



WESLEY SILVA XAVIER

**MODELAGEM ESTOCÁSTICA PARA ESTIMATIVA DE CUSTOS
EM MINERAÇÃO DE FERRO**

CAMPINAS

2012



NÚMERO: 458/2012

UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

WESLEY SILVA XAVIER

MODELAGEM ESTOCÁSTICA PARA ESTIMATIVA DE CUSTOS
EM MINERAÇÃO DE FERRO

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO
APRESENTADA AO INSTITUTO DE
GEOCIÊNCIAS DA UNIVERSIDADE
ESTADUAL DE CAMPINAS PARA
OBTENÇÃO DO TÍTULO DE MESTRE
EM GEOCIÊNCIAS NA ÁREA DE
GEOLOGIA E RECURSOS NATURAIS.

ORIENTADOR: PROF. DR. ARMANDO ZAUPA REMACRE

ESTE EXEMPLAR CORRESPONDE À VERSÃO FINAL
DA DISSERTAÇÃO DEFENDIDA PELO ALUNO
WESLEY SILVA XAVIER E ORIENTADO PELO
PROF. DR. ARMANDO ZAUPA REMACRE

CAMPINAS

2012

FICHA CATALOGRÁFICA ELABORADA POR
HELENA FLIPSEN - CRB8/5283 - BIBLIOTECA CENTRAL "CESAR LATTES" DA UNICAMP

X19m Xavier, Wesley Silva.
Modelagem estocástica para estimativa de custos em mineração de ferro / Wesley Silva Xavier. -- Campinas, SP : [s.n.], 2012.

Orientador: Armando Zaupa Remacre.
Dissertação (mestrado) - Universidade Estadual de Campinas, Instituto de Geociências.

1. Ferro - Minas e mineração - Custos. 2. Geologia - Estimativa e custo 3. Análise estocástica. I. Remacre, Armando Zaupa, 1955- II. Universidade Estadual de Campinas. Instituto de Geociências. III. Título.

Informações para Biblioteca Digital

Título em Inglês: Stochastic modeling for cost estimate in iron ore mining

Palavras-chave em Inglês:

Iron mines and mining - Costs

Geology - Estimates and costs

Analysis, Stochastic

Área de concentração: Geologia e Recursos Naturais

Titulação: Mestre em Geociências

Banca examinadora:

Armando Zaupa Remacre [Orientador]

Iran Ferreira Machado

Marcelo Monteiro da Rocha

Data da defesa: 18-12-2012

Programa de Pós-Graduação: Geociências



UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS
PÓS-GRADUAÇÃO EM GEOCIÊNCIAS NA
ÁREA DE GEOLOGIA E RECURSOS NATURAIS

AUTOR: Wesley Silva Xavier

“Modelagem estocástica para estimativa de custos em Mineração de Ferro”

ORIENTADOR: Prof. Dr. Armando Zaupa Remacre

Aprovada em: 18 / 12 / 2012

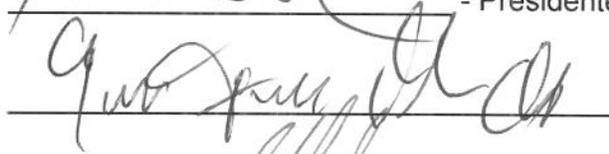
EXAMINADORES:

Prof. Dr. Armando Zaupa Remacre



- Presidente

Prof. Dr. Iran Ferreira Machado



Prof. Dr. Marcelo Monteiro da Rocha



Campinas, 18 de dezembro de 2012.

Esta dissertação é dedicada à minha querida esposa Cristina e à minha filha Ana Raquel. O incentivo e amor incondicionais delas recebido foram os diferenciais para a finalização deste projeto tão almejado.

Agradecimentos

A Deus que, de uma forma tão especial, abriu todas as portas necessárias à realização deste projeto.

Aos meus pais, Eliézer de Aquino Xavier e Leni Silva Xavier, pelas constantes orações e incentivo à conclusão deste trabalho.

À Vale, nas pessoas do Amaury Pimenta e Luiz Antônio Vasconcelos, pelo apoio ao Mestrado e por propiciar um ambiente de motivação e inovação.

Ao professor Dr. Armando Zaupa Remacre, meu orientador, pelo suporte irrestrito durante toda a jornada, pelo sábio direcionamento em momentos decisivos e pelas contribuições que tanto enriqueceram este trabalho.

Ao professor Dr. Gabriel Costa Lima, pelas contribuições e sugestões nas diversas etapas e fundamental apoio na concretização deste projeto.

Ao professor Dr. Iran Machado que, de uma forma tão sincera e perspicaz, enriqueceu esta dissertação.

Ao engenheiros Agenor Viriato dos Santos e André Luiz Vieira pelas sugestões e oportunidades de debates em relação aos temas perfuração e desmonte.

Súmula Curricular

Wesley Silva Xavier

- Engenheiro Mecânico pela UFMG, graduado em 1995, com Especialização em Engenharia de Produção;

- Pós-Graduado em Gestão Estratégica e Finanças, UFMG - Departamento de Ciências Administrativas da Faculdade de Ciências Econômicas da UFMG – 1998;

- Pós-Graduado em Gestão Empresarial pela Pontifícia Universidade Católica de Campinas – 2003;

Produções científicas realizadas durante o mestrado:

- Artigo enviado à Revista Escola de Minas, REM, intitulado Limitações dos Modelos Estatísticos Clássicos na Estimativa de Custos em Mineração de Superfície.

Data de submissão: 03/11/2011;

Status: artigo aceito para publicação com modificações sugeridas em 31/05/2012 e revisado com re-submissão em 04/08/2012.

- Artigo a ser publicado, intitulado Stochastic Modeling for Prediction of Costs in Process of Drilling and Blasting in Iron Ore.



**UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS**

**MODELAGEM ESTOCÁSTICA PARA ESTIMATIVA DE CUSTOS
EM MINERAÇÃO DE FERRO**

RESUMO

Dissertação de Mestrado

Wesley Silva Xavier

A modelagem estocástica é uma técnica aplicável a quaisquer processos que possam ser medidos estatisticamente. Neste contexto, o custo operacional de mineração – o qual é função das massas movimentadas e de todo o aparato técnico e humano necessário à extração mineral – mostra-se como objeto natural para implementação da técnica.

Esta dissertação apresenta a síntese da evolução das técnicas de mensuração dos custos operacionais em mineração nas últimas décadas, bem como a oportunidade de consolidação da modelagem estocástica no aprimoramento dos modelos existentes nesse segmento de negócio.

Definido o segmento de análise como sendo operações em minério de ferro e suportado por uma base de dados de operações que cobre 72,5% da produção mundial, esta dissertação apresenta: 1. modelos teóricos utilizados para previsão de custos a partir das massas movimentadas, 2. modelos técnicos de previsão de custos baseados no dimensionamento de equipamentos, insumos e mão-de-obra, 3. introdução de modelagem estocástica aos modelos técnicos anteriormente apresentados e avaliação da assertividade proporcionada pela técnica para suporte à tomada de decisão.

Nas situações analisadas observou-se que a modelagem estocástica, suportada por conhecimento técnico dos processos operacionais, permite resultados significativamente mais consistentes na correta mensuração dos custos e performance da operação.

Palavras-chave: estimativa de custos; modelagem estocástica de custos; minério de ferro.



UNIVERSITY OF CAMPINAS
INSTITUTE OF GEOSCIENCE

STOCHASTIC MODELING FOR COST ESTIMATE IN IRON ORE MINING

ABSTRACT

Master Dissertation

Wesley Silva Xavier

The stochastic modeling is a technique applicable to any process that can be measured statistically. In this context, the operating cost of mining - which is a function of the masses moved and the whole technical and human apparatus necessary to mineral extraction - shows up as a natural object to implement the technique.

This dissertation presents a summary of developments in measurement techniques in mining operating costs in recent decades, as well as the opportunity to consolidate stochastic modeling in the improvement of existing models in this segment.

Once defined the core segment of analysis as iron ore, supported by database of iron ore operations covering 72.5% of the world production, the dissertation presents: 1. theoretical models used to forecast costs from the moved masses, 2. technical models to forecast costs based on the design of equipment, materials and labor, 3. introduction of stochastic modeling to those models and technical assessment of assertiveness to support business decision.

In the cases herein analyzed, the stochastic modeling, supported by technical knowledge of operational processes, allowed more consistent results in the calculation of costs and performance of the operation.

Keywords: Cost estimate, stochastic models of cost, iron ore.

Sumário

Agradecimentos.....	ix
Súmula Curricular	xi
RESUMO	xiii
ABSTRACT	xv
Sumário	xvii
Lista de Figuras	xix
Lista de Tabelas.....	xx
Lista de Gráficos	xxii
Lista de Abreviaturas, Siglas e Símbolos.....	xxiii
Introdução.....	1
Objetivos	2
Objetivo geral.....	2
Objetivos específicos.....	2
Limites da proposta de pesquisa.....	3
Organização da dissertação e metodologia.....	4
Capítulo 1 – O contexto do minério de ferro no cenário brasileiro e mundial	7
Capítulo 2 – Revisão da literatura técnica.....	13
2.1. Considerações sobre modelamento clássico de custos em mineração	13
2.2. Bases de dados para aferição dos modelos clássicos de estimação de custos em mineração.....	16
2.3. Metodologia utilizada para a aferição dos parâmetros dos modelos clássicos de custos em mineração	18
2.4. Considerações sobre modelagem técnica de custos em mineração	18
2.5. Modelos de Engenharia para Taxa de Produção	20
2.6. Modelos de Engenharia para Determinação dos Custos de Operação	21
2.6.1. Modelos de Engenharia para Determinação dos Custos em Perfuração e Desmonte	23
2.6.2. Modelos de engenharia para determinação dos custos em carregamento e transporte.....	29
2.6.3. Modelos de Engenharia para Determinação dos Custos em Infraestrutura de Mina.....	38
Capítulo 3 - Modelo estocástico de previsão de custos em processos de perfuração, desmonte, carregamento, transporte e infraestrutura de mina em mineração de céu aberto.....	41
3.1. Metodologia utilizada para a modelagem estocástica	42
3.2. Definição das Variáveis Críticas do modelo	43
3.3. Determinação das Funções Densidade de Probabilidade das Variáveis Críticas	46

Capítulo 4 - Resultados Observados	51
4.1. Resultados para Modelamento Clássico de Custos em Mineração	51
4.2. Resultados para o Modelamento Estocástico de Custos em Mineração.....	55
Capítulo 5 - Conclusão	61
Referências Bibliográficas	65
Glossário.....	67
Anexos.....	69
Anexo 1 – Dados condensados da base de dados de custos e produção de operações de minério de ferro em 2008	69
Anexo 2 – Paper submetido à Revista Escola de Minas em 03 de outubro de 2011.....	71
Anexo 3 – Paper a ser publicado	83

Lista de Figuras

	Página
Fig. i.1 - Macroprocessos da cadeia de minério de ferro	3
Fig. 2.1 – Etapas de modelagem de custos em mineração	17
Fig 2.2 – Carregadeira elétrica shovel a cabo	20
Fig 2.3 – Transporte de minério – caminhões	20
Fig. 2.4 - Aspectos da infraestrutura de mina	20
Fig. 2.5 – Geometria clássica dos furos, afastamentos e espaçamentos em perfuração	23
Fig. 3.1 – Distribuição normal de média 0 e desvio padrão 1	45
Fig. 3.2 – Distribuição triangular de extremos 1 e 5 e moda 4	45

Lista de Tabelas

	Página
Tab. 1.1 – Maiores reservas e produtores mundiais de minério de ferro	6
Tab. 1.2 – Impacto do setor de mineração na economia brasileira	7
Tab. 1.3 – Exportação de bens primários no Brasil em 2010	8
Tab. 2.1 – Embarques consolidados por países em 2008	15
Tab. 2.2 – Informações preliminares para cálculo do custo de Perfuração e Desmonte	21
Tab.2.3 – Parâmetros Técnicos em Perfuração e Desmonte	26
Tab.2.4 – Principais preços - Perfuração e Desmonte	26
Tab. 2.5 – Custos Totais – Perfuração e Desmonte no intervalo 0-5000h	26
Tab. 2.6 – Parâmetros de operação de mina fictícia de minério de ferro	28
Tab. 2.7 – Fatores de enchimento de caçamba	29
Tab. 2.8 – Gastos de manutenção em US\$/hora em escavadeira elétrica a cabo de 26m ³	31
Tab. 2.9 - Parâmetros técnicos e de custo para escavadeira elétrica a cabo de 26 m ³	31
Tab. 2.10 – Perfil da mina e condições de operação para transporte de minério e estéril	33
Tab. 2.11 – Custo horário (US\$/h) para intervalo de horas trabalhadas de caminhões CAT789	34
Tab. 2.12 - Parâmetros técnicos e de custo para caminhões utilizados no processo de transporte	35
Tab. 2.13 – Custo horário de equipamentos de mina	37
Tab. 2.14 – Parâmetros técnicos e de custo para alguns equipamentos de infraestrutura de mina	38
Tab. 3.1 – Variáveis críticas definidas para o modelo de dimensionamento técnico de mina	42
Tab. 3.2 – Variáveis críticas de Perfuração e Desmonte e respectivas funções de probabilidade	46
Tab. 3.3 – Relações estéril-minério em minas/complexos de minério de ferro em 2008	46
Tab. 3.4 – Taxas de Penetração por Litologia de 15 minas brasileiras de minério de ferro em 2008	47
Tab. 4.1 – Equações apuradas para os 3 modelos, intervalo de 1.000-700.000 kt	49

Tab. 4.2 – Equações apuradas para os 3 modelos, intervalo de 1.000-200.000 kt	50
Tab. 4.3 – Intervalo de confiança para os modelos propostos de 1.000-200.000 kt	51
Tab. A.1 – Base de dados de 96 operações de minério de ferro	66

Lista de Gráficos

	Página
Gráf. 1.1 – Exportação de bens primários no Brasil em 2010	8
Gráf. 1.2 – Evolução de preços do minério de ferro nos últimos 10 anos	9
Gráf. 1.3 – Importância da mineração na geração de empregos	10
Gráf. 2.1 – Formato geral da equação 1, com $b=0,7$	12
Gráf. 2.2 – Formato geral da equação 1, com $b=1,3$	12
Gráf. 2.3 – Formato geral da equação 6, com $b=0,7$	12
Gráf. 2.4 – Formato geral da equação 6, com $b=1,3$	12
Gráf. 2.5 – Formato geral da equação 4	13
Gráf. 2.6 – Formato geral da equação 5	13
Gráf. 4.1 – Correlação entre Custos Operacionais e Produção, 1.000-700.000 kt	48
Gráf. 4.2 – Correlação entre Custos Operacionais e Produção, 1.000-200.000 kt	48
Gráf. 4.3 – Modelagem no formato $C= aT + b$ para o intervalo 1.000-200.000 kt	49
Gráf. 4.4 – Modelagem no formato $C= aT^b$ para o intervalo 1.000-200.000 kt	49
Gráf. 4.5 – Simulação do custo total de explosivo em função da massa a ser detonada	52
Gráf. 4.6 – Simulação da frota de perfuratrizes necessária ao desmonte de material	52
Gráf. 4.7 – Sensibilidade na correlação das variáveis críticas no dimensionamento da frota de perfuratrizes	53
Gráf. 4.8 – Sensibilidade na variância das variáveis críticas no dimensionamento da frota de perfuratrizes	53
Gráf. 4.9 – Simulação da frota de caminhões necessária ao transporte de minério e estéril	54
Gráf. 4.10 – Variação probabilística do custo unitário do processo, em US\$/t, em função do comportamento das variáveis críticas	55
Gráf. 4.11 – Sensibilidade na correlação das variáveis críticas no custo unitário de mina	56
Gráf. 4.12 – Sensibilidade na variância das variáveis críticas no custo unitário de mina	56

Lista de Abreviaturas, Siglas e Símbolos

cm	centímetro
h	hora
kg	quilograma
kg/t	quilograma por tonelada
km/h	quilômetro por hora
kwh	quillowatt-hora
kt	quilo tonelada
l / t	litro por tonelada
m	metro
m ³	metro cúbico
m/bit	metro por bit
m/min	metro por minuto
min/furo	minuto por furo
Mpa	megapascal
PVR	presente value rate
REM	relação estéril-minério
ROM	run of mine
t	tonelada
t/dia	tonelada por dia
t/m ³	tonelada por metro cúbico
s	segundo
unid	unidade
US\$	dólar
US\$/h	dólares por hora
US\$/(h/perf)	dólares por hora-perfuratriz
US\$/(ht x unid)	dólares por hora trabalhada por unidade
US\$/kg	dólares por quilograma
US\$/t	dólares por tonelada
US\$/(t _{mov} x unid)	dólares por tonelada movimentada por unidade

Introdução

A decisão de implantação de um projeto de mineração, independentemente do minério a ser explorado, é, em última instância, uma decisão econômica. Conhecidos o tamanho da jazida, teores disponíveis, requisitos legais para operação, instalações e equipamentos necessários à produção, o projeto só se torna viável caso o retorno econômico mínimo definido por seus acionistas possa ser alcançado.

Observam-se, na literatura disponível, dois estágios distintos de estimativa de custos em mineração. O primeiro estágio ocorre até meados da década de 80, onde custos de cada processo são modelados como funções, em geral, da produção incorrida. O segundo estágio, verificado com maior frequência a partir do final dos anos 80, apresenta modelos técnicos determinísticos para dimensionamento dos requisitos operacionais e custos nos processos de mineração. Estes modelos técnicos foram, em parte, viabilizados e disseminados a partir da maior acessibilidade a *softwares* e ferramentas de cálculo – recursos computacionais estes escassos até o início da década de 80, os quais vieram substituir e conferir maior precisão a resultados até então obtidos com a ajuda de ábacos e outras aproximações.

O objetivo da dissertação contempla a revisão das abordagens existentes para modelagem de custos aplicáveis a mineração de céu aberto. O conhecimento e a aplicação desses modelos incorporando-se as especificidades técnicas dos processos de mineração possibilita maior precisão às estimativas de custos do negócio. Adicionalmente, discute-se a utilização de modelagem estocástica nos modelos determinísticos e os impactos desta à tomada de decisão.

Objetivos

Objetivo geral

Tem-se como objetivo geral do projeto de pesquisa a análise das modelagens para estimativa de custos operacionais em minas de minério de ferro e sua interdependência com métricas operacionais – distância média de transporte, rendimento operacional dos equipamentos, dentre outros - e aspectos litológicos – litologias envolvidas, relação estéril-minério - das jazidas exploradas.

Objetivos específicos

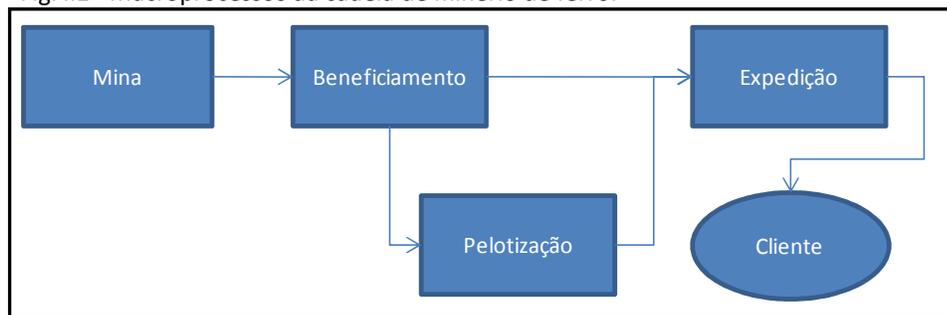
Como objetivos específicos têm-se a aferição de estimadores apresentados na literatura por Haldi (1967), O'Hara (1980) e Mular (1982) em bases de dados recentes, bem como a proposição do conceito de intervalos de confiança para utilização dos mesmos. A inclusão do intervalo de confiança propõe delimitar um intervalo ou faixa de variação para os resultados de custos a serem calculados para uma determinada produção.

Adicionalmente apresenta-se a estruturação para modelagem técnica dos custos em mineração de céu aberto conforme Sttebins e Leinart (2011), considerando o tratamento dos parâmetros de engenharia desses modelos como funções de distribuição probabilística. Nesta abordagem, os custos operacionais da mina são dimensionados tecnicamente a partir das massas a serem produzidas, equipamentos e respectivos insumos, efetivo de operação e manutenção requeridos, entre outros. A inserção da modelagem estocástica a partir do tratamento de variáveis técnicas do modelo como funções de distribuição probabilística permite a incorporação de incertezas tecnológicas e geológicas aos resultados, bem como a análise de sensibilidade das variáveis em relação aos custos operacionais projetados.

Limites da proposta de pesquisa

Os macroprocessos de mineração e produção de minério de ferro são apresentados no fluxograma da figura i.1 a seguir.

Fig. i.1 - Macroprocessos da cadeia de minério de ferro.



Fonte: autor.

O processo de mineração em minério de ferro pode ser resumido em quatro etapas ou processos distintos:

Mina: Também denominado lavra, consiste de todas as atividades de preparação, perfuração e desmonte dos blocos minerais, movimentação das massas de minério (comumente chamado de run of mine ou simplesmente ROM) e estéril das frentes de lavra (comumente chamado de waste), carregamento e transporte de ROM até as usinas de beneficiamento e deposição do estéril nas pilhas de rejeito.

Beneficiamento: Consiste das atividades de processamento e separação minero-granulométrica do minério recebido das frentes de lavra. O processo inclui as fases de britagem, lavagem, peneiramento, concentração – no caso de teores iniciais abaixo da especificação e que requeiram aumento do teor – e empilhamento de produto nos pátios para posterior retomada e embarque.

Expedição: Consiste de todas as atividades de retomada dos produtos nos pátios, transporte e posterior embarque nos pontos de expedição em direção aos clientes.

Pelotização: Consiste das atividades de processamento realizadas em plantas específicas onde o pellet feed - produto com teor de ferro entre 67% e 68% e granulometria abaixo de 0,149mm – é transformado em pelotas (VALER, 2009). Os dois outros produtos em minério de ferro, material granulado e sinter feed – produto com granulometria de 0,149 a 6,35mm utilizado na siderurgia – não transitam pelo processo de pelletização.

A pesquisa em questão limita-se à verificação dos objetivos supracitados no âmbito dos processos de mina em mineração de ferro, os quais incluem as atividades de Perfuração, Desmonte, Carregamento e Transporte das massas movimentadas na mina.

Organização da dissertação e metodologia

Durante os últimos anos, a simulação estocástica em modelos determinísticos tem sido um assunto de crescente desenvolvimento nas pesquisas. Modelagens quantitativas clássicas aplicadas à gestão de recursos minerais, onde os custos operacionais são parametrizados exclusivamente em função da massa final produzida, tem dado lugar à modelagem técnica, a qual tem proporcionado resultados mais precisos para as estimativas de custos. Tais modelos consideram a efetiva caracterização técnica do processo, permitindo sua modelagem determinística em função de características intrínsecas de cada sítio, tecnologias de produção e políticas governamentais vigentes.

Esta dissertação aborda os dois estágios de modelagens existentes. À modelagem quantitativa clássica serão analisadas funções matemáticas alternativas aos modelos encontrados na literatura, bem como a consideração de intervalos de confiança aplicáveis aos mesmos. À modelagem técnica ou de engenharia será discutida a introdução da simulação estocástica como fator de aperfeiçoamento e suporte à gestão de recursos minerais em cada mina.

O capítulo 1 apresenta o minério de ferro no contexto mundial e brasileiro de mineração a partir dos volumes produzidos, histórico de preços, impactos na balança comercial brasileira e na geração de empregos ao longo de sua cadeia produtiva.

O capítulo 2 apresenta a revisão da literatura técnica sobre os modelos de apuração de custos em mineração e seus respectivos parâmetros de cálculo.

O capítulo 3 apresenta a modelagem com simulação estocástica para os modelos de mineração. Aborda-se a metodologia a ser utilizada, definição das variáveis críticas do modelo e funções densidade de probabilidade utilizadas na simulação.

O capítulo 4 apresenta os resultados e respectivas discussões sobre os modelos avaliados e implicações da utilização da modelagem estocástica nos modelos técnicos.

Capítulo 1 – O contexto do minério de ferro no cenário brasileiro e mundial

O minério de ferro apresenta destacada importância na economia mundial. Dada a sua versatilidade e aplicação nos mais variados segmentos de produtos, desde a sua utilização, a partir do aço, em infraestrutura e construção civil até a produção de equipamentos e maquinários industriais, o minério de ferro possui importância estratégica na matriz econômica dos países inseridos nessa cadeia produtiva.

De acordo com Departamento Nacional de Produção Mineral (2011), as reservas mundiais de minério de ferro são da ordem de 180 bilhões de toneladas. As reservas brasileiras totalizam 20,4 bilhões de toneladas e estão localizadas, em sua quase totalidade, nos estados de Minas Gerais (teor médio de 43.6% de Fe), Pará (teor médio de 67.6%) e Mato Grosso do Sul (teor médio de 55.6%). A produção mundial de minério de ferro em 2010 foi de cerca de 2,4 bilhões de toneladas. A produção brasileira representou 15,5% da produção mundial. Minas Gerais (69,9%) e Pará (27,2%) foram os principais estados produtores.

Na tabela 1.1, observa-se que o Brasil ocupa o quarto lugar entre os maiores produtores do mundo – sem considerar as diferenças de teor entre as produções - e a quinta posição entre as maiores reservas mundiais.

Discriminação	Reservas (10 ⁶ t)	Produção (10 ³ t)		
		2009 ^(e)	2010 ^(e)	%
Países	2010 ^(e)	2009 ^(e)	2010 ^(e)	%
Brasil ⁽¹⁾	20.359	298.528	372.120	15,5
China	23.000	880.000	900.000	37,5
Austrália	24.000	394.000	420.000	17,5
Índia	7.000	245.000	260.000	10,8
Rússia	25.000	92.000	100.000	4,2
Ucrânia	30.000	66.000	72.000	3,0
Outros países	50.641	264.472	275.880	11,5
TOTAL	180.000	2.240.000	2.400.000	100,0

Fontes: DNPM/DIPLAM; USGS - Mineral Commodity Summaries - 2011

(1) Reservas lavráveis, (e) dados estimados, exceto Brasil

Tab. 1.1 – Maiores reservas e produtores mundiais de minério de ferro

Levando-se em conta as reservas em termos de Ferro contido no minério, o Brasil assume lugar de destaque no cenário internacional, tornando-se o segundo maior produtor, ficando apenas atrás da Austrália. Esse fato ocorre devido ao alto teor encontrado nos minérios hematita (60% de Ferro), predominante no Pará, e Itabirito (50% de Ferro), predominante em Minas Gerais. Analogamente, a China, considerando-se o teor do minério extraído em seu território, torna-se a quarta maior produtora (Instituto Brasileiro de Mineração, 2011)

O impacto positivo na balança comercial brasileira também se mostra marcante através da atividade minerária do país. Sendo o setor de mineração, em 2010, responsável por 15,7% das exportações brasileiras e 3,18% do PIB industrial – tabela 1.2 – o minério de ferro contribui com 82% das exportações minerais de bens primários, conforme tabela 1.3 a seguir.

