

UNIVERSIDADE FEDERAL DA PARAÍBA
CENTRO DE CIÊNCIAS E TECNOLOGIA
DEPARTAMENTO DE MINERAÇÃO E GEOLOGIA
COORDENAÇÃO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS

AValiação DA PRODUTIVIDADE DE UM SISTEMA DE TRANSPORTE
SUBTERRÂNEO UTILIZANDO LHD

Dissertação de Mestrado

por

LUIZ GONZAGA SILVA DE BRITO

Campina Grande
1994

Luiz Gonzaga Silva de Brito

**AVALIAÇÃO DA PRODUTIVIDADE DE UM SISTEMA DE TRANSPORTE
SUBTERRÂNEO UTILIZANDO LHD**

**Dissertação apresentada ao Curso de
Mestrado em Engenharia de Minas da
Universidade Federal da Paraíba, como
requisito parcial à obtenção do título de
Mestre em Engenharia de Minas.**

Área de Concentração: Lavra de Minas

**Orientador: Prof. Doutor Eduardo Jorge
Lira Bonates - UFPb**

**Campina Grande
1994**



B862a Brito, Luiz Gonzaga Silva de.
Avaliação da produtividade de um sistema de transporte subterrâneo utilizando LHD / Luiz Gonzaga Silva de Brito. - Campina Grande, 1994.
93 f.

Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas) - Universidade Federal da Paraíba, Centro de Ciências e Tecnologia, 1994.
Referências.
"Orientação : Prof. Dr. Eduardo Jorge Lira Bonates".

1. Engenharia de Minas. 2. Transporte Subterrâneo. 3. Produtividade de LHD'S. 4. Dissertação - Engenharia de Minas. I. Bonates, Eduardo Jorge Lira. II. Universidade Federal da Paraíba - Campina Grande (PB). III. Título

CDU 622.01(043)

Dissertação defendida e aprovada em 24 de janeiro de 1994 pela banca examinadora constituída pelos professores:

Eduardo Jorge Lira Bonates

Prof. Dr. Eduardo Jorge Lira Bonates - Professor Titular - UFPb

Wildor Theodore Hennies

Prof. Dr. Wildor Theodore Hennies - Professor Titular - USP

Aarão de Andrade Lima

Prof. Dr. Aarão de Andrade Lima - Professor Adjunto - UFPb

DEDICATÓRIA

A minha companheira Marta, pelas muitas palavras de encorajamento e paciência nas muitas horas de ausência.

Aos meus filhos que souberam compreender minha ausência durante os finais de semana e nas exaustivas horas de trabalho.

AGRADECIMENTOS

Gostaria de expressar meus sinceros agradecimentos às seguintes pessoas e entidades que contribuíram, direta ou indiretamente, para a realização deste trabalho de pesquisa.

Ao orientador da pesquisa Prof. Eduardo Jorge Lira Bonates, cujos conhecimentos e experiência foram de grande importância durante a elaboração deste projeto de pesquisa. Sua orientação e paciência, contribuíram sobremaneira na qualidade do trabalho.

Aos engenheiros de minas Fábio Augusto Rodrigues da Nóbrega e Arlindo José Bazante, pela valiosa colaboração durante a confecção deste trabalho.

À Mineração Vale do Jacurici, que permitiu a coleta das informações imprescindíveis para realização do presente trabalho.

À Coordenação do Curso de Mestrado em Engenharia de Minas da UFPb, na pessoa de sua secretária Maria do Carmelo Melo Coutinho por sua valiosa contribuição.

Ao Departamento de Mineração e Geologia pela oportunidade dada para a realização deste trabalho.

Aos Professores Dr. Aarão de Andrade Lima e Dr. Wildor Theodoro Hennies pelas valiosas contribuições nas alterações sugeridas, responsáveis pelo aprimoramento e elevação do nível desse trabalho.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 - Histograma experimental com a correspondente curva de probabilidade acumulada	07
Figura 1.2 - Mapa de localização da mina	10
Figura 2.1 - Características da teoria da fila	14
Figura 3.1 - Distribuição dos tempos de carga	25
Figura 3.2 - Distribuição dos tempos de despejo	26
Figura 3.3 - Estrutura funcional do programa de simulação	33
Figura 3.4 - Curva da inclinação de rampa x velocidade	39
Figura 4.1 - Planta baixa da galeria de produção	52
Figura 4.2 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 0%	56
Figura 4.3 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 10%	56
Figura 4.4 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 20%	57
Figura 4.5 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 30%	57
Figura 4.6 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 40%	58
Figura 4.7 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 0%	59
Figura 4.8 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 10%	59
Figura 4.9 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 20%	60
Figura 4.10 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 30%	60
Figura 4.11 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 40%	61
Figura 5.1 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com o percentual de blocos igual a 0%	67

Figura 5.2 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com o percentual de blocos igual a 10%	68
Figura 5.3 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com o percentual de blocos igual a 20%	68
Figura 5.4 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com o percentual de blocos igual a 30%	69
Figura 5.5 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com o percentual de blocos igual a 40%	69
Figura 5.6 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com o percentual de blocos igual a 0%	70
Figura 5.7 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com o percentual de blocos igual a 10%	70
Figura 5.8 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com o percentual de blocos igual a 20%	71
Figura 5.9 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com o percentual de blocos igual a 30%	71
Figura 5.10 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com o percentual de blocos igual a 40%	72

LISTA DE TABELAS

Tabela 1.1 -	Relação dos equipamentos utilizados na mina subterrânea	09
Tabela 3.1 -	Definição dos eventos de operação da LHD	34
Tabela 3.2 -	Fator de redução de velocidade	41
Tabela 3.3 -	Coefficiente de rolamento para as várias superfícies do terreno	44
Tabela 4.1 -	Características da via de acesso	51
Tabela 4.2 -	Produtividade para uma LHD com disponibilidade variando de 60% a 100% e percentual de blocos de 0% a 40%	53
Tabela 4.3 -	Produtividade para duas LHD's com disponibilidade variando de 60% a 100% e percentual de blocos de 0% a 40%	54
Tabela 4.4 -	Perda percentual de produtividade para uma LHD	61
Tabela 4.5 -	Perda percentual de produtividade para duas LHD's	62
Tabela 5.1 -	Distância de transporte x capacidade da LHD	65
Tabela 5.2 -	Valores dos tempos de início e final de turno para uma disponibilidade entre 60% e 100%	66
Tabela 5.3 -	Perda de produtividade para uma LHD, com a distância de transporte igual a 215 m e o percentual de blocos variando de 0% a 40%.....	73
Tabela 5.4 -	Perda de produtividade para uma LHD, com percentual de blocos igual a 10% e a distância de transporte variando de 155 m a 215 m.....	73
Tabela 5.5 -	Perda de produtividade para duas LHD's, com a distância de transporte igual a 215 m e o percentual de blocos variando se 0% a 40%	74
Tabela 5.6 -	Perda de produtividade para duas LHD's, com o percentual de blocos igual a 10% e a distância de transporte variando de 155 m a 215 m	74

SUMÁRIO

RESUMO	xi
ABSTRACT	xii
CAPÍTULO 1 - CONHECIMENTO DO PROBLEMA	
1.1 - Introdução	01
1.2 - Histórico da LHD	02
1.3 - Papel da Simulação	03
1.4 - A Mina	08
CAPÍTULO 2 - REVISÃO DA LITERATURA	
2.1 - Método de Cálculo da Capacidade de Transporte da Mina.....	11
2.2 - Métodos Analíticos	12
2.3 - Teoria da Fila	13
2.4 - O Modelo de Gignac	17
2.5 - O Modelo de Macaulay	18
CAPÍTULO 3 - DESCRIÇÃO DO SIMULADOR	
3.1 - Simulador Híbrido	20
3.2 - Método de Avanço do Relógio	21
3.3 - Operações Básicas do Ciclo	22
3.3.1 - Tempo de Carga	23
3.3.2 - Tempo de Despejo	30
3.3.3 - Tempo de Transporte	30
3.4 - Estrutura do Programa	32
3.4.1 - Subrotina MUDANCA	35
3.4.2 - Subrotina TEMPO	35
3.4.3 - Subrotina FIM	36
3.4.4 - Subrotina CARGA E DESPEJO	36
3.4.5 - Subrotina INTERROMPER	37
3.4.6 - Subrotina DETSIM	37
3.4.6.1 - Conhecimento Teórico	38
3.4.7 - Subrotina VERIFICA	46
3.4.8 - Subrotina QUEBRA	46
3.4.9 - Subrotina SERVICO	47
3.4.10 - Subrotina EXECUCAO	47
3.4.11 - Subrotina RAND	48
3.4.12 - Resultados da Simulação	49

CAPÍTULO 4 - ANÁLISE DO EFEITO DO BLOCO NA PRODUTIVIDADE DA LHD	
4.1	- Estudo do Problema 50
4.2	- Probabilidade Variável de Encontrar Blocos 51
4.3	- Probabilidade Fixa de Encontrar Blocos Variando a Distância de Transporte 55
4.4	- Variação das Perdas de Produtividade Associadas aos Percentuais de Blocos 61
CAPÍTULO 5 - ANÁLISE DO EFEITO DA QUEBRA DA LHD NA PRODUTIVIDADE	
5.1	- Investigação do caso..... 63
5.2	- Procedimentos Adotados Para o Estudo da Disponibilidade 64
5.3	- Efeito da Disponibilidade na Produtividade da LHD 66
5.4	- Variação das Perdas de Produtividade Associadas a Disponibilidade do Equipamento 72
CAPÍTULO 6 - CONCLUSÕES E COMENTÁRIOS 76	
CAPÍTULO 7 - SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS 80	
ANEXO 1 - Tempos de Carregamento e Despejo 82	
ANEXO 2 - Entrada e Saída dos Dados do Programa de Simulação (uma LHD) 83	
ANEXO 3 - Entrada e Saída dos Dados do Programa de Simulação (duas LHD's) 86	
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS 89	

RESUMO

O presente trabalho tem por objetivo estimar a produtividade de LHD's em um sistema de transporte subterrâneo, através da técnica de simulação. Para tanto, foi empregado um modelo de simulação híbrido, envolvendo simulação determinística e estocástica. O modelo tenta representar do modo mais realista possível a operação do sistema real. A validação do modelo foi feita através da comparação entre os resultados simulados e os dados históricos obtidos na Mineração Vale do Jacurici, Mina Ipueira, Estado da Bahia.

O modelo é baseado na técnica de avanço do relógio, possibilitando assim, levar em consideração a interferência existente entre equipamentos nos pontos de interseção da malha de transporte. A simulação determinística permite calcular os tempos de transporte, enquanto que a estocástica visa avaliar sua eficiência. No programa são consideradas as variáveis que ocorrem no dia-a-dia na operação da mina, tais como, intervalo de tempo entre trocas de turno, tempos de parada para o almoço, quebras de equipamentos, obstrução nos pontos de carregamento e despejo, espera nos pontos de cruzamento das vias de transporte etc..

Foram realizadas cerca de 5.000 simulações com a finalidade de se ter uma representação estatística com maior grau de confiabilidade. As duas principais variáveis estudadas com o objetivo de avaliar a produtividade do sistema foram a disponibilidade do equipamento e a presença de blocos no ponto de carregamento. Outras variáveis consideradas foram a distância de transporte e o número de máquinas por frente de serviço. Os resultados obtidos não diferem muito daqueles encontrados no sistema real, podendo-se estimar que a variabilidade do sistema simulado situa-se em torno de 5%. O modelo não otimiza o sistema de transporte de forma global, porém apresenta bons resultados na maioria das vezes.

ABSTRACT

The purpose of this research is to estimate the productivity of an underground mine haulage system, using the simulation technique. A hybrid model involving deterministic and stochastic simulation has been employed. The model attempts to represent as much as possible the real system. The model has been validated by means of comparison between the simulation results and historical data obtained from Mineração Vale do Jacurici, Ipueira Mine, located in the State of Bahia.

The model is based on the advance-clock technique making possible to take into account the interference between equipments at the intersection points of the haulage network. The deterministic simulation allows the calculation of the travel times, while the stochastic simulation evaluates the efficiency of the haulage system. The computer program takes into account the relevant variables occurring in the day-to-day mine operation, such as elapsed time for change of shifts, time off for meals, equipment breakdown, traffic jam at loading and dumping points, waiting time at road crossings, etc.

As much as 5,000 simulation runs have been performed in order to ensure a statistical representation of high degree of confidence. The variables considered for estimating the productivity of the system have been the availability of equipment and the existence of rock blocks at the loading points. The variables related to the haulage distance and the number of LHD's per advancing faces have also been considered. The results from the model showed a good agreement with the data from the real system, indicating that the variability between the actual and the simulated system is about 5 percent. The model does not optimize the system in a global way, but it yields good results most of the time.

CAPÍTULO 1

CONHECIMENTO DO PROBLEMA

1.1 - INTRODUÇÃO

A finalidade deste trabalho foi avaliar a produtividade de uma frota de LHD's em função da distância de transporte, da quantidade de blocos proveniente do desmonte e da disponibilidade do equipamento. O programa utilizado para a simulação do sistema foi descrito por Hill (Hill, 1987).

As razões para este estudo foram as seguintes: a possibilidade de aumentar a produtividade do sistema, facilitar a tomada de decisão no planejamento da mina, analisar as diversas combinações existentes entre os equipamentos e a operacionalização do sistema de transporte, definir o número ótimo de equipamentos para a frota, determinar o traçado para as vias de acesso que permita melhor desempenho para os equipamentos, adequar uma política de manutenção preventiva e corretiva, evitar paradas desnecessárias das LHD's durante o transporte, nos pontos de carregamento e despejo. A consideração de todos estes fatores possibilita a lavra com custos mínimos associados à boa recuperação e segurança.

A demonstração de como o programa deve ser aplicado é desenvolvida e possíveis melhorias no modelo são sugeridas.

1.2 - HISTÓRIA DA LHD

O conceito carregadeira auto-transportadora foi primeiro introduzido no início dos anos 50, resultando de estudos desenvolvidos pela SANFORD DAY GISMICO em 1953 (Mamen, 1956). A GISMICO combina as seguintes funções: carregamento, transporte, despejo e furação. A carregadeira auto-transportadora pode ser transformada em jumbo através da montagem de braços para receberem as hastes de furação. Embora a GISMICO seja lenta e necessite de bastante manutenção, proporciona grande benefício ao sistema de transporte sobre pneus, em virtude de sua mobilidade e versatilidade.

Em 1957 a ATLAS COPCO introduziu sua primeira carregadeira sobre pneus para utilização em transporte subterrâneo, acionada por ar comprimido. Seu funcionamento era similar ao de uma LHD. Este equipamento oferece grande vantagem em relação ao equipamento tradicional, sobre trilhos, em função do pequeno espaço que ocupa nas frentes de trabalho e de sua fácil locomoção (Parris, 1969).

A GISMICO foi modificada e comercializada pela SANFORD DAY TRANSLOADER em 1960 e posteriormente pela JOY (Anders, 1965). Já a ATLAS COPCO em 1966 introduziu sua primeira LHD, a CAVO 511 com capacidade de 0.76 m^3 . Em 1968 a WAGNER lançou no mercado 10 modelos de LHD's, com capacidades variando de 0.76 m^3 a 6.1 m^3 , contribuindo de forma significativa para o aumento de produtividade em minas subterrâneas (Clark, 1968).

Nos meados dos anos 60, 80% da mineração subterrânea nos Estados Unidos, Canadá e Austrália, predominava a mineração sobre trilhos. Nos anos 70, o transporte através de LHD era utilizado em 50% das minas subterrâneas naqueles países (Dubnie, 1965).

Durante os anos 80 praticamente não houve avanço na tecnologia das LHD's a diesel. Atualmente, maior importância tem sido dada às LHD's elétricas. As máquinas elétricas não têm a mesma mobilidade das a diesel, porém, apresentam menores custos de produção mesmo considerando seu maior custo de aquisição. A grande vantagem do equipamento elétrico é a não emissão de gases tóxicos e tratando-se de trabalhos subterrâneos a ausência de poluição nas frentes de lavra é de fundamental importância para a higiene e ventilação da mina.

Um estudo comparativo das LHD's diesel versus elétrica e dados com experiência de operação de máquinas elétricas são mostradas a seguir (Marx e Saelhoff, 1975). Apesar de o custo de aquisição para as LHD's elétricas ser maior que as a diesel, em compensação seus custos operacionais são em torno de 6% menores (Saelhoff, 1985).

As LHD's elétricas são mais lentas do que as máquinas a diesel, onde a velocidade máxima atingida é de 15 Km/h, enquanto que as a diesel atingem até 22 Km/h. Entretanto, as máquinas elétricas possuem maior torque, possibilitando trabalhar em rampas de maiores inclinações, contribuindo, assim, para a diminuição do custo de desenvolvimento, visto que maior profundidade será atingida com menor extensão de rampa.

1.3 - O PAPEL DA SIMULAÇÃO

A simulação é uma técnica amplamente aceita para se prever o desempenho de operações em minas. A simulação é uma ferramenta de grande eficiência no processo de tomada de decisão. A introdução de computadores na mineração, teve grande importância visto que

os modelos desenvolvidos podem ser manuseados ao mesmo tempo em que os dados estão sendo coletados. Assim sendo, o sistema real pode, geralmente, ser melhor representado.

A importância do modelo de simulação está relacionada ao fato de que a operação real não pode ser testada diretamente, porque não existe, ou não está disponível, ou trabalhar diretamente com ela é muito dispendioso. Desta forma, a simulação deve ser usada para testar diferentes alternativas antes de se colocar o sistema em operação.

Portanto, simulação pode ser definida como um modelo que representa o comportamento dos componentes deste sistema e o efeito da interação entre estes componentes (Bonates, 1986). Uma definição mais interessante foi sugerida como "uma representação dinâmica da realidade, mais especificamente, uma representação de idéias selecionadas de uma porção particular da realidade" (Cross e Williamson, 1969). Em outras palavras, uma decisão deve ser tomada de maneira que o modelo possa representar o sistema da forma mais real possível.

Em particular, o modelo deve descrever a operação, baseado nos eventos que ocorrem em cada componente do sistema. Estes componentes são os elementos cujo comportamento pode ser descrito, pelo menos, em termos de uma distribuição de probabilidade.

Os programas de simulação podem ser divididos em dois tipos:

- Determinísticos
- Estocásticos

A simulação determinística é usada quando os componentes do sistema são representados por um valor discreto. Desta forma, os resultados obtidos, também fornecem um valor

discreto, desde que os valores dos componentes permaneçam os mesmos. Isto é, a gerência tem o completo controle da operação.

A simulação estocástica, também chamada de "Monte Carlo" consiste da técnica de selecionar números aleatórios de uma distribuição de probabilidade. O objetivo é reproduzir realisticamente a variabilidade dos componentes do sistema que está sendo estudado. A simulação estocástica reproduz a realidade, no sentido de que, com os mesmos parâmetros de entrada, resultados diferentes são obtidos de um experimento para o outro.

A técnica de simulação requer grande número de experimentos para que os resultados obtidos possam ser mais precisos. O amplo uso das técnicas de simulação, na mineração é devido ao fato de que os modelos desenvolvidos são de mais fácil compreensão do que as técnicas matemáticas.

A simulação estocástica é baseada na técnica de geração de números aleatórios, onde as variáveis aleatórias que representam os eventos do sistema são obtidas de uma distribuição de probabilidade característica de cada componente.

A idéia de aleatoriedade é uma das hipóteses, na qual algumas decisões relacionadas aos procedimentos dinâmicos, usuais no caso da mineração são baseadas. Números aleatórios simplesmente fornecem uma reflexão quantitativa da aleatoriedade. O que torna um número aleatório diferente de outro qualquer é que um número futuro não pode ser previsto com o conhecimento de um número passado. Um modelo padrão da geração de números aleatórios obedece a uma distribuição uniforme de probabilidade. Estes números, atualmente, são gerados pelo computador, usando uma fórmula matemática, a qual é

repetidamente executada. A seqüência de números aleatórios gerados é conhecida como "pseudo-números aleatórios". No programa é usado um gerador de números aleatórios. Uma das vantagens da geração de pseudo-números aleatórios é a possibilidade de se reproduzir a mesma seqüência de números e, conseqüentemente, manter constante todas as características do ciclo, caso seja necessária uma análise futura .

A Figura 1.1 ilustra sob a forma de um histograma os dados obtidos de um dos componentes do sistema. Além disso, a distribuição de probabilidade acumulada é representada para este evento. Números aleatórios entre zero e um são obtidos com o auxílio de um gerador de números aleatórios. Dessa forma, as variáveis aleatórias são, então, obtidas através da relação de números aleatórios gerados. Estas variáveis quando usadas na interação entre os diferentes componentes do sistema sempre produzem diferentes resultados.

