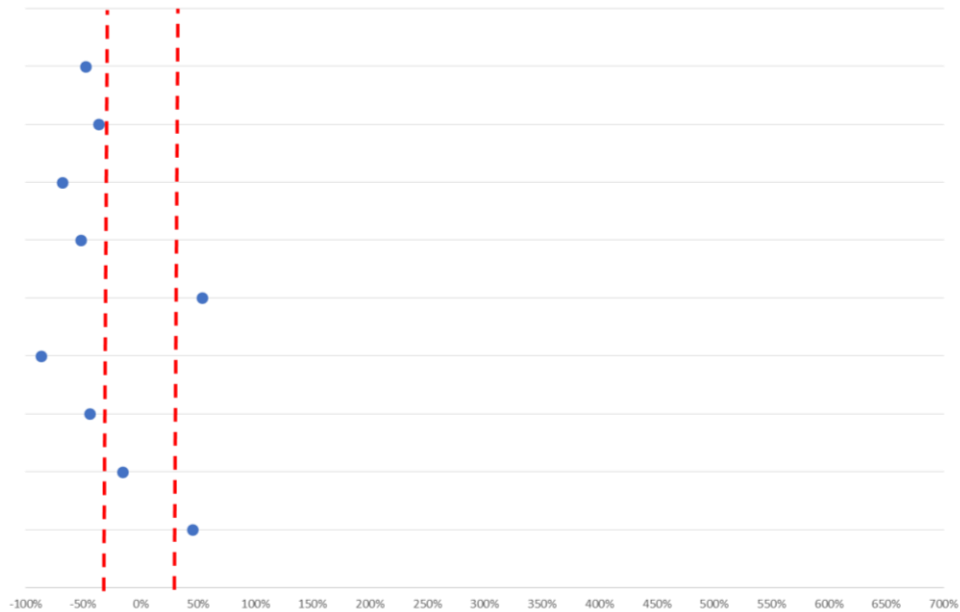
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 21 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas



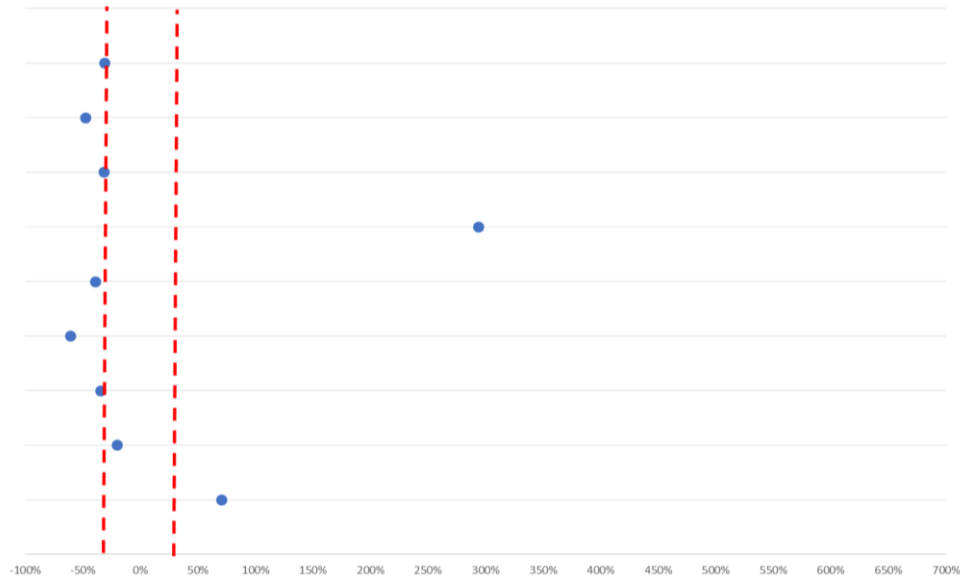
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 22 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 23 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária de até 1.000 toneladas

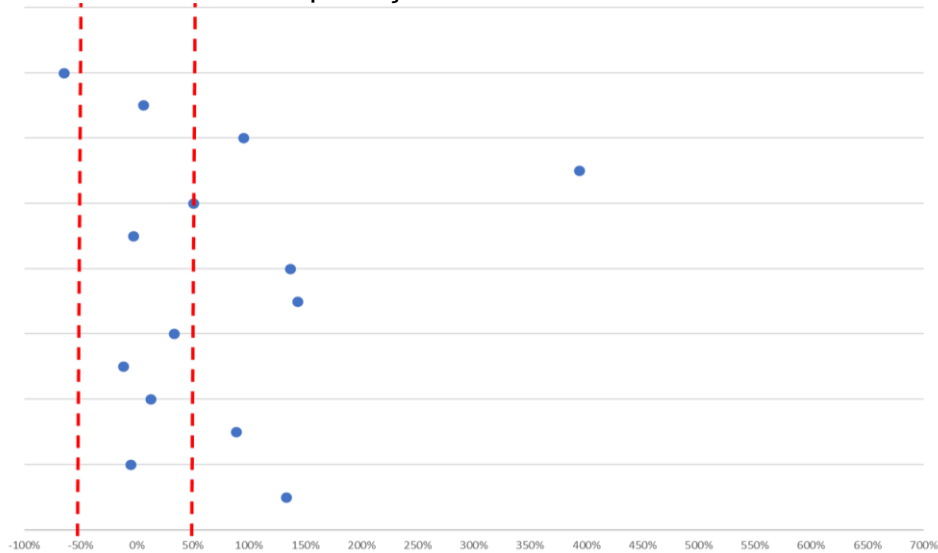


Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

A aderência dos custos de capital e operacional dos projetos mineiros que utilizam as equações do MAFMINE com produções diárias entre 1.001 e 3.000 toneladas diárias estão ilustradas nos gráficos 24 e 25. Para a estimativa dos custos capital, o Gráfico 24 mostra que 7, ou 50%, dos 14 empreendimentos estão na

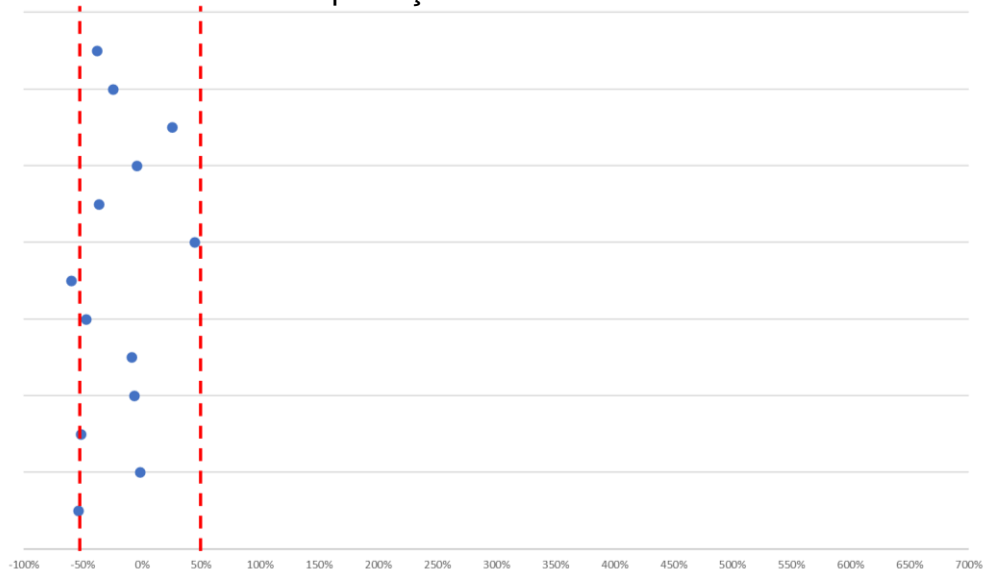
margem de precisão; no caso dos custos operacionais, o Gráfico 25 demonstra que 10, ou 77%, dos 13 projetos analisados estão dentro da margem de erro esperada.

