

CENTRO MORAES REGO
CAPÍTULO II
II SIMPOSIO DE MINERAÇÃO

DESMONTE DE MINÉRIO DE FERRO NA
CIA VALE DO RIO DOCE

Odi de Abreu Sampaio Leme
Cia. Vale do Rio Doce
Departamento de Minas

APRESENTAÇÃO DO AUTOR

Odi de Abreu Sampaio Leme é Engenheiro de Minas, formado pela Escola Politécnica da Universidade de São Paulo em 1967. Vem desde essa data trabalhando em Operação de Mina, com ênfase em Perfuração e Dinamitação, na C.V.R.D., em Itabira.

Seu trabalho inclui a utilização de perfuratrizes e explosivos no desmonte de minério, em trabalhos de construção civil e desmonte cuidadoso no talude final da mina. É membro do A.I.M.E.

AGRADECIMENTOS

A José Evangelista de Souza (Dèzinho), Supervisor de Perfuração, e a Joaquim Alvarenga de Oliveira, Supervisor de Dinamitação, pelo muito que me transmitiram de sua longa experiência de campo.

À Companhia Vale do Rio Doce, na pessoa de Superiores e colegas, pelo apoio e incentivo sempre renovados.

A todos aqueles, brasileiros e estrangeiros, visitantes, consultores, representantes de firmas fornecedoras, pelas boas conversas que tivemos e que muito me orientaram no estudo.

RESUMO

É estudado o desmonte de minérios de ferro nas minas da CVRD. São apresentados os tipos de minério lavrados e os equipamentos usados na lavra com ênfase dada aos equipamentos de perfuração e carregamento mecanizado dos explosivos.

Estuda-se a perfuração por percussão e por rotação e é feita uma comparação entre ambas.

São apresentados os explosivos utilizados no desmonte. O des

monte é tratado, do ponto de vista teórico, quanto ao mecanismo da fragmentação por explosivos. É tratado, do ponto de vista operacional, quanto aos esquemas de fogo utilizados em nossas minas para diferentes tipos de minério.

É discutida a perfuração inclinada em confronto com a perfuração vertical. A segurança durante as detonações é considerada.

São citados resultados de testes com diferentes explosivos.

Nosso objetivo neste trabalho é apresentar, aos colegas engenheiros e aos estudantes de engenharia, uma coletânea ordenada de informações teóricas e práticas que pudemos acumular durante quatro anos e meio de trabalho em desmonte nas minas da CVRD, e o fazemos por acreditarmos ser dever de nossa empresa colaborar por todos os meios ao seu alcance para o desenvolvimento da mineração e de seu ensino no país.

1 - AS MINAS: UMA INTRODUÇÃO

A CVRD mantém atualmente quatro minas na região de Itabira. Em 1971 a produção (1) total destas minas foi de 19.749.045 toneladas, sendo: 13.741.274 tons (69,6%) na mina do Cauê. 5.484.560 tons na mina de Conceição (27,8%); os 2,6% restantes foram produzidos na mina de Piçarrão (20.234 tons) e Girau (502.977 tons).

Piçarrão é uma mina nova cuja usina de tratamento de minério só ficou concluída este ano. Foi projetada para uma produção anual de 3.000.000 tons. Girau é uma lavra de rolados, situada junto ao Cauê, e cuja operação foi empreitada à Construtora Alcindo Vieira. Esta área, uma vez retirados os rolados, será utilizada como área de deposição de regeitos.

Neste trabalho nos limitaremos a discutir a prática de desmonte de minérios de ferro nas minas do Cauê e Conceição.

Estas duas minas são lavradas pelos métodos clássicos de lavra a céu aberto. A lavra é desenvolvida por bancadas de 13 metros, abertas a meia encosta. No futuro, estas minas chegarão a constituir verdadeiros "open pits", quando tiver sido atingida a cota mais baixa da topografia da área das jazidas.