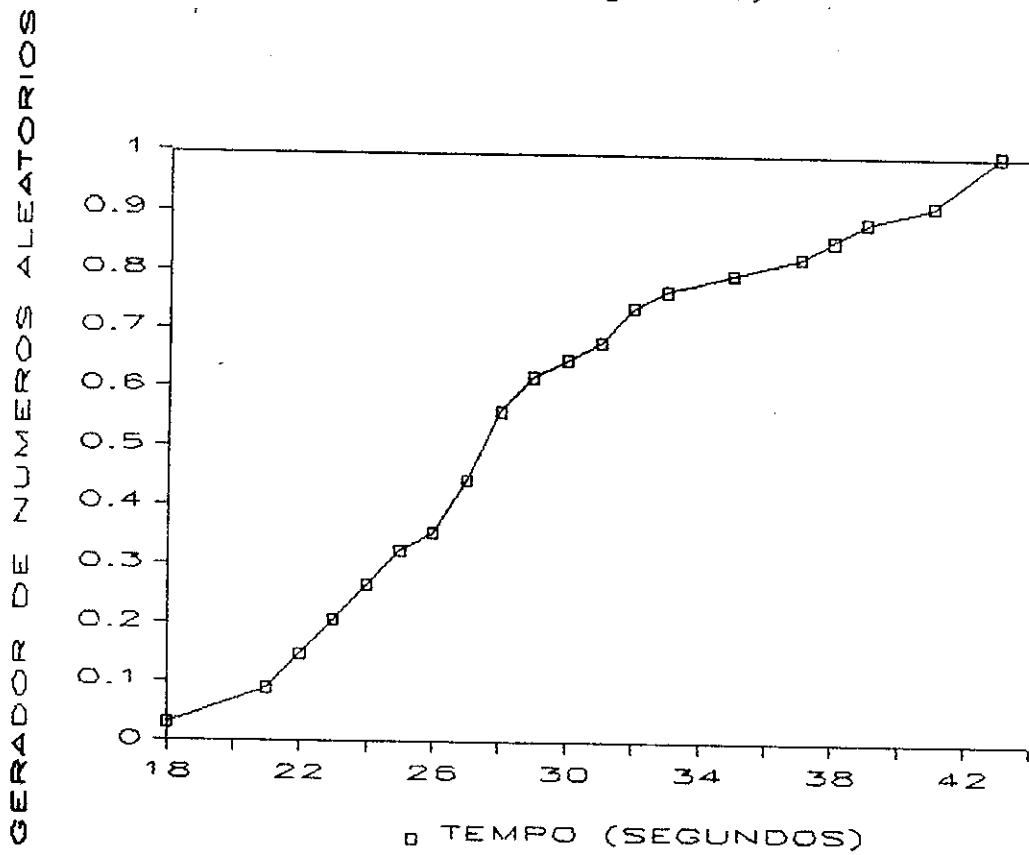
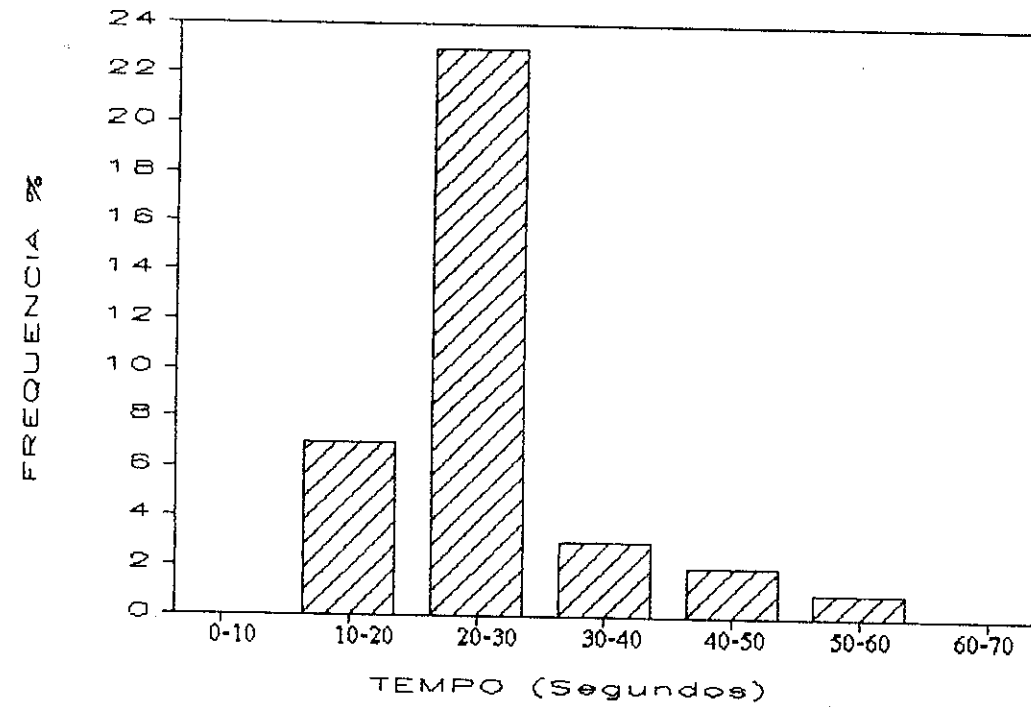


FIGURA 1.1 - Histograma experimental com a correspondente curva de probabilidade acumulada

Uma consideração importante em qualquer modelo de simulação é com respeito aos dados usados, pois, devem refletir da forma mais precisa possível, as condições reais da operação com a finalidade de produzir resultados satisfatórios. Os programas de simulação podem ser usados para produzir informações importantes com relação à operação desejada. Esses resultados podem indicar tendências futuras para a previsão no planejamento da mina, bem como, auxiliar na otimização de sua operação.

1.4 - A MINA

O Distrito Cromitífero do Vale do Jacurici contém quinze minas e oito ocorrências. As principais minas estão situadas ao longo da direção Norte-Sul, numa extensão de 70 Km, situado no bordo Oeste da Serra de Itiúba. Entre as minas existentes está situada a Mina de Ipueira objeto do presente estudo.

O método de lavra utilizado para a mina subterrânea é o de abatimento por subnível, para o qual as galerias de produção são projetadas na lapa da camada. No teto da galeria são executados os leques de furação no sentido ascendente, com equipamento próprio para esta finalidade. O desmonte é efetuado em recuo e a altura média dos painéis varia entre 12 e 14 metros. O transporte do "Run-of-Mine - R.O.M." nas galerias de produção até os pontos de carregamento é efetuado por LHD. A partir dos pontos de carregamento de cada nível, caminhões fora-de-estrada fazem o transporte do minério. A capacidade projetada para a mina é de 800.000 toneladas/ano de R.O.M. Os equipamentos utilizados na mina subterrânea são apresentados na Tabela 1.1. Três diferentes tipos de LHD's são encontradas na relação, contudo, apenas um destes tipos foi simulado, a Toro 350-D. O mapa de localização da mina encontra-se na Figura 1.2.

TABELA 1.1

Relação dos equipamentos utilizados na mina subterrânea

EQUIPAMENTO	MARCA/MODELO	POTÊNCIA (KW)	CAPACIDADE	QUANT.
Cam. fora-de-estrada	Randon/Rk 245	216.0	20 ton	10
Caminhão	Mercedes 1513	137.0	8 ton	02
Carregadeira	Caterpillar/936	127.0	5.3 ton	03
LHD	Toro/350-D	145.5	6.2 ton	02
LHD	Wagner/ST-6C	138.0	7.1 ton	02
LHD	Wagner/ST-2D	75.0	2.7 ton	02
Jumbo pneumático	Tamrock/OK-J4000	93.0	-	02
Jumbo hidráulico	Atlas/Promec TH552	86.0	-	01
Fan drill pneumático	Tamrock/Solo 1500A	67.0	-	03
Fan drill pneumático	Atlas/Promec M195	86.0	-	01
Fan drill pneumático	Atlas/Simba 253	42.0	-	01
Plataforma	Tamrock/OK-P4000	93.0	-	02
Máq. de jateamento	Aliva/250	8.0	9.0 ton	02
Máq. de jateamento	Este/CP-6	8.0	9.0 ton	02
Comp. estacionário	Atlas/ER-6	224.0	39.7 m ³ /mim	02
Comp. estacionário	Atlas/GA-1207	137.0	21.2 m ³ /mim	04
Pick-up	Toyota	70.0	-	02
Trator agrícola	Agrale/4200	27.0	-	01
Trator agrícola	Massey Ferguson	63.0	-	01
Trator agrícola	CBT-8440	59.0	-	01

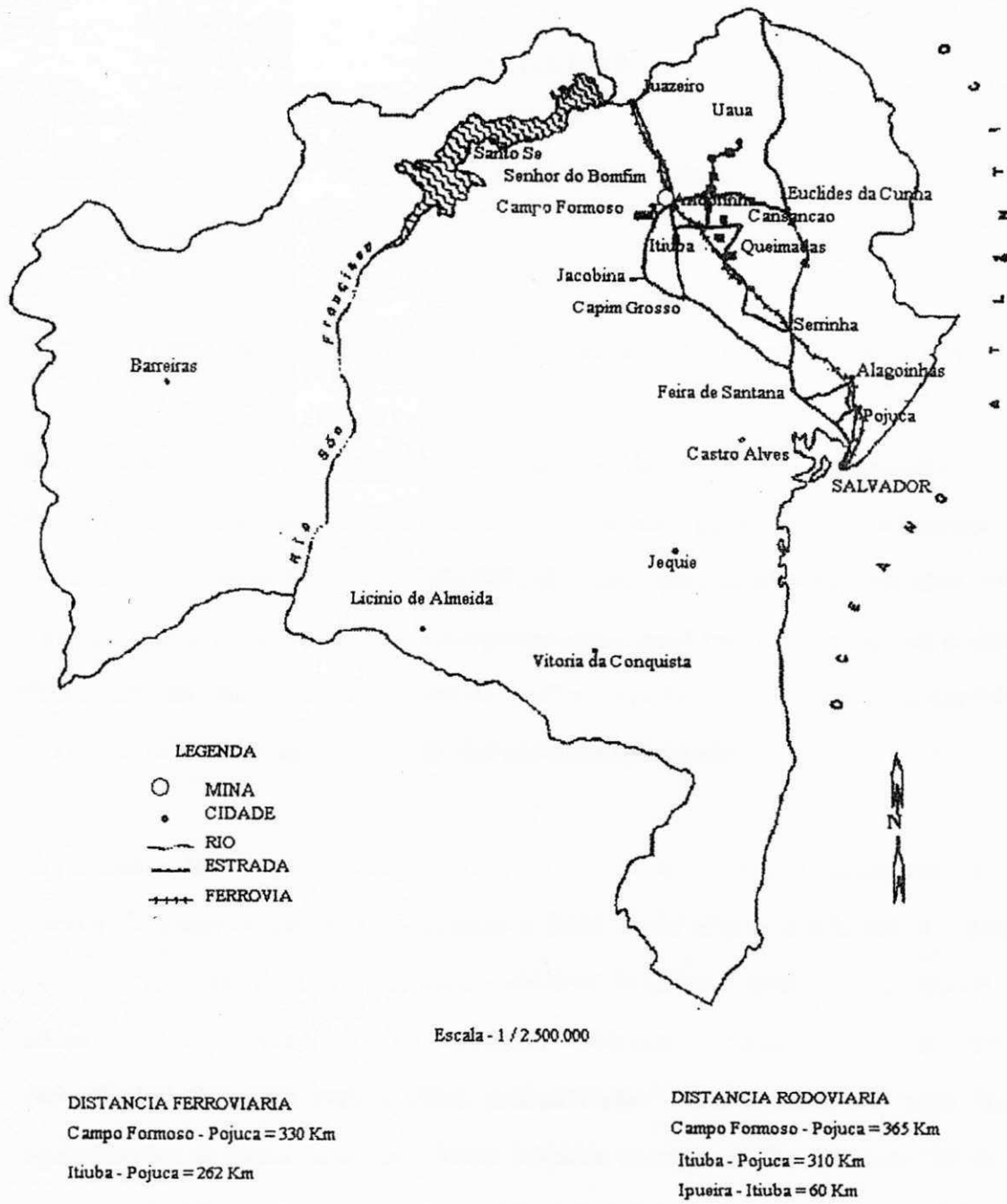


FIGURA 1.2 - Mapa de localização da mina

CAPITULO 2

REVISÃO DA LITERATURA

2.1 - MÉTODO DE CÁLCULO DA CAP/ CIDADE DE TRANSPORTE DA MINA

Nas últimas décadas, vários estudos sobre sistemas de transporte em mineração têm sido desenvolvidos, principalmente em minas a céu-aberto, onde o custo de transporte e manuseio de material atinge cerca de 50% do custo operacional total (Bonates, 1992). Diversas aplicações das técnicas de pesquisa operacional foram estudadas, com o objetivo de aumento da produtividade, através de melhor seleção dos equipamentos, permitindo alocação dinâmica de forma a possibilitar uso mais apropriado.

Em minas subterrâneas, apesar do custo de transporte representar percentual bastante inferior do custo operacional em relação a lavra a céu aberto, ainda assim, diversas pesquisas têm sido desenvolvidas com o objetivo de tornar o sistema de transporte mais eficiente. Com a finalidade de satisfazer crescente demanda por bens minerais provenientes de minas com grandes profundidades e teores cada vez mais baixos, equipamentos de maior capacidade foram lançados no mercado. Koenigsberg foi um dos primeiros a utilizar as técnicas de Pesquisa Operacional no estudo de um sistema de transporte subterrâneo (Koenigsberg, 1959). A principal desvantagem deste modelo é que foi feita uma suposição de que os tempos médios dos eventos pudessem representar o

sistema. Na realidade, é necessário que se faça uma estimativa do tipo de distribuição que represente o evento. Por esta razão o modelo falhava em fornecer uma boa estimativa da produtividade. Após este trabalho outras pesquisas baseadas na Teoria da Fila, em formulações matemáticas, e principalmente, na técnica de Simulação, foram desenvolvidas para cálculo da capacidade de transporte.

2.2 - MÉTODOS ANALÍTICOS

Uma grande variedade de técnicas matemáticas são aplicadas para estimar a produtividade do sistema de transporte de uma mina, incluindo Programação Linear, Programação Inteira, Programação Dinâmica, Teoria dos Gráficos, Teoria da Rede, e os modelos estatísticos. Os modelos matemáticos oferecem maiores vantagens, pelo fato de fornecerem resultados mais rápidos por sua natureza determinística.

Os modelos estatísticos geralmente são realizados pela complexidade do método (Weyher e Subolesky, 1979). As técnicas de Pesquisa Operacional anteriormente apresentadas são discutidas por Mutmansky para revisar aplicações do cálculo de transporte em minas (Mutmansky, 1979). Frequentemente, estes métodos podem sacrificar a realidade pela simplificação do modelo, evitando, assim, uma grande quantidade de cálculos. Tal situação é discutida por Wilke (Wilke, 1964). A Programação Linear serve como modelo para o transporte sobre trilhos, apresentando restrições com respeito ao tamanho do vagão e à distância de transporte. Assim sendo, deve-se construir um modelo

com o menor número possível de variáveis, evitando-se impor restrições desnecessárias. A Programação Linear é, neste caso, abandonada em favor da Simulação, apesar de esta não conduzir a uma solução ótima, muito embora, apresente bons resultados na maioria das vezes.

2.3 - TEORIA DA FILA

A Teoria da Fila é uma técnica de Pesquisa Operacional, desenvolvida com a finalidade de descrever e resolver qualquer problema relacionado com a criação de filas. No caso da mineração, onde o transporte tem influência significativa, a espera no carregamento, despejo e nas vias de acesso, decorrentes principalmente da impossibilidade de um equipamento ultrapassar o outro, faz com que ocorra diminuição na produtividade do sistema. Qualquer sistema de filas, pode ser descrito por uma das seguintes características, conforme indicado na Figura 2.1.

Uma população pode ser classificada como finita ou infinita. No caso do transporte, a população é considerada como sendo finita, todavia, na realidade, com o que se pretende estudar no sistema, esta população é considerada infinita. Um exemplo disso, seria uma fila de máquinas que requerem atendimento periódico, tendo que retornar ao sistema após receber o serviço. Entretanto, devido ao grande intervalo de tempo existente entre o carregamento e o despejo, as chegadas consecutivas para a realização do serviço são essencialmente independentes.

POPULAÇÃO	FINITA ? INFINITA ?
CHEGADA	DEPENDENTE ? INDEPENDENTE ? DISTRIBUIÇÃO ?
SERVIÇO	SIMPLES ? MÚLTIPLO ? DISTRIBUIÇÃO ?
SAÍDA	PROVÁVEL RETORNO ? SEM RETORNO ?

FIGURA 2.1 - Características da Teoria da Fila

Qualquer sistema de filas que se adapte às condições acima descritas, pode ser facilmente estudado. Basicamente as condições de equilíbrio são dependentes de duas propriedades estatísticas, sendo estas a distribuição do tempo de execução do serviço e a distribuição do intervalo de chegadas consecutivas. Na realidade, estas distribuições variam de acordo com o sistema, porém é possível ajustá-las de forma a obedecerem a uma distribuição do tipo exponencial (Chase e Aquilano, 1981).

Freqüentemente, existe mais de uma única fase de serviço, ou mais de um cliente estar presente para a realização de um único serviço. Neste caso, a máquina representa o cliente, enquanto o carregamento e o despejo representam as fases de serviço.

Koenig e Stoyam investigaram a validade de dois métodos de aproximação baseados na Teoria da Fila (Koenig e Stoyam, 1969). O primeiro método compara a capacidade de carga, transporte e descarga; enquanto o segundo, é uma variação do modelo manual (Chase e Aquilano, 1981). Os autores sugerem que os resultados sejam considerados como uma aproximação grosseira da capacidade de transporte. Para a obtenção de resultados mais precisos, a técnica de simulação é mais recomendada.

A teoria da fila cíclica foi primeiro desenvolvida por Koenigsberg nos anos 50, resultando na formulação de um modelo de análise de filas cíclicas em 1958 (Koenigsberg, 1958). Cada fase de serviço constitui uma variável aleatória exponencial. Barnes et al aplicam esta teoria para estudar o problema do ciclo de caminhões, comparando os resultados aos obtidos pela simulação (Barnes et al, 1979). A teoria da fila cíclica não apresenta

resultados que possam ser bem correlacionados com os obtidos na simulação. As razões sugeridas pelos autores são a falta de flexibilidade e a suposição incorreta da distribuição exponencial para os tempos de carregamentos e despejo e a não consideração das características do equipamento pelo método da fila.

Barbaro e Rosenshine a partir de uma análise realizada no trabalho de Koenigsberg, verificaram que os resultados obtidos são cerca de 11% menores daqueles apresentados com o uso da simulação (Barbaro e Rosenshine, 1986; Koenigsberg, 1958). Os autores concluíram que apesar de o modelo ser rápido e barato, deve-se usar a simulação quando se quiser obter uma boa estimativa da produtividade.

Uma variação da teoria da fila finita aplicada para estimar produtividade de caminhão/carregadeira é apresentada por Elbrond (Elbrond, 1977). Posteriormente, este trabalho foi testado por Barnes (Barnes et al, 1979). Elbrond dividiu o ciclo em dois subsistemas, sendo estes: carregamento e despejo. Cada subsistema é definido pela taxa de serviço e retorno. O tempo médio de espera no despejo é inicializado com o valor zero e um tempo de espera é calculado para o carregamento, baseado no tempo de retorno sem espera no despejo. Um tempo de retorno para o despejo é, então, calculado, incluindo mais o tempo de espera para o carregamento, sendo conhecido, portanto, o tempo de espera para o despejo. Os cálculos procedem-se iterativamente até que consecutivos tempos de espera para o carregamento encontrem-se dentro dos limites de tolerância. Elbrond conclui que os resultados deste método compara-se satisfatoriamente aos da simulação em uma variedade de condições de teste. Barnes et al concordam que este modelo pode conduzir a

resultados precisos através do uso de um fator de ajuste, mas, que modificações para ambos, fator de ajuste ou modelo são requeridos (Barnes et all., 1979).

O grande inconveniente da teoria da fila é a suposição de que os tempos de serviços podem ser ajustados por uma distribuição exponencial. Elbrond et all atentam para este problema apresentando um modelo que permite investigar o desvio da distribuição exponencial nas fases de serviço (Elbrond et all, 1978). As atividades são descritas pela média e desvio padrão com os tempos de espera obtidos iterativamente (Elbrond, 1977). Um fator de ajuste é utilizado dando uma estimativa aproximada dos tempos de espera. A conclusão deste trabalho é que estes valores estão bastante aproximados daqueles obtidos pela simulação.

2.4 - MODELO DE GIGNAC

O modelo desenvolvido por Gignac combina ambos os modelos de simulação: determinístico e estocástico, para a determinação da produtividade de equipamentos que trabalham no transporte e manuseio de material da mina (Gignac, 1979). Os tempos de transporte são calculados deterministicamente, enquanto que os tempos de carregamento e despejo são obtidos através de uma distribuição de probabilidade. No início da simulação, para cada máquina é atribuída uma tarefa e um tempo para sua conclusão. Esta tarefa constitui um evento futuro da máquina. Se por alguma razão a máquina não pode prosseguir com a tarefa, então a execução desta será esperada, até que as condições para

continuar sejam permitidas. Neste caso, a máquina recebe um trabalho corrente, significando que está de alguma forma sendo interferida. A lista de eventos futuros é procurada, buscando-se o menor tempo para sua conclusão. A simulação do relógio do modelo recomendado para completar o tempo indicado para a execução do evento é, portanto, concluída. Todas as máquinas em operação são verificadas para ambos os serviços futuro e corrente. Caso tenha sido concluído, a máquina será designada para outro serviço.

Este modelo permite verificar quebras, paradas e outras irregularidades, além de possibilitar que seja estimado o incremento de produtividade por máquinas adicionadas ao sistema de transporte, identificadas pelo uso dos tempos determinísticos, podendo ainda, ser calculado o bloqueio na via de transporte e a fila nos pontos de carregamento e despejo.

2.5 - MODELO DE MACAULAY

O modelo de Macaulay também combina os princípios de simulação determinística e estocástica, sendo que, o sistema de transporte é classificado por grupos de nós e segmentos (Macaulay, 1984). Os segmentos podem ser ativos ou passivos. Os segmentos ativos incluem shafts e vias de transporte onde o material é movimentado. Os nós indicam os pontos, iniciando ou terminando um segmento e, podendo representar pontos de interferência, chutes, pontos de carregamento ou despejo. Quanto ao movimento, os equipamentos podem ser cíclicos ou contínuos. A distinção entre um e outro, está relacionada ao movimento do material. Por exemplo, uma LHD seria cíclica e um

transportador de correias contínuo. Os equipamentos cíclicos, tais como as LHD's podem se mover de um local para outro, enquanto que os fixos, tais como skips permanecem imóveis. A simulação do relógio é avançada em incrementos de tempos iguais ao longo do turno e após cada incremento as condições encontradas são atualizadas. O modelo permite verificar apenas a quebra e interferência entre os equipamentos móveis.