MINERAÇÃO	unid	2008	2009	2010	10/09 (%)
PIB da MINERAÇÃO ¹	10 ⁹ US\$ ₂₀₁₀	20,5	7,77	17,8	129
Participação no PIB Industrial	%	3,83	1,57	3,18	
Participação no PIB Nacional	%	1,05	0,40	0,85	
PRODUÇÃO MINERAL	10 ⁹ US\$	25,2	21,3	39,0	83,1
EXPORTAÇÕES	10 ⁹ US\$	19,5	15,1	31,6	109
Participação Exp. Brasileiras	%	9,9	9,9	15,7	
IMPORTAÇÕES	10 ⁹ US\$	10,6	5,6	7,7	37,5
Participação Imp. Brasileiras	%	6,1	4,4	4,2	
SALDO na MINERAÇÃO	10 ⁹ US\$	8,9	9,5	23,9	152
Particip. No SALDO BRASILEIRO	%	36,0	37,4	118	
INVESTIMENTOS	10 ⁹ US\$	5,3	3,1	5,7	84,5
EMPREGOS (MDIC/MTE)	10 ³	142	143	157	9,8
ARRECADAÇÃO CFEM ^{2, 3, 4}	10 ⁶ R\$	858	742	1083	46,0
CONCESSÕES Lavra Outorgadas	núm	258	404	205	-49,3
CONSUMO ENERGÉTICO					
% do Cons. de Energia da Indústria	%	3,1	2,3	2,9	
% do Cons. de Energia do País	%	1,6	1,1	1,5	
% do Cons. de En. Elét. da Indústria	%	5,2	4,0	4,8	
% do Cons. de En. Elét. Do País	%	2,6	1,9	2,3	

(1) Inclui Pelotização
(2) Distribuição CFEM: Municípios=65%; Estados=23%; DNPM=10%; CT-Mineral=2%
(3) % em 2010: Fe=65; Cu=5,0; Bauxita=4,3; R.Orn=3,3; Au=3,0; Fosfato=1,0; Calcário=2,9; Mn=2,0; etc.
(4) % em 2010 por Estado: MG=49; PA=29; GO=4,5; SP=3,5; BA=2,5; MS=1,6; SE=1,5; etc.

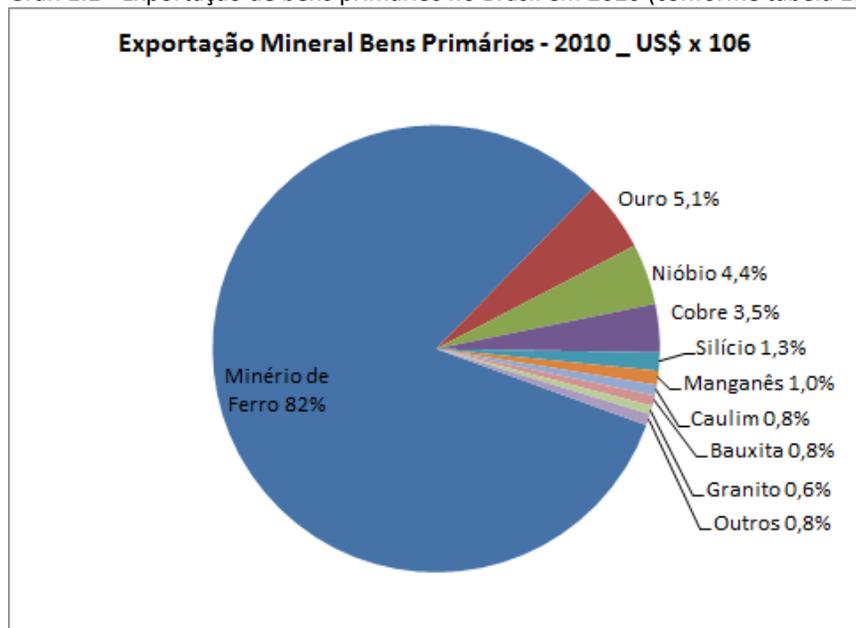
Tab. 1.2 – Impacto do setor de mineração na economia brasileira.
Fonte: Sinopse 2011 – Mineração e Transformação Mineral, DNPM

Exportação Mineral Bens Primários - 2010 _ US\$ x 10 ⁶		
Minério de Ferro	28.912	82%
Ouro	1.786	5,1%
Nióbio	1.557	4,4%
Cobre	1.238	3,5%
Silício	460	1,3%
Manganês	357	1,0%
Caulim	275	0,8%
Bauxita	270	0,8%
Granito	219	0,6%
Outros	288	0,8%

Tab. 1.3 – Exportação de bens primários no Brasil em 2010

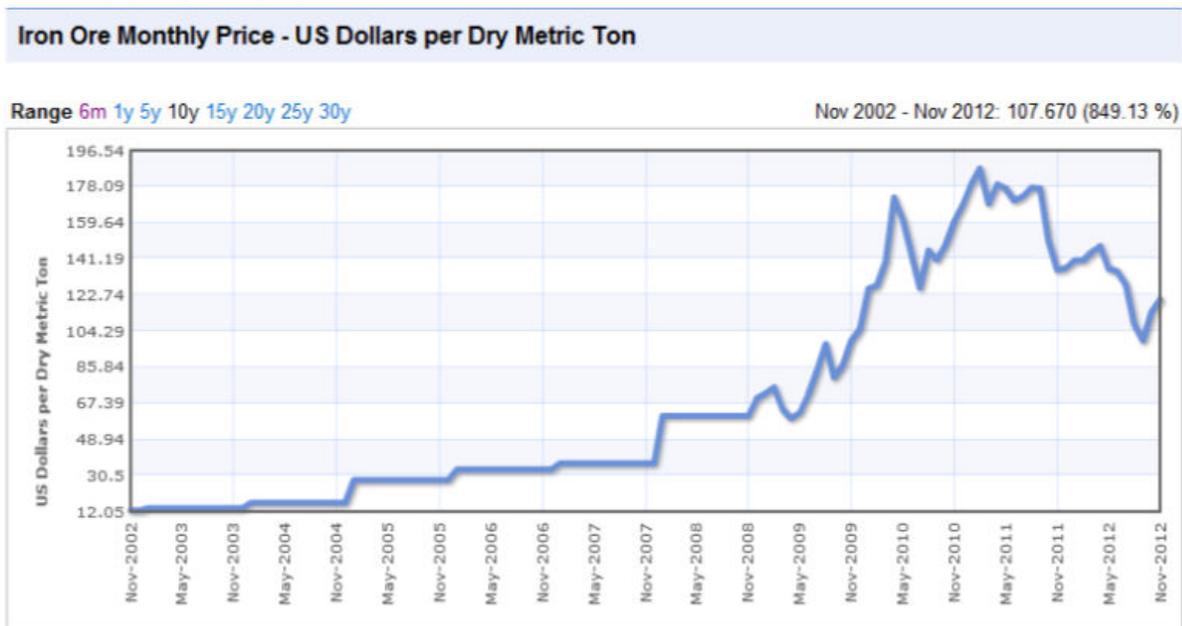
Fonte: IBRAM – Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira, 6ª. Edição.

Gráf. 1.1 - Exportação de bens primários no Brasil em 2010 (conforme tabela 1.3)



O peso do minério de ferro na balança comercial brasileira deve-se, em muito, à elevação do preço desta commodity no mercado mundial. O gráfico 1.2 apresenta a evolução desses preços nos últimos 10 anos.

Gráf. 1.2 – Evolução de preços do minério de ferro nos últimos 10 anos



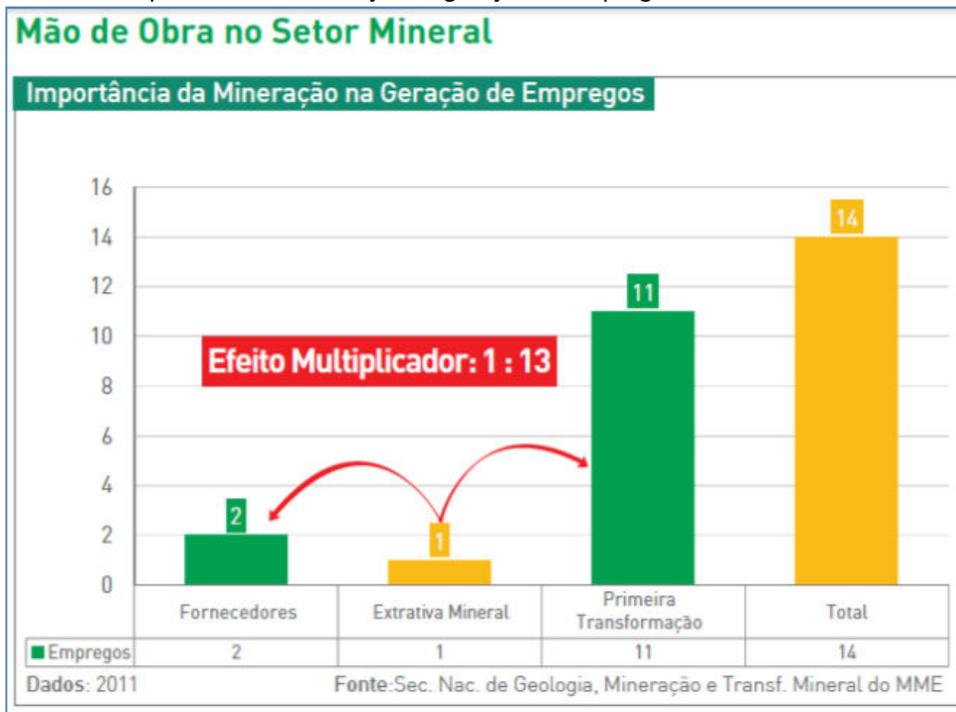
Fonte: index mundi.

<http://www.indexmundi.com/commodities/?commodity=iron-ore&months=120>

De acordo com o Instituto Brasileiro de Mineração (2011) a atividade minerária propicia importante geração de empregos na cadeia produtiva necessária à exploração e transformação mineral. Estudos feitos pela Secretaria Nacional de Geologia, Mineração e Transformação Mineral do Ministério de Minas e Energia mostram que o efeito multiplicador de empregos é de 1:13 no setor mineral, ou seja, para cada posto de trabalho da mineração, são criadas 13 outras vagas (empregos diretos) ao longo da cadeia produtiva, além dos empregos indiretos, conforme apresentado no gráfico 1.3

Portanto, pode-se considerar que o setor mineral brasileiro, em 2011, empregou cerca de 2,1 milhões de trabalhadores (diretos), sem levar em conta as vagas geradas nas fases de pesquisa, prospecção e planejamento e a mão de obra ocupada nos garimpos.

Gráf. 1.3 – Importância da mineração na geração de empregos



Fonte: IBRAM – Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira, 6ª. Edição.

A atividade minerária mostra-se de fundamental importância para a economia mundial e brasileira. Dentro deste espectro, observa-se a destacada relevância do minério de ferro na criação de riqueza e renda neste segmento nos últimos anos. A busca continuada pela excelência na gestão desta atividade, com adequada capacitação da mão de obra e ferramentas que permitam a adequada utilização das reservas, contribuirá para a contínua melhoria dos resultados em mineração.

Capítulo 2 – Revisão da literatura técnica

2.1. Considerações sobre modelamento clássico de custos em mineração

Os custos de mineração variam a cada mina de acordo com suas características de litologia, localização e estratégia de operação. De forma a realizar estimativas preliminares dos custos de uma dada operação em mineração, foram desenvolvidos modelos que permitissem tal valoração. Com o acúmulo e compartilhamento dos resultados desses modelos ao longo dos anos, essas bases de dados passaram também a ser objeto de interesse de consultorias que atuam no segmento.

Dentre os modelamentos clássicos aplicáveis, Haldi (1967) propõe a modelagem de custos operacionais em relação à massa produzida a partir da função exponencial generalizada

$$C = aT^b, \quad (1)$$

onde C representa o custo operacional total em unidade monetária, a é a constante expressa em \$/t e b é o “coeficiente de escala”, sendo este adimensional. T é a massa processada expressa em toneladas.

A mesma pode ser linearizada pela transformação logarítmica:

$$\log C = \log a + b \cdot \log T \quad (2)$$

A equação em questão é especialmente utilizada na avaliação de economias de escala, onde um incremento em produção acarreta incremento proporcionalmente inferior em custo, no caso de $b < 1$.

O’Hara (1980) e Mular (1982), utilizando-se de equações no formato $C = aT^b$, propuseram modelagens de custo para os processos de mineração. Na fase mina, para as operações de Perfuração, Desmonte, Carregamento e Transporte, foi assumido o valor de 0,7 para b , sendo o custo total desta fase dado por:

$$C = 32,46T^{0,7} \quad (3)$$

onde T é a massa movimentada total de minério (ROM) e estéril da mina.

Neste modelo, o valor de a varia em função de inflação e câmbio ao longo dos anos. O valor do expoente b , no entanto, pressupõe manter-se constante em termos de modelo aplicado. A validade do valor sugerido de 0,7 para b , considerando-se bases de dados atuais, será objeto de verificação ao longo deste trabalho.

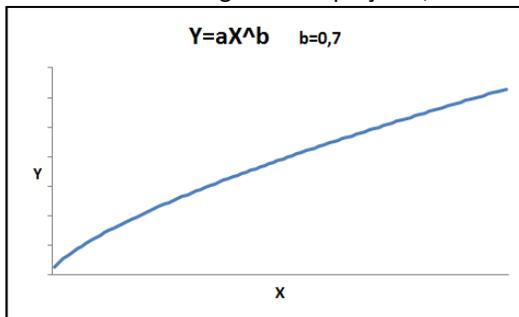
Conforme Crowson (2003) há uma grande variedade de equações relacionando custos (Y) e produção da mina (X). Essas equações são apresentadas abaixo, bem como as implicações da utilização desses modelos.

$$Y = a + bX \quad (4)$$

$$Y = a + b \cdot \log X \quad (5)$$

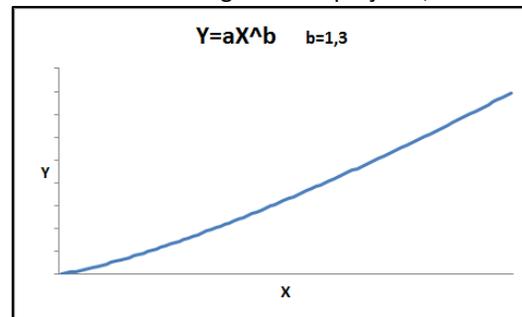
$$\log Y = a + b \cdot \log X \quad (6)$$

Gráf. 2.1 – Formato geral da equação 1, com $b=0,7$



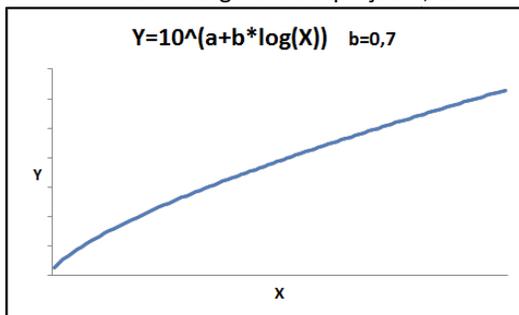
Fonte: autor.

Gráf.2.2 – Formato geral da equação 1, com $b=1,3$



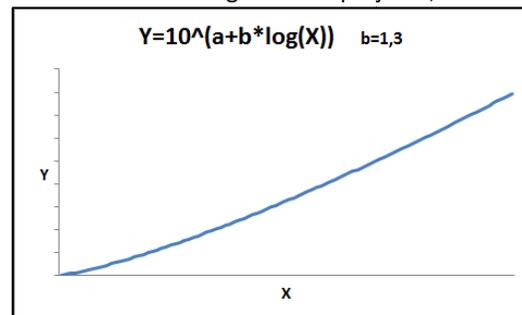
Fonte: autor.

Gráf. 2.3 – Formato geral da equação 6, com $b=0,7$



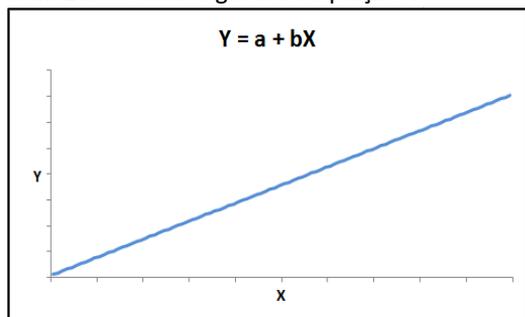
Fonte: autor.

Gráf. 2.4 – Formato geral da equação 6, com $b=1,3$



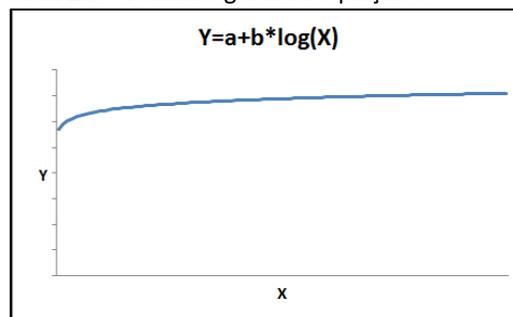
Fonte: autor.

Gráf. 2.5– Formato geral da equação 4



Fonte: autor

Gráf. 2.6 – Formato geral da equação 5



Fonte: autor

Equação 4: A modelagem utilizando a equação 4 pressupõe custos constantes à escala, ou seja, dada qualquer variação na produção há uma variação de mesma magnitude nos custos variáveis da organização.

Equação 5: A modelagem utilizando a equação 5 pressupõe custos unitários decrescentes à escala. A mesma pode ser aplicada em cenários específicos, mas não se mostra adequada para avaliações ao longo do tempo, onde a evolução dos custos se torna presente.

Equação 6: Equivalente à equação 2, permite maior flexibilidade de análise, uma vez que possibilita a determinação de custos unitários constantes, crescentes ou decrescentes à escala.

Das equações para modelagem de custos apresentadas, a equação 1 proposta por Haldi apresenta maior versatilidade à modelagem de custos. Embora a equação 6 seja equivalente à equação 2, esta última sugere um formato mais didático ao usuário final, uma vez que explicita claramente a determinação de a partindo de seu anti-logaritmo.

O modelo proposto pela equação 4 é largamente utilizado pelas áreas de planejamento e controle econômico do segmento de mineração em análises e projeções simplificadas de custos operacionais a partir dos resultados obtidos nos meses ou anos imediatamente anteriores, ou seja, considerando-se os históricos de curto prazo.

O modelo proposto pela equação 1 é usualmente aplicado à macro-análise para identificação de ganhos de escala em processos produtivos existentes. Considerações sobre alterações nos processos produtivos e efeitos de câmbio e inflação que distorçam a análise devem ser avaliadas para que não haja interpretações incorretas dos resultados obtidos.

Observa-se, na literatura pesquisada, a utilização de modelos determinísticos onde os custos estimados a partir de bases de dados não apresentam considerações sobre intervalos de confiança das referidas amostragens. Esta constatação aponta uma fragilidade nos modelos existentes uma vez que estes não sugerem, estatisticamente, limites inferior e superior de variação desses custos que possam servir de parâmetro de referência e análise.

2.2. Bases de dados para aferição dos modelos clássicos de estimação de custos em mineração

Os dados disponíveis para a aferição dos modelos clássicos compreendem os custos operacionais unitários por fase dos processos de lavra, beneficiamento e expedição e volumes de produção de minério de ferro no ano de 2008. Esta base, consolidada na tabela 2.1 em relação à produção expedida em cada país, abrange dados de 96 operações de minério de ferro que responderam por 72,5% da produção mundial no referido ano. Os custos operacionais estão devidamente ajustados e apresentados em dólares americanos. Dados consolidados da referida base utilizados nesta dissertação encontram-se no anexo 1 desta.

País	Sites Considerados	Expedição (t x 1000)	% Produção Mundial *
Argélia	1	4.040	0,2%
Australia	13	350.178	15,8%
Barein **	1	10.045	0,5%
Bosnia	1	7.575	0,3%
Brasil	19	467.013	21,0%
Bulgária	1	2.525	0,1%
Canadá	3	50.195	2,3%
Chile	2	13.666	0,6%
Egito	1	4.545	0,2%
Índia	14	137.289	6,2%
Irã	1	31.094	1,4%
Japão	1	3.030	0,1%
Cazaquistão	1	27.776	1,3%
Corea do Sul	1	10.100	0,5%
Mauritânia	1	11.615	0,5%
México	5	13.837	0,6%
Holanda **	1	3.838	0,2%
Nova Zelândia	2	3.283	0,1%
Peru	1	14.948	0,7%
Rússia	5	127.551	5,7%
África do Sul	4	47.876	2,2%
Suécia	2	32.106	1,4%
Turquia	1	3.333	0,2%
Ucrânia	3	134.929	6,1%
EUA	8	59.911	2,7%
Venezuela	2	34.301	1,5%
Zimbábue	1	1.717	0,1%
Total ***	96	1.608.317	72,5%

* According to IRON ORE: WORLD PRODUCTION, BY COUNTRY

http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/#pubs

** Operações com apenas pelotização

*** Dados não consideram produção na China

Tab. 2.1 – Embarques consolidados por países em 2008 nos sites considerados neste estudo.

Fonte: Mckinsey, MB

2.3. Metodologia utilizada para a aferição dos parâmetros dos modelos clássicos de custos em mineração

Para a aferição dos parâmetros sugeridos por O'Hara e Mular nos modelos clássicos de custos apresentados anteriormente, são propostas as seguintes etapas:

- a) definição das equações modelo a serem aferidas;
- b) cálculo dos coeficientes das equações modelo em função da base de dados utilizada;
- c) análise dos resultados obtidos.

Posteriormente à análise dos resultados para os modelos clássicos existentes, será abordada a aplicabilidade da utilização desses modelos frente aos modelos de engenharia, estes últimos atualmente mais utilizados no dimensionamento de operações de mineração.

2.4. Considerações sobre modelagem técnica de custos em mineração

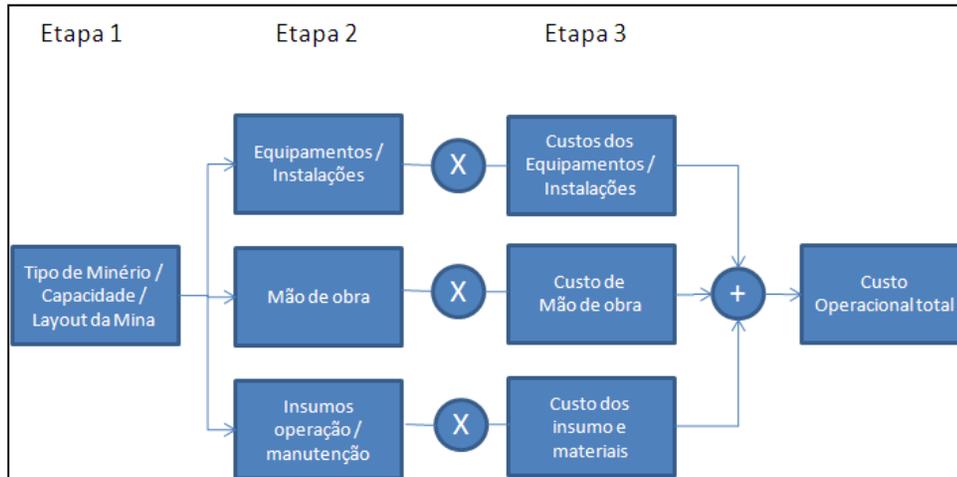
Os métodos de cálculo para a determinação técnica dos insumos e custos relacionados aos processos de mineração encontram-se disponíveis em diversas bases especializadas de consulta e referência. Estudos de casos podem ser obtidos a partir de periódicos e em publicações como Mining Source Book (Scales 2009).

Os métodos de cálculo e modelos encontrados na literatura técnica e científica permitem o dimensionamento determinístico dos quantitativos e insumos requeridos para os processos de mineração, bem como os custos incorridos nesses.

Os custos de mineração variam a cada mina de acordo com suas características de litologia, localização e estratégia de operação. Observa-se na literatura científica, ao longo das duas últimas décadas, um esforço de disponibilização de modelos técnicos capazes de subsidiar adequadamente o dimensionamento das operações de mineração e, por consequência, seus custos. Estes modelos são descritos como modelos de engenharia ou “engineering-based”.

Sttebins e Leinart (2011) agrupam as modelagens baseadas em engenharia em três macro etapas principais conforme figura 1, as quais são subdivididas em um número altamente variável de passos intermediários.

Fig. 2.1 – Etapas de modelagem de custos em mineração



Fonte: autor

Etapa 1: Determinação das taxas de produção e movimentação de material em função da reserva disponível, bem como rotas de transporte de minério e estéril na mina.

Etapa 2: Cálculo dos quantitativos que impactam em custos no projeto - equipamentos, número de operadores e mantenedores necessários, insumos operacionais e de manutenção, além da estrutura física e administrativa requerida.

Etapa 3: Precificação dos quantitativos apurados na etapa dois. Esta etapa é geralmente concluída a partir de referências de custos unitários para gastos em mão de obra, equipamentos e insumos disponibilizados em publicações como Mining Cost Service (Infomine USA 2009b).

É importante observar que a determinação de alguns poucos parâmetros de mineração fornece subsídios para a apuração de outros parâmetros diretamente relacionados aos primeiros. Por exemplo, uma vez determinado o tamanho da frota de transporte necessária à operação, a quantidade de operadores, bem como uma estimativa bastante razoável do número de mantenedores poderá ser obtida. Estes valores, por sua vez, poderão ser utilizados para o dimensionamento das oficinas, almoxarifado e alojamentos.

Em mineração a céu aberto, quatro parâmetros iniciais determinam parte significativa das estimativas de custos operacionais: taxa de produção, relação estéril-minério, consumo específico de explosivo e distâncias de transporte para minério e estéril produzidos.

2.5. Modelos de Engenharia para Taxa de Produção

Neste tópico abordamos conceitos utilizados na etapa 1 da modelagem de custos em mineração apresentada no item anterior.

Observa-se na literatura ampla discussão sobre métodos para a determinação das taxas de produção ótimas em mineração.

Wells (1978) propõe a otimização da taxa de produção a partir da razão entre os valores presentes líquidos dos fluxos de caixa positivos e negativos do projeto.

