



UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

LUIS HENRIQUE NERY JANUARIO

**DESENVOLVIMENTO DE MODELO ESTOCÁSTICO PARA COMPARAÇÃO DE
ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE EM MINAS À CÉU A BERTO**

RECIFE

2017

LUIS HENRIQUE NERY JANUARIO

**DESENVOLVIMENTO DE MODELO ESTOCÁSTICO PARA COMPARAÇÃO DE
ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE EM MINAS À CÉU A BERTO**

Dissertação apresentada ao PPGEMinas/CTG da
Universidade Federal de Pernambuco como parte
integrante dos requisitos para obtenção do título
de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Júlio César de Souza

Recife

2017

Catálogo na fonte
Bibliotecária Valdicéa Alves, CRB-4 / 1260

J33d

Januario, Luis Henrique Nery

Desenvolvimento de modelo estocástico para comparação de alternativas de transporte em minas à céu aberto / Luis Henrique Nery Januario - 2017.

92 folhas, Il. e Tab.

Orientador: Prof. Dr. Júlio César de Souza.

Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Pernambuco. CTG. Programa de Pós-graduação de Engenharia de Minas, 2017.

Inclui Referências e anexo.

1. Engenharia de Minas. 2. Tempo de ciclo. 3. Distribuição de probabilidade.
4. Custos de transporte. I. Souza, Júlio César de. (Orientador). II. Título.

UFPE

623.26CDD (22. ed.)

BCTG/2017-374

UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

PARECER DA COMISSÃO EXAMINADORA

DE DEFESA DE DISSERTAÇÃO DE MESTRADO DE

LUIS HENRIQUE NERY JANUARIO

TÍTULO

**“DESENVOLVIMENTO DE MODELO ESTOCÁSTICO PARA COMPARAÇÃO DE
ALTERNATIVAS DE TRANSPORTE EM MINAS A CÉU A BERTO”**

ÁREA DE CONCENTRAÇÃO: Minerais Industriais

A Comissão examinadora composta pelos professores abaixo, sob presidência

do **Prof. JÚLIO CÉSAR DE SOUZA**. Considera o aluno

LUIS HENRIQUE NERY JANUARIO, Aprovado.

Recife, 21 de setembro de 2017.

Prof. Dr. JÚLIO CÉSAR DE SOUZA

- Orientador - (UFPE) -

Prof. Dr. MÁRCIO LUIZ DE SIQUEIRA CAMPOS BARROS

- Examinador Interno - (UFPE)

Prof. Dr. ALMANY COSTA SANTOS

- Examinador Externo - (UFPE)

Dedico este trabalho à minha família, em especial aos meus pais Aurelino e Laurita, meus maiores exemplos, de integridade, honradez, honestidade, humildade, força e dedicação ao trabalho, aos quais serei eternamente grato.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente a Deus pelas bênçãos e proteção nesta nova caminhada, aos meus familiares pelo apoio e ensinamentos, à minha querida namorada Jaqueline pelo seu carinho e a todos os amigos que tornaram possível a realização desse trabalho.

Ao meu orientador Prof. Dr. Júio César de Souza, pela contribuição e ensinamentos, aos amigos engenheiros de minas Ricardo, pelas informações valiosas que me foram dadas, à Roberto e Gileno por terem fornecidos o banco de dados necessário para este trabalho, a toda equipe da secretaria de pós-graduação PPGEMinas/CTG da Universidade Federal de Pernambuco e à CAPES pelo financiamento através de bolsa por 12 meses.

Obrigado a todos!

RESUMO

Os custos relacionados ao transporte de minério é uma das etapas de lavra que mais onera o processo e impacta diretamente no fluxo de caixa descontado. A realocação das estradas e as respectivas distâncias médias de transporte durante o desenvolvimento da mina são fundamentais para promover menores tempos de ciclos operacionais e viabilizar menores custos, e devido a variabilidade dos tempos, se faz necessário tratar a questão como estocástica para garantir maiores sucessos nas decisões, ou seja, incorporar as probabilidades de ocorrência nos eventos. A avaliação probabilística estudada neste trabalho se deu por conta da mudança de rotas de acesso na cava da Mineração Civil, levando em consideração as distribuições de probabilidades dos tempos de ciclo, com o objetivo de quantificar as chances de sucesso na redução dos custos com o transporte quando da mudança de layout da cava: do atual para outro proposto. A empresa é atuante na produção de agregados para a construção civil, e está localizada em Salvador, Bahia. Foi possível verificar que as chances de a construção dos novos acessos viabilizar a redução dos custos com transporte são de quase 100 %, ou seja, as chances de que haja aumento de custo com a mudança são mínimas, quase 0% e que o intervalo de custo anual equivalente mais provável de ocorrer é entre R\$ 1.100.000,00 e 1.150.000,00 para o cenário proposto e R\$ 1.200.000,00 e 1.250.000,00 para o cenário atual, que permitiu estimar uma redução de custo de R\$ 100.000,00 por ano.

Palavras-chave. Tempo de ciclo. Distribuição de probabilidade. Custos de transporte. Valor atual equivalente.

ABSTRACT

The costs related to the transportation of ore is one of the mining steps that most inflates the process and directly impacts the discounted cash flow. The reallocation of the roads and their average transport distances during the development of the mine are fundamental to promote shorter operating cycle times and lower costs, but due to their variability, it is necessary to treat the issue as stochastic to guarantee greater successes in the decisions, that is, to incorporate the probabilities of occurrence in the events. The probabilistic evaluation studied in this work was due to the change of access routes in the Civil Mining pit, taking into account the probability distributions of the cycle times, in order to quantify the chances of success in the reduction of transport costs when changing the layout of the pit: from the current to the proposed one. The company is active in the production of aggregates for civil construction, and is located in Salvador, Bahia. It was possible to verify that the chances of the construction of the new accesses to enable the reduction of transport costs are almost 100%, that is, the chances that there is a cost increase with the change are minimal, almost 0% and that the interval of The most probable annual cost is between R\$ 1.000.000,00 and 1.150,000,00 for the proposed scenario and R\$ 1.200.000,00 and 1.225.000,00 for the current scenario, which allowed for a reduction cost of R\$ 100.000.00,00 per year.

Keywords: Cycle time. Distribution of probability. Transportation costs. Annual worth.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Artífício adotado para obtenção dos ciclos no cenário desenvolvido	17
Figura 2 - Etapas típicas do processamento mineral. Fonte: Adaptado de (McKenzie, 1980).	18
Figura 3 - Influência dos custos na fase de projeto. Fonte: (Lee, 1984).	19
Figura 4 - Informações de custos operacionais (\$) da Huckleberry Mine (CMJ, 2004). Fonte: adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M.	22
Figura 5 - Informação de custos operacionais (\$) da Mining Company Limited (CMJ, 196). Fonte: adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M.	22
Figura 6 - Típico desenvolvimento de um open pit. Fonte: Adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M (1998).	23
Figura 7 - Elementos de uma bancada. Fonte: Adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. (1998).	24
Figura 8 - Bancada em processo de lavra a). Catch bench de segurança b). Fonte: Fonte: Adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. (1998).	25
Figura 9 - Inclinação e manutenção de estrada. Fonte: Adaptado de Richards e West (2003).	26
Figura 10 - Itens para operação com segurança. Fonte: Adaptado de Richards e West (2003).	26
Figura 11 - Equipamentos de desmonte, carregamento e transporte. Fonte: Adaptado HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. (1998).	28
Figura 12 - Produtividade em função da distância. Fonte: ZIMMERMANN e KRUSE, 2006.	31
Figura 13 - Esquema típico de um fluxo de caixa. Fonte: BLANK, L. T.; TARQUIN, A. J. (2012).	33
Figura 14 - Representação de uma série de valor anual uniforme (VA). Fonte: Adaptado de BLANK, L. T.; TARQUIN, A. J. (2012).	34
Figura 15 - Simulação Determinística (a). Estocástica (b). Fonte: DUARTE (2003). 37	
Figura 16 - $P(a < X < b)$. Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).	38
Figura 17 - Função de distribuição cumulativa para porosidade em testemunho. Fonte: Deutsch, C. V e Rossi M. E 2014.	39
Figura 18 - Função densidade (distribuição uniforme). Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).	40
Figura 19 - Distribuição Normal. Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).	41

Figura 20 - Distribuição Gamma ($\alpha \neq 1$ e Exponencial ($\alpha \neq 1$). Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).	42
Figura 21 - Distribuição Lognormal. Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).	43
Figura 22 - Distribuição de χ^2 , mostrando a zona crítica com nível de significância (α)=5 %. Fonte: DAVIS, 2002.	44
Figura 23 - Vistas atuais do local de transporte de lavra. a) real sem desenvolvimento. b) modelado com desenvolvimento do nível -60 m.	47
Figura 24 - Localização da Civil Mineração. Fonte: Google Earth (2017).	48
Figura 25- Face da Bancada na proximidade do novo acesso.....	50
Figura 26 - a) Cava atual. b) Existência do minério baseado nos furos de sondagem. c) Expansão da cava. Fonte: Próprio autor.	52
Figura 27 - Exemplo de medição da distância de transporte até o bloco 01. Fonte: Próprio autor.....	53
Figura 28 - Distância média de transporte anual para o cenário atual de acessos. Fonte: Próprio autor.	54
Figura 29 - Acessos atuais a) e simulados b). Fonte: Próprio autor.....	55
Figura 30 - Projeção das distâncias para o cenário simulado. Fonte: Próprio autor.	55
Figura 31 - Distância média de transporte para o cenário atual e simulado. Fonte: próprio autor.	56
Figura 32 - Histograma dos dados de entrada dos ciclos de transporte de caminhões para o bloco 04 com representação das distribuições de probabilidade padrão.	58
Figura 33 - Resultados do Teste Goodnesse Of Fit.	59
Figura 34 –Determinação do ano limite para o Planejamento.....	61
Figura 35 - Sequenciamento de Lavra do primeiro ao décimo primeiro ano para o cenário como novos acessos.	62
Figura 36 – Comportamento estocástico dos custos de transporte.....	65
Figura 37 – Distribuição acumulada dos custos no terceiro ano.	66
Figura 38 - Distribuição acumulada dos custos no terceiro ano	67
Figura 39 – Valores acumulados dos custos.....	67
Figura 40 – Histograma do VAE para 10.000 observações.....	68
Figura 41 – 50 valores possíveis do VAE.....	69
Figura 42 – Função de distribuição acumulada dos Valores Atuais Equivalentes.....	69
Figura 43 – Curvas de probabilidade dos Valores Atuais Equivalentes.	70
Figura 44 - Função da distribuição acumulada das reduções de custos.....	71

Figura 45 –Probabilidade de haver redução de custos com as construções de
acessos.72

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Classificação do maciço rochoso, segundo Bieniawski – RMR. (Adaptado de Bieniawski, 1989).	49
Tabela 2 – Distâncias entre as descontinuidades	51
Tabela 3 – Características das descontinuidades	51
Tabela 4 - Subdivisão dos tempos.	57
Tabela 5 - Comprimentos dos trechos e tempos para obtenção da velocidade.	57
Tabela 6 – Custo Horário de Referência	59
Tabela 7 – Dados de Custos com Remoção de Estéril, perfuração e desmonte dos dois cenários	60
Tabela 8 - Planejamento das Ações para o Cenário com Novos Acessos.....	63
Tabela 9 - Planejamento das Ações para o Cenário Atual de acesso.....	64
Tabela 10 - Distribuição χ^2	79
Tabela 11 – Classificação Geomecânica – RMR (Adaptado de Bieniawski, 1989). .	80

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	14
1.1	JUSTIFICATIVA.....	15
1.2	OBJETIVO	16
1.3	METODOLOGIA	17
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	18
2.1	A FASE PLANNING.....	19
2.1.1	Dos Custos	20
2.2	TIPO DE CUSTOS.....	21
2.3	CONSIDERAÇÕES GEOMÉTRICAS	23
2.3.1	A Bancada (The Bench).....	24
2.3.2	Desenho das Estradas e Acessos	25
2.3.3	Compatibilidade do Porte de Equipamentos.....	27
2.4	PARÂMETROS TÉCNICOS RELACIONADOS AO TRANSPORTE	28
2.4.1	Disponibilidade mecânica.....	29
2.4.2	Eficiência	29
2.4.3	Ciclo de Transporte	30
2.5	PLANEJAMENTO E SEQUENCIAMENTO DE LAVRA	31
2.6	MÉTODOS DE INVESTIMENTO	32
2.6.1	Método do Valor Presente Líquido	33
2.6.2	Custo Anual Uniforme Equivalente - CAUE.....	34
2.6.3	Método da Taxa Interna de Retorno (Rate of Return)	35
2.6.1.1	Investimentos Sob Incerteza e Risco	36
2.7	ESTATÍSTICA E ANÁLISE DE DADOS.....	36
2.7.1	Distribuições de probabilidade Contínua	39
2.7.1.1	Distribuição uniforme	40
2.7.1.2	Distribuição Normal.....	41
2.7.1.3	Distribuições Gamma e Exponencial	41
2.7.1.4	Distribuição Lognormal	42
2.7.1.5	Distribuição Qui-quadrado (χ^2).....	43
2.7.2	Teste Goodness-of-fit	44
2.7.3	O Método de Monte Carlo.....	45
3	APRESENTAÇÃO DO LOCAL DA ÁREA DE ESTUDO	46
3.1	GEOLOGIA LOCAL	47
3.2	CONSIDERAÇÕES DA CONDIÇÃO GEOMECÂNICA DO MACIÇO	48
4	CONSTRUÇÃO DO CENÁRIO E TRATAMENTO DOS DADOS	51
4.1	EXPANSÃO DA CAVA E PROJEÇÃO DAS DISTÂNCIAS.....	52

4.1.1	Projeção das Distâncias Atuais (cenário atual)	53
4.1.2	Construção de Novos Acessos e Projeção das Distancias Planejadas (cenário simulado)	54
4.2	COLETA DOS TEMPOS DE CICLOS.....	56
4.2.1	Avaliação das Curvas de Distribuição e Teste Goodness Of Fit	57
4.3	DADOS ECONÔMICOS	59
5	RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	61
5.1	SIMULAÇÃO DOS INDICADORES E RESULTADOS.....	64
5.2	SIMULAÇÃO DOS CUSTOS TOTAIS	65
5.3	SIMULAÇÃO DO VALOR ATUAL EQUIVALENTE – VAE.....	68
5.3.1	Critérios de Decisão	69
6	CONCLUSÕES.....	73
	REFERÊNCIAS	75
	ANEXO A – DISTRIBUIÇÃO χ^2.....	79
	ANEXO B – PARÂMETROS GEOMECÂNICO χ^2.....	80
	ANEXO C – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 08	82
	ANEXO D – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 06	85
	ANEXO E – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 05	88
	ANEXO F – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 04.....	91

1 INTRODUÇÃO

O planejamento dos acessos-rampa e o correto dimensionamento da distância média de transporte (DMT) é fundamental para o sucesso das operações de transporte na lavra. É preciso desenvolver as dimensões dos acessos principais da mina como estradas, rampas e bermas, sempre respeitando as restrições de largura, desde o início da operação até o final da vida útil da jazida mineral.

Em operações a céu aberto exigem-se uma ou mais vias de acessos, dependendo da configuração do corpo mineral, para lavrar o minério até a profundidade do pit final. Em geral, há três considerações a serem tomadas na construção de uma estrada final, a saber: o grade (inclinação ou rampa), a largura e a locação.

Uma das formas de determinar o grade é a partir de gráficos de desempenho dos caminhões em função da performance como a velocidade e frenagem. Todavia, como consta em Richards, M. & West, S. (2003), o melhor grade está na faixa de 8 a 12%, que é a taxa normal permitida para resistência à rolagem, podendo esse intervalo ser um pouco mais suave em condições climáticas severas como neve e chuvas torrenciais.

A largura da estrada é determinada pelo tipo de transporte selecionado e condições da via, se mão única ou dupla. Em geral é projetada como sendo não inferior a 3 vezes a largura da unidade de transporte de maior porte. Este valor deve ser levemente acrescido nas curvas.

A locação da estrada final é talvez a tarefa mais difícil que deve ser determinada tão logo quanto possível, de modo a evitar construções temporárias. A estrada final irá delimitar o limite do banco em cada horizonte, com o progresso da lavra até atingir a profundidade final do pit. Por meio de métodos de tentativas e erros ou ferramentas computacionais, é possível determinar a posição ótima de locação da estrada. Uma estrada deve ser projetada num local que permita a remoção de material ao longo de uma curta e rápida rota no pit.

A escolha do layout de estrada impacta diretamente no valor da cava, já que nas rotas de acesso estão incorporados os custos associados ao transporte, sobretudo quando se carece de planejamento de longo prazo do projeto. A falta de informações sobre a

exata direção de avanço da cava dificulta a planejar as menores distâncias médias de transporte, elevando os custos.

Uma maneira clássica de se determinar o valor da cava é através do Valor Presente Líquido, que representa o capital atualizado a uma determinada taxa de juros, construído a partir das receitas e custos envolvidos no processo de produção. Ainda, ao valor da cava, pode-se atribuir um risco associado às incertezas que giram em torno do projeto relacionadas aos atributos geológicos (teor), operacionais (eficiência dos equipamentos, tempos de operação, escala de produção, etc.) e econômicos (preço do minério, custos de operação, demanda, etc).

Todos esses parâmetros podem ser interpretados à luz de sua variação estabelecendo-se distribuições de probabilidade para os mesmos, que alimentarão a análise dos fluxos de caixa para determinação do custo atual das alternativas de trajeto de forma probabilística estabelecendo-se o valor esperado do custo atual e sua variabilidade através de técnicas de simulação como a de Monte Carlo.

1.1 JUSTIFICATIVA

A constante busca pelo aumento da produtividade e redução de custos propicia e estimula o desenvolvimento de novos métodos que auxiliem a tomada de decisão no planejamento das operações de mineração.

Segundo Pinto (1999), a extração mineral a céu aberto é caracterizada por ser uma atividade de alto custo de investimento, na qual o processo de tomada de decisão possui uma elevada complexidade devido às características estocásticas do sistema. Novas tecnologias de avaliação de planejamento de lavra foram desenvolvidas a partir do advento da computação. Diversos softwares de planejamento de lavra, avaliação geoestatística de depósitos, algoritmos de otimização de cava, dimensionamento e alocação de frota facilitaram e melhoraram o desempenho dos processos na mineração.

Nas mineradoras de pequeno porte e pedreiras, é comum a ausência de ferramentas de análise em planejamento de lavra que auxiliem na locação de rampas e estradas.

A mina em questão está passando por um processo de expansão da cava e de modo a contribuir com ferramentas computacionais em planejamento de mina, se faz necessário avaliar o desenvolvimento da cava da configuração atual e propor outro modelo que satisfaça melhor a realidade de avanço da mina e que propicie menor custo atual equivalente.

1.2 OBJETIVO

- **Geral**

O objetivo da dissertação é encontrar uma configuração de rotas de acesso-rampa que proporcione a menor distância média de transporte e consequentemente possibilite ter reduções nos custos de transporte quantificando a probabilidade de sucesso do modelo proposto frente ao atual.

- **Objetivos Específicos**

- Modelar o corpo mineral;
- Calcular e combinar as alternativas de distâncias médias de transporte através de software e compará-las;
- Determinar as curvas de distribuição representativas dos tempos de ciclos por meio de testes estatísticos como o Goodness Of Fit e obter distribuição acumulada dos custos de transporte;
- Determinar a melhor alternativa para estabelecer o acesso final da cava expandida, utilizando-se a simulação de Monte Carlo como ferramenta para obtenção do valor mais provável.

1.3 METODOLOGIA

A primeira etapa realizada foi através de consultas bibliográficas sobre o assunto aqui tratado que serviram de instrumentos básicos para a condução deste trabalho. Na segunda envolveu a coleta de dados e seu devido tratamento, a modelagem do corpo mineral e traçado dos acessos por meio do software Datamine Studio 3.

Os dados compreendem os tempos de ciclos reais dos caminhões em cada trecho de acesso-rampa e seus respectivos comprimento, topografia, furos de sondagens e dados operacionais dos custos de transporte para se obter a custo horário unitário de cada veículo.

De posse dos ciclos reais de transporte e seus comprimentos calculou-se as respectivas velocidades que serviram para o cálculo dos ciclos dos novos acessos (Figura 01).

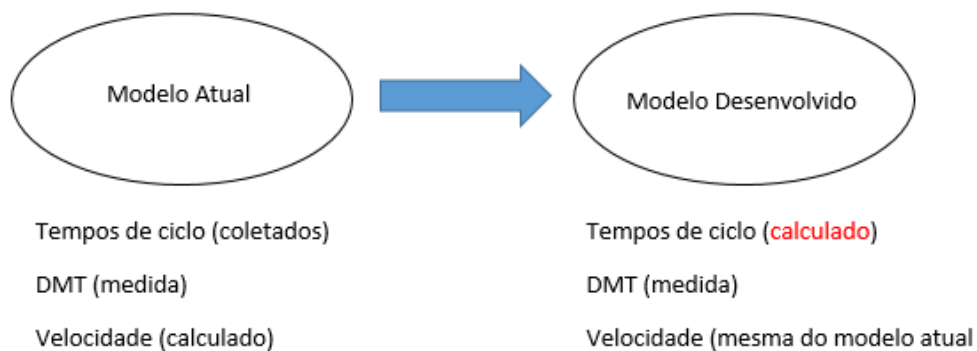


Figura 1 - Artifício adotado para obtenção dos ciclos no cenário desenvolvido

Por meio do teste Goodnesse Of Fit e utilizando o software Promodel, encontrar as curvas de distribuições padrão mais representativa para cada elemento de ciclo, que permitirá gerar uma nuvem dos custos de transporte e posteriormente a aplicar a técnica de Monte Carlo por meio do software Crystal Ball.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

O processo de extração mineral, desde a sua descoberta, lavra e disposição do produto para o mercado é muito dinâmico (Figura 02). Havendo mudanças positivas no mercado, pode haver com ela criação ou aumento de demanda pelo produto e com isso trazer novos investimento na fase de exploração para pesquisar novos depósitos. Devido ao aumento do preço ou mudanças na tecnologia a investigação por novas jazidas podem se tornar atrativas e então faz-se necessário uma avaliação minuciosa quanto a viabilidade técnica-econômica e consequentes rendimentos econômicos.

Segundo Lee, (1984) esta fase de projeto é denominada de fase de planejamento e sua conclusão será feita com base em relatórios de viabilidade técnica, quando será decido pela continuidade ou não do projeto. Sendo decidido pela continuidade, então a fase de implementação, investimento, ou construção será requisitada com o desenvolvimento da mina e construção de planta de beneficiamento. E, finalmente a fase de produção, fase em que ocorre a lavra propriamente dita e oferecimento do produto ao mercado.

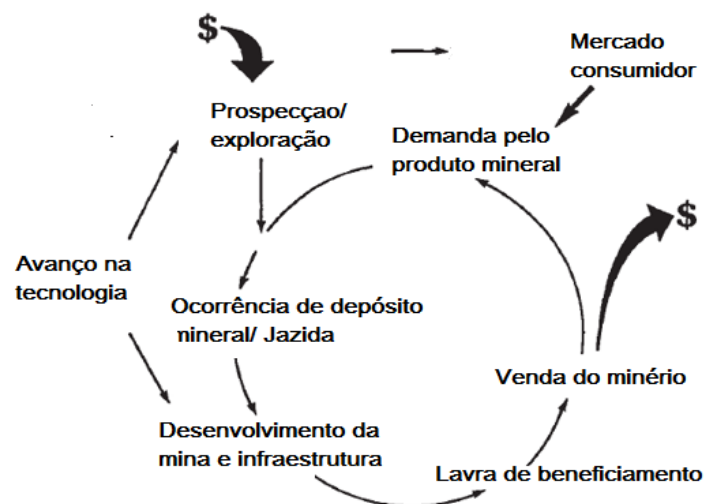


Figura 2 - Etapas típicas do processamento mineral. Fonte: Adaptado de (McKenzie, 1980).

A Figura 03 mostra a relação entre a influência na redução dos custos e a tomada de decisão em cada fase do projeto. Segundo os autores (Lee, apud Hustrulid e Kuchta, 2006) enfatiza que a fase de *Planning* proporciona as melhores possibilidades de minimizar o capital de investimento e os custos operacionais do projeto final e de

maximizar a operacionalidade e a lucratividade do empreendimento, ou seja, é a fase que tem mais influência nos custos de um projeto de mineração. Um dos trabalhos que envolvem esta fase e que tem impacto significativo na fase de produção é o traçado da mina como o planejamento das rotas de transporte.

À medida que se toma decisões, desde a fase de *Planning* até a fase de *Implementation*, o poder de influenciar os custos diminui.

As restas de custos com inclinações diversas e bastante íngremes, indicam sua grande variação e instabilidade, e que decisões mais corretas quanto ao projeto podem influenciar significativamente a redução do custo operacional na fase de planejamento. Por outro lado, na fase de *Implementation* as decisões já não influenciam tanto e torna-se praticamente nula na fase de produção.

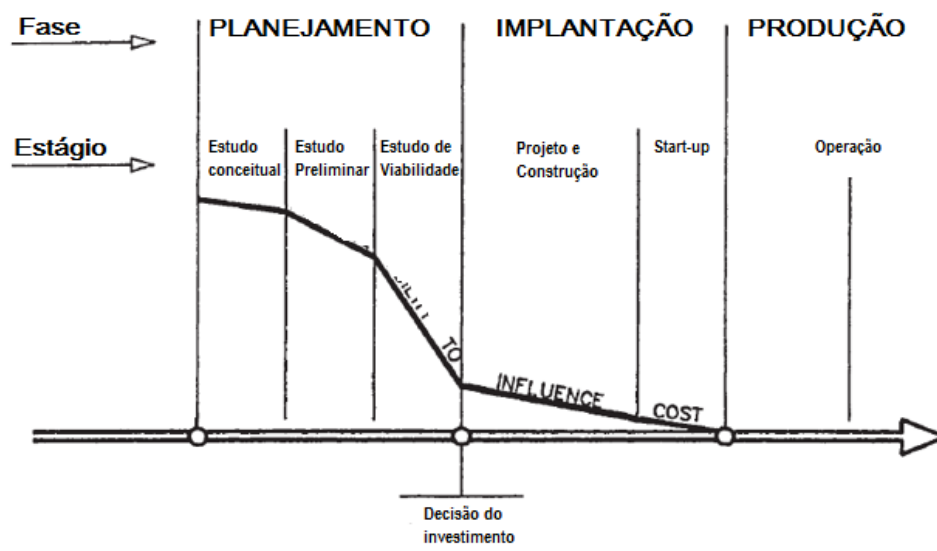


Figura 3 - Influência dos custos na fase de projeto. Fonte: (Lee, 1984).

2.1 A FASE PLANNING

De acordo com Lee (1984), a fase *Planning*, basicamente envolve três estágios de estudo, são eles:

- Conceitos Preliminares

Representa a transformação do projeto, por um ou dois engenheiros, a um amplo propósito econômico, por meio de consultas bibliográficas, estudos comparativos e técnicas da engenharia econômica para identificar o potencial do investimento

fazendo uso de taxas de juros aproximadas, através de série histórica dentro de um contexto em que vive a mineração.