OS EQUIPAMENTOS

No Cauê são utilizadas perfuratrizes pesadas furando a 9 7/8"; escavadeiras de 12 yd³ e de 9 yd³; caminhões de 120s tons e os brita -

dores primários são um britador giratório de 48" x 74" (para 2.200 t/h) e dois britadores de mandíbulas de 60" x 48" (para 750 t/h' cada um).

Na Conceição são utilizadas perfuratrizes para 6 3/4", escavadeiras de 6 yd³ e caminhões de 120s tons. Os britadores primários - são dois de mandíbulas um de 32" x 42" (400 t/h) e outro de 48" x 60" (750 t/h).

OS MINÉRIOS

Os minérios lavrados nas duas jazidas podem ser divididos em dez tipos (2) levando em conta suas características físicas (resistência à compressão, elasticidade ...) e estruturais (fraturamento, xistosidade ...). Características estas que irão influir no desempenho das perfuratrizes e dos explosivos bem como posteriormente na britagem e na degradação sofrida durante o manuseio.

Estes tipos são:

- 1- Hematita dura compacta
- 2- Hematita dura fraturada
- 3- Hematita dura xistosa
- 4- Hematita mole xistosa
- 5- Hematita milonitizada
- 6- Hematita pulverulenta
- 7- Itabirito duro
- 8- Itabirito friável
- 9- Itabirito pulverulento
- 10- Canga

A hematita dura compacta apresenta como característica principal aspecto maciço, elevada resistência à compressão, elasticidade elevada. Os afloramentos apresentam uma malha de fraturamento quadrático muito aberta (até + ou - 2m). Detonada e britada dá origem de 15% a 20% de finos de produção. Dada à sua estrutura peculiar tem grande tendência a gerar matacos durante a detonação.

A hematita dura fraturada pode ser caracterizada como a anterior, porém, apresentando malha de fraturamento quadrática mais fechada (0,1 a 0,5 m). É comum notar-se uma xistosidade incipiente, que é oblíqua em relação à malha de fraturamento. Detonada e britada fornece de 20% a 30% de finos de produção. Tende a dar problema de arranque do pé.

A hematita dura xistosa mostra uma xistosidade muito bem definida. Apresenta malha de fraturamento, porém dominada pela xistosidade de qualhe é oblíqua. Detonada e britada fornece cerca de 40% de finos

de produção. Este material oferece extraordinária facilidade para o desmonte por explosivos.

A hematita mole xistosa apresenta cor negra, baixa resistência à compressão. Após detonação e britagem gera de 45% a 70% de finos. Pode ser desmontada diretamente pelas escavadeiras mas seu desmonte por explosivos é vantajoso por aumentar a produção horária das escavadeiras.

A hematita milonitizada apresenta aspecto granular, cor negra, e como o nome indica só é encontrada junto a planos de falhamentos. Contém "in natura" um percentual de finos de cerca de 75%. Seu desmonte é normalmente feito pelas escavadeiras.

A hematita pulverulenta é naturalmente desagregada apresentando acima de 95% de finos. Como tipo extremo temos o "Blue Dust" que apresenta teor de ferro muito elevado e uma quantidade elevada de ultra fino (70% abaixo de 200 mesh). Seu desmonte também é pelas escavadeiras, diretamente.

Os itabiritos duros apresentam elevada resistência à compressão e malha de fraturamento nítida. Do ponto de vista do desmonte aproximam-se do comportamento das hematitas duras fraturadas.

Os itabiritos friáveis apresentam-se em uma gama muito variada de características físicas. Vão desde os mais resistentes (aproximam-se do comportamento das hematitas xistosas) que são detonados, aos mais friáveis que podem ser desmontados pelas escavadeiras com bom rendimento.

Os itabiritos pulverulentos são facilmente desmontados pelas escavadeiras e não desmontáveis por explosivos, que não conseguem atuar sobre eles.

Para todos os materiais descritos há realmente uma gradação que vai das hematitas e itabiritos duros aos pulverulentos. As transições entre as massas dos diferentes tipos são ora gradativas ora bruscas. É comum a existência de camadas duras e moles alternando-se em rápida sucessão. É muito rara a existência de grandes massas homogêneas o que deve ser levado em conta no planejamento dos desmontes, e torna impraticável a otimização do desmonte por tipo de material.