A razão entre valores presentes líquidos, PVR, é dada por:

$$PVR = PVOUT / PVIN \text{ onde}$$

PVOUT é o valor presente dos fluxos de caixa positivos e PVIN o valor presente dos fluxos de caixa negativos. Um $PVR \leq 1$ indica retorno insatisfatório ao investimento e um $PVR > 1$ indica um retorno acima do mínimo requerido. Neste caso observa-se apenas uma variação na abordagem da análise do negócio via fluxo de caixa tradicional, tendo como premissas cenários de produção e frotas de equipamentos envolvidos.

Sabour (2004) determina a taxa ótima de produção a partir da análise marginal do projeto. Neste caso a taxa é calculada no ponto onde o custo marginal é igual à receita marginal. Evidencia-se a relação direta entre a taxa ótima de produção, o teor e o respectivo preço do minério. Novamente o conhecimento de cenários de produção e frotas envolvidas é pré-requisito para as análises.

Em termos de modelos não econômicos, Taylor (1986) propõe um modelo a partir da análise de vida esperada, reservas e taxa de produção de minas. Observou-se que a vida das minas é proporcional à raiz quarta da reserva estimada e que a taxa de produção é proporcional à reserva

estimada elevada a três quartos. A relação ora proposta para a taxa de produção em toneladas por dia é dada como:

$$\text{Toneladas por dia} = 0,014 \times (\text{reserva estimada em toneladas})^{0,75} \quad (7)$$

Stebbins e Leinart (2011) citam a variação atualizada e mais representativa da equação 7 como sendo:

$$\text{Toneladas por dia} = [(\text{reserva esperada em toneladas})^{0,69}] / 20,12 \quad (8)$$

A equação 8 mostra-se menos conservadora que a equação 7 sugerindo taxas maiores de produção, o que sugere a consideração de ganhos de escala e aumento de receitas na fase inicial do projeto.

Dessa forma, a atualização da equação proposta por Taylor pode ser considerada como um número preliminar a partir do qual os dimensionamentos e análises mais detalhadas de otimização da produção da mina podem evoluir.

2.6. Modelos de Engenharia para Determinação dos Custos de Operação

Os conceitos apresentados nas etapas 2 e 3 para modelagem de custos em mineração – item 1.4, os quais compreendem os quantitativos de equipamentos e insumos para operação, são abordados neste tópico.

Em mineração a céu aberto, os macro processos existentes de extração e disponibilização de minério para o posterior beneficiamento compreendem:

- Perfuração e Desmonte;
- Carregamento e Transporte;
- Infraestrutura de Mina.

Perfuração e Desmonte: abrangem os processos de fragmentação mecânica dos blocos minerais previamente caracterizados nas atividades de pesquisa geológica da reserva permitindo o seu

carregamento e transporte, em granulometria adequada, até as instalações de beneficiamento de minério.

Carregamento e Transporte: abrangem os processos de carregamento e transporte da massa desmontada. A utilização de equipamentos como carregadeiras, escavadeiras e caminhões é normalmente requerida neste processo.

Fig 2.2 – Carregadeira elétrica shovel a cabo.



Fonte: Caterpillar

Fig 2.3 – Transporte de minério - caminhões



Fonte: Caterpillar

Infraestrutura de Mina: abrange todas as atividades de suporte para garantir a continuidade das atividades de perfuração, desmonte, carregamento e transporte: abertura e manutenção dos acessos de transporte dos equipamentos nas minas, abertura e manutenção das praças de carregamento para os equipamentos de carga, drenagem de mina, rebaixamento do lençol freático, entre outros. Embora não seja um processo produtivo específico, tais atividades garantem a operabilidade da mina com maior produtividade e custos mais baixos.

Fig. 2.4 - Aspectos da Infraestrutura de mina.



Fonte: <http://g1.globo.com/economia/fotos/2011/03/g1-entra-na-mina-de-brucutu-veja-fotos.html>

2.6.1. Modelos de Engenharia para Determinação dos Custos em Perfuração e Desmonte

No processo de perfuração e desmonte, a apuração dos custos consiste na determinação preliminar do consumo de explosivos e bits para o volume a ser desmontado, bem como da utilização de equipamentos e mão de obra requerida para o processo.

Conhecidas as informações preliminares a seguir é possível calcular, de forma determinística, os quantitativos que definem o custo deste processo. A tabela 2.2 apresenta os principais parâmetros e respectivos valores que determinarão os custos do processo de perfuração e desmonte para uma dada taxa de produção, equipamentos disponíveis e características de uma determinada frente de lavra.

Parâmetro	Unidade	Valor
Taxa de Produção	t/dia	80.000
Percentual material a detonar	%	100%
Volume a desmontar	m ³	57.143
Relação Estéril-Minério	x : 1	1,0
Tensão de Compressão Rocha_Minério	MPa	139,5
Tensão de Compressão Rocha_Estéril	MPa	155,0
Razão de Carga_Minério	kg/t	0,275
Razão de Carga_Estéril	kg/t	0,289
Densidade Específica Explosivo (ANFO)	t/m ³	0,80
Diâmetro do Furo (6 3/4")	cm	17,15
Altura da Bancada	m	12,00
Subfuração (subdrilling)	m	1,20
Tampão (stemming)	m	4,89
Taxa de Penetração do Bit (efetiva)	m/min	0,48
Consumo de Bit	m/bit	5.400
Realocação de Perfuratriz e Setup	min/furo	2
Carregamento do furo	min/furo	4
Rendimento Operacional Perfuratriz	%	70%
Produtividade Mão de Obra	%	85%
Operadores por turno/perfuratriz	unidade	2
Mantenedores por turno/perfuratriz	unidade	0,5
Turno de trabalho	horas	8
Turnos de Operação	unidade	3
Turnos de Manutenção	unidade	2

Tab. 2.2 – Informações preliminares para cálculo do custo de Perfuração e Desmonte

Os cálculos dos valores para subfuração e tampão apresentados por Olofsson (1997) são função de parâmetros técnicos específicos e fora do escopo deste trabalho, dentre eles: tipo de explosivo, inclinação e diâmetro dos furos, constante de rocha e altura da bancada.

Os cálculos a seguir apresentam o memorial para apuração dos insumos do processo.

A) Consumo de explosivo:

$$\text{Consumo de Explosivo} = \text{Taxa de Produção} \times \text{Razão de Carga} \quad (9)$$

A razão de carga, parâmetro para a determinação do consumo de explosivo, é definida empiricamente por regressão geométrica a partir de dados de históricos e estudos de casos divulgados em periódicos. Sttebins e Leinart (2011) propõem o seguinte algoritmo para o vetor:

$$\text{Razão de Carga (kg/t)} = 0,0240 \times (\text{tensão de compressão, MPa})^{0,4935} \quad (10)$$

Consumo de Explosivo para Minério: $80.000 \text{ t/dia} \times 0,275 \text{ kg/t}_{\text{minério}} = 21.961 \text{ kg/dia}$;

Consumo de Explosivo para Estéril: $80.000 \text{ t/dia} \times 1,0 \text{ t}_{\text{estéril}}/\text{t}_{\text{minério}} \times 0,289 \text{ kg/t}_{\text{estéril}}$

$= 23.133 \text{ kg/dia}$

Consumo de Explosivo Total = $21.961 + 23.133 = 45.094 \text{ kg/dia}$.

B) Determinação do afastamento (burden) e espaçamento entre furos:

O afastamento ou burden, menor distância dos furos à face livre da rocha a ser desmontada, é calculada por uma série de fórmulas empíricas na literatura (PERSSON *et al.*, 1996). Rustan (1990) realizou exaustiva revisão deste tópico, sendo que o afastamento é definido entre 25 a 35 vezes o diâmetro do furo. De acordo com Scott (1996), Atlas Copco propôs uma relação não linear entre o afastamento (burden), b , e o diâmetro do furo, d , ambos expressos em metros.

$$b = 19,7 d^{0,79} \quad (11)$$

$$b = 19,7 \times 17,15 \text{ cm}^{0,79} = 489 \text{ cm} = 4,89\text{m}$$

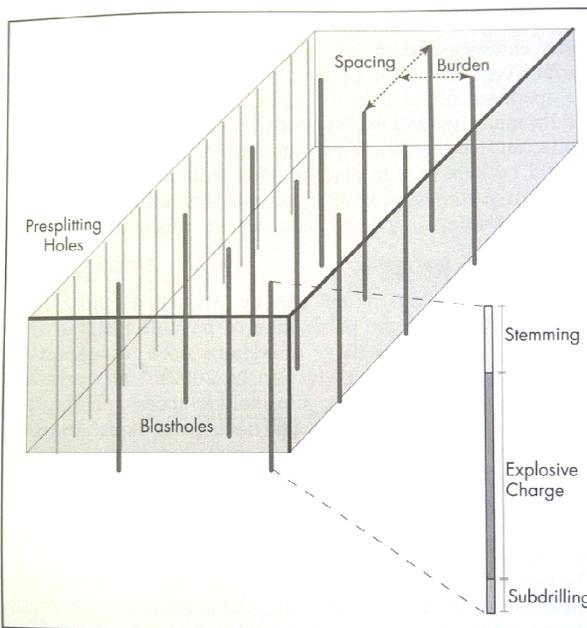
Esta relação considera a interdependência da extensão da fragmentação da rocha na detonação a partir do diâmetro do furo. Ressalta-se também a forte relação do afastamento com o tipo de explosivo em uso e as interações deste com o tipo específico de rocha a ser desmontada.

Para o espaçamento entre furos, observa-se como boa prática a utilização de valores entre 1,2 e 1,8 vezes o afastamento definido (Scott 1996). Malhas de perfuração com valores maiores que 1,8 vezes o afastamento tem resultado em fragmentação deficiente dos blocos.

Assumindo o espaçamento entre furos como 1,5 vezes o afastamento, temos:

$$\text{Espaçamento entre furos} = 1,5 \times b = 1,5 \times 4,89 \text{ m} = 7,34 \text{ m}$$

Fig 2.5 – Geometria clássica dos furos, afastamentos e espaçamentos em perfuração.



Fonte: Mining Engineering Handbook, vol 1, pág 864

C) Volume perfurado para colocação de explosivo:

$$\text{Volume Perfurado} = \text{Consumo de Explosivo} / \text{Densidade específica do explosivo} \quad (12)$$

$$\text{Volume Perfurado} = 45.094 \text{ kg/dia} / (0,80 \times 1000 \text{ kg/m}^3) = 56,37 \text{ m}^3/\text{dia}$$

$$\text{Volume unitário do furo} = \text{área do furo} / \text{metro perfurado}$$

$$\text{Volume unitário do furo} = (\pi \times (17,145\text{cm} / 100\text{cm/m})^2 / 4 = 0,023 \text{ m}^3 / \text{metro perfurado}$$

D) Requisitos de perfuração:

$$\text{Perfuração para explosivo} = \frac{\text{Volume perfurado}}{\text{volume unitário do furo}} \quad (13)$$

$$\text{Perfuração para explosivo} = 56,37 \text{ m}^3/\text{dia} / 0,023 \text{ m}^3/\text{metro perfurado} = 2.442 \text{ m/dia}$$

$$\text{Fator de enchimento do furo} = \frac{\text{altura bancada+subfuração-tampão}}{\text{altura bancada+subfuração}} \quad (14)$$

$$\text{Fator enchimento do Furo} = (12,00 + 1,20 - 4,89) / (12,00 + 1,20) = 0,629$$

$$\text{Perfuração total} = \frac{\text{Perfuração para explosivo}}{\text{fator de enchimento do furo}} \quad (15)$$

$$\text{Perfuração total} = 2.442 \text{ m/dia} / 0,629 = 3879 \text{ m/dia}$$

$$\text{Furos realizados} = \frac{\text{Perfuração total}}{\text{altura da bancada+subfuração}} \quad (16)$$

$$\text{Furos realizados} = 3879 \text{ m/dia} / (12,00 \text{ m} + 1,20 \text{ m}) = 294 \text{ furos}$$

E) Utilização de perfuratrizes:

$$\text{Utilização Perfuratriz} = \frac{\text{Perfuração total}}{\text{Rendimento Operacional da taxa de penetração do bit}} \quad (17)$$

$$\text{Utilização perfuratriz} = 3879 \text{ m/dia} / 0,48 \text{ m/min} / 60\text{min/h} = 134,7 \text{ h/dia}$$

F) Tempo de perfuração total:

$$\text{Tempo de Perfuração Total} = \frac{\text{Utilização Perfuratriz+Tempo de realocação e setup}}{\text{Rendimento Operacional da Perfuratriz}} \quad (18)$$

$$\text{Tempo de perfuração total} = (134,7 \text{ h} + 2 \text{ min/furo} \times 294 \text{ furos} / 60 \text{ min/h}) / 70\% = 206,4 \text{ h/dia}$$

G) Dimensionamento da quantidade de perfuratrizes:

$$\text{Quantidade de Perfuratrizes} = \frac{\text{Tempo total de perfuração (h)}}{24\text{horas}} \quad (19)$$

$$\text{Quantidade de perfuratrizes} = 137\text{h} / 24 \text{ h} = 8,60 \approx 9 \text{ perfuratrizes}$$

H) Efetivo de perfuração:

$$\text{Efetivo Perfuração} = \text{Número Perfuratrizes} \times \frac{\text{Operadores}}{\text{turma*perfuratriz}} \times \text{Número turmas} \quad (20)$$

$$\text{Efetivo de perfuração} = 9 \text{ operatrizes} \times 2 \text{ oper/turma/perfuratriz} \times 4 \text{ turmas} = 69 \text{ operadores}$$

2.6.1.1. Perfuração e desmonte – preços e custos do processo

A apuração dos custos do processo de perfuração e desmonte é obtida a partir da determinação das quantidades e respectivos valores unitários dos recursos envolvidos. Conhecidas as quantidades requeridas e preços unitários de explosivos e outros insumos, mão de obra e manutenção, o custo do processo é apurado conforme sintetizado na figura 1.1 – etapas de modelagem de custos em mineração.

Apresentamos, na tabela 2.3, os valores calculados no item 2.6.1. As tabelas 2.4 e 2.5 apresentam, respectivamente, preços e valores determinísticos dos custos unitários para o processo de Perfuração e Desmonte na condição apresentada.

Parâmetro	Unidade	Valor
Consumo de Explosivo_Minério	kg	21.961
Consumo Explosivo_Estéril	kg	23.133
Consumo Explosivo_Total	kg	45.094
Afastamento (burden)	m	4,89
Espaçamento entre furos	m	7,34
Volume a perfurar para explosivo	m3/dia	56,37
Volume unitário do furo	m3/m	0,023
Metros a perfurar para Explosivo	m/dia	2.442
Fator de Enchimento do Furo	adimensional	0,629
Metros totais a perfurar	m/dia	3.879
Furos a Realizar	unidade	294
Tempo por furo	min/furo	29,5
Horas Trabalhadas Perfuratriz	h	134,7
Tempo total de Perfuração	h	206,4
No. Perfuratrizes	unidade	8,6
Total Operadores	unidade	69
Mantenedores por turno	unidade	6

Tab.2.3 –Parâmetros técnicos em perfuração e desmonte

Preços	Unidade	Valor
Bit + acessórios	US\$/un	2500
Explosivo	US\$/kg	2,0
Outros insumos operação	US\$/(h/perf)	6,7
Salário Operador	US\$/h	8,0
Salário Mantenedor	US\$/h	11,0
Materiais Manutenção (até 5000h)	US\$/h	18,0

Tab. 2.4 – Principais preços - perfuração e desmonte

Parâmetro	Unidade	0-5000h
Custo Operação	US\$/h	5.777
Explosivos	US\$/h	437
Mão de Obra	US\$/h	4.437
Outros insumos	US\$/h	902
Custo Manutenção	US\$/h	3.480
Materiais de Manutenção	US\$/h	2.424
Mão de Obra	US\$/h	1.056
Custo Total	US\$/h	9.257

Tab. 2.5 – Custos Totais – perfuração e desmonte no intervalo de 0 a 5000hs

Os modelos de engenharia discutidos neste tópico para o processo de Perfuração e Desmonte apresentam e resumem a abordagem determinística usualmente aplicada aos mesmos conforme revisão da literatura.

2.6.2. Modelos de engenharia para determinação dos custos em carregamento e transporte

Os principais custos em processos de mineração a céu aberto estão alocados no conjunto das fases de escavação, carregamento e transporte de minério das frentes de lavra até o circuito de beneficiamento mineral. A fase de beneficiamento, em geral, inicia-se a partir das instalações de britagem, onde os britadores reduzem a granulometria do minério lavrado ao nível adequado à entrada nas usinas.

Conforme Sttebins e Leinart (2011), a base dos custos nos processos de carregamento e transporte está relacionada ao projeto da mina. É de fundamental importância o conhecimento detalhado sobre as rotas de transporte das massas a serem movimentadas. As distâncias de transporte e as inclinações das rampas são os componentes-chave para a determinação dos custos desses processos.

O primeiro passo para a determinação dos custos no processo de carregamento e transporte é a determinação dos ciclos de operação das escavadeiras, carregadeiras e caminhões para um determinado perfil de mina. Premissas usualmente adotadas e também consideradas nesta dissertação:

- Carregadeiras devem completar a carga de um caminhão com 3 a 6 ciclos de carregamento, conforme Caterpillar (2009);
- A capacidade das carregadeiras deve ser compatível com a dos caminhões de forma que, para um determinado número de ciclos, os caminhões tenham suas caçambas totalmente carregadas ao final desses. Como exemplo, uma carregadeira de $7,0 \text{ m}^3$ seria apropriada para o carregamento de caminhões de $21,0 \text{ m}^3$. A mesma, no entanto, não seria adequada para trabalhar com caminhões de $17,0 \text{ m}^3$ de capacidade – nesse caso seriam necessários 2,4 ciclos de carregamento a plena capacidade, o que implicaria em perda de eficiência no processo.
- O número de caminhões e carregadeiras deve ser calculado de forma a minimizar o tempo que uma carregadeira espere por um caminhão e que um caminhão, por sua vez, espere

em fila para ser carregado. Isto implica na adequada otimização econômica entre equipamentos de carga e equipamentos de transporte considerando-se as distâncias médias de transporte até os pontos de descarregamento de minério – britadores, em geral- ou os pontos de empilhamento de estéril.

2.6.2.1. Identificação da escavadeira apropriada à operação

Dada uma operação de minério de ferro com as características apresentadas na tabela 2.6, o dimensionamento da escavadeira para o processo é realizado conforme a seguir.

Parâmetro	Unidade	Valor
Taxa de produção (Minério)	t/dia	80.000
Relação Estéril-Minério	x : 1	1,0
Massa de Estéril	t/dia	80.000
Densidade média do material	kg/m ³	2.400
Rampa efetiva	%	3,0
Nº turnos	unid	3
Horas / turno	h	8
Eficiência dos Operadores	%	85%

Tab 2.6 – Parâmetros de operação de mina fictícia de minério de ferro

a) Determinação do fator de enchimento da caçamba da carregadeira.

Conforme Manual de Produção Caterpillar CAT39 (2009), assume-se como 90% o fator de enchimento da caçamba, de acordo com intervalos apresentados na tabela 2.7.

FATORES DE ENCHIMENTO DA CAÇAMBA	
Material Solto	Fator
Agregados mistos úmidos	95-100%
Agregado uniforme até 3 mm (1/8")	95-100
3mm - 9mm (1/8"-3/8")	90-95
12mm - 20mm (1/2"-3/4")	85-90
24mm (1") e mais	85-90
Rochas fragmentadas por explosão	
Bem fragmentada	80-95%
Medianamente fragmentada	75-90
Pouco fragmentada	60-75
Outros materiais	
Cascalho, areia, rocha	100-120%
Argila úmida	100-110
Terra, matagais, raízes	80-100
Materiais cimentados	85-95

NOTA: Os fatores de enchimento da caçamba são afetados pela penetração da caçamba, força de desagregação, ângulo de retroinclinação, perfil da caçamba e ferramentas de penetração no solo, tais como, dentes ou bordas cortantes aparafusáveis substituíveis.

Tab. 2.7 – Fatores de enchimento de caçamba
 Fonte: Manual de Produção Caterpillar CAT39, pág 1372.

b) Identificação do tempo de ciclo de carregamento

Conforme tabelas de tempo de ciclo encontradas em A Reference Guide to Mining Machine Applications – Field Guide 2009 (2009), o ciclo das escavadeiras a cabo Shovel – alternativa a ser avaliada neste estudo – varia entre 28 a 44 segundos, com média de 37 segundos.

c) Cálculo dos ciclos efetivos por hora do equipamento de carga (CCEH)

O CCEH é influenciado pela eficiência do operador, disponibilidade física (DF) e utilização física (UF) do equipamento em questão. A disponibilidade e utilização físicas do equipamento são detalhadas no glossário desta dissertação.

$$CCEH = \frac{\text{Ciclos}}{\text{hora}} * \text{EficiênciaOperador} \times DF \text{ equip} \times UF \text{ equip} \quad (21)$$

$$CCEH = \frac{60\text{min}}{\left(\frac{37\text{seg}}{60\text{seg}}\right)} \times 85\% \times 95\% \times 80\% = 62,8 \text{ ciclos/hora}$$

d) Capacidade requerida da caçamba (CRC)

$$CRC = \frac{\text{Produção horária requerida}}{CCEH \times \text{Fator Enchimento}} \quad (22)$$

$$CRC = \frac{80.000 \text{ t/dia} \times (1 + REM)}{24\text{h} \times CCEH \times 90\%} = \frac{160.000}{24 \times 62,8 \times 90\%} = 117,9 \text{ t}$$

$$CRC = \frac{117,9 \text{ t}}{2,400 \text{ t/m}^3} = 49,15 \text{ m}^3$$

Equipamento alternativo para atendimento à produção: Shovel CAT 4100, com caçamba de 26m³, implicando na necessidade de 2 equipamentos do referido modelo operando simultaneamente.

e) Custos de manutenção envolvidos

De acordo com a literatura disponível, os custos de manutenção dos equipamentos de mina em geral são determinados pelas horas trabalhadas desses ativos. De acordo com o intervalo de vida alcançado pelos equipamentos, manutenções preventivas baseadas em horas trabalhadas do equipamento são programadas. Tais pautas de manutenção contemplam diferentes pacotes de inspeção e substituição de componentes, de acordo com a vida atingida, em horas, pela máquina.

A tabela 2.8 apresenta custos, em dólares por hora, apurados sobre as pautas de manutenção preventiva de escavadeiras a cabo do porte equivalente ao proposto para a operação de mina sugerida nesta dissertação.

	Mina 1	Mina 2	Fabricante	Média
0-5000 horas	7,55	84,82	21,88	38,08
5001-10000 horas	58,16	154,00	47,96	86,71
10001-15000 horas	256,45	267,03	123,77	215,75
15001-20000 horas	155,20	171,72	362,77	229,90
20001-25000 horas	411,58	455,40	519,20	462,06
25001-30000 horas	225,71	333,17	92,44	217,11
30001-35000 horas	296,59	402,57	583,77	427,64
35001-40000 horas	230,30	248,43	76,59	185,11
40001-45000 horas	221,58	368,65	506,65	365,62
45001-50000 horas	334,47	455,00	364,78	384,75
50001-55000 horas	305,11	337,60	175,53	272,75
55001-60000 horas	79,97	252,74	58,80	130,50

Tab. 2.8 – Gastos de manutenção em US\$/hora em escavadeira elétrica a cabo de 26m³.

Dados das minas 1 e 2 apurados pelo autor (minas com produção anual de ROM superior a 30milhões t/ano).

As minas 1 e 2 informadas apresentam dados reais médios de gastos apurados em suas operações, as quais respondem por uma movimentação superior a 150.000.000 de toneladas de minério e estéril por ano.

A tabela 2.9 apresenta a consolidação dos dados apurados no dimensionamento da frota de carregamento.

Parâmetro	Unidade	Valor
Escavadeira Elétrica a Cabo		
Quantidade	unid	2
Capacidade Caçamba	m ³	26,0
Fator Enchimento Caçamba	%	90,0
Tempo de Ciclo	s	37,0
Consumo Energia	kWh/t _{mov}	0,36
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/(ht*unid)	251,33
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/(t _{mov} *unid)	0,03
Rendimento Operacional	%	90%

Tab. 2.9 - Parâmetros técnicos e de custo para escavadeira elétrica a cabo de 26 m³

2.6.2.2. Dimensionamento da Frota de Transporte

Uma vez definido o porte e tipo de equipamento a ser utilizado para o carregamento dos caminhões, os equipamentos de transporte são definidos de forma a otimizar os ciclos de carregamento, minimizando o tempo ocioso das carregadeiras ou escavadeiras.

Conhecido o número de ciclos esperado para o carregamento de cada caminhão – sendo tecnicamente recomendado o intervalo entre 3 e 6 ciclos da escavadeira para o completo carregamento do caminhão – define-se o porte de equipamentos a ser utilizado. Vale ressaltar que o porte dos equipamentos deve ser compatível com as condições operacionais da mina, o que pode gerar restrições a maiores portes de equipamentos.

a) Seleção do caminhão para transporte

Número de ciclos para enchimento do caminhão = 3 ciclos (Shovel CAT 4100).

Volume em 3 ciclos (95% de enchimento da caçamba da escavadeira) = $3 \times 26\text{m}^3 \times 0,95 = 74,1 \text{ m}^3$

Massa transportada = $74,1 \text{ m}^3 \times 2,4 \text{ t / m}^3 = 177,8 \text{ t}$

Equipamento alternativo para atendimento à produção: caminhão CAT 789C de 180 toneladas de capacidade.

b) Tempo total de ciclo carga e transporte (TTC)

Para o cálculo do tempo total de carga e transporte, são necessárias as informações das características da mina, tais como distâncias de cada segmento do trajeto, inclinações de rampa e resistência ao rolamento em cada trecho do percurso. Estas informações, para este caso específico, estão sumarizadas na tabela 2.10.