- Estudo de Pré-viabilidade

Estudo apenas de cunho preliminar, em nível intermediário, normalmente não muito adequado para decisão de investimento, pois tem o objetivo apenas de identificar se justifica uma análise mais detalhada para o estudo de viabilidade e se há fatores críticos que possam influenciá-los.

- Estudo de Viabilidade

Técnica definitiva que leva em consideração as questões ambientais e econômicas para decidir quanto ao investimento. É um processo iterativo para otimizar todos os elementos críticos do projeto. Define a capacidade de produção, tecnologia empregada, os custos envolvidos, preço de venda, receitas e o retorno do investimento - Pay-back. Normalmente define o escopo de trabalho e serve como documento base para o avanço das etapas e fases subsequentes do projeto.

2.1.1 Dos Custos

Na engenharia de mineração os gastos estão relacionados a aquisições de equipamentos, desenho de cava (design), desenvolvimento e supervisão de projeto, estudo de mercado de compra de produto etc. e tem o objetivo de garantir o funcionamento da mina.

Os custos variam de forma considerável, dependendo do tamanho e natureza do projeto, do tipo de empreendimento a ser empregado, número de alternativas a ser investigado e demais fatores. Porém a ordem da magnitude da parte técnica dos custos, excluindo itens como furos de sondagem, beneficiamento licenciamento ambiental e outros que serve de apoio é expressado através de porcentagem do custo de capital do projeto:

- Estudo Preliminar:	0,1 a 03 %
- Estudo de pré-viabilidade	0,2 a 0,8 %
- Estudo de viabilidade	0,5 a 1,5 %

2.2 TIPO DE CUSTOS

Existe uma quantidade variada de tipos de custos que são considerados em projetos minerais e várias formas que eles podem ser reportados Pfeider & Weaton (1968).

Existem três categorias que são:

- Custo de Capital;
- Custo de operação;
- Custos gerais e de administração (G e A)

O custo de capital se refere ao investimento de aquisição para a mina e planta de beneficiamento. O custo operacional é relacionado a perfuração, desmonte, transporte etc. normalmente baseados em tonelada. E custo de administração e geral pode ser em função do ano e neste caso pode incluir:

- Supervisão da área e mina;
- Benefícios dos empregados;
- Pagamento com hora extra;
- Despesas com escritório da mina e administração;
- Levantamentos topográficos na mina;
- Bombeamento;
- Perfuração para pesquisa;
- Impostos sobre a folha de pagamento;
- Impostos;
- Segurança;
- Ensaios em laboratórios;
- Depreciação dos equipamentos;

Os custos podem ser fixo, que não dependem da produção, ou variável que dependem diretamente do nível de produção.

Informações de investimentos podem ser tomados como referência em outras minas, desde que as operações sejam similares. O *Canadian Mining Journal*, desde de 1986 publica informações referente a custos de operação das minas no Canadá. Nas Figuras 04 e 05 são discriminados alguns números que são das edições CMJ Mining Sourcebook 1986 e 2004 respectivamente.

9. Custo de produção em mineração a céu aberto (\$/ton)	
(a) Perfuração	0.053
(b) Desmonte	0.111
(c) Carregamento	0.221
(d) Transporte	0.210
(e) Britagem	incl
(f) Transporte para atender a mina	incl
(g) Bombeamento	0.024
(h) Manutenção	incl
(i) Supervisão	incl
(j) Energia	incl
(k) Outros	0.293
Total	\$1.123

Figura 4 - Informações de custos operacionais (\$) da Huckleberry Mine (CMJ, 2004).
Fonte: adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M.

9. Custo de produção em mineração a céu aberto (\$/ton)	
(a) Perfuração	0.05
(b) Desmonte	0.07
(c) Carregamento	0.13
(d) Transporte	0.14
(e) Britagem	0.21
(f) Transporte para atender a mina	0.11
(g) Bombeamento	0.06
(h) Manutenção	0.01
(i) Supervisão	0.10
(j) Energia	0.02
(k) Outros	0.02
Total	\$0.92

Figura 5 - Informação de custos operacionais (\$) da Mining Company Limited (CMJ, 196). Fonte: adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M.

Nota-se o impacto que o carregamento e transporte tem nas operações, e pode chegar até cerca de 39 % do custo total de operação.

2.3 CONSIDERAÇÕES GEOMÉTRICAS

Depósitos minerais explorados pela técnica de open pit variam consideravelmente em relação ao tamanho, forma, orientação e mergulho a baixo da superfície. A topografia, ou capeamento também varia desde grande espessura até superfícies mais rasas, quando a jazida é exposta ou aflorante. Portanto imagina-se que deve haver também uma série de geometrias baseada no traçado da mina e planejamento para cada uma dessas variações de formas do corpo mineral. A Figura 06 mostra um típico desenvolvimento de open pit dado uma geometria específica de depósito.

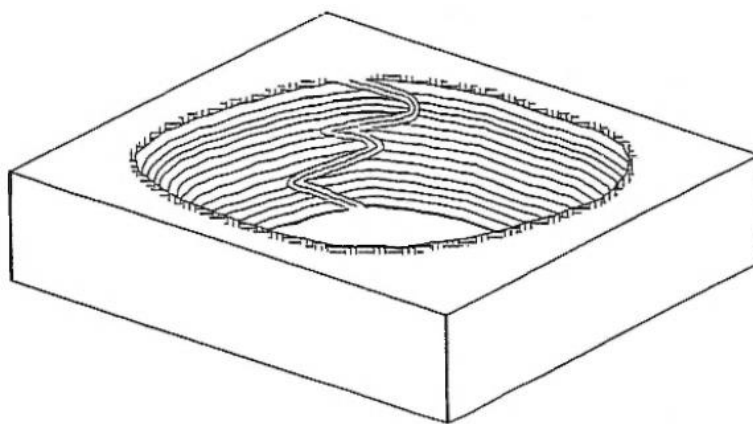


Figura 6 - Típico desenvolvimento de um open pit. Fonte: Adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M (1998).

Nota-se neste caso que o minério é lavrado de forma decrescente sob camadas horizontais de tamanhos constantes, denominada bancada. Nesta técnica a lavra começa do topo da bancada até o pé expondo uma grande área (praça) até recomençar um novo ciclo com o início de um rebaixo para acessar a próxima camada. O processo continua até uma certa profundidade e a delineação do pit final ser alcançado. A evolução desse design requer uma série de construções como bermas e rampas que darão acesso as diferentes bancadas nos mais variados níveis. A largura e grade dessas formas geométricas dependem unicamente do tipo e porte do equipamento que irá trafegar sobre essas superfícies.

Para que haja uma estabilidade nessa estrutura é preciso dispor de um elemento fundamental que é o ângulo de talude geral da cava, um importante parâmetro geométrico que não só estabiliza a cava e consequentemente dar segurança a

operação, como traz também impactos econômicos significativos. Essas duas variáveis devem estar concomitantemente aliadas.

De acordo com (HUSTRULID, W.; KUCHTA M, 2006) a abertura de um pit é altamente mecanizada e devido as partes mecânicas estarem intimamente associada com a geometria do espaço físico estas devem ser rigorosamente respeitadas para uma operação mais eficiente e serve tampo para os equipamentos de carga, transporte como para os conjuntos de perfuração.

Devido a extensa variedade nas formas geométricas e critérios envolvidos no desenvolvimento do open pit, será apresentado as principais, a título de conhecimento e entendimento do leitor.

2.3.1 A Bancada (The Bench)

É um dos elementos básicos na abertura de um pit e possui aspectos geométricos peculiar (Figura 07). Situa-se entre duas superfícies superior e inferior cuja altura é H . O ângulo que surge a partir da leve inclinação de uma das faces verticais é o ângulo de face da bancada α medido entre a horizontal. A parte mais superior é denominada crista enquanto que a inferior, pé da bancada.

O ângulo de face da bancada varia de forma considerável em função das características do maciço rochoso, orientação da face e desmonte. Todavia, na maioria das vezes esse ângulo encontra-se entre 55 e 80°. Segundo (Jimeno, 1995) esse ângulo pode ser tanto maior quanto for a resistência a compressão da rocha.

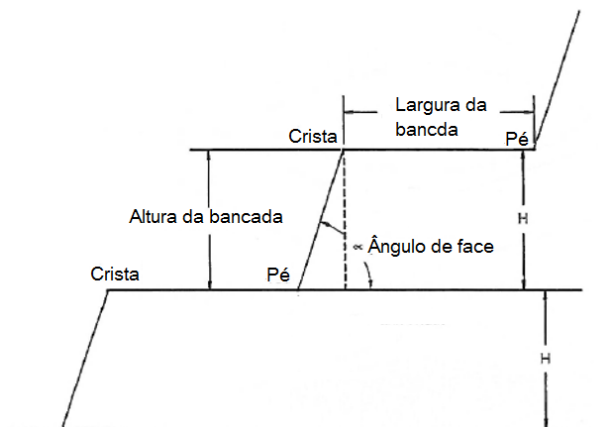


Figura 7 - Elementos de uma bancada. Fonte: Adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. (1998).

A largura da bancada (*bench width*) é a medida entre a crista e o pé da bancada imediatamente superior. A projeção da face da bancada em relação ao eixo horizontal é denominada de largura do banco (*bank width*).

A Figura 08-a mostra uma bancada em processo de lavra. A fatia de interesse a ser desmontada é chamada de corte da bancada (*cut*). Pode observar que existe uma região que delimita uma bancada em operação de lavra que é a dimensão W_b , distância entre a crista e o pé da bancada superior, após o corte (C). Após a retirada da fatia é necessário deixar um espaço de largura S_B (*catch bench*) que terá função de segurança como a coleta de material solto que desliza das bancadas superiores (Figura 08-b). A sua dimensão pode variar de acordo com o tamanho da bancada e operação, mas uma largura segura é da ordem de 2/3 da altura da bancada.

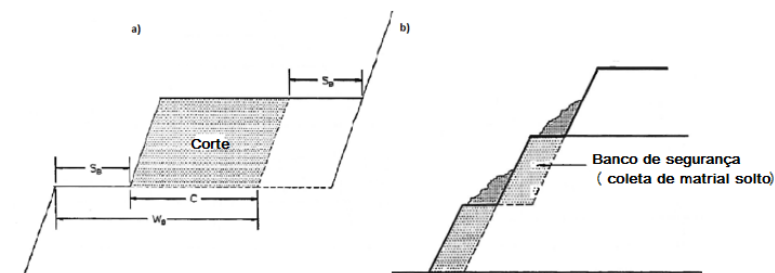


Figura 8 - Bancada em processo de lavra a). Catch bench de segurança b). Fonte: Fonte: Adaptado de HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. (1998).

2.3.2 Desenho das Estradas e Acessos

De acordo com os equipamentos que irão trafegar pelas estradas, condições especiais são necessárias para uma operação eficiente. Alguns itens devem ser considerados para construção e manutenção do pavimento, garantindo a segurança das pessoas e o menor custo de manutenção dos equipamentos. Pode-se observar alguns dos principais itens de construção de estradas para o tráfego de caminhões (Figura 09 e 10).

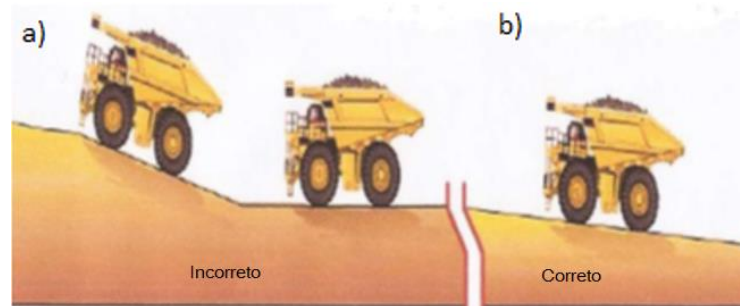


Figura 9 - Inclinação e manutenção de estrada. Fonte: Adaptado de Richards e West (2003).

Na Figura 8, podem-se observar as situações típicas de construção e manutenção de estradas. Na situação *b)*, foi respeitada a construção de rampa com inclinação em torno de 10%, ou seja, a cada 10 m percorridos na horizontal 1 m será percorrido na vertical, em toda a sua extensão. Na situação *a)*, a inclinação não foi respeitada, fato este decorrido de má construção ou falhas de manutenção da estrada.

Minas a céu aberto precisam de pelo menos uma estrada e algumas vezes de duas a depender da configuração do corpo do minério. Como regra geral a inclinação deve ser na faixa entre 8 a 12%. Em casos de condições climáticas muito severas (neve, chuva,) a tendência é de que se reduza esta inclinação. Caso essa inclinação não possa ser minimizada, deve preferencialmente ser a menor das inclinações máximas do conjunto de equipamentos que trafegaram por esta estrada.

A figura 9 mostra outros três itens que devem ser levados em consideração na elaboração de um projeto de abertura de vias e estradas numa mina: o respeito da relação entre as larguras da estrada e do caminhão em função do tipo de mão da via, importâncias das inclinações transversais para o dreno de água e presença de leiras de segurança.

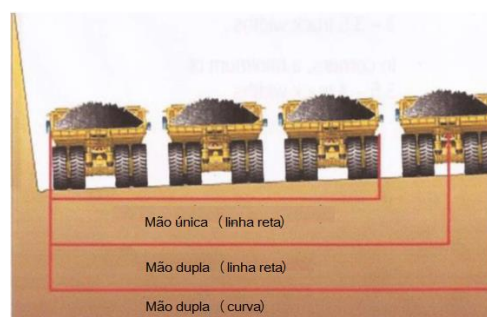


Figura 10 - Itens para operação com segurança. Fonte: Adaptado de Richards e West (2003).

Nota-se que caso a via seja de mão única deve-se ter no mínimo três vezes a largura do equipamento mais largo que trafegará por ela, tanto nas retas quanto nas curvas. Caso seja mão e contramão, deverá ter no mínimo três vezes e meia nas retas ou quatro vezes nas curvas a largura do equipamento mais largo que trafegar por ela. O segundo item são as canaletas de drenagem de água pluviais, que juntamente com uma inclinação mínima no sentido leira-canaleta, transversal à pista da estrada, garantam que as águas das chuvas sejam drenadas evitando um número excessivo de poças, lama, dificuldade de locomoção dos equipamentos e carreamento do material constituinte da pista e das encostas da estrada. O terceiro item são as leiras de segurança que constituem barreiras físicas na tentativa de se alertar/amortecer possíveis impactos dos equipamentos perto das regiões de crista de encostas, evitando assim acidentes mais graves. As leiras devem ser construídas com altura mínima correspondente à metade do diâmetro máximo do pneu que trafegar por esta estrada.

Outros itens para a construção de estradas e acessos devem ser considerados, tais como:

- a. A análise da capacidade de carga do substrato da seção transversal do pavimento;
- b. O raio mínimo das curvas;
- c. A sinalização;
- d. O tamanho mínimo das praças de carga;
- e. O planejamento e formação de equipe de manutenção das estradas, entre outros.

Uma característica muito importante para a correta operação conjugada dos equipamentos e que deve ser analisado em sua aquisição é a compatibilidade do porte dos equipamentos.

2.3.3 Compatibilidade do Porte de Equipamentos

Com a análise das requisições específicas para a operação dos equipamentos, de acordo com as condições estudadas e pré-estabelecidas no planejamento da lava,

ao se selecionar os equipamentos é de suma importância que também sejam analisados o porte destes equipamentos para que seja possível o trabalho em conjunto, da forma mais eficiente possível, evitando que alternativas impraticáveis sejam analisadas Gontijo (2009).

A compatibilidade entre os equipamentos segue, em muitos aspectos, a análise das dimensões físicas da área de lavra e as restrições de operação dos equipamentos. Dentre as principais características, pode-se ressaltar a altura da bancada condicionando o porte do equipamento e o tipo de carregamento a ser realizado.

Na Figura 11 pode-se observar uma série de equipamentos que fazem parte de minas a céu aberto, mas que não necessariamente estão presentes em todas as minas. Exemplificando, no nível mais baixo da cava, uma escavadeira de grande capacidade opera em conjunto com caminhões fora de estrada. No nível intermediário uma pá carregadeira também opera em conjunto com caminhão fora-de-estrada. Pode-se destacar a presença, nos níveis intermediário e superior, de equipamentos auxiliares de operação, onde são realizadas operações de perfuração e preenchimento de furos para o desmonte por explosivos. A presença de equipamentos auxiliares é muito importante para dar suporte às operações principais de uma mina.

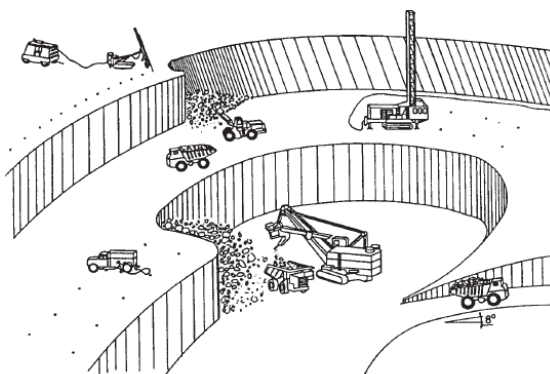


Figura 11 - Equipamentos de desmonte, carregamento e transporte. Fonte: Adaptado HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. (1998).

2.4 PARÂMETROS TÉCNICOS RELACIONADOS AO TRANSPORTE

Alguns aspectos são importantes para o cálculo de produtividade de equipamentos de transporte. Os mais importantes que devem ser levados em consideração segundo o manual da Caterpillar são: disponibilidade mecânica, eficiência de operação, habilidade do operador e ciclo de transporte.

2.4.1 Disponibilidade mecânica

Tempo em que a máquina está mecanicamente apta para trabalhar. Chamando de HP o total de horas programadas para o funcionamento do equipamento e de HM o total de horas em que o equipamento esteve em manutenção mecânica, a disponibilidade mecânica é dada pelo quociente:

$$\frac{HP-HM}{HP} \times 100\% \quad (1)$$

Onde:

DM = disponibilidade mecânica (%);

HP = horas programadas (h);

HM = horas paradas devido a manutenções (h)

2.4.2 Eficiência

Percentual das horas efetivamente trabalhadas em relação às horas programadas. Reduções na taxa eficiência podem ser relacionadas aos seguintes fatores:

- Características do material;
- Supervisão no trabalho;
- Espera no britador;
- Falta de caminhão;
- Maior ou menor habilidade do operador;
- Interrupções para limpeza da frente de lavra;
- Qualidade do desmonte de rochas;
- Capacidade da caçamba de máquina de carregamento;
- Pequenas interrupções devido a defeitos mecânicos, não computados na

Manutenção. A eficiência (E) pode ser expressa como sendo:

$$E = \frac{\text{min trab em 1 h}}{1 h} \times 100\% \quad (2)$$

Analisando a equação (2), pode-se concluir que, quanto mais minutos de trabalho efetivo de um equipamento forem trabalhados em uma hora, maior será sua eficiência, aproximando-se do máximo teórico de 100%. Devido a procedimentos de manutenção e deslocamento, é impossível se alcançar este máximo no que se refere aos equipamentos de carregamento e transporte. Segundo o Manual de Desempenho da Caterpillar (Edição 42, p. 206) a eficiência não deve ser menor do que 83 %, ou seja, a cada hora deve-se haver 50 min de trabalhos efetivos.

2.4.3 Ciclo de Transporte

As operações de uma mina são compostas de tarefas básicas que compõem um ciclo de operações. Em geral, tarefas como carregamento, transporte, descarregamento e retorno são repetidas continuamente. A contabilização do tempo necessário para a realização de cada tarefa faz com que o somatório dos tempos necessário para completar um ciclo seja chamado de “tempo de ciclo”.

Cada equipamento tem um ciclo básico a ser cumprido. A seguir são descritos alguns ciclos básicos de alguns equipamentos:

Carregadeiras: avanço até a frente, carga da caçamba, manobra, avança até o veículo, descarga, retorno vazio e manobra;

Escavadeiras: carga da caçamba, giro carregado, descarga e giro vazio;

Caminhões: tempo de carga da unidade, tempo de transporte carregado, tempo de manobra e descarga, tempo de retorno vazio, tempo de posicionamento para carga.

Conhecendo-se estes parâmetros a produtividade efetiva (P_{ef}) é dada por:

$$P_{ef} = \text{Ciclo/h} \times \text{capacidade (t)} \times \text{DM (\%)} \times \text{E(\%)} \times \text{Hab (\%)} \quad (3)$$

A distância de transporte está diretamente ligada ao tempo de ciclo por viagem dos caminhões que por consequência reflete a produtividade da frota e custos (Figura 12).

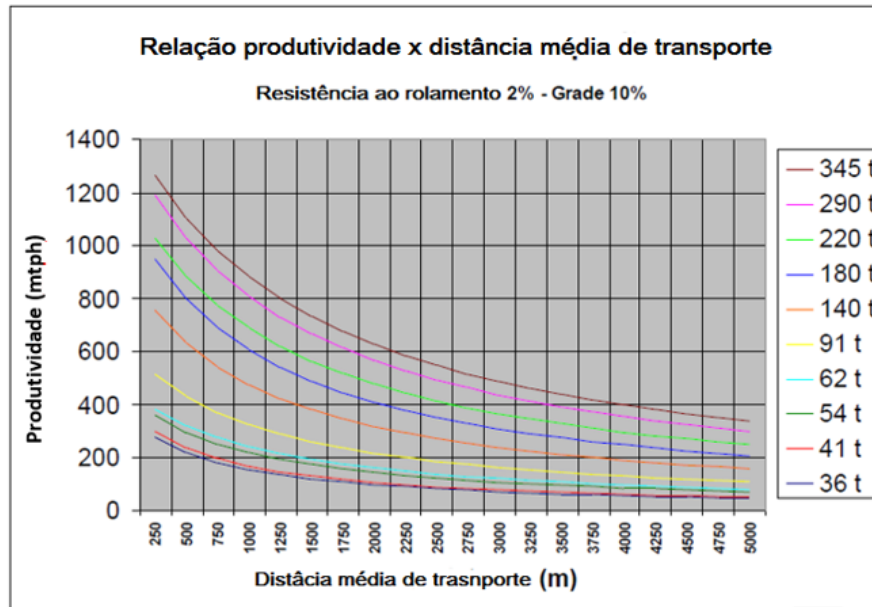


Figura 12 - Produtividade em função da distância. Fonte: ZIMMERMANN e KRUSE, 2006.

Percebe-se a relação direta entre essas variáveis: a produtividade é alta para distâncias menores e diminui com a distância em decorrência dos ciclos serem maiores em grandes distâncias

2.5 PLANEJAMENTO E SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

A mineração envolve a retirada do material de valor (minério) e o que não tem valor para o momento atual (estéril). No caso das pedreiras de agregados para construção civil deve-se construir uma cava e seu desenvolvimento depende de uma série de fatores econômicos, de segurança e geotécnicos como mercado, preço de minério, custo de estéril, REM (relação estéril-minério), ângulo de talude etc. A medida que se desenvolve novas frentes de lavra há também a remoção de uma quantidade significativa de estéril e por isso o sequenciamento da lavra deve ser de maneira que a descobertura seja atrasada o máximo possível com o objetivo de antecipar as receitas e retardar os custos com estéril para que se alcance um maior valor atual de projeto ou menor Valor Atual Equivalente.

O planejamento pode ser de curto, médio ou longo prazo e envolve uma série de operações mineiras, que são comumente conhecidas como operações unitárias, quais sejam: perfuração, desmonte, carregamento e transporte.

No curto prazo, são planejados os trabalhos diários, semanais e mensais para garantir o plano de produção nos turnos e serve como principal meio de comunicação para se estabelecer as melhores alternativas. Nessa programação, os trabalhos devem ser projetados para que a mina não pare de funcionar, ou seja, deve-se planejar o número de funcionários e equipamentos (perfuratrizes, caminhão, escavadeiras, pá carregadeira etc.), as horas de paradas para almoço, descanso e paradas para manutenção destes equipamentos, preparação da bancada, número de fogos e nível de produção. São operações planejadas rotineiramente para garantir segurança e mais qualidade aos trabalhos.

O planejamento de longo prazo tem um formato de sucessivos planos anuais, além do ano corrente para mostrar a continuidade da sequência de lavra. São consideradas visões mais estratégicas como oscilações da economia local, mudança na taxa de produção, análise do orçamento, infraestrutura de mina e previsão de aquisição de novos equipamentos e análise do fluxo de caixa. Em virtude de as incertezas aumentarem com o avanço no tempo, as informações apresentadas são mais sensíveis às tomadas de decisão no projeto.

2.6 MÉTODOS DE INVESTIMENTO

As análises de investimento em projetos de mineração dispõem de uma ou mais ferramentas de engenharia econômica, formuladas para resolver os problemas ou produzir os resultados esperados. Na engenharia econômica, cada alternativa tem estimativas de fluxo de caixa referentes ao investimento inicial, receitas e/ou custos ao longo da vida útil e, sistematicamente, o valor recuperado ao fim de um determinado prazo esperado.

As técnicas de avaliação econômica são utilizadas para converter os dados estimados para um projeto em indicadores econômicos que permitam avaliar sua rentabilidade, seu risco e a comparação com outras alternativas de investimento Ferreira, G. E e Andrade, J. G (2010).

Os métodos para avaliar uma ou mais alternativa de projeto e que podem ser economicamente avaliados, variam desde o “bom senso” até os mais sofisticados modelos matemáticos, se forem aplicados corretamente. Três deles se destacam por

serem exatos e equivalentes. São eles: Método do valor presente (VP), Método das séries equivalentes conhecido como Valor Anual Uniforme (VAUE) ou Custo Anual Uniforme (CAUE) e o Método da Taxa Interna de Retorno (TIR).

Antes de entrarmos no método propriamente dito, faz-se necessário introduzir alguns conceitos básicos que envolve a engenharia econômica. O Fluxo de caixa é um diagrama usado para representar as entradas (receitas e rendimentos) e saídas (despesas e custos) de capital ao longo de um período, na maioria das vezes, anual. É muito comum serem representados com setas para cima e para baixo representando as entradas (+) e saídas (-) do dinheiro, respectivamente (Figura 13). Assim que as estimativas das entradas e saídas forem feitas, o fluxo de caixa líquido poderá ser determinado por Blank, L. T e Tarquin, A. J (2012).

$$\text{Fluxo de caixa líquido} = \text{entrada (receitas)} - \text{saída (custos + despesas)} \quad (4)$$

Os métodos citados podem ser baseados em fluxo de caixa não descontado (sem levar consideração a atualização de capital no tempo) ou descontados (leva em consideração o fator tempo atrelado a uma taxa de juros específica). Nesse estudo, levará em consideração o fluxo de caixa descontado.

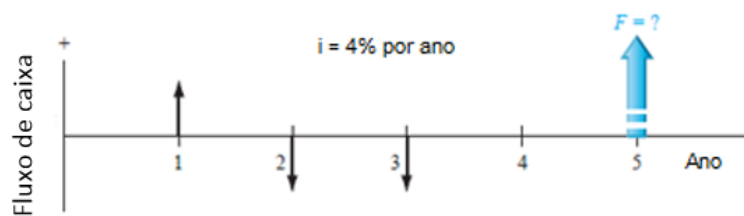


Figura 13 - Esquema típico de um fluxo de caixa. Fonte: BLANK, L. T.; TARQUIN, A. J. (2012).