Somos obrigados a utilizar brocas de perfuração e explosivos cujo desempenho tenha sido otimizado para a totalidade dos materiais desmontados.

Dos dez tipos descritos resta a canga. Esta aparece cobrindo toda a formação ferrífera e é constituída por blocos de hematita em uma massa de limonita de cor avermelhada. A canga pode ser mais ou

menos dura em função de sua riqueza em hematita. Para o desmonte apresenta problemas particulares provocados pela descontinuidade das características físicas (diferentes para hematita e limonita).

Ainda um fator de perturbação que pode ocorrer em qualquer dos tipos descritos é a ocorrência de veios de intrusivas decompostas que cortam a formação ferrífera. Estes veios vão de alguns centímetros a vários metros de espessura, apresentam comportamento plástico e podem interferir com as detonações gerando matacos e problemas de arranque - do pé.

Deixamos de lado o desmonte realizado pelas escavadeiras para nos determos exclusivamente no estudo do desmonte por explosivos. Quando, neste trabalho, for usada a palavra desmonte, será com este sentido. Cerca de 80% das hematitas, 40% dos itabiritos e toda a canga são desmontados por explosivos.

O DESMONTE

Entendemos por desmonte a cominuição inicial de uma massa rochosa a partir de sua situação "in situ" até sua redução a finos e blocos de tamanho adequado às operações subsequentes de carregamento, transporte e britagem. As operações necessárias ao desmonte por explosivos serão denominadas perfuração e dinamitagem.

Por razões de controle operacional e de custos estas operações serão divididas em:

	Primária
Perfuração	Secundária
	Auxiliar
	Primária
Dinamitagem	Secundária
	Auxiliar

As operações primárias constituem o desmonte propriamente dito, responsável pelo fornecimento de material para a sustentação da produção. As operações secundárias têm caráter corretivo. Seu objetivo é a eliminação de repés e a cominuição dos matacos resultantes do desmonte primário. Quanto mais eficiente o desmonte primário menos desmonte secundário, até a situação ideal que seria sua eliminação.

As operações auxiliares são as envolvidas com aberturas de bancos, construção de estradas, bueiros, valas de drenagem, etc...

Também para os desmontes secundário e auxiliar existem substitutos mecânicos. A cominuição de matacos pode ser feita por "drop-ball",

por exemplo, e a eliminação de repês, abertura de estradas, etc., pode ser, eventualmente, para os materiais menos resistentes, feita por tratores munidos de escarificadores.

(2) - A PERFURAÇÃO

Das operações que compõem a lavra, em seu aspecto de fornecimento de material para as usinas de beneficiamento de minérios, esta é a operação inicial. Sua função é, em conjunto com a dinamitagem, prover suficiente quantidade de rocha desagregada para as operações seguintes de carregamento, transporte e britagem.

Embora para rochas menos resistentes, como é o caso das hematitas e itabiritos pulverulentos, o desmonte seja possível por meios mecânicos, para rochas mais resistentes ainda não existe alternativa para o desmonte por explosivos. Em certos casos, mesmo sendo possível o desmonte mecânico, o desmonte por explosivos se impõe por motivos econômicos. É o caso das hematitas moles xistosas, cujo desmonte por explosivos aumenta a eficiência das escavadeiras no carregamento dos caminhões, conduzindo a custos globais mais baixos.