Perfil Mina	Modo	Descrição	Distância (m)	Veloc Média (km/h)	Tempo (min)	Resist Rolamento (%)	Inclinação (%)
Rota Estéril							
Segmento 1	Carregado	Deslocamento na praça de carga	100	15	0,4	3%	0%
Segmento 2	Carregado	Da praça de carga à entrada do Pit	800	11	4,4	3%	7%
Segmento 3	Carregado	Da entrada do Pit à pilha de estéril	600	35	1,0	3%	-3%
Segmento 4	Carregado	Da base da pilha estéril ao topo da pilha	300	7	2,6	3%	12%
Segmento 5	Carregado	Do topo da pilha ao ponto de descarga	100	15	0,4	3%	0%
		Tempo descarregamento			1,2		
Segmento 5'	Vazio	Deslocamento no topo da pilha	100	20	0,3	3%	0%
Segmento 4'	Vazio	Do topo da pilha à base da pilha de estéril	300	40	0,5	3%	-7%
Segmento 3'	Vazio	Da base da pilha de estéril à entrada do pit	600	40	0,9	3%	3%
Segmento 2'	Vazio	Da entrada do pit à praça de carga	800	30	1,6	3%	-12%
Segmento 1'	Vazio	Deslocamento na praça de carga	100	20	0,3	3%	0%
		Posicionamento para novo carregamento			0,8		
Ciclo Total Rota Estéril			3800	15,9	14,3		
Rota Minério							
Segmento 6	Carregado	Deslocamento na praça de carga	100	15	0,4	3%	0%
Segmento 7	Carregado	Da praça de carga à entrada do Pit	800	11	4,4	3%	7%
Segmento 8	Carregado	Da entrada do Pit à entrada praça de descarga	700	25	1,7	3%	2%
Segmento 9	Carregado	Da entrada da praça de descarga ao britador	200	25	0,5	3%	0%
		Tempo descarregamento			1,2		
Segmento 9'	Vazio	Do britador à entrada da praça de descarga	200	30	0,4	3%	0%
Segmento 8'	Vazio	Da praça de descarga à entrada do pit	700	40	1,1	3%	-7%
Segmento 7'	Vazio	Da entrada do pit à praça de carga	800	30	1,6	3%	-2%
Segmento 6'	Vazio	Deslocamento na praça de carga	100	20	0,3	3%	0%
		Posicionamento para novo carregamento			0,8		
Ciclo Total Rota Minério			3600	17,6	12,3		

Tab. 2.10 – perfil da mina e condições de operação para transporte de minério e estéril

$$TTC = tempo\ ciclo\ carregamento + tempo\ ciclo\ transporte \quad (23)$$

$$TTC = 37\ s/ciclo \times 3\ ciclos + 14,04\ min = 1,85min + 14,04min = 15,89\ min$$

c) Número de caminhões necessários ao transporte (NC)

$$NC = \frac{Carregamentos/dia \times tempo\ total\ de\ ciclo\ de\ carga\ e\ transporte}{n^{\circ}\ turnos \times rendimento\ operacional\ caminhão} \quad (24)$$

$$Carregamentos/dia = (Massa\ Minério + Massa\ Estéril) / massa\ transportada\ por\ ciclo$$

$$Carregamentos/dia = (80.000\ t + 80.000\ t) / 177,8\ t = 900\ carregamentos/dia$$

$$900\ carregamentos/dia \times tempo\ total\ de\ ciclo\ de\ carga\ e\ transporte =$$

$$900\ carregamentos/dia \times 15,89\ min/carregamento = 14.301\ min/dia$$

$$14.301\ min/dia \div (3\ turnos/dia \times 8h/turno \times 60\ min/h \times rendimento\ operacional\ do\ caminhão)$$

$$= NC = 14.301 \div (3 \times 8 \times 60 \times 0,68) = 14,6 \approx 15\ caminhões$$

d) Tempo de fila (TF)

$$TF = \text{tempo total de ciclo de carga e transporte} / n^{\circ} \text{ caminhões} \quad (25)$$

$$TF = 15,89 \text{ min} / 15 = 1,06 \text{ min}$$

e) Operadores de caminhões (OC)

$$OC = \frac{\text{Carregamentos/dia} \times \text{tempo total de ciclo de carga e transporte}}{\text{eficiência dos operadores}} \quad (26)$$

$$OC = 14.301 \text{ min/dia} \div 85\% \div 60 \text{ min/h} = 280 \text{ h/dia}$$

$$OC = 280 \text{ h/dia} \div 8 \text{ h/operador} = 35 \text{ operadores}$$

Observa-se que o número total de operadores para atender aos três turnos de produção, neste caso específico, pode parecer menor que o requerido para os 15 caminhões existentes. Isto se deve ao fato que os caminhões, possuindo um rendimento operacional médio da ordem de 68%, estão disponíveis para operação efetiva de transporte de minério durante 68% das 24 horas disponíveis no dia. Este número é o produto do percentual de disponibilidade física do caminhão pelo percentual de utilização efetiva do equipamento em transporte de minério.

f) Custos de Manutenção envolvidos

A tabela 2.11 apresenta os custos apurados, em dólares por hora, de pautas de manutenção preventiva do modelo de caminhão proposto para a operação de mina sugerida nesta dissertação.

	CAT 789
0-5000 horas	4,70
5001-10000 horas	14,61
10001-15000 horas	19,78
15001-20000 horas	120,42
20001-25000 horas	21,30
25001-30000 horas	27,26
30001-35000 horas	77,09
35001-40000 horas	67,29
40001-45000 horas	35,97

Tab. 2.11 – Custo horário (US\$/h) para intervalo de horas trabalhadas de caminhões CAT 789.

A tabela 2.12 apresenta a consolidação dos dados apurados no dimensionamento da frota de transporte.

Parâmetro	Unidade	Valor
Caminhão		
Quantidade	unid	15
Capacidade Caçamba	t	180,0
Fator Enchimento Caçamba	%	96,0
Intervalo entre carregamentos	s	48,0
Consumo Diesel	l / t _{mov}	0,35
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/(ht*unid)	43,16
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/(t _{mov} *unid)	0,00
Distância média de transporte (DMT)	m	3.700
Velocidade média	km/h	16,76
Tempo Ciclo Viagem	min	13,24
Tempo Ciclo Total	min	14,04
Rendimento Operacional	%	69%

Tab. 2.12 - Parâmetros técnicos e de custo para caminhões utilizados no processo de transporte

2.6.3. Modelos de Engenharia para Determinação dos Custos em Infraestrutura de Mina

Com o propósito de obter a determinação completa dos custos operacionais para os modelos de mineração de céu aberto, faz-se necessário apurar os gastos alocados no processo de infraestrutura de mina e todo o plantel de equipamentos envolvidos no mesmo, tais como tratores, motoniveladoras, caminhões pipa para supressão de poeira, caminhões oficina, caminhões pranchas, bombas, entre outros.

Os processos de infraestrutura de mina abrangem todas as atividades de suporte para garantir a continuidade das atividades de perfuração, desmonte, carregamento e transporte: abertura e manutenção dos acessos de transporte dos equipamentos nas minas, abertura e manutenção das praças de carregamento para os equipamentos de carga, drenagem de mina, rebaixamento do lençol freático, entre outros. Embora não seja um processo produtivo específico, tais atividades garantem a operabilidade da mina com maior produtividade e custos mais baixos.

De acordo com Sttebins e Leinart (2011), os fatores determinantes para a estimativa de custos nos equipamentos de infraestrutura envolvem a capacidade do equipamento, seus respectivos parâmetros de utilização e o período diário de operação dos mesmos. Dada a grande diversidade de aplicações dos equipamentos de infraestrutura, o que dificulta parametrizações específicas, as referências de custos são, em geral, disponibilizadas em bases horárias. A tabela 2.13 apresenta os custos horários, em dólares por hora, de equipamentos de produção e de infraestrutura de mina.

Tab. 2.13 – Custo horário de equipamentos de mina.

Hourly Operating Costs (US\$)									
Unit Prices									
Repair labor	\$30,26 per hour			Natural Gas	\$ 6.229 per MCF (\$ 5.904 per gigajoule)				
Diesel Fuel	\$2.186 per gallon (\$0.578 per liter)			Electric Power	\$ 0.071 per kWh				
Gasoline	\$2.719 per gallon (\$0.718 per liter)			Lube Oil	\$ 7.500 per gallon (\$1.981 per liter)				
ITEM	OVERHAUL PARTS	OVERHAUL LABOR	MAINT PARTS	MAINT. LABOR	FUEL/POWER	LUBE	TIRES	WEAR PARTS	TOTAL
shovel, hydraulic	\$ 7.35	\$ 6.68	\$ 11.03	\$ 10.02	\$ 29.13	\$ 6.19	\$ 0.00	\$ 4.12	\$ 74.52
loader, wheel	3.30	2.99	6.12	5.56	34.77	5.59	21.56	0.64	80.53
truck, rear-dump	1.90	2.30	3.53	4.28	27.14	5.26	12.10	0.00	56.51
drill-rotary (crawler)	6.63	7.03	5.43	5.75	32.19	9.52	0.00	10.14	76.68
tractor, crawler (dozer)	2.04	2.46	3.05	3.70	12.12	2.16	0.00	7.83	33.36
grader, road	3.16	3.34	5.86	6.21	16.28	3.19	1.58	0.99	40.61
truck, water	2.05	2.80	3.81	5.19	13.04	1.94	2.32	0.00	31.15
truck, service	1.11	1.18	2.07	2.19	5.56	1.10	0.65	0.00	13.86
truck, shot loader	0.55	0.58	1.02	1.08	13.91	1.04	0.99	0.00	19.17

Fonte: <http://costs.infomine.com/costdatacenter/miningequipmentcosts.aspx>

Para o cálculo dos custos de infraestrutura de mina no caso de tratores de esteira, pode-se obtê-lo a partir da determinação da produtividade e utilização diária dos mesmos, uma vez conhecidos os custos horários desses equipamentos conforme tabela 2.13. As fórmulas de cálculo de produtividade e utilização diária de tratores são apresentadas nas equações 27 e 28 a seguir.

(27)

(28)

Conhecidos a utilização diária e os custos horários por trator, obtém-se os custos diários ou custos por tonelada do referido equipamento.

Analogamente aos tratores, o cálculo dos custos da utilização de motoniveladoras para manutenção dos acessos de mina pode ser obtido a partir da determinação da produtividade e utilização diária dos mesmos, conforme a seguir:

(29)

(30)

De forma semelhante, conhecidos a utilização diária e os custos horários por motoniveladora, obtém-se os custos diários ou custos por tonelada.

A tabela 2.14 apresenta a consolidação dos dados apurados no dimensionamento de alguns equipamentos da frota de infraestrutura para uma mina de taxa de produção de 80.000 t/dia.

Parâmetro	Unidade	Valor
Trator Esteira (Infraestrutura)		
Quantidade	unid	4
Potência	kW	305
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/ (ht*unid)	28,52
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/ (tmov*unid)	0,002
Rendimento Operacional	%	55%
Motoniveladora		
Quantidade	unid	2
Potência	kW	160
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/ (ht*unid)	16,87
Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/ (tmov*unid)	0,001
Rendimento Operacional	%	55%

Tab. 2.14 – Parâmetros técnicos e de custo para alguns equipamentos de infraestrutura de mina

Capítulo 3 - Modelo estocástico de previsão de custos em processos de perfuração, desmonte, carregamento, transporte e infraestrutura de mina em mineração de céu aberto

Os modelos de previsão de custos para os processos de mineração têm evidenciado avanços significativos nas últimas décadas. Modelos clássicos que propõem a modelagem de custos unicamente em função da massa produzida passaram a dar lugar, com o advento das planilhas eletrônicas e computadores mais potentes, a modelos tecnicamente mais precisos, onde características litológicas e operacionais da mina e dos equipamentos de produção são levados em consideração para as devidas estimativas.

Observa-se, no entanto, que a abordagem considerando as incertezas intrínsecas aos processos é um campo ainda pouco explorado nos modelos de previsão de custos em mineração.

Os modelos de engenharia discutidos capítulo 2 serão novamente analisados sob enfoque da simulação estocástica, de forma a observar as variações nos resultados dos modelos, até então calculados de forma determinística. Para a simulação proposta será utilizado o método de Monte Carlo. De acordo com Costa e Azevedo (1996:100), o método de Monte Carlo utiliza-se da geração de valores aleatórios para variáveis de entrada e parâmetros do modelo que seguem distribuições de probabilidade específicas as quais devem ser identificadas ou estimadas previamente. A cada amostra gerada calcula-se uma resposta para o modelo determinístico em questão. Esses resultados determinísticos são agregados ao resultado final desejado, possibilitando análises estatísticas da resposta do sistema.

O objetivo da análise é apresentar e discutir a variação em importantes parâmetros de saída do modelo a partir da consideração de funções probabilísticas para variáveis que requeiram este tratamento.

3.1. Metodologia utilizada para a modelagem estocástica

De acordo com Taylor e Karlin (1999), um processo estocástico é composto por uma família de variáveis aleatórias X_t , em um conjunto T dado por $T = \{0, 1, 2, 3, \dots\}$. Em situações comuns, t corresponde a unidades discretas de tempo e X_t poderia representar, entre outros, os diferentes resultados obtidos no sucessivo lançamento de uma moeda, diferentes respostas apuradas em um experimento controlado ou observações sucessivas de determinada característica de uma população.

Os processos estocásticos são influenciados pelo intervalo de valores possíveis às variáveis aleatórias X_t e pela relação de dependência entre tais variáveis. Considerando a convenção de letras maiúsculas tais como X, Y, Z para representar variáveis aleatórias e letras minúsculas como x, y, z para representar números reais, temos que a expressão $\{X \leq x\}$ refere-se ao evento em que a variável aleatória X assume um valor menor ou igual ao número real x . A probabilidade que o evento ocorra é escrita como $\Pr\{X \leq x\}$. Dada a variação de x , esta probabilidade define a função

$$F(x) = \Pr\{X \leq x\}, -\infty < x < +\infty \quad (31)$$

chamada função distribuição da variável aleatória X . Esta distribuição contém toda a informação disponível sobre a variável aleatória antes de seu valor ser determinado por experimento. Tem-se, por exemplo, $\Pr\{X > a\} = 1 - F(a)$ e $\Pr\{a < X \leq b\} = F(b) - F(a)$.

Uma variável aleatória X é chamada discreta se há um número distinto de valores x_1, x_2, \dots tais quais $a_i = \Pr\{X = x_i\} > 0$ para $i = 1, 2, \dots$ e $\sum_i a_i = 1$. Neste caso a respectiva função distribuição $F(x)$ é dada por

$$F(x) = \sum_{x_i \leq x} p(x_i) \quad (32)$$

Uma variável aleatória X é chamada contínua se $\Pr\{X = x\} = 0$ para todo valor de x . Dada a sua respectiva função densidade de probabilidade, $f(x)$, tem-se que

$$F(x) = \int_{-\infty}^{+\infty} f(x) dx = 1 \quad (33)$$

A simulação estocástica utiliza-se da geração de valores, de acordo com as funções densidade de probabilidade envolvidas no modelo em estudo, de forma a explorar o espaço de incertezas das variáveis aleatórias envolvidas.

O modelo estocástico deve também refletir todos os aspectos relevantes à investigação em curso. Adicionalmente, o modelo estocástico deve permitir previsões ou implicações em relação ao processo em estudo.

A simulação estocástica dos modelos de engenharia objetiva a mensuração dos impactos das variáveis críticas – variáveis aleatórias de alta relevância - na performance operacional e de custos desses modelos. Esta considerará as seguintes etapas:

- a) definição das variáveis críticas do modelo de engenharia para as etapas de Perfuração e Desmonte, Carregamento e Transporte;
- b) escolha das funções densidade de probabilidade e respectivos parâmetros a serem utilizados nas variáveis críticas a partir de bases de dados reais;
- c) realização de simulações estocásticas do modelo e obtenção dos novos resultados. Para as simulações estocásticas será utilizado o software Oracle Crystal Ball - Fusion Edition, Release 11.1.1.1.00.

3.2. Definição das Variáveis Críticas do modelo

Define-se como variáveis críticas do processo de modelagem, os parâmetros que se comportam como funções probabilísticas e que, dada a sua relevância dentro do modelo, impactam diretamente os resultados deste.

Dentre as variáveis críticas existentes, há aquelas que influenciam todos os processos de mina e outras que impactam apenas alguns desses processos, seja Perfuração e Desmonte, Carregamento, Transporte ou Infraestrutura de Mina.

A tabela 3.1 apresenta as variáveis críticas definidas para o modelo e quais os processos são impactados em custos por tais variáveis.

Variável Crítica Operacional	Processos Impactados em Custo			
	Perfuração e Desmonte	Carregamento	Transporte	Infraestrutura de Mina
Relação Estéril-Minério	X	X	X	X
Rendimento Operacional do Equipamento	X	X	X	
Taxa de Penetração efetiva do bit	X			
Tempo de Realocação de Perfuratriz e setup	X			
Tempo de Carregamento do Furo	X			
Resistência Total			X	
Fator de Enchimento da Caçamba Equipamento		X	X	
Tempo de Ciclo no Carregamento		X		
Intervalo entre Carregamentos de Caminhões			X	
Distância média de transporte			X	X
Velocidade média no transporte			X	

Tab. 3.1 – Variáveis críticas definidas para o modelo de dimensionamento técnico de mina

- Relação estéril-minério: variações na relação estéril-minério determinam alterações no volume a ser desmontado para o atingimento da quota de minério a ser liberada para carregamento e na quantidade de explosivo a ser utilizado, entre outros.

- Rendimento Operacional do Equipamento: a performance operacional do equipamento, definida pelas horas efetivamente trabalhadas pelo mesmo em relação às horas calendário totais, determinam variações no custo da operação. Reduções ou perdas no rendimento operacional são decorrentes dos tempos gastos em manutenção e atividades não produtivas, tais como manutenções preventivas e corretivas, paradas para abastecimento, intervalos para troca de turnos, entre outros. Este parâmetro determina a quantidade de equipamentos necessários para cumprir a produção estabelecida.

- Taxa de Penetração efetiva do bit: a taxa de penetração efetiva do bit é dependente do tipo de rocha a ser perfurada e sua respectiva dureza. O conhecimento prévio da litologia obtido nas fases de sondagem e pesquisa mineral é de fundamental importância para a correta estimativa dos teores do minério, manutenção de custos em patamares competitivos e adequada performance operacional esperada dos processos de lavra e beneficiamento mineral.

- Tempo de realocação de perfuratriz e setup: este tempo pode impactar os resultados e performance do processo, aumentando o tempo total da etapa de perfuração.

- Tempo de carregamento do furo: este tempo pode impactar os resultados e performance do processo, aumentando o tempo total da etapa de detonação.

- Resistência total: conforme Manual de Produção Caterpillar (2009, pág 1294) a resistência total é a soma da resistência ao rolamento e resistência à inclinação experimentada no processo de transporte. A resistência ao rolamento é a medida da força que precisa ser superada para rolar ou puxar uma roda sobre o solo. Essa força é afetada pelas condições ambientais, do solo e pela carga — quanto mais uma roda afunda no solo, maior a resistência ao rolamento. A resistência à inclinação é uma medida da força que precisa ser superada para movimentar a máquina em inclinações desfavoráveis (aclives) ou favoráveis (declives). A resistência total também pode ser representada simplesmente como resistência à inclinação expressa em percentagem de rampa. Esta variável determina parâmetros de severidade na utilização dos caminhões e, portanto, nos custos de manutenção envolvidos, bem como diferenças nos consumos de combustível desses.

- Fator de enchimento da caçamba dos equipamentos: este fator é expresso em percentagem efetivamente utilizada do volume disponível em uma caçamba. A baixa qualificação de operadores de carga pode gerar desvios acima dos valores de referência, gerando perda de produtividade no carregamento dos caminhões e necessidade de número adicional de viagens para o transporte da carga planejada.

- Tempo de ciclo no carregamento: é o tempo compreendido entre duas descargas seguidas de material na caçamba do caminhão. A variação neste tempo determina variações na movimentação total diária de material na mina.

- Intervalo entre Carregamentos de Caminhões: é o tempo entre o final do carregamento de um caminhão e o início de carregamento do caminhão seguinte. Semelhantemente ao parâmetro

anterior, a variação neste tempo determina variações na movimentação total diária de material na mina.

- Distância média de transporte (DMT): é a metade da distância total percorrida pelo caminhão do ponto de carregamento até o seu retorno a este. A variação deste parâmetro altera as horas trabalhadas necessárias para atender à movimentação planejada, bem como o aumento de combustível requerido para o transporte. Para os propósitos desta dissertação, este parâmetro será mantido constante, para propiciar a análise das demais variáveis críticas sem a influência deste.

- Velocidade média no transporte: a velocidade média no transporte de minério pode variar em função da alteração das distâncias médias, alteração de rotas, condições meteorológicas ou de manutenção das pistas de rolamento. A variação na velocidade média provoca variações na produtividade horária dos equipamentos de transporte gerando alterações na movimentação total diária de material na mina.

3.3. Determinação das Funções Densidade de Probabilidade das Variáveis Críticas

Dentre os diversos modelos probabilísticos disponíveis para variáveis aleatórias discretas e contínuas, destaca-se, para fins desta dissertação, as distribuições Normal, Triangular e Customizada. A seguir apresenta-se breve descrição dessas distribuições.

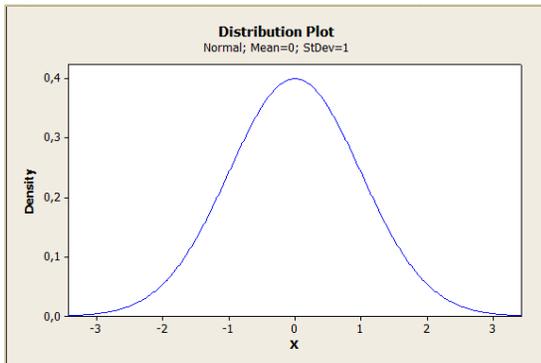
Distribuição Normal: é uma das mais importantes e conhecidas distribuições da estatística, também conhecida como Distribuição de Gauss ou Gaussiana. É descrita por seus parâmetros de média e desvio padrão. É descrita matematicamente por:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-\mu)^2}{2\sigma^2}}, x \in R, \mu \in R, \sigma > 0 \quad (34)$$

Para $\mu = 0$ e $\sigma = 1$, tem-se a distribuição normal padronizada descrita na forma:

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{x^2}{2}}$$

Fig. 3.1 – Distribuição normal de média 0 e desvio padrão 1.



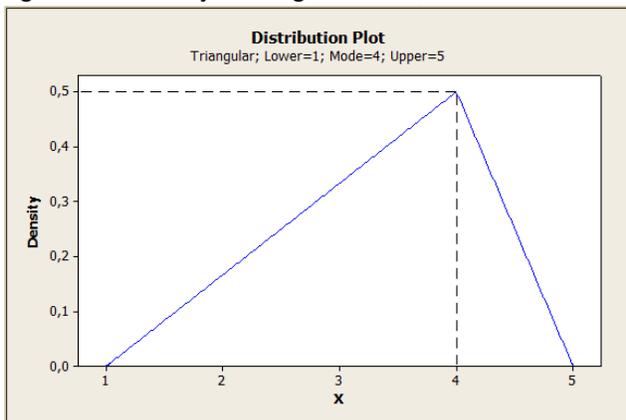
Fonte: Software Minitab 16, versão 16.2.2.0

Distribuição Triangular: é a distribuição de probabilidade contínua que possui um valor mínimo a , um valor máximo b e uma moda c , sendo descrita matematicamente como

$$\frac{3}{(b-a)} \left(\frac{x-a}{c-a} \right)^2 \left(\frac{c-x}{c-a} \right) \quad \text{for } a \leq x < c$$
$$\frac{3}{(b-a)} \left(\frac{b-x}{b-c} \right)^2 \left(\frac{x-c}{b-c} \right) \quad \text{for } c \leq x < b$$

(35)

Fig. 3.2 – Distribuição triangular de extremos 1 e 5 e moda 4



Fonte Software Minitab 16, versão 16.2.2.0

Esta distribuição é utilizada quando há uma idéia subjetiva da sua população através de seus extremos e sua moda, não havendo o suporte ou referência a uma base dados coletada que embase os valores estimados como parâmetros dessa distribuição.

Distribuição Customizada: é uma distribuição probabilística discreta a partir da amostra coletada ponderada pela frequência amostral dos eventos apurados na mesma.

As funções densidade de probabilidade consideradas neste trabalho são apresentadas na tabela 3.2 a seguir.

Processo	Variáveis Críticas	Unidade	Função Densidade de Probabilidade	fdp
Perfuração	Relação Estéril-Minério	x : 1	Normal (média 1,0 e Desvio Padrão 0,33)	N(1,0;0,33)
Perfuração	Taxa de Penetração do Bit (efetiva)	m/min	Customizada (conforme base de dados) *	
Perfuração	Realocação de Perfuratriz e Setup	min/furo	Triangular (min 1,50 / central 2,0 / máx 3,0)	T(1,5;2,0;3,0)
Perfuração	Carregamento do furo	min/furo	Triangular (min 3,5 / central 4,0 / máx 5,0)	T(3,5;4,0;5,0)
Perfuração	Rendimento Operacional Perfuratriz	%	Triangular (min 55% / central 70% / máx 75%)	T(1,5;2,0;3,0)
Carregamento	Fator de Enchimento Caçamba Escavadeira	%	Triangular (min 80% / central 90% / máx 110%)	T(0,8;0,9;1,1)
Carregamento	Intervalo entre ciclos carregamento	s	Triangular (min 28s / central 37s / máx 44s)	T(28;37;44)
Carregamento	Rendimento Operacional Escavadeira	%	Triangular (min 85% / central 90% / máx 92%)	T(0,85;0,90;0,92)
Carregamento	Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/ (ht*equip)	Customizada (conforme base de dados) *	
Transporte	Fator de Enchimento Caçamba Caminhão	%	Triangular (min 92% / central 95% / máx 99%)	T(0,92;0,95;0,99)
Transporte	Intervalo entre ciclos carregamento	s	Triangular (min 42s / central 48s / máx 54s)	T(42;48;54)
Transporte	Rendimento Operacional Caminhão	%	Triangular (min 65% / central 69% / máx 72%)	T(0,65;0,69;0,72)
Transporte	Velocidade Média referência por segmento	%	Triangular (min 95% / central 100% / máx 105%)	T(0,95;1,00;1,05)
Transporte	Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/ (ht*equip)	Customizada (conforme base de dados) *	
Infraestrutura	Gasto médio Materiais para Manutenção	US\$/ (ht*equip)	Customizada (conforme base de dados) *	

Tab. 3.2 – Variáveis críticas de Perfuração e Desmonte e respectivas funções de probabilidade

A função densidade de probabilidade para a relação estéril-minério foi obtida a partir de base de dados de minas de minério de ferro brasileiras que responderam, em 2008, por 443 milhões de toneladas de minério beneficiado conforme tabela 3.3.