2.6.1 Método do Valor Presente Líquido

O Método do Valor Presente Líquido, muitas vezes denominado de Valor Atual Líquido ou Valor Presente, baseia-se em converter cada fluxo de caixa líquido em um valor equivalente no momento atual, ou seja, no tempo zero, à taxa mínima de atratividade (TMA) dado por:

$$VP = \sum_{t=0}^{t=n} \frac{FC}{(1+i)^t} \quad (5)$$

Onde:

t é um ponto no tempo, geralmente um ano;

n é a vida total do projeto, normalmente em anos;

i é a taxa de desconto atribuída como sendo atrativa ao projeto;

FC é o fluxo de caixa em cada ponto no tempo

O VP representa, portanto, a soma do valor atual de cada fluxo de caixa da oportunidade de investimento, distribuído ao longo da vida útil do projeto. Desta forma, o VP mede a diferença entre os fluxos de caixa positivos e os investimentos (fluxos de caixa negativos), todos descontados a uma determinada taxa e espera-se que se o valor presente for positivo, a proposta de investimento é atrativa, e quanto maior o valor positivo, mais atrativa é a proposta.

2.6.2 Custo Anual Uniforme Equivalente - CAUE

O Custo Anual Uniforme Equivalente (CAUE) consiste em converter os diversos valores dos fluxos de caixa anuais em uma série uniforme equivalente, referente ao mesmo período de tempo, isto é, a vida útil do empreendimento. O CAUE é obtido mediante a aplicação de uma taxa de desconto representativa do custo de capital, também conhecida como taxa de atratividade, que servirá de base para o cálculo das séries de valores equivalentes de cada fluxo de caixa anual. A figura 14 apresenta um fluxo de caixa típico representando a conversão de valores anuais variados em uma série de valores constantes CAUE.

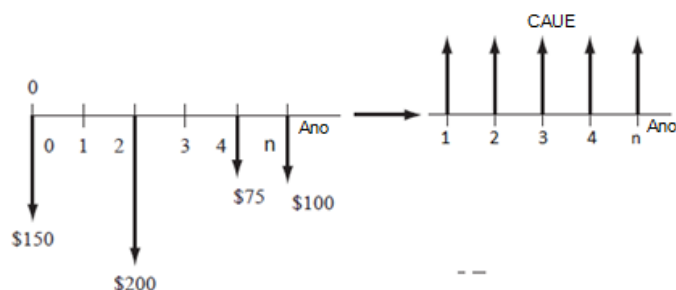


Figura 14 - Representação de uma série de valor anual uniforme (VA). Fonte: Adaptado de BLANK, L. T.; TARQUIN, A. J. (2012).

Há várias maneiras de se obter o CAUE, uma delas é através do VP referente ao projeto e o fator de correção de capital (FRC) ou A/P. A outra maneira é através do fator fundo de amortização A/F por meio do valor futuro F, dados pela fórmula:

$$VA = VP(A/P; i; n) = VF(A/F; i; n) \quad (6)$$

Onde o termo em parêntese é uma notação padrão para indicar um fator aplicado a uma taxa i ao longo de n período. Segundo BLANK, L. T.; TARQUIN, A. J. (2012) este método leva vantagem em relação ao VP e taxa interna de retorno, uma vez que o CAUE é um valor uniforme equivalente de todos os recebimentos e desembolsos estimados ao longo da vida útil do projeto.

Algumas considerações podem ser verificadas, quais sejam:

- i) se o valor uniforme distribuído (CAUE) for maior que zero, o empreendimento será considerado viável do ponto de vista econômico (a uma dada TMA-taxa mínima de atratividade);
- ii) o empreendimento que possuir maior lucro uniforme distribuído (PMT) e positivo deverá ser o escolhido do ponto de vista econômico. Ou no caso de estarmos avaliando só custos e investimentos, o empreendimento que possuir menor custo uniforme distribuído (PMT) e menor valor negativo deverá ser o escolhido do ponto de vista econômico;
- iii) para investimentos que possuem repetitividade o horizonte comum já fica implícito, ou seja, para empreendimentos com tempos diferentes não é necessário encontrar o horizonte comum.

2.6.3 Método da Taxa Interna de Retorno (Rate of Return)

O método da Taxa Interna de Retorno (TIR) utiliza a taxa i como critério de decisão. De maneira bem simples, pode-se afirmar que a TIR é a taxa que zera o valor presente de um fluxo de caixa de um certo investimento e é comparada com a TMA de projeto.

Se:

- $TIR > TMA \rightarrow$ o empreendimento será considerado viável do ponto de vista econômico e quanto maior a TIR mais atrativo será o projeto.
- $TIR < TMA \rightarrow$ o projeto deixa de ser interessante do ponto de vista econômico.

2.6.1.1 Investimentos Sob Incerteza e Risco

Considerando o fluxo de caixa ilustrado na Figura 12, seus resultados em cada ano são baseados nos resultados das composições das receitas, despesas, manutenção, mão-de-obra, matéria-prima, energia, imposto, dados técnicos etc. previstos em cada data ao longo da vida útil do projeto. Os métodos da engenharia econômica descritos para avaliar a viabilidade econômica muitas vezes são feitos de forma determinística, sem considerar a variação que cada variável pode sofrer. Mas na realidade existem oscilações que afetam as variáveis de projeto que devem ser consideradas para que as decisões sejam as melhores possíveis.

Segundo Oliveira, J. A. N, (1982) se essas variáveis estão sujeitas a uma curva de distribuição conhecida por meio de vivência prática, uso da estatística ou que pode ser calculada com algum grau de precisão diz-se que existe risco associado. Por outro lado, se a distribuição não pode ser avaliada e determinada, há incerteza. Em outras palavras, a incerteza envolve situações de ocorrência não repetitivas ou pouco comum na prática, cujas distribuições de probabilidade não podem ser determinadas.

O uso da simulação é muito útil na avaliação de investimentos sob risco uma vez que permite verificar o grau de variabilidade do indicador econômico e incluir o valor mais provável segundo a distribuição de probabilidade. Então fica fácil de avaliar quais são as chances de insucesso do projeto.

Entre as técnicas mais utilizadas de simulação do fluxo de caixa é através do método de Monte Carlo que será feito uma breve abordagem mais adiante.

2.7 ESTATÍSTICA E ANÁLISE DE DADOS

Na indústria Americana, no início dos anos 80 houve uma grande preocupação com a melhoria da qualidade dos dados. Muito havia dito e publicado sobre o “milagre da indústria” Japonesa que começou no século XX. Eles foram capazes de ter sucesso onde os EUA e outros países não tiveram, criando um ambiente que permitisse a produção de alta qualidade de seus produtos. Muitos desses sucessos foram possíveis graças a aplicação da estatística.

O uso dos métodos estatísticos na indústria, seja ela farmacêutica, mineral ou construção civil etc., depende das informações que são transmitidas através dos

dados que devem ser tratados e armazenados para análises. Se as informações dizem respeito às medidas de localização central, variabilidade e natureza geral da distribuição das observações na amostra, estaremos no campo da estatística descritiva, que muitas vezes são acompanhadas por gráficos que mostram a "cara" da natureza da amostra. Mas se o interesse, também, for pela influência da dispersão dos valores, baseados na incerteza e conceitos probabilísticos estaremos dentro da inferência estatística.

Conforme consta em Deutsch, e Rossi (2014) a inferência será atendida se a amostra for considerada representativa e nesse caso as conclusões sobre a população de onde advém os dados poderão ser inferidas. A inferência jamais será absolutamente certa, mas se baseia em probabilidade de ocorrência.

A estatística descritiva é a parte da estatística que descreve ou analisa os dados na amostra sem inferir sobre a população. Embora nesse estudo nos interessa mais a inferência estatística, faremos uso também da estatística descritiva como histogramas, muito importantes na verificação do tipo de distribuição de probabilidade.

Aqui nos interessa não apenas um valor da variável, mais uma gama de possibilidades possíveis. Segundo LAW e KELTON (2000), as variáveis podem assumir conteúdos determinísticos, quando as variáveis de entrada assumem valores exatos e os resultados (saída) são sempre iguais, independentemente do número de replicações. No modelo estocástico, as variáveis de entrada assumem diversos valores dentro de uma distribuição de probabilidade a ser definida pelo modelador e os resultados gerados pelos modelos estocásticos são diferentes a cada replicação, em função da natureza aleatória das variáveis que dão entrada no modelo (Figura 15).

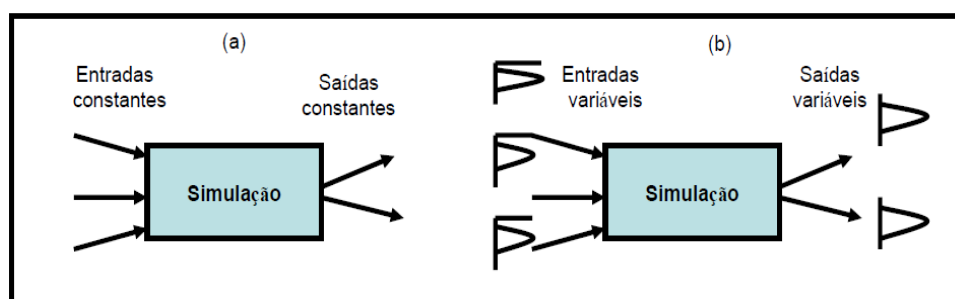


Figura 15 - Simulação Determinística (a). Estocástica (b). Fonte: DUARTE (2003).

Uma variável aleatória X é uma função que associa um número real x a cada elemento do espaço amostral S . A variável aleatória é discreta quando o conjunto de possibilidades equiprováveis de um evento ocorrer é finito ou contável. Se considerarmos uma situação em que o objetivo é coletar os ciclos de caminhões em operação, nota-se que os intervalos de tempo possíveis seriam infinitos e neste caso a variável considerada contínua. De acordo com WALPOLE R.E, et al. (2012); se para uma variável aleatória X há um número infinito de possibilidade de ocorrência de um evento vir a ocorrer, então ela é considerada variável aleatória contínua.

Na maioria dos problemas práticos, as variáveis aleatórias contínuas representam dados medidos como comprimentos, massa, temperaturas, distância ou ciclos, enquanto que variáveis aleatórias discretas representam dados de contagem, como o número de defeitos em uma amostra de k itens ou a número de acidentes rodoviários por ano em um determinado rodovia.

As variáveis aleatórias contínuas possuem probabilidade zero de assumir exatamente algum valor. Por isso as probabilidades de ocorrência de um dado evento estão sempre relacionadas a intervalos e não a valores pontuais da variável aleatória contínua. A probabilidade de ocorrência da variável aleatória X é representada por uma função $f(X)$ denominada de função de densidade de probabilidade (pdf) da variável X (Figura 16). A probabilidade de X assumir um valor entre a e b $P(a < X < b)$ é representada pela área sombreada sob a curva e entre os respectivos intervalos da abscissa, dada pela integral:

$$P(a < X < b) = \int_a^b f(x)dx. \quad (7)$$

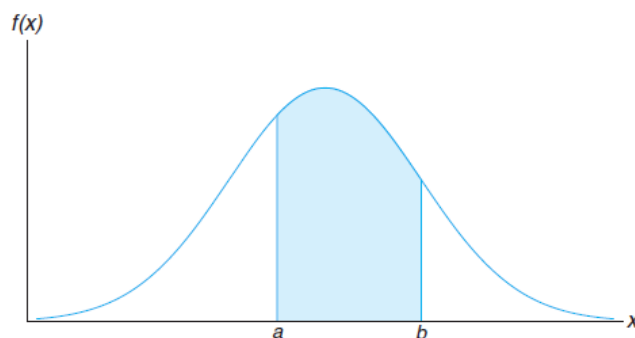


Figura 16 - $P(a < X < b)$. Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).

Há muitos problemas quando se deseja calcular a probabilidade de o valor observado de uma variável aleatória X ser menor ou igual a algum valor real. Para isso introduziremos a função $F(X)$, como sendo função de distribuição cumulativa (cdf) da variável aleatória X , sendo:

$$P(X \leq x) = \int_{-\infty}^x f(t)dt. \quad (8)$$

Sabendo que a pdf é a derivada (se existir!) da cdf e aplicando o teorema fundamental do cálculo podemos rescrever (7) como sendo:

$$P(a < X < b) = F(b) - F(a) \quad (9)$$

A figura 17 mostra uma função típica cdf representando a porosidade da rocha para 2993 registros.

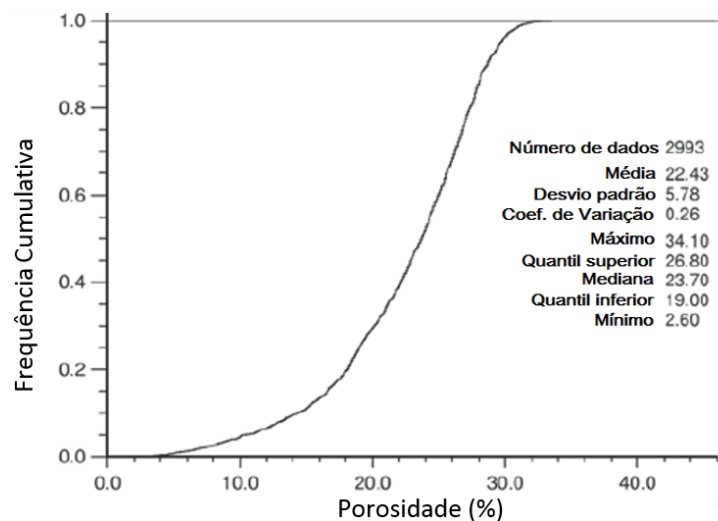


Figura 17 - Função de distribuição cumulativa para porosidade em testemunho.
Fonte: Deutsch, C. V e Rossi M. E 2014.

2.7.1 Distribuições de probabilidade Contínua

Em projetos de simulação estocástica, é necessária uma base de dados que se encaixe ao sistema real. Algumas informações não podem ser simplificadas como um simples parâmetro, necessitando de uma distribuição matemática. Distribuições de probabilidade padrão são usualmente percebidas pelo formato produzido por suas funções densidade de probabilidade. A curva em forma de sino, por exemplo, é uma figura tipicamente associada a uma distribuição normal.

Diversas distribuições contínuas de probabilidade são frequentemente usadas na simulação. Isso inclui as distribuições exponenciais, gama, normal, uniforme, weibull, triangular, lognormal, earlang e beta. Compreender as características principais e usos típicos dessas distribuições pode ajudar quem modela a reconhecer a distribuição representativa para os dados empíricos e sugerir distribuições. As distribuições mais comuns e alguns de seus usos típicos são definidos a seguir.

2.7.1.1 Distribuição uniforme

Uma das distribuições contínuas mais simples é a uniforme, conhecida também como distribuição retangular. Esta distribuição é caracterizada por uma função de densidade descrita por uma linha horizontal em relação ao eixo x, e assim a probabilidade é constante em um intervalo fechado, digamos [a, b] (Figura 18). A função densidade, média (μ) e variância (σ^2) são dadas, pelas equações, nesta ordem:

$$f(x, a, b) = \begin{cases} \frac{1}{b-a}, & a \leq X \leq b \\ 0, & \text{Fora do intervalo} \end{cases} \quad (10)$$

$$\mu = \frac{a+b}{2} \quad \sigma^2 = \frac{(b-a)^2}{12} \quad (11)$$

As aplicações dessa distribuição não são tão abundantes quanto as outras que veremos mais adiante.

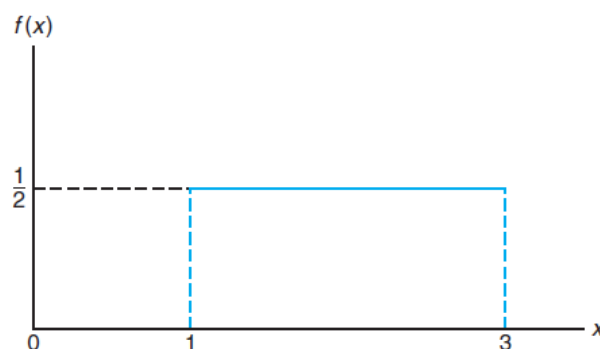


Figura 18 - Função densidade (distribuição uniforme). Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).

2.7.1.2 Distribuição Normal

A distribuição de probabilidade contínua mais importante em todo o campo da estatística é a distribuição normal cujo gráfico possui a curva em forma de sino (Figura 19). Esta distribuição representa aproximadamente muitos fenômenos que ocorrem na natureza, na indústria e na pesquisa. As medidas feitas por um instrumento qualquer, geralmente podem ser assumidas como sendo normalmente distribuídas, Bowker e Lieberman, (2010). Por exemplo, medições físicas em áreas como experimentos meteorológicos, estudos de precipitação e medições de peças fabricadas são muitas vezes mais do que explicadas adequadamente com uma distribuição normal. Além disso, os erros nas medições científicas são extremamente bem aproximados por uma distribuição normal. Em 1733, Abraham DeMoivre desenvolveu a equação matemática da curva normal que forneceu uma base através da qual se fundamenta grande parte da teoria da estatística descritiva. A distribuição normal também é conhecida como distribuição gaussiana, em homenagem a Karl Friedrich Gauss (1777-1855), que também alegou ter usado a equação desde 1809 que foi rigorosamente explicada no estudo de erros em 1809.

Segundo Deutsch, C. V e Rossi M., (2014) a distribuição de probabilidade normal é completamente determinada pela média μ e variância σ^2 . A função densidade de probabilidade, média por e o desvio padrão são dadas pela equação, nesta ordem:

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi\sigma^2}} e^{-\frac{(x-\mu)^2}{2\sigma^2}} \quad \mu = \bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n X_i}{n} \quad \sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}{n}} \quad (12)$$

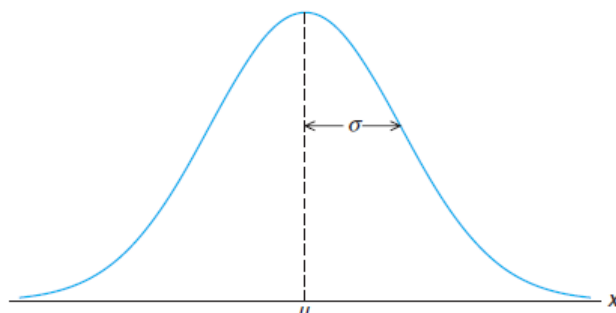


Figura 19 - Distribuição Normal. Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).

2.7.1.3 Distribuições Gamma e Exponencial

A distribuição exponencial é um caso especial da distribuição gama como parâmetro, (Figura 20). Ambas possuem grandes aplicações como sistemas onde ocorrem filas,

para representar o tempo entre as ocorrências aleatórias, ou tempo para completar uma tarefa Walpole R.E, et al (2012).

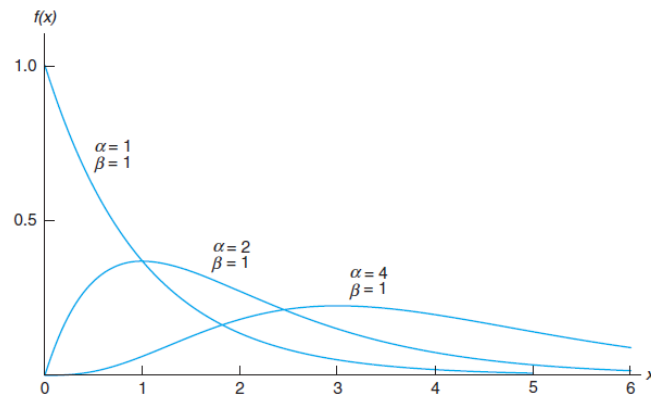


Figura 20 - Distribuição Gamma ($\alpha \neq 1$ e Exponencial ($\alpha \neq 1$). Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).

- Para a distribuição Gamma a função densidade, média e variância é dada, nesta ordem por:

$$f(x) = \frac{x^{\alpha-1}}{\beta^{\alpha}\Gamma(\alpha)} e^{-\frac{x}{\beta}} \quad \text{para } x \geq 0; 0 \text{ para os demais valores} \quad (13)$$

$$\mu = \alpha\beta; \quad \sigma^2 = \alpha\beta^2 \quad (14)$$

- Para a distribuição Exponencial a função densidade, média e variância são dados, nesta ordem por:

$$f(x) = \frac{1}{\beta} e^{-\frac{x}{\beta}} \quad \text{para } x \geq 0; 0 \text{ para os demais valores} \quad (15)$$

$$\mu = \beta; \quad \sigma^2 = \beta^2 \quad (16)$$

2.7.1.4 Distribuição Lognormal

A distribuição lognormal é utilizada para uma grande variedade de aplicações. A distribuição aplica-se nos casos em que uma transformação logarítmica natural resulta numa distribuição normal. Uma variável aleatória contínua X tem uma distribuição lognormal se a variável aleatória $Y = \ln(X)$ tiver uma distribuição normal com média μ e desvio padrão σ . Um gráfico típico da distribuição lognormal é visto na Figura 21.

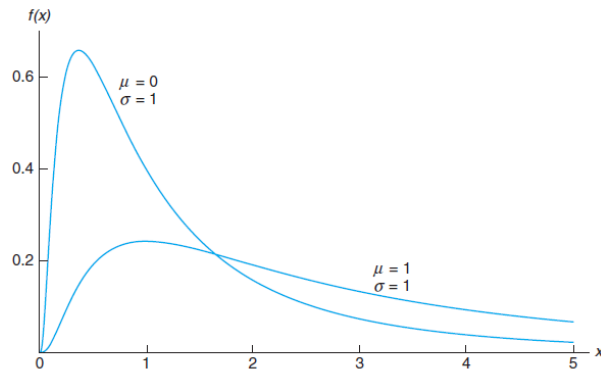


Figura 21 - Distribuição Lognormal. Fonte: WALPOLE R.E, et al. (2012).

A função de densidade resultante de X , média e variância são dados, nesta ordem por:

$$f(x, \mu, \sigma) = \begin{cases} \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma x} e^{-\frac{1}{2\sigma^2}[\ln(x)-\mu]^2}, & x \geq 0 \\ 0, & x < 0 \end{cases} \quad (17)$$

$$\mu = \mu e^{\frac{\sigma^2}{2}}; \quad \sigma^2 = e^{2\mu+\sigma^2}(e^{\sigma^2} - 1) \quad (18)$$

2.7.1.5 Distribuição Qui-quadrado (χ^2)

Outro caso especial muito importante da distribuição gama é obtido quando fazemos $\alpha = \frac{v}{2}$ e $\beta = 2$, onde v é um número inteiro positivo (Figura 22). O resultado é conhecido como distribuição de qui-quadrado. Esta distribuição possui um único parâmetro, v , chamado graus de liberdade. Uma das grandes utilidades da distribuição χ^2 é nos teste de aderência de dados numéricos ou nominais Davis (2002).

Se uma variável aleatória contínua X tem uma distribuição de qui-quadrado, com v graus de liberdade, a sua função de densidade, média e variância Walpole R.E, et al. (2012) são dadas por:

$$f(x, v) = \begin{cases} \frac{1}{2^{\frac{v}{2}}\Gamma(\frac{v}{2})} x^{\frac{v}{2}-1} e^{-\frac{x}{2}}, & x \geq 0 \\ 0, & x < 0 \end{cases} \quad (19)$$

$$\mu = v; \quad \sigma^2 = 2v \quad (20)$$

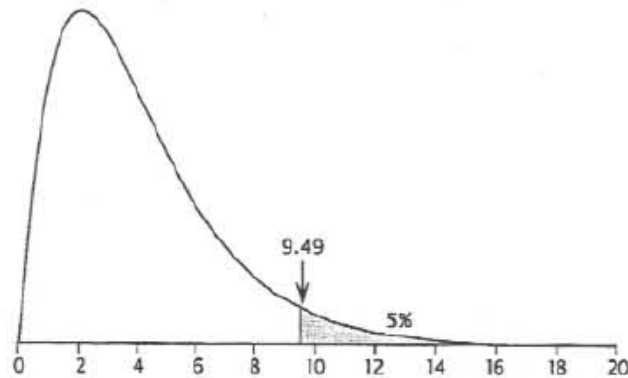


Figura 22 - Distribuição de χ^2 , mostrando a zona crítica com nível de significância (α)=5 %. Fonte: DAVIS, 2002.

2.7.2 Teste Goodness-of-fit

O primeiro passo para analisar dados a fim de determinar sua distribuição, é na maioria das vezes, a construção de um histograma de frequência relativas. O formato desse gráfico pode mostrar de modo imediato que uma ou mais distribuições parecem se ajustar aos dados. Testes estatísticos podem ser feitos manualmente ou por softwares para verificar qual distribuição melhor se ajusta aos dados, Maranhão, R. J. L. (1983). Segundo Davis (2002), a frequência de distribuição de uma amostra pode ser comparada com distribuições de probabilidades padrão, desde que os critérios de hipótese sejam satisfeitos. Entre os testes de aderência mais conhecidos é o goodness-of-fit.

O Teste goodness of fit provavelmente seja o mais conhecido e praticado e utiliza a distribuição de χ^2 , cuja tabela pode ser visto no Anexo A. É baseado em verificar no quão próximo os dados observados de uma distribuição empírica estão dos dados esperados, de uma distribuição hipotética Walpole R.E, et al. (2012).

O objetivo é calcular χ^2_{calc} baseando-se nas frequências observadas e esperadas. Para isto, utiliza-se a fórmula:

$$\chi^2_{calc} = \sum_i \frac{(O_i - E_i)^2}{E_i} \quad (21)$$

Onde O_i e E_i representam as frequências observadas e esperadas para a i -ésima posição de classe e χ^2_{calc} , o valor da variável aleatória cuja distribuição dos resultados é a mais próxima possível da distribuição de chi-quadrado com $v = k-1$ graus de liberdade. Se as frequências observadas forem muito próximas das frequências

esperadas, o valor de χ^2_{calc} , será pequeno, indicando um bom ajuste. Por outro lado se os valores envolvidos das frequências observadas forem muito distante um do outro, χ^2_{calc} será grande e o ajuste considerado pobre. Enquanto que um bom ajuste leva a aceitação da hipótese, um ajuste pobre leva à sua rejeição. A rejeição do teste corresponde a região da cauda direita da distribuição do qui-quadrado. Com o auxílio da tabela, que constam a significância igual a α , e grau de liberdade ($v = k - 1$), encontra-se o valor crítico χ^2_{tab} , e então se $\chi^2_{calc} > \chi^2_{tab}$ constitui a região crítica. Por tanto, pelo teste de Goodness-of-fit uma determinada distribuição de probabilidade pode ser representada por outra empírica se:

$$\chi^2_{calc} < \chi^2_{tab}$$

O teste KS envolve a comparação da função distribuição ajustada com a função distribuição empírica dos dados. Este teste é mais útil para avaliar distribuições contínuas, pois não requer agrupamento de dados em intervalos discretos. O uso deste teste com distribuição discreta, por outro lado, tem sido limitado pela necessidade de cálculos complexos dos valores críticos.