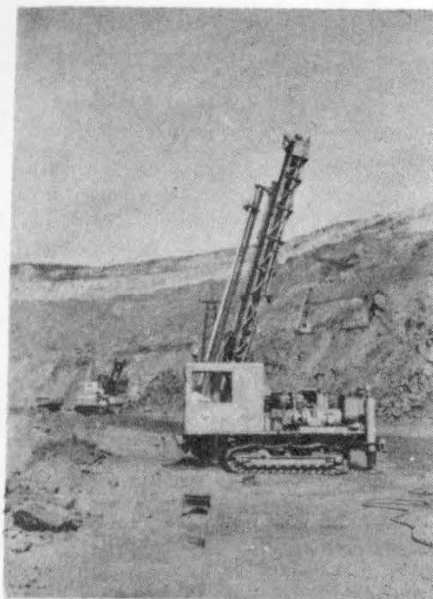
(2.1) - A Perfuração Primária

É feita na CVRD com utilização de equipamentos de grande porte. No Cauê são utilizadas quatro perfuratrizes Bucyrus-Erie tipo 45-R furando a 9 7/8". Na Conceição são utilizadas 3 perfuratrizes Chicago, Pneumático tipo Reich Drill 650E furando a 6 3/4". As máquinas estão todas sendo utilizadas em perfuração rotativa, embora as RD 650E estejam equipadas para furação percussiva e já tenham sido utilizadas por esse método até 1970. No decorrer deste trabalho, discutiremos a seleção rotação x percussão.

2.1.1. - As Perfuratrizes: Características:

Reich Drill C-650 - E - É uma máquina montada sobre esteiras, o acionamento do compressor e bombas dos circuitos hidráulicos é feito por motor elétrico, o acionamento dos motores de locomoção, penetração, rotação e equipamentos auxiliares é feito através dos circuitos hidráulicos. Na perfuração percussiva, o ar do compressor é utilizado para acionamento do martelo "down-the-hole" e para limpeza do furo.

Na perfuração rotativa apenas para limpeza do furo.



Pêso	26.500 kg
Altura (Mastro Elevado)	10,5 m
Altura (Mastro Abaixado)	4,2 m
Comprimento (Mastro Elevado)	5,7 m
Comprimento (Mastro Abaixado)	10,2 m
Largura	3,3 m
Curso (haste)	8,4 m
Capacidade do Pull down	13,600 kg (30.000 lbs)
Rotações da coluna	0 a 100 rpm
Fonte de Potência	
Motor Elétrico	- 2.300 volts, 3 fases, 60 cilos
Modêlo	- General Elêtric
Potência	- 200 H. P.
R.P.M.	- 1.800

Sistema Hidráulico:

Acionamento da bomba principal. Tomadã de fôrça do motor elétrico. Os circuitos hidráulicos são três:

Circuito hidráulico de rotação - pressão máxima 3.000 psi.

Circuito hidráulico de propulsão - pressão máxima 4.200 psi.

Circuito hidráulico de alimentação - pressão máxima 2.100 psi.

Compressor de ar.

Modêlo : Chicago Pneumatic-P-B-8-3 estãgios

Vazã : 450 CFM a 250 psi

R.P.M. : 1,200
 Potência requerida : 155,7 H.P.

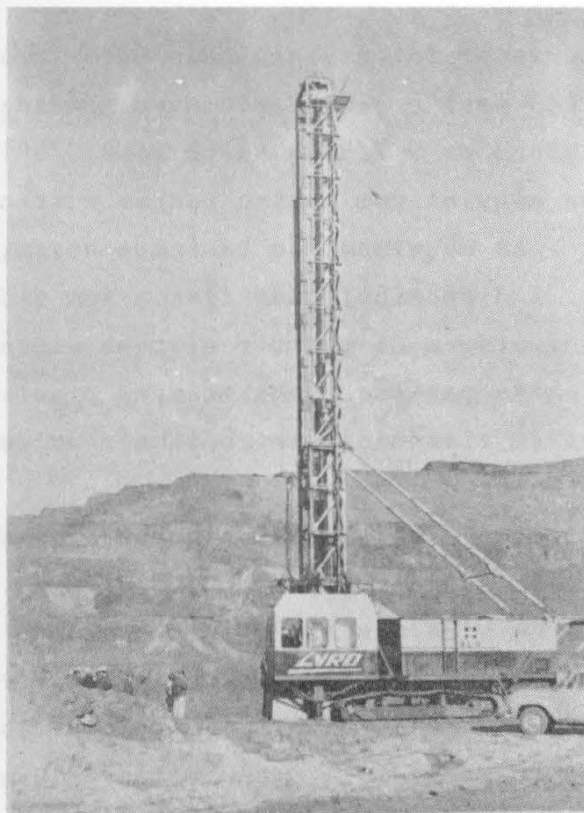
Este compressor foi especificado para perfuração percussiva, daí sua pressão elevada (250 psi). Seu volume é baixo para as necessidades de limpeza dos furos. Foi especificado antes que a CVRD tivesse experiência com perfuração de grande diâmetro com limpeza a ar comprimido. Embora a literatura dê a velocidade de 5.000 FPM como boa, nossa experiência mostra que a elevada densidade da hematita exige velocidade de limpeza acima de 9.000 FPM, o que exigiria compressor de mais volume (750 CFM pelo menos para haste de 5 1/2" e brocas de 6 3/4").