Gráfico 24 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 25 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas

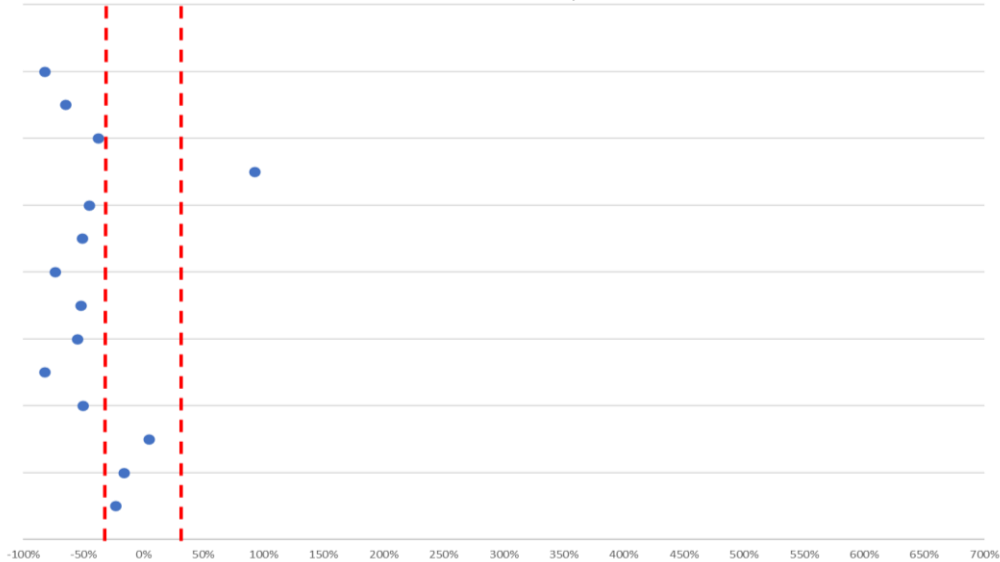


Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

No uso das equações de Camm & Stebbins, os gráficos 26 e 27 demonstram a aderência das estimativas de custos capital e operacional, respectivamente. Para o custo capital, o Gráfico 26 aponta que em 3, ou 21%, dos 14 projetos analisados as estimativas estão dentro da margem esperada, e, para o custo operacional, o Gráfico

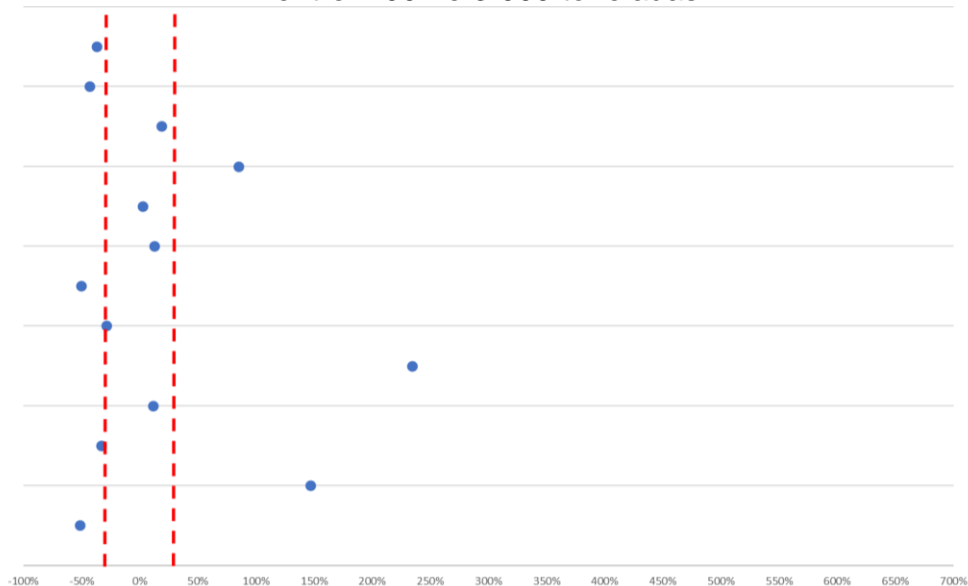
27 revela que 5, ou 38%, dos 13 projetos analisados estão dentro da precisão esperada.

Gráfico 26 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos projetos mineiros com produção entre 1.001 e 3.000 toneladas/dia



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 27 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas



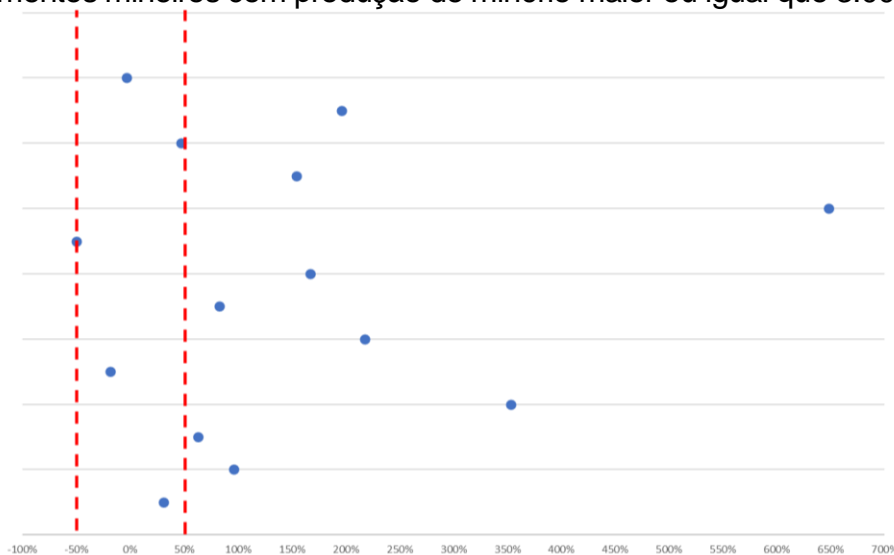
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Nos empreendimentos mineiros que estabelecem uma produção maior que 3.001 toneladas, a aderência das estimativas dos custos de capital e operacional que utilizam as equações do MAFMINE é demonstrada nos gráficos 28 e 29. O Gráfico 27



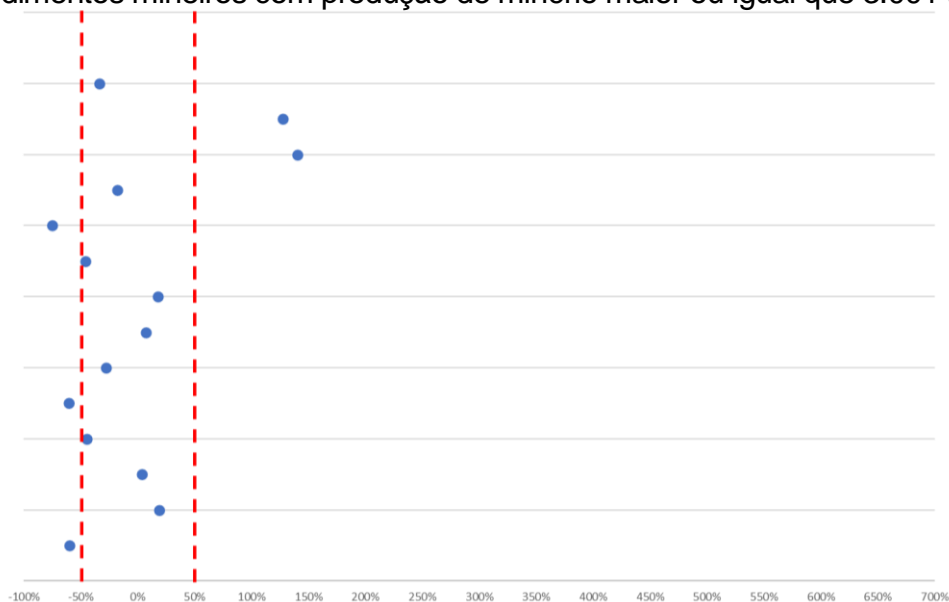
demonstra que em 5, ou 36%, dos 14 projetos, as estimativas dos custos de capital estão dentro da margem esperada, e o Gráfico 28 mostra que em 9, ou 67%, dos 14 projetos os cálculos dos custos operacionais estão dentro da margem esperada.