2.7.3 O Método de Monte Carlo

A aplicação do método de Monte Carlo em simulações estocásticas é muito comum na ciência moderna. É o processo de simular, por meio de números randômicos, diversos cenários baseados em probabilidade específicas, desde que as variáveis sejam independentes uma da outra. Um número randômico é um número em uma sequência de números cuja probabilidade de ocorrência é a mesma de qualquer número da sequência e podem ser obtidos manualmente, em tabelas ou por métodos computacionais.

Law, A. M. e Kelton, W. D, (2000) definem a simulação de Monte Carlo como sendo um esquema que utiliza números aleatórios entre (0,1) de variáveis aleatórias, para resolver determinados problemas estocásticos ou determinísticos onde a passagem do tempo não tem influência substantiva no processo. Assim, as simulações de Monte Carlo são geralmente estáticas e não dinâmicas. O nome "Monte Carlo" foi originado na 2ª guerra mundial, quando esta abordagem foi aplicada em problemas relacionados no desenvolvimento da bomba atômica. A associação dos números

randômicos com os respectivos valores é feita tradicionalmente por meio da função inversa da função de distribuição cumulativa (cdf):

$$y = F^{-1}(x) \quad (22)$$

A cdf $F(x)$ e sua inversa $F^{-1}(x)$ serão definidas para as variáveis aleatórias contínuas. Um número grande de realizações das gerações dos números randômicos é requerido, isto é $y^{(l)} = F^{-1}(p^{(l)})$, $l = 1, \dots, L$, onde L é o número da última realização e $(p^{(l)})$, $l = 1, \dots, L$, o conjunto dos números gerados aleatoriamente. Como muitas repetições devem ser feitas, o uso de computadores e softwares são de grande ajuda para este fim, a exemplo do Crystal Ball.

Para aplicação o método Efron (1982) and Efron and Tibshirani (1993) desenvolveram uma metodologia que consiste basicamente em três passos e embora seja bastante simples é de grande utilidade para avaliar o risco. Os passos são:

- 1) Simular os valores partir da curva de distribuição e valore aleatórios;
- 2) Calcular o indicador que se quer avaliar e salvá-lo com um valor possível de ocorrer;
- 3) Repetir as etapas muitas vezes para avaliar o risco do indicador

3 APRESENTAÇÃO DO LOCAL DA ÁREA DE ESTUDO

Serão apresentados uma breve descrição da área de estudo como a geologia local e regional, as operações de lavra e a expansão da cava. O banco de dados é composto de informações de furos de sondagem, levantamentos topográficos planialtimétricos e dados econômicos da operação fornecidos pela Mineração Civil. A empresa produz agregados para construção civil extraídos do granulito, rocha granítica com elevado grau de metamorfismo disposta sob uma camada de material argilo-arenoso de até 25 m de espessura.

A lavra é desenvolvida em uma área de aproximadamente 50 ha, onde se localiza a jazida (Figura 23). O método de lavra adotado é o de bancadas descendentes (open pit), com uma altura média de 15,0 m. As operações de perfuração são efetuadas utilizando perfuratrizes pneumáticas montadas sobre carretas que utilizam compressores portáteis de pressão 100 psi. Após a etapa de detonação, o material é

transportado para a planta de britagem localizada na área industrial através de três ou quatro caminhões basculantes de 30 t e 24 t.



Figura 23 - Vistas atuais do local de transporte de lavra. a) real sem desenvolvimento. b) modelado com desenvolvimento do nível -60 m.

3.1 GEOLOGIA LOCAL

A área da Pedreira localiza-se na cidade de Salvador e dista 3,4 km das praias do subúrbio ferroviário, a uma altitude média de 80 m, inserida no perímetro urbano da capital baiana cercada por uma grande área de vegetação.

O intenso intemperismo provocou a formação de solos bem desenvolvidos e bastante espessos chegando até 25 m o que possibilitaram o desenvolvimento e o crescimento favorável de grandes florestas. Nas proximidades encontra-se a Área de Preservação Ambiental Bacia do Cobre - São Bartolomeu, a única reserva de Mata Atlântica em área urbana do Brasil, criada pelo Decreto Estadual 7.970 de 5 de junho de 2001 como medida de preservação ao espelho d'água e matas ciliares da Represa do Cobre, parte do sistema de abastecimento humano de água potável da Região Metropolitana de Salvador (Figura 24). Os seus 1.134 hectares abrangem os municípios de Salvador e Simões Filho e inclui o Parque São Bartolomeu e o Parque Florestal da Represa do Cobre.

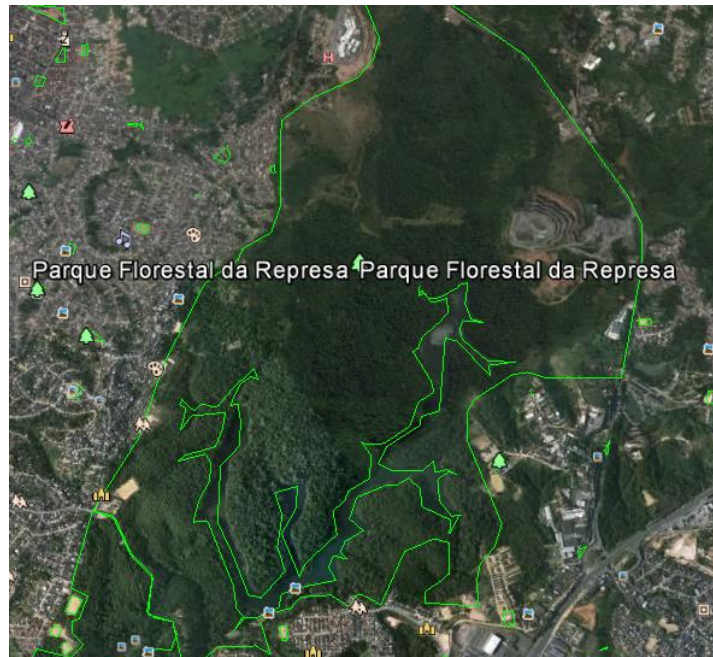


Figura 24 - Localização da Civil Mineração.
Fonte: Google Earth (2017).

3.2 CONSIDERAÇÕES DA CONDIÇÃO GEOMECÂNICA DO MACIÇO

Nos estudos de construção de rampa, projeção do ângulo de talude e suportes em galerias é importante se conhecer as condições do maciço rochoso se intacto ou fraturado, de maneira que permita ter estabilidade da estrutura viabilizando maiores segurança, o que é possível pela classificação segundo Bieniawisk (RMR-rock mass rating). As propriedades mecânicas variam muito de um maciço para outro devido a anisotropia. Uma rocha pode ser dura, oferecendo maiores resistência a compressão, outras fraturadas e obviamente com menor resistência.

Na classificação segundo Bieniawski considera-se a resistência a compressão simples da rocha intacta (1), o RQD (2) (rock quality designation); espaçamento entre as descontinuidades (3), condição das descontinuidades (4), presença de água subterrânea (5) e orientação relativa das descontinuidades (6). Esses fatores podem ser encontrados através de ensaios de laboratório e observação de campo. A resistência a compressão simples pode ser obtida pelo experimento proposto pela ISRM (1978), em que um corpo de pólvora é submetido a sucessivos golpes de martelo e observado o grau de faturamento. O RQD é um ensaio feito em testemunhos

oriundos dos furos de sondagem ou por análises em bancadas, observadas as descontinuidades e respectivas distâncias por meio da fórmula:

$$RQD = e^{-0,1\lambda(0,1\lambda+1)\times 100}; \lambda = \frac{1}{s} \quad (22)$$

Em que λ é a frequência das descontinuidades e s é o espaçamento médio em metros entre as descontinuidades expostas na face da bancada.

A cada parâmetro estudados são atribuídos um valor que somados e levando em consideração os ajustes referentes as orientações das descontinuidades, chaga-se no RMR segundo a fórmula:

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) + (6) \quad (23)$$

A classificação segundo RMR leva-se e consideração a tabela 01, em que é possível concluir sobre a qualidade do maciço. Os valores de cada parâmetro podem ser consultados no Anexo B.

Tabela 1 – Classificação do maciço rochoso, segundo Bieniawski – RMR. (Adaptado de Bieniawski, 1989).

Somatório dos pesos	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Classes	I	II	III	IV	V
Qualidade do maciço	Muito bom	Bom	Razoável	Fraco	Muito Fraco
Coesão da massa rochosa (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ângulo de atrito da massa rochosa	>45	35<45	25<35	15<25	<15

Como este trabalho envolve a construção de novos acessos-rampa, se fez necessário avaliar quanto a qualidade do maciço da pedreira baseando-se em observações de campo. Considerando a figura 25, se permitiu chegar nos seguintes resultados dos parâmetros:

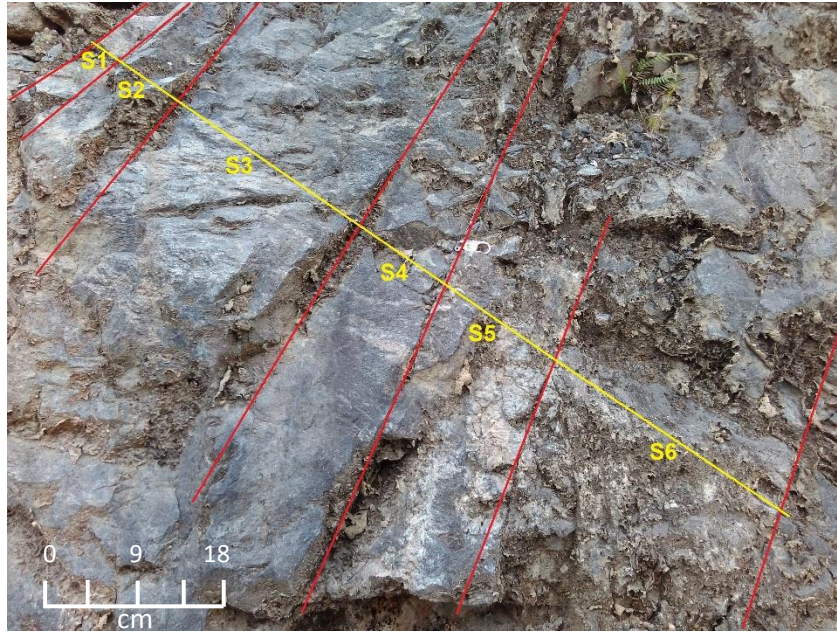


Figura 25 - Face da Bancada na proximidade do novo acesso

- Resistência à Compressão Uniaxial (1)

Baseado em ISRM (1978), a resistência à compressão obtida ficou entre 100 e 250 Mpa, tendo, portanto, parâmetro **12**;

- RQD (2)

$$\lambda = \frac{1}{0,2698} = 3,71;$$

$$RQD = e^{-0,1\lambda} \times (0,371 + 1) \times 100 = 69 \times 1,371 = 94 \%$$

Portanto, o RQD, baseado na tabela fica estimado em **20**

- Espaçamento entre as descontinuidades (3)

Como observado na Figura 25 e levando em consideração que o espaçamento médio obtido está no intervalo entre 20 e 60 cm (Tabela 02), o parâmetro deve ser **10** de acordo com o Anexo B;

Tabela 2 – Distâncias entre as descontinuidades

Espaçamento (S)	Comprimento (cm)
1	7.88
2	8.75
3	43.75
4	21.88
5	24.50
6	55.13
Média	26.98

- Condição das Descontinuidades (4)

De acordo com o anexo F, se permitiu construir a tabela 03, que faz referência às condições das descontinuidades apresentando valor total ponderal de **20**.

Tabela 3 – Características das descontinuidades

Característica da Descontinuidade	Condição	Valor ponderais
Comprimento	1-3	4
Abertura	0.1-1	4
Rugosidade	Ligeiramente rugosa	3
Preenchimento	Nenhuma	6
Grau de Alteração	Moderada	3

- Presença de água (5)

A condição do maciço referente à água é ligeiramente úmida, apresentando valor de parâmetro estimado em **10**.

Assim, tomando a fórmula 23, o RMR fica estimado em 72 e segundo a tabela 2 o maciço fica classificado como de boa qualidade. Assim considera-se que não apresentará maiores problemas na construção do novo acesso neste ponto.

4 CONSTRUÇÃO DO CENÁRIO E TRATAMENTO DOS DADOS

O cenário de modelo de custos será feito no Datamine Studio 3 levando em consideração os dados de campo como os furos de sondagem, topografia, e dados

técnicos como largura da rampa e berma, inclinação etc. O objetivo principal nesta etapa é obter os tempos de ciclos dos cenários ao longo da vida útil da mina por meio dos tempos e distâncias reais coletados. Por fim, de posse das velocidades estimar os ciclos ao longo das distâncias.

De posse dos tempos será possível estimar as produções da frota, planejar e sequenciar as operações de carregamento e transporte com intuito de obter o custo operacional dos cenários proposto e atual.

4.1 EXPANSÃO DA CAVA E PROJEÇÃO DAS DISTÂNCIAS

O projeto de expansão da cava se dará na direção norte e foi projetada com avanço de 220 m, respeitando a continuidade do minério baseada nos furos de sondagem. A topografia do terreno permitiu a modelagem da cava operacional em 3D permitindo a leitura de medidas das distâncias médias de transporte. (Figura 26).

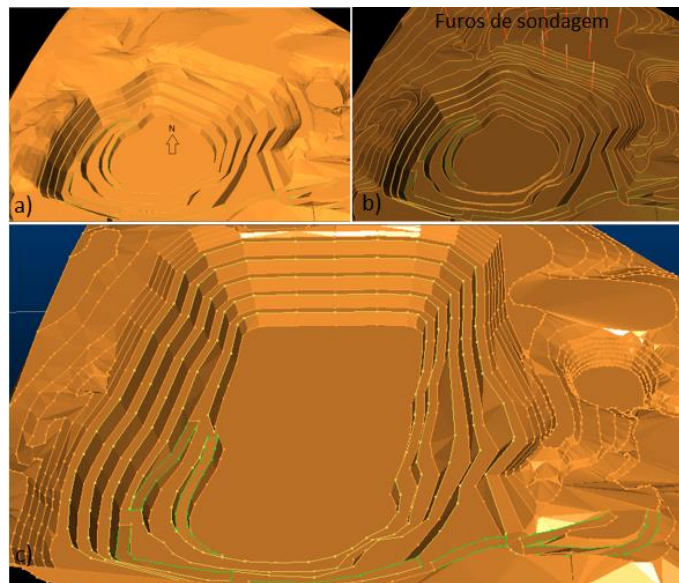


Figura 26 - a) Cava atual. b) Existência do minério baseado nos furos de sondagem. c) Expansão da cava. Fonte: Próprio autor.

O critério utilizado para medir as distâncias é baseado em blocos subdivididos em iguais tonelagens, que fazem referência ao planejamento e sequenciamento de produção, os quais serão tratados adiante.

4.1.1 Projeção das Distâncias Atuais (cenário atual)

O minério a ser extraído foi dividido em 21 blocos de 540.000 t, segundo planejamento mensal de 45.000 t, tendo, portanto, a vida útil planejada em 21 anos. A distância de transporte considerada é aquela que vai do local de descarga do caminhão, normalmente o britador, até a posição da face livre de cada bloco (enumerados de 01 ao 21).

Há mais de uma maneira de se realizar este transporte, considerando que há acessos às bermas pela direita ou pela esquerda. Para as projeções das distâncias atuais essas possibilidades foram levadas em consideração, combinando as possibilidades e adotando-se aquelas de menor comprimento. Para o bloco 01 há duas possibilidades possíveis de se chegar a sua face livre. A distância (d_1) foi medida em 862 m enquanto que d_2 1810 m e para este bloco a distância (d) adotada é a d_1 por ser a menor (Figura 27). Fazendo este procedimento para todos os blocos plota-se o gráfico (ano vs d) das distâncias anuais, dispostas sequenciadas, para o cenário atual (Figura 28).

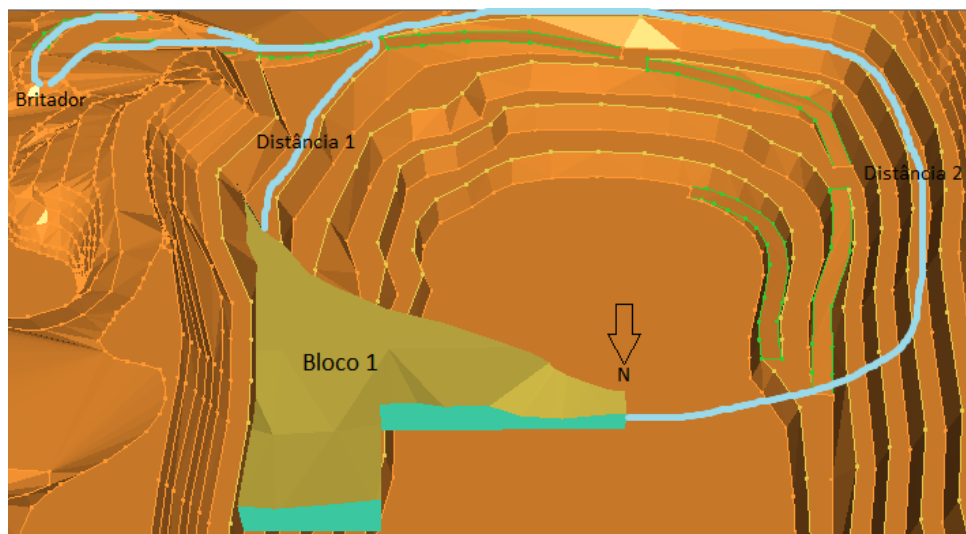


Figura 27 - Exemplo de medição da distância de transporte até o bloco 01. Fonte: Próprio autor.

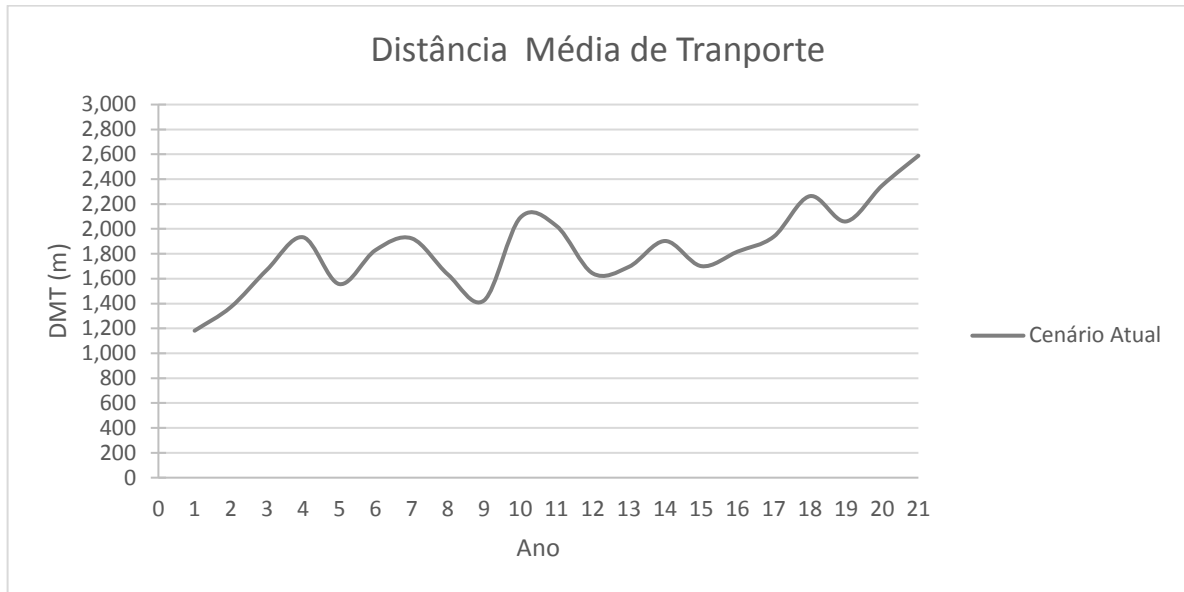


Figura 28 - Distância média de transporte anual para o cenário atual de acessos.
Fonte: Próprio autor.

4.1.2 Construção de Novos Acessos e Projeção das Distancias Planejadas (cenário simulado)

Supondo que as rotas de acessos atuais não estão de acordo com a direção de avanço da cava, faz-se necessário projetar novos acessos com direcionamento de lavra mais adequado, projetar as distâncias simuladas e confrontá-las com as distâncias do cenário atual afim de verificar seu impacto nos custos de transporte.

Na criação do novo cenário implicou na remoção de um certo volume de estéril por meio de um corte afim de proporcionar maior espaço para a construção dos novos acessos (Figura 29-a).

Foram considerados os seguintes dados geométricos para o design das novas rotas conforme foi medido e informado no banco de dados:

- Inclinação da rampa: variando de 10 a 11 %;
- Largura da estrada-rampa: 10 m;
- Largura de Berma: 9 m;
- Ângulo de face da bancada: 75°;
- Altura da bancada: 15 m;
- Avanço de expansão da cava planejada: em torno de 220 m

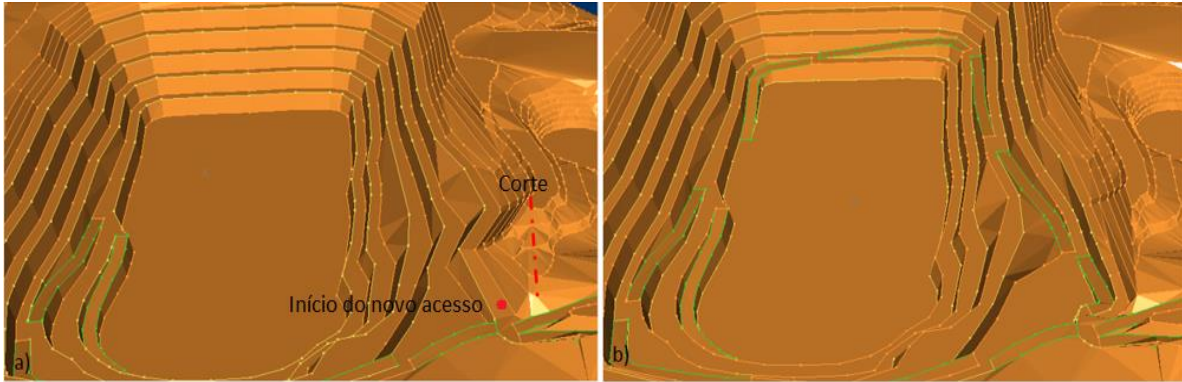


Figura 29 - Acessos atuais a) e simulados b). Fonte: Próprio autor.

As mesmas frentes livres e mesmo procedimento realizados envolvendo os blocos na seção anterior foram utilizados para simular as distâncias dos novos acessos dando origem ao gráfico Ano vs d_{simulada} (Figura 30).

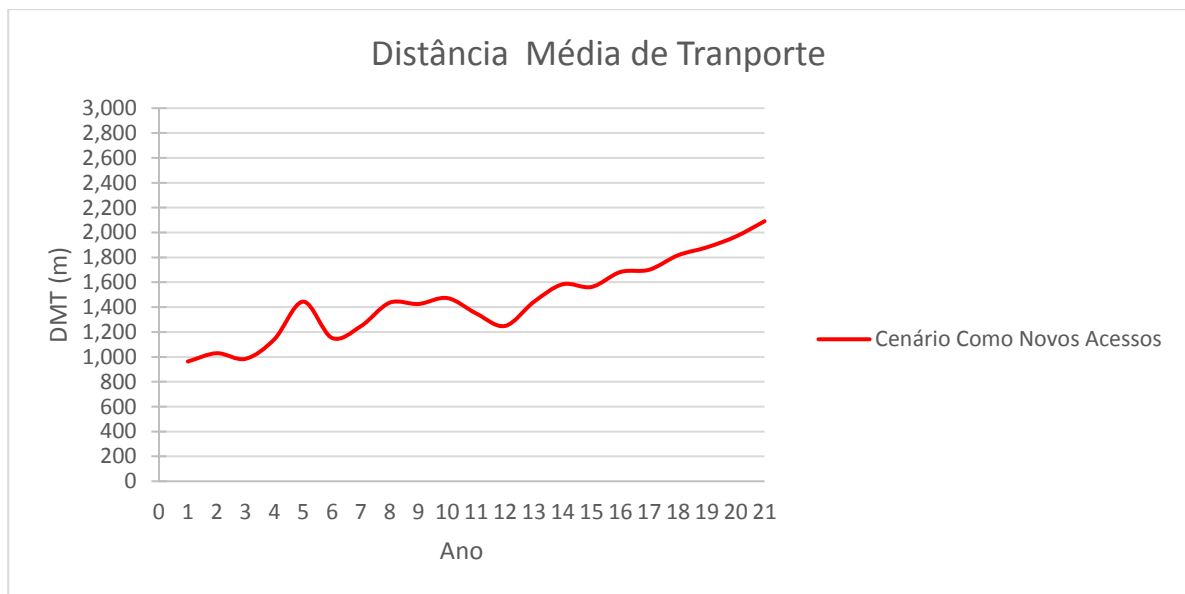


Figura 30 - Projeção das distâncias para o cenário simulado. Fonte: Próprio autor.

Confrontando as distâncias do cenário atual e simulado chega-se no gráfico da Figura 31. Nota-se uma redução considerável das distâncias dos acessos simulados em relação ao atual. Enquanto que a estimativa de metros percorridos para o primeiro cenário é de 38.600 m, no segundo somam 30.625 m, o que corresponde a uma diferença de 7.976 m, ou seja, em média 380 m por viagem, a menos.

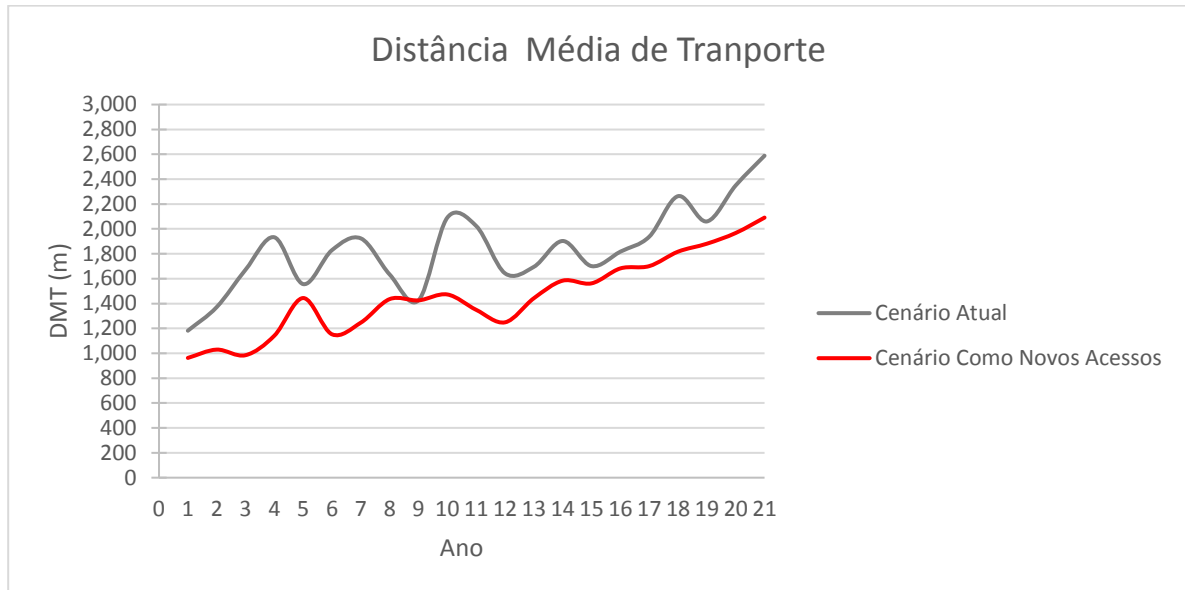


Figura 31 - Distância média de transporte para o cenário atual e simulado. Fonte: próprio autor.

