



UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO  
ESCOLA DE MINAS  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS



CAROLINE VIEIRA DE QUEIROZ

**COMPARATIVO DE METODOLOGIAS DE ESTIMATIVAS DE CUSTO PARA  
DIMENSIONAMENTO DE FROTA**

OURO PRETO

2021

CAROLINE VIEIRA DE QUEIROZ

**COMPARATIVO DE METODOLOGIAS DE ESTIMATIVAS DE CUSTO PARA  
DIMENSIONAMENTO DE FROTA**

Trabalho de conclusão de curso apresentado ao Curso de Graduação em Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito parcial para a obtenção do Título de Engenheira de Minas.

Orientador: Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza

OURO PRETO

2021

## SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

Q3c Queiroz, Caroline Vieira de.  
Comparativo de metodologias de estimativas de custo para dimensionamento de frota. [manuscrito] / Caroline Vieira de Queiroz. - 2021.

56 f.: il.: color., gráf., tab..

Orientador: Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza.  
Monografia (Bacharelado). Universidade Federal de Ouro Preto.  
Escola de Minas. Graduação em Engenharia de Minas .

1. Lavra de minas. 2. Minas e mineração - Carregamento e transporte. 3. Minas e recursos minerais - Custos. 4. Modelos empíricos. I. Souza, Felipe Ribeiro. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.014

Bibliotecário(a) Responsável: Sione Galvão Rodrigues - CRB6 / 2526



---

## ATA DE DEFESA DE TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

Aos dezesseis dias do mês de agosto de 2021, às 10h00min, foi instalada a sessão pública remota para a defesa de Trabalho de Conclusão de Curso do discente **Caroline Vieira de Queiroz** matrícula: 16.1.1338, intitulado: **COMPARATIVO DE METODOLOGIAS DE ESTIMATIVAS DE CUSTO PARA DIMENSIONAMENTO DE FROTA**, perante comissão avaliadora constituída pelo orientador do trabalho Prof. Dr. Felipe ribeiro Souza, Profº M. Sc. Juliano Tessinari Zagôto, e Engenheira Bárbara Isabela da Silva Campos. A sessão foi realizada com a participação de todos os membros por meio de videoconferência, com base no regulamento do curso e nas normas que regem as sessões de defesa de TCC. Inicialmente, o presidente da comissão examinadora concedeu ao discente 20 (vinte) minutos para apresentação do seu trabalho. Terminada a exposição, o presidente concedeu, a cada membro, um tempo máximo de 20 (vinte) minutos para perguntas e respostas ao candidato sobre o conteúdo do trabalho, na seguinte ordem: primeiro o Profº M. Sc. Juliano Tessinari Zagôto, segundo a Engenheira Bárbara Isabela Silva Campos e em último, o Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza. Dando continuidade, ainda de acordo com as normas que regem a sessão, o presidente solicitou ao discente e aos espectadores que se retirassem da sessão de videoconferência para que a comissão avaliadora procedesse à análise e decisão. Após a reconexão do discente e demais espectadores, anunciou-se, publicamente, que a discente foi **aprovada** por unanimidade, com a nota 10 (Dez), sob a condição de que a versão definitiva do trabalho incorpore todas as exigências da comissão, devendo o exemplar final ser entregue no prazo máximo de 15 (quinze) dias. Para constar, foi lavrada a presente ata que, após aprovada, foi assinada pela presidente da comissão. O discente, por sua vez, encaminhará uma declaração de concordância com todas as recomendações apresentadas pelos avaliadores. Ouro Preto, 16 de Agosto de 2021.

*felipe ribeiro*

Presidente: Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza

Membro: Profº M. Sc. Juliano Tessinari Zagôto

Membro: Engenheira Bárbara Isabela da Silva Campos

Discente: Caroline Vieira de Queiroz

À minha mãe, Valdete, e à minha avó,  
Terezinha. Mulheres incríveis, que amo tanto,  
é uma honra ter vocês na minha vida.

## **AGRADECIMENTOS**

Antes de tudo, agradeço a Deus pelas incontáveis bênçãos e proteções.

Pelo apoio incondicional, pela dedicação e por serem meu porto seguro, agradeço aos meus pais, Valdete e Maurílio.

Pela parceria, apoio, confiança e amor nesta etapa final, agradeço ao Gustavo.

À minha irmã Cecília e à minha madrastra Verena, pelo carinho e amizade.

A todos os professores da Universidade Federal de Ouro Preto, pelos ensinamentos.

Ao meu orientador Felipe Ribeiro Souza, pelo incentivo, disposição e auxílio necessários para a elaboração deste estudo.

Aos meus amigos e amigas pelo apoio, conforto, sorrisos, ensinamentos e por serem minha família em vários momentos, em especial meus amigos do DEMIN.

Aos meus colegas do trabalho e aos meus amigos do estágio por toda instrução, apoio e amizade.

Por último, à UFOP, pela chance de expandir os horizontes do meu conhecimento e pelo ensino público de qualidade.

## RESUMO

O presente trabalho avalia a aderência dos modelos de estimativa aos valores reais dos investimentos necessários para que um empreendimento mineiro tenha início. Por ser um negócio de alto risco é necessário que um conjunto de estudos com a finalidade de apontar se o investimento em detalhamento geológico, planejamento de layout da mina, estudos metalúrgicos e outras atividades possuem chance de gerar um bom resultado. Não existe um método padrão que englobe qualquer situação para que os avaliadores de estimativa de custos possam utilizar pelas particularidades de cada reserva mineral. Ainda, as estimativas dos custos oriundos do dimensionamento de frota possuem um grande efeito no desempenho econômico de uma mina, já que a seleção dos equipamentos envolve um alto custo de capital investido e custo operacional, podendo tornar-se uma operação mineraria lucrativa ou inviabilizá-la. Neste sentido, o estudo em questão realizou a comparação entre as estimativas de custos operacionais e de capital para a etapa de dimensionamento de frota de projetos reais de minas a céu aberto, utilizando o método de estimação detalhada e a metodologia de dimensionamento de frota de tempos e movimentos, com a metodologia empírica utilizando os modelos Clement e Raheb. Desse modo, concluiu-se que para as estimativas dos custos unitários de capital, utilizando o Modelo Raheb com o Fator de Indexação, fator de correção utilizado para ajustar os custos por se tratar de um modelo com dados históricos, os resultados demonstraram aderência dos modelos à realidade e poderiam ser utilizados para estimativas de projetos *greenfield* sem possuir um alto risco associado.

Palavras-chave: Estimativa de custos; Dimensionamento de frota; Metodologia de tempos e movimentos; Modelos empíricos.

## **ABSTRACT**

The thesis evaluates the adherence of the estimation models to the real values of the investments necessary for a mining project to start. As it is a high-risk business, studies are necessary to show whether the investment can generate a good result, in geological detailing, mine layout planning, metallurgical studies, and other activities. There is no standard method that encompasses any situation that cost estimators can use due to the particularities of each mineral reserve. Also, cost estimates from fleet sizing have a great effect on a mine's economic performance, as equipment selection involves a high cost of invested capital and operating cost and can make a mining operation profitable or unfeasible. Therefore, the thesis compares between the estimates of capital and operating costs for the fleet sizing stage of real open pit mining projects, using the detailed estimation method and the time fleet sizing methodology and movements, with the empirical methodology using the Clement and Raheb models. Thus, it was concluded that for the estimates of unit capital costs, using the Raheb Model with the Indexing Factor, a correction factor used to adjust the costs due to a model with historical data, the results showed adherence of the model to reality and could be used for greenfield project estimates without having an associated high risk.

**Keywords:** Cost estimation; Fleet dimensioning; Time and motion methodology; Empirical models.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Fases do ciclo do projeto.....	15
Figura 2: Configuração do Método de Lavra em Cava.....	19
Figura 3: Operações unitárias em minas a céu aberto.....	27
Figura 4: Inflação média nos Estados Unidos.....	40
Figura 5: The big Mac Index.....	41

## LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Modelos empíricos com o Fator de Inflação para os custos de capital.....	44
Gráfico 2: Modelos empíricos com o Fator de Indexação para os custos de capital.....	45
Gráfico 3: Modelos empíricos com o Fator de Inflação para os custos operacionais.....	46
Gráfico 4: Modelos empíricos com o Fator de Indexação para os custos operacionais.....	47
Gráfico 5: Modelo Raheb com o Fator de Inflação para os custos de capital.....	48
Gráfico 6: Modelo Raheb com o Fator de Indexação para os custos de capital.....	49
Gráfico 7: Modelo Clement com o Fator de Inflação para os custos operacionais.....	50
Gráfico 8: Modelo Clement com o Fator de Indexação para os custos operacionais.....	50

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Nível de precisão das fases.....	14
Tabela 2: Nível de precisão de Fases.....	14
Tabela 3: Métodos de lavra a céu aberto.....	18
Tabela 4: Custos de mina por etapa.....	23
Tabela 5: Projetos utilizados na comparação entre as metodologias de estimação de custo....	42

## SUMÁRIO

<b>1. INTRODUÇÃO</b> .....	<b>10</b>
<b>2. OBJETIVO GERAL</b> .....	<b>12</b>
2.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS .....	12
<b>3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b> .....	<b>13</b>
3.1 PROJETO DE MINERAÇÃO .....	13
3.2 LAVRA A CÉU ABERTO .....	17
<b>3.2.1 Lavra em cava</b> .....	<b>18</b>
3.3 ESTIMATIVAS DE CUSTOS .....	20
<b>3.3.1 Método de estimação detalhada</b> .....	<b>22</b>
3.4 CUSTOS DE MINA .....	22
3.5 CUSTOS OPERACIONAIS E DE CAPITAL .....	24
<b>3.5.1 Custos de capital</b> .....	<b>24</b>
<b>3.5.2 Custos operacionais</b> .....	<b>25</b>
3.6 DIMENSIONAMENTO DE FROTA .....	27
3.7 METODOLOGIA DE TEMPOS E MOVIMENTOS .....	31
3.8 MODELOS EMPÍRICOS .....	33
<b>3.8.1 Modelo Raheb</b> .....	<b>33</b>
<b>3.8.2 Modelo Clement</b> .....	<b>36</b>
3.9 FATORES DE CORREÇÃO .....	39
<b>3.9.1 Fator de Inflação</b> .....	<b>40</b>
<b>3.9.2 Fator de Indexação</b> .....	<b>40</b>
<b>4. METODOLOGIA</b> .....	<b>42</b>
4.1 PROJETOS UTILIZADOS .....	42
<b>5. RESULTADOS E DISCUSSÃO</b> .....	<b>44</b>
5.1 COMPARAÇÃO ENTRE A METODOLOGIA DE TEMPOS E MOVIMENTOS COM OS MODELOS EMPÍRICOS CLEMENT E RAHEB .....	44
<b>5.1.1 Custos de capital</b> .....	<b>44</b>
<b>5.1.2 Custos operacionais</b> .....	<b>46</b>
5.2 CUSTOS DE CAPITAL EM RELAÇÃO AO MODELO RAHEB .....	47
5.3 CUSTOS OPERACIONAIS EM RELAÇÃO AO MODELO CLEMENT .....	49
<b>6. CONCLUSÃO</b> .....	<b>52</b>
<b>7. REFERÊNCIAS</b> .....	<b>54</b>

## 1. INTRODUÇÃO

O tema desenvolvido neste estudo contempla uma importante etapa do desenvolvimento dos estudos técnico-econômicos, a estimativa dos investimentos necessários para que um empreendimento mineiro tenha início. Foi levado em consideração, principalmente, o pressuposto de que os projetos realizados estão na escala de milhões de dólares, visto que a operação é efetuada em grandes escalas e os gastos com o aprofundamento de estudos prospectivos são elevados.

De acordo com D'Arrigo (2012), por ser um negócio de alto risco, é necessário um conjunto de estudos com a finalidade de apontar se o investimento em detalhamento geológico, planejamento de layout da mina, estudos metalúrgicos e outras atividades possuem chance de gerar um bom resultado. Tais estudos se fazem necessários, pois, como mostrou uma pesquisa realizada em 2012, no Canadá, em 25 anos cerca de 0.33% das ocorrências ou mineralizações, julgadas interessantes, se tornam minas ou empreendimentos lucrativos.

Não existe um método padrão que englobe todas as situações para que os avaliadores de estimativa de custos possam utilizar, mas existem distintas abordagens que visam à minimização dos custos e a maximização da produtividade. Tais abordagens podem ser adequadas dado que cada reserva mineral possui suas particularidades. Ademais, à medida que a execução do projeto se aproxima, a precisão do estudo necessita ser mais assertiva, com uma maturidade considerável.

Neste sentido, são utilizados os métodos de parametrização, conhecidos por utilizarem a comparação como princípio, e outras metodologias. Além da metodologia citada anteriormente, outra maneira de estimar os custos seria a partir de gráficos e fórmulas conhecidos, como Modelo O'Hara, que é bastante disseminado e utilizado com frequência em guias e manuais. Além disso, há softwares que são desenvolvidos objetivando auxiliar nas tarefas de dimensionamento e instalações, de estimativa de custo e de análise financeira, como SHERPA, APEX e MAFMO (CARRICONDE, 2010).

De acordo com Silva (2009 *apud* BORGES, 2013), a seleção e a utilização dos equipamentos são frequentemente capazes de tornar uma operação mineira lucrativa ou inviabilizá-la e, em alguns casos, até fazer com que ocorra uma operação marginal. Dessa forma, vários fatores como, por exemplo, a distância média de transporte, a topografia do terreno, a capacidade manuseada, a infraestrutura disponibilizada na região, as interferências com o meio ambiente e a economicidade, precisam ser analisadas para que a definição dos tipos de equipamentos e sistemas a serem utilizados seja efetuada.

É notório que as estimativas dos custos oriundos do dimensionamento de frota possuem um grande efeito no desempenho econômico de uma mina, já que a seleção dos equipamentos envolve um alto custo de capital investido e custo operacional. Além disso, as operações de carregamento e transporte representam aproximadamente 60% dos custos operacionais entre todos os processos relacionados (QUEVEDO, 2009 *apud* BORGES, 2013).