Gráfico 28 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com produção de minério maior ou igual que 3.001 toneladas



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 29 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério maior ou igual que 3.001 toneladas

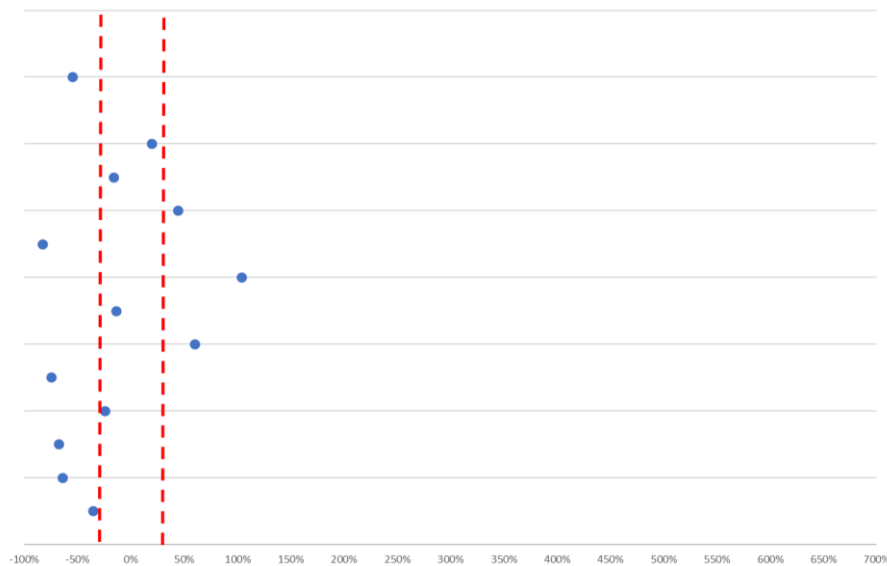


Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

No uso das equações de Camm & Stebbins, as figuras 30 e 31 ilustram a aderência das estimativas de custos capital e operacional. O Gráfico 30 revela 4, ou 29%, dos 14 projetos avaliados na estimativa do custo capital. No cálculo dos custos

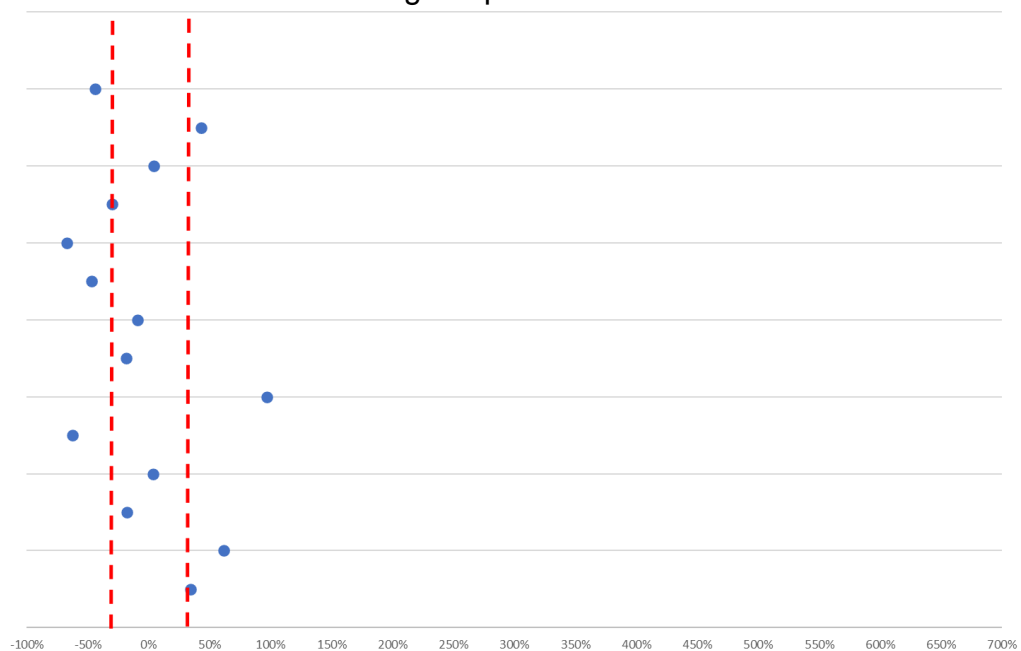
operacionais, o Gráfico 31 informa que em 6, ou 43%, dos 14 projetos considerados as estimativas estão dentro do limite aceitável.

Gráfico 30 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos projetos mineiros com produção maior ou igual que 3.001 toneladas/doa



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 31 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com produção de minério diária maior ou igual que 3.001 toneladas



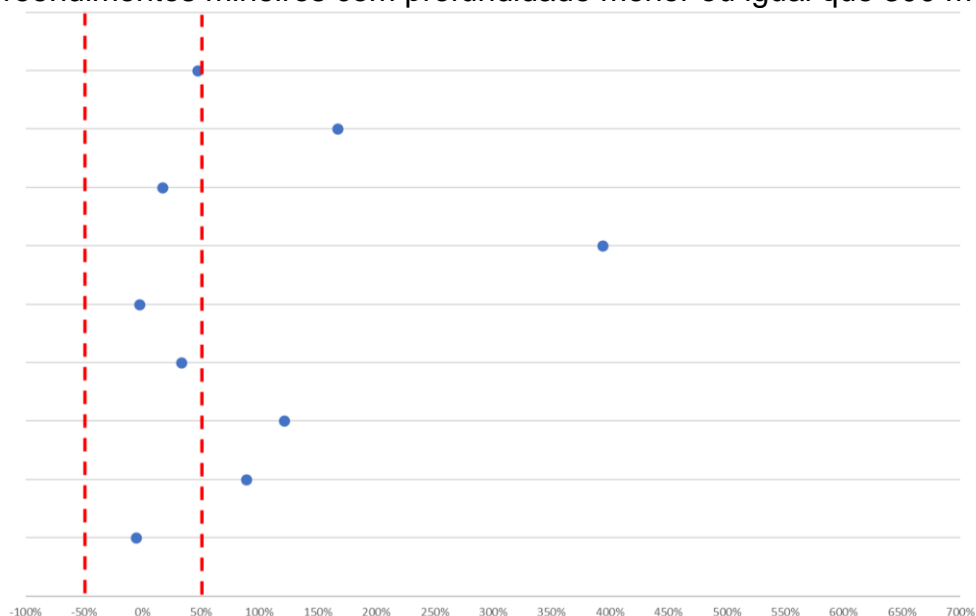
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

#### 4.4 ADERÊNCIA DE ACORDO COM O NÍVEL DE PROFUNDIDADE

Nos empreendimentos mineiros que possuem profundidade de até 300 metros, a aderência das equações do MAFMINE e Camm & Stebbins para as estimativas dos custos de capital e operacional está nos gráficos 32 a 33.

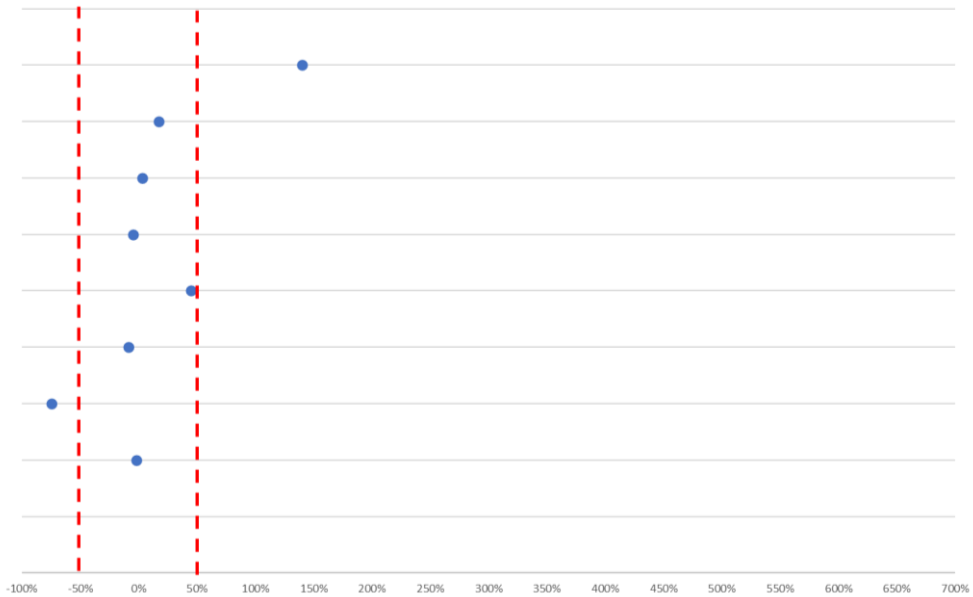
No uso das equações do MAFMINE para os custos capital, o Gráfico 32 apresenta que 5, ou 56%, dos 9 projetos estão dentro dos limites aceitáveis. Para os custos operacionais, o Gráfico 33 exhibe que 6, ou 78%, dos 8 empreendimentos mineiros estão dentro da margem aceitável.