CAPÍTULO 3

DESCRIÇÃO DO SIMULADOR

3.1 - SIMULADOR HÍBRIDO

O uso de simulação é uma ferramenta de grande utilidade para analisar a influência de alguns fatores no desempenho dos diferentes tipos de equipamentos. Essa importância é devido principalmente ao fato de ser possível uma representação realística do sistema que se pretende estudar. No caso da mineração por suas características únicas, um modelo híbrido adapta-se melhor para representar o sistema real. Um simulador híbrido é constituído de uma combinação de dois tipos de simulação, determinística e estocástica. Como previamente definido, a simulação determinística é caracterizada por um valor discreto, enquanto que a simulação estocástica resulta de uma distribuição de probabilidade dos possíveis resultados (O'Neil, 1966).

A estimativa da produtividade dos equipamentos está diretamente relacionada à eficiência do sistema, de forma que a minimização das perdas, conduz à obtenção da produtividade máxima. Os tempos de transporte são obtidos a partir de cálculos determinísticos, enquanto as interferências podem ser consideradas devido a suposição de distribuições estatísticas para os eventos que compõem o ciclo de transporte.

3.2 - MÉTODO DE AVANÇO DO RELÓGIO

Como o programa desenvolvido tem a finalidade de analisar a produtividade de uma frota de LHD's, pode ser baseado em dois métodos: avanço do relógio ou geração direta do evento. A técnica do avanço do relógio foi escolhida. Embora este método não seja o mais eficiente no que se refere ao tempo de execução, permite a consideração das filas de espera que podem ocorrer nos pontos de carregamento e de despejo, além de possibilitar uma tomada de decisão em qualquer ponto da malha de transporte. O método da geração direta do evento não leva em consideração o que ocorre entre a mudança dos eventos. Os pontos de interesse são aqueles nos quais os eventos ocorrem. O relógio avança de um evento para o próximo sem considerar seu intervalo de tempo. Na programação de um modelo, usando o método de avanço do relógio, o conceito de um relógio real desempenha papel fundamental. A introdução do relógio é essencial porque os eventos do sistema ocorrem nos diferentes pontos do tempo de simulação. A principal preocupação relacionada com o relógio é quanto a duração do tempo de incremento a ser dado ao relógio, sendo que o princípio básico a ser adotado é que não se perca nenhum dos eventos, mas que também se faça um controle rigoroso do tempo de execução do programa. Quando esta técnica de simulação é usada é necessário considerar-se os "status" dos equipamentos. O relógio avança de acordo com o incremento escolhido. A medida do tempo nesta técnica deve ser feita com a máxima precisão disponível no computador. O relógio estabelece a seqüência de eventos, mantém atualizada a duração da simulação e prevê a ocorrência dos eventos. Isso não implica necessariamente que todos os eventos ocorram num tempo determinado. A ocorrência de um evento leva automaticamente à geração do próximo evento na seqüência.

3.3 - OPERAÇÕES BÁSICAS DO CICLO

O serviço da LHD é efetuado através de quatro operações básicas, que se repetem através do tempo, de forma cíclica; ou seja, terminada uma seqüência de operações, inicia-se a seguinte, na mesma ordem anterior. O ciclo é constituído de quatro eventos básicos: carga, transporte carregado, descarga e transporte vazio.

O tempo de ciclo é o intervalo de tempo decorrido entre duas passagens consecutivas da máquina por qualquer ponto do ciclo. Convencionou-se que o tempo de ciclo deve ser medido, a partir do instante em que o equipamento inicia uma operação até o momento em que retorna a essa posição inicial. Quando se trabalha com a eficiência desejada, obtém-se melhor rendimento no sistema, conseqüentemente conseguindo-se redução no período de ciclo, através da eliminação dos tempos parasitas, conduzindo a um aumento de produtividade (Ricardo e Catalani, 1990).

Os tempos de carregamento e despejo obtidos durante o estudo dos tempos realizados na mina, estão relacionados no Anexo 1. O tempo de carregamento é medido a partir do instante em que a máquina alcança a frente de desmonte até o momento em que ela inicia o movimento de retorno para o transporte do material. O tempo de despejo é medido a partir do instante da elevação da caçamba até o início do movimento de ré para o transporte vazio.

3.3.1 - TEMPO DE CARGA

Para representação do tempo de carga poderá ser usada uma distribuição normal ou log-normal, por tratar-se de um processo essencialmente repetitivo. Entretanto, a distribuição de Weibull foi selecionada, devido a possibilidade de se adaptar dados experimentais. Através do uso desta distribuição é possível assegurar que não serão produzidos valores abaixo do mínimo imposto pelos parâmetros de distribuição, devido à limitação física dos equipamentos.

A distribuição de Weibull foi utilizada inicialmente em 1939, com o objetivo de estudar modelo de fadiga em resistência dos materiais. Esta função de probabilidade gera uma série de funções de densidade, a qual se aproxima de qualquer distribuição de probabilidade. Entretanto, faz-se necessário estimar os três parâmetros, "alfa", "beta" e "gama" a fim de defini-la. Estes parâmetros podem ser estimados por um dos seguintes métodos:

- método de probabilidade máxima;
- método gráfico;
- método dos momentos;
- método do mínimo quadrado para dados transformados.

Essa distribuição foi descrita por Mutmansky e é aplicada por Gignac para simular o transporte subterrâneo (Mutmansky, 1971; Gignac, 1979). A sua representação é caracterizada pela seguinte função de probabilidade:

$$f(x) = \frac{\alpha}{\beta} \left(\frac{x-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha-1} e^{-\left(\frac{x-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha}} \quad (1)$$

onde:

α = parâmetro de forma, para $\alpha > 0$;

β = parâmetro de escala, para $\beta > 0$;

γ = parâmetro de locação.

A função da densidade acumulada para a distribuição de Weibull pode ser expressa por:

$$F(X) = 1 - e^{-\left(\frac{x-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha}} \quad (2)$$

O parâmetro mais importante "alfa" mostra a distribuição em suas várias formas. Por exemplo: para "alfa" igual a 1.5 a distribuição é aproximadamente log-normal, para "alfa" igual a 3.6 a distribuição é aproximadamente normal, e para "alfa" igual a 1.0 a distribuição é exponencial. O parâmetro "beta" é usado para alongar ou comprimir a distribuição ao longo do eixo das abcissas; e o parâmetro "gama" controla a posição da distribuição ao longo do eixo das abcissas e, também representa o valor mínimo que a distribuição pode tomar.

As Figuras 3.1 e 3.2 representam as distribuições dos tempos de carga e despejo respectivamente, obtidas através do método iterativo utilizando o programa DISTFIT (Bonates, 1992) indicando, ainda, os parâmetros α , β e γ da distribuição de Weibull.

Este tipo de distribuição foi escolhida devido a três razões básicas:

- 1 - O valor mínimo é expresso diretamente na distribuição, de forma que, nenhum valor abaixo desse mínimo possa ser gerado;
- 2 - Pode representar uma distribuição truncada, o que ocorre na prática, particularmente para os tempos de carga e despejo;
- 3 - É fácil gerar uma variável aleatória dos números aleatórios, pertencente a essa distribuição.

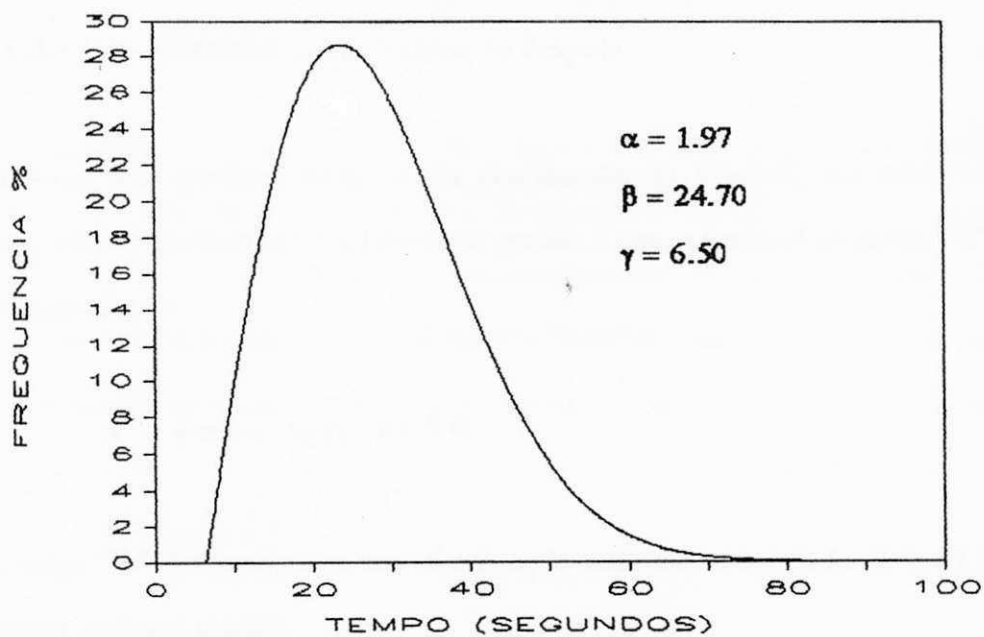


FIGURA 3.1 - Distribuição dos tempos de carga

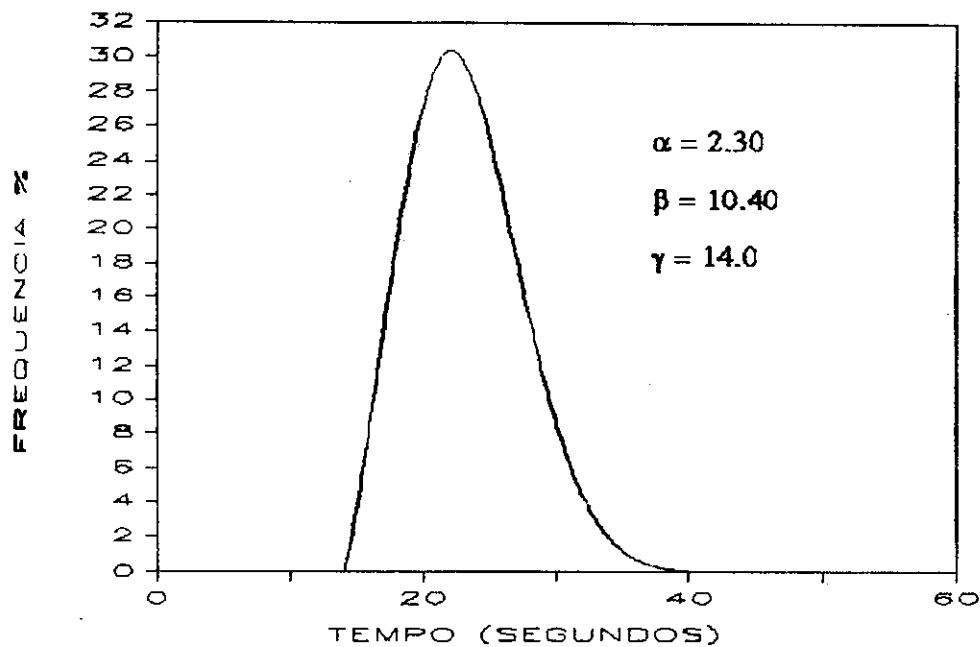


FIGURA 3.2 - Distribuição dos tempos de despejo

Para gerar uma variável aleatória da distribuição de Weibull, um número aleatório decimal (R) no intervalo de 0 a 1 deve ser gerado. Logo, a variável aleatória " X " é obtida da seguinte forma:

$$X = \gamma + \beta \{-\ln(1 - R)\}^{1/\alpha} \quad (3)$$

mas, como " R " deve satisfazer uma distribuição uniforme no intervalo de 0 a 1 a variável aleatória assume o seguinte valor:

$$X = \gamma + \beta (-\ln R)^{1/\alpha} \quad (4)$$

Os parâmetros da distribuição foram obtidos pelo programa denominado "DISTFIT" através dos dados obtidos durante o estudo dos tempos (Bonates, 1992). Neste programa

foi utilizado o procedimento iterativo para a avaliação dos parâmetros. O procedimento usado é o seguinte:

$$f(t) = \frac{\alpha}{\beta} \left(\frac{t-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha-1} e^{-\left(\frac{t-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha}} \quad (5)$$

$$F(t) = 1 - e^{-\left(\frac{t-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha}} \quad (6)$$

ou,

$$1 - F(t) = e^{-\left(\frac{t-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha}} \quad (7)$$

$$\ln \frac{1}{1 - F(t)} = \left(\frac{t-\gamma}{\beta} \right)^{\alpha} \quad (8)$$

$$\ln \ln \frac{1}{1 - F(t)} = \alpha \ln(t-\gamma) - \alpha \ln \beta \quad (9)$$

se,

$$\ln \ln \frac{1}{1 - F(t)} = Y \quad (10)$$

$$1 - F(t)$$

$$\alpha \ln(t-\gamma) = X \quad (11)$$

$$- \alpha \ln \beta = A \quad (12)$$

A equação pode ser expressa pela fórmula linear:

$$Y = X + A \quad (13)$$

Então, considerando os dados t' , de tempos observados, sua distribuição acumulada toma a seguinte forma:

$$Y' = X' + A' \quad (14)$$

Sendo,

$$Y' = \ln \ln \frac{1}{1 - F(t')} \quad (15)$$

$$X' = \alpha \ln (t' - \gamma) \quad (16)$$

$$A' = - \alpha \ln \beta \quad (17)$$

Usando o método dos mínimos quadrados para dados transformados, um valor de gama será fixado para calcular "alfa" e "beta". Como "gama" varia entre zero e o tempo mínimo "t" observado, os valores dos parâmetros devem ser tais que o coeficiente de correlação dos dados transformados X' e Y' seja maximizado. O coeficiente de correlação (CC) é definido como:

$$CC = \frac{\sum_{i=1}^n (X'_i - X_m)(Y'_i - Y_m)}{((\sum_{i=1}^n (X'_i - X_m)^2 \sum_{i=1}^n (Y'_i - Y_m)^2))^{1/2}} \quad (18)$$

onde:

$$X_m = \frac{\sum_{i=1}^n X'_i}{n} \quad (19)$$

$$Y_m = \frac{\sum_{i=1}^n Y'_i}{n} \quad (20)$$

O seguinte procedimento é usado para estimar o valor de gama:

- 1 - Inicializa gama com o valor zero;
- 2 - Incrementa-se gama de $0.1 \times t'$ até o coeficiente de correlação produzir um valor máximo;
- 3 - Aumenta-se a precisão dos valores fazendo outro incremento de $0.01 \times t'$, até que o coeficiente de correlação atinja o maior valor.

Portanto, quando o coeficiente de correlação atingir o valor máximo, então os valores dos parâmetros serão ótimos.

Os parâmetros calculados foram:

$$\alpha = 1.97;$$

$$\beta = 24.7;$$

$$\gamma = 6.5$$

com um tempo médio de carregamento de 29 segundos.

3.3.2 - TEMPO DE DESPEJO

Este componente foi modelado, considerando as mesmas características usadas no carregamento. Mas, neste caso, os parâmetros obtidos foram:

$$\alpha = 2.30;$$

$$\beta = 10.40;$$

$$\gamma = 14.0$$

com um tempo médio de despejo de 24 segundos, conforme mostrado na Figura 3.2.

3.3.3 - TEMPO DE TRANSPORTE

Para obtenção do tempo de transporte fez-se necessária uma análise mais criteriosa dos resultados, devido a variação existente entre os tempos de transporte obtidos durante o estudo de tempos na mina e os dados obtidos através de cálculos determinísticos, usando o

gráfico tração x velocidade. Como a diferença entre estes tempos é significativa, faz-se necessário, portanto, a aplicação de um fator de ajuste.

A distribuição normal foi escolhida para ambos os tempos de transporte carregado e vazio, uma vez que, aparece como a mais apropriada. De fato, a distribuição normal é capaz de modelar a maioria dos fenômenos físicos bem como uma distribuição gerada por uma medida física (Phillips et al, 1976). A distribuição normal pode ser usada para aproximar outras distribuições de probabilidade principalmente as discretas, quando os problemas computacionais tornam-se complexos.

A distribuição é simétrica com a seguinte função de densidade de probabilidade:

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma} e^{-\left(\frac{x-\mu}{2\sigma^2}\right)}, \quad \text{para } -\infty < x < \infty \quad (21)$$

onde: μ : média

σ : desvio padrão

O desvio padrão experimental é aproximado por:

$$s = \left[\left(\sum (x - \mu)^2 \right) / N \right]^{1/2} \quad (22)$$

N = número de experimentos

A variável aleatória de uma distribuição normal pode ser determinada por um dos seguintes métodos:

- Somatório de 12 números aleatórios;
- Método polar;
- Técnica de aproximação.

O método de somatório de 12 números aleatórios foi selecionado para uso nos modelos. Novamente, um número aleatório no intervalo de 0 a 1 deve ser inicialmente gerado. Um número aleatório tem uma distribuição uniforme de 0 a 1, com média de 0.5 e um desvio padrão de $\sqrt{(1/12)}$. A soma dos "n" números aleatórios aproxima-se de uma distribuição normal com uma média de $n/2$, e um desvio padrão de $\sqrt{(n/12)}$. Se r_1, r_2, \dots, r_n é uma amostra dos "n" números aleatórios gerados, então "X", normalmente distribuído, pode ser aproximado por:

$$X = \frac{\sigma}{2\sqrt{(n/12)}} \sum_{i=1}^n r_i + \left(\mu - \frac{n}{2} \frac{\sigma}{2\sqrt{(n/12)}} \right) \quad (23)$$

Por conveniência, "n" é freqüentemente selecionado como sendo 12, o qual produz resultados satisfatórios. Então:

$$X = \frac{\sigma}{2} \sum_{i=1}^{12} r_i + (\mu - 6\sigma) \quad (24)$$

Esta técnica, é a mais comumente usada, apenas com o inconveniente de requerer a geração de 12 números aleatórios para produzir uma variável aleatória que é normalmente

distribuída. Isto pode constituir um problema, se o gerador de números aleatórios tiver um ciclo muito curto (Bonates, 1992).

3.4 - ESTRUTURA DO PROGRAMA

O programa de simulação é constituído por um programa principal, responsável pela entrada e saída de dados, inicialização de todas as variáveis e execução da simulação do sistema e, doze subrotinas, conforme ilustrado na Figura 3.3. Foi desenvolvido um

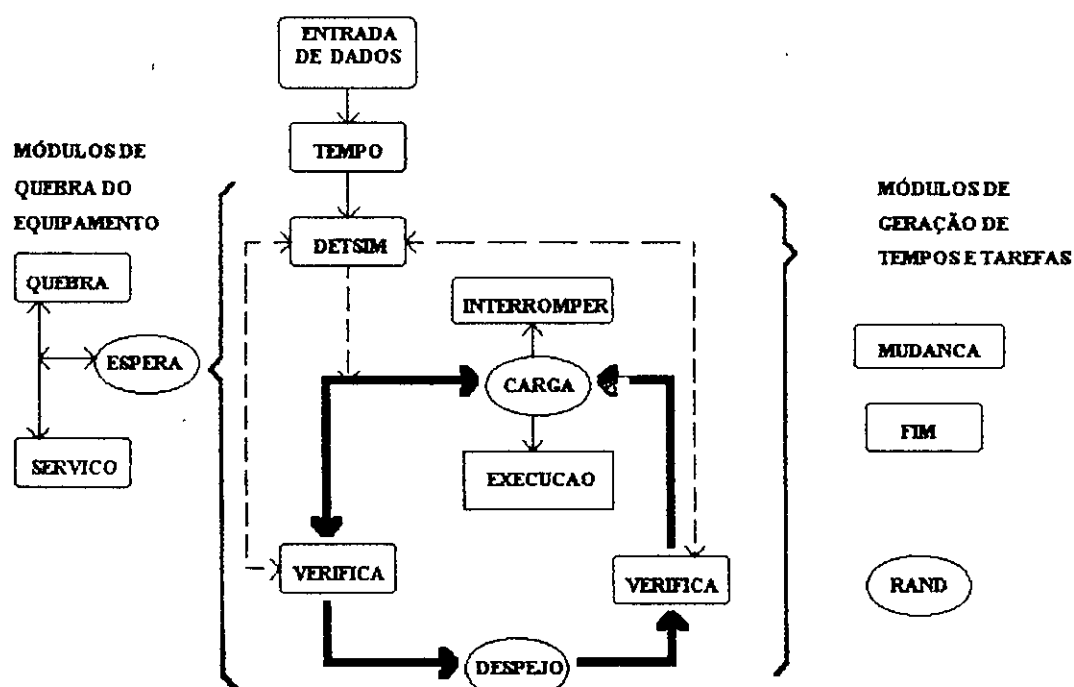


FIGURA 3.3 - Estrutura funcional do Programa de simulação

simulador híbrido, com a simulação do sistema baseada em um simulador estocástico devido ao comportamento aleatório dos elementos que compõem a operação e a dificuldade de formular um modelo analítico adequado, utilizando a teoria da fila. Para

calcular os tempos de transporte é usada a simulação determinística. Um estudo de tempo foi realizado na Mineração Vale do Jacurici. Posteriormente, foi necessário realizar uma análise estatística dos dados obtidos no estudo dos tempos, com a finalidade de tê-los na forma correta para utilizá-los no arquivo de dados.