As 3 RDC-650E entraram em operação em 1967. Estão com cerca de 9.000 horas de operação, atualmente. Sua disponibilidade física é de cerca de 70%. Os principais problemas decorrem das dificuldades de manutenção de circuitos hidráulicos operando a pressões elevadas.

O modelo C-650E de Chicago Pneumatic é equivalente aos modelos DM4 da Ingersoll Rand e 30R da Bucyrus-Erie.

45R - É uma máquina montada sobre esteiras; o acionamento dos compressores, locomoção, rotação, elevação da coluna de perfuração, bombas do sistema hidráulico é feito por motores elétricos. Apenas o motor de penetração e os cilindros dos equipamentos auxiliares, nivelamento e elevação do mastro são hidráulicos. A cabine dos motores, bombas e compressores é pressurizada.

	Mastro Padrão	Mastro Longo (simples passo)
Peso	47,000 Kg	56.000 Kg
Comprimento mastro abaixado	17,7 m	24,0 m
Comprimento mastro levantado		11,15 m
Altura mastro levantado	17,5 m	23,7 m
Altura mastro abaixado		5,30 m
Comprimento das esteiras		5,60 m
Largura total das esteiras		4,90 m
Curso (haste)	8,4 m	16,8 m
Capacidade do Pull Down		31,750 kg(70.000 lbs)
Rotação da coluna		0 a 100 rpm



Força elétrica

Compressor de ar - motor de C.A.	150 HP
Acionamento rotativo - Motor de C.C. saída variável 25/50 HP a 230/460 volts	
Levantamento-propulsão-motor de C.A. toque variável	50 HP
Bombas Hidráulicas - Motor de C.A.	15 HP
Bomba d'água do compressor - C.A.	1 HP
Ventilador do Radiador do Compressor - C.A.	5 HP
Compressor Auxiliar ~ C.A.	5 HP
Utilidades	440 V
Iluminação	110 V

Sistema Hidráulico :

Pressão máxima de trabalho 1.700 psi

Compressor:

Compressor principal - Allis Chalmers 17 L
 Capacidade 1.276 CFM a 40 psi
 Potência requerida 150 HP

Este compressor foi especificado para furação rotativa, da sua baixa pressão (40 psi) e para dar uma velocidade de limpeza de cerca de 10.000 FPM (broca de 9 7/8" e haste de 8 5/8").

Temos uma máquina com mastro padrão e três com mastro longo para simples-passo - as máquinas são bastante novas, entraram em operação em 1970 e 1971. A disponibilidade física tem sido da ordem de 80%. Esta máquina tem a vantagem de possuir sistema hidráulico muito simples e operando a baixa pressão. Seus maiores problemas são elétricos, seus comandos envolvem elementos eletrônicos e exigem uma manutenção elétrica mais sofisticada.

O mastro longo é vantajoso na perfuração de séries de muitos furos em terreno bem nivelado, o tempo poupado pela não necessidade de acoplar e desacoplar hastes aumenta a produtividade da máquina e a vida das rês das hastes é também aumentada. O mastro padrão dá à máquina maior estabilidade para trabalho em locais desuperfície irregular. Esta máquina é usada em desenvolvimento de novos bancos e em acabamentos.