Gráfico 32 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

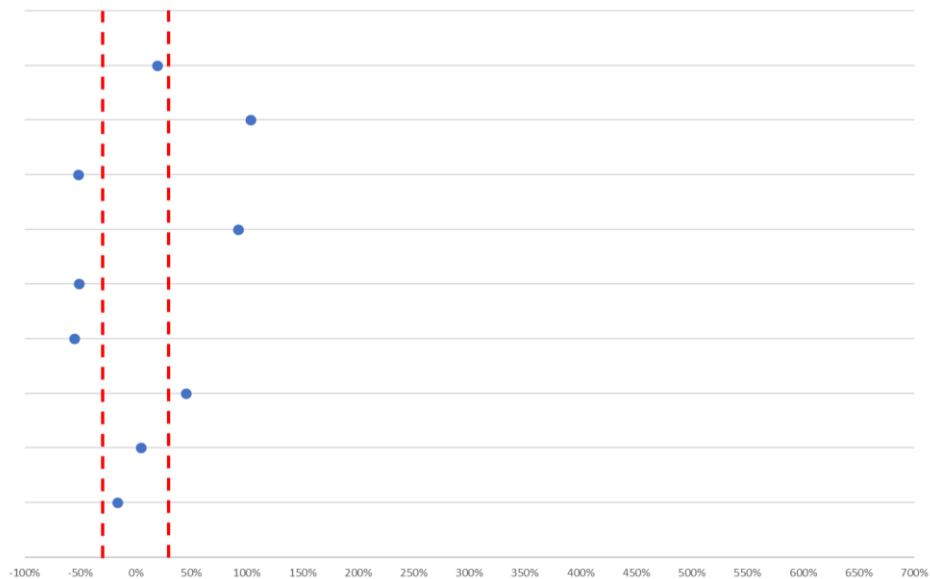
Gráfico 33 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacional dos empreendimentos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023)..

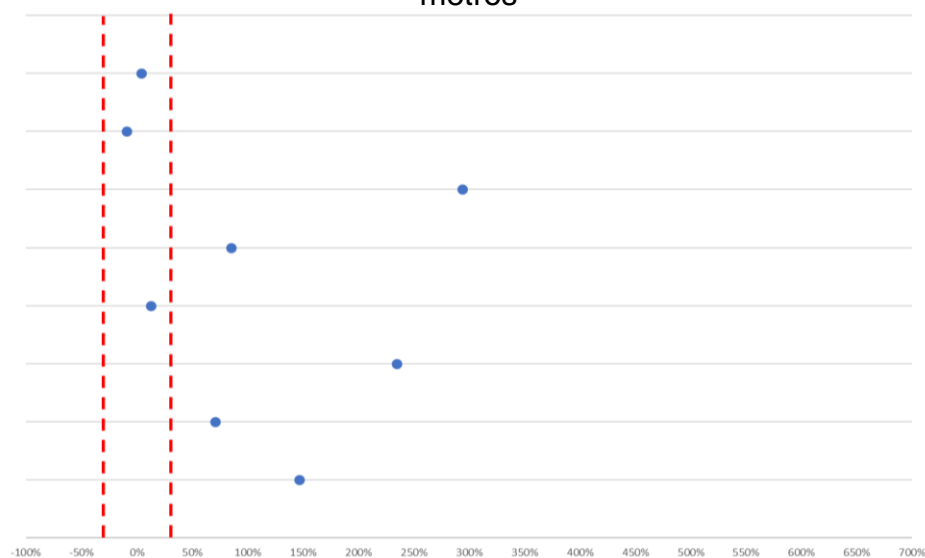
O Gráfico 34 apresenta que, usando as equações de Camm & Stebbins na aderência da estimativa de custo capital, 3 ou 33% dos 9 projetos mineiros analisados estão no limite aceitável. No caso da estimativa de custo operacional, o Gráfico 35 exibe que 3 ou 38% dos 8 projetos avaliados estão dentro das margens aceitáveis.

Gráfico 34 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos capital dos projetos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 35 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativa dos custos operacionais dos projetos mineiros com profundidade menor ou igual que 300 metros

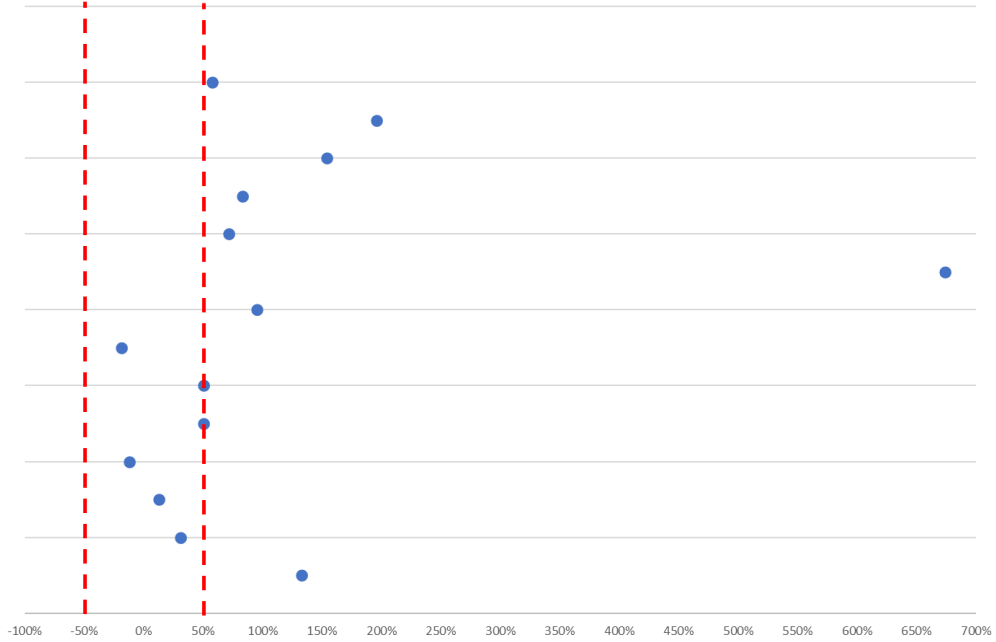


Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Nos projetos mineiros que possuem profundidade entre 301 e 700 metros, os gráficos 36 a 39 mostram a aderência para as equações de MAFMINE e Camm & Stebbins. No caso das estimativas de custo capital do MAFMINE, o Gráfico 36 esclarece que 6, ou 43%, dos 14 projetos estudados estão dentro da margem esperada. Para os custos operacionais, o Gráfico 37 ilustra que 8, ou 57%, dos 14 projetos analisados estão dentro dos limites estabelecidos.