Minas/Complexos no Brasil_2008	REM	Produção 000t
Mina/Complexo 1	0,263	2.000
Mina/Complexo 2	0,371	1.910
Mina/Complexo 3	0,062	8.000
Mina/Complexo 4	0,062	19.695
Mina/Complexo 5	0,927	36.200
Mina/Complexo 6	1,254	47.673
Mina/Complexo 7	0,695	110.776
Mina/Complexo 8	0,062	9.595
Mina/Complexo 9	0,927	162.960
Mina/Complexo 10	0,062	2.141
Mina/Complexo 11	0,062	1.111
Mina/Complexo 12	0,062	1.313
Mina/Complexo 13	0,371	2.211
Mina/Complexo 14	0,263	24.794
Mina/Complexo 15	0,263	12.928
Produção		443.308
REM Média	1,000013	
Desvio Padrão	0,327404	

Tab. 3.3 – Relações estéril-minério em minas/complexos de minério de ferro em 2008.

A variável Taxa de Penetração do Bit foi definida a partir de função probabilística discreta ponderada (distribuição customizada), considerando dados reais obtidos nas operações de perfuração em 15 minas brasileiras de minério de ferro no ano de 2008, as quais responderam, no

mesmo período, por cerca de 300 milhões de toneladas de minério beneficiado. Os dados da função probabilística discreta encontram-se nas colunas Metros Perfurados e Taxa de Penetração efetiva do Bit da tabela 3.4. Para o modelo discreto já apresentado, o parâmetro então considerado para taxa de penetração do bit refere-se ao valor médio ponderado da variável obtida nesta tabela – 29 m/h ou 0,48 m/min.

LITOLOGIAS	Símbolo	Metros Perfurados	Metros Perfurados (%)	Horas Trabalhadas	Resistência à Compressão Uniaxial_LI (MPa)	Resistência à Compressão Uniaxial_LS (MPa)	Taxa de Penetração efetiva do Bit (m / h)
Hematita Compacta	HC	21.002	14%	1.119	100	350	19
Hematita Semi-compacta	HSC	2.374	2%	95	91	200	25
Hematita Friável	HF	28.468	19%	556	15	25	51
Itabirito Compacto	IC	6.475	4%	489	248	250	13
Itabirito Semi-compacto	ISC	17.409	12%	904	150	192	19
Itabirito Friável	IF	27.198	18%	883	25	76	31
Canga Química	CQ	14.190	9%	520	50	100	27
Xisto São	XS	12.886	9%	830	239	250	16
Xisto Alterado	XA	7.766	5%	289	37	50	27
Gnaíse	GN	-	0%	-	-	-	-
Quartzito	QZ	403	0,3%	34	150	330	12
Máfica Sã	MFS	4.364	3%	203	300	300	22
Máfica Decomposta	MFD	3.095	2%	72	50	50	43
Jaspilito	JSP	3.902	3%	186	250	250	21
GERAL		149.532	100%	6.179	95	155	29

Tab. 3.4 – Taxas de Penetração por Litologia de 15 minas brasileiras de minério de ferro em 2008.
Fonte: dados coletados pelo autor.

Os valores da variável Gasto médio Materiais para Manutenção no processo de Carregamento foram obtidos a partir de dados de referência dos fabricantes e históricos de manutenção de minas brasileiras.

Os valores da variável Gasto médio Materiais para Manutenção nos processos de Transporte e Infraestrutura foram obtidos a partir de dados de referência dos fabricantes nos portes requeridos.

Os valores das distribuições triangulares foram inferidos de acordo com intervalos comumente observados na rotina de operações de minério de ferro, não sendo estes suportados por bases de dados específicas disponibilizadas para este trabalho.

Capítulo 4 - Resultados Observados

Os resultados observados apresentam-se divididos em dois subitens a seguir.

4.1. Resultados para Modelamento Clássico de Custos em Mineração

Dados os modelos clássicos aplicáveis ao dimensionamento de custos apresentados por Haldi e também por Crowson, conforme equações 1 e 4 nesta dissertação apresentam-se os resultados observados em relação à base de dados utilizada.

Embora não considerada nos modelos clássicos em questão, optou-se por se utilizar, adicionalmente, um modelo polinomial de grau 3, da forma

$$C = aT^3 + bT^2 + cT + k \quad (36)$$

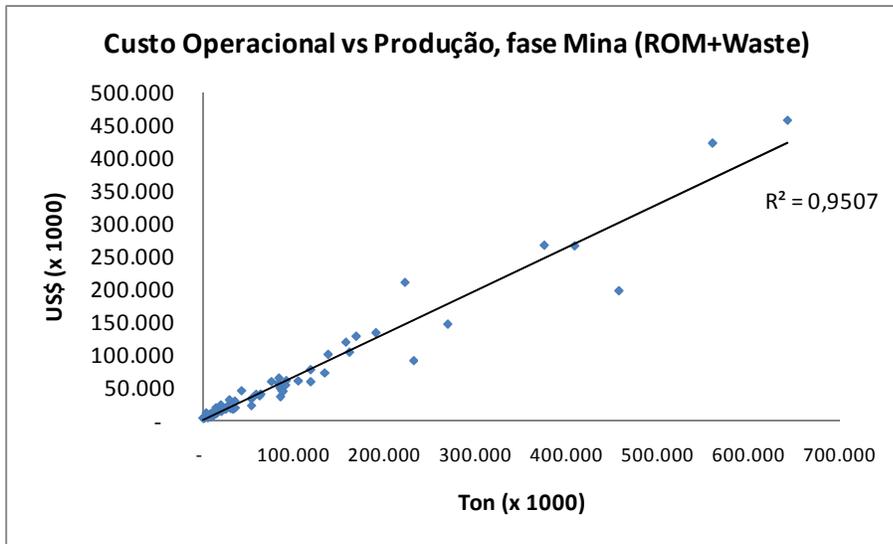
onde C representa o custo operacional total em unidade monetária, onde a , b , e c são constantes expressas em $\$/t^3$, $\$/t^2$ e $\$/t$, respectivamente, e k é a constante de custo fixo do modelo.

A base de dados compreende dados de 96 minas e sites que responderam por 72,5% do minério de ferro produzido em 2008 em operações que atingem 700.000.000 toneladas movimentadas na mina, considerando as massas de minério e estéril.

Os dados de custos operacionais e produções foram analisados considerando-se os seguintes intervalos de movimentação para a mesma base de dados:

- 1.000.000 a 200.000.000 toneladas movimentadas na mina;
- 1.000.000 a 700.000.000 toneladas movimentadas na mina.

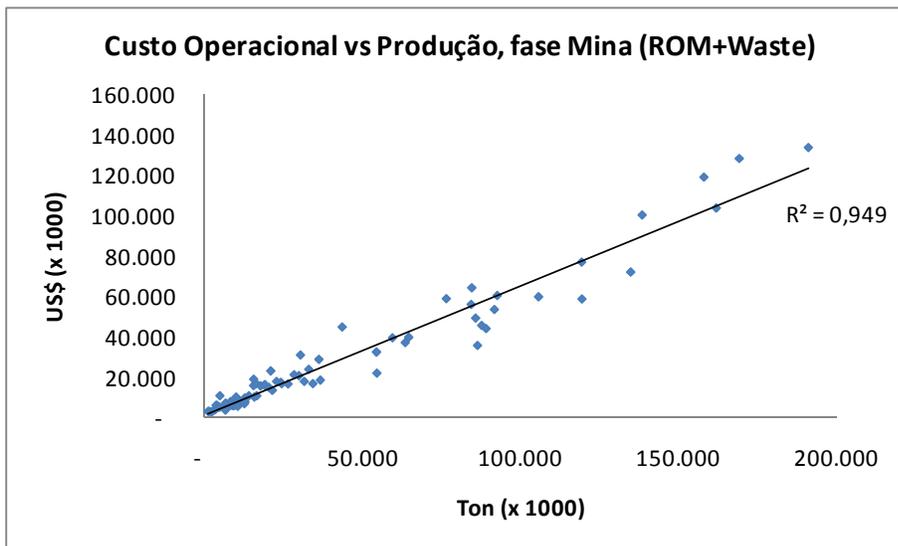
Os resultados são apresentados nos gráficos e tabelas a seguir.



Gráf. 4.1 – Correlação entre Custos Operacionais e Produção, 1.000-700.000 kt

Modelo	Formato	Equação (1.000-700.000 kt)	R^2
Linear	$C = aT + b$	$C = 0,6599T - 141$	0,951
Polinômio (grau 3)	$C = a_1T^3 + a_2T^2 + a_3T + b$	$C = 1 * 10^{-12}T^3 - 7 * 10^{-7}T^2 + 0,7053T + 486$	0,957
Exponencial	$C = aT^b$	$C = 3,0466T^{0,8623}$	0,954

Tab. 4.1 – Equações apuradas para os 3 modelos, intervalo de 1.000-700.000 kt

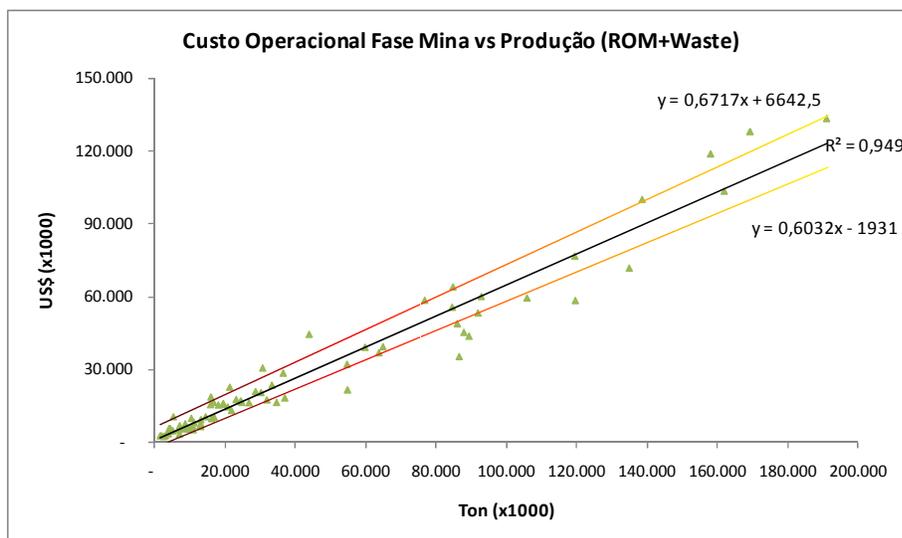


Gráf. 4.2 – Correlação entre Custos Operacionais e Produção, 1.000-200.000.000 t

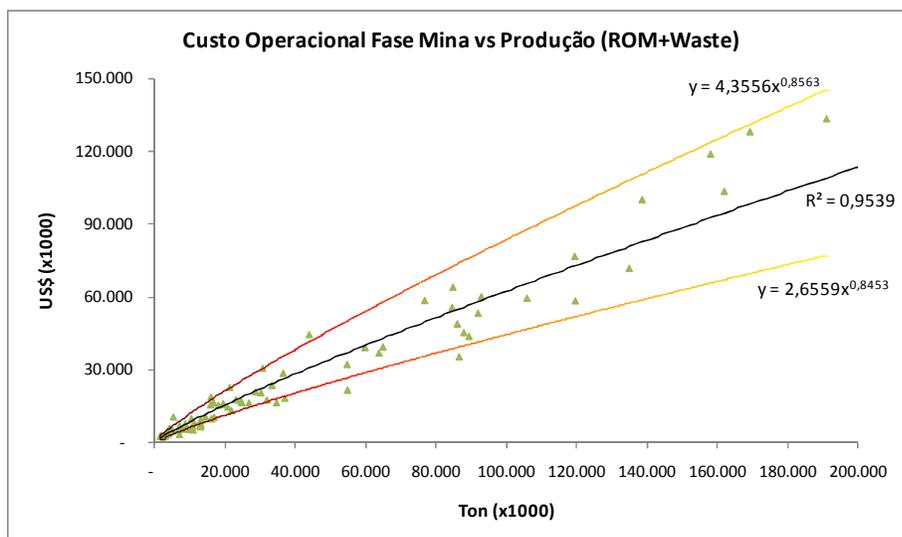
Modelo	Formato	Equação (1.000-200.000 kt)	R ²
Linear	$C = aT + b$	$C = 0,6375T + 1177$	0,949
Polinômio (grau 3)	$C = a_1T^3 + a_2T^2 + a_3T + b$	$C = 1 * 10^{-11}T^3 - 2 * 10^{-6}T^2 + 0,6786T + 2004$	0,961
Exponencial	$C = aT^b$	$C = 4,3556T^{0,8247}$	0,954

Tab. 4.2 – Equações apuradas para os 3 modelos, intervalo de 1.000-200.000 kt

Os resultados acima também são apresentados para o range de 1.000 a 200.000 kt considerando-se o intervalo de confiança de 95%.



Gráf. 4.3 – Modelagem no formato $C=aT+b$ para o intervalo 1.000-200.000kt



Gráf. 4.4 – Modelagem no formato $C=aT^b$ para o intervalo 1.000-200.000kt

Modelo	Equações (int confiança = 95%)	
C=aT+b	Inferior	C = 0,6032 T - 1931
	Superior	C = 0,6717 T + 6642
C=aT^b	Inferior	C = 2,6559 T ^ 0,8453
	Superior	C = 4,3556 T ^ 0,8563

Tab. 4.3 – Intervalo de confiança para os modelos propostos de 1.000-200.000 kt

Os resultados apresentados validam a relação entre custos e quantidades produzidas em cada um dos processos analisados.

As funções de custo no processo mina apresentam alta correlação com as massas totais processadas nesta fase – minério e estéril movimentados e não apenas minério, informação esta que não se mostra devidamente divulgada no âmbito acadêmico, de acordo com a revisão bibliográfica realizada.

As modelagens obtidas reforçam a adequabilidade da utilização de funções exponenciais, conforme proposto por Haldi, e também de funções lineares para as relações entre custos e respectivas massas movimentadas.

Observa-se, no entanto, a existência de um distanciamento considerável para o valor de b na equação $C = aT^b$, proposto por Haldi, à época, como sendo 0,7. Observa-se, para a base de dados estudada, que este valor varia entre 0,84 e 0,86. O aumento do valor de b sugere uma redução na oportunidade de ganhos de escala para a base analisada.

A utilização dos modelos e respectivos coeficientes aqui apurados para anos diferentes de 2008 devem considerar ajustes de câmbio e inflação, não tratados nesta abordagem.

4.2. Resultados para o Modelamento Estocástico de Custos em Mineração

O modelamento estocástico de custos apresenta a simulação dos resultados determinísticos de custos para o processo de mineração de céu aberto, de acordo com os parâmetros apresentados para as variáveis críticas do modelo. As simulações consideram a aplicação do método de Monte Carlo às variáveis críticas definidas.

Esta análise permite, dado o conhecimento do comportamento estatístico das variáveis do modelo, apurar a variabilidade dos resultados e suportar tomadas de decisão mais consistentes.

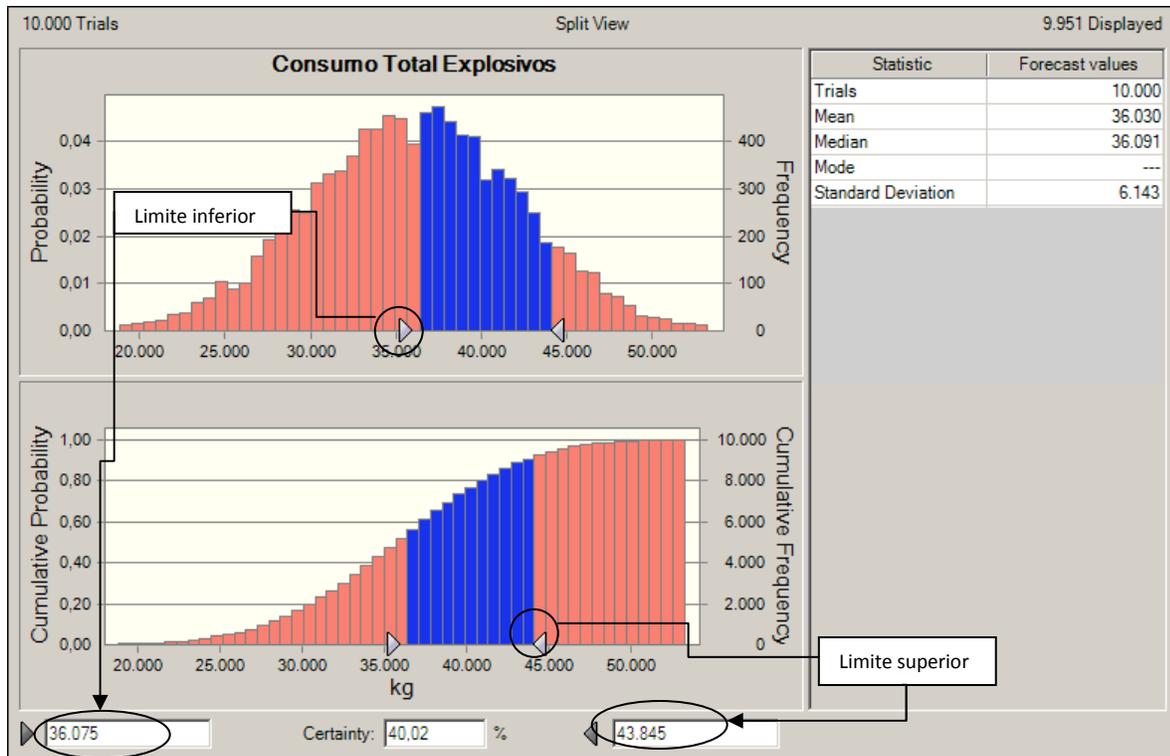
As funções densidade de probabilidade apresentadas a seguir demonstram a variação dos resultados nos parâmetros de saída destacados. Os intervalos delimitados nos gráficos 3.5 e 3.6 foram definidos da seguinte forma:

Limite inferior: posição do valor determinístico apurado a partir do modelo;

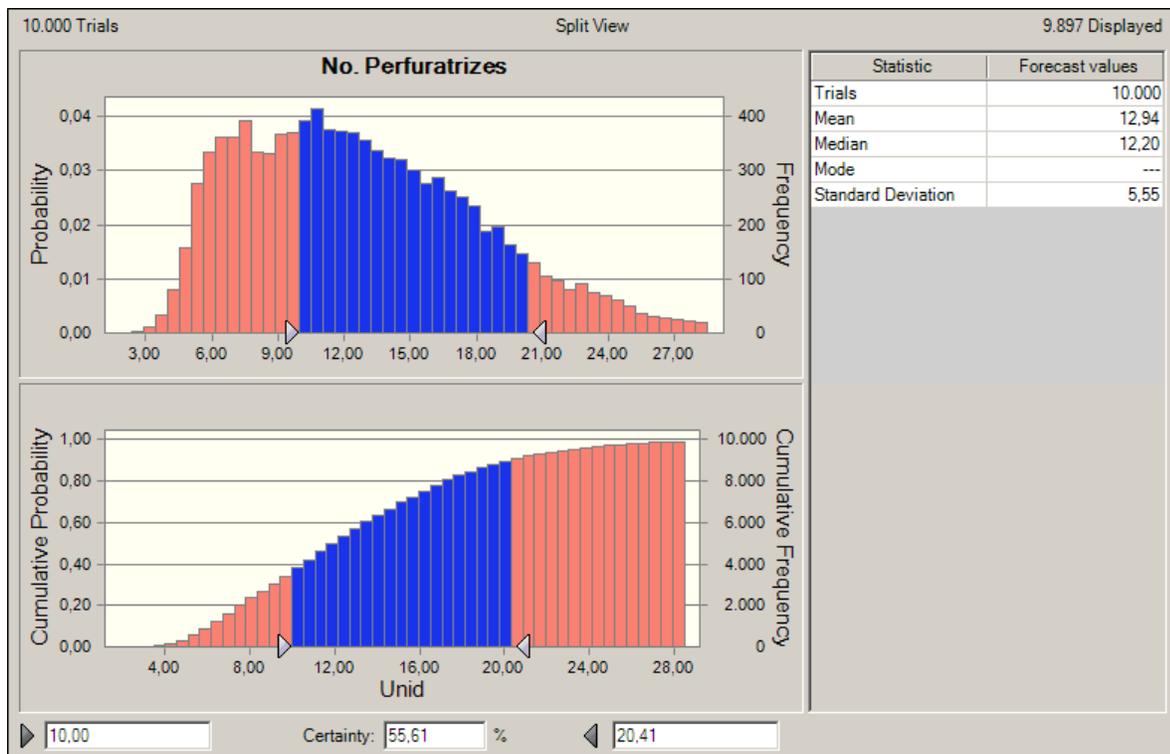
Limite superior: percentil 90 da função densidade de probabilidade acumulada.

O propósito da delimitação acima é apenas facilitar a visualização do intervalo entre o valor determinístico calculado pelo modelo e o percentil 90 da simulação estocástica realizada. Nos eventos em que resultados acima do valor do modelo determinístico venham a se concretizar como cenário real, uma operação de mineração com capacidade ajustada os valores determinísticos do modelo de engenharia não terá condições entregar a produção planejada.

Os gráficos de sensibilidade apresentam as correlações e contribuição de variáveis definidas como críticas no modelo para algumas das saídas geradas. Esses resultados permitem a verificação das variáveis que geram maior e menor sensibilização do modelo, permitindo direcionar esforços aos fatores de performance mais relevantes.



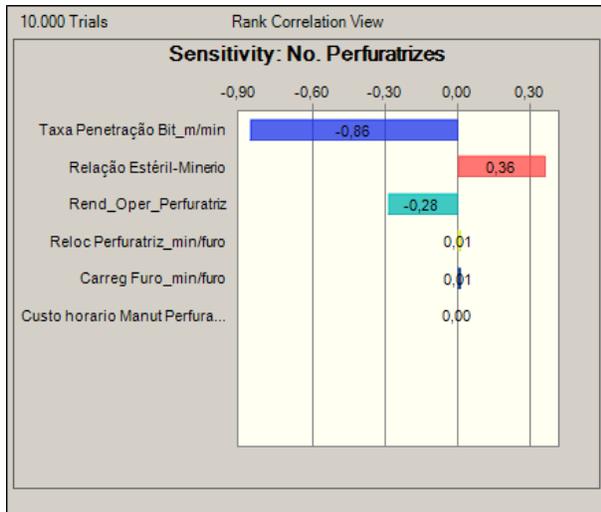
Gráf. 4.5 – Simulação do custo total de explosivos em função da massa a ser detonada.



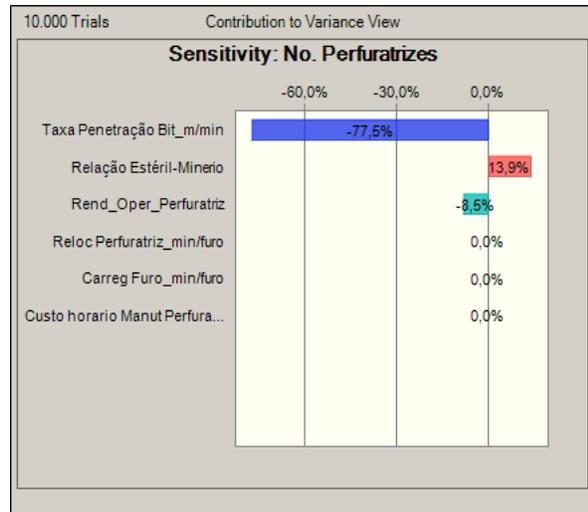
Gráf. 4.6 – Simulação da frota de perfuratrizes necessária ao desmonte de material.

Os gráficos 4.5 e 4.6 acima apresentam os resultados da simulação estocástica para o consumo de explosivos e quantidades de perfuratrizes requeridas no processo de Perfuração e Desmonte.

A variação nos valores está relacionada ao impacto das variáveis probabilísticas definidas na modelagem.



Gráf. 4.7 – Sensibilidade na correlação das variáveis críticas no dimensionamento da frota de Perfuratrizes.

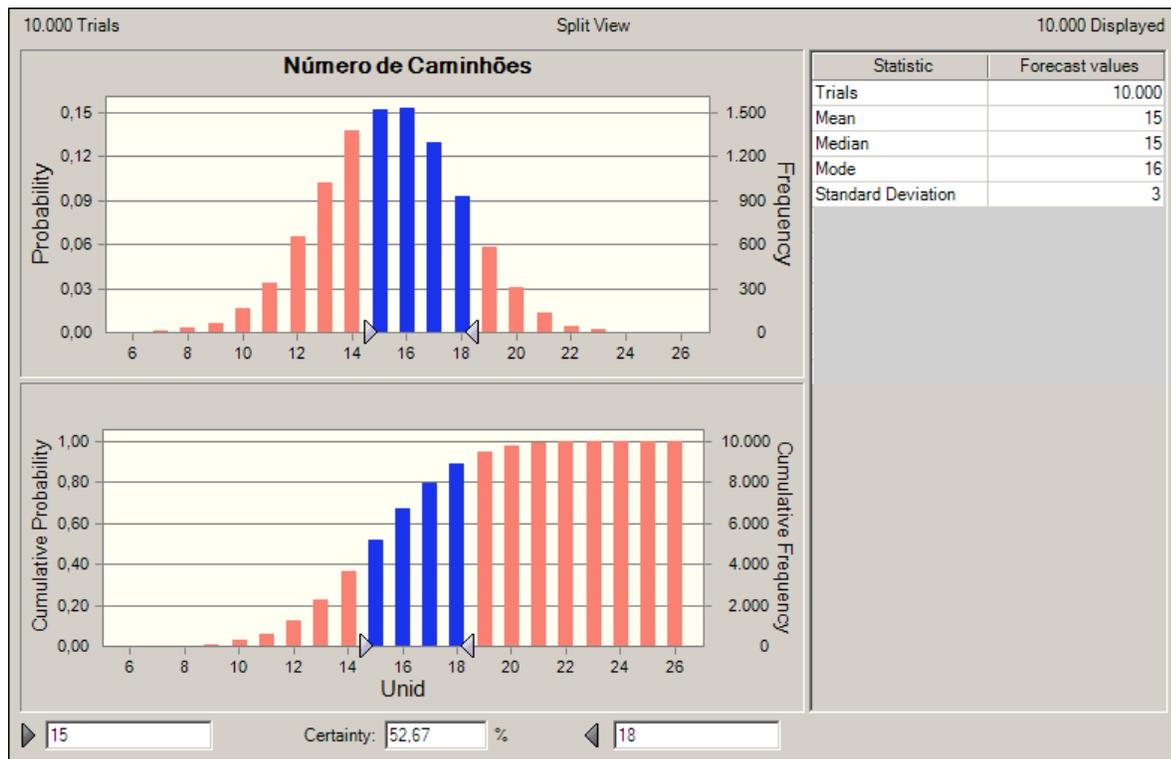


Gráf. 4.8 – Sensibilidade da variância das variáveis críticas no dimensionamento da frota de perfuratrizes.

Os gráficos 4.7 e 4.8 apresentam a sensibilidade das variáveis críticas do processo de perfuração e desmonte no dimensionamento técnico da quantidade de perfuratrizes requeridas.