4.2 COLETA DOS TEMPOS DE CICLOS

No estudo de tempos e movimentos envolvendo caminhões normalmente esses tempos são subdividido em tempos fixos compostos de tempo de carregamento, descarga e manobra e os tempos variáveis representados pelo tempo de transporte propriamente dito, vazio e carregado.

Seguindo esta linha, foram coletados 50 ciclos de transporte dos caminhões CBs 04, 05, 06 e 08 durante a operação na mina, nos meses de janeiro, fevereiro e março de 2017, os quais foram subdivididos de acordo com os trechos de acessos (Tabela 04) da seguinte forma:

1. t.praça. britd e t.praça.carg – tempo que vai do britador ao começo da rampa;
2. t.R1 a t.R6 – duração ao passar pelas rampas 1 até 6;
3. t.reta.carg e t.reta.descrg – tempos que levam na reta, no ultimo piso;
4. t.mnb.desc e t.mnb.carreg – Durações das manobras vazio e carregado respectivamente;
5. t. carga e t. descrg – Tempos de carregamento e descarga respectivamente

Tabela 4 - Subdivisão dos tempos.

Transporte	Trechos de Acesso	Subtempos (min)	Transporte	Trechos de Acesso	Subtempos (min)
S/CARGA	t.praça. britd	t1,t2,..., t50	C/CARGA	t.praça.carg	t1,t2,..., t50
	t.R1	t1,t2,..., t50		t.R6	t1,t2,..., t50
	t.R2	t1,t2,..., t50		t.R5	t1,t2,..., t50
	t.R3	t1,t2,..., t50		t.R4	t1,t2,..., t50
	t.R4	t1,t2,..., t50		t.R3	t1,t2,..., t50
	t.R5	t1,t2,..., t50		t.R2	t1,t2,..., t50
	t.R6	t1,t2,..., t50		t.R1	t1,t2,..., t50
	t.reta.carg	t1,t2,..., t50		t.reta.descrg.	t1,t2,..., t50
	t.mnb.desc	t1,t2,..., t50		t.mnb.carreg	t1,t2,..., t50
	t.carga	t1,t2,..., t50		t.descrg	t1,t2,..., t50

Como os comprimentos das rampas foram medidos e considerando os respectivos subtempos em cada trecho, as velocidades foram calculadas e utilizadas como base para encontrar os ciclos de transporte até cada bloco planejado (Tabela 5).

Tabela 5 - Comprimentos dos trechos e tempos para obtenção da velocidade.

Trecho Medido	Comprimento (m)	Subtempo com e sem carga (min)	Velocidade com e sem carga (km/h)
R1	74	t1,t2,..., t50	v1, v2,..., v50
R2	85	t1,t2,..., t50	v1, v2,..., v50
R3	141	t1,t2,..., t50	v1, v2,..., t50
R4	167	t1,t2,..., t50	v1, v2,..., t50
R5	151	t1,t2,..., t50	v1, v2,..., t50
R6	150	t1,t2,..., t50	v1, v2,..., t50
Plano	150	t1,t2,..., t50	v1, v2,..., t50

Os tempos coletados podem ser consultados nos anexos de C a F.

4.2.1 Avaliação das Curvas de Distribuição e Teste Goodness Of Fit

Os ciclos geram distribuições de probabilidade as quais serão representadas pelas distribuições padrão de probabilidade que melhor ajusta aos dados reais de tempos.

O programa Promodel foi utilizado para construir os histogramas afim de verificar, por meio do teste Goodness of Fit, a distribuição padrão mais adequada (Figura 32).

Nota-se que os dados reais, representados pelos histogramas, parecem seguir uma distribuição Lognormal, com exceção do caminhão CB 04 que indicou se aproximar mais à curva normal, hipóteses que foram confirmadas posteriormente através dos p-values quando realizado o teste Goodness Of Fit, considerando 5% de significância (Figura 33).

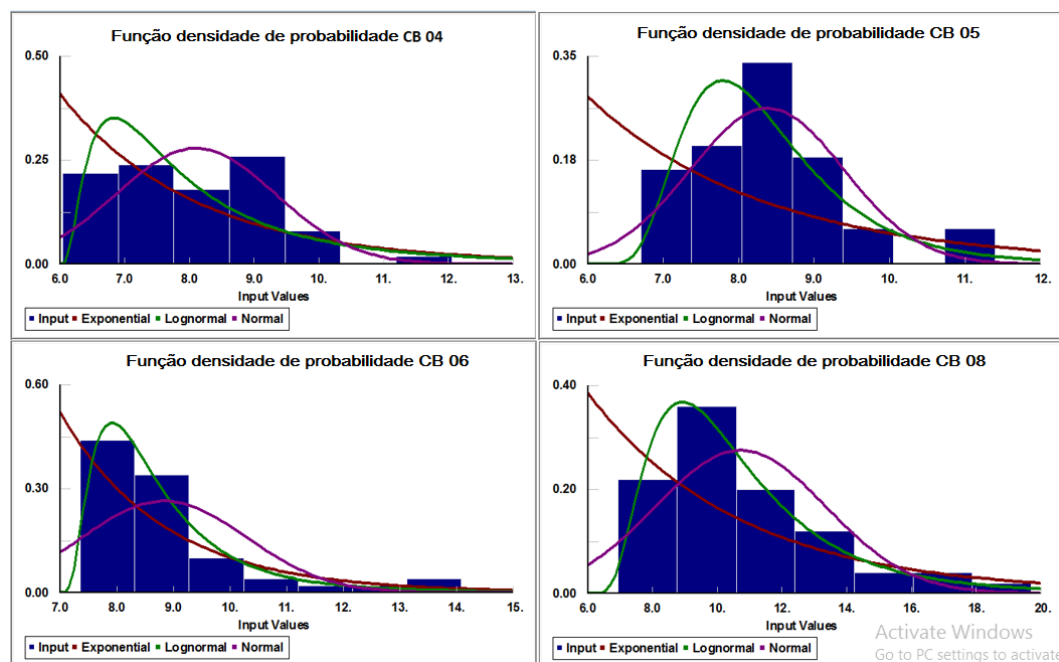


Figura 32 - Histograma dos dados de entrada dos ciclos de transporte de caminhões para o bloco 04 com representação das distribuições de probabilidade padrão.

Resultados Teste Goodness-of-fit									
Dados					50				
Nível de significância					0.05				
CB 04		CB 05		CB 06		CB 08			
Lognormal		Lognormal		Lognormal		Lognormal			
minimum	= 6 [fixed]	minimum	= 6 [fixed]	minimum	= 7 [fixed]	minimum	= 6 [fixed]		
mu	= 0.504282	mu	= 0.774543	mu	= 0.375213	mu	= 1.40085		
sigma	= 0.828196	sigma	= 0.43921	sigma	= 0.673691	sigma	= 0.572393		
Chi Squared		Chi Squared		Chi Squared		Chi Squared			
total classes	7	total classes	7	total classes	7	total classes	7		
interval type	equal probable	interval type	equal probable	interval type	equal probable	interval type	equal probable		
net bins	7	net bins	7	net bins	7	net bins	7		
chi**2	12.4	chi**2	3.2	chi**2	1.8	chi**2	6.56		
degrees of freedom	6	degrees of freedom	6	degrees of freedom	6	degrees of freedom	6		
alpha	0.05	alpha	0.05	alpha	0.05	alpha	0.05		
chi**2(6,0.05)	12.6	chi**2(6,0.05)	12.6	chi**2(6,0.05)	12.6	chi**2(6,0.05)	12.6		
p-value	0.0528	p-value	0.783	p-value	0.937	p-value	0.363		
result	DO NOT REJECT	result	DO NOT REJECT	result	DO NOT REJECT	result	DO NOT REJECT		
Normal		Normal		Normal		Normal			
mean	= 8.1022	mean	= 8.378	mean	= 8.8442	mean	= 10.7302		
sigma	= 1.22834	sigma	= 1.01807	sigma	= 1.44677	sigma	= 2.6394		
Chi Squared		Chi Squared		Chi Squared		Chi Squared			
total classes	7	total classes	7	total classes	7	total classes	7		
interval type	equal probabl	interval type	equal probable	interval type	equal probable	interval type	equal probable		
net bins	7	net bins	7	net bins	7	net bins	7		
chi**2	3.2	chi**2	5.72	chi**2	27	chi**2	7.12		
degrees of freedom	6	degrees of freedom	6	degrees of freedom	6	degrees of freedom	6		
alpha	0.05	alpha	0.05	alpha	0.05	alpha	0.05		
chi**2(6,0.05)	12.6	chi**2(6,0.05)	12.6	chi**2(6,0.05)	12.6	chi**2(6,0.05)	12.6		
p-value	0.783	p-value	0.455	p-value	0.000145	p-value	0.31		
result	DO NOT REJECT	result	DO NOT REJECT	result	REJECT	result	DO NOT REJECT		

Figura 33 - Resultados do Teste Goodnesse Of Fit.

Executando este procedimento para todos os blocos do cenário atual e simulado encontra-se todas as curvas padrão de distribuição de probabilidade que será utilizada para representar os ciclos de transporte na avaliação econômica através da simulação.

4.3 DADOS ECONÔMICOS

O custo anual da frota é a soma dos produtos entre os custos unitários e a tonelagens efetivas anuais a serem movimentadas de cada caminhão. O preço unitário (R\$/t) é a relação entre a produção efetiva de cada caminhão, dada pela equação (3), e os respectivos custos horário de referência, obtidos da operação. Esses custos (R\$/h) fazem referência aos custos com FINAME, IPVA, peças e acessórios, pneus e câmara, óleo, empresa de consultoria de manutenção e as horas efetivamente trabalhadas ao longo do ano (Tabela 6).

Tabela 6 – Custo Horário de Referência

CAMINHÃO	C _R - CUSTO HORÁRIO (R\$/h)
CB 08	115.0084095
CB06	127.666252
CB05	82.05127048
CB04	77.206268

O custo total será a soma do custo anual acrescido dos custos com o decapeamento (remoção de estéril) para o cenário atual. Para o cenário simulado, além do custo com a descobertura serão acrescidos também os custos com os desmontes e perfurações envolvidos na construção dos novos acessos (Tabela 07).

Tabela 7 – Dados de Custos com Remoção de Estéril, perfuração e desmonte dos dois cenários

Elementos	Custo Unitário (R\$/m³), (R\$/t) e (R\$/m)	Cenário Atual		Cenário Simulado	
		Qtd.	Total Anual (R\$/ano)	Qtd.	Total Anual (R\$/ano)
C2 - Estéril (m³)	3,50	1.504.714,60	1.053.300,22	1.534.008,30	1.073,805.81
C3 - Desmonte (R\$/t)	1,25	-	-	65.540,03	16.385,01
C4 - Perfuração (m)	2,30	-	-	8.985,50	4.133,33

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Planejamento de longo prazo será feito de maneira que atenda as expectativas de produção anual utilizando o mínimo de caminhões possível nos dois cenários propostos, baseado nas informações operacionais. O sequenciamento será realizado através da construção de modelos de blocos com dimensões em que a altura corresponda ao nível da bancada da cava que é de 15 m, com massa de 540.000 t, que equivale a demanda de produção anual a ser transportada pelos caminhões.

Sequenciamento será a execução do planejamento de maneira que os custos com o transporte sejam minimizados em função da locação dos blocos mais próximos e retardando ao máximo a descobertura. Isso permitirá atrasar os custos tornando o VPL menos negativo e consequentemente menor VAE.

Será feito até o ano em que os custos, deixa de ter influência no fluxo de caixa em virtude do fator $(1+i)^n$ diminuir ao longo dos anos. O cálculo do VPL aplicado a taxa de 10 % a.a permite verificar o limite de ano para o planejamento (Figura 34). Percebe-se que os custos, ao serem atualizados para o ano base deixa de influenciar muito o fluxo de caixa a partir do ano 11. Por este motivo os estudos de planejamento e sequenciamento a partir de agora será feito tomando como base até o ano 11.

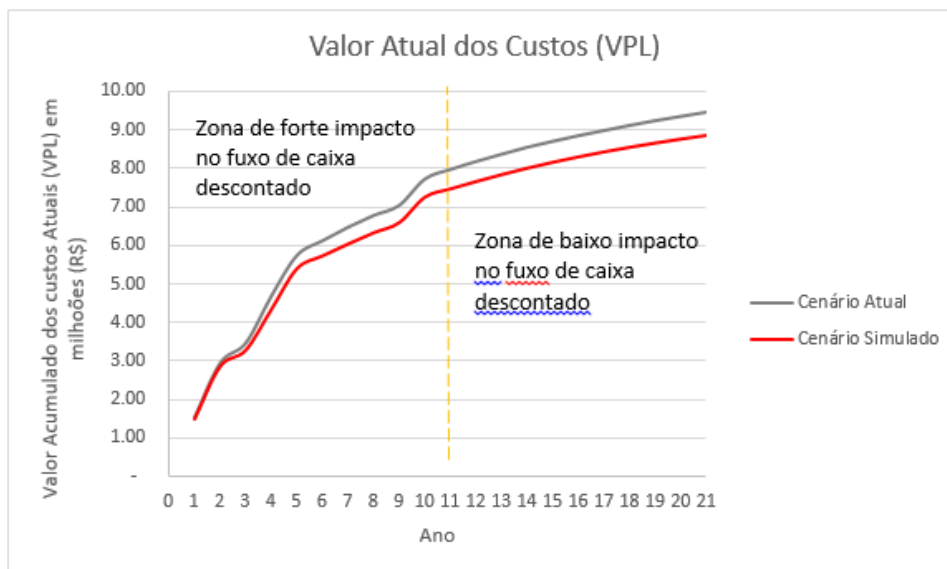


Figura 34 –Determinação do ano limite para o Planejamento.

O sequenciamento dos 11 blocos planejados para o cenário com novos acessos pode ser visto na próxima Figura. Não será mostrado o sequenciamento para o cenário atual, uma vez que este modelo serve apenas para comparação de custos, mas o

sequenciamento ocorre de maneira análoga até o 5º ano, com a diferença que o acesso ocorre pela esquerda, pois só há uma alternativa de transporte e o tamanho da frota também difere em função do dimensionamento.

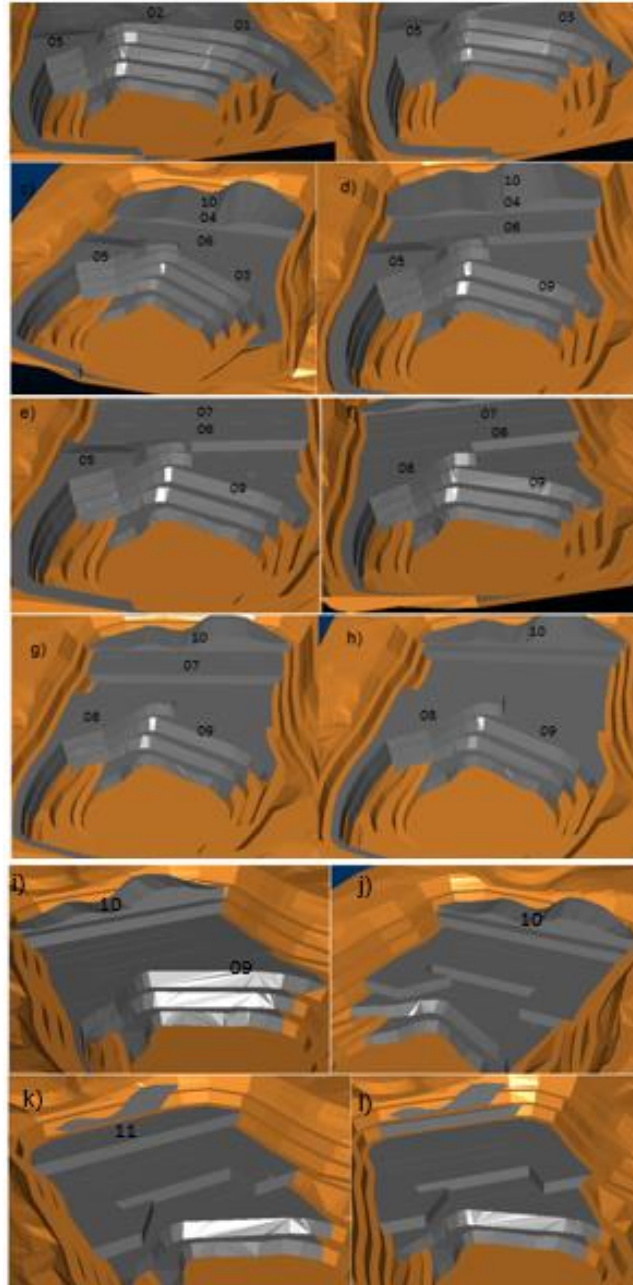


Figura 35 - Sequenciamento de Lavra do primeiro ao décimo primeiro ano para o cenário como novos acessos.

O dimensionamento da frota e operação ao longo dos 11 anos levou em consideração o regime de operação da mina considerado de 01 turno com 9h de segunda a quinta-feira e 8 h nas sextas-feiras totalizando em média 2.373 h programadas por ano.

Os dados técnicos considerados referentes a operação de transporte:

- Caminhão com capacidade de transportar: 30 t;
- Disponibilidade mecânica de: 85 %
- Eficiência de operação; 83 %
- Habilidade do operado: 90 %
- As distâncias e respectivos tempos médios em cada bloco.

O tamanho da frota encontrada faz referência apenas ao carregamento e transporte de minério, o carregamento de estéril é feito por outra empresa por meio de locação.

Como pôde ser notado no sequenciamento o decapeamento ocorre no primeiro, segundo, quarto, quinto e décimo ano de produção nos dois cenários. Ocorrem também, nos cenário com novos acessos, a construção dos acessos envolvendo os desmonte e perfuração no primeiro, terceiro e nono ano (Tabelas 08 e 09).

Tabela 8 - Planejamento das Ações para o Cenário com Novos Acessos

Ano	Atividade	Frota
1	Decapeamento+Rebaixo+Perfuração	2
2	Decapeamento	3
3	Desmonte+Perfuração	2
4	Decapeamento	2
5	Decapeamento	3
6		3
7		3
8		3
9	Desmonte+perfuração	3
10	Decapeamento	3
11		3

Tabela 9 - Planejamento das Ações para o Cenário Atual de acesso

Ano	Atividade	Frota
1	Decapeamento	3
2	Decapeamento	3
3		3
4	Decapeamento	3
5	Decapeamento	3
6		3
7		3
8		3
9		3
10	Decapeamento	3
11		3

Na próxima seção será realizada a simulação do desempenho das operações de transporte e dos respectivos indicadores econômicos baseada na variabilidade dos tempos de ciclos.

5.1 SIMULAÇÃO DOS INDICADORES E RESULTADOS

Era esperado que os cenários com os novos acessos tivessem custos menores já que as distâncias médias de transporte são menores, o que tem como consequência menores tempos de ciclos que contribuem para uma maior produtividade da frota, permitindo o cumprimento mais rápido da meta de produção, viabilizando custos menores. Essa análise é válida para avaliações determinísticas em que as condições de estudo giram em torno de apenas um valor para cada variável e que as proporcionalidades entre elas são mantidas: menor distância implica em menor tempo, que implica em maior produtividade e consequentemente em menores custos.

Este comportamento pode ser observado quando é utilizado valores médios dos tempos de ciclos para calcular as produtividades da frota e os custos totais. Ao fazer a relação com o gráfico das distâncias projetadas anuais da seção anterior, de fato, é notado tal comportamento em que a proporcionalidade é mantida entre as variáveis tempo, distância e produtividade.

5.2 SIMULAÇÃO DOS CUSTOS TOTAIS

Sabemos que em um contexto real essa proporcionalidade não é sempre mantida durante a operação de carregamento e transporte em mina, ou seja, pode ser que uma determinada distância que seja menor ocasione em tempo de ciclo maior, comparada a uma distância maior e, por tanto, tendo produtividade menor: menor eficiência de produção e conseqüentemente maior custo.

Os problemas mais comuns que levam ao aumento dos ciclos operacionais e reduzem a eficiência são: problemas relacionados à manutenção dos equipamentos, ao operador (problema familiar, saúde, pessoal, experiência, intriga no ambiente de trabalho), qualidade do material oriundo do desmonte, condições da estrada, segurança e temperatura ambiente.

Apesar de ser situações atípicas, é muito comum desde as pequenas até as grandes empresas do setor mineral e devem ser levadas em consideração. No transporte, uma maneira de quantificá-las é na coleta dos tempos de ciclos.

De posse dos dados econômicos e das curvas de distribuição dos tempos efetuou-se a simulação dos custos anuais para 50 extração (Figura 36). É possível notar o comportamento estocástico desse indicador econômico devido a flutuação dos tempos de ciclos, que fornece um comportamento mais realístico do sistema e pode facilitar na tomada de decisão e planejamento da mina. Agora as conclusões podem ser baseadas em termos probabilísticos considerando vários valores e não apenas em torno de um valor médio.

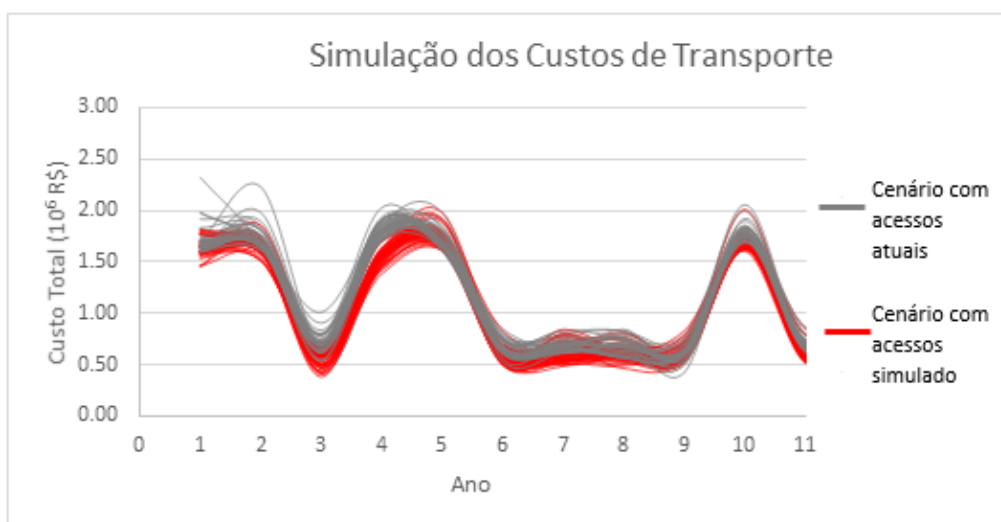


Figura 36 – Comportamento estocástico dos custos de transporte.

Embora se esperasse que o cenário simulado (menor distância) tivesse menor custo, todavia ainda não era permitido avaliar qual a probabilidade de um cenário ser mais vantajoso que o outro. Por exemplo, a probabilidade do cenário com novos acessos ter custos menores que R\$ 600.000,00 no terceiro ano, para o planejamento proposto.

Agora essa avaliação é possível graças a incorporação da variabilidade dos tempos de ciclos que permite obter diversos resultados baseados nas curvas de distribuições encontradas através do teste Goodness of Fit. De acordo com o gráfico a baixo, percebe-se que a probabilidade encontrada é de apenas pouco mais que 10 % para o cenário atual, enquanto que no cenário simulado alcança-se mais de 70 % de certeza de que os custos serão menores ou iguais a R\$ 600.000,0 no referido ano (Figura 37).

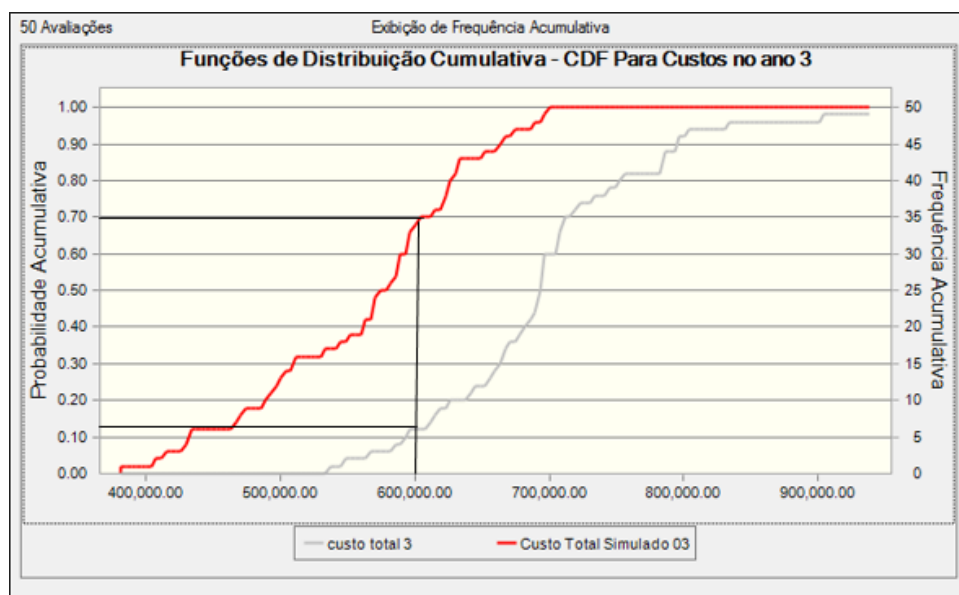


Figura 37 – Distribuição acumulada dos custos no terceiro ano.

Entretanto, no ano 8 as chances caem para 41 % para o cenário com novos acessos e no cenário com acessos atuais aumenta um pouco para 20 % (Figura 38).

Por tanto há ganhos quando se trata um problema de maneira estocástica, sobretudo em projetos de mineração que envolve custos de transporte, por ser uma das etapas que mais onera o processo e das incertezas que há nas variáveis, principalmente devido às oscilações que os tempos de transporte estão sujeitas.

Esses gráficos foram construídos apenas para 50 extrações, mas para que a simulação permita conclusões mais fidedignas o número de extração deve ser da casa de centenas ou milhares, o que torna o uso de computadores uma ferramenta crucial para essa finalidade. Quanto maior o número de cenários simulados maior será o poder de avaliação e confiabilidade na conclusão.