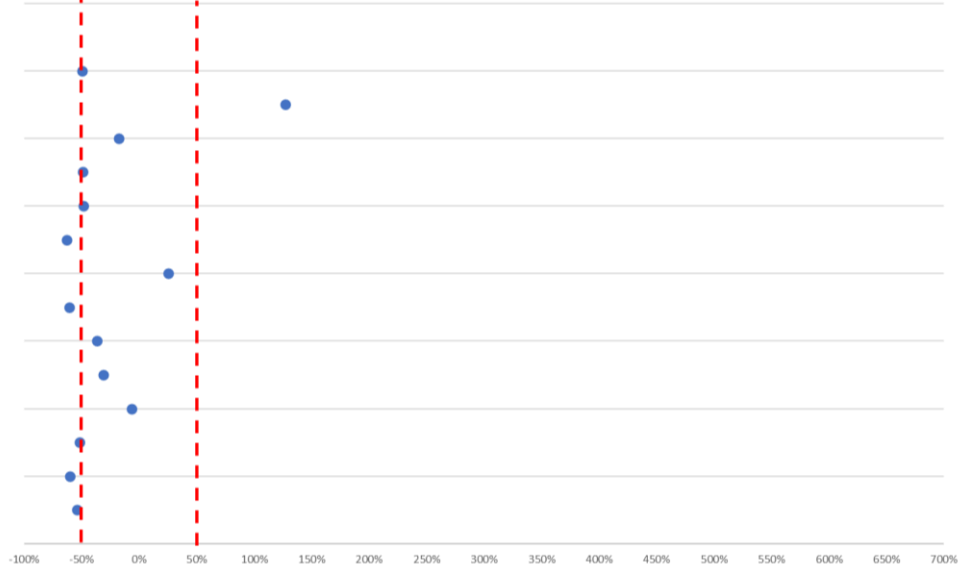
Quando se utilizam as equações de Camm & Stebbins, o Gráfico 38 demonstra que somente em 2, ou 14%, dos 14 projetos estudados, as estimativas de custos capital estão dentro dos limites estabelecidos, e o Gráfico 39 exhibe que, nas estimativas de custos operacionais, dos 4, ou 29%, dos 14 projetos considerados estão dentro das margens constituídas.

Gráfico 36 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com profundidade entre que 301 e 700 metros



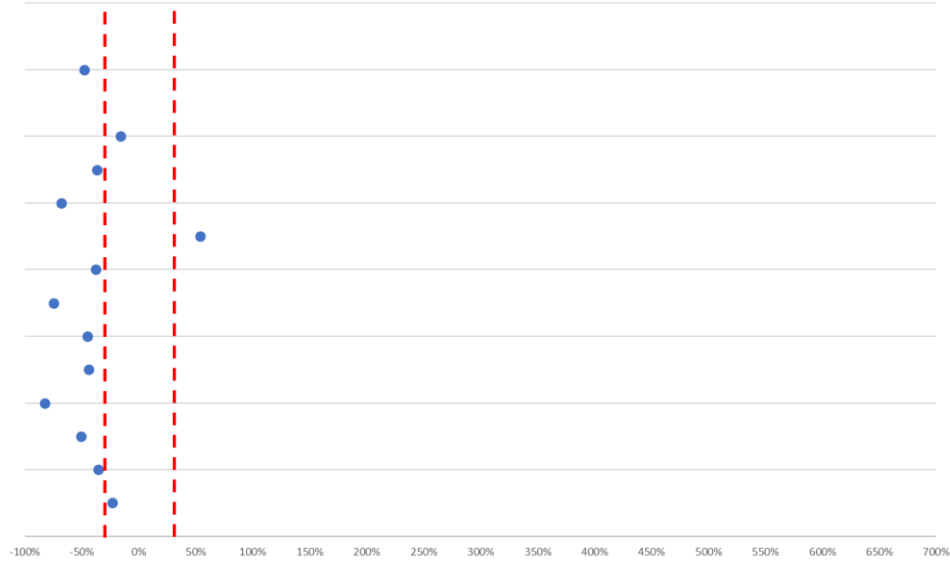
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 37 – Precisão de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com profundidade entre que 301 e 700 metros



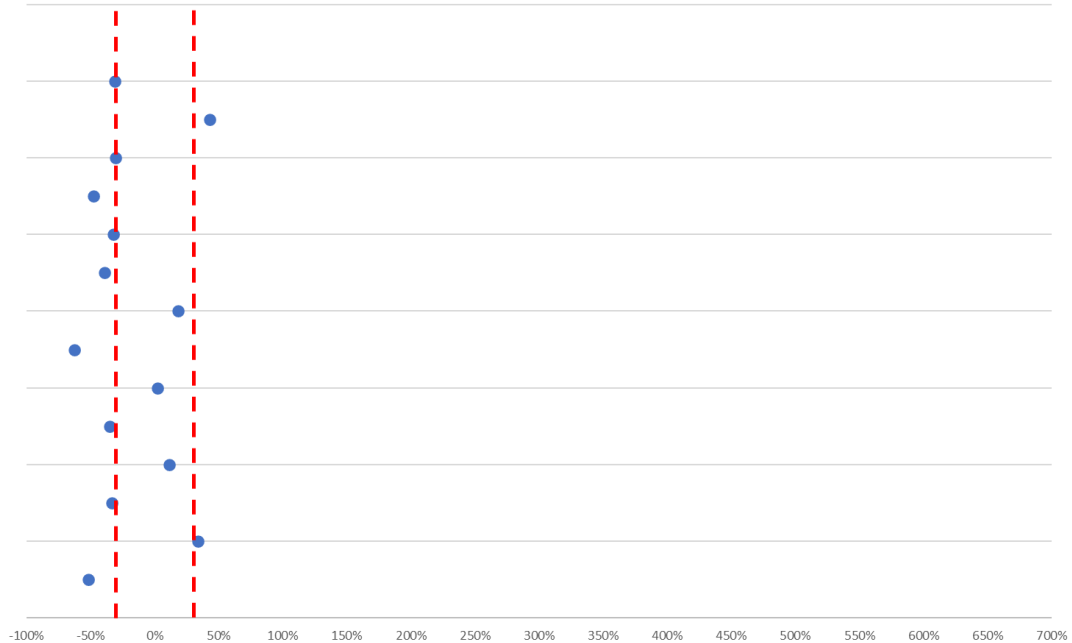
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 38 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativas dos custos capital dos projetos mineiros com profundidade entre 301 e 700 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

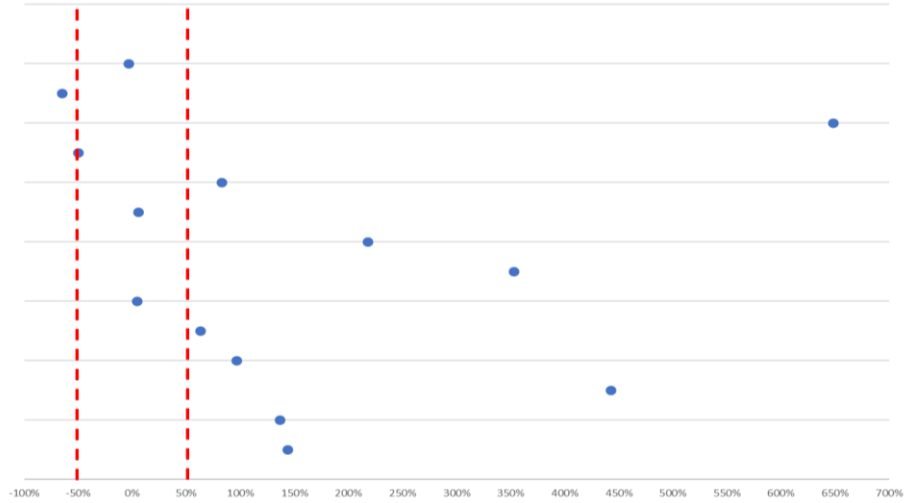
Gráfico 39 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativas dos custos operacionais dos projetos mineiros com profundidade entre 301 e 700 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Para os projetos mineiros que possuem profundidades maiores que 701 metros, os gráficos 40 a 43 mostram as aderências para as estimativas de capital e operacional utilizando as equações do MAFMINE e Camm & Stebbins.