Dentro da presente problemática, serão discutidas nesse trabalho as estimativas dos custos operacionais e de capital obtidos a partir do dimensionamento de frota para métodos de lavra a céu aberto. Portanto, nesse estudo pretende-se comparar os custos operacionais e de capital obtidos através dos modelos empíricos de Clement e de Raheb com estes mesmos custos adquiridos a partir de projetos reais que utilizam da metodologia de tempos e movimentos para a realização do dimensionamento de frota e também do método de estimação detalhada para a estimação dos custos.

## **2. OBJETIVO GERAL**

Comparar as estimativas de custos operacionais e de capital para o dimensionamento de frota de projetos reais, utilizando o método de estimação detalhada e a metodologia de dimensionamento de frota de tempos e movimentos, com a metodologia empírica utilizando os modelos Clement e Raheb.

### **2.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

- Analisar a aderência dos modelos Clement e Raheb para os projetos com os custos estimados a partir da metodologia de tempos e movimentos.
- Avaliar o comportamento das estimativas para os custos unitários de CAPEX e de OPEX, e se os resultados são satisfatórios.
- Investigar como os fatores de correção, Fator de Indexação e de Inflação, atuam nas estimativas.

### 3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste tópico foram referenciados conteúdos que satisfazem o desenvolvimento do tema em estudo. Foram realizadas pesquisas em livros, em publicações científicas digitais existentes nos meios oficiais de publicação, além de outros meios, para que o pleno desenvolvimento deste trabalho fosse possível.

#### 3.1 PROJETO DE MINERAÇÃO

A mineração pode ser descrita como um negócio de alto risco. Diferentes métodos são utilizados para que as fases de um projeto de mineração, prospecção, exploração, desenvolvimento, exploração e descomissionamento, sejam adaptadas à necessidade crescente de precisão, a começar de uma ocorrência ou mineralização (anomalia) até a jazida lavrável (D'ARRIGO, 2012).

Normalmente, os estudos técnico-econômicos realizados na etapa preliminar são suficientes para que os benefícios e riscos da implantação de uma atividade de extração mineral sejam esboçados. Como já mencionado anteriormente, para a realização de projetos de mineração, é necessário um alto capital de investimento e, como é observado um elevado grau de incerteza no conhecimento da jazida e do minério, esses projetos, especificamente, são conduzidos a partir de uma sequência de etapas de coleta e processamento de informações, seguidas por uma estimativa de investimentos e retornos futuros para que sejam obtidos ciclos de aprimoramento da avaliação do empreendimento mineiro (CARRICONDE, 2010). A partir da conclusão de cada fase de estudo técnico e econômico, a confiança nos resultados do empreendimento é ampliada, ou seja, a decisão de prosseguir ou desistir do projeto é facilitada.

De acordo com Lee (1984 *apud* HUSTRULID; KUCHTA, 1995), normalmente a etapa de planejamento envolve três estágios de estudo: a etapa de estudo conceitual, a etapa de estudo preliminar (ou de pré-viabilidade) e a etapa do estudo de viabilidade. Além das já citadas, uma outra etapa de detalhamento é normalmente adicionada. Comumente, os nomes atribuídos a essas fases expressam o nível de precisão a ser atingido, porém, nem sempre os autores irão indicar o mesmo termo para corresponder a distintos graus de conhecimento e precisão (CARRICONDE, 2010).

Na Tabela 1 podem ser observadas as fases do projeto com o nível de precisão nos valores de investimento. É importante ressaltar que existem diversas proposições de sistemas

ou classificação de etapas de projeto e que normalmente os autores propõem um nível de precisão esperado nas estimativas de custos apuradas em cada fase.

Tabela 1: Nível de precisão das fases

<b>Fase do Projeto</b>	<b>% Engenharia Concluída</b>	<b>Nível de precisão (%)</b>
Conceitual	0	±50
Pré- viabilidade	0 - 30	25 - 30
Viabilidade	30 +	10 - 15
Detalhamento	60	±5

Fonte: REYNOLDS (1990 *apud* CARRICONDE, 2010).

No modelo apresentado na tabela anterior, o termo conceitual é referente a uma fase bem preliminar do projeto em que quase não existem estudos de engenharia, estudos de dimensionamento de instalações ou de equipamentos, e os custos apresentados refletem apenas a ordem de magnitude esperada. Outro modelo de sistemas de classificação de fases de projeto é exposto na Tabela 2, em que na classificação de Frew o termo conceitual se refere a uma fase mais adiantada de avaliação (estimativa preliminar), que corresponde a valores mais acurados (CARRICONDE, 2010).

Tabela 2: Nível de precisão de Fases

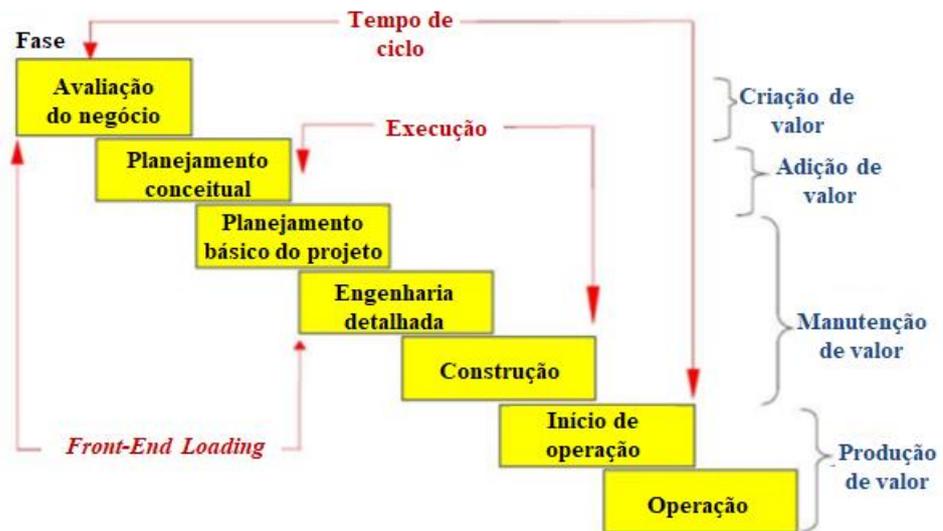
<b>Tipo de Estimativa</b>	<b>Descrição</b>	<b>Nível de Precisão (%)</b>
<b>Indicativa</b>	Baseada em dados empíricos de outros projetos.	±30
<b>Preliminar</b>	Baseada em projetos conceituais e estimativas de preços e custos	±20
<b>De controle</b>	Baseada em fluxogramas, tamanho de equipamentos e arranjos conhecidos e preços orçados para equipamentos e materiais	±10
<b>Definitiva</b>	Baseada em desenhos construtivos de engenharia e preços definitivos	±5

Fonte: FREW (1990 *apud* CARRICONDE, 2010).

Outra metodologia muito difundida, de sistemas de classificação na mineração, é a metodologia FEL – *Front End Loading*. É uma metodologia baseada no *Research and Metrics Measuring Capital Project* (2004) e as fases do ciclo evoluem desde o início do projeto até a

sua finalização (Figura 1). Essa metodologia é utilizada objetivando a minimização dos riscos de investimentos não viáveis e sem atratividade para os investidores (NETO, 2011).

Figura 1: Fases do ciclo do projeto



Fonte: Adaptado de *Research and Metrics Measuring Capital Project* (2004 apud NETO, 2011).

O ciclo do FEL – *Front End Loading*, conforme observado na figura acima, abrange os seguintes processos:

- FEL 1: *Business Appraisal* ou Avaliação do Negócio, que compreende os processos para análise de alternativas para o projeto, cálculo financeiro de investimentos, como o retorno financeiro e outros.
- FEL 2: *Conceptual Planning* ou Planejamento Conceitual, que consiste em uma visão do conceito do projeto antes de prosseguir para uma fase seguinte, em que os recursos financeiros começam a ser gastos.
- FEL 3: *Project Planning* ou Planejamento Básico do projeto, é a etapa realizada antes que a execução do projeto tenha início, quando o projeto já em sua versão final para aprovação é apresentado para o corpo executivo da organização.

Atualmente existem diversos trabalhos disponíveis na literatura que objetivam o auxílio em cada fase do projeto. De acordo com D'Arrigo (2012), trabalhos realizados com base em fórmulas empíricas são disponibilizados e são muito úteis para contribuir com

estimativas de projetos em fase conceitual. Alguns desses trabalhos são *Mine and Mill Equipment Costs – An Estimator’s Guide*, Western Mine Engineering Inc. (1995), *Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Costs Estimations*, The Canadian Institute of Mine and Metallurgy (1972) e *Handbook on the Estimation of Metallurgical Process Costs* (1996).

Esses trabalhos comumente são baseados em estatísticas de operações reais e são apresentados em forma de tabelas, gráficos e fórmulas, estabelecendo valores de compra e custos operacionais para equipamentos, instalações e serviços, dimensionamento de equipamentos e instalações, além da estimativa de seus custos. Esses referidos custos são definidos conforme o tipo e o tamanho dos equipamentos ou ainda, de instalações que sejam definidas previamente de maneira rápida – na literatura a técnica é denominada *quick evaluations* (D’ARRIGO, 2012).

Além dos trabalhos publicados, descritos anteriormente, Carriconde (2010 *apud* D’ARRIGO, 2012) nos mostra que alguns softwares foram elaborados com o objetivo de auxiliar projetos em fases iniciais. Esse auxílio seria nas etapas de dimensionamento de equipamentos e instalações, determinação das necessidades de mão de obra, energia e superamentos, estimativa de custos e análise financeira. Alguns exemplos são o *Modele d’Analyse Financière sur Micro-Ordinateur* (MAFMO), o *Sherpa for Surface Mines* (SHERPA) e o APEX.

No passo seguinte, após a realização dos estudos preliminares em que os objetivos corporativos e os recursos forem estabelecidos, o método de lavra deve ser determinado. A seleção do método de lavra é considerada um dos principais elementos em análises econômicas de uma mina, já que a sua escolha permite o desenvolvimento da operação e uma seleção imprópria possui efeitos negativos na viabilidade da mina. Essa etapa requer um maior nível de detalhamento e possui relevância para que o projeto obtenha uma resposta positiva (BAZANTE e BONATES, 2001 *apud* BORGES, 2013).

De acordo com D’Arrigo (2012), nesta etapa de seleção do método de lavra são necessários parâmetros físicos, como por exemplo, resistência mecânica do minério e do estéril, geometria, seletividade e também os parâmetros de produção, desenvolvimento e necessidade de capital vs. disponibilidade. Normalmente, as opções são de métodos de lavra a céu aberto e métodos de lavra subterrânea.

Com a definição do método de lavra, é realizada a construção de um modelo geológico, que contém milhares de blocos e representa o terreno da mina com informações do corpo mineral, teores dos parâmetros de interesse, entre outros atributos necessários. Tais

atributos são usados para que o cálculo da quantidade do minério a ser recuperado durante a exploração seja realizado, dando início às atividades referentes ao planejamento de lavra (AMARAL, 2008 *apud* BORGES, 2013). Para cada bloco do modelo geológico é atribuído um valor econômico para que sejam diferenciados os blocos de minério e de estéril. A partir dessa diferenciação é possível realizar o cálculo da reserva lavrável e o retorno esperado para o empreendimento em questão (RAMAZAN, 2007 *apud* BORGES, 2013).

Logo após esse procedimento, toda a infraestrutura de apoio necessária para o início da lavra deve ser projetada e construída, sendo barragens de rejeito, escritórios, alojamentos, refeitórios e vias de acesso são alguns exemplos de estruturas a serem construídas (BORGES, 2013). Essas estruturas devem, preferencialmente, ser projetadas em locais que não serão lavrados no futuro, para que uma realocação não seja necessária. Já o próximo passo, segundo Borges (2013), se refere à seleção e aquisição dos equipamentos necessários para o início das atividades a serem realizadas, o que demanda atenção, já que é necessário um alto investimento.

Em seguida as atividades de planejamento estratégico, tático e operacional são realizadas. Essa fase, segundo Hustrulid & Kuchta (1995), é a de maior duração e apresenta atividades contínuas, como a alocação dos equipamentos de carga e transporte, a alimentação das plantas de tratamento para concentração do minério e a administração das pilhas de estoque ou de homogeneização.

Neste trabalho foram utilizados projetos reais elaborados com diferentes níveis de maturidade, projetos classificados como FEL 1, FEL 2, FEL 3 e Avaliação Econômica Preliminar (AEP). Sendo que este último, de acordo com a *AACE International Recommended Practices* (2012) elaborada pelos autores Bull *et al* (2012), um estudo em que é realizada uma análise econômica da viabilidade potencial dos recursos minerais. No entanto, difere do estudo de viabilidade e normalmente é equivalente à estimativa de menor maturidade, 0 a 2%, e com a menor faixa de precisão esperada, no mínimo de -20% a -50% e no máximo de 30% a 100%.

### 3.2 LAVRA A CÉU ABERTO

A escolha do método de lavra em um empreendimento mineral é um dos itens primordiais no processo como um todo e pode ser determinante para o sucesso de seu desenvolvimento. Segundo Curi (2017), o método de lavra é a técnica de extração do material

e sua escolha é realizada considerando a configuração geométrica da jazida e a economicidade do empreendimento: “O método ideal seria aquele que resultasse o maior lucro, extração completa, máxima segurança operacional e mínima poluição ambiental.” (CURI, 2017, p. 95). Geralmente a lavra a céu aberto é o método mais utilizado e ainda em concordância com o autor, a predominância de empreendimentos de minérios metálicos, como o minério de ferro faz-se responsável por tal escolha.