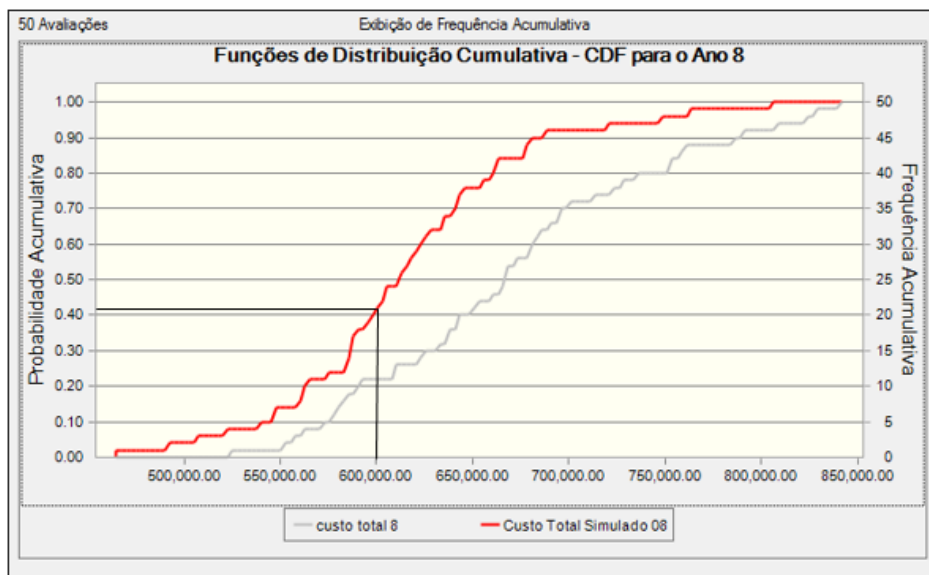


Figura 38 - Distribuição acumulada dos custos no terceiro ano

O gráfico da Figura 36 pode ser melhorado se dispormos de valores acumulados, ao invés de simples, obtendo-se retas (Figura 39). Nesta análise se permite verificar que o efeito dos custos de um cenário em relação ao outro aumenta ao longo do ano com impactos significativos nos estágios finais, da ordem de milhão.

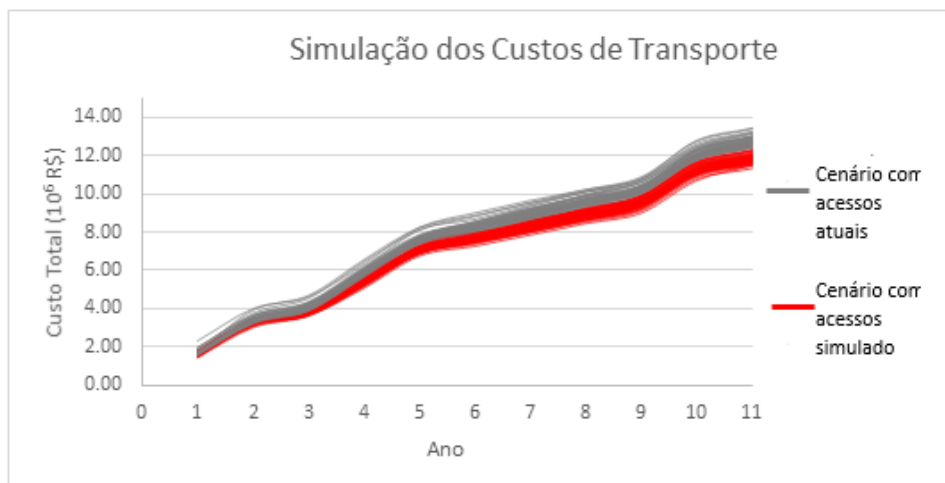


Figura 39 – Valores acumulados dos custos.

O indicador que será utilizado para comparar definitivamente os cenários será o Valor Atual Equivalente para 10.000 extrações, técnica que permite transformar os custos anuais variados em uniforme, dada uma taxa de juros e para isso será utilizado o software Crystal Ball.

5.3 SIMULAÇÃO DO VALOR ATUAL EQUIVALENTE – VAE

Como dito anteriormente, o VAE será utilizado como o indicador econômico para comprar os cenários propostos, já que este método fornece um valor de custo constante por ano e atualizado. Todos os custos anuais serão trazidos para o ano base (zero) e atualizados segundo a equação (6) a uma dada taxa i de juros, que aqui utilizaremos 10 % a.a.

Dispondo da ferramenta computacional simulam-se 10.000 extrações desse indicador os quais podem ser vistos através de linhas de histograma (Figura 40). Nota-se que a área de cor em vermelho, que representa o cenário com novos acessos, está mais à esquerda o que significa dizer que os valores esperados do VAE tendem a ser menores comparados ao outro cenário.

De forma análoga ao que foi feito na seção anterior a plotagem de 50 pontos permite a visualização do gráfico VAE x Ano (Figura 41).

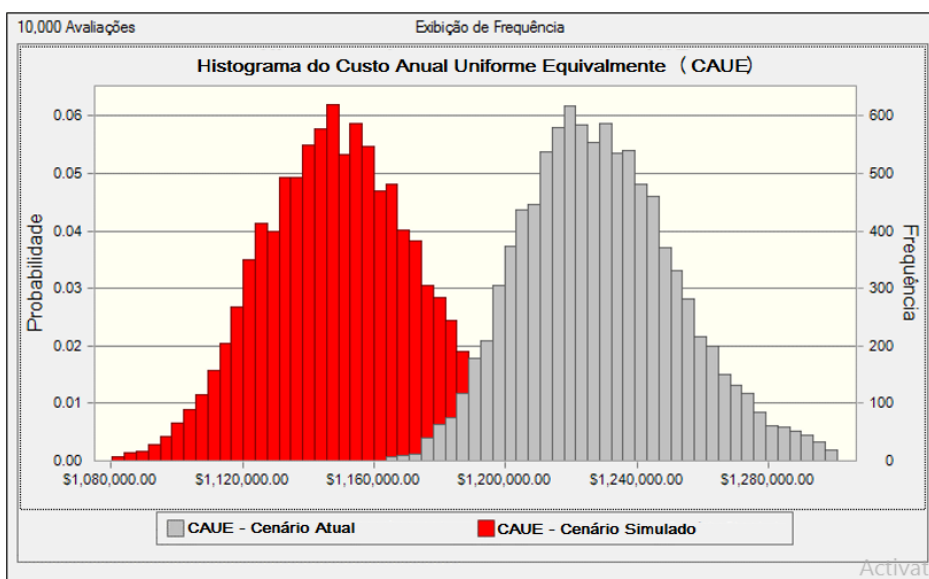


Figura 40 – Histograma do VAE para 10.000 observações.

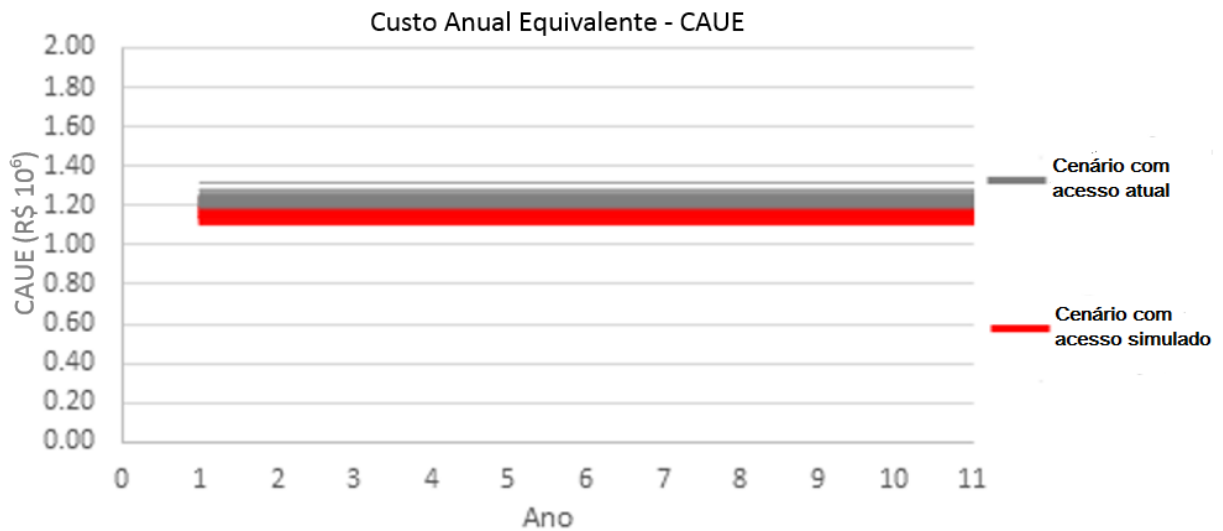


Figura 41 – 50 valores possíveis do VAE.

5.3.1 Critérios de Decisão

O critério utilizado para escolher e comparar as alternativas dos modelos de custos propostos será através das cdf's (Figura 42) dos Valores Atuais Equivalentes por meio dos quais serão avaliadas as probabilidades de ocorrência de os valores estarem ou não em um determinado intervalos de valores de custos.

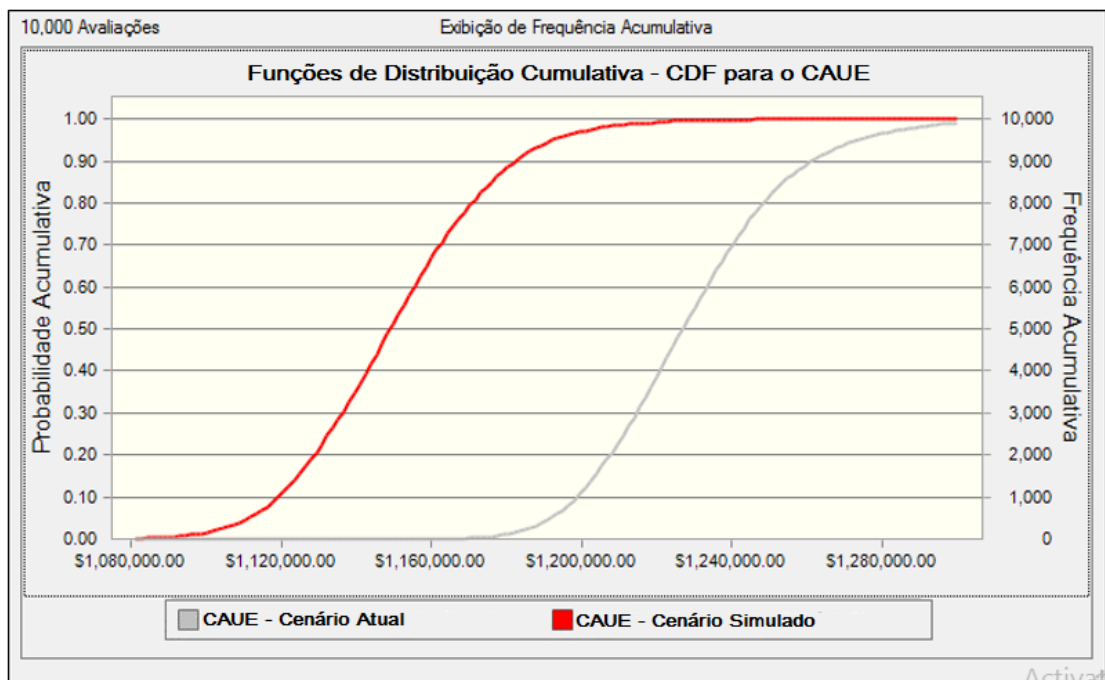


Figura 42 – Função de distribuição acumulada dos Valores Atuais Equivalentes.

As curvas mostram os valores esperados de custos anuais que os modelos propostos podem ter indicando que o modelo atual de acesso é mais conservador enquanto que o cenário com novos acessos é mais flexível, com intervalo maior de valores possíveis, permitindo alcançar, além dos custos do cenário 1, valores menores que seriam impossíveis para o cenário atual. Grosso modo, o modelo de custo proposto, mais à esquerda, o torna mais atraente em termos de custos com o transporte.

A leitura do gráfico permite extrair as chances de sucesso desses custos estarem nos seguintes intervalos:

$1.050.000,00 > \text{custos} \rightarrow 0\%$ para ambos;

$1.050.000,00 < \text{custos} < 1.100.000,00 \rightarrow 1,78\%$ Cenário 2 e 0% cenário 1;

$1.100.000,00 < \text{custos} < 1.150.000,00 \rightarrow 48,44\%$ Cenário 2 e 0% cenário 1;

$1.150.000,00 < \text{custos} < 1.200.000,00 \rightarrow 46,58\%$ Cenário 2 e $10,47\%$ cenário 1;

$1.200.000,00 < \text{custos} < 1.250.000,00 \rightarrow 3,12\%$ Cenário 2 e $70,25\%$ cenário 1;

$1.300.000,00 < \text{custos} < 1.350.000,00 \rightarrow 0,08\%$ Cenário 2 e $18,81\%$ cenário 1;

$1.350.000,00 < \text{custos} \rightarrow$ não há essa possibilidade para o cenário 2 e $1,12\%$ para o cenário 1.

Através desses pontos nota-se de fato que o cenário com novos acessos é muito mais otimista quanto a redução dos custos em relação ao cenário atual (Figura 43).

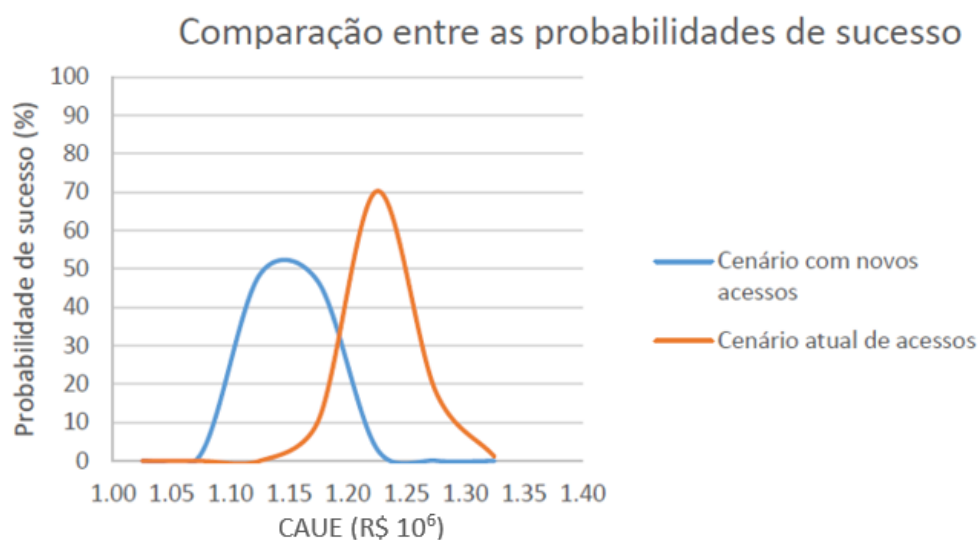


Figura 43 – Curvas de probabilidade dos Valores Atuais Equivalentes.

De maneira análoga, entretanto fazendo-se uso de outro indicador, as chances de redução dos custos, também podem ser avaliadas e estudadas conforme a sua CDF e permite facilitar a decisão dos gestores porque relaciona os dois parâmetros em torno do poder de relação de custo que o cenário simulado tem sobre o cenário atual de acesso (Figura 44).

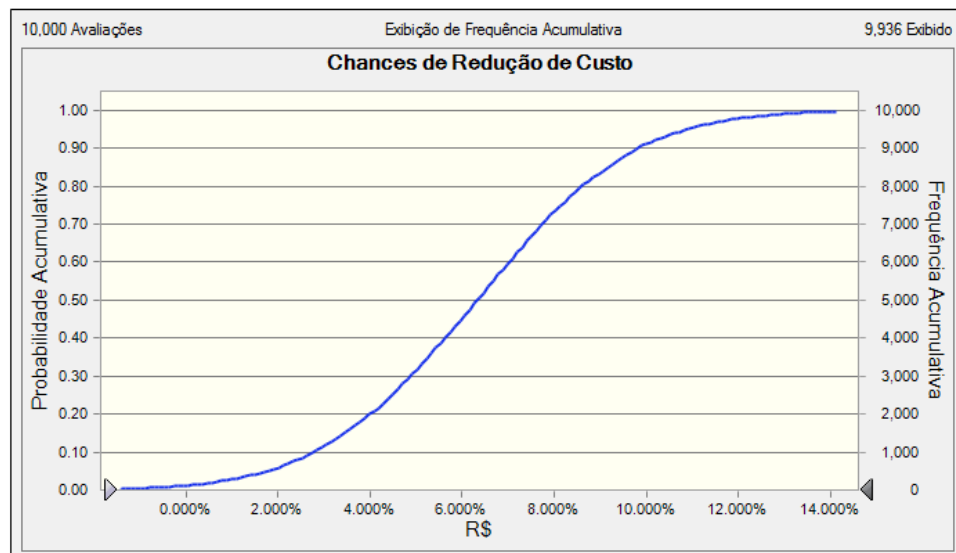


Figura 44 - Função da distribuição acumulada das reduções de custos

O gráfico permite concluir que a probabilidade de haver aumento nos custos de transporte com as construções dos acessos, ou seja, prejuízo, é de apenas 0,31 %, a chance existe, mas é muito difícil, o mais provável é de que aconteça a redução de custo, ou seja, que haja 99,69 % de certeza de que alguma redução de custo ocorra com a mudança das rotas.

Para facilitar a observação são extraídos do gráfico os seguintes pontos de probabilidade de redução de custo (Figura 45):

Probabilidade de a redução do custo ser:

$0 \geq \text{redução de custo} \rightarrow 1,22\%$

$0 < \text{redução de custo} \leq 2\% \rightarrow 4,28\%$

$2 < \text{redução de custo} \leq 4\% \rightarrow 14,50\%$

$4 < \text{redução de custo} \leq 6\% \rightarrow 23,87\%$

$6 < \text{redução de custo} \leq 8\% \rightarrow 28,90\%$

$8 < \text{redução de custo} \leq 10\% \rightarrow 18,21$

$10 < \text{redução de custo} \leq 12\% \rightarrow 6,78\%$

$14 < \text{redução de custo} \rightarrow 1,87\%$

O que nos permite concluir que a probabilidade de reduzir os custos com transporte ser maior do que 4 e menor ou igual a 10 % é de 85 %.

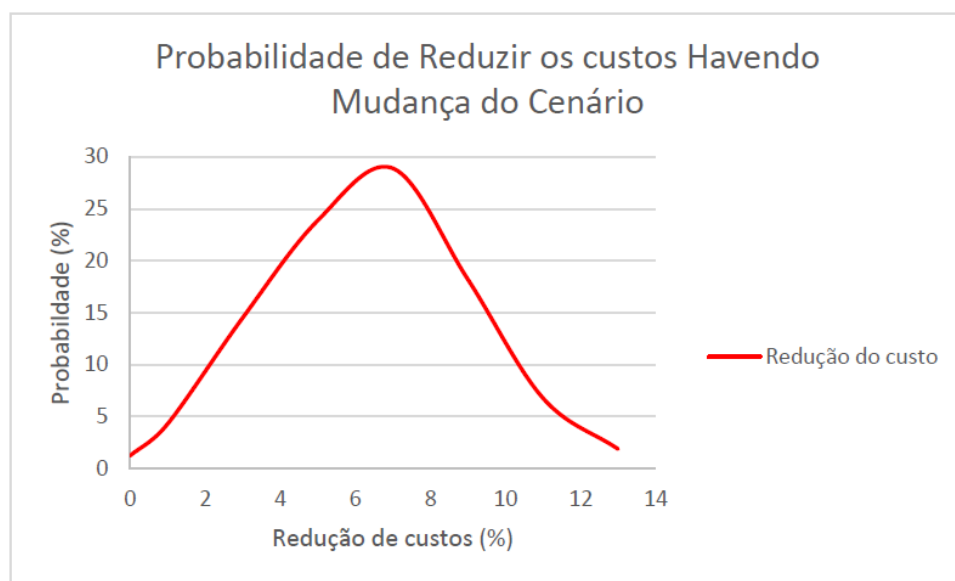


Figura 45 – Probabilidade de haver redução de custos com as construções de acessos.

6 CONCLUSÕES

A construção dos acessos e mudança de layout das estradas no transporte de minério da mina em questão apresentou quase 100 % de certeza que este cenário reduzirá os custos com o transporte e por meio dos estudos estocástico foi possível detectar os intervalos mais prováveis de custo anual equivalente de cada cenário, avaliação que seria impossível se o sistema tivesse sido tratado sem levar a consideração a variabilidade dos tempos.

O modelo de acessos proposto mostrou-se muito mais flexível em termos de redução de custo com o transporte ao longo dos 11 anos planejados, comparado ao modelo atual. A curva de distribuição cumulativa, através dos Valores Atuais Equivalentes mostrou-se como um indicador que pode ser utilizado para tomar decisão em termos probabilísticos.

Enquanto que no cenário 2 o intervalo mais provável de custo anual foi entre R\$ 1.100.000,00 e 1.150.000,00, média de R\$ 1.125.000,00 – no cenário 1 o intervalo mais provável foi entre R\$ 1.200.000,00 e 1.250.000,00, que fornece média de R\$ 1.225.000,00, ou seja é um valor estimado de R\$ 100.000,00 por ano que deixará de ser gasto com transporte, ou equivalente 8% ao ano, o que confirma o resultado do intervalo mais esperado para o critério adotado da redução de custo.

A expansão da cava demanda obrigatoriamente a extração de estéril para o modelo atual, que segundo o cálculo de volume atrelado ao custo de R\$ 3,5 /m³ dá um valor total de R\$ 5.266.501,10 que dividido pelas 5 fases de extração, fica em torno de R\$ 1.053.300,22 por fase de decapeamento. De maneira análoga, além dos custos com estéril, soma-se a este os custos com perfuração e desmonte das construções dos acessos que somados dá em torno de R\$ 1.094.324,15, um aumento de custo de 4 %.

Ainda que haja este aumento nos custos com o desenvolvimento das frentes de lavra, haverá a recompensa que virá sob a redução dos custos de cerca de R\$ 100.000,00 por ano.

Conclui-se que os acessos para o transporte de minério em minas a céu aberto, mais especificamente as pedreiras, devem ser avaliados ao longo do desenvolvimento da

mina a fim de verificar e adaptar suas direções a cada avanço de lavra. O planejamento de longo prazo, por meio de ferramentas computacionais viabiliza este estudo tornando o transporte menos oneroso e contribui para uma produção mais sustentável.

Como trabalhos futuros que visem reduzir ainda mais os custos com o transporte, propõe-se o estudo para avaliar as condições de viabilidade técnica e econômica, da alternativa de transporte por correia transportadora frente ao modelo tradicional de escavadeira-caminhões atual e considerar a variabilidade de outras variáveis por meio de série histórica como preço do diesel, custo da perfuração e desmonte já que o estudo foi feito considerando os próximos 11 anos e pode haver oscilações significativas dessas variáveis ao longo deste período.

REFERÊNCIAS

- ALMEIDA, F.F.M. **O Cráton do São Francisco**. Revista Brasileira Geociências. Vol.4: 1977. p. 349-364.
- ALMEIDA, S. L. M.; LUZ, A. B. **Manual de Agregados Para Construção Civil**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2009. 228 p.
- Apostila: **Análise de Risco Aplicada a Avaliação de Projetos de Mineração**, Centro de Tecnologia e Geociências, Recife. 2014.
- BARBOSA, J. S. F.; CRUZ, S. S. P.; SOUZA, J. S. DE 2012. **Terrenos Metamórficos do Embasamento**. In: Barbosa, j. S. F. (Coordenação Geral). Geologia da Bahia. Pesquisa e Atualização. Salvador. Volume 1, 2012. P. 101-201.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Engineering rock mass classifications**. 1th ed. Wiley-Interscience, 1989. pp. 51-72. ISBN 0-471-60172-1.
- BLANK, L. T.; TARQUIN, A. J. **Engenharia Econômica**, 7ª ed. São Paulo, McGraw-Hill, 2012.
- BLANK, L. T.; TARQUIN, A. J. **Basic Engineering Economy**, 1th ed. Nova Iorque, McGraw-Hill, 2008.
- BOLKER, A. H.; LIRBERMAN, G. J. **Engineering Statistics**. 2th ed. New Jersey. Prentice-Hall. 1972. 641 p.
- CATERPILLAR. **Manual de Desempenho da Caterpillar**. 42ª edição. 2012. Editora Caterpillar Inc., Peoria, Illinois, EUA.
- COSTA, R. R. (1979) - **Projeto de Mineração**, Ed. UFOP, Vol. 1, Ouro Preto, il.

CURI, A. **Apostila de Planejamento de Lavra**. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2006, 102p.

DAMODARAN, A. **Avaliação de Investimento**: Ferramentas e Técnicas Para a Determinação do Valor de Qualquer Ativo. 3ª ed. Qualitymark, 1997.

DARLING, P. **Mining Engineering Handbook**. 3th ed, SME, Littleton, Colorado, 2011.

DAVIS, J.C. **Statistics And Data Analysis In Geology**, 3th ed. Wiley. New York. 2002. 646 p.

DEUTSCH, C. V e Rossi M. E. **Mineral Resources Estimation**. 4th. ed. New York. Springer. 2014.

DEUTSCH, C. V e PYRCZ, M. J. **Geoestatistical Reservoir Modeling**. 2th ed. New York, Oxford, 2014.

FERREIRA, G. E.; ANDRADE, J. G. **Tratamento de Minérios**: Elaboração e avaliação econômica de projetos de mineração. 5.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010.

HARTMAN, H. L. **Mining Engineering Handbook**. 2th ed, SME, Littleton, Colorado, 1992.

HILLIER, F. S.; LIEBERMAN, G. J. **Introduction To Operations Research**. 9th ed. Boston: McGraw-Hill, 2010.

HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. **Open Pit Mine Planning & Design**, Porto Alegre: Irradiação Sul Ltda. Vol. 1: Fundamentals. 1995. 636 p.

HUSTRULID, W., KUCHTA, M. **Open Pit Mine Planning & Design**. Volume 1- Fundamentals. 3th ed. A. A. Balkema, Rotterdam. 1998. p. 95-96.

IN THE MINE. São Paulo: Facto Editorial, edição n. 50, ano IX, junho 2014. 134 p. **Gestão de Processo e Tecnologia Para Mineração**.

JIMENO, C.; JIMENO, E.; CARCEDO, F. J. **Drilling and Blasting of Rocks**. Rotterdam: A.A. Balkema, 1995.

LEE, T.D. 1984. **Planning And Mine Feasibility Study** – An owners perspective. In: Proceedings of the 1984 NWMA Short Course ‘Mine Feasibility – Concept to Completion’ (G.E. McKelvey, compiler). Spokane,WA.

LAW, A. M.; KELTON, W. D. **Simulation Modeling and Analysis**. 3th ed. New York: McGraw-Hill, 2000, 760 p.

LUBISCO, NÍDIA MARIA LIENERT. **Manual de Estilo Acadêmico: monografias, dissertações e teses** / Nídia M. L. Lubisco, Sônia Chagas Vieira, Isnaia Veiga Santana. 4. ed. rev. e ampl. – Salvador: EDUFBA, 2008. 145 p.

MACHADO, H. O. WHITTLE. **Planejamento Estratégico de Mina**, Gemcom do Brasil LTDA. 2005. 165 p.

MANUAL PROMODEL 4.22 – **User’s Guide**. ProModel Corporation. USA. 2002.