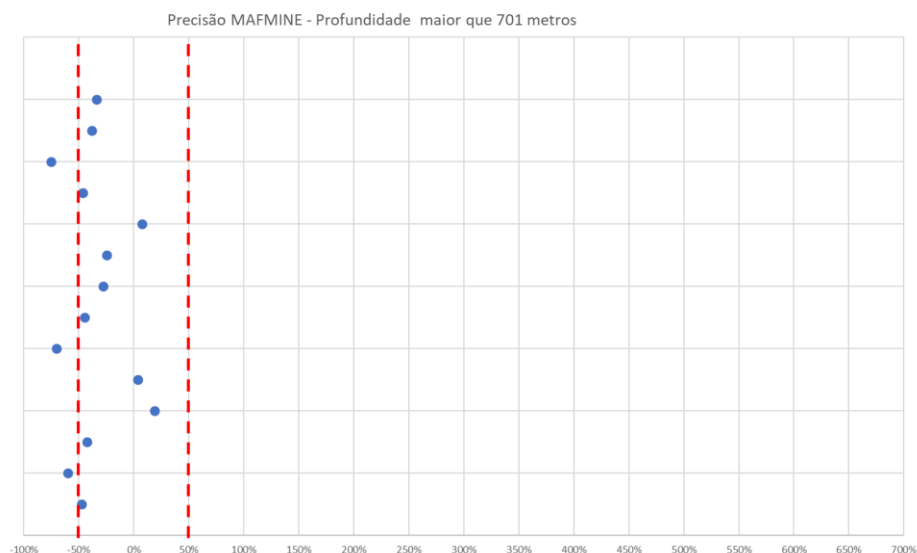
Gráfico 40 – Precisão das equações de MAFMINE para estimativa dos custos capital dos empreendimentos mineiros com profundidade entre 301 e 700 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

O Gráfico 40 explica que, para estimativas dos custos capital do MAFMINE, 4, ou 29%, dos 14 projetos analisados estão dentro dos limites estabelecidos. Para a estimativas dos custos operacionais, o Gráfico 41 ilustra que 11, ou 79%, dos 14 projetos estudados estão dentro da margem estabelecida.

Gráfico 41 – Precisão das equações de MAFMINE para estimativa dos custos operacionais dos empreendimentos mineiros com profundidade maior que 701 metros



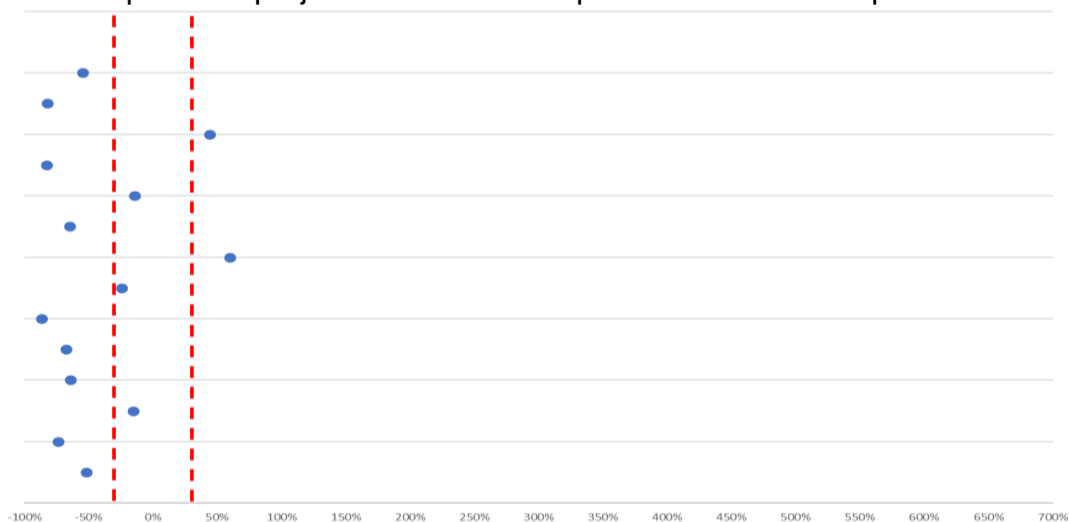
Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

No uso das equações de Camm & Stebbins, o Gráfico 42 esclarece que 3, ou 21%, das estimativas de custos capital dos projetos estão dentro da margem



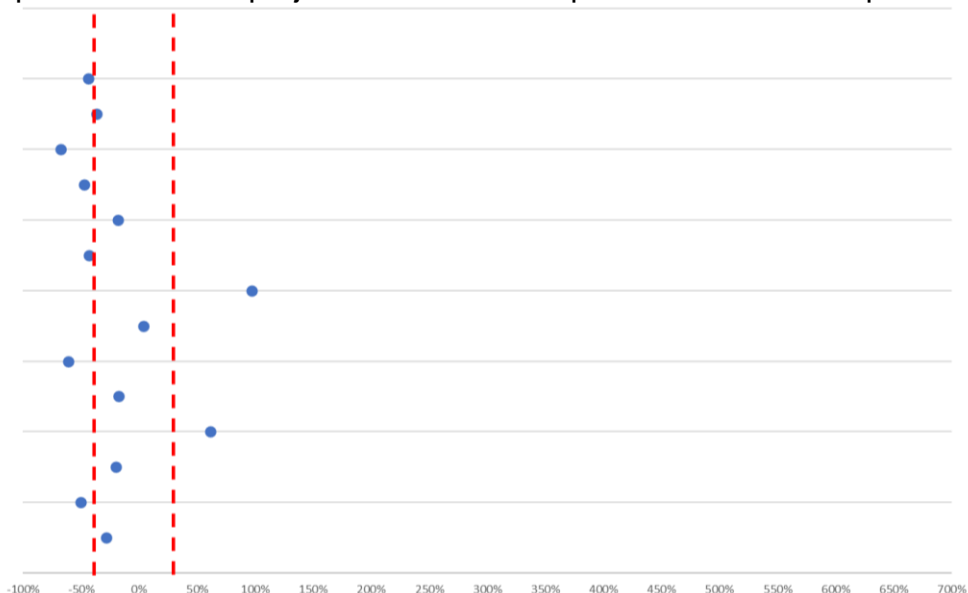
esperada. No caso das estimativas de custos capital, o Gráfico 43 demonstra que 6, ou 43%, dos projetos estão dentro dos limites desejados.

Gráfico 42 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativas dos custos capital dos projetos mineiros com profundidade maior que 701 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

Gráfico 43 – Precisão das equações de Camm & Stebbins para estimativas dos custos operacionais dos projetos mineiros com profundidade maior que 701 metros



Fonte: Elaborado pelo autor, com base de dados do SEDAR (2023).

#### 4.5 RESUMO DOS RESULTADOS DAS ADERÊNCIAS

A Tabela 31 mostra o resultado da totalização de todas as aderências utilizando equações do MAFMINE e Camm & Stebbins. Na amplitude geral de todos os cenários,

o MAFMINE tem uma tendência a superestimar os custos capital, Camm & Stebbins tem uma convergência em subestimar os custos operacionais e capital. Nas aderências nas estimativas de capital do MAFMINE e as equações de Camm & Stebbins, ambas não conseguem estar na precisão esperada para um estudo conceitual e de pré-viabilidade, comparado aos estudos de viabilidade dos projetos mineiros. No caso das estimativas dos custos operacionais, somente o MAFMINE estima com uma concisão esperada, independente do cenário, o que não acontece com Camm & Stebbins.

Se forem considerados os recortes dos diferentes cenários, o MAFMINE permite estimar os custos capital dentro da margem estabelecida nos seguintes panoramas: no uso de correia transportadora; na produção de minério entre 1.001 e 3.000 toneladas; e quando a profundidade do projeto de minério é de até 300 metros. No caso das equações de Camm & Stebbins, não há nenhum cenário satisfatório dentro dos limites esperados, tanto para as estimativas capital e operacional.

Tabela 31 – Resultado da aderência entre as estimativas e os estudos de viabilidades para todos os cenários analisados

<b>ADERÊNCIA GERAL</b>		
Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	41%	69%
Camm & Stebbins	26%	33%
<b>ADERÊNCIA POR MÉTODO DE TRANSPORTE</b>		
<b>Túneis</b>		
Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	33%	67%
Camm & Stebbins	26%	41%
<b>Shaft</b>		
Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	40%	100%
Camm & Stebbins	0%	0%
<b>Correia transportadora</b>		
Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	80%	50%
Camm & Stebbins	60%	50%
<b>ADERÊNCIA POR ESCALA DE PRODUTIVIDADE</b>		
<b>Produção de até 1.000 toneladas por dia</b>		
Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	33%	67%
Camm & Stebbins	11%	11%
<b>Produção entre 1.001 e 3.000 toneladas por dia</b>		

---

Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	50%	77%
Camm & Stebbins	21%	38%

**Produção maior que 3.001 toneladas por dia**

Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	36%	67%
Camm & Stebbins	29%	43%

---

**ADERÊNCIA POR NÍVEL DE PROFUNDIDADE**

**Profundidade de até 300 metros**

Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	56%	75%
Camm & Stebbins	33%	38%

**Profundidade entre 301 e 700 metros**

Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	43%	57%
Camm & Stebbins	14%	19%

**Profundidade maior que 701 metros**

Metodologia	Custo capital	Custo operacional
MAFMINE	29%	79%
Camm & Stebbins	29%	43%

---

Fonte: Elaborada pelo autor.