Os métodos de lavra a céu aberto são realizados para depósitos de minerais metálicos, industriais e agregados para a construção civil em que o trabalho dos colaboradores não é realizado no ambiente subterrâneo e as operações não são enclausuradas (PERONI, 2007). Esses métodos são os mais utilizados na exploração de depósitos minerais no mundo. A Tabela 3 apresenta a classificação dos métodos de lavra a céu aberto:

Tabela 3: Métodos de lavra a céu aberto

<b>Classe</b>	<b>Método</b>
Mecânica	Lavra em cava
	Lavra por lançamento
	Lavra de rocha ornamental
	Lavra de encosta
Em presença de água	Desmonte hidráulico
	Dragagem
	Lixiviação
	Dissolução

Fonte: PERONI, 2007.

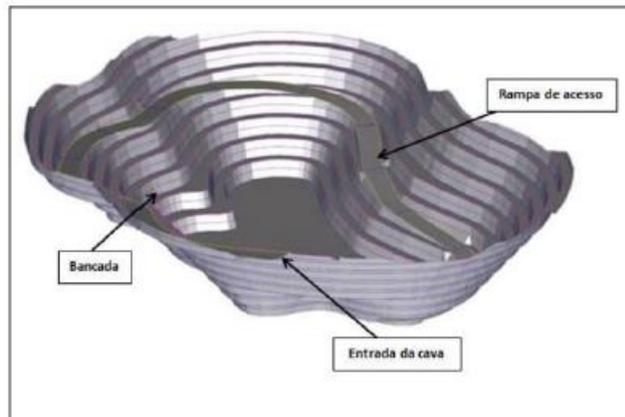
Hartman e Mutmansky (2002, *apud* CURI, 2017) atribuem a preferência do uso dos métodos de lavra a céu aberto a dois fatores, o aumento constante da eficiência nas operações de lavra a céu aberto e o maior custo para depósitos que possam ser lavrados economicamente pelos métodos subterrâneos. Dessa forma, partindo do pressuposto que os projetos reais que tiveram os dados de custos de capital e custos operacionais utilizados neste trabalho foram estimados com métodos de lavra a céu aberto, é de suma importância a abortagem do método no presente trabalho.

### **3.2.1 Lavra em cava**

Segundo Peroni (2007), na lavra em cava o processo se inicia com um decapeamento da área a fim de expor o minério. Em sequência se dá as estruturações de bancadas para

acessar o corpo mineral, bem como o afundamento da cava (Figura 2). É importante ressaltar que o dimensionamento das bancadas é efetuado de acordo com as características dos equipamentos selecionados e da geometria dos corpos geológicos.

Figura 2: Configuração do Método de Lavra em Cava



Fonte: CARLI (2013, *apud* QUEIROZ, 2020).

Fatores geotécnicos são determinantes para o planejamento da lavra, bem como o dimensionamento dos equipamentos envolvidos no processo, sendo esses os acomodados nas bancadas e os responsáveis pelo transporte dos materiais, estéril e minério, da cava para as pilhas (PERONI, 2007).

No geral, a operação envolta no processo de lavra consiste em perfuração, desmonte, escavação, carregamento e transporte, de acordo com Pinto e Dutra (2008). Esse ciclo de produção também pode ser nomeado como operações unitárias. Entretanto, esse processo cíclico tende a progredir para um processo contínuo com o avanço da tecnologia.

Na etapa de perfuração e desmonte o uso de perfuratrizes é comum e, além disso, existem perfuratrizes com diferentes características para distintos tipos de perfuração. Ademais, em relação à escavação e carregamentos alguns exemplos de equipamentos utilizados são escavadeiras elétricas, escavadeiras hidráulicas, escavadeiras a cabo ou de arrasto, carregadoras sobre pneus, retroescavadeiras, carregadeiras frontais, entre outros. Enquanto isso, nas operações de transporte destacam-se caminhões, ferrovias, caminhões fora de estrada e correias transportadoras (CURI, 2017).

É importante destacar que os equipamentos de carregamento precisam estar especificados e dimensionados conforme o tipo de material, a produção desejada e o tipo de equipamento de transporte. Outro fator importante é o grau de seletividade na lavra. (PINTO; DUTRA, 2008). As principais vantagens referentes ao método, segundo os autores, são a alta

produtividade, o custo relativamente baixo de lavra, em comparação aos outros métodos, a necessidade de pouco desenvolvimento para o início da lavra, a oportunidade de uso de equipamentos de grande porte, o simples desenvolvimento, a diluição baixa e boa recuperação, as boas condições de salubridade e segurança para os trabalhadores. Por outro lado, pode-se citar como desvantagens limitação com profundidades, a influência direta com condições climáticas e a cautela maior com o sequenciamento da lavra.

### 3.3 ESTIMATIVAS DE CUSTOS

Segundo Stebbins (2009, *apud* D'ARRIGO, 2012), a estimativa de custos na mineração é obtida a partir de cálculos simples de engenharia com dados de custo. Bancos de dados computacionais e a maneira dinâmica de ler dados propiciaram a realização desse processo atualmente.

É ideal que a estimativa de custos seja realizada da melhor maneira possível com base nos dados disponibilizados, já que a má realização pode acarretar na inviabilização de um empreendimento mineiro.

Os projetos de investimentos em mineração, de acordo com Revuelta e Jimeno (1997, *apud* SOUZA JUNIOR, 2012), que integram a base de avaliação econômica, se exprimem em fluxos de caixa. Quanto mais detalhados e precisos são os dados utilizados para a realização dessas avaliações, mais assertivas e próximas à realidade elas serão. Por isso, dados de previsões de produção e preços de mercado relativos a custos, amortizações e impostos são utilizados.

Revuelta e Jimeno (1997, *apud* SOUZA JUNIOR, 2012) identificaram etapas básicas para que a estimação de custos possa ser efetuada:

1. Descoberta da jazida e identificação do seu potencial através da exploração.
2. Estimação da ordem de magnitude de custos para o estudo de viabilidade preliminar.
3. Programa de pesquisa detalhado, incluindo estudos de amostras obtidas e definição do processo de tratamento.
4. Estimação preliminar dos custos para o estudo de viabilidade.
5. Desenvolvimento de todos os cálculos necessários para o projeto de engenharia da exploração e planta de tratamento, incluindo a seleção preliminar de equipamentos.
6. Estimação definitiva dos custos para o estudo de viabilidade.

7. Desenho detalhado da exploração e da planta, incluindo especificações, diagramas de fluxo, entre outros.
8. Estimação detalhada dos custos para o estudo de viabilidade.
9. Construção da planta e desenvolvimento da exploração.
10. Início (start-up) e comissionamento.
11. Produção.

Segundo D'Arrigo (2012), pela ausência de um método padronizado de estimativa de custos os avaliadores acabam usando métodos diferentes para cada caso, visto que um método padrão seria de difícil desenvolvimento e existem muitos processos para que os custos sejam estimados. Um dos métodos que são utilizados é o paramétrico, em que os custos são derivados de algoritmos gerais e também de curvas, da seguinte forma:

$$Custo = x(algo)^y \quad (1)$$

Na equação 1 o parâmetro identificado como *algo* normalmente é a taxa de produção, mas pode também representar outros fatores. Já o *x* e o *y* são valores de custos conhecidos ou estimados oriundos de avaliações estatísticas. Outros métodos que são considerados como paramétricos são o CES (USBM, 1987), também conhecido como *U.S. Bureau of Mines Cost Estimating System*, o Modelo de O'hara (1980) e o Modelo de Mular (1982).

Segundo Schumacher e Stebbins (1995, *apud* D'ARRIGO, 2012), os avaliadores responsáveis pelas estimativas utilizam da comparação, com o Método de Abordagem Comparativa. Nesse caso, projetos semelhantes são utilizados para as estimativas dos custos juntamente com alguns fatores de ajustes, de modo que as diferenças e imprevistos do projeto sejam considerados.

Os modelos de custos são considerados uma forma de abordagem comparativa, já que para a realização destes uma compilação de estimativas de custos é efetuada, juntamente com os parâmetros nos quais essas estimativas são baseadas. Com base nisso, os avaliadores são capazes de encontrar o exemplo que mais se assemelha ao seu projeto e então, utilizá-lo como indicador de custos em seu projeto (STEBBINS, 2009 *apud* QUEIROZ, 2020).

De acordo com Stebbins e Leynart (2011, *apud* QUEIROZ, 2020), as curvas da CES (USBM 1987) permitem que os avaliadores estimem os custos de uma infinidade de atividades realizadas na mineração e processamento mineral em que outras fontes não são conhecidas. Entretanto, é importante ressaltar a preocupação que a falta de detalhes

transparentes gera, os avaliadores se questionam se os resultados realmente representam o seu projeto.

Outro método utilizado para a estimativa de custos, e que foi aplicado na realização das estimativas para os projetos reais utilizados neste estudo, é o método detalhado, que será apresentado a seguir.

### **3.3.1 Método de estimação detalhada**

O método de estimação detalhada é utilizado para estimar tanto os custos de capital, quanto os custos operacionais. De acordo com Gentry e O'Neill (1984, *apud* CHANGANANE, 1984), é considerada a técnica mais precisa e utilizada dentre os métodos de estimação de custos. Possui como base desenhos de engenharia detalhada, perfis, fluxogramas dos processos de produção e beneficiamento, além da lista dos equipamentos a serem utilizados, contendo o número e especificações de cada modelo.

Segundo Revuelta e Jimeno (1997, *apud* SOUSA JÚNIOR, 2012), essa estimação para os custos de capital é responsável por orientar a aquisição de equipamentos, elementos de controle e referência durante a evolução do projeto. Nesta técnica cada elemento de custo está discriminado, tal como os custos de material, de mão-de-obra, de equipamentos e de serviços subcontratadas. Ademais, com o nível de detalhe dos custos bem definido, a ordem em que os serviços serão executados pode ser determinada e, dessa forma, auxiliar no momento em que o projeto for colocado em prática.

Já para os custos operacionais, de acordo com Miranda Junior (2011), o método de custo detalhado especifica os itens que são responsáveis por compor os custos operacionais em custos indiretos e custos diretos. Além disso, os custos de operação precisam ser desenvolvidos a partir dos custos principais. Portanto, é necessário que os índices operacionais, como por exemplo o consumo de combustível por hora de operação, a vida útil dos componentes de perfuração, o consumo específico de explosivos, os acessórios de detonação e outros dados sejam conhecidos (REVUELTA; JIMENO, 1997 *apud* CHANGANANE, 2017).

## **3.4 CUSTOS DE MINA**

De acordo com Bagherpour (2007), os custos diretos totais gastos para a

(abertura/desenvolvimento) de uma mina podem ser divididos em cinco estágios: prospecção, exploração, desenvolvimento, exploração e recuperação. Ademais, podem ser classificados em:

- Custos totais: calculado a partir de um montante total.
- Custos unitários: calculados a partir da unidade, por exemplo, \$/t.
- Custos indiretos: incluem questões administrativas de engenharia e outros serviços omitidos ou não estimados.
- Custos diretos: usados de modo direto na produção de uma mina nos estágios citados anteriormente.
- Custos finais de produção: custos de processamento e fundição, por exemplo.

E como explicitado pelo pesquisador, esses custos costumam variar entre 3 a 180 \$/t, conforme estimativas realizadas nos Estados Unidos, podendo ser observados na Tabela 4. Ademais, é importante destacar que esses valores são estimados, já que é difícil obter valores de projetos reais porque as empresas costumam tratá-los como valores confidenciais, além de que esses custos variam com o método de lavra utilizado.

Tabela 4: Custos de mina por etapa

<b>Estágio</b>	<b>Custo unitário (\$/t)</b>	<b>Custos totais (mi. \$)</b>	<b>Custo (%)</b>
Prospecção	0.5-1.10	0.20 a 10	1 a 4
Exploração	0.22-1.65	1 a 500	1 a 6
Desenvolvimento	0.28-11.00	10 a 500	6 a 8
Exploração	2.20-165	100 a 1000	65 a 90
Recuperação	0.22-4.40	1 a 20	2 a 6
Custos totais	0.50-1.10	112 a 1545	100

Fonte: Adaptado de BAGHERPOUR, 2007.

Conforme dito por Miranda Júnior (2011), normalmente os custos que são associados aos métodos de estimativa são os de capital (CAPEX), ou investimentos, e custos de operação (OPEX).

Para o estudo realizado neste trabalho os custos utilizados serão os custos de capital, investimentos imprescindíveis para a abertura de uma mina, e os custos operacionais, custos unitários por tonelada de produção, utilizados na estimativa de custos da etapa de dimensionamento de frota de um empreendimento mineiro. Nos projetos reais avaliados, o

dimensionamento de frota foi obtido através da metodologia de tempos e movimentos, que será detalhado posteriormente. Ademais, os custos dos modelos empíricos utilizados na comparação serão obtidos através do Modelo Clement e do Modelo Raheb.

### 3.5 CUSTOS OPERACIONAIS E DE CAPITAL

#### 3.5.1 Custos de capital

Segundo Miranda Júnior (2011), os custos de capital podem ser descritos como os custos relacionados à infraestrutura, de lavra e processamento, indispensável para que uma mina seja aberta e entre em operação. Os investimentos para a abertura de um empreendimento mineiro podem ser estimados a partir de comparações com instalações que já existem, através de cotações na etapa do estudo de viabilidade e a partir do modelamento das atividades principais em função dos parâmetros mais adequados na etapa de pré-viabilidade (DUCHENE, 1993 *apud* D'ARRIGO, 2012).

Alguns parâmetros considerados essenciais para que os investimentos sejam avaliados, para minas a céu aberto, são listados a seguir, de acordo com D'Arrigo (2012):

- A produção diária de minério e estéril para a mina a céu aberto.
- A tonelagem (ou o volume) de descobertura pré-lavra para a mina a céu aberto.
- A dimensão das carregadeiras e caminhões para a mina a céu aberto.
- A seção e a profundidade das cavas.
- Produtividade média para os efetivos (função direta do grau de mecanização).
- Os tipos de equipamento objetivando o consumo de energia.