MARANHÃO, R. J. L. **Introdução à Pesquisa Mineral**. 2a ed. BNB. ETENE Fortaleza. 1983. 680p.

MCKENZIE, B.W. 1980. **Looking For The Improbable Needle In a Haystack**. The Economics of Base Metal Exploration in Canada. Queens University, Ontario: Working Paper N° 19.

OLIVEIRA, J. A. N. **Engenharia Econômica: Uma Abordagem às Decisões de Investimentos**. São Paulo, Mc Grow-Hil, 1982.

PINTO, L. R.; MERSCHMANN, L. H. C. **Planejamento Operacional de Mina Usando Modelos Matemáticos**.

RICHARDS, M., WEST, S. **Fundamentals Of Earth Moving**. LACD Mining Equipment Forum. Calama, Chile. November 2003.

SILVA, V. C. **Carregamento e Transporte de Rochas**. Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto. 2009.

WALPOLE R, E. et al. **Probability & Statistics For Engineers & Scientists**. 9th ed. Boston. Prentice Hall. 2012. ISBN 978-0-321-62911-1.

ZIMMERMMANN, E. e KRUSE, W. **Mobile Crushing and Conveying In Quarries** – a change for better and cheap production. Alemanha, 2006. 7p.

ANEXO A – DISTRIBUIÇÃO χ^2 Tabela 10 - Distribuição χ^2

Distribuição Qui-Quadrado

$v \backslash \alpha$	0,995	0,99	0,975	0,95	0,90	0,75	0,50	0,25	0,10	0,05	0,025	0,01	0,005	0,001
1	0,0004	0,002	0,001	0,004	0,016	0,102	0,455	1,323	2,706	3,841	5,024	6,635	7,879	10,828
2	0,010	0,020	0,051	0,103	0,211	0,575	1,386	2,773	4,605	5,991	7,378	9,210	10,597	13,816
3	0,072	0,115	0,216	0,352	0,584	1,213	2,366	4,108	6,251	7,815	9,348	11,345	12,838	16,266
4	0,207	0,297	0,484	0,711	1,064	1,923	3,357	5,385	7,779	9,488	11,143	13,277	14,860	18,467
5	0,412	0,554	0,831	1,145	1,610	2,675	4,351	6,626	9,236	11,071	12,833	15,086	16,750	20,515
6	0,676	0,872	1,237	1,635	2,204	3,455	5,348	7,841	10,645	12,592	14,449	16,812	18,548	22,458
7	0,989	1,239	1,690	2,167	2,833	4,255	6,346	9,037	12,017	14,067	16,013	18,475	20,278	24,322
8	1,344	1,646	2,180	2,733	3,490	5,071	7,344	10,219	13,362	15,507	17,535	20,090	21,955	26,125
9	1,735	2,088	2,700	3,325	4,168	5,899	8,343	11,389	14,684	16,919	19,023	21,666	23,589	27,877
10	2,156	2,558	3,247	3,940	4,865	6,737	9,342	12,549	15,987	18,307	20,483	23,209	25,188	29,588
11	2,603	3,053	3,816	4,575	5,578	7,584	10,341	13,701	17,275	19,675	21,920	24,725	26,757	31,264
12	3,074	3,571	4,404	5,226	6,304	8,438	11,340	14,845	18,549	21,026	23,337	26,217	28,299	32,909
13	3,565	4,107	5,009	5,892	7,042	9,299	12,340	15,984	19,812	22,362	24,736	27,688	29,819	34,528
14	4,075	4,660	5,629	6,571	7,790	10,165	13,339	17,117	21,064	23,685	26,119	29,141	31,319	36,123
15	4,601	5,229	6,262	7,261	8,547	11,036	14,339	18,245	22,307	24,996	27,488	30,578	32,801	37,697
16	5,142	5,812	6,908	7,962	9,312	11,912	15,338	19,369	23,542	26,296	28,845	32,000	34,267	39,252
17	5,697	6,408	7,564	8,672	10,085	12,792	16,338	20,489	24,769	27,587	30,191	33,409	35,718	40,790
18	6,265	7,015	8,231	9,390	10,865	13,675	17,338	21,605	25,989	28,869	31,526	34,805	37,156	43,312
19	6,844	7,633	8,907	10,117	11,651	14,562	18,338	22,718	27,204	30,144	32,852	36,191	38,582	43,820
20	7,434	8,260	9,591	10,851	12,443	15,452	19,337	23,828	28,412	31,410	34,170	37,566	39,997	45,315
21	8,034	8,897	10,283	11,591	13,240	16,344	20,337	24,935	29,615	32,671	35,479	38,932	41,401	46,797
22	8,643	9,542	10,982	12,338	14,042	17,240	21,337	26,039	30,813	33,924	36,781	40,289	42,796	48,268
23	9,260	10,196	11,689	13,091	14,848	18,137	22,337	27,141	32,007	35,172	38,076	41,638	44,181	49,728
24	9,886	10,856	12,401	13,848	15,659	19,037	22,337	28,241	33,196	36,415	39,364	42,980	45,559	51,179
25	10,520	11,524	13,120	14,611	16,473	19,939	24,337	29,339	34,382	37,652	40,646	44,314	46,928	52,620
26	11,160	12,198	13,844	15,379	17,292	20,843	25,336	30,434	35,563	38,885	41,923	45,642	48,290	54,052
27	11,808	12,879	14,573	16,151	18,114	21,749	26,336	31,528	36,741	40,113	43,194	46,963	49,645	55,476
28	12,461	13,565	15,308	16,928	18,939	22,657	27,336	32,620	37,916	41,337	44,461	48,278	50,993	56,892
29	13,121	14,257	16,047	17,708	19,768	23,567	28,336	33,711	39,087	42,557	45,722	49,588	52,336	58,302
30	13,787	14,954	16,791	18,493	20,599	24,478	29,336	34,800	40,256	43,773	46,979	50,892	53,672	59,703
31	14,458	15,655	17,539	19,281	21,434	25,390	30,336	35,887	41,422	44,985	48,232	52,191	55,003	61,098
32	15,134	16,362	18,291	20,072	22,271	26,304	31,336	36,973	42,585	46,194	49,480	53,486	56,328	62,487
33	15,815	17,074	19,047	20,867	23,110	27,219	32,336	38,058	43,745	47,400	50,725	54,776	57,648	63,870
34	16,501	17,789	19,806	21,664	23,952	28,136	33,336	39,141	44,903	48,602	51,966	56,061	58,964	65,247
35	17,192	18,509	20,569	22,465	24,797	29,054	34,336	40,223	46,059	49,802	53,203	57,342	60,275	66,619
36	17,887	19,233	21,336	23,269	25,643	29,973	35,336	41,304	47,212	50,998	54,437	58,619	61,581	67,985
37	18,586	19,960	22,106	24,075	26,492	30,893	36,336	42,383	48,363	52,192	55,668	59,892	62,883	69,346
38	19,289	20,691	22,878	24,884	27,343	31,815	37,335	43,462	49,513	53,384	56,896	61,162	64,181	70,701
39	19,996	21,426	23,654	25,695	28,196	32,737	38,335	44,539	50,660	54,572	58,120	62,428	65,476	72,055
40	20,707	22,164	24,433	26,509	29,051	33,660	39,335	45,616	51,805	55,758	59,342	63,691	66,766	73,402
41	21,421	22,906	25,215	27,326	29,907	34,585	40,335	46,692	52,949	56,942	60,561	64,950	68,053	74,745
42	22,138	23,650	25,999	28,144	30,765	35,510	41,335	47,766	54,090	58,124	61,777	66,206	69,336	76,084
43	22,859	24,398	26,785	28,965	31,625	36,436	42,335	48,840	55,230	59,304	62,990	67,459	70,616	77,419
44	23,584	25,148	27,575	29,787	32,487	37,363	43,335	49,913	56,369	60,481	64,201	68,710	71,893	78,750
45	24,311	25,901	28,366	30,612	33,350	38,291	44,335	50,985	57,505	61,656	65,410	69,957	73,166	80,077

ANEXO B – PARÂMETROS GEOMECÂNICO χ^2

Tabela 11 – Classificação Geomecânica – RMR (Adaptado de Bianiawiski, 1989).

Parâmetros de classificação									
1	Resistência do material rochoso intacto	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	>250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	<1
		Valores ponderais	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)	Valores ponderais	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	<25		
			20	17	13	8	3		
3	Descontinuidades (m)	Valores ponderais	>2	0,6 - 2	0,2 - 0,6	0,06 - 0,2	<0,06		
			20	15	10	8	5		
4	Condições das descontinuidades	Comprimento descontinuidade (m)	<1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	>20		
		Valores ponderais	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Nenhuma	<0,1	0,1 - 1	1 - 5	>5		
		Valores ponderais	6	5	4	1	0		
		Rugosidade	Muito rugosa	Rugosa	Ligeiramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valores ponderais	6	5	3	1	0		
		Preenchimento (mm)	Nenhuma	Duro <5	Duro > 5	Mole <5	Mole > 5		
		Valores ponderais	6	4	2	2	0		
		Meteorização	Inalterada	Ligeiramente alterada	Moderadamente alterada	Muito alterada	Decomposta		
		Valores ponderais	6	5	3	1	0		
5	Presença de água	Condições gerais do maciço	Seco	Ligeiramente e húmido	Húmido	Escorrimentos	Fluxo abundante		
		Valores ponderais	15	10	7	4	0		

ANEXO C – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 08

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	tprac britd	0.21	0.27	0.29	0.29	0.21	0.19	0.11	0.24	1.61	4.44	0.29	0.34	0.35	2.59	0.33	0.23	0.25	0.21	0.42	0.21
	t.R1	0.17	0.17	0.18	0.21	0.17	0.16	0.16	0.18	0.22	0.45	0.17	0.17	0.16	0.26	0.18	0.16	0.18	0.20	0.19	0.19
	t.R2	0.18	0.17	0.18	0.29	0.18	0.17	0.16	0.21	0.18	0.29	0.17	0.15	0.16	0.29	0.16	0.15	0.19	0.18	0.18	0.18
	t.R3	0.33	0.34	0.34	0.25	0.29	0.29	0.32	0.33	0.35	0.26	0.33	0.28	0.28	0.26	0.31	0.29	0.32	0.22	0.31	0.24
	t.R4	0.33	0.30	0.35	0.37	0.32	0.21	0.33	0.34	0.42	0.33	0.37	0.30	0.33	0.34	0.29	0.32	0.33	0.33	0.30	0.33
	t.R5	0.35	0.32	0.34	0.41	0.30	0.33	0.33	0.56	0.35	0.39	0.60	0.35	0.33	0.36	0.33	0.35	0.36	0.34	0.34	0.37
	t.R6	0.39	0.34	0.28	0.47	0.36	0.40	0.38	0.37	0.46	0.44	0.42	0.50	0.47	0.38	0.41	0.36	0.39	0.41	0.37	0.42
	t.reta	0.32	0.32	0.33	0.34	0.36	0.36	0.34	0.36	0.33	0.37	0.39	0.33	0.32	0.32	0.34	0.37	0.33	0.34	0.32	0.34
	tmnb desc	0.47	0.40	0.50	0.67	0.42	0.38	0.94	0.94	0.81	0.68	1.08	1.10	0.79	0.54	0.70	0.47	0.61	0.56	0.59	0.46
	t.parado	6.36	6.35	0.00	2.80	0.28	0.20	2.82	5.82	0.00	2.01	2.53	0.00	3.06	7.98	0.26	1.00	0.00	2.52	8.23	5.72
	t.carga	3.20	2.63	3.18	3.11	2.99	2.83	5.92	4.02	2.78	4.67	3.36	3.32	3.44	3.60	3.14	2.78	3.00	6.24	5.33	4.92
C/CARGA	t.praca carg	0.78	0.77	0.94	0.75	0.75	0.64	0.47	0.65	4.57	0.71	0.63	0.63	0.65	0.59	0.52	0.65	0.73	0.54	0.59	0.45
	t.R6	0.47	0.49	0.46	0.48	0.46	0.48	0.46	0.50	0.39	0.54	0.47	0.43	0.46	0.46	0.44	0.49	0.35	0.45	0.50	0.45
	t.R5	0.44	0.47	0.45	0.43	0.49	0.48	0.47	0.51	0.45	0.45	0.48	0.52	0.49	0.46	0.49	0.50	0.48	0.46	0.52	0.47
	t.R4	0.49	0.49	0.47	0.48	0.48	0.48	0.47	0.52	0.53	0.61	0.48	0.44	0.50	0.49	0.48	0.48	0.48	0.50	0.49	0.46
	t.R3	0.54	0.69	0.50	0.56	0.34	0.49	0.48	0.64	0.63	0.34	0.50	0.35	0.57	0.59	0.58	0.47	0.46	0.39	0.46	0.38
	t.R2	0.45	0.20	0.24	0.37	0.27	0.39	0.32	0.44	0.29	0.29	0.20	0.22	0.26	0.26	0.38	0.31	0.35	0.27	0.36	0.35
	t.R1	0.44	0.45	0.50	0.45	0.39	0.44	0.46	0.49	0.59	0.60	0.49	0.49	0.44	0.53	0.45	0.48	0.50	0.45	0.47	0.45
	t.mnb carreg	0.64	0.52	1.36	0.41	0.62	0.46	0.61	0.56	0.48	3.84	0.45	1.42	0.50	1.00	0.48	0.34	0.48	0.47	0.62	0.60
	t.descarg	0.66	0.57	2.12	0.52	0.89	0.89	1.07	1.60	0.79	0.48	1.88	3.47	2.84	1.27	0.51	0.91	1.59	0.46	0.87	0.60
	t.toal	16.98	17.21	16.26	13.03	13.66	10.55	10.28	16.62	19.27	16.23	22.18	15.28	14.82	16.41	22.56	10.79	11.12	11.39	15.54	21.46

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	tprac britd	0.30	0.21	0.21	0.20	0.23	0.22	0.17	0.20	0.19	0.25	1.94	0.57	0.26	0.29	0.16	0.29	0.25	0.87	0.43	0.19
	t.R1	0.12	0.19	0.20	0.20	0.14	0.93	0.16	0.18	0.19	0.19	0.21	0.22	0.19	0.19	0.23	0.20	0.19	0.23	0.23	0.16
	t.R2	0.17	0.17	0.18	0.18	0.18	0.18	0.16	0.17	0.17	0.18	0.17	0.18	0.17	0.18	0.18	0.18	0.18	0.20	0.24	0.14
	t.R3	0.30	0.21	0.34	0.32	0.29	0.20	0.25	0.30	0.28	0.29	0.57	0.34	0.30	0.32	0.31	0.33	0.23	0.28	0.37	0.28
	t.R4	0.30	0.51	0.34	0.23	0.30	0.28	0.25	0.24	0.30	0.28	0.23	0.33	0.21	0.37	0.32	0.34	0.33	0.39	0.32	0.30
	t.R5	0.36	0.39	0.36	0.37	0.32	0.31	0.30	0.35	0.33	0.31	0.32	0.34	0.33	0.39	0.35	0.35	0.45	0.33	0.47	0.29
	t.R6	0.36	0.46	0.46	0.47	0.37	0.38	0.36	0.41	0.39	0.46	0.38	0.60	0.43	0.42	0.42	0.37	0.69	0.33	0.22	0.51
	t.reta	0.36	0.37	0.39	0.40	0.40	0.37	0.42	0.51	0.54	0.51	0.44	0.34	0.36	0.36	0.34	0.33	0.33	0.39	0.34	0.42
	tmnb desc	1.05	0.41	0.54	0.67	0.58	0.62	0.36	0.33	1.56	0.47	0.40	0.50	0.67	0.58	0.38	0.72	0.88	1.10	0.52	0.76
	t.parado	5.03	5.40	9.39	2.86	5.72	12.35	5.86	8.35	5.34	7.83	17.94	9.70	18.98	2.95	4.71	2.60	9.50	8.09	11.09	10.00
	t.carga	4.31	4.38	4.51	5.31	5.16	4.74	6.91	5.64	5.11	4.30	13.74	5.81	5.56	5.43	6.74	5.31	9.21	6.55	2.94	5.71
C/CARGA	t.praca carg	0.52	0.57	0.63	0.61	2.60	0.50	0.52	0.70	0.80	0.70	0.64	0.67	0.70	0.76	0.73	0.66	0.74	1.10	0.45	1.20
	t.R6	0.45	0.41	0.43	0.43	0.50	0.45	0.44	0.44	0.46	0.43	0.44	0.43	0.46	0.46	0.45	0.43	1.74	0.38	0.73	0.40
	t.R5	0.48	0.47	0.47	0.48	0.45	0.45	0.46	0.46	0.47	0.46	0.46	0.46	0.46	0.46	0.45	0.46	1.74	0.36	0.89	0.63
	t.R4	0.48	0.46	0.48	0.47	0.48	0.49	0.57	0.48	0.46	0.47	0.48	0.49	0.50	0.49	0.47	0.48	1.00	0.42	0.62	0.58
	t.R3	0.35	0.47	0.54	0.51	0.34	0.64	0.47	0.37	0.55	0.60	0.45	0.45	0.41	0.46	0.60	0.49	0.54	0.53	0.43	0.62
	t.R2	0.29	0.27	0.23	0.23	0.29	0.30	0.27	0.30	0.38	0.34	0.29	0.32	0.37	0.47	0.20	0.29	0.26	0.36	0.44	0.26
	t.R1	0.46	0.45	0.45	0.45	0.46	0.45	0.35	0.44	0.44	0.43	0.45	0.43	0.46	0.46	0.49	0.46	1.76	0.67	0.47	0.54
	t.mnb carreg	0.50	0.48	0.61	0.58	0.56	0.45	0.59	0.45	0.57	0.51	0.50	0.60	0.55	0.50	0.59	0.57	0.67	1.43	0.55	0.44
	t.descarg	0.79	0.68	0.57	0.68	0.62	1.12	0.44	0.59	0.64	0.76	0.46	2.44	0.62	1.31	0.62	1.88	2.20	2.35	1.01	2.15
	t.toal	16.98	16.97	21.32	15.65	20.00	25.45	19.30	20.89	19.18	19.76	40.49	25.23	31.99	16.85	18.74	16.73	32.88	26.38	22.76	25.59

Cond.	Elementos	Tempo (min)									
S/CARGA	tprac britd	0.30	0.45	0.49	0.54	1.24	0.64	0.85	0.98	0.47	2.04
	t.R1	0.27	0.29	0.32	0.30	0.32	0.15	0.27	0.26	0.20	0.24
	t.R2	0.18	0.16	0.15	0.20	0.16	0.23	0.17	0.16	0.17	0.24
	t.R3	0.29	0.27	0.37	0.37	0.24	0.35	0.24	0.29	0.43	0.27
	t.R4	0.37	0.33	0.37	0.37	0.33	0.26	0.34	0.29	0.33	0.40
	t.R5	0.39	0.35	0.31	0.38	0.33	0.26	0.43	0.47	0.35	0.30
	t.R6	0.47	0.40	0.33	0.34	0.38	0.55	0.43	0.34	0.30	0.45
	t.reta	0.38	0.36	0.38	0.40	0.34	0.40	0.35	0.31	0.35	0.33
	tmnb desc	0.80	0.57	0.91	0.90	0.44	0.54	0.79	0.37	0.62	0.61
	t.parado	12.08	5.82	6.12	11.70	11.24	6.52	11.51	0.00	2.56	3.50
	t.carga	4.57	3.98	4.87	2.80	3.47	5.29	4.07	5.60	3.23	5.30
C/CARGA	t.praca carg	0.57	0.53	0.82	0.88	0.55	0.76	1.95	0.96	0.43	0.78
	t.R6	0.41	0.68	0.82	0.75	0.42	0.44	0.49	0.67	0.42	0.43
	t.R5	0.51	0.76	0.41	0.56	0.62	0.68	0.76	0.47	0.43	0.52
	t.R4	0.52	0.39	0.48	0.34	0.57	0.40	0.48	0.41	0.50	0.38
	t.R3	0.54	0.44	0.43	0.46	0.43	0.68	0.37	0.37	0.36	0.56
	t.R2	0.28	0.69	0.44	0.36	0.31	0.44	0.40	0.39	0.31	0.32
	t.R1	0.52	0.44	0.37	0.58	0.57	0.58	0.51	0.78	0.63	0.69
	t.mnb carreg	0.48	0.73	0.64	1.24	0.44	1.28	0.79	0.87	0.57	1.51
	t.descarg	0.80	1.98	1.19	0.67	1.92	0.53	1.39	1.29	0.56	0.57
	t.toal	16.98	24.74	19.62	20.21	24.13	24.31	20.99	26.60	15.27	13.22

ANEXO D – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 06

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	t.prac britd	0.25	0.34	0.36	0.32	0.28	0.37	0.26	0.37	0.22	0.20	0.24	0.23	0.21	0.25	0.44	0.28	0.20	0.24	0.39	0.28
	t.R1	0.16	0.22	0.66	0.68	0.54	0.55	0.22	0.41	0.37	0.37	0.28	0.25	0.26	0.46	0.26	0.24	0.28	0.24	0.36	0.69
	t.R2	0.25	0.30	0.17	0.19	0.19	0.20	0.25	0.28	0.18	0.18	0.20	0.19	0.22	0.17	0.31	0.20	0.19	0.25	0.17	0.19
	t.R3	0.48	0.52	0.48	0.78	0.45	0.47	0.45	0.29	0.17	0.33	0.27	0.32	0.30	0.33	0.30	0.71	0.34	0.35	0.30	0.52
	t.R4	0.28	1.46	0.39	0.45	0.25	0.33	0.52	0.33	0.30	0.24	0.34	0.31	0.32	0.34	0.31	0.32	0.34	0.34	0.31	0.58
	t.R5	0.47	0.36	0.40	0.46	0.34	0.32	0.53	0.35	0.31	0.37	0.38	0.33	0.38	0.34	0.35	0.54	0.36	0.38	0.36	0.37
	t.R6	0.49	0.36	0.46	0.40	0.41	0.37	0.62	0.36	0.36	0.39	0.50	0.53	0.80	0.38	0.38	0.50	0.50	0.44	0.39	0.52
	t.reta	0.46	0.35	0.35	0.37	0.39	0.35	0.24	0.31	0.37	0.38	0.39	0.37	0.51	0.43	0.33	0.33	0.31	0.45	0.34	0.27
	t.mnb desc	0.55	0.51	0.45	0.47	0.63	0.47	0.35	0.80	0.97	0.67	0.83	0.66	0.53	0.64	0.71	0.74	0.90	0.64	0.35	0.38
	t.parado	23.70	0.00	6.22	48.73	7.34	1.32	3.93	0.00	0.00	0.00	0.00	0.08	3.72	1.51	1.08	0.61	4.42	0.68	6.18	1.93
	t.carga	4.39	3.92	4.81	2.86	3.20	6.34	3.59	2.97	2.93	3.20	3.18	3.75	2.97	2.82	3.23	3.55	3.72	3.90	2.94	3.2
C/CARGA	t.praca carg	0.80	0.69	0.69	0.72	0.74	0.87	0.63	0.64	0.76	0.79	0.57	0.62	0.89	0.60	1.27	0.75	0.72	0.77	0.72	0.72
	t.R6	0.65	0.64	0.66	0.80	0.73	0.72	1.17	0.64	0.68	0.69	0.67	0.67	0.71	0.71	0.91	0.71	0.69	0.70	0.71	0.62
	t.R5	0.60	0.60	0.63	0.82	0.74	0.76	1.15	0.72	0.67	0.65	0.68	0.92	0.67	0.69	0.51	0.68	0.75	0.63	0.69	0.50
	t.R4	0.66	0.67	0.68	0.74	0.72	0.71	0.95	0.72	0.73	0.76	0.82	0.48	0.74	0.73	0.62	0.77	0.71	0.77	0.72	0.73
	t.R3	0.50	0.49	0.71	0.35	0.53	0.55	0.45	0.39	0.37	0.40	0.41	0.49	0.38	0.37	0.40	0.33	0.44	0.33	0.54	0.44
	t.R2	0.22	0.22	0.20	0.39	0.27	0.31	0.35	0.29	0.26	0.27	0.27	0.27	0.28	0.29	0.56	0.30	0.28	0.29	0.29	0.31
	t.R1	0.57	0.59	0.59	0.53	0.60	0.63	0.55	0.55	0.55	0.54	0.55	0.54	0.54	0.61	0.42	0.60	0.59	0.62	0.57	0.47
	t.mnb carreg	0.45	1.24	0.45	0.56	0.41	0.58	0.68	0.55	0.64	0.70	0.70	0.61	0.54	0.60	0.43	0.56	1.06	0.53	0.82	0.52
	t.descarg	0.33	4.37	1.26	0.34	0.49	0.51	1.26	0.48	0.72	0.38	0.40	0.37	0.44	0.71	0.35	0.92	0.26	0.93	0.48	0.38
t.toal		36.26	17.84	20.62	60.96	19.24	16.72	18.13	11.45	11.58	11.52	11.66	11.99	15.42	12.99	13.16	13.62	17.06	13.48	17.62	13.62