Inicialmente é importante se definir claramente a duração de cada evento e garantir que a definição dos eventos é a mesma, não importando quem possa conduzir o estudo dos tempos (Bonates, 1986). Basicamente a operação da LHD pode ser dividida em dez eventos, dos quais seis são ativos e quatro são passivos, conforme indicado na Tabela 3.1. São considerados eventos ativos aqueles que são determinados através da geração do seu respectivo tempo pela aplicação de uma distribuição de probabilidade. Enquanto que os tempos dos eventos passivos não podem ser gerados por uma distribuição de probabilidade, podendo ser obtidos pelo somatório dado pelo incremento do relógio.

TABELA 3.1
Definição dos eventos de operação da LHD.

EVENTOS ATIVOS	EVENTOS PASSIVOS
Viajando cheio	Esperando para carregar
Viajando vazio	Esperando para despejar
Carregando	Quebra
Despejando	Substituição
Transferindo para um novo serviço	-
Movendo um bloco	-

As subrotinas são usadas para gerar os respectivos tempos dos eventos.

3.4.1 - SUBROTINA MUDANCA

Esta subrotina é chamada sempre que um evento ativo é concluído. Neste caso é atribuído um novo evento que pode ser ativo ou passivo. Por exemplo, se um equipamento está no evento ativo de transporte vazio, duas condições podem ocorrer: ou o equipamento passa direto para o carregamento gerando um evento ativo ou entra em fila para o carregamento, gerando o evento passivo de espera para o carregamento. Também será verificado o efeito que o término de um evento anterior possui em qualquer outro evento do equipamento. O simulador permite o acesso de apenas uma máquina nos pontos de carregamento e despejo. Antes da máquina carregar ou despejar deve ser verificado se estes pontos estão sendo ocupados. Da mesma forma quando o equipamento termina o carregamento ou despejo é feita uma verificação para o caso de outros equipamentos estarem esperando para utilizarem estes pontos. Com a finalidade de simular um ponto de carregamento com acesso múltiplo, estes pontos devem ser considerados no programa separadamente como dois pontos de carregamento idênticos.

3.4.2 - SUBROTINA TEMPO

Esta subrotina gera um tempo para cada LHD, no instante em que inicia o serviço. As diferentes características para as máquinas podem, então, ser consideradas. Estes tempos são variáveis aleatórias, supostas, normalmente distribuídas com um coeficiente de variância igual a 0.2. Esta hipótese não é baseada em resultados de investigações de campo, portanto, o uso resultante de tais distribuições, não aumenta a precisão dos resultados da simulação. É como se houvesse sido usado um tempo médio inicial para

cada tipo de máquina. Não obstante, é importante conhecer o fato de que a variação do início da simulação pode ter um efeito individual significativo na produção do turno.

3.4.3 - SUBROTINA FIM

Esta subrotina ajusta a produção total de cada máquina no início do almoço e no final do turno. A hora do início e final do almoço é prefixada nos dados de entrada. Entre o início e o fim do almoço e no final do turno, o operador não pode intervir no sistema para alocar a máquina.

3.4.4 - SUBROTINAS CARGA E DESPEJO

As subrotinas carga e despejo, geram respectivamente os tempos de carga e despejo, de acordo com os parâmetros da distribuição de Weibull, "alfa", "beta" e "gama". Cada tipo de LHD tem uma única distribuição de tempo para carga e despejo, independente do ponto de carregamento em questão. No ponto de carga existe a probabilidade da LHD encontrar blocos quando na operação de carregamento. Esta probabilidade está relacionada com o ponto de carregamento em questão e pode variar entre dois pontos de um mesmo realce. Se um bloco é encontrado, então, a máquina deve movê-lo, a subrotina interromper é então chamada para gerar o tempo necessário para mover o bloco; logo, um novo tempo de carregamento será requerido para a máquina após a movimentação do bloco.

3.4.5 - SUBROTINA INTERROMPER

A distribuição do tempo para mover o bloco é considerada normal com média e o desvio padrão especificado nos dados. Através de uma série de medições de tempos para mover o bloco, os parâmetros da distribuição de "Weibull" podem ser estabelecidos, aumentando com isto a precisão dos resultados da simulação. O simples evento de mover o bloco é composto de dois subeventos:

- 1) elevando o bloco ou,
- 2) depositando-o na área de estocagem.

O ponto de carregamento ficará ocupado enquanto a máquina eleva o bloco e livre enquanto o está movendo. Do tempo total gerado, metade é usado para mover o bloco, enquanto a outra metade é utilizada para o carregamento.

3.4.6 - SUBROTINA DETSIM

A simulação determinística calcula os tempos de transporte para cada combinação máquina e via de transporte (Gignac, 1979). O acesso do transporte é dividido em uma série de segmentos. Cada segmento é caracterizado pelo comprimento, resistência de rampa, resistência de rolamento e um limite de velocidade. O tráfego pode se desenvolver em uma única ou em duas direções.

O tempo de transporte de qualquer máquina ao longo da série de segmentos é calculado de acordo com a curva tração x velocidade dada pelos fabricantes de equipamentos, observando o limite de velocidade e as limitações físicas do equipamento. O tempo de transporte projetado para cada segmento é conhecido. Isto permite que sejam calculados

os tempos esperados de entrada em cada segmento e, portanto, nesses tempos a possibilidade de encontrar uma via interrompida é verificada.

3.4.6.1 - CONHECIMENTO TEÓRICO

O simulador determinístico tem a finalidade de gerar o desempenho dos diferentes equipamentos com base em suas características mecânicas e nas limitações físicas do layout da mina. As variações de velocidade observadas nos equipamentos, são derivadas do aparecimento de forças inerciais resistentes, no caso de incremento de velocidade (aceleração) ou forças ativas, na hipótese de redução (frenagem). Através de uma análise dos segmentos percorridos pela LHD, verifica-se que a máquina poderá ou não ter velocidade inicial no começo de cada segmento, além disso, na passagem de um trecho para outro, poderá haver mudança de marcha, com aumento ou diminuição da velocidade determinada pelo diagrama tração x velocidade. Esta seria a velocidade máxima teórica possível naquele segmento (Ricardo e Catalani, 1990). Todo o equipamento transmite para as rodas através da potência no volante, a energia gerada pelo motor, tendo como resultado final a tração exercida pelos pneus no solo. O gráfico apresentado na Figura 3.4, mostra a relação existente entre as inclinações de rampa, os esforços de tração e a variação de velocidade para as diferentes marchas. É também possível obter-se o esforço trator, usando a seguinte relação:

$$ET = (GRAD + RR) * PBV / 100 \quad (25)$$

onde;

GRAD : Inclinação da rampa.

ET : Esforço trator em lbs ou Kg.

RR : Resistência ao rolamento em %.

PBV : Peso bruto do veículo (peso do veículo + carga) em lbs ou kg.

É fácil imaginar que um equipamento, partindo do repouso até atingir a velocidade de regime tem que ser acelerado, surgindo, assim, a resistência de inércia vencida através da utilização do esforço trator fornecido pelas marchas adequadas. Sendo utilizadas as marchas que produzem menores esforços tratores tem-se conseqüentemente, maiores velocidades. Haverá, assim, um tempo de aceleração que irá depender, evidentemente, da velocidade inicial. É, portanto, necessário considerar o comprimento do segmento a ser percorrido. Caso possua comprimento muito reduzido não haverá tempo suficiente para acelerar a máquina até atingir a velocidade de regime.

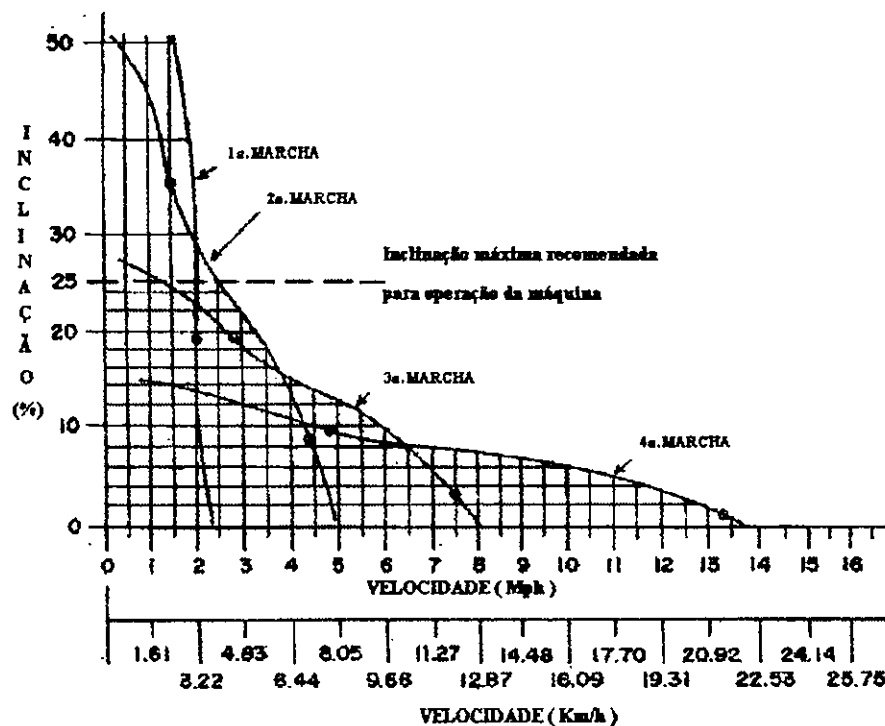


FIGURA 3.4 - Curva da inclinação de rampa x velocidade.

À medida em que os comprimentos aumentam, sua influência sobre a velocidade a ser atingida evidentemente diminui. Então, admitindo-se um fator de redução de velocidade, determina-se a velocidade média no trecho considerado. Este fator dependerá da velocidade inicial, do comprimento do segmento e da relação peso/potência. Assim sendo, a velocidade média é dada pela expressão abaixo:

$$\text{Velocidade média} = \text{velocidade máxima} \times \text{fator de redução de velocidade.} \quad (26)$$

A relação peso/potência é definida pela expressão:

$$r = \frac{\text{peso total do equipamento (Kg)}}{\text{potência no volante (Kw)}} \quad (27)$$

Os fatores de redução de velocidade são apresentados na Tabela 3.2, para as várias relações peso/potência.

Normalmente são quatro as resistências opostas ao movimento: resistência de rampa, resistência de rolamento, resistência do ar e resistência de inércia.

A resistência de rampa é a força devida a gravidade que deve ser vencida pelo veículo quando movendo-se em aclave; ao contrário a gravidade causa uma assistência ao movimento. A resistência de rampa pode ser expressa pela fórmula:

$$\text{RRP} = \frac{\text{GR} \times \text{PV}}{100} \quad (28)$$

RRP = Resistência de rampa em lbs ou Kg;

GR = Gradiente de rampa em percentagem;

PV = Peso do veículo em lbs ou Kg.

TABELA 3.2

Fator de redução de velocidade

 $r < 182 \text{ Kg / Kw}$

COMPRIMENTO DO TRECHO (m)	TRECHO EM NÍVEL	UNIDADE EM MOVIMENTO, ENTRANDO NO TRECHO		
	$i = 0$ $V_i = 0$	Em nível $i = 0 \%$	Em declive	Em aclave
0 - 60	0.00 - 0.40	0.65	0.67	1.00
60 - 120	0.40 - 0.51	0.65 - 0.70	0.67 - 0.72	Velocidade inicial menor que velocidade máxima calculada para o trecho
120 - 180	0.51 - 0.56	0.70 - 0.75	0.72 - 0.77	
180 - 300	0.56 - 0.67	0.75 - 0.81	0.77 - 0.83	
300 - 450	0.67 - 0.75	0.81 - 0.88	0.83 - 0.90	
450 - 600	0.75 - 0.80	0.88 - 0.91	0.90 - 0.93	
600 - 750	0.80 - 0.84	0.91 - 0.93	0.93 - 0.95	
750 - 1050	0.84 - 0.87	0.93 - 0.95	0.95 - 0.97	
> 1050	0.87 - 0.94	0.95	0.97	

 $r (182 \text{ Kg / Kw} - 230 \text{ Kg / Kw})$

0 - 60	0.00 - 0.39	0.00 - 0.62	0.64	1.00
60 - 120	0.39 - 0.48	0.62 - 0.67	0.64 - 0.68	Velocidade inicial menor que velocidade máxima calculada para o trecho
120 - 180	0.48 - 0.54	0.67 - 0.70	0.68 - 0.74	
180 - 300	0.54 - 0.61	0.70 - 0.75	0.74 - 0.83	
300 - 450	0.61 - 0.68	0.75 - 0.79	0.83 - 0.88	
450 - 600	0.68 - 0.74	0.79 - 0.84	0.88 - 0.91	
600 - 750	0.74 - 0.78	0.84 - 0.87	0.91 - 0.93	
750 - 1050	0.78 - 0.84	0.87 - 0.90	0.93 - 0.95	
> 1050	0.84 - 0.92	0.90 - 0.93	0.95 - 0.97	

 $r > 230 \text{ Kg / Kw}$

0 - 60	0.00 - 0.33	0.00 - 0.55	0.56	1.00
60 - 120	0.33 - 0.41	0.55 - 0.58	0.56 - 0.64	velocidade inicial maior que velocidade máxima calculada para o trecho
120 - 180	0.41 - 0.46	0.58 - 0.65	0.64 - 0.70	
180 - 300	0.46 - 0.53	0.65 - 0.75	0.70 - 0.78	
300 - 450	0.53 - 0.59	0.75 - 0.77	0.78 - 0.84	
450 - 600	0.59 - 0.62	0.77 - 0.83	0.84 - 0.88	
600 - 750	0.62 - 0.65	0.83 - 0.86	0.88 - 0.90	
750 - 1050	0.65 - 0.70	0.86 - 0.90	0.90 - 0.92	
> 1050	0.70 - 0.75	0.90 - 0.93	0.92 - 0.95	

FONTE: RICARDO e CATALANI, 1990, p.193.

Quando a máquina está descendo, sua velocidade deve ser limitada através do emprego de uma marcha reduzida ou pelo uso de um conversor de torque. Para qualquer segmento, a velocidade máxima deve, portanto, ser especificada, de forma tal que a velocidade atingida no final de cada segmento, não deva exceder a velocidade possível de ser atingida no próximo segmento.

Algumas considerações foram feitas por Gignac (Gignac, 1979):

- 1 - A nova velocidade é comparada com a velocidade máxima permitida no segmento; se maior, será reduzida e o tempo de incremento é recalculado;
- 2 - Usando o tempo de incremento e a aceleração, a distância a ser percorrida pode ser calculada, se exceder o comprimento da via atual, será reduzida para o comprimento existente, sendo corrigidos o tempo de incremento e a nova velocidade;
- 3 - Se a nova velocidade exceder a velocidade máxima para final do segmento, considerando-se a distância existente para frenagem, admitindo que uma desaceleração de 1.2 m/seg^2 é computada, novos valores do tempo e da aceleração são calculados de modo que um novo valor da velocidade é determinado para atingir o final do segmento;
- 4 - Se o incremento da velocidade for menor do que 0.016 Km/h , diz-se que a máquina atingiu a velocidade de regime, ou seja, o ponto onde o esforço trator e as forças resistentes estão em equilíbrio.

O simulador determinístico calcula o tempo de retorno de maneira similar, apenas invertendo-se o percurso, a resistência de rampa e ajustando-se os limites de velocidade e o peso do equipamento.

A resistência de rolamento é considerada como sendo a força horizontal mínima que deve ser aplicada ao equipamento para iniciar o movimento sobre uma superfície plana, horizontal, contínua e indeformável. Estas forças resistentes são originadas pelo atrito interno gerado nos mancais, nos rolamentos dos eixos, nos dentes das engrenagens etc.. No caso dos veículos sobre pneus tem-se, ainda, que considerar o atrito gerado na superfície de contato entre o pneu e o terreno, devido à deformação lateral das paredes, causada pela flexibilidade da borracha. Estudos experimentais levaram à conclusão, que a força horizontal mínima para iniciar o movimento de uma máquina sobre pneus, pode ser estimada em 2% do peso total do equipamento. Entretanto, a hipótese feita inicialmente de que a superfície do terreno era indeformável, não se verifica na prática, visto que os equipamentos trabalham sobre terra solta ou solos de baixa capacidade de suporte, levando, portanto, a penetração no solo de parte do pneu, até que atinja o equilíbrio entre a pressão existente e a capacidade de suporte do terreno. Novamente estudos experimentais determinaram que a penetração dos pneus no solo, é responsável por parte da resistência ao movimento, podendo atingir 0.6% do peso total, para cada centímetro de penetração. Assim, podemos exprimir resistência de rolamento (R_r) por:

$$R_r = 0.02P + 0.006 Pa \quad (29)$$

ou,

$$R_r = 20 \text{ Kg/Ton } P + 6 \text{ (kg/ton/cm) } Pa$$

R_r = Resistência de rolamento;

P = Peso total do equipamento em Ton;

a = penetração (cm)

A fórmula acima pode ser modificada para:

$$R_r = (20 + 6a)P = KP \quad (30)$$

onde:

$k = 0.02 + 0.006 a$ define o chamado coeficiente de rolamento que dependerá principalmente da grandeza do afundamento.

A Tabela 3.3 resume os coeficientes de rolamento e o afundamento para os vários tipos de terreno.

TABELA 3.3
Coeficiente de rolamento para as várias superfícies do terreno

SUPERFÍCIE DO TERRENO	AFUNDAMENTO (cm)	COEF. DE ROLAMENTO (Kg/Ton) (Equipamento sobre pneus)
Revestimento em asfalto ou concreto	0	20
Terra seca e firme	1.6	30
Terra seca e solta	3.2 - 6.7	40 - 60
Aterros sem compactação	10	80
Areia solta	13.6	100
Terra úmida e mole	23.3	160
Argila úmida	26.6	180

FONTE: RICARDO e CATALANI, 1990, p. 123.

A resistência do ar é dada pela seguinte expressão (Ricardo e Catalani, 1990):

$$R_{ar} = \frac{K'}{13} S V^2 \quad (31)$$

Onde:

K' = Coeficiente de forma, sensivelmente constante entre 0 e 150 Km/h;

S = área da seção normal a direção do movimento (m^2);

V = Velocidade de deslocamento (Km/h)

Valores de K' :

Veículos (dependendo da forma): 0.02 - 0.07

Equipamentos de obra: 0.07

A resistência do ar praticamente tem efeito desprezível ao rendimento do equipamento trabalhando em subsolo, visto que os mesmos movimentam-se com pequena velocidade, abaixo de 25 Km/h.

A resistência de inércia surge toda vez que o veículo sofre uma variação de velocidade (ΔV) num certo intervalo de tempo t . A resistência de inércia é dada pela seguinte expressão (Ricardo e Catalani, 1990):

$$R_i = \pm 28,3 \cdot P \frac{\Delta V}{t} \quad (32)$$

Onde:

P - peso do equipamento em toneladas;

ΔV - variação da velocidade (Km/h)

3.4.7 - SUBROTINA VERIFICA

Esta subrotina é usada para verificar a interferência entre equipamentos durante o processo de transporte. O tempo para o transporte tanto vazio quanto carregado, é determinado na subrotina DETSIM. Se a máquina está transportando material e entra em um novo segmento, a possibilidade desta ser interrompida é verificada. Espera no transporte ocorrerá se na direção oposta algum equipamento existir, ocupando aquele acesso. Neste caso a máquina ficará parada até este acesso tornar-se livre. Após a retomada do transporte um novo tempo será designado para o restante do percurso.

3.4.8 - SUBROTINA QUEBRA

Esta subrotina verifica a possibilidade de quebra de qualquer máquina em produção. A possibilidade de uma máquina requerer serviço, depende da disponibilidade e do tempo médio de serviço da máquina. Por exemplo, foi feita a suposição de que usando uma disponibilidade mecânica de 60% e o tempo médio de serviço de quatro horas por turno, o número de quebras esperadas por turno é de 10%. A possibilidade de quebra é verificada a cada dez minutos. Se uma quebra ocorrer e for necessário um tempo maior que o mínimo fixado para a máquina permanecer parada, será substituída por uma máquina reserva. Nesse caso duas possibilidades podem ocorrer:

- 1) a máquina reserva tem a mesma capacidade ou,
- 2) a máquina reserva tem capacidade inferior da que estiver em operação.

Se a máquina reserva possuir a mesma capacidade desta, permanecerá na ativa após o conserto da que estava em operação, se a máquina reserva for de capacidade inferior, esta será imediatamente substituída.

3.4.9 - SUBROTINA SERVICO

Esta subrotina gera os tempos de serviços para as LHD's que requerem serviço. Neste caso foi feita a suposição de que uma distribuição do tipo exponencial pudesse representar o tempo de serviço. O tempo médio de serviço depende da LHD em questão, enquanto o desvio padrão do tempo de serviço é suposto igual a média para todos os tipos de LHD's. Considerando a natureza da distribuição exponencial, observa-se que em alguns casos, os tempos de serviço gerados poderão ser muito menores que a média destes tempos e, em outros, extremamente maiores.

3.4.10 - SUBROTINA EXECUCAO

Esta subrotina designa para a máquina um novo evento, quando a tarefa que estiver sendo executada for concluída. Os serviços são definidos no ponto de carregamento, de despejo e na central de transporte, carregando minério ou estéril. Associado a cada serviço, tem-se a capacidade da LHD e a produção. A máquina que está sendo designada deve ser compatível com o novo serviço proposto. Se mais de uma tarefa pode ser atribuída para cada máquina disponível, será determinada a tarefa para a qual a máquina possa apresentar maior rendimento, ou então ficar na espera se nenhuma tarefa existe para a máquina.