Outros parâmetros que também interferem nos custos de capital, segundo Clement Jr. *et al* (1980, *apud* QUEIROZ, 2020):

- Extensão e método de desenvolvimento da pré-produção.
- Taxas de frente.
- Impostos.

Outras questões que podem influenciar no custo de capital são o tipo de material,

método de lavra, infraestrutura próxima ao local, disponibilidade de água e distribuição de energia, topografia e o clima (MIRANDA JÚNIOR, 2011 *apud* QUEIROZ, 2020).

Os custos de capital, segundo Miranda Júnior (2011), possuem dois componentes: capital fixo e capital de giro.

O primeiro se refere à quantia total de dinheiro essencial para a definição do local, à aquisição de equipamentos principais e auxiliares, às instalações, além de outras despesas necessárias para a partida do projeto (*start-up*) (GENTRY e O'NEIL, 1984 *apud* MIRANDA JÚNIOR, 2011). Ainda segundo Miranda Júnior (2011), custos suplementares podem ser necessários no decorrer da vida de um projeto, como custos para a substituição de equipamentos desgastados ou obsoletos, mudanças de processos ou aumento da capacidade de produção da mina e/ou usina de beneficiamento.

Já o capital de giro, (*working capital*), de acordo com Gentry e O'Neill (1984, *apud* MIRANDA JÚNIOR, 2011), refere-se à quantia que além do capital fixo é necessária para dar início às operações e saldar as obrigações durante a partida do projeto (*start-up*). Itens que comumente são relacionados ao capital de giro são os estoques, contas a receber, contas a pagar, dinheiro em caixa (folha de pagamento). Ademais, as contas a receber são adicionadas ao capital de giro, enquanto as contas a pagar reduzem o capital de giro.

De acordo com Rudenno (2019, *apud* MIRANDA JÚNIOR, 2011), ao final da vida útil de um projeto o capital de giro regressa aos investidores. D'Arrigo (2012) afirma que o volume de capital das operações mineiras é alto e que a soma do capital necessário para investir antes da produção nominal demora cerca três anos para ter um retorno, valor que pode ser encontrado em toda indústria dita "pesada", como a siderúrgica, metalúrgica e química.

### **3.5.2 Custos operacionais**

A localização do projeto, método de lavra e definição do método de beneficiamento do material são fatores condicionantes para a determinação dos custos operacionais (MIRANDA JÚNIOR, 2011). Para a estimação desses custos é necessário que já estejam definidos os método de lavra, beneficiamento e a escala de produção.

Esses custos são referentes às despesas oriundas da etapa de lavra de um empreendimento mineiro. De acordo com Souza Júnior (2012, *apud* REVUELTA; JIMENO, 1997), são gerados de forma ininterrupta durante o funcionamento de uma operação e podem ser divididos em custos diretos, custos indiretos e custos gerais.

### ***Custos diretos***

Referem-se aos custos classificados como custos primários de uma operação, principalmente com a mão de obra e materiais utilizados (REVUELTA; JIMENO, 1997 *apud* MIRANDA JÚNIOR, 2011).

- Mão de obra: colaboradores de operação e manutenção, ou seja, quadro de pessoal para a produção e trabalhos associados.
- Materiais: itens como material de conserto e reposição, materiais de consumo: explosivos, lubrificantes, energia e água, combustíveis, matérias-primas, entre outros custos.

### ***Custos indiretos***

Custos indiretos ou fixos, segundo Jimeno e Revuelta (1997, *apud* Miranda Júnior, 2011), são custos independentes da produção. Podendo variar com o nível da produção projeto, porém não diretamente com a produção atingida.

- Mão de obra: administrativo, segurança, técnico, entre outros serviços.
- Seguros.
- Depreciação.
- Juros.
- Tributos (impostos).
- Reabilitação de terrenos.
- Viagens, reuniões.
- Gastos de oficina e serviços.
- Relações públicas e publicidade.
- Desenvolvimento e preparação para a lavra.

### ***Custos gerais***

Custos que podem ou não ser considerados parte dos custos operacionais e, embora alguns desses custos possam corresponder a um determinado processo ou unidade, são



de modo que as metas de produção sejam atingidas (LOPES, 2010 *apud* SOUZA JÚNIOR, 2012). De acordo com Amaral (2008, *apud* BORGES, 2013) a seleção de equipamentos a serem utilizados nas operações unitárias de uma mina não é um processo definido, visto que cada empreendimento terá suas características e particularidades.

O principal fator de influência, apesar das considerações explanadas anteriormente, é o conhecimento pessoal e experiência do engenheiro de minas ou do gerente responsável pela aquisição dos equipamentos de carga (SRAJER *et al*, 1989 *apud* BORGES, 2013).

As principais considerações primárias para que os equipamentos sejam selecionados segundo, Silva (2009, *apud* BORGES, 2013), são:

- Geologia do depósito.
- Metas de produção.
- Vida útil do projeto.
- Disponibilidade de capital.
- Custo de operação.
- Parâmetros geotécnicos.
- Retorno de investimentos.
- Interferências com o meio ambiente.

Ademais, para o correto dimensionamento dos equipamentos de carga e transporte em uma mina que utiliza métodos a céu aberto é essencial que outras características sejam definidas. Algumas das características são citadas a seguir (HARTMAN, 1992; CONTIJO, 2009; RICHARDS; WEST, 2003 *apud* SOUZA JÚNIOR, 2012).

- Produção: volume total, minério e estéril, que será movimentado em uma operação unitária.
- Taxa de produção: produção teórica de massa ou volume de um equipamento por unidade de tempo. Normalmente é expressa em horas, entretanto pode ser relacionada a turno ou dia de trabalho.
- Produtividade: é a taxa real de produção por unidade de tempo, considerando todos os outros fatores de gerenciamento, tais como eficiência e o trabalho em conjunto com outros equipamentos.
- Eficiência: percentual das horas realmente trabalhadas em relação às horas que

foram programadas. Alguns fatores, como, características do material, supervisão no trabalho, esperas nos destinos, falta de caminhão, habilidade do operador, qualidade do desmonte de rocha, capacidade da caçamba de máquinas de carregamento e interrupções devido a defeitos mecânicos não computados na manutenção, podem ser responsáveis por reduções na taxa de eficiência. A eficiência pode ser representada pela equação abaixo:

$$Eficiência = \frac{\text{minutos trabalhados em 1 hora}}{1 \text{ hora}} \times 100\% \quad (2)$$

- Disponibilidade: parte do tempo programado em que a máquina está disponível para trabalhar. Pode ser dividida em mecânica, considera as horas possíveis de serem trabalhadas menos as horas de manutenção, e em física, disponibilidade real da máquina, ou seja, considera todos os possíveis descontos nas horas de trabalho, como, esperas, paradas não programadas, deslocamentos, entre outros.
- Utilização: parcela do tempo disponível em que o equipamento está de fato trabalhando. O número de unidades ou porte errado dos equipamentos, a paralisação de outros equipamentos, a falta de operador, a deficiência do operador, as condições climáticas que impeçam a operação do equipamento, a qualidade do desmonte de rocha e a preparação das frentes de lavra são alguns dos fatores que podem influenciar na utilização de um equipamento. A utilização pode ser representada pela equação abaixo:

$$Utilização = \frac{\text{horas efetivamente trabalhadas}}{\text{horas calculadas por ano} - \text{horas de manutenção}} \times 100\% \quad (3)$$

- Capacidade: refere-se ao volume de material que um equipamento pode carregar ou transportar.
- Carga útil: é a massa de material, estéril ou minério, que o equipamento pode transportar de modo que a operação não seja colocada em risco. Não pode ultrapassar 80% da carga necessária para não desestabilizar ou colocar em risco a operação (80% da carga de tombamento).
- Empolamento: refere-se ao aumento do volume aparente de um material. Ocorre quando o material é fragmentado e removido do seu estado compacto para um estado desagregado. O empolamento pode ser representado pela equação 4.

$$\text{Empolamento} = \frac{\text{volume antes da fragmentação}}{\text{volume depois da fragmentação}} \times 100\% \quad (4)$$

- Fator de enchimento da caçamba: é relacionado às características do material, e ou das condições do desmonte, da altura da bancada e da forma de penetração do equipamento. É aplicado sobre a capacidade operacional da caçamba para que o percentual de enchimento da caçamba possa ser definido.
- Ciclo: refere-se às tarefas básicas, como carregamento, transporte, descarregamento e retorno que são repetidas, compondo um ciclo de operações. O somatório do tempo necessário para a realização dessas tarefas básicas é chamado de “tempo de ciclo”.
- Operação conjugada: a produção máxima que pode ser gerada em uma mina é definida a partir do estudo da operação conjugada entre os equipamentos de carregamento, transporte e britagem,
- Resistência: refere-se ao atrito existente entre o pneu e a superfície das vias de acesso, entre o eixo da roda e o sistema de locomoção e de desnível provocado por rampas (aclives). Estes fatores devem ser considerados, já que cada equipamento possui um nível de operação ideal, fornecido pelo fabricante, que determina as condições das vias de acesso e da inclinação que o equipamento é capaz de operar.
- Desenho das estradas e acessos: alguns itens, por exemplo, largura da estrada e leiras de segurança, relacionados às especificações dos equipamentos escolhidos precisam ser considerados para a construção e manutenção dos acessos para que a segurança dos colaboradores seja garantida e para que os equipamentos necessitem menos de manutenções.

Normalmente os principais equipamentos utilizados em uma mina a céu aberto são caminhões, escavadeiras, carregadeiras e perfuratrizes. Tratores, motoniveladoras, veículos leves, caminhão pipa, rolo compactador, empilhadeira, retroescavadeira, entre outros, são exemplos de equipamentos auxiliares.

A partir do conhecimento das particularidades e características da mina em que o projeto será realizado, como explicado anteriormente, os equipamentos são definidos de modo que o porte seja adequado ao empreendimento e de modo que sejam compatíveis entre si para que a produtividade seja otimizada e os custos de produção sejam minimizados. Neste estudo,

em alguns projetos reais, de nível mais detalhado, ábacos de especificação foram enviados para os fabricantes e em outros projetos os equipamentos foram determinados por similaridades, por exemplo, método de lavra, *commodities*, porte de equipamentos necessários, entre os projetos.

### 3.7 METODOLOGIA DE TEMPOS E MOVIMENTOS

Como citado anteriormente, os custos referentes à etapa de dimensionamento de frota dos projetos reais utilizados neste estudo foram estimados a partir do método detalhado. O dimensionamento dos equipamentos utilizados nos projetos foi obtido a partir da metodologia de tempos e movimentos que será explanada a seguir.

A operação realizada pelos equipamentos nas operações unitárias de desmonte, carregamento e transporte se repete no decorrer do tempo, ou seja, assim que uma sequência chega ao fim, outra é iniciada da mesma maneira que a anterior foi efetuada. Dessa forma, um ciclo de operações básicas é formado.

O tempo de ciclo, citado anteriormente, pode ser definido como o período em que um equipamento leva para percorrer dois movimentos consecutivos em qualquer ponto do ciclo (RICARDO; CATALANI, 2008). O tempo de ciclo pode ser fixado e medido a partir de qualquer fase do ciclo de operações e medido, como explicado previamente, a partir do momento em que o equipamento inicia a fase do ciclo até que este retorne para sua posição inicial. A partir da análise das operações que compõem o ciclo, é possível observar que o mesmo pode ser decomposto em uma sequência de movimentos elementares que se repetem ao longo dos ciclos consecutivos.

Os movimentos citados anteriormente equivalem a tempos elementares que podem ser observados e medidos em um grande número de ciclos. Dessa forma, é possível que sejam aplicados métodos de simplificação do trabalho idealizados por Taylor. Essa simplificação pode ser realizada através de uma análise cautelosa dos movimentos e tempos elementares em que o ciclo de operação pode ser decomposto, de forma a eliminar tempos de parada desnecessários que aumentam o período do ciclo e reduzem a produtividade (RICARDO; CATALANI, 2008).

Tempos elementares constantes para um determinado equipamento são denominados tempos fixos, enquanto os tempos variáveis dependem diretamente das distâncias que são percorridas. Exemplos de tempos fixos ( $t_f$ ) são os tempos de carga, de descarga e de

manobras. Como exemplo de tempos variáveis ( $t_v$ ) temos os tempos de transporte carregado ou vazio.

### *Tempos de ciclo mínimo e efetivo*

O tempo de ciclo mínimo, exposto na equação a seguir, pode ser definido como a soma dos tempos elementares que resultam no menor tempo de ciclo em que uma atividade pode ser executada.

$$t_{cmin} = \sum t_f + \sum t_v \quad (5)$$

Já o tempo de ciclo efetivo é o tempo que o equipamento gasta na execução do ciclo de operações em que os tempos de parada ( $t_p$ ) são considerados. É importante ressaltar que somente os tempos de parada que ocorrem durante o turno de trabalho são considerados.

$$t_{cef} = \sum t_f + \sum t_v + \sum t_p \quad (6)$$

$$t_{cef} = \sum t_{fcmín} + \sum t_p \quad (7)$$

Algumas das causas de parada, de acordo com Ricardo e Catalani (2008) são listadas a seguir:

- Defeitos mecânicos do equipamento.
- Más condições meteorológicas.
- Más condições do solo.
- Falta de habilidade ou imperícia do operador.
- Organização deficiente dos serviços.
- Esperas devidas a outros equipamentos.
- Tipo do equipamento.

Além dos tempos citados, o tempo disponível é o tempo em que o equipamento realmente está disponível para executar as tarefas do ciclo de operações no turno de trabalho estipulado.