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	tprac britd	0.20	0.37	0.36	0.29	0.35	0.34	0.28	0.24	0.23	0.43	0.27	0.36	0.21	0.26	0.23	0.37	0.29	0.29	0.25	0.21
	t.R1	0.41	0.28	0.31	0.49	0.29	0.61	1.05	0.34	0.25	0.66	0.58	0.39	0.14	0.58	0.72	0.28	0.45	0.69	0.22	0.39
	t.R2	0.16	0.22	0.24	0.24	0.25	0.18	0.29	0.17	0.22	0.19	0.21	0.25	0.18	0.27	0.22	0.19	0.18	0.20	0.23	0.26
	t.R3	0.40	0.47	0.27	0.58	0.35	0.58	0.23	0.51	0.47	0.30	0.45	0.41	0.46	0.40	0.36	0.56	0.27	0.52	0.40	0.36
	t.R4	0.27	0.53	0.39	0.33	0.46	0.37	0.57	0.33	0.51	0.52	0.16	0.51	0.63	0.64	0.34	0.52	0.42	0.34	0.47	0.45
	t.R5	0.32	0.43	0.33	0.37	0.35	0.34	0.38	0.31	0.42	0.45	0.36	0.40	0.36	0.38	0.42	0.49	0.33	0.38	0.40	0.52
	t.R6	0.62	0.44	0.59	0.39	0.42	0.44	0.61	0.35	0.68	0.48	0.39	0.45	0.52	0.30	0.60	0.42	0.45	0.56	0.47	0.41
	t.reta	0.30	0.38	0.25	0.35	0.36	0.44	0.44	0.35	0.39	0.33	0.33	0.23	0.35	0.37	0.34	0.34	0.36	0.40	0.44	0.41
	tmnb desc	0.67	0.39	0.38	0.40	0.35	0.37	0.36	1.15	0.54	0.95	0.80	0.64	1.55	0.54	0.51	0.45	0.47	0.53	0.63	0.53
	t.parado	10.00	11.71	15.40	10.17	7.19	0.00	20.15	15.28	10.41	0.00	12.63	0.23	7.56	2.26	4.71	3.40	27.51	8.03	25.06	10.52
	t.carga	2.78	2.78	2.90	2.59	3.22	4.02	4.62	3.92	4.90	3.62	4.80	3.85	3.17	4.36	2.83	3.05	3.68	3.78	2.54	3.01
C/CARGA	t.praca carg	0.55	0.69	0.65	1.02	0.92	0.57	0.74	0.85	0.77	0.81	0.59	0.73	0.60	0.57	0.86	0.72	0.78	0.78	0.47	0.89
	t.R6	0.70	0.77	0.84	0.61	0.75	0.77	0.85	0.62	0.86	0.59	0.80	0.67	0.73	0.94	0.60	0.81	0.78	0.99	0.64	0.90
	t.R5	0.59	0.88	0.94	0.62	0.87	0.32	0.41	0.87	0.80	0.71	0.49	0.81	0.53	0.55	0.59	0.45	0.59	0.57	0.42	0.83
	t.R4	0.80	0.83	0.69	0.84	0.68	0.73	0.76	0.61	0.87	0.67	0.70	0.81	0.58	0.78	0.72	0.80	0.75	0.62	0.61	0.75
	t.R3	0.44	0.56	0.57	0.46	0.50	0.55	0.55	0.50	0.55	0.55	0.38	0.59	0.33	0.45	0.43	0.65	0.45	0.59	0.44	0.47
	t.R2	0.30	0.24	0.34	0.28	0.23	0.32	0.30	0.37	0.37	0.42	0.40	0.36	0.24	0.23	0.35	0.28	0.21	0.37	0.26	0.41
	t.R1	0.66	0.57	0.66	0.51	0.62	0.59	0.49	0.59	0.56	0.56	0.58	0.54	0.53	0.59	0.50	0.55	0.56	0.53	0.59	0.58
	t.mnb carreg	0.42	0.47	1.51	0.48	0.90	0.52	0.48	0.45	0.41	0.35	0.33	0.37	0.36	0.50	0.42	0.33	0.71	0.57	0.44	0.58
	t.descarg	0.57	0.51	0.39	0.49	0.37	0.48	0.52	0.62	0.36	0.45	0.49	0.42	0.39	1.59	0.39	0.65	0.56	5.42	0.99	1.07
	t.toal	21.18	23.51	28.02	21.52	19.43	12.54	34.07	28.43	24.56	13.04	25.73	13.03	19.42	16.56	16.15	15.31	39.81	26.17	35.96	23.54

Cond.	Elementos	Tempo (min)									
S/CARGA	tprac britd	0.30	0.40	0.23	0.29	0.22	0.31	0.21	0.22	0.26	0.38
	t.R1	0.21	0.54	0.36	0.89	0.47	0.36	0.30	0.46	0.34	0.49
	t.R2	0.20	0.28	0.19	0.28	0.24	0.22	0.25	0.29	0.20	0.22
	t.R3	0.47	0.33	0.55	0.38	0.32	0.66	0.30	0.56	0.29	0.21
	t.R4	0.80	0.22	0.43	0.69	0.62	0.46	0.31	0.47	0.58	0.53
	t.R5	0.39	0.46	0.39	0.47	0.39	0.41	0.49	0.24	0.46	0.33
	t.R6	0.41	0.44	0.26	0.41	0.52	0.64	0.49	0.50	0.49	0.46
	t.reta	0.37	0.44	0.35	0.41	0.34	0.35	0.39	0.39	0.39	0.37
	tmnb desc	0.35	0.51	0.65	0.78	0.78	0.44	0.83	0.60	0.94	0.52
	t.parado	0.00	18.64	0.00	0.78	0.00	0.00	5.34	0.00	0.00	4.44
	t.carga	2.63	3.22	2.94	2.75	3.20	3.18	2.98	3.39	3.29	2.78
C/CARGA	t.praca carg	0.99	0.65	0.70	0.62	0.83	0.56	0.52	0.64	0.85	0.92
	t.R6	0.70	0.91	0.76	0.82	0.73	0.73	0.73	0.67	0.74	0.87
	t.R5	0.99	0.60	0.65	0.87	0.51	0.59	0.81	0.62	0.61	0.61
	t.R4	0.83	0.69	0.68	0.75	0.83	0.73	0.69	0.71	0.77	0.70
	t.R3	0.45	0.66	0.55	0.51	0.57	0.55	0.62	0.40	0.39	0.42
	t.R2	0.34	0.32	0.34	0.30	0.40	0.29	0.20	0.42	0.49	0.17
	t.R1	0.60	0.55	0.59	0.60	0.55	0.55	0.50	0.62	0.51	0.60
	t.mnb carreg	0.51	0.51	0.51	0.49	0.51	0.46	0.50	0.45	0.44	0.56
	t.descarg	0.69	1.07	0.69	0.46	4.98	0.40	0.46	0.49	0.38	0.36
	t.toal	12.22	31.45	11.82	13.55	17.03	11.88	16.92	12.16	12.44	15.93

ANEXO E – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 05

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	tprac britd	0.30	0.35	0.24	0.25	0.35	0.18	0.24	0.20	0.17	0.19	0.18	0.30	0.28	0.44	0.26	0.23	0.21	0.41	0.35	0.26
	t.R1	0.36	0.18	0.26	0.40	0.25	0.20	0.18	0.18	0.18	0.17	0.20	0.22	0.22	0.38	0.24	0.25	0.30	0.20	0.23	0.25
	t.R2	0.23	0.17	0.17	0.19	0.19	0.18	0.44	0.41	0.17	0.17	0.18	0.20	0.18	0.35	0.24	0.23	0.27	0.20	0.16	0.22
	t.R3	0.27	0.28	0.30	0.27	0.32	0.31	0.35	0.33	0.32	0.30	0.35	0.33	0.26	0.29	0.27	0.32	0.32	0.38	0.31	0.33
	t.R4	0.34	0.33	0.37	0.23	0.33	0.31	0.37	0.34	0.23	0.32	0.46	0.33	0.33	0.28	0.38	0.35	0.34	0.35	0.29	0.40
	t.R5	0.27	0.36	0.36	0.37	0.37	0.36	0.45	0.36	0.34	0.28	0.35	0.39	0.41	0.37	0.38	0.35	0.34	0.38	0.29	0.40
	t.R6	0.39	0.35	0.36	0.44	0.43	0.36	0.64	8.56	0.33	0.36	0.33	0.46	0.38	0.36	0.40	0.39	0.38	0.42	0.55	0.45
	t.reta	0.32	0.44	0.36	0.45	0.46	0.34	0.33	0.29	0.45	0.34	0.33	0.37	0.40	0.39	0.43	0.36	0.36	0.40	0.38	0.35
	tmnb desc	0.47	0.40	0.50	0.76	0.42	0.38	0.94	0.94	0.81	0.68	1.08	1.10	0.79	0.54	0.70	0.47	0.61	0.56	0.59	0.46
	t.parado	2.86	2.90	4.76	0.06	0.66	1.30	0.00	1.56	1.23	1.48	0.00	3.39	1.37	1.84	3.81	1.50	1.09	1.25	2.15	0.00
	t.carga	3.99	3.30	2.94	2.59	2.94	3.37	3.00	2.56	2.70	3.08	3.59	3.85	3.77	3.00	3.70	3.50	3.72	4.39	3.90	4.08
C/CARGA	t.praca carg	0.41	1.07	0.45	0.52	0.48	0.38	0.65	0.47	0.41	0.46	0.50	0.38	0.40	1.07	0.55	0.54	0.73	0.26	0.85	0.70
	t.R6	0.65	0.97	0.64	0.64	0.92	0.63	0.72	0.61	0.66	0.66	0.62	0.64	0.65	0.69	0.70	0.67	0.55	0.48	0.62	0.56
	t.R5	0.71	0.47	0.72	0.71	0.94	0.73	0.69	1.17	0.70	0.70	0.69	0.71	0.69	0.70	0.61	0.62	0.72	0.81	0.72	0.96
	t.R4	0.72	0.70	0.71	0.73	0.71	0.67	0.73	1.06	0.71	0.72	0.76	0.74	0.69	0.69	0.83	0.66	0.67	0.82	0.63	0.74
	t.R3	0.43	0.48	0.34	0.49	0.36	0.33	0.35	0.52	0.37	0.67	0.44	0.51	0.48	0.47	0.42	0.43	0.61	0.45	0.62	0.42
	t.R2	0.28	0.32	0.32	0.37	0.31	0.35	0.35	0.28	0.32	0.43	0.23	0.38	0.23	0.35	0.47	0.29	0.16	0.51	0.20	0.38
	t.R1	0.50	0.57	0.57	0.48	0.64	0.58	0.55	0.57	0.56	0.58	0.49	0.58	0.55	0.49	0.54	0.58	0.55	0.48	0.59	0.53
	t.mnb carreg	0.49	0.52	0.58	0.65	0.53	0.95	0.51	0.59	0.59	0.51	0.68	0.51	0.53	0.68	0.54	0.59	0.48	0.50	0.58	0.65
	t.descarg	0.91	0.46	0.56	0.55	0.42	0.54	0.68	0.43	0.44	0.41	2.00	0.37	0.57	0.50	0.49	0.35	0.40	0.38	0.40	0.40
	t.toal	14.90	14.62	15.51	11.14	12.04	12.44	12.16	21.44	11.70	12.53	13.48	15.76	13.16	13.89	15.96	12.65	12.81	13.63	14.40	12.54

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	t.prac britd	0.26	0.31	0.27	0.30	0.18	0.25	0.18	0.17	0.32	0.24	0.28	0.28	0.31	0.33	0.39	0.21	0.24	0.19	0.31	0.26
	t.R1	0.25	0.35	0.12	0.11	0.11	0.28	0.25	0.41	0.33	0.24	0.19	0.14	0.28	0.19	0.37	0.30	0.33	0.19	0.32	0.24
	t.R2	0.27	0.18	0.23	0.31	0.24	0.27	0.17	0.25	0.32	0.22	0.22	0.22	0.15	0.30	0.35	0.27	0.21	0.20	0.28	0.30
	t.R3	0.32	0.32	0.25	0.18	0.32	0.36	0.25	0.23	0.27	0.27	0.28	0.33	0.26	0.33	0.29	0.27	0.28	0.25	0.28	0.23
	t.R4	0.30	0.24	0.35	0.28	0.27	0.27	0.38	0.31	0.31	0.31	0.26	0.36	0.36	0.34	0.31	0.28	0.34	0.35	0.27	0.31
	t.R5	0.41	0.37	0.37	0.39	0.36	0.35	0.30	0.29	0.41	0.38	0.39	0.33	0.41	0.38	0.25	0.36	0.40	0.25	0.35	0.38
	t.R6	0.38	0.45	0.58	0.46	0.30	0.44	0.40	0.26	0.41	0.31	0.41	0.43	0.32	0.44	0.32	0.28	0.39	0.45	0.44	0.23
	t.reta	0.42	0.34	0.43	0.38	0.42	0.38	0.37	0.37	0.38	0.31	0.36	0.36	0.39	0.31	0.33	0.31	0.33	0.43	0.40	0.35
	tmnb desc	1.05	0.41	0.54	0.67	0.58	0.62	0.36	0.33	1.56	0.47	0.40	0.50	0.67	0.58	0.38	0.72	3.86	0.88	0.88	1.02
	t.parado	0.06	2.53	2.82	0.65	0.22	3.18	0.76	2.15	1.11	1.79	3.99	3.18	3.68	1.74	0.99	1.74	0.00	0.00	0.71	0.00
	t.carga	3.05	4.01	4.37	3.59	4.89	6.99	4.50	3.23	3.52	2.94	2.91	3.90	2.34	3.02	2.58	3.47	2.60	2.72	2.39	2.45
C/CARGA	t.praca carg	0.65	0.53	0.34	0.77	0.68	0.37	0.57	0.76	0.85	0.39	0.63	0.40	0.51	0.91	0.62	0.39	0.25	0.92	0.30	0.69
	t.R6	0.65	0.66	0.75	0.62	0.79	0.72	0.88	0.67	0.64	0.70	0.68	0.71	0.64	0.67	0.73	0.58	0.36	0.60	0.44	0.87
	t.R5	0.77	0.82	0.72	0.73	0.95	0.88	0.71	0.79	0.72	0.75	0.70	0.55	0.98	0.64	0.75	0.81	0.76	0.68	0.56	0.73
	t.R4	0.81	0.63	0.60	0.85	0.57	0.68	0.84	0.66	0.80	0.76	0.72	0.79	0.54	0.73	0.77	0.75	0.65	0.84	0.74	0.71
	t.R3	0.80	0.67	0.40	0.36	0.39	0.43	0.33	0.44	0.41	0.41	0.50	0.56	0.51	0.32	0.47	0.85	0.49	0.61	0.32	0.48
	t.R2	0.32	0.22	0.28	0.44	0.36	0.29	0.24	0.27	0.20	0.20	0.34	0.38	0.36	0.27	0.31	0.24	0.38	0.45	0.35	0.22
	t.R1	0.58	0.49	0.57	0.59	0.52	0.58	0.54	0.64	0.52	0.56	0.50	0.51	0.51	0.57	0.57	0.60	0.58	0.48	0.41	0.57
	t.mnb carreg	0.64	0.51	0.39	0.39	0.45	0.45	0.45	0.27	0.44	0.45	0.41	0.40	0.44	0.47	0.74	0.47	0.46	0.45	0.59	0.47
	t.descarg	0.89	0.44	0.40	0.56	0.59	0.58	0.60	0.36	0.34	0.48	0.36	1.26	0.61	0.50	0.73	3.69	1.81	0.77	2.35	0.41
	t.toal	12.89	14.48	14.82	12.62	13.18	18.37	13.08	12.85	13.87	12.18	14.53	15.59	14.29	13.05	12.25	16.59	14.70	11.73	12.69	10.92

Cond.	Elementos	Tempo (min)									
S/CARGA	tprac britd	0.24	0.30	0.32	0.35	0.23	0.25	0.22	0.25	0.32	0.23
	t.R1	0.32	0.36	0.24	0.28	0.38	0.28	0.20	0.15	0.27	0.26
	t.R2	0.21	0.13	0.15	0.16	0.13	0.27	0.19	0.27	0.24	0.16
	t.R3	0.26	0.24	0.28	0.29	0.20	0.36	0.25	0.23	0.25	0.30
	t.R4	0.35	0.33	0.29	0.30	0.31	0.38	0.30	0.33	0.30	0.38
	t.R5	0.32	0.43	0.34	0.29	0.21	0.36	0.38	0.42	0.28	0.34
	t.R6	0.53	0.29	0.41	0.50	0.43	0.28	0.48	0.38	0.29	0.23
	t.reta	0.40	0.33	0.42	0.33	0.35	0.30	0.41	0.34	0.41	0.41
	tmnb desc	0.90	0.63	0.84	0.69	0.66	0.81	0.53	1.15	1.04	1.21
	t.parado	4.66	4.30	0.00	2.19	3.47	1.77	1.61	2.15	2.25	2.14
	t.carga	2.52	2.27	2.94	3.69	3.50	3.72	4.39	3.90	4.08	3.60
C/CARGA	t.praca carg	0.65	0.52	0.49	0.35	0.40	0.46	0.87	0.77	0.64	0.63
	t.R6	0.77	0.53	0.67	0.62	0.65	0.54	0.64	0.72	0.73	0.99
	t.R5	0.86	0.50	0.61	0.79	0.58	0.83	0.56	0.61	0.77	0.73
	t.R4	0.70	0.55	0.69	0.85	0.84	0.73	0.80	0.76	0.70	0.60
	t.R3	0.33	0.62	0.36	0.34	0.42	0.46	0.31	0.34	0.30	0.33
	t.R2	0.39	0.36	0.26	0.39	0.40	0.28	0.31	0.20	0.46	0.30
	t.R1	0.52	0.56	0.61	0.49	0.64	0.40	0.43	0.58	0.50	0.58
	t.mnb carreg	0.53	0.40	0.55	0.59	0.48	0.50	0.58	0.65	0.58	0.75
	t.descarg	1.00	0.47	0.46	0.49	0.35	0.60	0.38	0.40	0.40	0.46
	t.toal	16.44	14.11	10.94	13.98	14.61	13.58	13.85	14.59	14.82	14.64

ANEXO F – TEMPOS DE CICLOS - CAMINHÃO CB 04

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	tprac britd	0.46	0.36	0.32	0.32	0.33	0.40	0.48	0.43	0.34	0.66	0.32	0.40	0.37	0.36	0.20	0.42	0.44	0.44	0.36	0.37
	t.R1	0.86	0.23	0.22	0.20	0.22	0.21	0.21	0.25	0.23	0.23	0.24	0.22	0.23	0.25	0.22	0.23	0.25	0.20	0.23	0.20
	t.R2	0.20	0.21	0.19	0.20	0.19	0.19	0.19	0.21	0.21	0.20	0.21	0.21	0.22	0.21	0.19	0.20	0.19	0.20	0.20	0.21
	t.R3	0.32	0.34	0.35	0.32	0.36	0.29	0.31	0.33	0.35	0.35	0.37	0.33	0.36	0.37	0.36	0.35	0.36	0.34	0.37	0.33
	t.R4	0.33	0.36	0.34	0.36	0.36	0.31	0.32	0.34	0.34	0.37	0.49	0.33	0.22	0.41	0.36	0.35	0.30	0.29	0.38	0.34
	t.R5	0.45	0.38	0.37	0.38	0.34	0.37	0.35	0.36	0.38	0.37	0.38	0.36	0.45	0.41	0.34	0.36	0.38	0.38	0.37	0.37
	t.R6	0.42	0.47	0.42	0.40	0.38	0.45	0.42	0.43	0.74	0.52	0.45	0.42	0.68	0.41	0.62	0.27	0.57	0.43	0.47	0.47
	t.reta	0.32	0.32	0.33	0.34	0.36	0.36	0.34	0.36	0.33	0.37	0.39	0.33	0.32	0.32	0.34	0.37	0.33	0.34	0.32	0.34
	tmnb desc	0.96	0.77	0.86	0.70	0.74	0.55	0.68	0.81	0.96	1.05	0.42	0.42	0.89	0.42	0.42	2.31	0.84	0.42	0.42	0.42
	t.parado	0.88	14.31	1.16	2.61	4.03	5.77	5.37	2.61	3.10	3.31	1.07	3.57	4.09	2.76	2.94	0.00	1.83	0.14	0.56	0.44
	t.carga	2.23	4.05	4.02	4.29	3.00	4.09	4.84	4.00	3.70	4.78	4.93	2.67	2.75	2.79	2.22	2.76	2.57	2.30	2.19	2.57
C/CARGA	t.praca carg	0.67	0.97	0.57	0.62	0.59	0.81	0.73	0.72	0.68	0.63	0.66	0.68	0.67	0.46	0.57	0.64	0.65	0.74	0.71	0.75
	t.R6	0.54	0.54	0.54	0.56	0.52	0.60	0.59	0.57	0.59	0.55	0.56	0.54	0.54	0.59	0.54	0.54	0.53	0.53	0.57	0.59
	t.R5	0.58	0.54	0.60	0.55	0.53	0.60	0.61	0.60	0.61	0.59	0.58	0.62	0.55	0.57	0.63	0.55	0.55	0.57	0.54	0.59
	t.R4	0.55	0.60	0.57	0.57	0.58	0.56	0.59	0.60	0.59	0.60	0.60	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.59	0.58	0.58
	t.R3	0.49	0.47	0.48	0.52	0.48	0.45	0.48	0.50	0.51	0.51	0.47	0.45	0.48	0.52	0.49	0.47	0.50	0.45	0.50	0.53
	t.R2	0.20	0.21	0.22	0.21	0.21	0.21	0.21	0.20	0.22	0.21	0.21	0.21	0.21	0.22	0.22	0.20	0.20	0.22	0.20	0.21
	t.R1	0.44	0.44	0.43	0.47	0.45	0.44	0.47	0.46	0.46	0.46	0.49	0.48	0.43	0.45	0.45	0.46	0.42	0.45	0.47	0.47
	t.mnb carreg	0.49	0.52	0.52	0.55	0.57	0.50	0.54	0.59	0.55	0.58	0.58	0.54	0.59	0.48	0.50	0.58	0.65	0.64	0.51	0.39
	t.descarg	1.32	0.53	0.63	0.53	0.72	0.54	0.72	0.57	0.48	0.62	0.81	1.00	0.90	0.41	0.32	0.38	0.51	0.38	0.43	0.45
	t.toal	12.71	26.63	13.13	14.70	14.97	17.70	18.45	14.94	15.37	16.96	14.22	14.35	15.53	13.00	12.49	12.02	12.67	10.04	10.39	10.60

Cond.	Elementos	Tempo (min)																			
S/CARGA	tprac britd	0.45	0.42	0.45	0.50	0.39	0.45	0.48	0.41	0.35	0.32	0.42	0.43	0.32	0.43	0.59	0.51	0.46	0.36	0.52	0.43
	t.R1	0.22	0.24	0.20	0.23	0.21	0.21	0.21	0.24	0.25	0.22	0.24	0.24	0.21	0.19	0.22	0.25	0.23	0.21	0.21	0.24
	t.R2	0.19	0.20	0.21	0.20	0.21	0.20	0.21	0.20	0.20	0.21	0.20	0.20	0.19	0.20	0.20	0.19	0.20	0.20	0.21	0.19
	t.R3	0.37	0.36	0.33	0.36	0.37	0.38	0.38	0.37	0.37	0.36	0.38	0.36	0.32	0.35	0.36	0.39	0.29	0.38	0.36	0.37
	t.R4	0.41	0.32	0.36	0.33	0.43	0.38	0.35	0.38	0.37	0.31	0.35	0.41	0.35	0.32	0.33	0.38	0.39	0.41	0.33	0.38
	t.R5	0.34	0.35	0.35	0.36	0.35	0.37	0.42	0.37	0.39	0.39	0.41	0.36	0.40	0.35	0.38	0.36	0.36	0.39	0.37	0.37
	t.R6	0.38	0.40	0.69	0.35	0.40	0.34	0.59	0.55	0.47	0.46	0.47	0.45	0.39	0.27	0.33	0.38	0.30	0.36	0.55	0.57
	t.reta	0.36	0.37	0.39	0.40	0.40	0.37	0.42	0.51	0.54	0.51	0.44	0.34	0.36	0.36	0.34	0.33	0.33	0.39	0.36	0.37
	tmnb desc	0.63	0.65	0.40	0.92	0.94	0.86	1.87	0.81	0.74	0.48	0.64	0.70	1.72	1.04	0.68	0.67	0.77	0.69	1.02	0.72
	t.parado	3.81	2.88	2.71	1.88	5.66	5.77	0.00	13.68	9.72	1.01	0.00	5.96	0.00	0.00	2.98	5.40	0.80	2.32	1.32	3.51
	t.carga	2.85	4.20	2.94	2.10	2.10	3.73	3.90	4.18	1.97	1.90	3.75	2.20	3.50	2.98	4.30	2.54	3.86	2.21	2.32	2.75
C/CARGA	t.praca carg	0.88	0.65	0.64	0.48	0.84	0.55	0.64	0.79	0.74	0.77	0.61	0.91	0.67	0.78	0.69	0.76	0.75	0.56	0.85	0.70
	t.R6	0.55	0.52	0.58	0.55	0.59	0.52	0.55	0.59	0.54	0.55	0.55	0.52	0.57	0.52	0.52	0.53	0.54	0.55	0.57	0.58
	t.R5	0.62	0.63	0.53	0.55	0.60	0.61	0.57	0.61	0.58	0.55	0.49	0.58	0.60	0.59	0.58	0.62	0.56	0.59	0.57	0.57
	t.R4	0.59	0.59	0.58	0.58	0.58	0.58	0.59	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58
	t.R3	0.46	0.50	0.46	0.47	0.50	0.50	0.49	0.47	0.50	0.49	0.50	0.49	0.47	0.50	0.53	0.54	0.52	0.50	0.49	0.46
	t.R2	0.21	0.21	0.21	0.20	0.21	0.21	0.22	0.22	0.21	0.21	0.21	0.21	0.20	0.21	0.21	0.21	0.22	0.20	0.21	0.22
	t.R1	0.46	0.49	0.45	0.45	0.46	0.48	0.47	0.42	0.47	0.48	0.49	0.45	0.45	0.44	0.45	0.46	0.46	0.45	0.45	0.45
	t.mnb carreg	0.39	0.45	0.45	0.45	0.42	0.27	0.44	0.45	0.41	0.40	0.44	0.47	0.74	0.47	0.53	0.40	0.55	0.59	0.48	0.50
	t.descarg	0.54	1.05	1.40	0.56	0.38	0.53	0.90	0.47	0.98	0.37	0.44	0.46	0.39	0.44	0.52	0.84	0.38	0.41	0.44	0.48
	t.toal	14.71	15.47	14.34	11.91	16.04	17.33	13.69	26.29	20.38	10.58	11.60	16.32	12.43	11.02	15.32	16.34	12.56	12.33	12.20	14.44

Cond.	Elementos	Tempo (min)									
S/CARGA	tprac britd	0.38	0.37	0.49	0.47	0.31	0.47	0.45	0.46	0.36	0.34
	t.R1	0.24	0.24	0.20	0.21	0.22	0.24	0.21	0.22	0.24	0.19
	t.R2	0.20	0.21	0.19	0.20	0.20	0.20	0.19	0.21	0.20	0.19
	t.R3	0.38	0.34	0.37	0.38	0.36	0.32	0.32	0.33	0.35	0.37
	t.R4	0.34	0.34	0.32	0.37	0.35	0.41	0.36	0.41	0.43	0.37
	t.R5	0.40	0.35	0.38	0.39	0.39	0.40	0.38	0.41	0.34	0.35
	t.R6	0.49	0.34	0.51	0.42	0.53	0.57	0.42	0.31	0.47	0.48
	t.reta	0.34	0.33	0.33	0.33	0.33	0.36	0.34	0.39	0.37	0.36
	tmnb desc	0.66	0.85	0.68	0.93	0.52	0.57	0.93	0.82	1.00	0.73
	t.parado	0.00	1.82	6.99	0.00	11.15	2.07	2.32	2.79	9.63	0.71
	t.carga	1.91	4.24	2.69	2.59	3.65	4.70	1.93	1.85	1.94	4.08
C/CARGA	t.praca carg	0.74	0.78	0.55	0.61	0.75	0.74	0.75	0.59	0.63	0.79
	t.R6	0.56	0.56	0.55	0.57	0.57	0.55	0.62	0.53	0.56	0.60
	t.R5	0.59	0.61	0.63	0.63	0.54	0.61	0.57	0.58	0.58	0.58
	t.R4	0.59	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58
	t.R3	0.50	0.48	0.49	0.51	0.45	0.50	0.49	0.51	0.45	0.51
	t.R2	0.21	0.20	0.21	0.22	0.21	0.21	0.21	0.21	0.22	0.21
	t.R1	0.46	0.47	0.47	0.47	0.46	0.49	0.45	0.45	0.45	0.49
	t.mnb carreg	0.58	0.75	0.40	0.54	0.44	0.41	0.75	0.50	0.45	1.03
	t.descarg	0.44	0.49	0.44	0.43	0.42	3.19	0.39	0.50	0.38	0.41
	t.toal	9.99	14.35	17.46	10.84	22.43	17.60	12.67	12.65	19.65	13.40