O modelo 45R da Bucyrus-Erie é equivalente aos modelos C-850-E da Chicago Pneumatic e RB-70 da Wabco.

2.1.2. - Perfuração por Percussão

O "agente" na perfuração por percussão é uma ferramenta em forma de cunha que atua contra a rocha por impactos sucessivos, entre cada dois impactos a ferramenta recua uma pequena distância e gira de um pequeno ângulo para percutir em posição diferente da anterior.

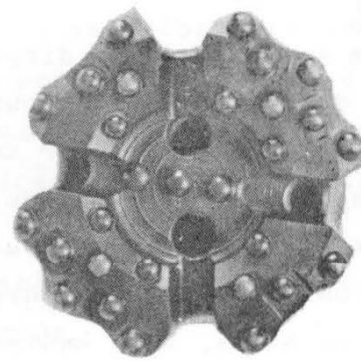
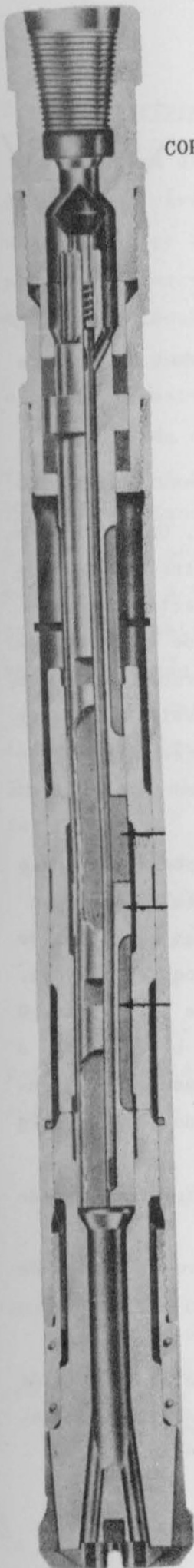
Apenas o impacto atua contra a rocha. A ferramenta, a broca, não é pressionada, contra a rocha e o torque não é aplicado à rocha.

A sequência na perfuração é a seguinte:

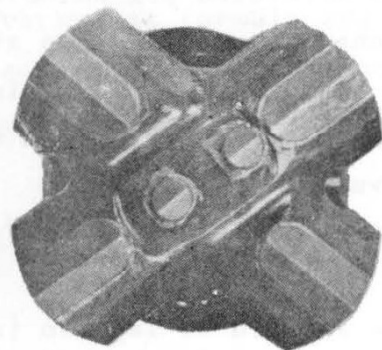
- 1 - A rocha sofre deformação elástica, com esmigalhamento das irregularidades superficiais.
- 2 - Fraturas subsuperficiais são formadas, provavelmente por tração, irradiando para baixo a partir das concentrações de tensão junto ao gume da broca e compreendendo uma cunha de material que é moído.
- 3 - Fraturas secundárias propagam até à superfície, provavelmente por cisalhamento, formando grandes fragmentos ou lascas.
- 4 - As partículas formadas são deslocadas pelo récuo da broca e pelo ar de limpeza, que as retira do furo.