Observa-se que a variabilidade da litologia - diretamente relacionada à produtividade das perfuratrizes em termos de taxa de penetração do bit, a relação estéril-minério e o rendimento operacional dos equipamentos de perfuração, determinam toda a performance desta etapa. Neste caso, a velocidade de perfuração, influenciada pelas variáveis taxa de penetração do bit e rendimento operacional da perfuratriz, é inversamente proporcional à quantidade de equipamentos de perfuração requeridos, enquanto que a relação estéril-minério apresenta relação direta a tal quantidade.

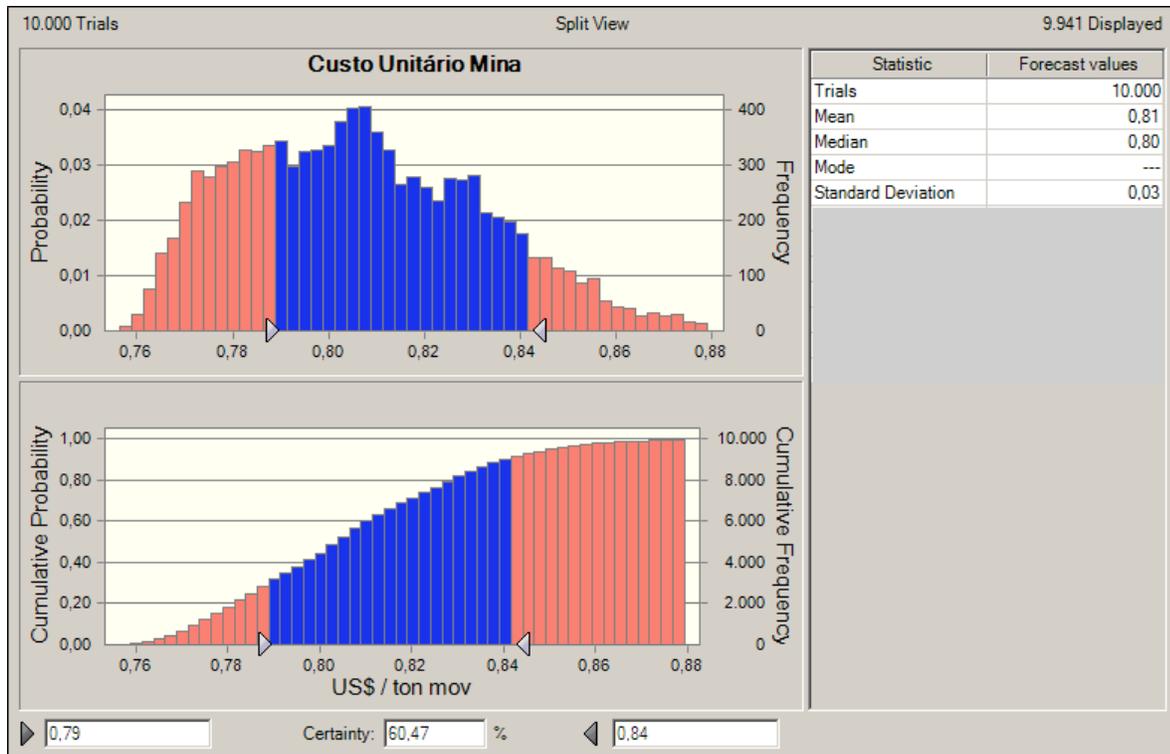
O gráfico 4.9 apresenta os resultados da simulação estocástica para a quantidade de caminhões necessários ao transporte de minério e estéril na mina em questão, de acordo com os ciclos de carregamento, distâncias e condições de pista definidas.



Gráf. 4.9 – Simulação da frota de caminhões necessária ao transporte de minério e estéril.

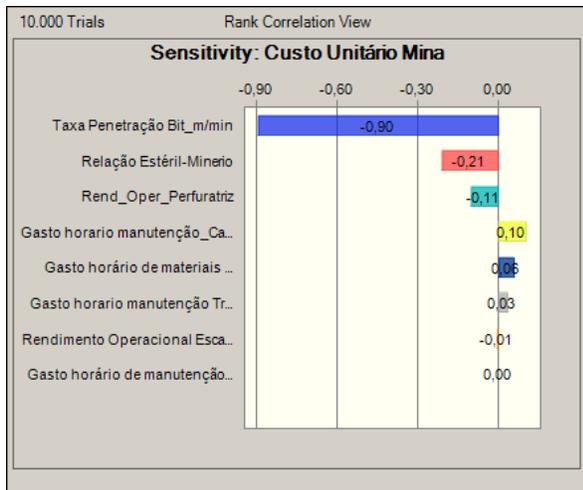
Observa-se que a variação da quantidade de caminhões é significativamente menor que no processo de perfuração e desmonte, fato explicado pela menor variabilidade dos parâmetros operacionais deste processo, destacando-se entre eles a velocidade média em cada segmento de transporte e o rendimento operacional da frota.

O gráfico 4.10 apresenta os resultados da simulação estocástica para o custo unitário de mina, expresso em dólares por tonelada movimentada de minério e estéril.

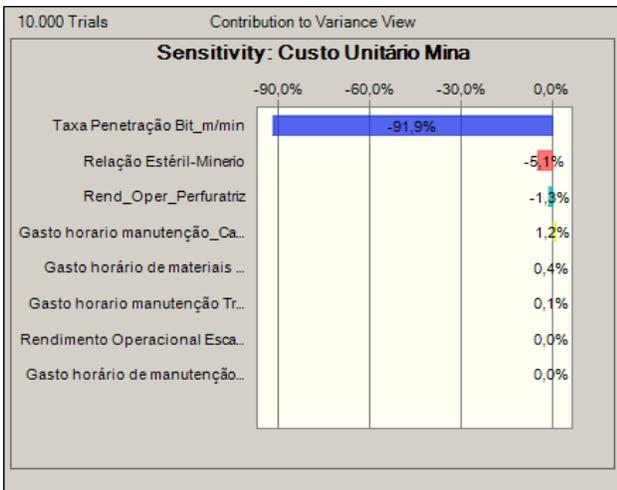


Gráf. 4.10 – Variação probabilística do custo unitário do processo, em US\$/ton, em função do comportamento das variáveis críticas.

Os gráficos 4.11 e 4.12 apresentam a sensibilidade das variáveis críticas do processo de mina no custo unitário da operação. Observa-se que a variação nos gastos é fortemente impactada pela litologia da mina – demonstrado pela alta correlação da variável crítica *taxa de penetração do bit* ao custo unitário desse processo mina, afetando diretamente o desempenho de perfuração, o dimensionamento de perfuratrizes e os respectivos efetivos de operação e manutenção requeridos para tal.



Gráf. 4.11 – Sensibilidade na correlação das variáveis críticas no custo unitário de mina.



Gráf. 4.12 – Sensibilidade na variância das variáveis críticas no custo unitário de mina.

Além da litologia da mina, a relação estéril-minério planejada é fator determinante para os custos apurados no processo, impactando também a quantidade de caminhões e necessidades de infraestrutura de mina como manutenção de acessos, preparação de praças de carregamento, entre outros.

Capítulo 5 - Conclusão

Os resultados apresentados no item 4.1 validam a relação entre custos e quantidades produzidas para os processos de mineração. As modelagens obtidas reforçam a adequabilidade da utilização de funções exponenciais, conforme proposto por Haldi, e também de funções lineares para as relações entre custos e respectivas massas envolvidas no processo conforme base de dados considerada.

Observa-se, no entanto, a existência de um distanciamento considerável para o valor de b na equação $C = aT^b$, proposto por Haldi, à época, como sendo 0,7. Observa-se, para a base de dados estudada, que este valor varia entre 0,84 e 0,86. O aumento do valor de b sugere uma redução na oportunidade de ganhos de escala para as minas da base analisada.

Ressalta-se que os modelos de estimativa de custos em função das massas, como proposto por Haldi e outros autores, podem ser utilizados apenas como verificação preliminar da ordem de grandeza desses montantes, sem nenhuma expectativa sob o rigor técnico desses resultados.

A modelagem estocástica aplicada aos modelos técnicos de dimensionamento no item 4.2 evidencia a significativa probabilidade de erro que os modelos determinísticos podem induzir no resultado de um processo sujeito a variações estocásticas em uma ou mais variáveis relevantes para o mesmo. Estes erros podem traduzir-se em cenários mais pessimistas ou mais otimistas que o cenário mais provável a ser observado.

No caso específico de Perfuração e Desmonte analisado, a quantidade de perfuratrizes requerida para o processo pode ser superior ao valor apresentado deterministicamente em mais de 60% do tempo, conforme demonstrado no gráfico 4.6. Neste caso específico, observa-se a probabilidade considerável de um não cumprimento da produção no período, em detrimento ao dimensionamento determinístico proposto pelo modelo técnico.

A análise de sensibilidade das variáveis críticas elencadas demonstrou que a performance técnica e econômica do modelo é alterada de forma significativa por apenas três dessas variáveis: taxa de penetração do bit, relação estéril-minério e rendimento operacional das perfuratrizes. Tal fato corrobora a importância da qualidade e assertividade dos processos de caracterização da jazida a ser explorada e otimização dos planos de lavra, o que pressupõe qualificação permanente do corpo técnico - especialistas em mapeamento geológico e planejamento de lavra - e disponibilização de ferramentas e técnicas atualizadas de prospecção, análise e otimização da utilização dos recursos minerais.

Com relação à taxa de penetração do bit, observa-se que a mesma é dependente da litologia a ser processada e sua respectiva resistência à compressão, entre outros fatores. A precisão na caracterização dos depósitos contribuirá para o adequado atendimento aos teores esperados para o minério e manutenção de custos em patamares competitivos nos processos de lavra e beneficiamento mineral.

A disponibilização de ferramentas de simulação para suporte aos modelos de engenharia em processos de mineração torna-se cada vez mais acessível ao mercado. Observam-se, neste trabalho, os potenciais impactos e, por consequência, oportunidades que se abrem para a utilização destas tecnologias como ferramentas de aprimoramento aos respectivos processos.

A qualificação técnica dos especialistas, bases de dados confiáveis e a disponibilização de ferramental adequado para a tomada de decisões a partir da utilização de variáveis probabilísticas nos modelos técnicos existentes permitirão resultados mais precisos aos modelos de performance e custos em mineração de superfície.

Observa-se na literatura científica considerável escassez em trabalhos que demonstrem a aplicação e utilização de ferramentas estatísticas de simulação na modelagem técnica dos processos de mineração. Tais modelagens, a partir de parâmetros técnicos de cada processo, associadas a ferramentas de simulação que capturem a variação desses parâmetros apresenta-se como a fronteira para a qual os modelos devem ser orientados.

A introdução de modelagem estocástica nos modelos técnicos deve ser ponderada por qualificação técnica e capacidade de análise adequada dos especialistas. Embora a técnica permita aprimoramentos aos processos de mineração, esta só será eficaz mediante parametrizações que reflitam as variações efetivamente observadas operacionalmente e análises assertivas dos resultados obtidos.

Referências Bibliográficas

1. CATERPILLAR. **A Reference Guide To Mining Machine Applications – Field Guide 2009**. Peoria, EUA. 2009.
2. CATERPILLAR. **Manual de Produção Caterpillar Cat39**. Peoria, EUA: Caterpillar Inc., n 39, 2009.
3. COSTA, L.; AZEVEDO, M. **Análise Fundamentalista**. Rio de Janeiro: FGV/EPGE. 1996
4. CROWSON, P. **Mine size and the structure of costs**. Resources Policy 29 (1). 2003. p. 15–36.
5. CROWSON, P. **Does size matter? Implications for exploration**. In: Presentation to the Annual Conference of the Prospectors and Developers Association of Canada. Toronto. March 11th. 2003.
6. DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. **Sumário Mineral 2011**. Volume 31. Brasília. 2012.
7. HALDI, J. **Economies of scale in Industrial Plants**. The Journal of Political Economy, Vol. 75, No. 4, Part 1. 1967. p. 373-385.
8. INSTITUTO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO. **Informações e análises da economia mineral brasileira**. 6ª. Edição. 2011. Disponível em < www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00001669.pdf >. Acesso em 22 dez. 2012.
9. MCKINSEY, MB. **Summary of iron ore costs by mine**. Arquivo recebido por <wesley.xavier@vale.com> em 12 mai. 2010.
10. MULAR, A.L. **Mine and Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimates**. Special Volume, 25. Ottawa: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 1982.
11. O'HARA, T.A. **Quick guides to the evaluation of ore bodies**. CIM Bulletin, 1980.
12. OLOFSSON, S.O. **Applied Explosives Technology for Construction and Mining**. Arla, Sweden: Dyno Nobel Allied Explosives Technology. 1997.
13. ORACLE CRYSTAL BALL. Manual de referência. Disponível em: < <http://www.oracle.com/technetwork/middleware/epm/downloads/crystal-ball-1112x-1584995.html> >. Acesso em 22 out. 2011.
14. PERSSON, P., HOLMBERG, R., LEE, J., **Rock Blasting and Explosives Engineering – 3rd ed**. CRC Press, 1996.
15. RUSTAN, P.A. **Burden, spacing and borehole diameter at rock blasting**. Proc 3rd Int Symp on Rock Fragmentation by Blasting. Brisbane, Australia, August, 1990. p. 303-310
16. SABOUR, S.A. **Mine size optimization using marginal analysis**. Resources Policy 28, 2004. p. 145-151.
17. SCHUMACHER, O.; STEBBINS, S. **Other Cost Estimating Methods**. Bureau of Land Management National Training Center, 1995.
18. SCOTT, A. **Open pit blast design: analysis and optimization**. JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 1. 1996. p. 203.
19. SINOPSE 2011. Mineração & Transformação Mineral. Ministério de Minas e Energia, Secretaria de Geologia, Mineração e Transformação Mineral, Departamento Nacional de Produção Mineral. Disponível em: <<http://www.mme.gov.br/sgm/galerias/arquivos/publicacoes/Sinopse/SINOPSE-2011-2010.pdf>>. Acesso em 30 dez. 2012.

20. STEBBINS, S.; LEINART, J. Cost Estimating for Surface Mines. In: DARLING, P. (Ed.). **Mining Engineering Handbook – 3rd ed.** Society for Mining, Metallurgy and Exploration (U.S.), 2011. cap 4.9, p. 281-293.
21. TAYLOR, H.K. **Rates of working of mines - a simple rule of thumb.** Trans. Instn. Min Metall., 1986. A203–A204.
22. TAYLOR, H.M.; KARLIN, S. **An introduction to stochastic modeling – 3rd. ed.** Academic Press, 1999.
23. Valer – Educação Vale. **Curso Básico de Mineração, 2^a. edição, módulo III.** 2009.
24. USBM (U.S. Bureau of Mines). **Bureau of Mines Cost Estimating System Handbook. Information Circulars 9142 e 9143.** Washington, DC: U.S. Bureau of Mines, 1987.
25. USGS Minerals Information, 2011. Disponível em: http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/#pubs. Acesso em: 10 mai. 2011.
26. WELLS, H.M. **Optimization of mining engineering design in mineral valuation.** Mining Engineering December, 1978. p. 1676–1684.

Glossário

AFASTAMENTO (Burden)

Distância entre a primeira linha de furos e a face livre da rocha a ser desmontada ou entre duas linhas sucessivas de furos.

ALTURA DA BANCADA

Diferença de cotas entre o topo e a praça da bancada. Geralmente calculado em função das características do minério e considerações geométricas e geotécnicas da frente de lavra.

BIT

Material de alta dureza utilizado na ponta das brocas de perfuração.

DISPONIBILIDADE FÍSICA (DF)

Medida percentual do tempo disponível do equipamento para utilização pela área de produção, descontadas as horas de manutenção requeridas pelo mesmo.

$$DF = \frac{\text{Horas totais} - \text{Horas Manutenção}}{\text{Horas totais}}$$

ESPAÇAMENTO

Corresponde à distância entre furos consecutivos de uma mesma linha de furos.

HORAS CALENDÁRIO

Medida do ano expressa em horas. $365 * 24 \text{ horas} = 8760 \text{ horas calendário}$.

MÉTODO DE MONTE CARLO

É um método estatístico utilizado em simulações estocásticas com diversas aplicações em áreas como a física, matemática, engenharia e biologia. O método de Monte Carlo tem sido utilizado há bastante tempo como forma de obter aproximações numéricas de funções complexas. Neste método, tipicamente gera-se amostras dos parâmetros que foram considerados aleatórios – conforme distribuições de probabilidade previamente determinadas. A cada amostra gerada calcula-se uma resposta para o modelo determinístico em questão. Esses resultados determinísticos são agregados ao resultado final desejado, possibilitando análises estatísticas da resposta do sistema.

MODELAGEM ESTOCÁSTICA

Consiste em um processo de simulações e análise de respostas de um modelo determinístico no qual algumas das variáveis deste são definidas como aleatórias. Às variáveis aleatórias do modelo são determinadas as respectivas funções densidade de probabilidade. Ao modelo final, aplica-se o Método de Monte Carlo para obtenção das inferências estatísticas sobre a resposta do sistema.

RENDIMENTO OPERACIONAL (RO)

Resultado da multiplicação da Disponibilidade Física pela Utilização Física do equipamento.

$$RO = DF \times UF$$

RELAÇÃO ESTÉRIL-MINÉRIO (REM)

Razão entre a massa de estéril e a massa de minério a ser movimentada na operação de lavra. Uma relação estéril-minério de 2:1 significa que para cada tonelada de minério obtida, faz-se necessário a movimentação de 2 toneladas de estéril.

SUB FURAÇÃO (Subdrilling)

Termo utilizado para definir a extensão adicional da furação em relação à altura da bancada. É realizada para reduzir riscos operacionais aos equipamentos em função de características

geológicas e dureza da rocha durante a remoção do material desmontado no nível da base da bancada.

TAMPÃO (Stemming)

Material inerte usado para preencher a parte superior do furo após a colocação da carga explosiva. Tem a finalidade de confinar a carga explosiva para obter maior eficiência melhor eficiência na detonação, confinar os gases da detonação de forma a que se obtenha um melhor aproveitamento da energia do explosivo e proteger a carga explosiva de uma eventual detonação provocada por agente externo.

TAXA DE PRODUÇÃO

Razão entre a produção obtida e o período de tempo considerado para esta mesma produção. Em mineração, utiliza-se usualmente as razões toneladas/dia e toneladas/hora.

UTILIZAÇÃO FÍSICA (UF)

Medida percentual da efetiva utilização do equipamento nas atividades de produção em relação às horas totais disponíveis para operação, descontadas as horas disponíveis para operação não utilizadas para a tarefa fim (horas improdutivas),.

$$UF = \frac{(Horas\ totais - Horas\ Manutenção) - Horas\ Improdutivas}{(Horas\ totais - Horas\ Manutenção)}$$

Anexos

Anexo 1 – Dados condensados da base de dados de custos e produção de operações de minério de ferro em 2008

Dados de Produção, ano 2008				Custos (US\$ x 1000)
Mina	Teor Fe (%)	ROM (t x 1000)	ROM+Estéril (t x 1000)	Processo Mina *
1	41,1	51.865	84.559	55.923
2	31,3	56.080	92.817	60.322
3	36,0	16.428	28.611	21.179
4	34,4	23.542	64.861	39.646
5	32,0	28.358	54.645	32.385
6	28,2	20.409	33.275	23.836
7	34,0	7.484	19.325	15.909
8	32,0	14.567	15.827	15.740
9	36,0	18.742	59.743	39.382
10	31,0	18.630	30.143	20.732
11	27,0	49.734	86.003	49.106
12	52,0	3.004	3.793	3.897
13	64,0	3.170	4.345	5.962
14	66,1	10.180	10.809	5.473
15	66,1	25.197	26.754	16.538
16	49,0	62.051	119.573	58.641
17	0,0	-	-	-
18	0,0	-	-	-
19	0,0	-	-	-
20	64,9	59.840	134.903	71.937
21	0,0	-	-	-
22	66,6	137.191	232.573	90.799
23	64,0	12.359	13.123	7.688
24	60,8	237.165	457.017	197.738
25	66,0	2.754	2.925	3.012
26	64,0	1.407	1.494	2.949
27	62,0	1.676	1.780	2.962
28	64,0	2.933	4.021	5.948
29	52,3	43.372	54.764	21.878
30	52,0	19.571	24.711	16.688
31	55,8	6.173	16.092	10.046
32	51,3	15.526	86.531	35.575
33	53,4	6.267	21.760	13.380
34	57,3	3.204	11.126	8.388
35	0,0	-	-	-
36	46,5	5.477	23.080	17.876
37	52,0	3.094	13.036	9.596
38	54,0	24.709	31.835	17.779
39	66,5	41.690	87.864	45.560
40	0,0	-	-	-
41	0,0	-	-	-
42	53,3	32.740	43.868	44.732
43	47,6	22.857	30.626	30.882
44	54,5	5.572	15.902	18.917
45	52,3	10.502	36.462	28.760
46	29,0	4.813	16.710	16.691
47	43,0	55.026	191.049	133.560
48	35,0	22.095	76.713	58.750

* Calculado pelo autor a partir do custo unitário do processo mina informado na base de dados McKinsey e respectivos volumes de produção de cada sítio. Custos zerados neste processo identificam operações que não possuem a fase mina, possuindo apenas as fases beneficiamento e/ou pelotização.

Dados de Produção, ano 2008				Custos (US\$ x 1000)
Mina	Teor Fe (%)	ROM (t x 1000)	ROM+Estéril (t x 1000)	Processo Mina *
49	35,0	45.518	158.037	118.989
50	35,0	48.751	169.263	128.163
51	35,0	24.415	84.768	64.200
52	35,0	161.184	559.630	423.315
53	34,0	184.808	641.653	457.996
54	30,9	39.910	138.566	100.232
55	34,0	108.083	375.265	267.196
56	54,0	5.041	14.388	10.759
57	54,0	5.898	16.834	10.688
58	53,6	19.111	63.711	37.087
59	64,5	6.587	8.448	5.970
60	64,0	2.579	5.069	5.055
61	66,2	46.366	161.939	103.665
62	59,0	3.167	6.755	5.463
63	53,0	2.014	4.504	5.231
64	0,0	-	-	-
65	53,5	44.241	119.430	76.927
66	63,0	5.269	18.043	15.662
67	0,0	-	-	-
68	64,0	5.679	8.604	7.929
69	0,0	-	-	-
70	66,3	23.582	36.941	18.510
71	64,4	8.174	12.805	7.269
72	63,3	4.447	6.967	3.613
73	61,5	22.080	34.589	16.703
74	60,0	4.418	19.437	16.231
75	64,0	1.529	2.396	2.758
76	63,0	8.284	12.977	6.750
77	63,0	65.005	222.828	210.401
78	66,0	3.342	5.236	10.760
79	63,3	57.015	89.314	43.982
80	0,0	-	-	-
81	35,0	26.728	84.541	105.385
82	65,0	4.851	10.348	10.158
83	44,0	6.124	21.262	22.958
84	65,7	3.574	9.097	5.801
85	63,0	88.110	269.617	146.581
86	58,3	54.202	91.886	53.474
87	63,0	4.669	10.681	7.076
88	63,0	4.639	7.027	7.086
89	65,0	8.129	20.688	14.891
90	63,7	169.067	408.509	266.117
91	57,3	70.452	105.828	59.714
92	65,0	3.251	3.586	3.901
93	61,5	11.443	24.407	17.320
94	63,0	2.165	4.396	4.896
95	26,0	4.776	9.696	5.781
96	32,0	3.431	6.965	5.781

* Calculado pelo autor a partir do custo unitário do processo mina informado na base de dados McKinsey e respectivos volumes de produção de cada sítio. Custos zerados neste processo identificam operações que não possuem a fase mina, possuindo apenas as fases beneficiamento e/ou pelotização.

Tab. A.1 – Base de dados de 96 operações de minério de ferro
Fonte: McKinsey, MB

Anexo 2 – Paper submetido à Revista Escola de Minas em 03 de outubro de 2011.

LIMITAÇÕES DOS MODELOS ESTATÍSTICOS CLÁSSICOS NA ESTIMATIVA DE CUSTOS EM MINERAÇÃO DE SUPERFÍCIE

Resumo

Um cenário de concentração de mercado e reduzido número de empresas operando em grande escala no segmento de mineração tem sido observado ao longo das últimas décadas. Objetivando garantir assertividade às estimativas preliminares de custos para operações de mineração, analistas recorrem a modelos estatísticos de previsão, examinando custos em projetos similares e realizando ajustes, em geral através do uso de fatores de escala. Os modelos de previsão de custos em mineração são, em geral, disponibilizados como equações exponenciais do tipo $custo = x(\text{parâmetro})^y$ onde x e y são determinados estatisticamente. Este artigo avalia a aplicabilidade dos modelos estatísticos de previsão de custos desenvolvidos para mineração de superfície de minério de ferro, limitações observadas nesses modelos e novas abordagens que garantam maior assertividade aos modelos de previsão.

Palavras-chave: Previsão de custos; modelos estatísticos de custo; mineração de superfície; minério de ferro.

RESTRICTIONS IN STATISTICAL MODELS ON COST ESTIMATING FOR SURFACE MINES

Abstract

A scenario of market concentration and reduced number of companies running large mining operations has been observed in the last decades. Aiming get accuracy in preliminary cost estimates for mining operations, estimators use statistical cost models, examining costs at similar projects, adjusting them through the use of scaling factors according to specific parameters operating of the mine. Statistical cost models for mining usually are available as exponential equations of the form $cost = x(\text{parameter})^y$ where x and y are determined through statistical evaluations of known cost data. This paper evaluates the applicability of statistical cost models developed for surface mines in iron ore, restrictions observed in those models and new approaches to guarantee higher accuracy for cost estimation.

Keywords: Cost estimate, statistical cost models, surface mine, iron ore.

1. Introdução

A competição global nas indústrias primárias tem levado à concentração dessas indústrias nas últimas décadas através de fusões e aquisições (CLARK *et al.*, 2001). Segundo Crompton e Lesourd (2008), esses processos de concentração quase sempre objetivam a redução do custo total através de economia de escala, onde os custos fixos das operações são diluídos pelo aumento de volume de produção.

Em termos de custos, a busca por padrões de comparação de desempenho entre operações tem alcançado cada vez mais espaço no cenário global. Objetivando maior assertividade às projeções de custos em novos projetos, analistas frequentemente recorrem a bases de referência, examinando custos em projetos similares e realizando ajustes, em geral através do uso de fatores de escala (SCHUMACHER e STTEBINS, 1995).