3.4.11 - SUBROTINA RAND

Essa subrotina é um gerador congruencial linear de pseudo-números aleatórios. Um número entre 0 e 1 denominado semente é requerido para inicializar este gerador, após o qual cada número subsequente gerado é usado para gerar novos pseudo-números aleatórios. O período do gerador de números deve ser suficientemente grande de forma que possa satisfazer as necessidades do simulador. Os números aleatórios são usados para determinar as variáveis aleatórias associadas com cada componente do sistema o qual é caracterizado por uma distribuição de probabilidade específica.

O que torna um número aleatório diferente de outro número qualquer é que, com o conhecimento de um número passado não se pode prever um número futuro. Na verdade, os números aleatórios são geralmente gerados por computador, usando uma fórmula matemática, a qual é repetidamente executada, por isso é que são denominados de pseudo-números aleatórios. Isso por que um número aleatório real só pode ser gerado através de um processo físico.

Atualmente, a maioria dos computadores tem uma função intrínseca para geração de pseudo-números aleatórios. Existem também softwares com esta finalidade. Algumas técnicas são utilizadas para a geração de pseudo-números aleatórios. A mais comumente usada é a congruencial, mais especificamente a congruencial linear multiplicativa. Na técnica multiplicativa, cada número na seqüência é obtido, multiplicando-se o anterior por uma constante. Este método pode produzir ciclos muito grandes na ordem de 10^n , onde "n" é o tamanho da palavra aceita pelo computador (Lehmer, 1951).

Os pseudo-números aleatórios são aqueles para os quais uma exata ordem é conhecida. Constituem uma série de números que podem não ter qualquer forma, podendo não ter nenhuma relação de uma série com a outra. Uma das grandes vantagens dos pseudo-números aleatórios é que pode ser possível se reproduzir uma mesma seqüência de números. Isto é particularmente importante quando se quer simular diferentes fases de um ciclo de produção e manter as características do ciclo constante, se futuras análises deste ciclo particular são solicitadas. Devido à possibilidade de se produzir a mesma seqüência de números é necessário submeter a seqüência a testes estatísticos de aleatoriedade.

3.4.12 - RESULTADOS DA SIMULAÇÃO

Os resultados das simulações são divididos em seções, conforme os Anexos 2 e 3, para uma e duas LHD's respectivamente. Estes resultados aparecem sob a forma de: produção de minério e estéril; tempo gasto na produção, na espera e na quebra; tempo de espera no carregamento, no despejo e ao longo do caminho de transporte. A atividade da máquina em cada turno é dada pelo tempo total de operação, tempo de espera e tempo de quebra em cada uma das máquinas. Está sujeita também, a percentagem de disponibilidade por tipo de LHD durante o turno. O número de quebras dentro de cada grupo de máquinas é também estabelecido. Nos resultados dos serviços em cada turno, são computados a tonelagem produzida por ponto de carregamento, a tonelagem remanescente por realce ou de outra fonte de produção, o número de blocos observados por tempo de carregamento, a solução adotada quando da quebra de uma unidade de produção, o número de LHD's substituídas e, finalmente, se houve deslocamento de qualquer máquina da frente de produção por falta de material, deve constar a designação da nova locação.

CAPÍTULO 4

ANÁLISE DO EFEITO DO BLOCO NA PRODUTIVIDADE DA LHD

4.1 - ESTUDO DO PROBLEMA

Nesse capítulo a influência da presença de blocos no ponto de carregamento é analisada sob dois aspectos:

- 1) a probabilidade de encontrar blocos no ponto de carregamento é variável;
- 2) a probabilidade de encontrar blocos no ponto de carregamento é fixa.

Em cada um dos casos a distribuição dos tempos de carregamento e despejo são fixados independentes da quantidade de blocos esperados no carregamento.

O efeito do bloco considerado nos casos testados é avaliado com relação às perdas de produtividade para uma e duas máquinas. Nos dois casos testados, foram feitas vinte simulações a fim de que os valores encontrados para a média e o desvio padrão da produtividade pudessem satisfazer os requisitos estatísticos. A perda de produtividade é evidente, considerando-se os resultados com ou sem presença de blocos. Incrementos na produtividade da primeira e da segunda máquinas podem ser determinados pela comparação da produção total. As análises e os resultados serão apresentados em futuras discussões das hipóteses feitas, assim como, análises dos métodos usados serão mostradas a seguir.

4.2 - PROBABILIDADE VARIÁVEL DE ENCONTRAR BLOCOS

Uma planta baixa da galeria de produção é apresentada na Figura 4.1. Todas as variáveis são mantidas constantes exceto, a percentagem de blocos. As características da via de acesso são dadas na Tabela 4.1

TABELA 4.1

Características da via de acesso

NÚMERO DO SEGMENTO	COMPRIMENTO (m)	RESISTÊNCIA DE RAMPA (%)	RESISTÊNCIA DE ROLAMENTO (%)
1	17.00	0.00	4.00
2	84.00	- 6.00	4.00
3	22.00	- 6.00	4.00
4	18.00	- 6.00	4.00
5	23.00	7.00	4.00
6	11.00	7.00	4.00
7	13.00	7.00	4.00
8	13.00	7.00	4.00
9	14.00	7.00	4.00

Para o transporte do minério foram usadas máquinas TORO-350D, com capacidade para 3.8 m³. As máquinas só utilizam um ponto de carregamento e despejo. O limite de velocidade é imposto tanto pela capacidade da máquina quanto pelas condições de segurança. Nesse caso, a velocidade máxima em vias retas é de 4.0 m/s e em curvas abertas 3.0 m/s. Os parâmetros da distribuição de Weibull, "alfa", "beta" e "gama", para o tempo de carregamento são respectivamente 1.97, 24.70 e 6.50 e, para o tempo de despejo são 2.39, 10.40 e 14.0. O efeito da quantidade de blocos, na produtividade das

máquinas, é estabelecido, usando-se um fator de ajuste e o tempo de distribuição de carregamento por bloco. As Tabelas 4.2 e 4.3 mostram a produtividade média para uma e duas máquinas respectivamente. Para cada um dos valores médios obtidos foram feitas vinte simulações.

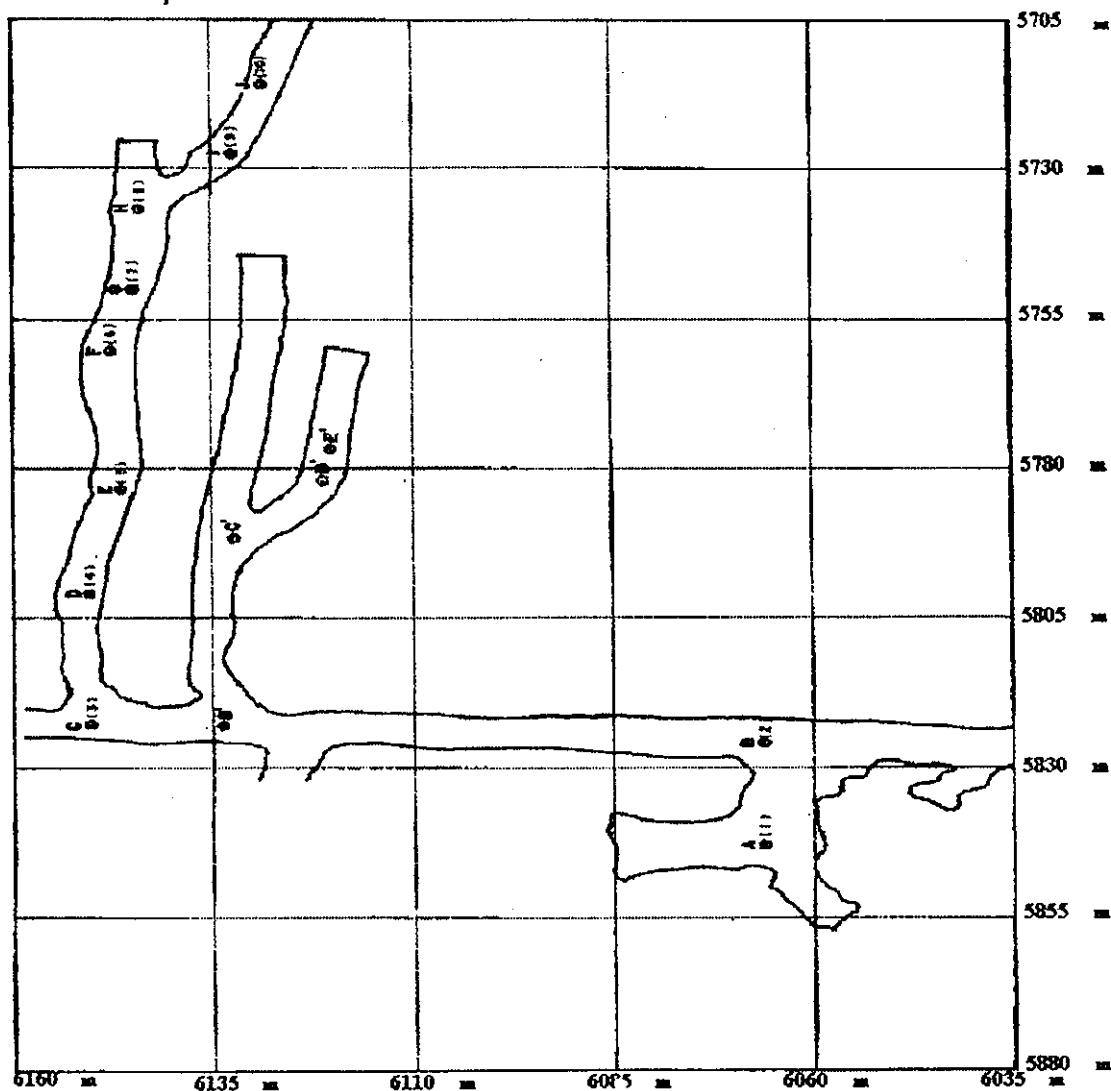


FIGURA 4.1 - Planta baixa da galeria de produção.

TABELA 4.2

Produtividade para uma LHD com disponibilidade, variando de 60% a 100% e percentual de blocos de 0% a 40%

(μ = produtividade média, σ = desvio padrão, NB = número de blocos)

DIST (m)	DISPONIBILIDADE (%)														
	60			70			80			90			100		
	μ	σ	NB	μ	σ	NB	μ	σ	NB	μ	σ	NB	μ	σ	NB
0% DE BLOCOS															
155	216	38	0	256	16	0	308	19	0	365	6	0	400	5	0
175	208	50	0	247	52	0	299	15	0	354	21	0	389	27	0
195	200	44	0	239	54	0	289	30	0	342	6	0	378	12	0
215	194	34	0	230	37	0	284	16	0	330	22	0	366	20	0
10% DE BLOCOS															
155	204	48	4	242	53	4	292	21	5	346	7	6	381	6	7
175	197	32	4	234	47	4	283	47	5	335	45	5	370	52	7
195	190	42	3	226	8	4	273	13	4	323	5	5	358	11	6
215	182	21	3	216	26	4	262	16	4	310	15	5	345	15	6
20% DE BLOCOS															
155	194	25	8	230	22	9	278	8	11	329	8	13	363	7	14
175	186	46	9	222	54	10	268	50	12	318	71	14	352	52	15
195	178	13	8	212	16	10	257	19	11	305	7	12	338	7	13
215	170	31	7	202	21	8	246	11	9	292	12	9	326	7	11
30% DE BLOCOS															
155	184	23	9	219	20	11	264	17	12	313	13	14	346	14	18
175	176	42	9	210	53	11	254	70	11	301	52	14	334	8	18
195	167	13	10	199	21	11	241	24	12	287	5	14	319	5	16
215	158	10	9	188	22	10	229	13	11	272	44	12	305	5	15
40% DE BLOCOS															
155	175	28	13	207	28	15	251	27	16	297	20	18	330	12	21
175	167	24	12	198	30	14	240	36	17	285	20	19	317	13	22
195	157	34	13	187	40	15	226	42	16	269	23	18	301	8	20
215	148	21	11	175	30	13	214	15	15	254	7	17	286	5	19

TABELA 4.3
Produtividade para duas LHD's com disponibilidade variando de 60% a 100% e
percentual de blocos de 0% a 40%

(μ = produtividade média, σ = desvio padrão, NB = número de blocos)

		DISPONIBILIDADE (%)														
		60			70			80			90			100		
DIST (m)	μ	σ	NB	μ	σ	NB	μ	σ	NB	μ	σ	NB	μ	σ	NB	
0% DE BLOCOS																
155	421	50	0	498	60	0	593	20	0	712	11	0	785	10	0	
175	403	55	0	478	70	0	570	22	0	681	16	0	756	15	0	
195	384	58	0	455	68	0	544	25	0	650	18	0	725	20	0	
215	363	30	0	431	50	0	516	30	0	616	18	0	690	20	0	
10% DE BLOCOS																
155	400	57	7	473	57	10	564	90	11	678	10	11	749	8	13	
175	381	50	9	451	60	10	539	80	11	644	12	12	718	10	13	
195	362	50	6	429	60	8	515	24	9	612	16	11	685	8	12	
215	340	25	7	405	40	9	484	12	10	579	12	11	650	7	10	
20% DE BLOCOS																
155	378	61	13	447	63	21	533	76	20	641	21	23	711	7	21	
175	358	54	13	424	49	15	508	12	18	607	12	20	678	11	21	
195	338	30	10	401	30	12	479	40	14	572	18	17	643	36	24	
215	315	35	14	374	40	16	449	50	17	537	40	18	605	40	23	
30% DE BLOCOS																
155	355	35	19	418	30	21	500	50	26	601	19	32	669	11	33	
175	334	44	18	396	70	22	474	72	25	566	52	31	635	58	35	
195	313	11	17	372	43	20	446	48	24	532	16	27	600	23	30	
215	290	55	15	346	60	20	417	43	23	498	26	26	563	17	30	
40% DE BLOCOS																
155	329	34	26	389	30	21	465	55	36	559	11	41	625	8	45	
175	309	60	22	363	60	26	438	60	32	524	43	36	590	9	39	
195	284	37	22	339	60	24	409	19	36	488	13	37	553	10	39	
215	263	18	23	315	40	25	378	30	36	452	20	36	514	14	38	

Conforme ilustrado nas Tabelas 4.2 e 4.3, verifica-se que a produtividade por LHD diminui com o aumento do percentual de blocos no ponto de carregamento para a mesma distância. As distâncias de transporte variam de 155 m a 215 m com incremento de 20 metros. Para o cálculo da produtividade foram usados cinco fatores de ajuste diferentes. Sendo 2.0 para 0% de blocos; 2.1 para 10%; 2.2 para 20%; 2.31 para 30% e 2.42 para 40%. Os respectivos valores para os fatores de ajuste foram determinados, a partir da relação entre os tempos de ciclos obtidos pelos cálculos determinísticos e os obtidos na mina. Os fatores de ajuste crescem proporcionalmente com o aumento do percentual de blocos no ponto de carregamento, isto deve-se ao fato de ser requerido maior tempo de ciclo em função da presença de blocos. Enquanto o tempo médio de carregamento, sem a presença de blocos tem duração média de 29 segundos, o tempo médio de carregamento por bloco foi de 75 segundos, conforme dados históricos obtidos na mina.

4.3 - PROBABILIDADE FIXA DE ENCONTRAR BLOCOS VARIANDO A DISTÂNCIA DE TRANSPORTE

As curvas das Figuras 4.2, 4.3, 4.4, 4.5 e 4.6 foram obtidas, a partir dos dados da Tabela 4.2 e representam os valores médios das produtividades em toneladas/turno, para uma LHD trabalhando no minério, com as distâncias de transporte, variando de 155 m a 215 m com incremento de 20 m e disponibilidades variando de 60% a 100%, com incremento de 10%. Os percentuais de blocos para cada uma das figuras são respectivamente 0%, 10%, 20%, 30% e 40%. Para todos os casos foi usado o mesmo ponto de despejo com diferentes pontos de carregamento, já que a distância de transporte é variável. O fator de ajuste e o tempo de distribuição por bloco permanecem os mesmos. Verifica-se que a produtividade para o mesmo percentual de blocos diminui com o aumento da distância de transporte e com a diminuição da disponibilidade do equipamento.

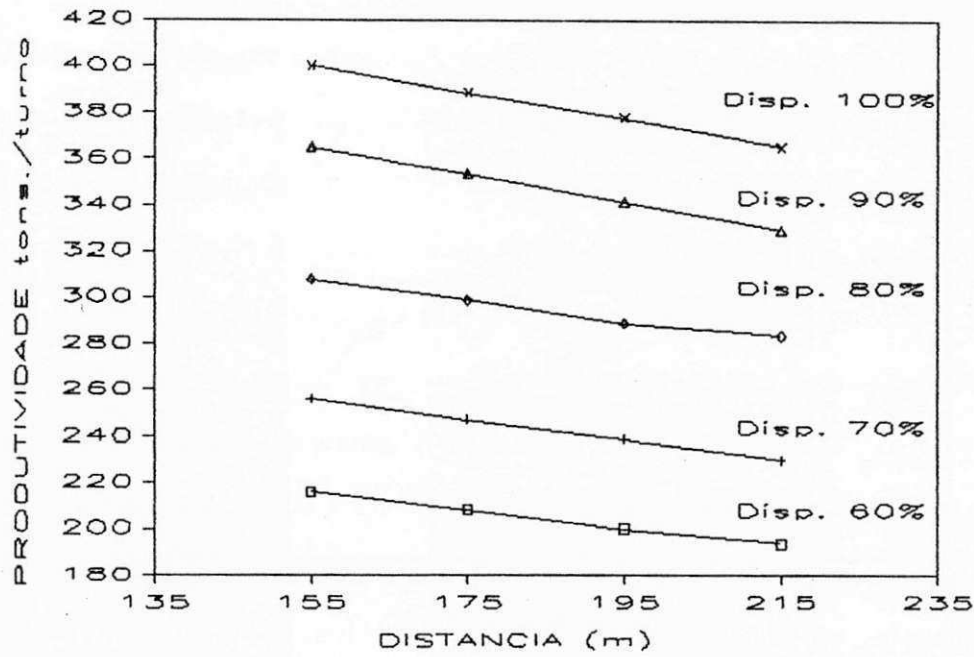


FIGURA 4.2 - Produtividade x distância de transporte, para uma LHD, com percentual de blocos igual a 0%.

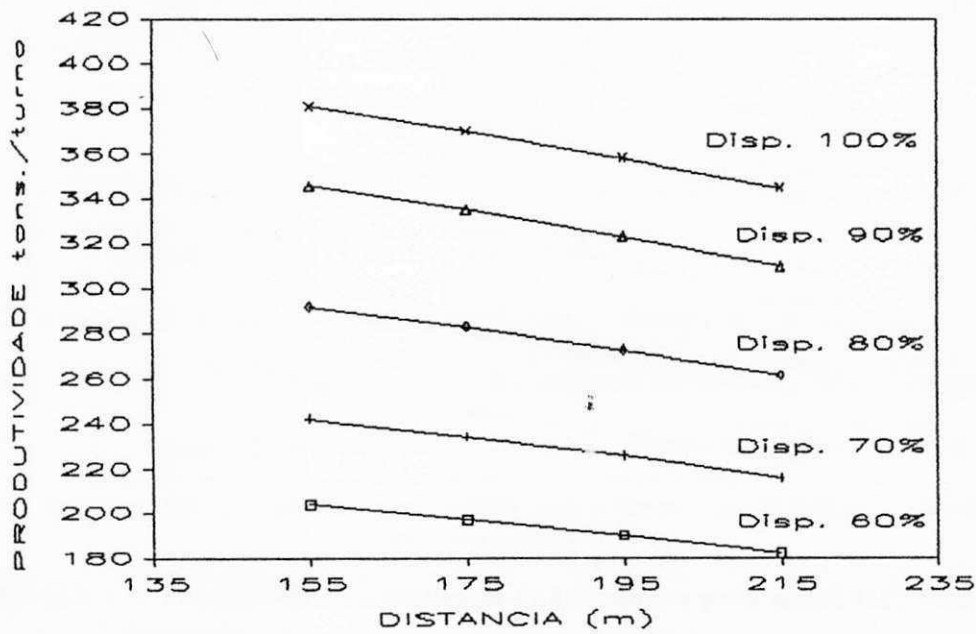


FIGURA 4.3 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 10%.

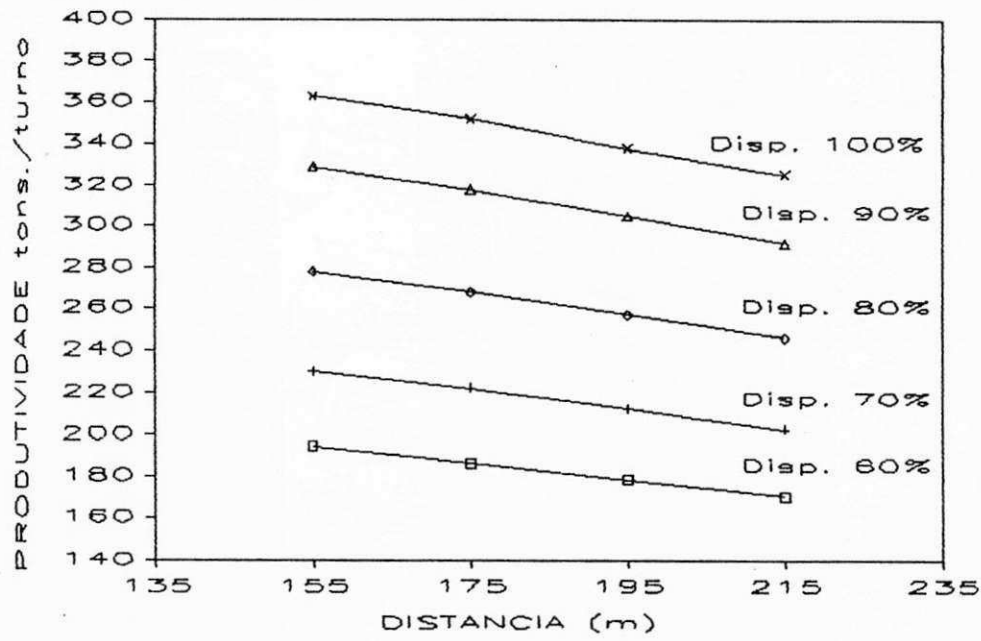


FIGURA 4.4 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 20%.