## 5 CONCLUSÃO

Os objetivos do estudo foram atingidos com sucesso e com horizontes que possam ser aprimorados, principalmente para o MAFMINE 3.1. Segundo as análises, o MAFMINE 3.1, assim como as equações de Camm & Stebbins são ferramentas simples e objetivas que permitem simular, analisar e estudar vários cenários de forma rápida utilizando poucos parâmetros conhecidos.

Na estimativa dos custos capital e operacional, o *findex* tem uma finalidade bem objetiva e eficaz para ajustar as influências da localidade e dos valores presentes. A seleção dos indexadores de preço do produtor (PPI) e de paridade do poder aquisitivo (PPA) devem ter critérios mais amplos. O índice *Big Mac* escolhido como PPA tem registro em nível global, mas há países em que a mineração tem importância na sua economia onde a rede Mc'Donald's não atua. Nesses casos deve-se estudar se há um índice que consiga obter uma paridade do poder aquisitivo em relação a outro país. Outro ponto é se sobre esse país que não possui o índice outra localidade exerce uma influência econômica, política ou por exportador de serviços mineiros ao ponto de possibilitar o uso do PPA do país influenciador para uma melhor precisão das estimativas. No âmbito do PPI na mineração, os componentes que calculam os custos operacional e capital das operações e estruturas de um empreendimento mineiro subterrâneo mudam de acordo com natureza da atividade, sendo que a proporção dos serviços, insumos e equipamentos, por exemplo, pode variar conforme os parâmetros e a complexidade da atividade. A escolha do PPI deve ser selecionada conforme a equação que deseja estimar: se a estimativa é a aquisição de equipamentos de lavra, por exemplo, a seleção do índice deve ser a variação dos preços dos equipamentos por um determinado período; se deseja estimar os custos administrativos, o índice deve ser atrelado aos serviços. Utilizar um único indexador de preço a todas as equações pode prejudicar a precisão da estimativa, e, por mais que se presuma que todos ou a maioria dos PPI aumentaram ao longo das décadas, o seu comportamento é diferente conforme a demanda e a oferta das commodities ou dos serviços.

No resultado das aderências, as metodologias de Camm & Stebbins e do MAFMINE mostraram resultados distintos. De forma geral, as estimativas dos custos capital e operacional utilizando as equações de Camm & Stebbins não mostraram resultados satisfatórios. O fato é que as equações foram geradas a partir de um

cenário pré-estabelecido, tais como o sistema modal de transporte de minério. Ocorre também que as características dos equipamentos de perfuração, entre outras, dificultam nas precisões de ambas as estimativas, e ainda nenhum dos projetos mineiros selecionados no banco de dados possui semelhança fidedigna com o que a metodologia propõe.

No MAFMINE, as estimativas de custos capital e operacional mostram resultados distintos. No âmbito dos custos capital, o MAFMINE não consegue estimar numa margem de segurança esperada, considerando todos os empreendimentos mineiros do banco de dados. Em certos cenários, as estimativas obtêm uma aderência satisfatória quando os projetos possuem o uso de correia transportadora como meio principal de transporte de minério, produção de minério diária entre 1.001 e 3.000 toneladas e a profundidade da mina de no máximo 300 metros. A justificativa de o MAFMINE não atender aos outros cenários é devido à evolução das características dos empreendimentos mineiros comparada ao banco de dados que originaram as equações do MAFMINE e com os dados dos levantamentos da Tabela 7. Um dos avanços foram o aumento da área da seção dos túneis no desenvolvimento. As equações do MAFMINE originalmente propõem uma área de 5,95 m<sup>2</sup>, e os projetos do banco de dados projetam uma área entre 16 e 19 m<sup>2</sup>. Daí, por mais que haja uma ação de atenuar essa distorção nas equações do custo do desenvolvimento, não se consegue verificar o quanto varia a metragem do desenvolvimento com a variação das dimensões dos túneis. Além das dimensões dos túneis, outra situação evolutiva são a produtividade diária e a profundidade da mina. Quando O'Hara (1980) propôs as primeiras equações, as minas subterrâneas que compuseram o banco de dados na época e serviram como base para elaboração das equações tinham produtividade diária máxima registrada de 7.000 toneladas, e o banco de dados deste trabalho possui projetos com escalas maiores. Assim, a profundidade dos projetos mineiros atuais permite chegar a um nível mais profundo comparado à época de O'Hara. No caso dos custos operacionais, os resultados da aderência foram satisfatórios. Diferente das equações de custos capital, as equações dos custos operacionais não dependem diretamente do dimensionamento de algumas atividades das operações unitárias, tais como: bombeamento, ventilação, consumo de energia elétrica etc. O fato de os parâmetros serem somente a produção e a largura do *stope* simplifica as

estimativas, assim como cada método de lavra ter sua equação própria permite uma aderência satisfatória.

A aderência utilizando as equações de Camm & Stebbins não foi satisfatória para os custos capital e operacional. A questão do dimensionamento e das características da frota e dos métodos do transporte de minério terem sido pré-estabelecidos para a elaboração das equações faz com que qualquer, em mudança desse panorama, a aderência fique além do limite estabelecido para um de pré-viabilidade. Exemplificando, Camm & Stebbins (2020) citam que, no método *cut and fill*, as equações já consideram o uso de locomotivas a diesel para transporte do minério, sendo que nenhum dos projetos analisados possui essa semelhança fidedigna.

Destarte, uma boa medição da aderência de um projeto só é válida se a metodologia e layout do empreendimento permitirem que as estimativas e a previsão dos custos possam ser comparadas. Sobre as equações de Camm & Stebbins não se pode julgar que é um método ruim, mas que a metodologia não permite ser avaliada se o layout do empreendimento for diferente no que as equações admitem estimar, e também não foi encontrado nenhum projeto que seja fidedigno para que possa realizar uma aderência. Em relação ao MAFMINE, o fato de a metodologia ser flexível em diversos layouts e cenários permite observar um grau maior de semelhança do que em relação ao Camm & Stebbins. Em virtude de o MAFMINE ter sido idealizado com dados de minas subterrâneas na década de 80, as equações não acompanharam a evolução da mineração subterrânea, principalmente na estimativa dos custos capital. Os únicos cenários em que o MAFMINE obteve bons índices de aderência foram em situações que se aproximam do layout típico da década 80.

É interessante afirmar que a pesquisa continua para um posterior doutorado. O MAFMINE tem potencial para evoluir, principalmente nas estimativas de custos capital. O software necessita observar se o dimensionamento da infraestrutura, tais como ventilação, bombeamento, ventilação, entre outros, e metragem dos empreendimentos subterrâneos, por exemplo, nos projetos de viabilidade, têm o mesmo número que as equações que o MAFMINE quantifica e identificar quais dessas necessita ajustar, pois, da década de 80 para os dias atuais, houve uma modernização na eficiência, dimensões e produtividade nos layouts dos projetos mineiros.