### *Produção de um equipamento*

A seguir pode ser observada a equação 8, que é utilizada para que a produção do equipamento possa ser conhecida, a equação 9, relacionada a frequência, além da equação 10, de produção máxima e da equação 11, de produção efetiva. O  $Q$  simboliza o volume escavado, transportado e descarregado na unidade de tempo, o  $C$  é o produto do volume solto da caçamba, enquanto o  $f$  é o número de ciclos efetuados na unidade de tempo (frequência).

$$\text{Produção } Q = C * f \quad (8)$$

$$\text{Frequência } f = \frac{1}{t_c} \quad (9)$$

$$Q_{máx} = C_{máx} * \frac{1}{t_{cmin}} \quad (10)$$

$$Q_{ef} = C_{máx} * \frac{1}{t_{cef}} \quad (11)$$

É importante ressaltar que a produção efetiva é a mais importante na prática. Ademais, o fator de eficiência exposto anteriormente é afetado diretamente pelos tempos de parada, a partir da redução dos tempos de parada um aumento de produção pode ser observado. A capacidade da caçamba é também um dos fatores responsáveis por afetar a produção. Dessa forma, a partir da metodologia apresentada, os equipamentos são dimensionados de modo a otimizar a produção, a respeitar as particularidades de cada empreendimento mineiro e operar de maneira conjugada.

## 3.8 MODELOS EMPÍRICOS

Serão detalhados a seguir os itens referentes aos custos operacionais e de capital da etapa de dimensionamento de frota, obtidos a partir dos modelos empíricos de estimativas de custos (Modelo Clement e Modelo Raheb), para a comparação efetuada neste estudo.

### **3.8.1 Modelo Raheb**

O Modelo Raheb foi elaborado pelo M. Sc. BagherpourAus no trabalho “Otimização técnica e econômica de processos de mineração a céu aberto – Desenvolvimento de uma base de dados e uma estrutura de programa para a seleção baseada em computador e

dimensionamento de equipamentos em operações de mineração de superfície.”. Este trabalho foi publicado em 2007 e aprovado pela Faculdade de Energia e Economia da Universidade de Tecnologia Clausthal, da Alemanha.

### 3.8.1.1 Custos Operacionais

Segundo Queiroz (2020), neste modelo os custos operacionais podem depender de alguns fatores:

- Equipamentos utilizados nas etapas de perfuração, carregamento e transporte do minério.
- Toneladas diárias lavradas de minério e estéril.
- Peso específico dos materiais.
- Características de perfuração e desmonte das litologias.
- Distância média de transporte para o estéril e para o minério.

Ademais, segundo Queiroz (2020), para minas a céu aberto alguns fatores, como, peso específico, características de perfuração e desmonte e distância média de transporte, costumam ser parecidos para o minério e para o estéril e os custos para a remoção de uma tonelada dois tipos de materiais acabam sendo aproximados.

A seguir podem ser observadas cinco equações, de 12 a 16, que são utilizadas para estimar os custos de algumas operações unitárias de uma mina. Nas equações o  $t$  simboliza a taxa de produção de minério em toneladas, por dia:

$$\text{Custos diários de perfuração (\$)} = 1.90 * t^{0.7} \quad (12)$$

$$\text{Custos diários de desmonte (\$)} = 3.17 * t^{0.7} \quad (13)$$

$$\text{Custos diários de carregamento (\$)} = 2.67 * t^{0.7} \quad (14)$$

$$\text{Custos diários de transporte (\$)} = 18.07 * t^{0.7} \quad (15)$$

$$\text{Custos diários de serviços gerais (\$)} = 6.65 * t^{0.7} \quad (16)$$

Nos custos descritos como serviços gerais em minas com o método de lavra a céu aberto, são inclusos os custos de manutenção, nivelamento de estradas e acessos à pilha de estéril, bombeamento e supervisão da mina.

### 3.8.1.2 Custos de capital

De acordo com Queiroz (2020), no modelo em questão somente os custos de capital para as operações de carregamento e transporte são estimados. São calculados de acordo com as equações dispostas a seguir.

$$\text{Capacidade da carregadeira (yd}^3\text{)} = 0.13 * T^{0.4} \quad (17)$$

$$\text{Número de carregadeiras} = 0.007 * \left( \frac{T^{0.8}}{\text{Capacidade da carregadeira}} \right) \quad (18)$$

$$\text{Tamanho do caminhão (t)} = 8 * (\text{Capacidade da carregadeira})^{1.1} \quad (19)$$

$$\text{Número de caminhões} = 0.2 * \left( \frac{T^{0.8}}{\text{Tamanho do caminhão}} \right) \quad (20)$$

$$\begin{aligned} \text{Custos equipamentos de carregamento (\$)} &= (\text{N}^\circ \text{ de carregadeiras}) * \\ 499813 * (\text{Capacidade da carregadeira})^{0.73} & \quad (21) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Custos equipamentos de transporte (\$)} &= (\text{N}^\circ \text{ de caminhões}) * 19558 * \\ (\text{Tamanho do caminhão})^{0.85} & \quad (22) \end{aligned}$$

É importante destacar que tanto as equações utilizadas para estimar os custos operacionais quanto às utilizadas para estimar os custos de capital foram elaboradas em relação a uma mina a céu aberto com as seguintes características (QUEIROZ, 2020):

- 43 mil toneladas de capacidade de produção diária.
- Formato oval.
- Poço periférico com profundidade de 120-150m.
- Largura do poço de 670 m.
- Comprimento do poço de 1430 m.
- Altura de bancos de 12 m.
- Inclinação geral do cava de 57 graus em rocha competente e 43 graus em rochas oxidadas ou alteradas.
- Acessos internos a cava com 9%, em média, de inclinação.
- Custos de acordo com os valores de 1984.

Como os valores utilizados para a obtenção das estimativas de custos desse modelo estão de acordo com os valores de 1988, Queiroz (2020), os multiplicou por dois fatores de correção, Inflação e Indexação, para que os custos fossem atualizados e estivessem mais próximos a realidade.

Os fatores de correção citados anteriormente, Fator de Inflação e o Fator de Indexação, serão apresentados no item “Fatores de correção”.

### 3.8.2 Modelo Clement

O Modelo Clement, elaborado em 1979, que foi utilizado no estudo de Queiroz (2020) e no presente estudo, teve como principais autores o Gerente George K. Clement, Jr., P.E., o Engenheiro de Minas de Projetos Robert L. Miller, P.E. e o investigador do projeto James P. Roberts. O modelo foi realizado pela SRAMM Engineers, Inc., sob supervisão do Departamento do Interior dos Estados Unidos, para o *Bureau of Land Management*.

No final dos anos 70 os depósitos de xistos estavam presentes em muitas áreas dos Estados Unidos. O *Bureau of Land Management* (B.L.M), gerente de recursos minerais em terras de domínio público do Departamento do Interior dos Estados Unidos precisava de uma maneira de avaliar as terras subjacentes a esses depósitos de xisto de petróleo, além de subprodutos comercializáveis (QUEIROZ, 2020) e assim este modelo foi desenvolvido. Ainda segundo o referido autor, o manual em questão foi desenvolvido com base em estudos e dados relacionados ao xisto para uma área de interesse particular, a formação de Green River localizada no Colorado, Utah e Wyoming. Em toda a estimativa o sistema métrico foi utilizado e as equações que serão apresentadas a seguir são para minas a céu aberto.

#### 3.8.2.1 Custos de capital

##### *Perfuração e Desmonte*

Neste estudo as curvas dos custos relacionados à etapa de perfuração e desmonte são referentes à taxa de produção que varia de 10000 a 450000 toneladas por dia. Segundo Queiroz (2020), é importante ressaltar que esses custos são baseados em critérios com base no explosivo utilizado, densidade do minério, tipo de perfuração envolvida, tamanho das bancadas e dos furos.

$$Yl = 1.076 * x^{-0.321} * A \quad (23)$$

$$Y_s = 0.135 * x^0 * A \quad (24)$$

$$Y_e = 0.240 x^{-0.113} * A \quad (25)$$

Nas equações apresentadas acima, o  $Y_l$ ,  $Y_s$  e  $Y_e$  são, respectivamente, o custo de mão de obra, o custo de suprimentos e o custo de equipamentos. Já o parâmetro  $x$  refere-se à taxa de produção em toneladas por dia.

### ***Carregamento e transporte***

Foi tomada como base para que as equações 26 a 28 fossem elaboradas, uma mina de 90 metros de profundidade, distância de transporte de 4300 metros e taxas de produção que variam de 10000 a 450000 toneladas por dia. Ademais, critérios como tamanho de bancada, tipo das escavadeiras, capacidade dos caminhões e configurações dos acessos foram utilizados (QUEIROZ, 2020).

$$Y_l = 5.328 * x^{-0.321} * A \quad (26)$$

$$Y_s = 0.025 * x^0 * A \quad (27)$$

$$Y_e = 0.859 * x^{-0.113} * A \quad (28)$$

Nas equações apresentadas anteriormente o  $Y_l$ ,  $Y_s$  e  $Y_e$  são, respectivamente, o custo de mão de obra, o custo de suprimentos e o custo de equipamentos, enquanto o parâmetro  $x$  representa a taxa de produção em toneladas por dia, como nas equações 23, 24 e 25, Segundo Queiroz (2020), o manual apresenta um fator de correção para os custos de mão de obra ( $Fl$ ) e custos de equipamentos ( $Fe$ ), que precisam ser multiplicados aos custos de mão de obra e equipamentos, respectivamente, caso exista alguma diferença na profundidade da mina ( $R$ ) e/ou distâncias de transporte ( $L$ ). Tais fatores de correção são expostos nas equações a seguir.

$$Fl = 0.0967 * R^{0.03} * L^{0.263} \quad (29)$$

$$Fe = 0.0422 * R^{0.047} * L^{0.353} \quad (30)$$

Além disso, os custos relacionados à mão de obra são cerca de 70% para a operação do equipamento e 30% para trabalhos de manutenção de equipamentos. Ademais, os custos de suprimentos são de energia elétrica para que a escavadeira possa operar e o custo operacional

do equipamento é distribuído em 24% para peças de reparo, 36% de combustível e lubrificação e 40% em pneus (QUEIROZ, 2020).

### 3.8.2.2 Custos operacionais

#### ***Perfuração e Desmonte***

Os custos de perfuração, de carregamento e detonação e de detonação secundária, que representam 5% da produção diária, são indicados pelas equações 31, 32 e 33, a seguir. Segundo Queiroz (2020), é importante ressaltar que esses custos também são baseados em critérios referentes aos explosivos utilizados, à densidade do minério, ao tipo de perfuração envolvida, ao tamanho das bancadas e dos furos.

$$Yl = 1.146 * x^{-0.647} * A \quad (31)$$

$$Ys = 0.143 * x^{0.947} * A \quad (32)$$

$$Ye = 0.160 * x^{0.727} * A \quad (33)$$

Nas equações apresentadas anteriormente o  $Yl$ ,  $Ys$  e  $Ye$  são, respectivamente, o custo de mão de obra, o custo de suprimentos e o custo de equipamentos e o parâmetro  $x$ , a taxa de produção em toneladas por dia.

De acordo com Queiroz (2020), a curva de mão de obra inclui perfuradores e auxiliares, trituradores e auxiliares, motoristas de caminhão de serviço, além de operadores de perfuratriz de esteira. Já a curva de suprimentos é composta de 10% para brocas rotativas, 80% de suprimentos de detonação e 10% de suprimentos de detonação secundários. Ademais, o custo operacional do equipamento inclui 44% de peças de reparo, 54% de combustível e lubrificação e 2% de pneus.

#### ***Carregamento e Transporte***

Uma mina de 230 metros de profundidade e taxas de produção que variam de 10000 a 450000 toneladas por dia de minério, foi tomada neste estudo como base para que as equações 34, 35 e 36 fossem elaboradas. Foram utilizados ainda critérios como tamanho de bancada, tipo das escavadeiras, tipo e capacidade dos caminhões, necessidades de equipamentos

adicionais e configurações dos acessos (QUEIROZ, 2020).

$$Yl = 7.001 * x^{0.672} * A \quad (34)$$

$$Ys = 0.025 * x^{1.0} * A \quad (35)$$

$$Ye = 1.058 * x^{0.893} * A \quad (36)$$

Nas equações apresentadas anteriormente o  $Yl$ ,  $Ys$  e  $Ye$  são, respectivamente, o custo de mão de obra, o custo de suprimentos e o custo de equipamentos. O parâmetro  $x$  corresponde à taxa de produção em toneladas por dia.

De acordo com Queiroz (2020), os custos relacionados à mão de obra são para operadores de equipamentos, lubrificadores, além de colaboradores para trabalhos de reparo para manutenção do equipamento, enquanto os custos de suprimentos são de energia elétrica, para que a carregadeira possa operar. O custo operacional do equipamento é distribuído em 22% para peças de reparo, 36% para combustível e lubrificação e 42% para pneus.

Novamente, para diferentes profundidades da cava, fatores de correção precisam ser utilizados nas equações de custos expostas anteriormente, em que  $R$  é a profundidade da mina, em metros e  $L$  é a distância de transporte, em metros.

$$Fl = 0.0862 * R^{0.03} * L^{0.263} \quad (37)$$

$$Fe = 0.0359 * R^{0.047} * L^{0.353} \quad (38)$$

### ***Despesas Gerais***

As despesas gerais incluem salários administrativos, despesas administrativas e operações de equipamentos administrativos.

### **3.9 FATORES DE CORREÇÃO**

Como evidenciado anteriormente, as fórmulas utilizadas para os modelos Clement e Raheb foram embasadas na economia dos Estados Unidos para o ano de 1979 e de 1984, respectivamente. Dessa forma, as fórmulas precisaram ser multiplicadas por fatores de correção para que as estimativas de custos dos modelos pudessem ser utilizadas atualmente, com base na economia do Brasil. Os fatores aplicados aos modelos no trabalho de Queiroz

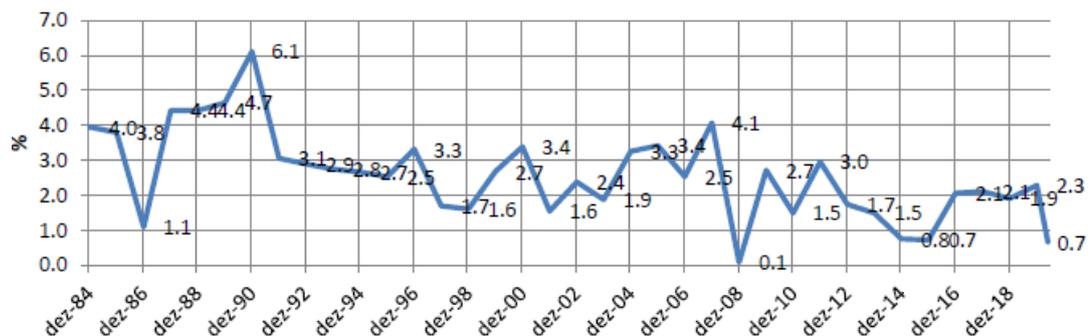
(2020) foram o Fator de Inflação e o Fator de Indexação.