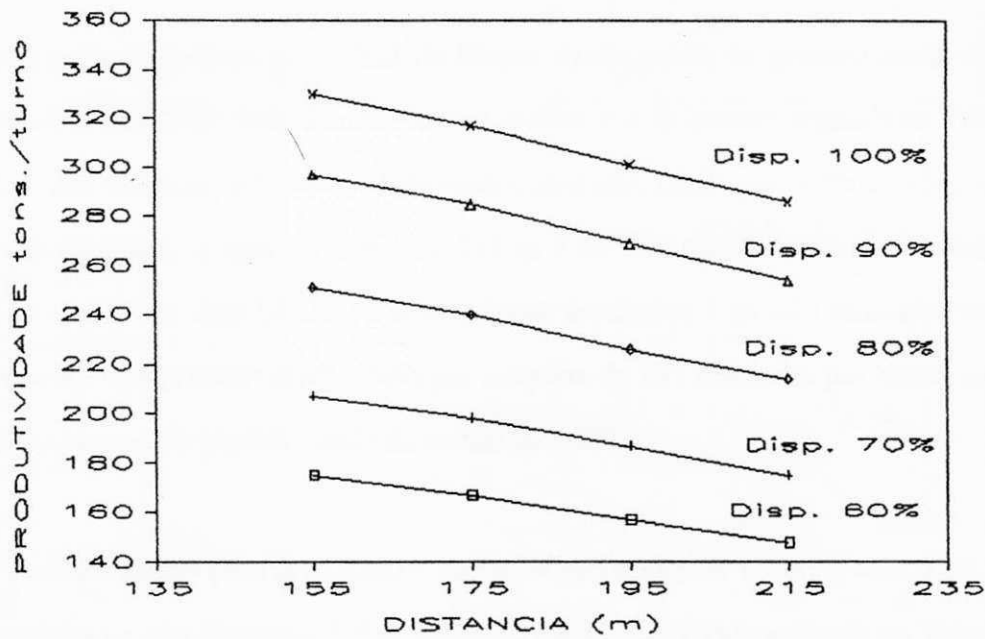


FIGURA 4.5- Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 30%.

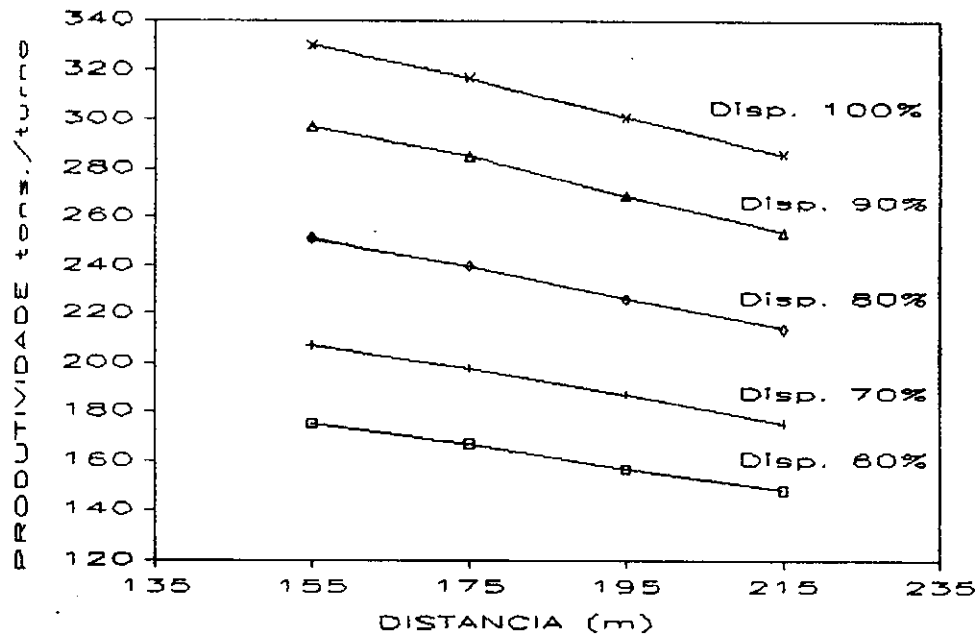


FIGURA 4.6 - Produtividade x distância de transporte para uma LHD, com percentual de blocos igual a 40%.

Ainda para um mesmo percentual de blocos existe perda de produtividade da primeira para a segunda LHD trabalhando em uma mesma via de acesso, segundo as Tabelas 4.2 e 4.3. Senão vejamos: a produtividade média para uma LHD com 10% de blocos no ponto de carregamento, a uma distância de 215 m é de 345 toneladas/turno. Enquanto que, a produtividade de duas LHD's para as mesmas condições é de 650 toneladas/turno, o que representa uma produtividade média por máquina de 325 toneladas por turno, significando um decréscimo de produtividade da ordem de 5.8%.

As produtividades para duas LHD's, nas mesmas condições consideradas para uma LHD, encontram-se nas Figuras 4.7, 4.8, 4.9, 4.10 e 4.11., conforme indicado na Tabela 4.3.

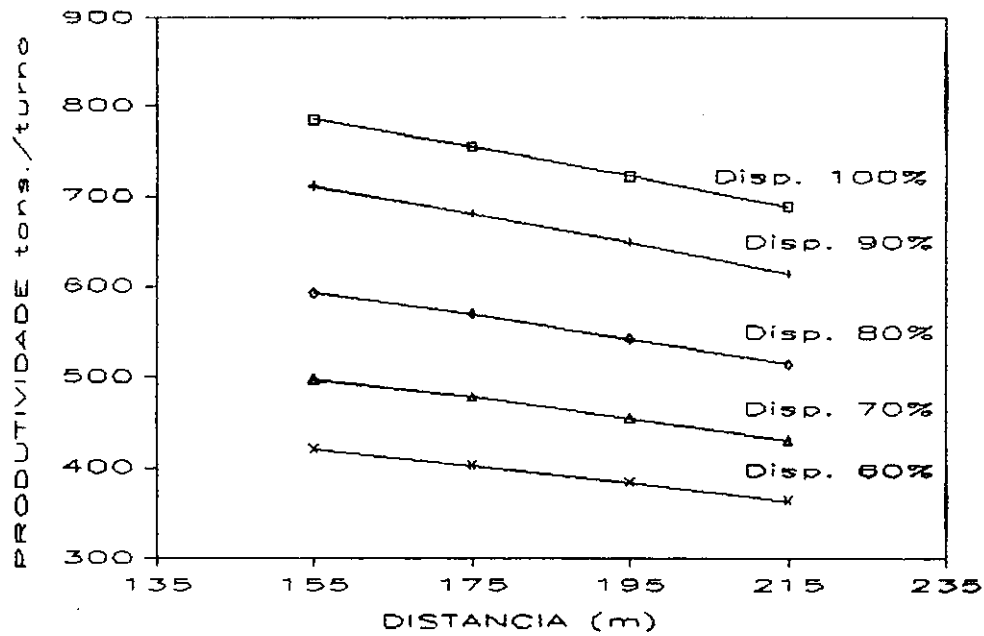


FIGURA 4.7 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 0%.

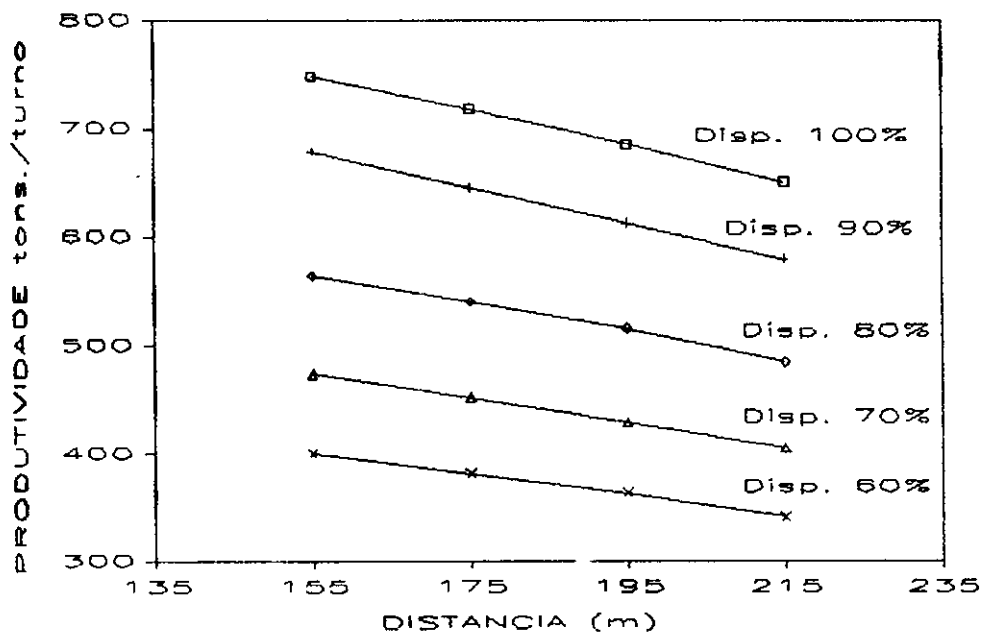


FIGURA 4.8 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 10%.

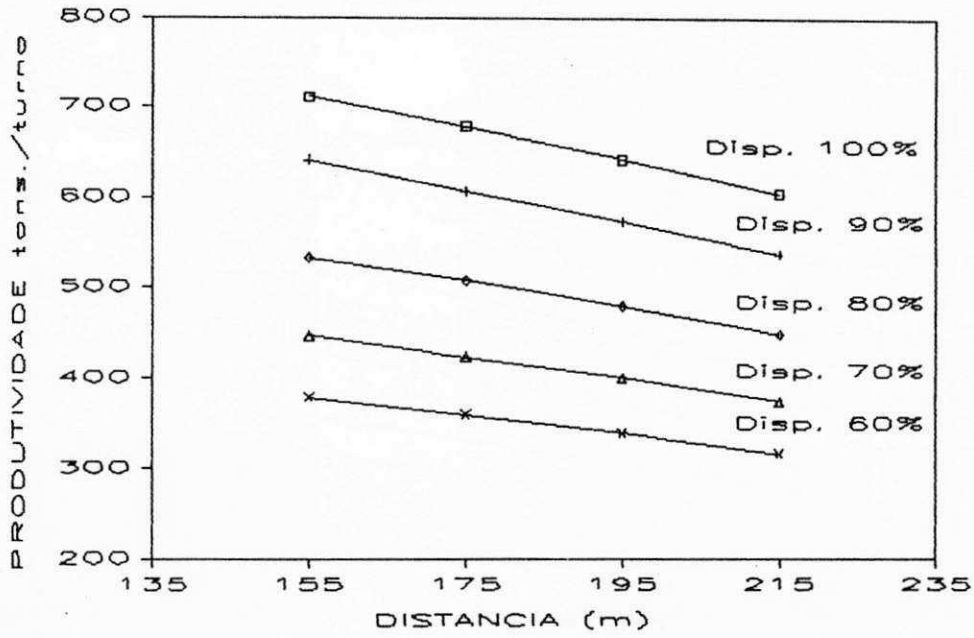


FIGURA 4.9 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 20%

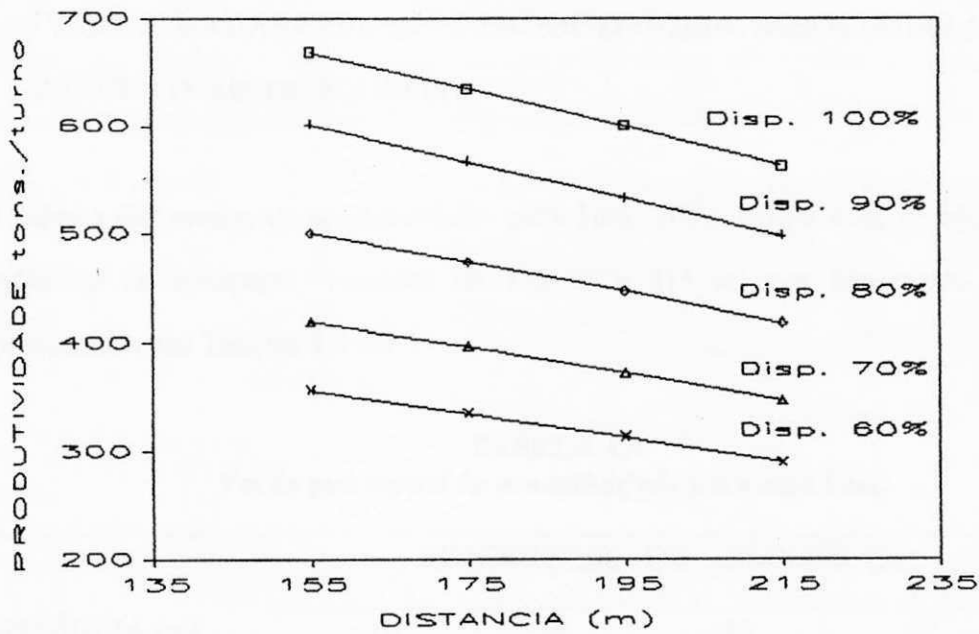


FIGURA 4.10 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 30%

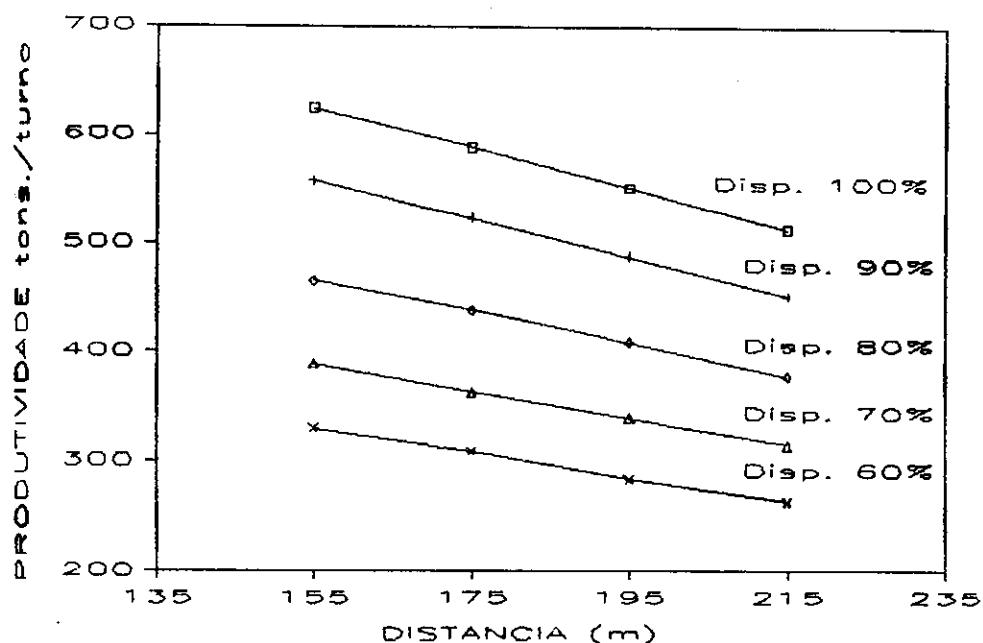


FIGURA 4.11 - Produtividade x distância de transporte para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 40%.

4.4 - VARIAÇÃO DAS PERDAS DE PRODUTIVIDADE ASSOCIADAS AOS PERCENTUAIS DE BLOCOS

O cálculo das perdas de produtividade para 10%, 20%, 30% e 40% de blocos com as distâncias de transporte, variando de 155 m a 215 m com incremento 20 m, são apresentados nas Tabelas 4.4 e 4.5

TABELA 4.4
Perda percentual de produtividade para uma LHD

DISTÂNCIA (m)	PERCENTUAL DE BLOCOS (%)			
	10	20	30	40
155	4.7	9.3	13.3	17.0
175	4.8	10.3	14.4	18.3
195	5.0	10.6	14.8	19.0
215	5.5	11.1	15.3	20.0

TABELA 4.5
Perda percentual de produtividade para duas LHD's

DISTÂNCIA (m)	PERCENTUAL DE BLOCOS (%)			
	10	20	30	40
155	5.4	9.7	15.3	21.1
175	5.9	10.6	16.7	23.1
195	6.1	11.6	17.4	25.6
215	6.7	12.5	18.4	26.7

As Tabelas 4.4 e 4.5, mostram que existe um incremento nas perdas à medida que aumenta o percentual de blocos, a distância de transporte e o número de máquinas por frente de serviço. Isto justifica-se pelo fato da produtividade diminuir com o aumento da distância, do percentual de blocos e da quantidade de LHD's para uma mesma via de acesso. É sabido que, quanto maior o número de máquinas por via, maiores serão os tempos de espera nos pontos de cruzamento dos equipamentos e nos pontos de carregamento e despejo. Portanto, para haver ganho de produtividade, deve-se evitar colocar mais de uma LHD por frente de serviço, já que o aumento incremental de produtividade não compensa.

CAPÍTULO 5

ANÁLISE DO EFEITO DA QUEBRA DA LHD NA PRODUTIVIDADE

5.1 - INVESTIGAÇÃO DO CASO

A quebra do equipamento é um dos fatores que tem influência significativa na produtividade e nos custos de produção da mina. Para minimizar o efeito da quebra deve ser adotado um sistema de manutenção preventivo e corretivo eficientes. Não há aqui a preocupação de se apresentar um estudo detalhado a respeito da quebra do equipamento, mas sim em mostrar como a simulação pode ser usada na sua análise. Quando ocorrer uma quebra duas possibilidades poderão ser consideradas no programa:

- 1) a LHD será removida para a área de manutenção e conserto ou,
- 2) a LHD será imediatamente consertada quando registrada uma pequena quebra.

No caso de uma quebra de grande duração a máquina poderá ser substituída por uma máquina reserva, caso esteja disponível. A máquina reserva pode ser de capacidade igual ou inferior a que estava executando a tarefa. Se de capacidade igual, permanecerá na frente de serviço mesmo após efetuado o conserto da máquina que estava em atividade; se de capacidade inferior será imediatamente substituída pela máquina que saiu da manutenção. Para qualquer unidade o tempo inativo devido à quebra é registrado. O tempo em que a máquina irá permanecer na área de manutenção depende do número de equipamentos que

estão para ser consertados. Conseqüentemente, se existe uma máquina disponível na reserva, uma longa quebra terá menos efeito na produtividade do que um grande número de pequenas quebras. Máquinas da marca TORO-350D são novamente simuladas, com disponibilidade mecânica, variando de 60 a 100% em intervalos de 10%. Os efeitos na produtividade com a variação da disponibilidade para uma e duas LHD's, trabalhando simultaneamente em uma mesma via de acesso, são investigados neste capítulo.

5.2 - PROCEDIMENTOS ADOTADOS PARA O ESTUDO DA DISPONIBILIDADE

Os resultados obtidos considerados para cada um dos casos estudados e seus valores correspondentes à média e desvio padrão foram então determinados. Como a variável estudada é a disponibilidade e, dependendo do tempo de paralização do equipamento que pode se estender por mais de um turno e, considerando-se ainda, que este tempo é gerado a partir de uma distribuição exponencial, as seguintes indagações devem ser feitas: se apenas 20 turnos são simulados e uma quebra ocorrer no último turno, o efeito desta será despercebido, visto que a produtividade irá assumir um valor significativamente maior, o que não ocorreria se houvessem sido simulados um maior número de turnos. Para se ter resultados mais realistas maior número de simulações deverá ser efetuado, de forma que uma quebra no último turno não afete significativamente o valor da produtividade média.

A disponibilidade é definida como sendo o fator responsável pela presença do equipamento na frente de produção durante o período de duração do turno. Por sua vez, a disponibilidade está diretamente ligada a outros fatores tais como , quebra, necessidade de

efetuar outros serviços etc.. No caso específico da LHD a produtividade está diretamente relacionada à disponibilidade, já que a máquina somente será alocada para transportar material de distância considerada econômica para sua capacidade (Stevens e Acuna, 1982). A Tabela 5.1 lista as diversas capacidades de LHD, associadas à distância de transporte. Para quaisquer valores acima dos especificados na tabela é aconselhável a utilização de caminhões.

TABELA 5.1

Distância de transporte x capacidade da LHD

C A P A C I D A D E			D I S T Â N C I A D E T R A N S P O R T E	
			Em produção	Em desenvolv.
m ³	jd ³	tons	m	m
0.8	1.00	1.4	75	150
1.5	2.00	2.7	150	300
2.7	3.50	4.8	300	600
3.8	5.00	6.8	500	1000
6.1	8.00	10.9	800	1500
9.9	13.00	17.7	1200	2000

FONTE: STEVENS e ACUNA, 1982, p.1181.

Para efeito do cálculo da disponibilidade o critério usado neste trabalho foi o seguinte: considera-se que cada turno tem seis horas de duração e os valores dos tempos para entrada de dados no programa para início e final de turno foram estabelecidos conforme o

indicado na Tabela 5.2. Tendo ainda sido considerado um intervalo de 30 minutos para a troca de turnos.