Esforços significativos foram empenhados na geração de modelos e parâmetros estatísticos para a previsão de custos em mineração e processamento mineral (STEBBINS e LEINART, 2011). Em particular, as equações desenvolvidas por O'Hara (1980), Mular (1982) e U. S. Bureau of Mines Cost Estimating System- USBM (1987) apresentam-se como as melhores fontes de consulta no assunto, não sendo identificadas evoluções para os modelos estatísticos apresentados na década de 80.

Conforme Sttebins e Leinart (2011) os modelos estatísticos desenvolvidos são da forma:

$$\text{custo} = x (\text{parâmetro})^y$$

onde os valores de x e y são calculados estatisticamente.

Este paper avalia a aplicabilidade dos modelos estatísticos desenvolvidos na estimativa atual de custos em mineração de superfície em termos de assertividade e qualidade de informações disponibilizadas através dos mesmos.

1.1.Revisão Bibliográfica

1.1.1. Modelos disponíveis na literatura

Os custos de mineração variam a cada mina de acordo com suas características de litologia, localização e estratégia de operação. De forma a realizar estimativas preliminares dos custos de uma dada operação em mineração, foram desenvolvidos modelos que permitissem tal valoração.

Dentre os modelamentos clássicos aplicáveis, Haldi e Whitcomb (1967) propõem a modelagem de custos em relação à massa produzida a partir da função exponencial generalizada

$$C = aT^b, \quad (\text{equação 1})$$

onde C representa o custo operacional total em unidade monetária, a é constante expressa em \$/ton e b é o “coeficiente de escala”, sendo este adimensional. T é a massa processada expressa em toneladas.

A mesma pode ser linearizada pela transformação logarítmica:

$$\log C = \log a + b \cdot \log T \quad (\text{equação 2})$$

A equação em questão é especialmente utilizada na avaliação de economias de escala, onde um incremento em produção acarreta incremento proporcionalmente inferior em custo, no caso de $b < 1$.

O'Hara (1980) e Mular (1982), utilizando-se de equações no formato $C = aT^b$, propuseram modelagens de custo para os processos de mineração. Na fase mina, para as operações de Perfuração, Desmonte, Carregamento e Transporte, foi assumido o valor de 0,7 para b , sendo o custo total da fase dado por:

$$C = 32,46T_p^{0,7} \quad (\text{equação 3})$$

onde T_p é a massa movimentada total de minério (ROM) e estéril (waste) da mina.

Neste modelo, o valor de a varia em função de inflação e câmbio ao longo dos anos. O valor do expoente b , no entanto, pressupõe manter-se constante em termos de modelo aplicado. A validade de b considerando-se bases de dados atuais será objeto de verificação ao longo deste trabalho.

Conforme Crowson (2003) há uma grande variedade de equações relacionando custos (Y) e produção da mina (X). Essas equações são apresentadas abaixo, bem como as implicações da utilização desses modelos.

$$Y = a + bX \quad (\text{equação 4})$$

$$Y = a + b \cdot \log X \quad (\text{equação 5})$$

$$\log Y = a + b \cdot \log X \quad (\text{equação 6})$$

Equação 4: A modelagem utilizando a equação 4 pressupõe custos constantes à escala, ou seja, dada qualquer variação na produção há uma variação de mesma magnitude nos custos variáveis da organização.

Equação 5: A modelagem utilizando a equação 5 pressupõe custos decrescentes à escala. A mesma pode ser aplicada em cenários específicos, mas não se mostra adequada para avaliações ao longo do tempo, onde a evolução dos custos se torna presente.

Equação 6: Equivalente à equação 2, permite maior flexibilidade de análise, uma vez que possibilita a determinação de custos constantes, crescentes ou decrescentes à escala.

Das equações para modelagem de custos apresentadas, a equação 1 proposta por Haldi apresenta maior versatilidade a modelagem de custos. Embora a equação 6 seja equivalente à equação 2, esta última sugere um formato mais didático ao usuário final, uma vez que explicita claramente a determinação de a a partir de seu anti logaritmo.

Observa-se em toda a literatura pesquisada a utilização de modelos determinísticos onde os custos estimados não apresentam variações, erros ou intervalos de validade. Esta constatação

aponta uma fragilidade nos modelos existentes uma vez que estes não apresentam, estatisticamente, limites inferior e superior de variação dos custos em análise que possam servir de parâmetro adicional de análise.

1.1.2. Estrutura dos Processos em Mineração de Superfície de Minério de Ferro

Na Figura 1 encontra-se um fluxograma da produção de minério de ferro em escala macro.



Fig.1 Macroprocessos da cadeia de minério de ferro.

O processo de mineração em minério de ferro pode ser resumido em quatro etapas ou processos distintos:

Mina: Consiste de todas as atividades de preparação, perfuração e desmonte dos blocos minerais, movimentação das massas de minério (comumente chamado de Run of Mine ou simplesmente ROM) e estéril das frentes de lavra (Waste), carregamento e transporte de ROM até as usinas de beneficiamento.

Beneficiamento: Consiste das atividades de processamento e separação minero-granulométrica do minério recebido das frentes de lavra. O processo inclui as fases de britagem, lavagem, peneiramento, concentração – no caso de teores iniciais abaixo da especificação – e empilhamento de produto nos pátios para posterior retomada e embarque.

Expedição: Consiste de todas as atividades de retomada dos produtos nos pátios e posterior transporte e embarque nos pontos de expedição em direção aos clientes.

Pelotização: Consiste das atividades de processamento realizadas em plantas específicas onde os minérios finos ou ultra-finos são transformados em pelotas. O minério granulado, por sua vez, não transita pelo processo de pelotização.

2. Materiais e Métodos

Para a análise da validade dos modelos estatísticos de custos disponíveis na literatura e já apresentados anteriormente, analisaremos bases de dados recentes de custos operacionais e respectivas produções de minério de ferro à luz dos referidos modelos.

2.1. Delimitação das Fases de Custos em Mineração

Em forma esquemática, apresentamos as fases de custos da cadeia produtiva de minério de ferro em seus macro processos. A divisão dessas fases pode variar ligeiramente de acordo com o grau de detalhamento desejado.

Para a análise dos modelos estatísticos em questão, restringiremos a verificação à fase mina, a qual abrange todos os processos operacionais de lavra para disponibilização do minério às plantas de beneficiamento.

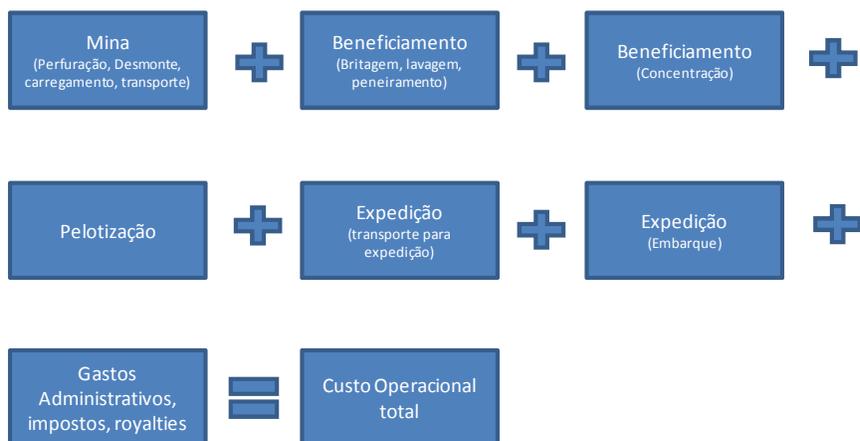


Fig.2 Separação dos custos operacionais por subprocesso.

Observa-se na figura 2 a separação dos custos específicos de concentração mineral do restante do processo de beneficiamento e a divisão dos custos de expedição entre Transporte para Expedição e Embarque. Em geral, encontra-se comumente grandes variações de custos na fase transporte para Expedição, em função das diferenças entre tipos de logística empregados e também das distâncias envolvidas até os pontos finais de embarque, o que pode ser observado no gráfico 1.

De uma forma geral, a cadeia produtiva para o minério de ferro contempla variações intrínsecas em cada negócio, seja por variações nas relações entre estéril (waste) e minério (ROM), teores que demandam níveis distintos em gastos com concentração, diferenças entre distâncias e logística disponível para transporte e expedição do produto, seja por orientação estratégica do negócio. Estas variações ocorrem pelas características litológicas, situação geográfica da reserva e estratégia do negócio. A litologia e teor do minério influenciam diretamente o custo da fase mina e beneficiamento, sobretudo a necessidade de concentração nesta última, enquanto que as questões geográficas e estratégicas orientarão, dentre outros, os gastos com transporte para expedição e o mix de produtos do negócio.

2.2. Base de Dados

Os dados disponíveis para o trabalho referem-se aos custos operacionais e produções de minério de ferro no ano de 2008. Esta base, consolidada na tabela 1, compreende dados de 97 minas de superfície que responderam por 72,6% do minério de ferro produzido naquele ano. Os custos operacionais estão devidamente ajustados e apresentados na moeda dólar americano.

Country	Sites included	Shipments (Tonx1000)	% World Production*
Algeria	1	4.040	0,2%
Australia	13	350.178	15,8%
Bahrain	1	10.045	0,5%
Bosnia	1	7.575	0,3%
Brazil	19	467.013	21,0%
Bulgaria	1	2.525	0,1%
Canada	3	50.195	2,3%
Chile	2	13.666	0,6%
China	1	3.041	0,1%
Egypt	1	4.545	0,2%
India	14	137.289	6,2%
Iran	1	31.094	1,4%
Japan	1	3.030	0,1%
Kazakhstan	1	27.776	1,3%
Korea DPR	1	10.100	0,5%
Mauritania	1	11.615	0,5%
Mexico	5	13.837	0,6%
Netherlands	1	3.838	0,2%
New Zealand	2	3.283	0,1%
Peru	1	14.948	0,7%
Russia	5	127.551	5,7%
South Africa	4	47.876	2,2%
Sweden	2	32.106	1,4%
Turkey	1	3.333	0,2%
Ukraine	3	134.929	6,1%
USA	8	59.911	2,7%
Venezuela	2	34.301	1,5%
Zimbabwe	1	1.717	0,1%
Total	97	1.611.359	72,6%

* According to IRON ORE: WORLD PRODUCTION, BY COUNTRY

http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/#pubs

Tab. 1 – Embarques consolidados por países em 2008 nos sites considerados neste estudo.

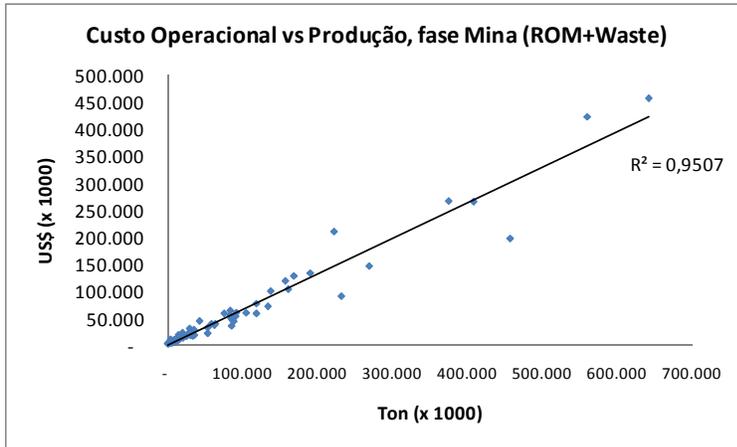
Fonte: Dados coletados pelo autor.

3. Resultados

Os dados de custos operacionais e produções foram analisados considerando-se 2 intervalos de produção:

- 1.000.000 a 200.000.000 toneladas movimentadas na mina;
- 1.000.000 a 700.000.000 toneladas movimentadas na mina.

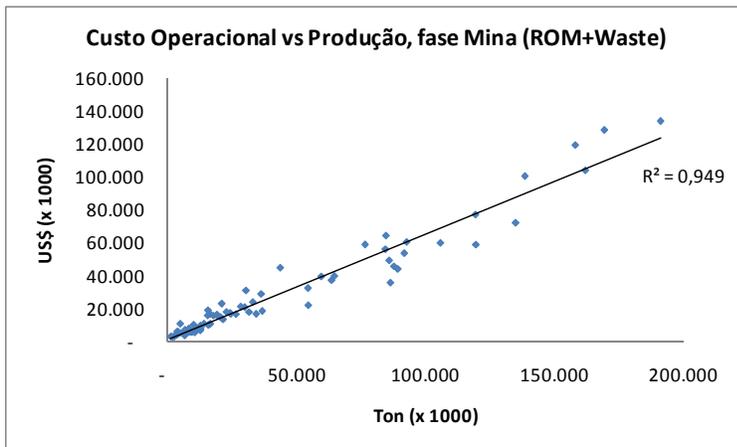
Os resultados são apresentados nos gráficos e tabelas a seguir.



Gráf 1. – Correlação entre Custos Operacionais e Produção, 0-700.000 kt

Modelo	Formato	Equação (0-700.000 kt)	R2
Linear	$C = aT + k$	$0,6599T - 141$	0,951
Polinômio (grau 3)	$C = a1*T^3 + a2*T^2 + a3*T + k$	$1E-12T^3 - 7E-07T^2 + 0,7053T + 486$	0,957
Exponencial	$C = aT^b$	$3,0466T^{0,8623}$	0,954

Tab. 2 – Equações apuradas para os 3 modelos, intervalo de 1.000-700.000 kt

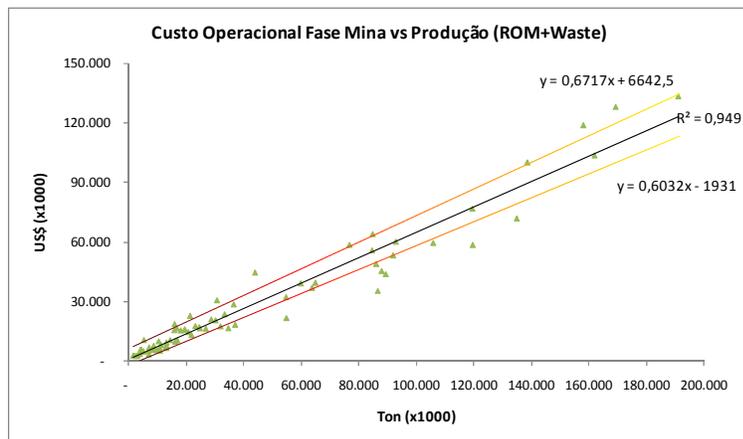


Gráf 2. – Correlação entre Custos Operacionais e Produção, 0-200.000.000 t

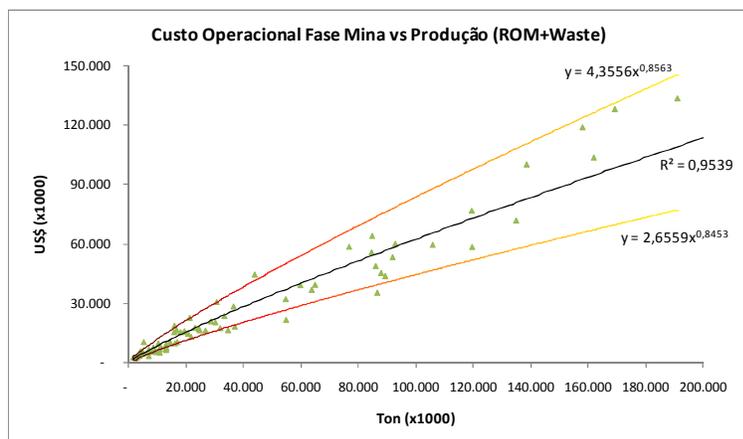
Modelo	Formato	Equação (0-200.000 kt)	R2
Linear	$C = aT + k$	$0,6375T + 1177$	0,949
Polinômio (grau 3)	$C = a1*T^3 + a2*T^2 + a3*T + k$	$1E-11T^3 - 2E-06T^2 + 0,6786T + 2004$	0,961
Exponencial	$C = aT^b$	$4,3556T^{0,8247}$	0,954

Tab. 3 – Equações apuradas para os 3 modelos, intervalo de 1.000-200.000 kt

Os resultados acima também são apresentados para o range de 1.000 a 200.000 kt considerando-se o intervalo de confiança de 95%.



Gráf 3. – Modelagem no formato $C=aT+b$ para o intervalo 1.000-200.000kt



Gráf 4. – Modelagem no formato $C=aT^b$ para o intervalo 1.000-200.000kt

Modelo	Equações (interv confiança)	
$C=aT+b$	Inferior	$C = 0,6032 T - 1931$
	Superior	$C = 0,6717 T + 6642$
$C=aT^b$	Inferior	$C = 2,6559 T ^ 0,8453$
	Superior	$C = 4,3556 T ^ 0,8563$

Tab. 4 – Intervalo de confiança para os modelos propostos de 1.000-200.000 kt

4. Discussão

Os resultados apresentados validam a relação entre custos e quantidades produzidas em cada um dos processos analisados, conforme coeficientes de correlação, R^2 , apresentados.

O modelo no formato $C=aT^b$ mostra-se válido para os dados estudados. No entanto, observa-se que o valor de 0,7 sugerido por O'Hara para o coeficiente b foi apurado como substancialmente superior ao valor original na base de dados utilizada. Para intervalo de movimentação de massa até 200.000 kt, apresentado no gráfico 4, o coeficiente apurado para b varia de 0,84 a 0,86. Esta alteração no valor do coeficiente b remete a custos que se aproximam de custos lineares para o intervalo estudado. Adicionalmente, pode-se propor de forma macro que os custos operacionais totais na fase mina evidenciam redução do potencial de ganhos de escala neste processo para o setor de mineração de superfície.

A investigação de um modelo polinomial de 3ª. ordem para os custos operacionais de mina leva a conclusão de que tal modelo não se mostra relevante para tais estimativas, dados os valores insignificantes para os coeficientes de 1ª e 2ª ordem, reforçando a proposta de um modelo linear.

O modelo linear no formato $C=aT+b$ apresenta coeficiente de correlação, R^2 , tecnicamente equivalente ao valor apurado para o modelo no formato $C=aT^b$. Em caso de modelagem estatística, podemos assumir que os custos operacionais são lineares para o macro segmento mineração de superfície de minério de ferro.

Adicionalmente à determinação dos coeficientes para os modelos estatísticos apresentados, faz-se necessário determinar o erro ou variação desses coeficientes, conforme tabela 4. Dessa forma, podemos utilizar estes modelos de previsão de forma mais assertiva.

5. Conclusões finais

A modelagem estatística pode ser aplicada para previsões preliminares de custos de produção em processos de mineração de superfície. Dada a demonstração da desatualização dos coeficientes dos modelos disponibilizados por O'Hara e outros na década de 80 e 90, os valores sugeridos pelas bibliografias disponíveis devem ser atualizados ou explicitar esta atualização pela utilização de bases recentes de dados. Estas atualizações devem também considerar alterações de câmbio e inflação no período. A atualização desses modelos deve considerar os intervalos de confiança do modelo conforme apresentados neste trabalho.

Para o macro setor de mineração de minério de ferro, podemos inferir que os custos possuem forte tendência de se mostrarem lineares em relação às massas movimentadas na fase mina. Este fato abre perspectivas para análises aprofundadas sobre a menor tendência, identificada neste trabalho, de captura de ganhos de escala a partir dos aumentos de produções nas minas.

A modelagem estatística apresentada neste trabalho, embora válida e útil para previsões preliminares de custos, não permite a análise de parâmetros técnicos e intrínsecos à operação que suportem tais custos. A disponibilidade de parâmetros operacionais nos modelos de custos permite a aferição da performance de processos específicos que compõem processos maiores sobre os quais os custos geralmente são consolidados.

Neste contexto, embora a modelagem estatística clássica continue sendo aplicada a análises preliminares e consolidadas, a modelagem a partir de parâmetros técnicos de cada processo, associada a ferramentas de simulação que capturem a variação desses parâmetros apresenta-se como a fronteira para a qual os modelos devem ser orientados.

Referências

1. CLARK, E., LESOURD, J.B., THIÉBLEMONT, R., 2001. **International Commodity Trading: Physical and Derivative Markets**. Wiley, Chichester, New York, 2001.
2. CROMPTON, P.; LESOURD, J.B. **Economies of Scale in Global Iron Making**. Resources Policy 33, 2008. p. 74-82.
3. CROWSON, P. **Mine Size and Structure of Costs**. Resources Policy 29, 2003. P. 15-36.
4. HALDI, J.; WHITCOMB, D. **Economies of Scale in Industrial Plants**. The Journal of Political Economy, 1967. Vol. 75, No. 4, Part 1, p. 373-385.
5. MULAR, A.L. **Mine and Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimates**. Special Volume, 25. Ottawa: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 1982.
6. O'HARA, T.A. Quick guides to the evaluation of ore bodies. CIM Bulletin, 1980.
7. SCHUMACHER, O.; STEBBINS, S. **Other Cost Estimating Methods**. Bureau of Land Management National Training Center, 1995.
8. STEBBINS, S.; LEINART, J. Cost Estimating for Surface Mines. In: DARLING, P. (Ed.). **Mining Engineering Handbook – 3rd ed.** Society for Mining, Metallurgy and Exploration (U.S.), 2011. cap 4.9, p. 281-293.
9. USBM (U.S. Bureau of Mines). **Bureau of Mines Cost Estimating System Handbook. Information Circulars 9142 e 9143**. Washington, DC: U.S. Bureau of Mines, 1987.
10. USGS Mineral Information. Disponível em <
http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/#pubs > Acesso em: 10 mai.2011.

Anexo 3 – Paper a ser publicado

STOCHASTIC MODELING FOR PREDICTION OF COSTS IN PROCESS OF DRILLING AND BLASTING IN IRON ORE

Wesley Silva Xavier, Armando Zaupa Remacre.

Abstract

The evolution of calculation tools allowed considerable increase in the accuracy of the results of cost estimation models in mining. The accuracy of the results of deterministic models can, however, not ensure better decision making regard to the most likely scenario to occur in a real scenario. The use of stochastic modeling to improve existing models using variables that assume probabilistic distributions based on the variations existing in real situations ensures greater assertiveness to results. This approach also allows quick verification, through sensitive analysis of the effectively critical variables to the process which leverage best results. Such enhancement enables more effective management processes and support to decision making.

Keywords: Cost estimate, statistical cost models, stochastic models of cost, surface mining, iron ore.

1. Introduction

The calculation methods to the technical determination of quantities and costs related to mining processes are available in several specialized databases for consulting and reference. Case studies may be obtained from journals and in publications such as Mining Source Book (Scales 2009).

The methods of calculation and models found in technical and scientific literature allow the deterministic calculation of the quantitative required for the mining processes, as well as the costs related to them.

The literature review does not evince the presentation of those models and methods of calculation assuming probabilistic distributions for variables of the process in estimate.

This paper presents the applicability of the use of probabilistic functions for critical variables in models of Drilling and Blasting process in surface mining of iron ore, evaluating the implications and opportunities arising from this approach.

1.1.Literature Review

1.1.1. Available models in the literature

Mining costs vary each mine according to their lithology characteristics, location and operating strategy. It is observed throughout the scientific literature of the last two decades that an effort of available technical models which are able to aid the design of mining operations, and therefore its costs. These models are described as engineering models or "engineering-based."

Sttebins and Leinart (2011) gathered the modeling based on engineering in three main macro steps as shown in Figure 1, which are subdivided into a highly variable number of intermediate steps.

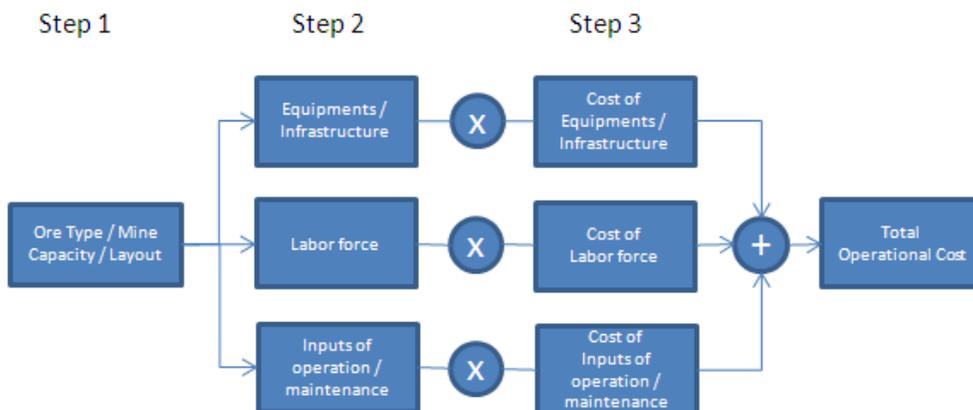


Fig. 01 – Steps of Cost Modeling in Mining

Step 1: Determination of production and material handling rates according to available reserve, as well as transportation routes of ore and waste in the mine.

Step 2: Quantitative calculation which impacts the project with costs – equipment fleet, workers, operating and maintenance supplies and the physical and administrative structure required.

Step 3: Quantitative pricing determined in step two. This step is usually completed from unit cost references for expenditures on labor, equipment and supplies available in publications such as Mining Cost Service (InfoMine USA 2009b).

It is important to note that the determination of a few mining parameters provides subsidies for determining other parameters directly related to the first. For instance, once the fleet necessary to hauling is determined, the number of operators as well a good estimate of maintenance staff may be obtained. These values, in turn, may be used for sizing of workshops, warehouse and lodging.

In surface mining, four starting parameters determine significant part of the estimates for operating cost: production rate, stripping ratio, specific consumption of explosives and hauling distances to ore and waste.

1.1.1.1.Models of Engineering for Production Rate

In this topic we discuss the concepts used in step 1 of the modeling in mining costs presented in the earlier section.

There is an extensive discussion in the literature on methods for determining the optimal production rates in mining.

Wells (1978) proposes the optimization of production rate from the ratio between the present value of the positive and negative cash flows of the project.

The present value rate, PVR, is given by:

$$PVR = PVOUT / PVIN \text{ where}$$

PVOUT is the present value of positive cash flows and PVIN the present value of negative cash flows. A $PVR \leq 1$ indicates unsatisfactory return on investment and a $PVR > 1$ indicates a return above the minimum required. In this case there is only a change in approach to the business evaluation through traditional cash flow analysis with the assumptions of production scenarios and fleet of equipment involved.

Sabour (2004) determines the optimal rate of production from the marginal analysis of the project. In this case the rate is calculated at the point where marginal cost is equal to marginal revenue. This study highlights the direct relationship between the optimal rate of production, the grade of the ore and its price. Again the knowledge of production scenarios and fleet involved is a prerequisite for analyzes.