### 3.9.1 Fator de Inflação

A inflação, segundo Friedman (1978), é um fenômeno monetário e relaciona-se ao aumento contínuo e persistente dos preços através do tempo, o que gera a desvalorização do dinheiro e a diminuição do poder de compra da população. Vários fatores influenciam na variação da inflação nos países, por exemplo, a injeção de novos meios circulantes e a oscilação entre oferta e demanda.

O Fator de Inflação foi utilizado por Queiroz (2020) para corrigir os custos presentes nos modelos, já que o primeiro modelo baseou-se na economia dos Estados Unidos do ano de 1979 e o segundo na economia do ano de 1984. Dessa forma, foram consideradas as taxas de juros anuais do país. A seguir, o gráfico exposto na Figura 4, mostra a oscilação da inflação média nos Estados Unidos desde 1984, dados utilizados para a correção dos valores do Modelo Raheb.

Figura 4: Inflação média nos Estados Unidos



Fonte: Worldwide Inflation Data (2020, *apud* QUEIROZ, 2020).

### 3.9.2 Fator de Indexação

O Fator de Indexação foi utilizado por Queiroz (2020) paralelamente ao Fator de Inflação para que fosse possível fazer com que as estimativas dos modelos realizados com base na economia dos Estados Unidos ficassem mais próximas à realidade do Brasil. Essa indexação foi proposta por D'Arrigo (2012).

O fator, findex, exposto na Equação 39, a seguir, é constituído por duas grandezas, sendo uma delas responsável por trazer para a atualidade o valor do dólar utilizado em 1986,

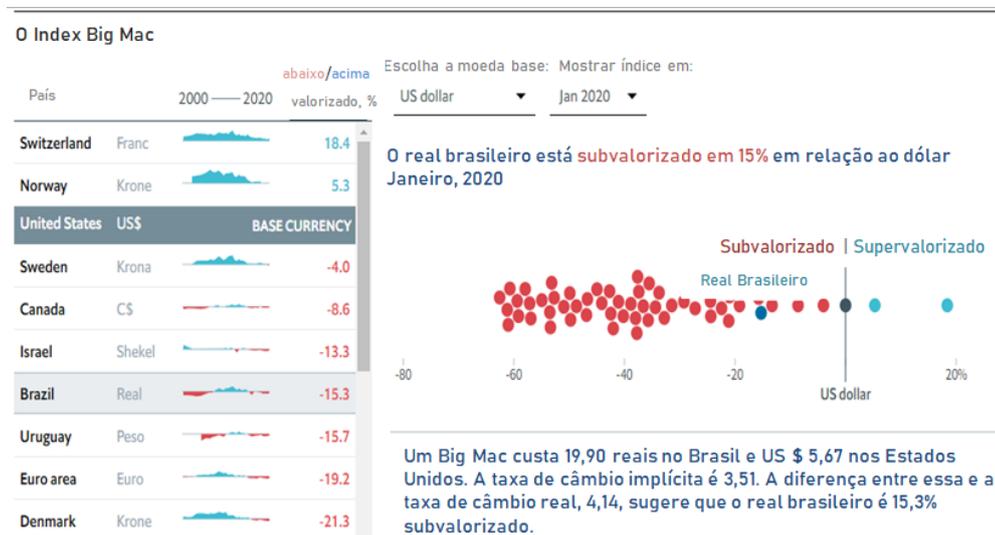
que se refere ao PPI (*Producer Price Index*), Preço do Produtor de commodities americanas.

$$F_{index} = F_{\alpha} \times F_{\beta} \quad (39)$$

A segunda grandeza,  $F_{\beta}$ , possui como objetivo estabelecer a relação de paridade econômica entre países diferentes, Paridade do poder Aquisitivo (PPA). Esse método é uma alternativa à taxa de câmbio utilizada para que o poder de compra entre dois países possam ser comparados, já que entre países distintos os preços de bens e serviços são diferentes.

Essa segunda grandeza, chamada Indexador Big Mac (*Big Mac Index*), foi produzida por Paul Woodall, da revista *The Economist* de 1986, e é calculada a partir do lanche elaborado pela rede de *fast food* McDonalds. A partir da Figura 5 é possível observar a valorização ou desvalorização da moeda de países distintos em relação ao dólar. A diferença entre o dólar e o real se encontra em destaque na imagem e nota-se que a moeda brasileira estava subvalorizada em 15% em relação ao dólar em Janeiro de 2020, portanto, conclui-se que produzir algo no Brasil era 15% mais barato em comparação ao mesmo produto produzido nos Estados Unidos.

Figura 5: The big Mac Index



Fonte: *The Economist* (2020, *apud* QUEIROZ, 2020).

## 4. METODOLOGIA

Este tópico apresenta a metodologia utilizada para que a comparação entre as metodologias de estimativa de custos para o dimensionamento de frota fosse possível de ser realizada. Para tanto, foram utilizados dados dos modelos empíricos Clement, elaborado em 1979 e Raheb, elaborado em 1984, presentes no projeto “Estimativa de Custos de Operações de mina a céu aberto”, de Queiroz (2020) e de projetos reais de minas a céu aberto com níveis de detalhes diferentes.

### 4.1 PROJETOS UTILIZADOS

Inicialmente, foram selecionadas as curvas referentes aos modelos empíricos Clement e Raheb, utilizados para projetos a nível conceitual, projetos com nível de maturidade menor, retirados do Trabalho de Conclusão de Curso de Guilherme Queiroz (2020).

Ademais, os projetos reais que contém os dados utilizados na comparação entre as metodologias de estimação de custo foram listados na Tabela 5.

Tabela 5: Projetos utilizados na comparação entre as metodologias de estimação de custo

Projeto	Nível de detalhe	Produção anual (ton)	Capex/ton	Opex/ton
Projeto 1	AEP	22 956 213	0.66	1.17
Projeto 2	AEP	23 423 082	1.36	0.74
Projeto 3	AEP	2 471 624	1.95	0.80
Projeto 4	FEL 1	24 000 000	2.04	0.28
Projeto 5	FEL 1	440 000	10.25	4.17
Projeto 6	FEL 1	440 000	31.00	17.73
Projeto 7	FEL 1	38 000 000	2.73	8.79
Projeto 8	FEL 2	250 000	41.06	4.81
Projeto 9	FEL 3	14 688 000	0.87	1.11
Projeto 10	FEL 3	6 700 000	4.45	7.30

Fonte: Autor.

### 4.2 ANÁLISE DOS MODELOS

A princípio, foram comparados os dados dos modelos empíricos para os custos de capital com o Fator de Inflação aplicado em relação aos mesmos dados de dez projetos reais. Para isso, foram selecionados os gráficos que continham as assíntotas utilizadas para essa estimativa com o Fator de Inflação no projeto de Queiroz (2020), em que o eixo  $x$  era composto pelas taxas anuais de produção dadas em toneladas e o eixo  $y$  composto pelos custos unitários de CAPEX em dólares por tonelada. Logo após, utilizando o Excel, os dados

dos projetos reais, taxas de produção e custos unitários de CAPEX puderam ser adicionados aos gráficos, representados por pontos.

Posteriormente, essa mesma análise, em relação às metodologias de estimativa de custos apresentadas, foi realizada considerando os custos de capital com o Fator de Indexação, os custos operacionais com o Fator de Inflação e os custos operacionais com o Fator de Indexação.

A partir dos resultados obtidos com as análises anteriores, foram realizadas novas análises e considerações com o modelo empírico que foi mais aderente aos custos dos projetos reais para os custos de CAPEX e para os custos de OPEX. Além disso, pode-se observar para qual das estimativas de custos e qual o modelo empírico foi mais adequado, além de como os fatores de correção influenciaram nos resultados alcançados.

## 5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste tópico serão abordados os resultados obtidos a partir da metodologia apresentada anteriormente.

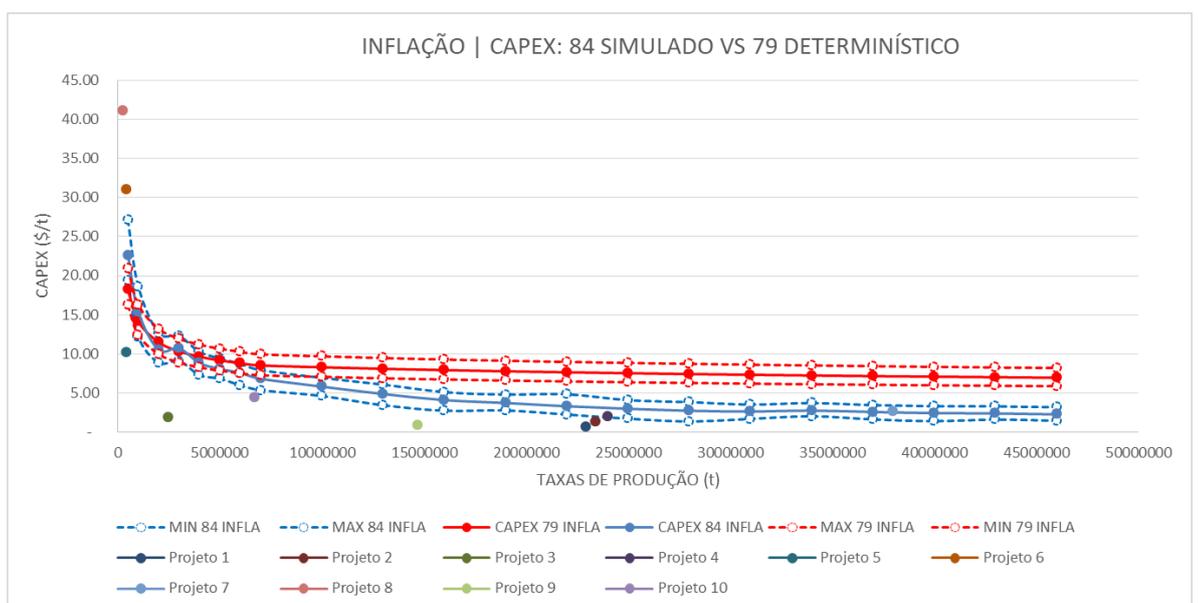
### 5.1 COMPARAÇÃO ENTRE A METODOLOGIA DE TEMPOS E MOVIMENTOS COM OS MODELOS EMPÍRICOS CLEMENT E RAHEB

Para a comparação das metodologias foram adaptados gráficos presentes no Trabalho de Conclusão de Curso de Queiroz (2020), contendo informações sobre os modelos empíricos Clement e Raheb. Essa comparação foi realizada para que fosse possível o estudo do comportamento e da aderência entre os projetos executados, com a metodologia de tempos e movimentos em relação aos modelos empíricos. É importante ressaltar que as estimativas efetuadas são para projetos *greenfield*.

#### 5.1.1 Custos de capital

A princípio, os dados dos custos unitários de CAPEX, dos projetos listados anteriormente, foram analisados em relação aos modelos Clement e Raheb considerando o Fator de Inflação. No Gráfico 1, a seguir, podem ser observadas as taxas anuais de produção em toneladas e os custos unitários de CAPEX em dólares, por toneladas.

Gráfico 1: Modelos empíricos com o Fator de Inflação para os custos de capital



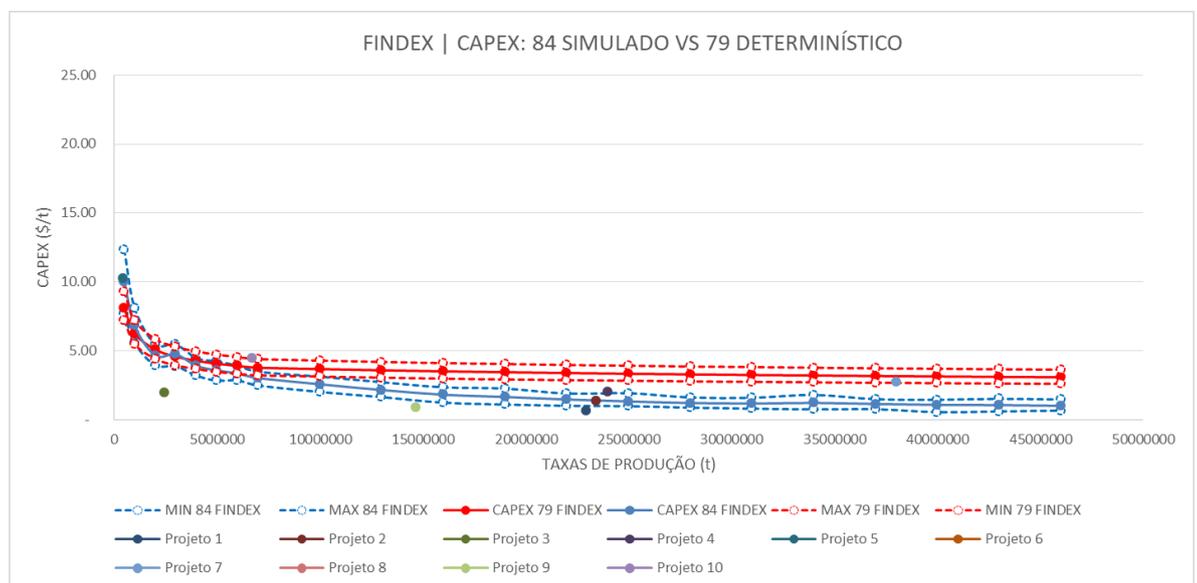
Fonte: Adaptado de QUEIROZ, 2020.