TABELA 5.2
Valores dos tempos de início e final de turno para uma disponibilidade entre 60% e 100%

DISPONIBILIDADE (%)	TEMPO DE INÍCIO DO TURNO (min)	TEMPO FINAL DO TURNO (min)
60	0.00	220.0
70	0.00	252.0
80	0.00	290.0
90	0.00	320.0
100	0.00	360.0

5.3 - EFEITO DA DISPONIBILIDADE NA PRODUTIVIDADE DA LHD

A disponibilidade mecânica do equipamento tem efeito significativo nos resultados da produtividade. Analisando os valores obtidos, verifica-se que a produtividade para 60% de disponibilidade é aproximadamente 50% menor do que para 100%. Como visto, o percentual de perda da produtividade não é exatamente igual à diminuição do percentual de disponibilidade. Isto deve-se ao fato de o maior número de quebras ser registrado para os menores percentuais de disponibilidade, principalmente no intervalo entre 60% e 70%. No intervalo entre 80% e 100% praticamente não ocorrem quebras. Desse modo, observa-se que a existência de uma unidade disponível na reserva, somente será justificada para a substituição de uma LHD, cuja disponibilidade mínima seja 80%. Considerando que nenhuma produção será obtida com a paralisação da máquina em operação, a finalidade da

unidade reserva é a de evitar que a produção seja paralisada. Mesmo assim, a unidade reserva não será adquirida sem que antes seja feita uma análise comparativa dos custos, envolvendo a aquisição e o incremento na produtividade. Para disponibilidade menor que 80% não se justifica uma máquina disponível na reserva para substituir a que se encontra em operação, pois a hipótese inicial é que a unidade reserva, tem a mesma disponibilidade que aquela em operação. Na realidade, a aquisição de uma unidade reserva somente será justificada, caso o incremento na produtividade proporcionado pela máquina reserva, compense o custo de aquisição. As Figuras de 5.1 a 5.5 representam as respectivas produtividades para uma LHD, enquanto que as Figuras de 5.6 a 5.10 para duas LHD's. Em ambos os casos, as máquinas trabalham em uma mesma via de acesso, com os percentuais de bloco, variando de 0% a 40% e a disponibilidade de 60% a 100%.

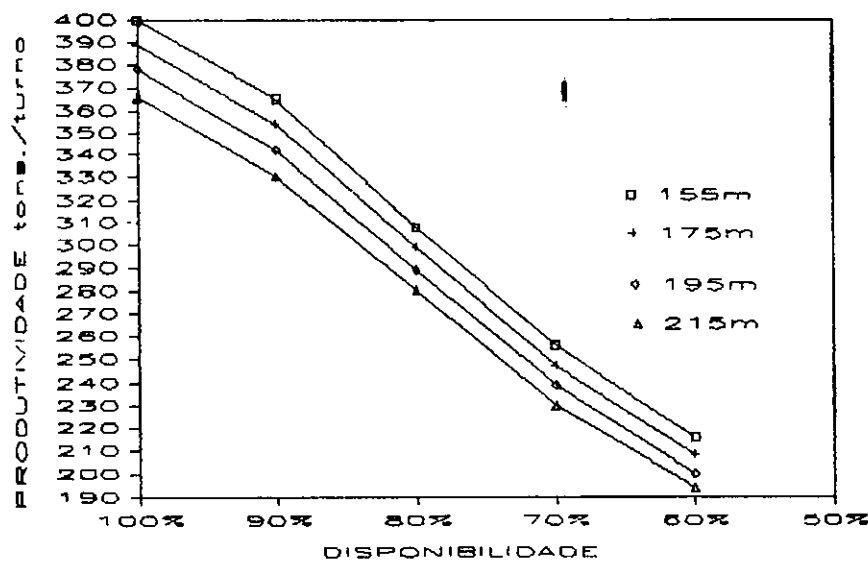


FIGURA 5.1 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com percentual de blocos igual a 0%.

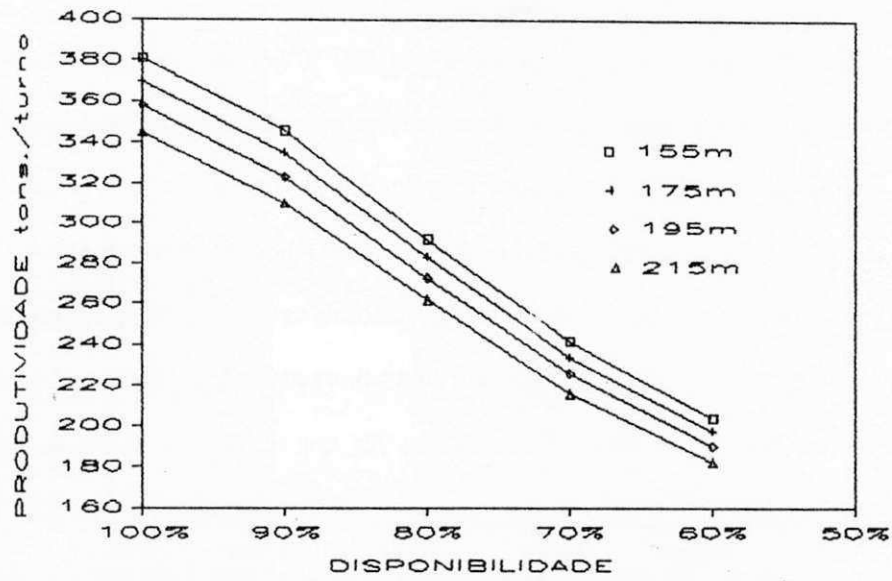


FIGURA 5.2 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com percentual de blocos igual a 10%.

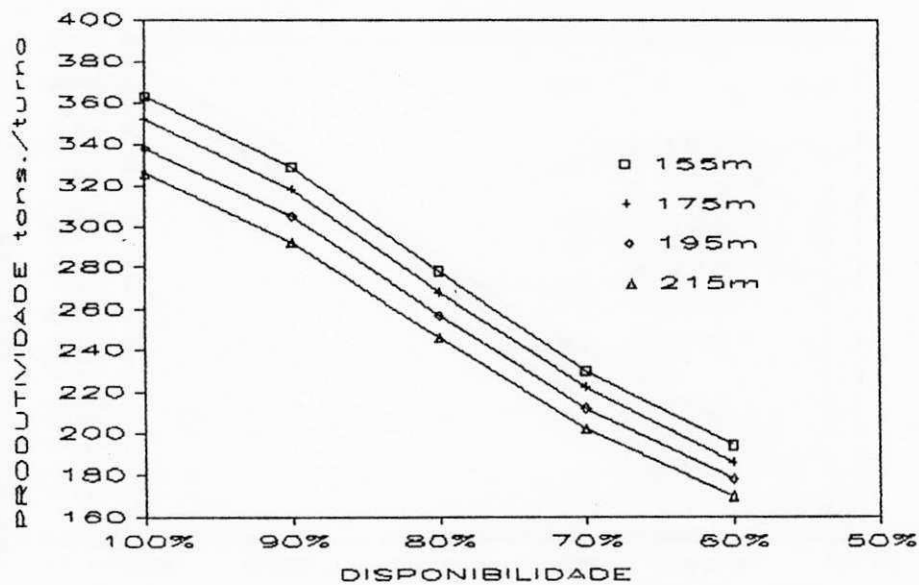


FIGURA 5.3 - Productividade x disponibilidade para uma LHD, com percentual de blocos igual a 20%.

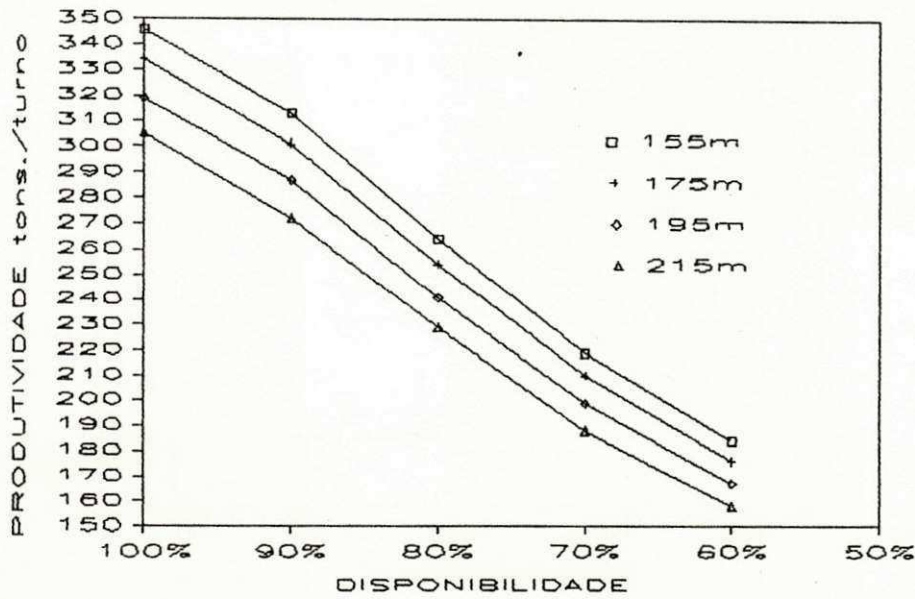


FIGURA 5.4 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com percentual de blocos igual a 30%.

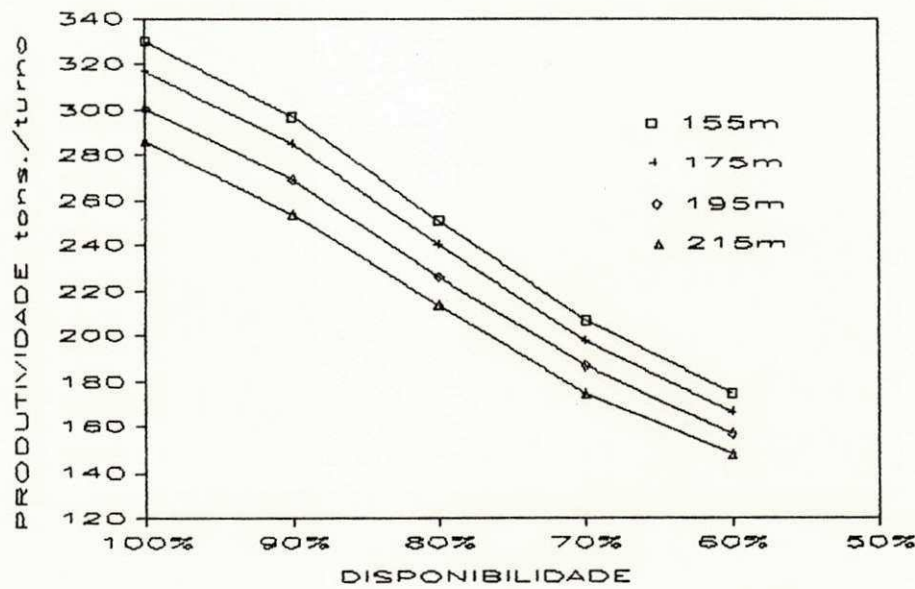


FIGURA 5.5 - Produtividade x disponibilidade para uma LHD, com percentual de blocos igual a 40%.

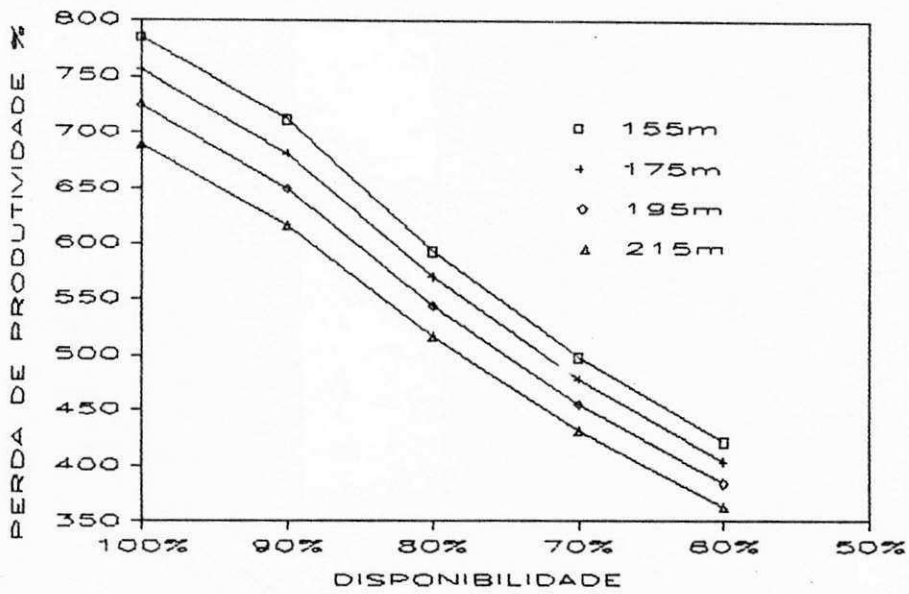


FIGURA 5.6 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 0%.

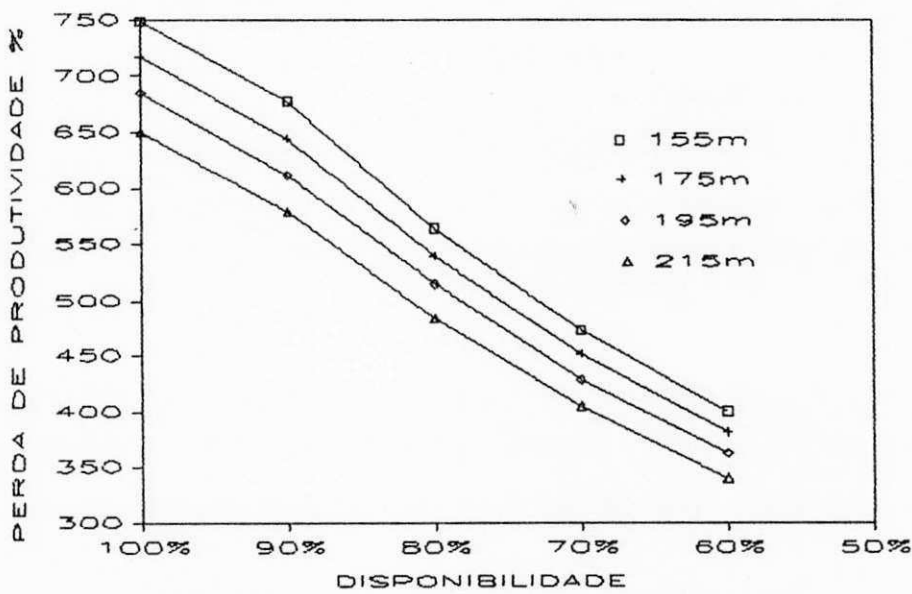


FIGURA 5.7 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 10%.

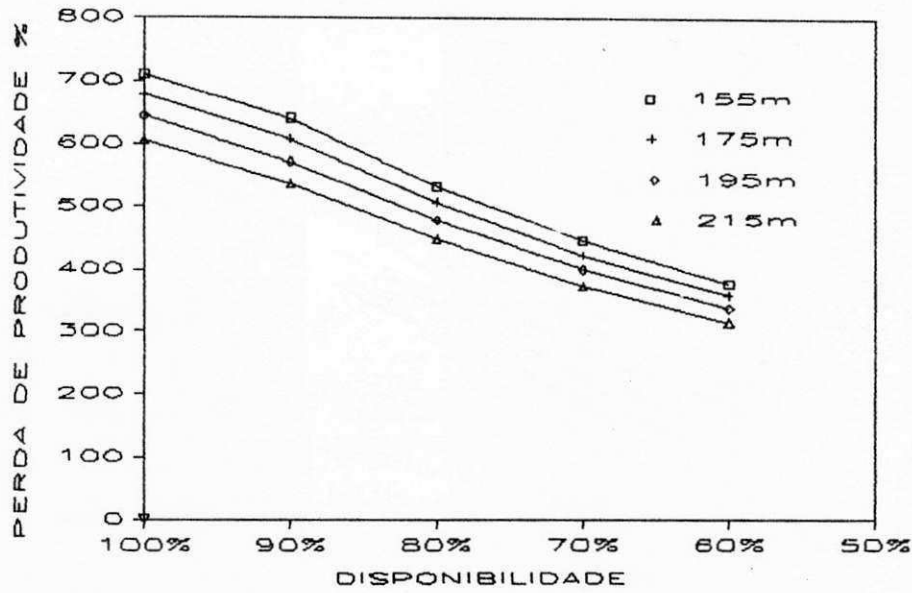


FIGURA 5.8 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 20%.

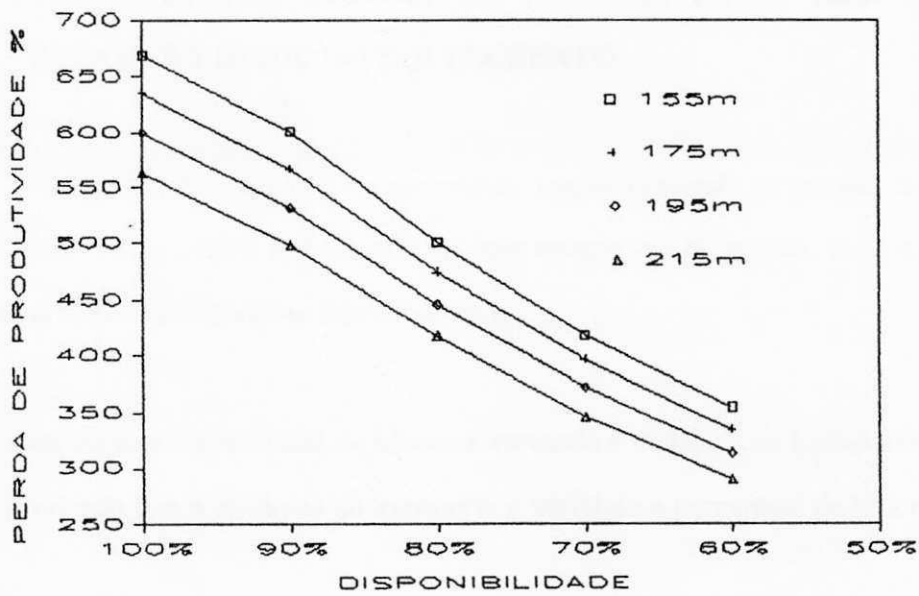


FIGURA 5.9 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 30%.

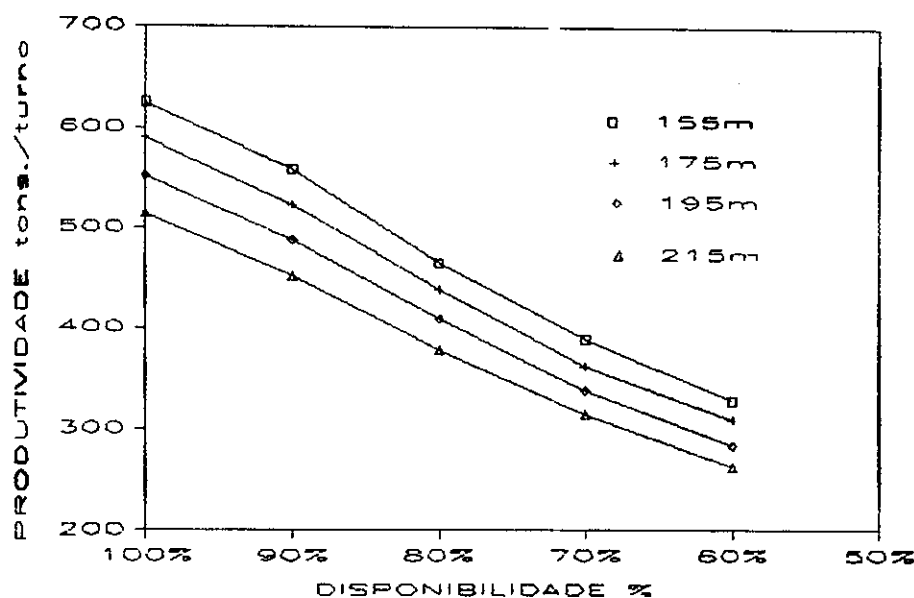


FIGURA 5.10 - Produtividade x disponibilidade para duas LHD's, com percentual de blocos igual a 40%.

5.4 - VARIACÃO DAS PERDAS DE PRODUTIVIDADE ASSOCIADAS A DISPONIBILIDADE DO EQUIPAMENTO

As Tabelas 5.2, 5.3, 5.4 e 5.5 representam respectivamente as perdas de produtividade para uma e duas LHD's trabalhando em uma mesma via de acesso. Para a construção das tabelas foram consideradas duas hipóteses:

- 1) mantido fixo o percentual de blocos e variando a distância de transporte ou,
- 2) mantendo fixa a distância de transporte e variando o percentual de blocos.