## REFERÊNCIAS

- AGRICOLA, G. **De re metallica**. Translated by H. C. Hoover and L. C. Hoover. New York: Dover Publications, 1950.
- AZEVEDO, L. M. F.; NERY, M. A. C. **A importância da disponibilidade de áreas para o fomento da mineração**. Brasília, DF: ABPM, 2020. Disponível em: <http://www.abpm.net.br/assets/midia/0dd41e659816abf33bc1a2a4a8e18be9.pdf>. Acesso em: 12 jul. 2023.
- BRANNON, C. A. **Block Caving**. In: DARLING, P. SME Mining Engineering Handbook. 3. ed. Englewood: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2011. p. 1437-1451.
- BRASIL. Ministério de Minas e Energia (MME). **Plano Nacional de Mineração 2030 (PNM-2030)**. Brasília: MME, 2010. Disponível em: <http://antigo.mme.gov.br/web/guest/secretarias/geologia-mineracao-e-transformacao-mineral/destaques-do-setor-de-energia/plano-nacional-de-mineracao-2030>. Acesso em: 10 jul. 2021.
- BULLOCK, R. L. **Room-and-Pillar Mining In Hard Rock**. In: DARLING, P. SME Mining Engineering Handbook. 3. ed. Englewood: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2011. p. 1327-1337.
- CAMM, W. T.; STEBBINS, A. S.; **Simplified cost models for underground mine evaluation: a handbook for quick prefeasibility cost estimates**. Butte: Montana Technological University, 2020.
- CANADIAN INSTITUTE OF MINING, METALLURGY AND PETROLEUM (CIM). **NI 43-101 standards of disclosure for mineral project**. Quebec: CIM, 2014. Disponível em: [https://mrmr.cim.org/media/1128/cim-definition-standards\\_2014.pdf](https://mrmr.cim.org/media/1128/cim-definition-standards_2014.pdf). Acesso em: 10 jul. 2021.
- CARRICONDE, M. C. **Verificação da aplicabilidade do programa mafmo como ferramenta auxiliar na estimativa de custos para desenvolvimento de estudos de viabilidade econômica em projetos conceituais**. 2010. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2010.
- COLLINS, J. H. **Principles of metal mining**. New York: G. P. Putnam's, 1874.
- CURI, A. **Lavra de minas**. São Paulo: Oficina de Texto, 2017.
- D'ARRIGO, R. A. **Modelo de estimativa de custos operacionais e de capital em projetos de mineração em fase conceitual baseado no Modelo de O'Hara**. 2012. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2012.

DANILKEWICH, H. *et al.* Preparing a feasibility study request for proposal in the 21st Century. *In: 2002 SME ANUAL MEETING*. Phoenix, 2002. **Anais [...]**. Phoenix: AbeBooks, 2002.

DE LA VERGNE, J. **Hard Rock Miner's Handbook**. Tempe/North Bay: McIntosh Engineering, 2003.

GONEN, A.; MALLI, T.; KOSE, H.; **Selection of ore transport system for a metalliferous underground mine/Dobór systemu transportu rud w kopalni podziemnej rud metalu**. Archives of Mining Sciences, 2012.

HALL, B. **Cut-off grades and optimising the strategic mine plan**. Carlton Victoria: AuSIMM, 2019.

HAPTONSTALL, J. **Shrinkage stoping** *In: DARLING, P.* SME Mining Engineering Handbook. [S.l.]: [s.n.], 2011. p. 1347-1353.

HOOVER, H. C. **Principles of mining**. New York: McGraw-Hill, 1909. 220 p.

INSTITUTO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO (IBRAM). **Economia Mineral do Brasil**. 2018. Disponível em: <https://ibram.org.br/wp-content/uploads/2020/12/economia-mineral-brasil-set2018.pdf>. Acesso em: 10 jul. 2021.

INSTITUTO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO (IBRAM). **Relatório Da Produção Mineral no Brasil no 1º trimestre de 2020**. 16 abr. 2020. Disponível em: Microsoft PowerPoint - PPT\_DADOS\_1oTRIM20\_16ABR20\_FINAL (ibram.org.br). Acesso em: 10 jul. 2021.

INFOMINE USA. **Mine and mill equipment costs: an estimator's guide**. Spokane, WA: InfoMine USA, 2009.

LANZ, T., NOAKES, M. **Cost estimation handbook for the Australian mining industry**. Parkville: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1993.

LEE, T. D. **Planning and mine feasibility study: an owner's perspective**. Proceedings of the 1984 NWMA Short Course "Mine Feasibility: Concept to Completion". Compiled by G. E. McKelvey. Spokane, WA: Northwest Mining Association, 1984.

MITCHELL, Paul. **Top 10 business risks and opportunities for mining and metals in 2020**. *In: ERNEST & YOUNG*. London, 26 set. 2020. Disponível em: [https://www.ey.com/en\\_gl/mining-metals/risks-opportunities](https://www.ey.com/en_gl/mining-metals/risks-opportunities). Acesso em: 11 jul. 2021.

MOSER, P. Primary development of underground hard rock mines. *In: SYMPOSIUM ON MINE PLANNING AND EQUIPMENT SELECTION*. 1996. São Paulo. **Proceedings [...]**. São Paulo, p. 31-3, 1996.

MULAR, A. L. **Mining and Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimates**. Ottawa: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 1972.



NAGLE, A. J. **Aide a l'Estimation des Paramètres Economiques d'un Projet Minier dans les Etudes de Prefaisabilité**. Grenoble: ANRT, 1988.

NEW YORK UNIVERSITY (NYU). **Margins by Sector (US)**. New York: NYU, 2021. Disponível em: [https://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New\\_Home\\_Page/datafile/margin.html](https://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/margin.html). Acesso em: 10 jul. 2021.

O'HARA, T. A.; SUBOLESKI, S. C. **Costs and cost estimation**. In: HARTMAN, H. L. SME Mining Engineering Handbook. 2nd. ed., v. 1, 1992, cap. 6.3, p. 405-424.

O'HARA, T.; **Quick guides to the evaluation of orebodies**. publisher not identified, 1980.

OUR BIG Mac index shows how burger prices are changing. **The Economist**, London, 26 jan. 2023. Disponível em: <https://www.economist.com/big-mac-index>. Acesso em: 15 jul. 2021.

PAKALNIS, R. T; HUGHES, P. B. **Sublevel Stopping**. In: DARLING, P. SME Mining Engineering Handbook. Englewood: Society for Mining Metallurgy & Exploration, 2011. p. 1354-1363.

PARASKEVOPOULOU, C.; BENARDOS, A. Assessing the construction cost of Greek transportation tunnel projects. **Tunnelling and underground space technology**, v. 38, p. 497-505, 2013.

SALAMA, A. **Haulage System Optimization for Underground Mines**. 2014. Tese (Doutorado em Engenharia de Mineração e Rochas) – Luleå Tekniska Universitet, Luleå, 2014.

SHILABEER, J. H. Reflections on front-end loading in mine project development. In: THE AUSTRALASIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY. **Mineral resource and ore reserve estimation**. Carlton Victoria: AuSIMM, 2013.

SILVA, R. A. **Determinação de recursos minerais com utilização de otimização e algoritmos de aprendizado de máquina**. 2019. Tese (Doutorado em Ciência da Computação) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2019.

STEBBINS, S. A. **Sherpa Cost Estimating Software for Surfaces Mines**. Spokane: Aventurine Mine Cost Engineering, 2009.

STEBBINS, S. A.; LEINART, J. B. **Cost estimating for surface mines**. In: DARLING, P. SME Mining Engineering Handbook. Englewood: Society for Mining Metallurgy & Exploration, 2011. p. 281-298.

SYSTEM FOR ELECTRONIC DOCUMENT ANALYSIS AND RETRIEVAL (SEDAR). **Search database**. Disponível em: [https://www.sedar.com/search/search\\_en.htm](https://www.sedar.com/search/search_en.htm). Acesso em: 13 jan. 2023.

TATIYA, R. R. **Surface and underground excavations**: methods, techniques and equipment. London: CRC Press, 2005.

THE ECONOMIST GROUP. Our Big Mac index shows how burger prices are changing. **The Economist**, New York, 26 jan. 2023. Disponível em: <https://www.economist.com/big-mac-index>. Acesso em: 29 jan. 2023.

TULCANAZA, Edmundo. **Avaliação de empreendimentos e recursos minerais**. Tradução Cecília de Souza Leite Floresta. São Paulo: Oficina de Textos, 2015.

UNITED STATE BUREAU OF LABOR STATISTICS. **Índices de preço ao produtor da indústria de mineração**. Washington, DC. Disponível em: <https://data.bls.gov/cgi-bin/dsrv?pc>. Acesso em: 15 jul. 2021.

VILBRANDT, F. C.; DRYDEN, C. E. **Dryden, Chemical Engineering Plant Design**. 4. e. New York: McGraw-Hill Book, 1959.

WHITE, M. E.; HARRINGTON I. **Feasibility studies**: scope and accuracy. Mineral resource and ore reserve estimation. Carlton Victoria: AuSIMM, 2013.