A partir da análise do gráfico apresentado é possível observar um comportamento de economia de escala, ou seja, para menores taxas de produção o custo unitário é maior, assim como custos unitários menores estão relacionados às maiores taxas de produção. Para baixas taxas de produção percebe-se que os modelos de Clement e Raheb possuem elevada aderência. Além disso, os custos dos projetos reais apresentaram aderência somente nos extremos de produção, em taxas baixas e elevadas. Entretanto, apesar dos dados apresentarem o comportamento esperado para a economia de escala, o patamar dos modelos indica que apenas a correção a partir da inflação não foi capaz de atualizar os modelos à realidade dos projetos de mineração.

Dessa maneira, percebe-se que o Modelo Raheb foi mais aderente que o Modelo Clement. Porém, a maioria dos projetos, representados por pontos, ficaram fora das assíntotas projetadas para representar os modelos.

Os dados dos projetos realizados, a partir da metodologia de tempos e movimentos, também foram comparados com os modelos empíricos a partir do Fator de Indexação. No Gráfico 2 pode ser observado o resultado da analogia efetuada.

Gráfico 2: Modelos empíricos com o Fator de Indexação para os custos de capital



Fonte: Adaptado de QUEIROZ, 2020.

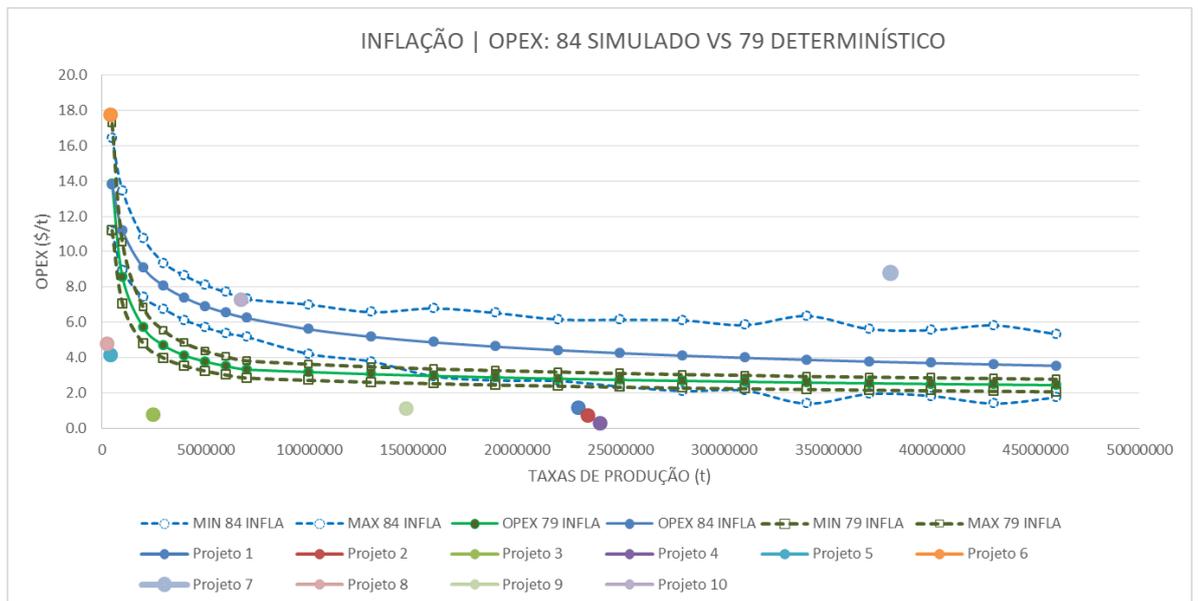
A partir do resultado obtido, é possível notar que com o Fator de Indexação (FINDEX) aplicado, somente três projetos ficaram distante do esperado pelas estimativas dos modelos e que o Modelo Raheb continua sendo o mais aderente.

As metodologias de correção aplicadas nos gráficos 1 e 2 mostraram que o FINDEX foi capaz de prever o custo com maior acerto em todas as faixas de produção. Sendo que na porção da faixa intermediária até a baixa foram encontrados os piores resultados.

### 5.1.2 Custos operacionais

As mesmas análises realizadas para os custos unitários de CAPEX foram realizadas para os custos unitários de OPEX. Neste item foram analisados os custos operacionais dos projetos. Os dimensionamentos dos equipamentos de lavra foram obtidos pela metodologia de tempos e movimentos, em relação aos modelos empíricos com o Fator de Inflação. O resultado do comportamento dos dados pode ser verificado no Gráfico 3, recordando que as taxas anuais de produção são expressas em toneladas e os custos unitários em dólares por tonelada.

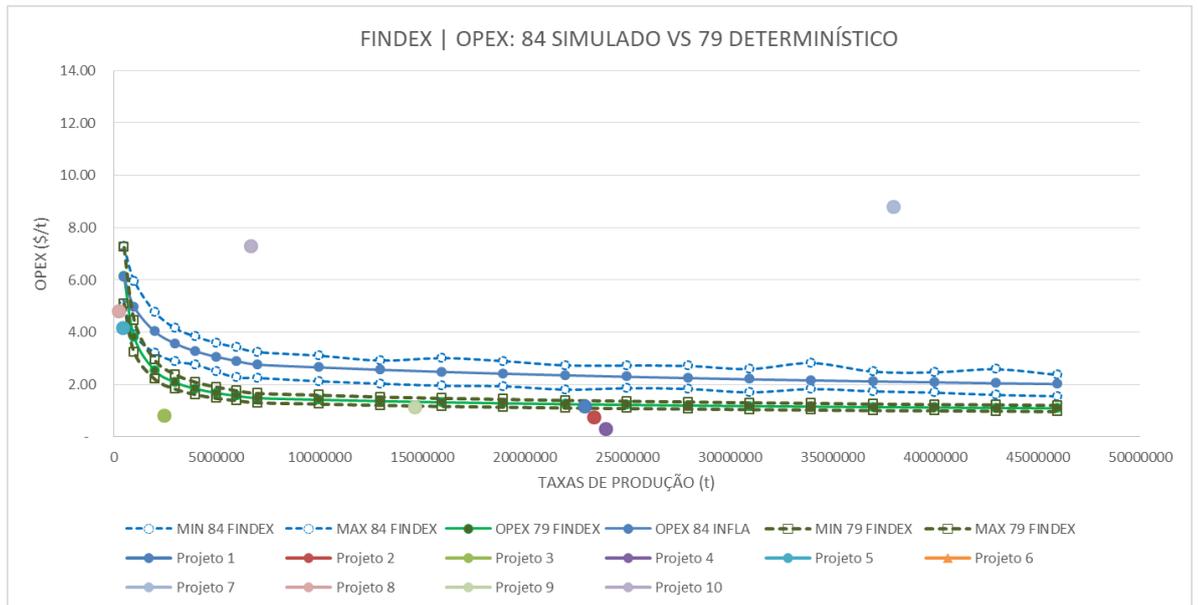
Gráfico 3: Modelos empíricos com o Fator de Inflação para os custos operacionais



Fonte: Adaptado de QUEIROZ, 2020.

A partir do exposto pelo gráfico, somente dois projetos, ambos possuindo uma taxa de produção anual menor que 10 milhões de toneladas, se encontram no intervalo da estimativa do Modelo de 1984 com o Fator de Inflação. Ademais, para analisar o comportamento dos dados de custo unitário do OPEX dos projetos em relação às estimativas dos modelos com o Fator de Indexação, foi elaborado o Gráfico 4.

Gráfico 4: Modelos empíricos com o Fator de Indexação para os custos operacionais



Fonte: Adaptado de QUEIROZ, (2020).

Neste caso, mais uma vez, apenas dois projetos se encontram nas estimativas propostas pelos modelos, portanto, a estimativa não possui um comportamento semelhante ao que ocorre com os custos de CAPEX com o Fator de Indexação aplicado. Porém, os resultados ficaram mais próximos das assíntotas elaboradas para representar os modelos. Além disso, diferente do observado para o Fator de Inflação, os projetos estão inclusos no intervalo da estimativa do Modelo de 1979.

## 5.2 CUSTOS DE CAPITAL EM RELAÇÃO AO MODELO RAHEB

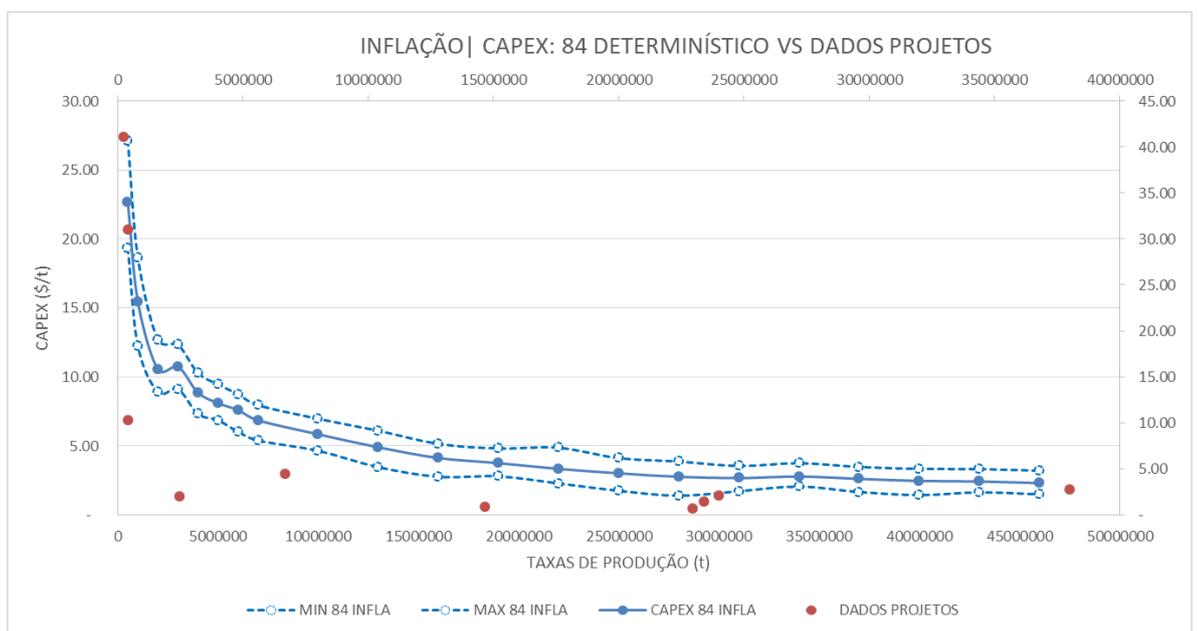
Visto que o Modelo Raheb pode ser considerado mais aderente que o Modelo Clement para os custos unitários de CAPEX, foram elaborados os gráficos 5 e 6 contendo somente as assíntotas do Modelo de 1984, com os dados dos custos unitários de CAPEX dos projetos realizados com a metodologia de tempos e movimentos.

Um dos fatores que podem ser utilizados para explicar a maior aderência do Modelo de 1984 para os custos de capital, seria o comportamento histórico do preço do aço e do petróleo que influenciam diretamente nas estimativas dos custos de CAPEX e de OPEX, já que são *commodities* fundamentais para a fabricação e operação dos equipamentos utilizados nos empreendimentos mineiros.

É importante ressaltar também que, segundo Queiroz (2020), o Modelo Raheb utilizou menos variáveis geológicas e econômicas que o Modelo Clement para estimar os custos de CAPEX e de OPEX, e considerou que os custos envolvidos na lavra do minério são parecidos para empreendimentos mineiros que utilizam o método da lavra a céu aberto.

É possível notar, com base no Gráfico 5, que para o Fator de Inflação, alguns projetos, representados pelos pontos vermelhos, se encontram entre o esperado pela estimativa. Porém, a maioria dos dados analisados está fora do intervalo da assíntota do Modelo de 1984.

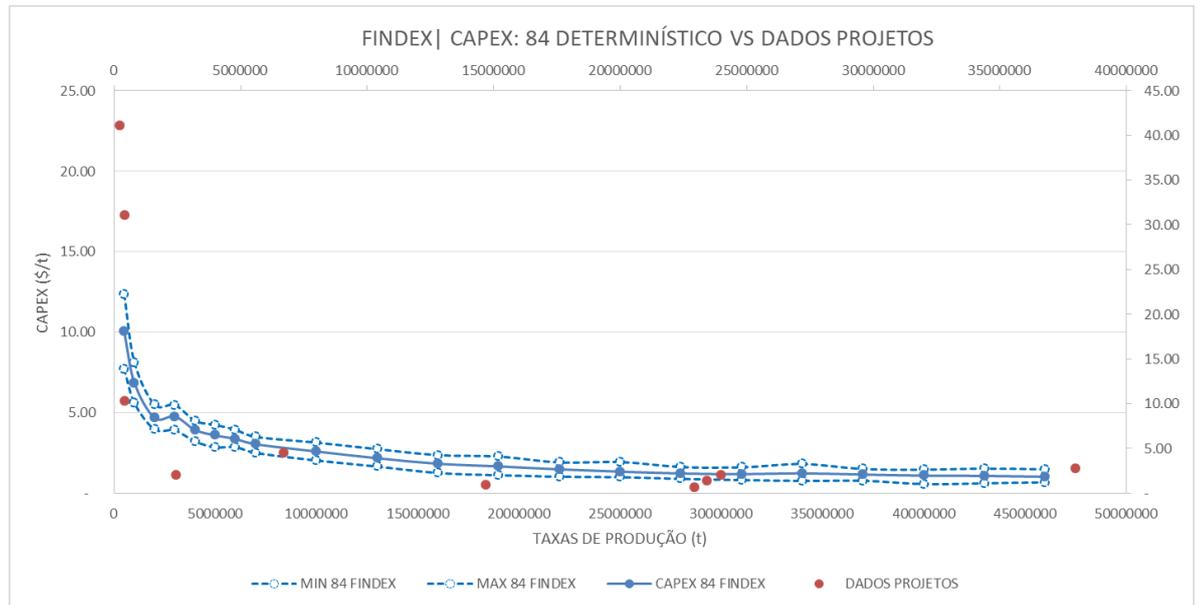
Gráfico 5: Modelo Raheb com o Fator de Inflação para os custos de capital



Fonte: Adaptado de QUEIROZ, 2020.