TABELA 5.3

Perda de produtividade para uma LHD, com a distância de transporte igual a 215 m e o percentual de blocos variando de 0% a 40%

PERCENTUAL DE BLOCOS	DISPONIBILIDADE (%)			
	90	80	70	60
0	9.83	21.31	37.16	46.99
10	10.14	24.05	37.39	47.25
20	10.42	24.53	38.03	47.65
30	10.81	24.91	38.36	48.19
40	11.18	25.17	38.81	48.30

TABELA 5.4

Perda de produtividade para uma LHD, com o percentual de blocos igual a 10% e a distância de transporte variando de 155 m a 215 m

DISTÂNCIA (m)	DISPONIBILIDADE (%)			
	90	80	70	60
155	9.19	23.36	36.48	46.46
175	9.46	23.51	36.76	46.76
195	9.78	23.74	36.87	46.93
215	10.14	24.06	37.39	47.25

TABELA 5.5

Perdas de produtividade para duas LHD's, com a distância de transporte igual a 215 m e o percentual de blocos variando de 0% a 40%

PERCENTUAL DE BLOCOS	DISPONIBILIDADE (%)			
	90	80	70	60
0	10.72	25.21	37.36	47.39
10	10.92	25.38	37.69	47.69
20	11.23	25.78	38.18	47.93
30	11.54	25.93	38.54	48.49
40	11.75	26.03	38.69	48.64

TABELA 5.6

Perda de produtividade para duas LHD's, com o percentual de blocos igual a 10% e a distância de transporte variando de 155 m a 215 m

DISTÂNCIA (m)	DISPONIBILIDADE (%)			
	90	80	70	60
155	9.48	24.70	36.85	46.60
175	10.31	24.93	37.19	46.94
195	10.66	25.12	37.37	47.15
215	10.92	25.54	37.69	47.69

Observando os valores das perdas de produtividade apresentadas nas tabelas para os dois casos considerados, pode-se afirmar que a disponibilidade é o fator de maior influência na produtividade do equipamento. Comparando-se os resultados obtidos para condições idênticas, sendo consideradas como variáveis a distância e o percentual de blocos, verifica-se que as perdas são significativamente menores do que às atribuídas à disponibilidade. Enquanto para cada 10% de variação na disponibilidade o incremento nas perdas de produtividade é de aproximadamente 12 pontos percentuais, para a mesma variação no percentual de blocos, o incremento nas perdas de produtividade é de aproximadamente 5 pontos percentuais e, para o caso da distância é de apenas 0.5 ponto percentual. Portanto, a presença contínua de equipamentos nas frentes de produção tem importância fundamental nas metas a serem atingidas.

CAPÍTULO 6

CONCLUSÕES E COMENTÁRIOS

Como mencionado anteriormente, a simulação é uma ferramenta de grande utilidade para analisar a influência dos fatores que interferem diretamente no desempenho dos equipamentos de mineração. Com o objetivo de avaliar a produtividade das LHD's que operam nas galerias de produção da Mineração Vale do Jacurici, mina Ipueira, utilizou-se o programa de simulação descrito no Capítulo 3. Neste programa são considerados vários fatores que têm importância significativa nos resultados da produtividade do sistema de transporte da mina, tais como: alocação dinâmica adequada, evitando esperas no transporte, carregamento e despejo; quebra; disponibilidade das máquinas em operação e reserva; presença de blocos no ponto de carregamento etc. Todos estes fatores foram mencionados nos capítulos anteriores, tendo sido dada a atenção especial para a presença de blocos no ponto de carregamento e a disponibilidade dos equipamentos, conforme apresentado nos capítulos 4 e 5 respectivamente.

A alocação dinâmica dos equipamentos no caso específico das LHD's, depende fundamentalmente de dois fatores: número de máquinas por galeria de produção e distância de transporte versus capacidade da LHD.

Para o primeiro fator foram estudados dois casos: uma e duas máquinas trabalhando simultaneamente na mesma galeria de produção. Para uma LHD com capacidade de $3,8 \text{ m}^3$, trabalhando em uma galeria com 215 m de comprimento, a produtividade média obtida foi igual a 345 toneladas/turno, enquanto que, para duas LHD's a produtividade foi igual a 650 toneladas/turno. Isso representa uma produtividade média por unidade de $325 \text{ toneladas/turno}$. O incremento de produtividade diminui à medida em que se aumenta o número de máquinas, já que haverá interferência das máquinas, resultando em esperas no carregamento, transporte e despejo.

Para o segundo fator, a distância máxima recomendada para uma LHD de $3,8 \text{ m}^3$, operando no sistema de produção é igual a 500 metros. Como no caso estudado a distância máxima foi inferior ao limite estabelecido, não foram feitas maiores considerações. A mesma LHD, quando operando na fase de desenvolvimento, a distância econômica máxima recomendada passa a ser de 800 metros.

Portanto, os fatores relacionados com a alocação dinâmica dependem de um bom planejamento de curto prazo da mina, pois, um desenvolvimento adequado possibilitará maior número de frentes disponíveis em lavra, evitando-se a alocação de mais de uma máquina por frente de produção, além de tornar compatível as distâncias de transporte.

Para a análise do efeito da presença de blocos no carregamento, foi inicialmente determinado um tempo médio de carregamento por bloco, obtido a partir do estudo dos tempos na mina. Posteriormente, foi calculado um fator de ajuste para cada um dos

percentuais de blocos estudados. Os percentuais testados por frente de carregamento foram 0%, 10%, 20%, 30% e 40%. A razão de se adotar mais de um fator de ajuste, em vez de se utilizar um fator médio é justificada pelo fato dos diversos percentuais de blocos estimados conduzirem a diferentes números de ciclos. Como consequência, ter-se-á um decréscimo na produtividade à medida em que aumenta o percentual de blocos, conforme descrito no Capítulo 4. Isto é explicado pelo fato de os tempos de carregamento e despejo dos blocos serem maiores.

Na análise da disponibilidade do equipamento foi considerado apenas o tempo de permanência da máquina em operação no serviço para a qual foi designada, isto é, uma mesma máquina pode ser alocada para outro serviço durante o mesmo turno de operação. A disponibilidade é função do número de serviços alocados para a máquina e da possibilidade de quebra durante o turno.

Quanto ao número de serviços, uma máquina estará 100% disponível quando lhe for atribuída apenas uma tarefa por turno, caso contrário, a disponibilidade será determinada pelo número de horas que permaneça na execução da tarefa. Para um turno com duração de 360 minutos, supondo que 220 minutos seja destinado à realização de um serviço e 140 minutos para outro qualquer, as respectivas disponibilidades por serviço são 60% e 40%. Com relação à quebra, a máquina estará 100 % disponível quando não ocorrer nenhuma quebra durante o turno.

O efeito dos dois fatores poderá ser minimizado de duas formas: alocando apenas uma tarefa para cada máquina durante o turno e, implantando um sistema de manutenção preventiva e corretiva. Uma política direcionada neste sentido deve ser adotada, pois, a disponibilidade é o fator que tem maior influência na produtividade da LHD, haja vista os resultados apresentados.

Portanto, todo e qualquer esforço com o objetivo de se conseguir a disponibilidade máxima será indispensável. Isto, obviamente, conduz à realização da lavra com custo mínimo. Mesmo o transporte não sendo o item de maior custo na lavra subterrânea, as justificativas de se ter um sistema de transporte eficiente, prende-se ao fato deste ser o principal responsável pela obtenção dos objetivos projetados no cronograma de produção da mina.

Para o caso específico da mina onde foi realizado um estudo de tempos com a finalidade de se avaliar a produtividade média dos equipamentos, os resultados obtidos com a simulação, levando em consideração todas as variáveis, foram 5% maiores do que aqueles encontrados na operação do sistema real. Maior eficiência poderia ser conseguida caso as galerias de produção fossem projetadas com maiores dimensões, evitando-se curvas de pequeno raio. Isto possibilitaria maior velocidade média durante o transporte. Porém, para satisfazer esses objetivos deveria antes ser feito um estudo da relação custo/benefício com respeito a esta mudança.

CAPÍTULO 7

SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

A simulação tem sido combinada com os métodos analíticos com atenção voltada para a obtenção de uma maior velocidade de processamento dos modelos matemáticos, incorporando ainda, a flexibilidade e a natureza probabilística da simulação (Wilke, 1971). Modelos desta natureza são extremamente importantes, onde, em "tempo real", decisões são tomadas com base no resultado da simulação, conduzindo a interessantes estudos para o futuro (Weyher e Subolesky, 1979).

Desse modo, algumas sugestões são apresentadas:

- 1) Introduzir no programa de simulação a distância máxima econômica de transporte em função da capacidade da LHD;
- 2) Introduzir no programa de simulação o custo de desmonte, de forma que o efeito do bloco no ponto de carregamento seja analisado não apenas com relação à perda de produtividade mas também a sua influência nos custos de produção;
- 3) Fazer uma análise comparativa entre o custo da LHD e do caminhão para estabelecer a distância de transporte mais econômica para estes equipamentos;

4) Fazer uma análise da relação custo/benefício obtido pelo aumento nas dimensões das vias de acesso, verificando se o ganho de produtividade compensa o acréscimo no custo de desenvolvimento.

ANEXO 1

Tempos de Carregamento e Despejo - Dados obtidos durante o estudo dos tempos na mina

TEMPO DE CARREGAMENTO		TEMPO DE DESPEJO	
	(seg)		(seg)
76.00	15.00	24.00	20.00
30.00	28.00	27.00	20.00
39.00	15.00	25.00	24.00
27.00	19.00	28.00	22.00
29.00		31.00	24.00
28.00		32.00	25.00
41.00		28.00	19.00
38.00		22.00	
33.00		22.00	
26.00		25.00	
32.00		21.00	
28.00		23.00	
24.00		23.00	
27.00		21.00	
25.00		18.00	
22.00		43.00	
31.00		43.00	
32.00		43.00	
28.00		18.00	
22.00		20.00	
22.00		21.00	
25.00		16.00	
21.00		20.00	
23.00		19.00	
23.00		24.00	
21.00		24.00	
18.00		22.00	
43.00		25.00	
43.00		26.00	
41.00		23.00	
18.00		21.00	
34.00		24.00	
34.00		20.00	

Entrada e Saída dos Dados do Programa de Simulação (uma LHD.)

 SIMULANDO MAQUINA TC 350-D

DADOS GERAIS DE ENTRADA

 SIMULANDO 1 TURNO(S) USANDO A SEMENTE:
 TEMPO MEDIO DE INICIO E FINAL DE TURNO: 0. E 360.0
 TEMPOS DE INICIO E FINAL DO ALMOCO: 180.0 E 210.0
 TEMPO DE SIMULACAO E INCREMENTO USADO: 360.0 E .20
 FATOR DE AJUSTE: 2.10
 TEMPO DE CARREG. DO BLOCO E COEF. DE VARIANCA: 1.4 E .30

DADOS DA FROTA

 TIPO #MAQ. DISP. MEDSERV. CAP. ESTERIL. CAP. MINERIO
 1 1 1.00 4.8 5.00 6.20

PARAMETROS DE WEIBULL (CARREGAMENTO DESPEJO)

 TIPO AL BL GL AD BD GD
 1 1.97 24.70 6.50 2.30 10.40 14.00

DADOS DO SERVICO

 SERV# TIPO EQUIP SUBST FRENTE TONS CARREG DESP %BLOCOS
 1 MINERIO 1 1 1000.00 1 1 .10

DADOS DA VIA DE ACESSO

```
*****
SEG#  COMP  RES.ROL  RES.RMP  Vent  Vfim  Vmax  1/2VIA(S)
1      17.0   4.00     .00     .0    3.0   4.0   1.0
2      84.0   4.00    -6.00    3.0   3.0   4.0   1.0
3      22.0   4.00    -6.00    3.0   3.0   4.0   1.0
4      18.0   4.00    -6.00    3.0   3.0   4.0   1.0
5      23.0   4.00     7.00    3.0   3.0   4.0   1.0
6      11.0   4.00     7.00    3.0   3.0   4.0   1.0
7      13.0   4.00     7.00    3.0   3.0   4.0   1.0
8      13.0   4.00     7.00    3.0   3.0   4.0   1.0
9      14.0   4.00     7.00    3.0   .0    4.0   1.0
*****
```

DESIGNACAO INICIAL

```
*****
MAQUINA#  SERVICIO  VIA DE ACESSO
1          1      1-2-3-4-5-6-7-8-9-
*****
NUMERO DO TURNO: 1
```

RESULTADOS DA MAQUINA

```
*****
MAQ# TIPO TONCARR(E/M) TOPER QUEBRA ESPERA ESPTR ESPCAR  ESPDES
1    1    0.    347.    326.6    .0    .0    .0    .0    .0
*****
```

SUMARIO DOS TIPOS DE EQUIPAMENTOS

```
*****
TIPO VEICULO OPER/TURNO TEMP ESPERA TOT QUEBRA %DISP NQUEB
1  TORO 350-D  327.          0.          0.          1.00    0
*****
```

RESULTADOS DO SERVICO

```
*****
SERVICO# TIPO SERVICO TONPRODUZIDA TONDEIXADA NBLOCOS
1 MINERIO 347.2 652.8 7
*****
```

RELATORIO DE QUEBRAS

```
*****
NAO HOUVE QUEBRAS NESTE TURNO
*****
```

TOTAIS DO TURNO

```
*****
PRODUCAO TOTAL DE MINERIO E ESTERIL (TONS): 347. E 0.
NUMERO TOTAL DE BLOCOS ENCONTRADOS: 7
*****
```

ANEXO 3

Entrada e Saída dos Dados do Programa de Simulação (duas LHD's)

SIMULANDO TORO 350-D

DADOS GERAIS DE ENTRADA

SIMULANDO 1 TURNO(S) USANDO A SEMENTE:			.8910
TEMPO MÉDIO DE INICIO E FINAL DO TURNO:		.0 E	360.0
TEMPOS DE INICIO E FINAL DO ALMOCO:	180.0	E	210.0
TEMPO DE SIMULACAO E INCREMENTO USADO:	360.0	E	.20
FATOR DE AJUSTE:			2.10
TEMPO DE CARREG. DO BLOCO E COEF. DE VARIANCA:	1.4	E	.30

DADOS DA FROTA

TIPO	#MAQ	DISP.	MEDSERV.	CAP.ESTERIL	CAP.MINERIO
1	2	1.00	4.8	5.00	6.20

PARAMETROS DE WEIBULL (CARREGAMENTO E DESPEJO)

TIPO	AL	BL	GL	AD	BD	GD
1	1.97	24.70	6.50	2.30	10.40	14.00

DADOS DO SERVICO

SERV#	TIPO	EQUIP	SUBST	FRENTE	TONS	CARREG	DESP	%BLOCOS
1	MINERIO	1	2	1	1000.00	1	1	.10

DADOS DA VIA DE ACESSO

```
*****
```

SEG#	COMP	RES.ROL	RES.RMP	Vent	Vfim	Vmax	1/2 VIA(S)
1	17.0	4.00	.00	.0	3.0	4.0	1.0
2	84.0	4.00	-6.00	3.0	3.0	4.0	1.0
3	22.0	4.00	-6.00	3.0	3.0	4.0	1.0
4	18.0	4.00	-6.00	3.0	3.0	4.0	1.0
5	23.0	4.00	7.00	3.0	3.0	4.0	1.0
6	11.0	4.00	7.00	3.0	3.0	4.0	1.0
7	13.0	4.00	7.00	3.0	3.0	4.0	1.0
8	13.0	4.00	7.00	3.0	3.0	4.0	1.0
9	14.0	4.00	7.00	3.0	.0	4.0	1.0

```
*****
```

DESIGNACAO INICIAL

```
*****
```

MAQUINA	SERVICO#	VIA DE ACESSO
1	1	1- 2- 3- 4- 5- 6- 7- 8- 9-
2	1	1- 2- 3- 4- 5- 6- 7- 8- 9-

```
*****
```

NUMERO DO TURNO: 1

RESULTADOS DA MAQUINA

```
*****
```

MAQ#	TIPO	TONCARR(E/M)	TOPER	QUEBRA	ESPERA	ESPTR	ESPCAR	ESPDES
1	1	0.	329.	326.6	.0	.0	12.8	.0
2	1	0.	316.	326.6	.0	.0	14.4	1.8

```
*****
```

SUMARIO DOS TIPOS DE EQUIPAMENTOS

```
*****
```

TIPO	VEICULO	OPER/TURNO	TEMP ESPERA	TOT QUEBRA	%DISP	NQUEB
1	TORO 350-D	653.	0.	0.	1.00	0

```
*****
```

RESULTADOS DO SERVICO

```
*****
SERVICO# TIPOSERVICO TONPRODUZIDA TONDEIXADA NBLOCOS
      1      MINERIO      644.8      355.2      12
*****
```

RELATORIO DE QUEBRAS

```
*****
```

NAO HOUVE QUEBRAS NESTE TURNO

```
*****
```

TOTAIS DO TURNO

```
*****
```

```
PRODUCAO TOTAL DE MINERIO E ESTERIL (TONS):  645. E 0.
NUMERO TOTAL DE BLOCOS ENCONTRADOS:          12
```

```
*****
```

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ANDERS, G., **Introduction of the Autoloader at Mattagami Lake Mines'**, CIM Bulletin, November, 1965, pp 1198-1201.
- BARBARO, R.W. and ROSENSHINE, M., **'Evaluating the Productivity of a Shovel-Truck Materials Haulage System'**, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1986.
- BARNES, R.J., KING, M.S. and JOHNSON, T.B., **'Probability Techniques for Analyzing Open Pit Production Systems'**, 16th APCOM - Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, AIME, New York, 1979, pp. 462- 476.
- BONATES, E.J.L. , **Analysis of Truck/Shovel Dispatching Policies Using Computer Simulation**, Dept. of Mining and Metallurgical Eng., McGill University, M.Sc. Thesis, Montreal, Canadá, 1986.
- BONATES, E.J.L., **The Development of Assignment Procedures for Semi-Automated Truck/Shovel Dispatching Systems**, Dept. of Mining and Metallurgical Eng., McGill University, Ph.D. Thesis, Montreal, Canadá, 1992.

CHASE, R.B. and AQUILANO, N.J., **'Production and Operations Management'**, 3rd Edition, Richard D. Irwin Inc. Publisher, 1981.

CLARK, J.H., **'Load-Haul-Dump Method Revolutionizes Muck Handling Underground'**, Canadian Mining Journal, January 1968, pp 23-37.

CROSS, B.K. and WILLIAMSON, G.B., **'Digital Simulation of an Open-Pit Truck Haulage System'**, 8th APCOM Symposium, AIME, New York, 1969, pp 385-400.

DUBNIE, A., **'Canadian Underground Mine Haulage'**, Mineral Resources Division, Dept of Mine and Technical Surveys, Ottawa, Canada, 1965.

ELBROND, J. **'Calculation of an Open Pit Operation's Capacity'**, SME-AIME, Fall Meeting, Preprint AO- 357, 1977.

ELBROND, J. PICHE, A. and CAINES, R.E.G., **'A New Procedure for Calculating of an Open-Pit Operation's Capacity of the Iron Ore Company of Canada'**, 16th APCOM Symposium, University of Arizona, SME-AIME, New York, 1978, pp. 477-492.

GIGNAC, L.P., **'Hibrid Simulation of Underground Trackless Equipment'**, University of Missouri, D. Eng. Thesis, 1979.

HILL, R. and LIZOTTE, Y., '**Application of Computer Simulation to Evaluate Cost of Drawpoint Blockage**', The CIM Annual General Meeting, Toronto, Canada, May 1987, paper n.199.

KOENIG, D. and STOYAN, D., '**Approximation Methods of Queueing Theory for Capacity Rating of Mining Systems with Discontinuous Transport**' 8th APCOM - A Decade of Digital Computing in the Mineral Industry, AIME, 1969, pp. 401-410.

KOENIGSBERG, E., '**Cyclic Queues**', Operational Resources Quarterly, 1958, Volume 9, pp. 22-35.

KOENIGSBERG, E., '**An Operations Research Approach to Mine Haulage**', Mining Congress Journal, 1958, pp. 64-69 & 1959, pp 53-56.

LEHMER, D. H., '**Mathematical Methods on Large Scale Computing Units**', Annals of the Harvard University Computing Laboratory, Mass. USA, 26, 1951. pp. 141-146.

MACAULAY, D.C. and NOTLEY, K.R., '**Interactive Simulation of Underground Haulage Systems**', 86th Annual General Meeting of CIM, 1984, Paper No. 39.

- MAMEN, C. 'Gismo Self-Loading Ore Transport at Ascot Mines', Canadian Mining Journal, 1956, pp.82-84.
- MARX, K.W. and SAELHOFF, G., **Electric LHD's - Economics, Design Features & Operation Experiences'**, M.A.N.-G.H.H. Report of Investigations, 1975.
- MUTMANSKY, J.M. 'A Distribution-Fitting Method for General Use', CIM Special Volume n.12 - Decision-Making in the Mineral Industry, 1971, pp. 486-491.
- MUTMANSKY, J.M. '**Computing and Operations Research Techniques for Production Scheduling'**', Computer Methods for the 80's, Society of Mining Engineers, AIME, 1979, pp. 615-525.
- O'NEIL, T.J., **Computer Simulation of Materials Handling in Open Pit Mining.** The Pennsylvania State University, M.S. Thesis, 1966.
- PARRIS, T.D., '**LHD Equipment Ups Production for Inco'**', Mining Engineering, June, 1969, pp. 84-87.
- PHILLIPS, D.T. RAVINDRAM, A. SOLBERG, J.J. **Operations Research: Principles and Practice**, John Willey and Sons, New York, 1976, pp. 13-57, 199-225, 359-402.
- RICARDO, H.S. e CATALANI, G., **Manual Prático de Escavação de Rochas**, Pini Editora, 2a. edição, São paulo, Setembro 1990, pp. 120-132.

SAELHOFF, G., 'Actual Experiences With the Operation of Electrically Powered Underground Mining Vehicles', The CIM Annual General Meeting,, April 1985, paper n. 113.

STEVENS, R.M. and ACUNA, A., 'Load-Haul-Dump Units', Underground Mining Methods Handbook, Society of Mining Engineers, AIME, New York, 1982, pp. 1179-1197.

WEYHER, L.H.E. and SUBOLESKI, S.C., 'Planning of Undergrounder Materials-Handling Systems', Computer Methods for the 80's, Society of Mining Engineers, AIME, 1979, pp. 457-483.

WILKE, F.L., 'Researches on Main Haulage Underground in Main Haulage Roads ', Quarterly of the Colorado School of Mines', 1964, Volume 59 n.4. Part B, pp. 997-1011.

WILKE, F.L., 'Integrated Optimization of Production in a German Potash Mine ', CIM Special Volume n. 12, 1971, pp. 361-367.