In terms of non-economic models, Taylor (1986) proposes a model based on the analysis of expected life, reserves and mine production rate. It was observed that the life of the mine is proportional to the fourth root of the expected reserve and the rate of production is proportional to the expected high reserve to three quarters. The relationship proposed herein for the production rate in tons per day is given as:

$$\text{Tons per day} = 0.014 * (\text{expected reserves in tons})^{0,75} \quad (\text{eq. 1})$$

Stebbins and Leinart (2011) quote the current and more representative variation of equation 1 as:

$$\text{Tons per day} = [(\text{expected reserves in tons})^{0,69}] / 20.12 \quad (\text{eq. 2})$$

Equation 2 shows itself less conservative than equation 1, suggesting higher production rates, that imply the consideration of scale economies and revenue increases in the initial phase of the project.

Thus, the update of the equation proposed by Taylor can be considered as a preliminary set point from which the more detailed analysis and sizing optimization of mine production can evolve.

1.1.1.2.Engineering Models for Determination of Operating Costs

The concepts presented in steps 2 and 3 for modeling costs in mining - item 1.1.1, which comprise the amounts of equipment and supplies for operation are discussed in this topic.

In surface mining, the existing macro processes of extraction and availability of ore for further processing include:

- Drilling and Blasting;
- Loading and Hauling;
- Mine Infrastructure.

Drilling and Blasting: cover the mechanic fragmentation processes of mineral blocks previously characterized in the activities of geological survey of the reserve allowing the loading and hauling of ore blasted, in appropriate grain size, to the ore processing facilities.

Loading and Hauling: cover the processes of loading and hauling of the mass released in the earlier stage. The use of equipment such as loaders, excavators and trucks is usually required in this process.

Mine Infrastructure: includes all support activities to ensure continuity of drilling, blasting, loading and hauling: opening and maintenance of the accesses to the hauling fleet, opening and maintenance of parks for loading equipment, mine drainage, lowering the water table, among

others. Although not a specific production process, these activities ensure the operability of the mine with greater productivity and lower costs.

In this paper, we limit the proposed analysis to Drilling and Blasting process.

1.1.1.2.1. Drilling and Blasting - Quantitative Determination

In the process of drilling and blasting, the cost estimate consists in the preliminary determination of the consumption of explosives and bits for the volume to be blasted, and use of equipment and labor required for the process.

Once the preliminary information is known, it is possible to calculate, in a deterministic way, the quantitative data that define the cost of this process.

Parameter	Metric	Value
Production Rate	t/day	80.000
Volume to blast	m ³	57.143
Stripping ratio	x : 1	1,0
Explosive specific gravity (ANFO)	t/m ³	0,8
Hole diameter (6 3/4")	cm	17,1
Bench Height	m	12,0
Subdrilling	m	1,2
Stemming	m	4,89
Burden	m	4,89
Spacing	m	7,34
Drill bit penetration rate	m/min	0,48
Drill bit consumption	m/bit	5.400
Labor productivity	%	85%
Drill relocation and setup	min/hole	2,0
Blasthole loading	min/hole	4,0
Drill Operating Efficiency	%	70%

Table 1 – Preliminary information for calculating the cost of Drilling and Blasting

The calculations of the values for sub drilling and stemming presented by Olofsson (1997) are due to specific technical parameters and outside the scope of this work, including: type of explosive, slope and diameter of the holes, rock steady and height of the bench.

The calculations below show the memorial for the calculation of the consumption rates, drilling, equipment and labor requirements.

A) Consumption of Explosives:

$$\text{Explosive Consumption} = \text{Production Rate} \times \text{Powder Factor} \quad (\text{eq. 3})$$

The powder factor, input for determining the consumption of explosive is defined empirically by geometric regression from historical data and case studies published in journals. Sttebins and Leinart (2011) propose the following algorithm to the vector:

$$\text{Powder Factor (kg/t)} = 0.0240 \times (\text{compressive stress, MPa})^{0.4935} \quad (\text{eq. 4})$$

$$\text{Ore: } 80,000 \text{ t/day} \times 0.275 \text{ kg / tore} = 21,961 \text{ kg/day};$$

$$\text{Waste: } 80,000 \text{ t/day} * 1.0 \text{ twaste/ tore} \times 0.289 \text{ kg/twaste} = 23,133 \text{ kg/day}$$

$$\text{Total Explosive Consumption} = 21,961 + 23,133 = 45,094 \text{ kg/day.}$$

B) Determination of Burden and Spacing Holes:

The burden or short distance between holes on the free face of the rock to be blasted is calculated by a number of empirical formulas in the literature (PERSSON *et al.*, 1996). Rustan (1990) conducted extensive review of this subject, and the burden is set between 25-35 times the hole diameter. According to Scott (1996), Atlas Copco proposed a nonlinear relationship between the burden, *b*, and the hole diameter, *d*, both expressed in meters.

$$b = 19,7 d^{0.79} \quad (\text{eq. 5})$$

This relationship considering the interdependence between the fragmentation extent of the rock blasting from the hole diameter. It is also emphasized the strong influence of burden on the type of explosive used and the interactions with this specific type of rock to be blasted.

For the spacing between holes, it is good practice to use a range between 1.2 and 1.8 times the burden set (Scott 1996). Mesh drilling with values greater than 1.8 times the burden has resulted in poor fragmentation of the blocks.

C) Daily drill-hole volume

$$\text{Daily drill-hole volume} = \text{Explosive consumption} / \text{explosive specific gravity} \quad (\text{eq. 6})$$

$$\text{Daily drill-hole volume} = 45,094 \text{ kg/day} / (0,80 \times 1000 \text{ kg/m}^3) = 56.37 \text{ m}^3/\text{day}$$

$$\text{Unit volume of blasthole} = \text{blast hole area} / \text{meter drilled} \quad (\text{eq. 7})$$

$$\text{Unit volume of blasthole} = (\pi \times (17.145\text{cm} / 100\text{cm/m})^2 / 4) = 0.023 \text{ m}^3 / \text{meter drilled}$$

D) Drilling Requirements:

$$\text{Total drilling (explosives only)} = \text{drill hole volume} / \text{unit volume of blasthole} \quad (\text{eq. 8})$$

$$\text{Total drilling} = 56,37 \text{ m}^3/\text{day} / 0,023 \text{ m}^3/\text{meter drilled} = 2,442 \text{ m/day}$$

$$\text{Hole loading factor} = \frac{(\text{Bench height} + \text{Subdrilling} - \text{Stemming})}{(\text{Bench height} + \text{Subdrilling})} \quad (\text{eq. 9})$$

$$\text{Hole loading factor} = (12.00 + 1.20 - 4.89) / (12.00 + 1.20) = 0.629$$

$$\text{Total drilling requirement} = \text{drilling_explosives only} / \text{hole loading factor} \quad (\text{eq. 10})$$

$$\text{Total drilling requirement} = 2,442 \text{ m/day} / 0.629 = 3,879 \text{ m/day}$$

$$\text{Holes drilled} = \text{total drilling requirements} / (\text{bench height} + \text{subdrilling}) \quad (\text{eq. 11})$$

$$\text{Holes drilled} = 3,879 \text{ m/day} / (12.00 \text{ m} + 1.20 \text{ m}) = 294 \text{ holes}$$

E) Drill use:

$$\text{Drill use} = \text{total drilling requirement} / \text{drill penetration rate} \quad (\text{eq. 12})$$

$$\text{Drill use} = 3,879 \text{ m/day} / 0,48 \text{ m/min} / 60\text{min/h} = 134.7 \text{ h/day}$$

F) Total drilling time:

$$\text{Total drilling time} = \frac{(\text{drill use} + \text{drill relocation and setup})}{\text{drill operating efficiency}} \quad (\text{eq. 13})$$

$$\text{Total drilling time} = (134.7 \text{ h} + 2 \text{ min/hole} \times 294 \text{ holes} / 60 \text{ min/h}) / 70\% = 206.4 \text{ h/day}$$

G) Amount of Drills:

$$\text{Amount of drills} = \text{total drilling time} / 24 \text{ h} \quad (\text{eq. 14})$$

$$\text{Amount of drills} = 206.4\text{h} / 24 \text{ h} = 8.60 \approx 9 \text{ drills}$$

H) Worker requirement for drilling:

Worker requirement = Number of drills * workers / team / drill * number of teams (eq. 15)

Worker requirement = 9 drills * 2 operators / team / drill * 4 teams = 69 operators

1.1.1.2.2. Drilling and Blasting - Prices and Cost of Process

Once determined the quantity of inputs, the cost of process is calculated from the pricing of calculated inputs, as shown in Figure 01.

Here, in Tables 2 and 3, the values calculated in section 1.1.1.2.1.

Parameter	Metric	Value
Production Rate	t/day	80.000
Volume to blast	m ³	57.143
Stripping ratio	x : 1	1,0
Compressive Strength_Ore	MPa	139,5
Compressive Strength_Waste	MPa	155,0
Powder Factor_Ore	kg/t	0,275
Powder Factor_Waste	kg/t	0,289
Explosive specific gravity (ANFO)	t/m ³	0,80
Hole diameter (6 3/4")	cm	17,1
Bench Height	m	12,0
Subdrilling	m	1,2
Stemming	m	4,89
Burden	m	4,89
Spacing	m	7,34
Drill bit penetration rate	m/min	0,48
Drill bit consumption	m/bit	5.400
Labor productivity	%	85%
Drill relocation and setup	min/hole	2,0
Blasthole loading	min/hole	4,0
Drill Operating Efficiency	%	70%

Table 2 – Technical Drilling and Blasting Parameters

Parameters - part 1

Parameter	Metric	Value
Explosive consumption_Ore	kg	21.961
Explosive consumption_Waste	kg	23.133
Explosive consumption_Total	kg	45.094
Drilling volume_explosive	m ³ /day	56,37
Blasthole unit volume	m ³ /m	0,023
Drilling meters_explosive	m/day	2.442
Hole loading factor	-	0,629
Total drilling length	m/day	3.879
Number of holes	unit	294
Time per hole	min/hole	29,5
Drill worked hours	hours/day	134,7
Total time for drilling	hours/day	206,4
Number of drills	unit	8,60
Operators per shift/drill	unit	2
Total of operators	unit	69
Maintenance workers per shift	unit	4
Length of the shift	hours	8
Operating shifts	unit	3
Maintenance shifts	unit	2

Table 3 – Technical Drilling and Blasting

- part 2

Prices	Metric	Value
Bit + accessories	US\$/un	2500
Explosive	US\$/kg	2,0
Other operating supplies	US\$/(h/drill)	6,7
Operator wage	US\$/h	8,0
Maintainer wage	US\$/h	11,0
Maintenance Material (up to 5000h)	US\$/h	18,0

Table 4 – Major Prices – Drilling and Blasting

Parameter	Metric	0-5000 hours
Operational Cost	US\$/hour	5.777
Explosives	US\$/hour	437
Labor	US\$/hour	4.437
Other supplies	US\$/hour	902
Maintenance Cost	US\$/hour	3.480
Maintenance material	US\$/hour	2.424
Labor	US\$/hour	1.056
Total Cost	US\$/hour	9.257

Table 5 – Total Costs – Drilling and Blasting

Table 5 shows the deterministic values of the cost of Drilling and Blasting process to the condition shown.

The engineering models discussed in this section for the process of Drilling and Blasting present and summarize the deterministic approach usually applied, according to the literature review.

The following discussion considers the implications of probability functions for critical variables of the process using the engineering models presented.

2. Materials and Methods

The engineering model for Drilling and Blasting presented in the previous section is analyzed aiming to identify the impacts of critical variables to performance and operating cost of that process.

The focus of the analysis is to present and discuss the variation in key output parameters of the model when assuming some of its variables as probability functions, as well the implications and benefits considering such approach to the mining models.

We consider the following methodology to work:

- Definition of critical variables of the engineering model for Drilling and Blasting;
- Determining the probability density functions and respective parameters to be used in critical variables from the real databases;
- Carrying out stochastic simulations of the model and obtaining the new results. The software Oracle Crystal Ball was used for the stochastic simulations to be performed - Fusion Edition, Release 11.1.1.1.00.

2.1. Definition of Critical variables of the model

The assumed critical variables of the process are the parameters that do not behave like deterministic, and given its importance within the model, directly impact the outcome.

Among the parameters shown in Tables 2-4, the critical variables assumed are:

- Stripping ratio: variations in stripping ratio (tons of waste per tons of ore), determines changes in volume to be blasted to the achievement of the quota of ore to be released for charging, and quantity of explosive to be used, among others.
- Drill Penetration Rate: the effective drill penetration rate is dependent on the type of rock to be drilled and its the respective hardness. Prior knowledge of the lithology through proper stage of drilling and mineral exploration is of fundamental importance to assertiveness in the grade of the ore, maintenance of operating costs at competitive levels and adequate operating performance of the processes of mining and mineral beneficiation.
- Drill relocation and setup: this time may impact the results and performance of the process, increasing the total time of drilling.
- Blasthole loading: this time may impact the results and performance of the process, increasing the total time of blasting.

- Operating performance of drilling: the operating performance of the equipment is given by the relation between the total time effectively used in drilling process and the total time elapsed between the beginning and end of the process. Reductions or losses in operating efficiency are the result of time spent on non productive activities such as maintenance needs, refueling, breaks for shift change, among others.

2.2.Determining Probability Density Function of Critical Variables

The probability density functions considered in this work are presented in Table 6.

Critical Variables	Metric	Probability Density Function	pdf
Stripping ratio	x : 1	Normal (average 1,0; standard deviation 0,33)	N(2,5;0,5)
Drill Penetration Rate	m/min	Custom (according to database) *	
Drill relocation and Setup	min/furo	Triangle (min 1,50 / likely 2,0 / max 3,0)	T(1,5;2,0;3,0)
Blasthole loading	min/furo	Triangle (min 3,5 / likely 4,0 / max 5,0)	T(3,5;4,0;5,0)
Drill Operating Efficiency	%	Triangle (min 55% / likely 70% / max 75%)	T(1,5;2,0;3,0)
Maintenance Materials (up to 5000h)	US\$/h	Triangle (min 15,0 / likely 18,0 / max 22,0)	T(15;18;22)

Table 6 – Critical variables in Drilling and Blasting and their probability functions

The probability density function for stripping ratio was obtained from the database mining of iron ore in Brazil which responded to 443 million tons of ore in 2008.

The variable Drill Bit Penetration Rate was defined as a weighted discrete probability function, considering real data obtained in drilling operations in 15 Brazilian iron ore mines in 2008, which responded in the same period, for about 300 million tons of ore. The data of discrete probability function are in columns Drilled Meters and Drill Penetration Rate in Table 7. For the model shown as discrete, then the parameter considered for penetration of the bit rate refers to the weighted average value of the variable obtained in this table - 29 m/h or 0.48 m/min.

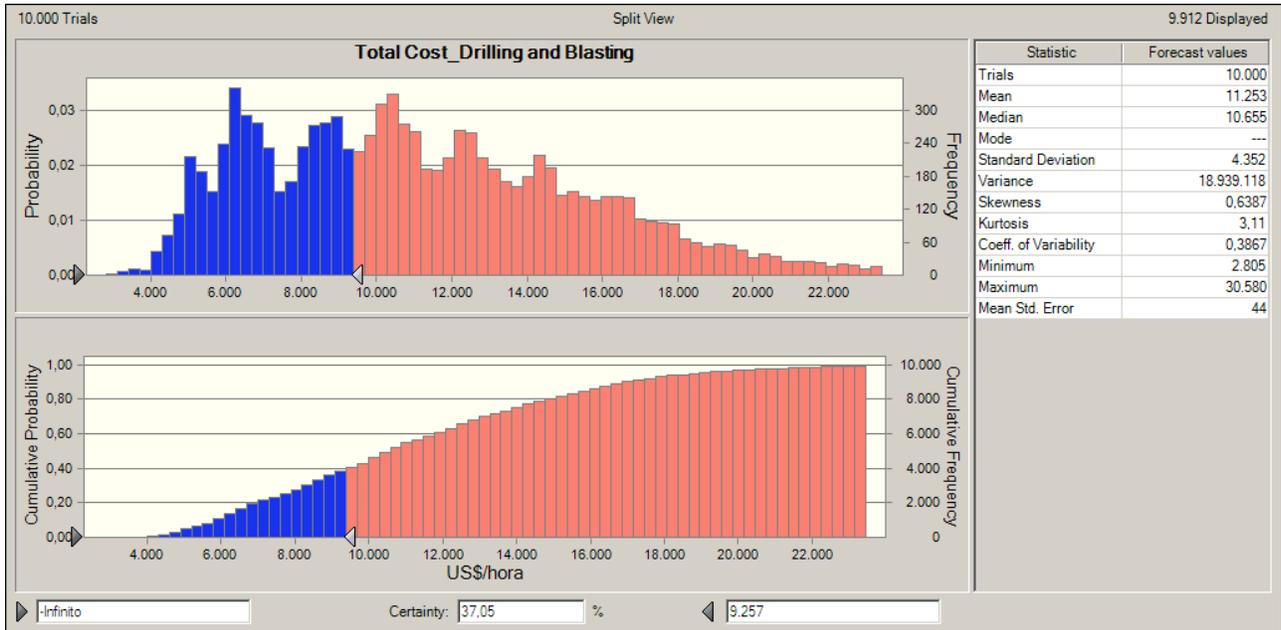
The probability density functions of other variables were taken as above.

LITHOLOGY	Drilled meters	Drilled meters (%)	Worked hours	Compressive Strenght, UCS (Mpa)	Drill Penetration Rate (m / h)
Compact Hematite	21.002	14%	1.119	350	19
Semi compact hematite	2.374	2%	95	200	25
Friable hematite	28.468	19%	556	25	51
Compact Itabirite	6.475	4%	489	250	13
Semi compact Itabirite	17.409	12%	904	192	19
Friable Itabirite	27.198	18%	883	76	31
Canga	14.190	9%	520	100	27
Shale	12.886	9%	830	250	16
Soft shale	7.766	5%	289	50	27
Gneiss	-	0%	-	-	
Quartzite	403	0,3%	34	330	12
Mafic	4.364	3%	203	300	22
Decomposed Mafic	3.095	2%	72	50	43
Jaspilite	3.902	3%	186	250	21
Total	149.532	100%	6.179	155	29

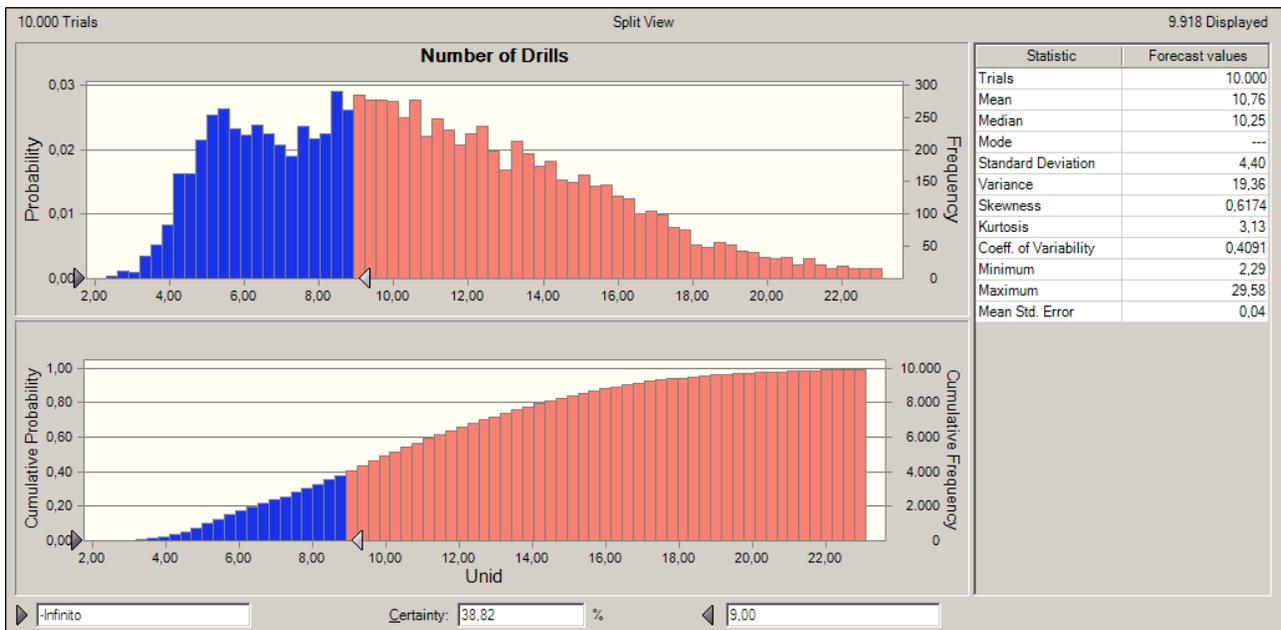
Table 7 – Penetration Rates for Lithology of 15 Brazilian iron ore mines in 2008. Source: Data collected by the author.

3. Results

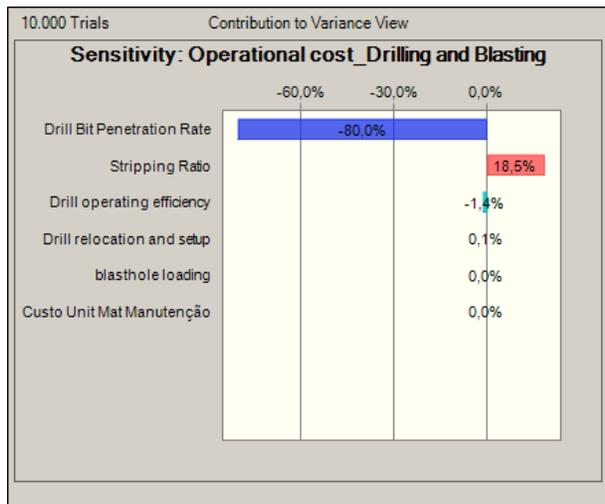
Some of the simulation results for the engineering model presented in section 1, now considering probabilistic variables in the process, are presented below. The simulations consider the application of Monte Carlo method to the critical variables defined.



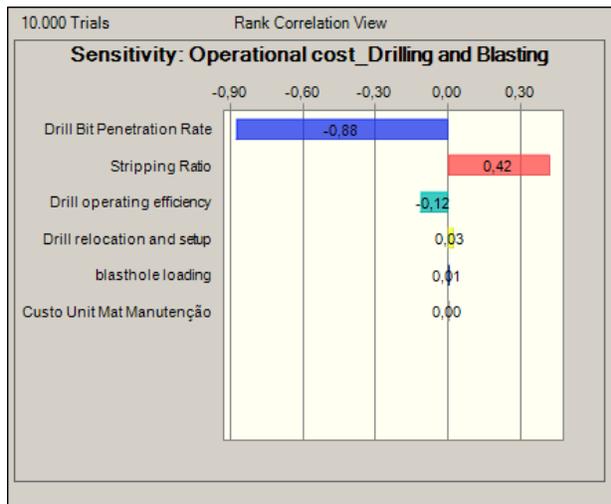
Graph 1 – Probabilistic Variation of total cost of the process due to the behavior of the critical variables.



Graph 2 – Probabilistic Variation of the need to drill due to the behavior of the critical variables.



Graph 3 – Sensitivity of the critical variables in the variance of total cost of the process.



Graph. 4 - Sensitivity of the critical variables in correlation with total cost of the process.

4. Discussion

The results presented reveal a significant error probability that the deterministic models can induce in the result of a project subjected to statistical variations in its variables. These errors can indicate more optimistic or pessimistic scenarios than the most likely scenario to be observed.

In the specific case of Drilling and Blasting process studied, the total cost of it presented in Table 5 under the deterministic view, has 37.05% probability of taking values equal to or smaller than the one presented deterministically, as shown in Graph 1.

For the same scenario it is observed in Graph 2 that the process is capable of operating with 9 drillings only in 38.82% of the time. This result suggests the production will not be achieved in 61.18% of time, what makes the deterministic approach unreliable.

The sensitivity analysis of critical variables listed, showed that the performance of the process is significantly changed by only two of these variables, as Graphs 3 and 4: Drill Penetration Rate and Stripping Ratio. This fact confirms the importance of quality and assertiveness of the reserve characterization processes to be explored and optimization of mining plans, which imply into permanent qualification of the staff - experts in geological mapping and mine planning - availability of tools and updated prospection techniques, analysis and optimization of the use of mineral resources.

Regard to Drill Penetration Rate, it is observed that it is dependent on the lithology to be processed and its respective resistance to compression, among other factors. The accuracy in the characterization of the deposits will contribute to the assertiveness of ore grade, maintenance of operating costs at competitive levels, and adequate operating performance expected from the processes of mining and mineral processing.

The investment in training and technology discussed above are also important for the proper optimization of the stripping ratio, in order to balance the cost and effort allocated to work with the waste throughout the life of the reserve.

5. Final Conclusions

The availability of simulation tools to support engineering models in mining processes becomes increasingly accessible to the market. It is observed in this work, the potential impacts and, therefore, the opportunities opened for the use of these technologies as tools to improve such processes. Any variation in commodity price and also inputs can be more easily incorporated into the model, and the impacts rather quickly considered on the project as a whole.

The experts' technical qualification, reliable databases and the availability of proper tools for making decisions based on the use of probabilistic variables in the existing technical models may allow more assertive results in the process of drilling and blasting as discussed in the previous section.

In present scientific literature there is considerable shortage of studies on showing the implementation and use of statistical tools in the modeling technique of mining processes. Such modeling, from the technical parameters of each process, coupled with simulation tools that capture the variation of these parameters is presented as the boundary for which the models should be directed.

Referências

1. OLOFSSON, S.O. **Applied Explosives Technology for Construction and Mining**. Arla, Sweden: Dyno Nobel Allied Explosives Technology. 1997.
2. PERSSON, P., HOLMBERG, R., LEE, J., **Rock Blasting and Explosives Engineering – 3rd ed.** CRC Press, 1996.
3. RUSTAN, P.A. **Burden, spacing and borehole diameter at rock blasting**. Proc 3rd Int Symp on Rock Fragmentation by Blasting. Brisbane, Australia, August, 1990. p. 303-310
4. SABOUR, S.A. **Mine size optimization using marginal analysis**. Resources Policy 28, 2004. p. 145-151.
5. SCOTT, A. **Open pit blast design: analysis and optimization**. JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 1. 1996. p. 203.
6. STEBBINS, S.; LEINART, J. Cost Estimating for Surface Mines. In: DARLING, P. (Ed.). **Mining Engineering Handbook – 3rd ed.** Society for Mining, Metallurgy and Exploration (U.S.), 2011. cap 4.9, p. 281-293.
7. TAYLOR, H.K. **Rates of working of mines - a simple rule of thumb**. Trans. Instn. Min Metall., 1986. A203–A204.
8. WELLS, H.M. **Optimization of mining engineering design in mineral valuation**. Mining Engineering December, 1978. p. 1676–1684.