Entretanto, para o Fator de Indexação (Gráfico 6), o resultado é mais adequado e a maioria dos dados analisados está no intervalo da estimativa do Modelo Raheb ou próximos a ele. Este resultado é esperado, visto que o Fator de Inflação apenas corrigiu os custos considerando as taxas de juros anuais, para que assim os valores obtidos em 1979 e 1984 pudessem ser utilizados em 2020. Além do mais, segundo Queiroz (2020), o fato do FINDEX considerar, entre outros conceitos, a Paridade do Poder Aquisitivo, faz com que esse fator de correção se torne mais assertivo quando atualiza os custos para o presente.

Gráfico 6: Modelo Raheb com o Fator de Indexação para os custos de capital



Fonte: Adaptado de QUEIROZ, 2020.

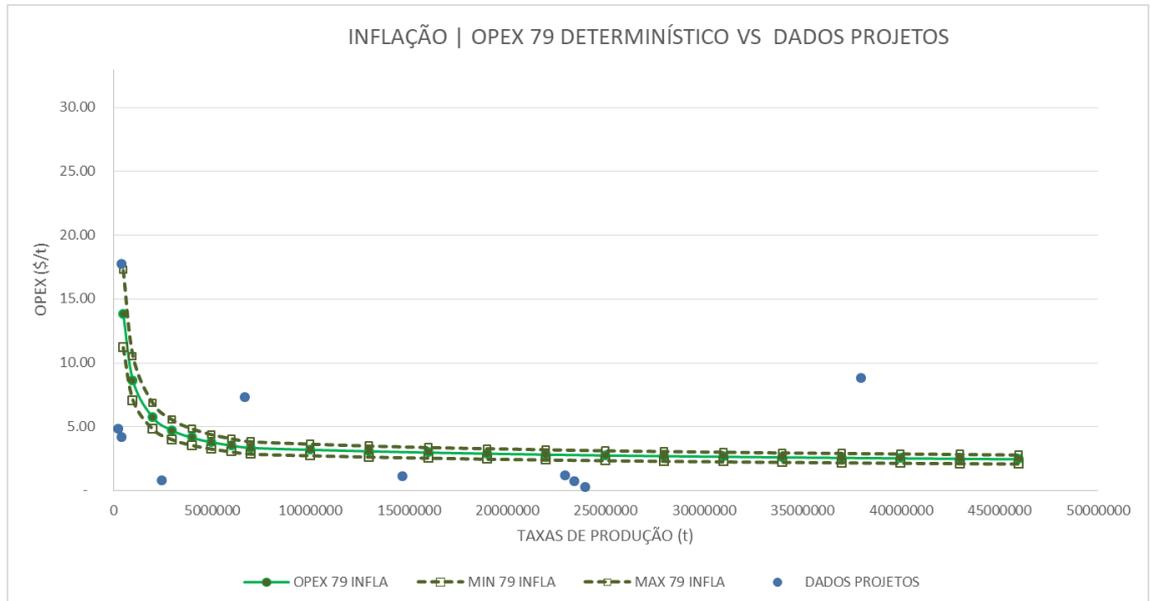
### 5.3 CUSTOS OPERACIONAIS EM RELAÇÃO AO MODELO CLEMENT

Diferentemente do observado a partir das estimativas para os custos de CAPEX, para os custos operacionais o Modelo Raheb não é o mais adequado. Os resultados não foram satisfatórios para nenhum dos dois modelos empíricos analisados, porém a partir do Modelo Clement com o Fator de Indexação aplicado os dados analisados estão mais próximos às assíntotas que representam as estimativas.

O Modelo Clement é mais detalhado e mais abrangente para realizar as estimativas, segundo Queiroz (2020). Desse modo, esse fator pode ser utilizado para explicar a maior proximidade dos dados dos custos unitários de OPEX, dos projetos analisados para o modelo elaborado em 1979. Além disso, outro fator citado anteriormente e que pode ser utilizado para explicar esse resultado é o comportamento histórico dos preços do petróleo e do aço, que influenciam diretamente nas estimativas.

A seguir, os gráficos 7 e 8 possuem os resultados das comparações entre as duas metodologias apresentadas para o custo unitário de OPEX.

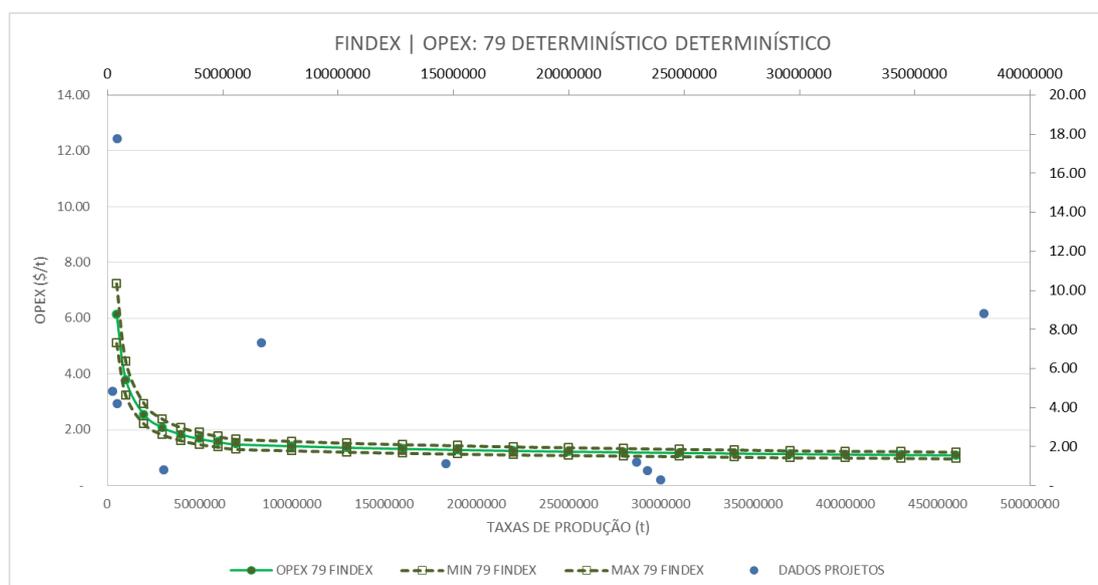
Gráfico 7: Modelo Clement com o Fator de Inflação para os custos operacionais



Fonte: Adaptado de QUEIROZ, 2020.

Como apontado previamente, é evidente que para os dois fatores de correção, referentes à estimativa do Modelo de 1979, para os custos operacionais o modelo não é aderente aos dados analisados. Assim, com o aumento das taxas de produção, há um aumento de dispersão dos dados. Essa dispersão pode ser observada em ambos os gráficos.

Gráfico 8: Modelo Clement com o Fator de Indexação para os custos operacionais



Fonte: Adaptado de QUEIROZ, 2020.

Os motivos que poderiam explicar a não aderência dos dados utilizados para os custos unitários de OPEX, em relação aos modelos empíricos, seriam as particularidades presentes em cada empreendimento mineiro analisado, como a diferença na relação estéril minério, os equipamentos utilizados e a estratégia da empresa. Além do mais, outro motivo seria o nível de detalhe dos estudos realizados nesses projetos, pois, quanto maior o nível de detalhe, menor tende a ser o erro associado aos resultados.

## 6. CONCLUSÃO

O estudo em questão teve como objetivo comparar duas metodologias de estimativa de custos para a etapa do dimensionamento de frota. A metodologia de estimação detalhada, elaborada a partir de projetos reais realizados com a utilização da metodologia de dimensionamento de frota de tempos e movimentos, e a metodologia empírica utilizando os modelos Raheb e Clement, ambas utilizadas para realizar as estimativas dos custos de capital e custos operacionais de um empreendimento mineiro.

É importante observar que a metodologia de tempos e movimentos é um sistema detalhado e os modelos empíricos analisados objetivam estimar a ordem de grandeza dos custos somente para projetos em fase inicial. Considerando a metodologia de tempos e movimentos a mais adequada à realidade operacional, de acordo com os dados analisados o Modelo Raheb foi mais aderente para os custos unitários de CAPEX, enquanto que para os custos unitários de OPEX o Modelo Clement pode ser considerado mais aderente, porém, não apresentou resultados satisfatórios.

Ademais, os modelos empíricos se tornam mais adequados para os dados analisados quando o Fator de Indexação é aplicado, o que é já esperado, uma vez que os Estados Unidos, país em que o modelo foi elaborado e o Brasil, possuem estruturas econômicas diferentes. Dessa forma, realizar a correção somente com o Fator de Inflação faria com que essa diferença não fosse considerada.

Ainda, é possível destacar que os resultados dos custos unitários de CAPEX por tonelada, utilizando o Fator de Indexação, foram mais aderentes quando comparados aos resultados dos custos unitários de OPEX. Para os projetos analisados, os custos unitários de OPEX experienciaram um aumento de dispersão a maiores taxas de produção, o que pode ser explicado pelas particularidades operacionais existentes em cada projeto, como a relação estéril minério e as estratégias de cada empreendimento.

Desse modo, conclui-se que para as estimativas dos custos unitários de CAPEX, utilizando o Modelo Raheb com o Fator de Indexação, os resultados foram satisfatórios e poderiam ser utilizados para estimativas de projetos *greenfield* sem possuir um alto risco associado. Entretanto, caso as estimativas para os custos unitários de OPEX sejam utilizadas, o erro associado é significativo.

Com o intuito de continuar a comparação e o estudo de aderência para os modelos empíricos apresentados em projetos futuros, infere-se que os fatores relacionados às estruturas econômicas e outros ajustes poderiam ser atulizados nos modelos para que fiquem mais

aderentes e próximos da realidade.

## 7. REFERÊNCIAS

- BAGHERPOUR, Raheb. **Technical and economical optimization of surface mining processes – Development of a data base and a program structure for the computer-based selection and dimensioning of equipment in surface mining operations.** Technischen Universität Clausthal. Clausthal-Zellerfeld, 2007, 286 p.
- BORGES, Thiago Campos. **Análises dos Custos Operacionais de Produção no Dimensionamento de Frotas de Carregamento e Transporte em Mineração.** 2013. 116 f. Dissertação (Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2013.
- BULL, Allison *et al.* 47R-11: **Sistema de Classificação de Estimativa de Custos – como Aplicado às Indústrias de Mineração e Processamento Mineral.** AACE® International Recommended Practices. Durham: 2012, 19 p.
- CARRICONDE, Milton Correa. **Verificação da Aplicabilidade do Programa Mafmo com Ferramenta Auxiliar na Estimativa de Custos em Projetos Conceituais.** 2010. 136 f. Dissertação (Pós-Graduação em Engenharia de Minas) – Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre, 2010.
- CATALANI, Guilherme; RICARDO, Hélio de Souza. **Manual prático de escavações – terraplenagem e escavação de rocha.** 3. ed. São Paulo: Pini, 2008. 656 p.
- CHANGANANE, Arsénio Paulo. **Estudo dos parâmetros envolvidos na determinação da função benefício na mineração.** 2017. 89 f. Dissertação (Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2017.
- CURI, Adilson. **Lavra de Minas.** 1. ed. São Paulo: Oficina de Textos, v. 1, 2017. 774 p.
- D'ARRIGO, Rafael Freitas. **Modelo de Estimativa de Custos Operacionais de Capital em Projeto de Mineração em Fase Conceitual Baseado no Modelo de O'Hara.** 2012. 96 f. Dissertação (Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas) – Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre, 2012.
- FRIEDMAN, Milton. **Money and Inflation (B1230).** Universidade de San Diego, 1978. 1 vídeo (86 min.). Publicado pelo canal Free To Choose Network. Disponível em: [https://www.youtube.com/watch?v=B\\_nGEj8wIP0](https://www.youtube.com/watch?v=B_nGEj8wIP0). Acesso em: 30 jun. 2021.
- HUSTRULID, William; KUCHTA, Mark. **Open Pit Mine Planning e Design.** Rotterdam: A.A. Balkema, 1995. 631 p.
- MIRANDA JÚNIOR, Ivan Silva. **Diretrizes fundamentais para um estudo de avaliação econômica de empreendimentos de mineração: um estudo bibliográfico.** 2011. 321 f. Dissertação (Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2011.
- NETO, João Carlos Araújo da Silva. **Avaliação de maturidade no gerenciamento de**

**projetos em uma empresa de mineração em Minas Gerais.** 2011. 106 f. Dissertação (Mestrado em Administração) – Faculdade de Ciências Empresariais, Universidade Fundação Mineira de Educação e Cultura. Belo Horizonte, 2011.

PERONI, R. L. **Notas de aula da disciplina de Introdução da lavra à céu aberto.** Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Programas de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, 2015.

PINTO, Cláudio Lúcio Lopes; DUTRA, José Ildelfonso Gusmão. **Notas de aula do curso de Introdução ao planejamento e operação de lavra (A céu aberto e subterrânea).** Universidade Federal de Minas Gerais. Departamento de Engenharia de Minas, 2008.

QUEIROZ, Guilherme Garcia Oliveira. **Estimativa de custos de operações de mina a céu aberto.** 2020. 77 f. Monografia (Graduação em Engenharia de Minas) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2020.

SOUSA JÚNIOR, Wilson Tigueiro de. **Seleção de caminhões rodoviários para mineração utilizando a metodologia de auxílio multicritério à decisão: estudo de caso - Mineração de bauxita.** 2012. 160 f. Dissertação (Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2012.