CORTE DE UM MARTELO

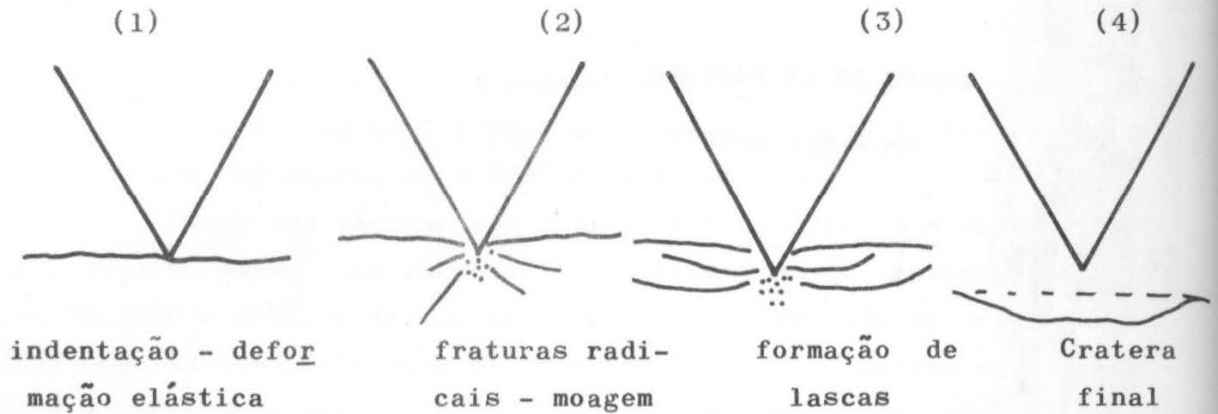
"DOW-THE-HOLE"



BUTTON-BIT



BIT "X"



Nas perfuratrizes de grande porte a broca possui quatro pastilhas em forma de cunha dispostas "em cruz" ou "em X". Uma variação de broca de percussão é o "button-bit". Nestes, as quatro cunhas (pastilhas são substituídas por uma série bem maior de insertos de carbeto de tungstênio. Os insertos são pequenos cilindros que terminam em calora esférica e estão incrustados na superfície da broca. Com o uso, os insertos se desgastam, porém, menos que o desgaste sofrido pela superfície da broca. Isto mantém a capacidade de indentação dos insertos, sem que seja necessário afiar a broca como é o caso das pastilhas em cunha.

Nas perfuratrizes pesadas, a energia de impacto é proporcionada às brocas diretamente por um martelo "down-the-hole". Este, por sua vez, é acionado pelo ar comprimido que chega através da coluna de perfuração. Nestes martelos o pistão bate diretamente contra a broca. A rotação é fornecida por um motor no topo da coluna de perfuração. O ar que aciona o martelo escapa através de orifícios na broca e faz a limpeza do fundo do furo. O movimento alternativo é conseguido fazendo o ar comprimido atuar ora em um, ora em outro lado do pistão, através de válvulas.

A velocidade de penetração neste tipo de perfuração depende de:

- energia de impacto (que é função do diâmetro do pistão do martelo e da pressão do ar).
- diâmetro e tipo da broca.
- eficiência da limpeza do furo (que é função da velocidade do ar e da área anular entre as paredes da haste e do furo).

2.1.3. - Perfuração por Rotação

Dos diversos tipos de perfuração rotativa, só nos ocuparemos do tipo aplicável a rochas duras. Neste, a ferramenta de perfuração é uma broca tipo tri-cone. Cada cone possui um grande número de dentes de aço (rochas macias e moderadamente duras) ou insertos de carbeto de tungstênio (rochas duras e muito duras).

A penetração é obtida pela aplicação de força e torque sobre a broca, pressionando-a contra a rocha e fazendo-a girar.

Cada dente, ou inserto (button), ao ser pressionado contra a rocha, provoca deformação elástica, esmigalhamento, fraturamento com formação de lascas em uma sucessão igual à anteriormente descrita para a perfuração percussiva. A rotação faz com que os dentes se sucedam no contacto com a rocha e o desenho dos cones é tal que os dentes não ocupam, a cada volta da broca, a mesma posição ocupada na volta anterior, mas uma posição próxima.

No caso das perfuratrizes aplicadas em desmonte de rocha a limpeza dos furos é feita por ar comprimido.

A velocidade de penetração neste tipo de perfuração depende de:

- Pressão sobre a broca (pull-down)
- Diâmetro e tipo da broca
- Eficiência da limpeza do furo (função da velocidade do ar de limpeza)

Bauer e Calder (9) apresentaram uma fórmula empírica para calcular a velocidade de penetração conhecida a resistência à compressão da rocha e os parâmetros da perfuração.

$$V_p = \frac{(61 - 28 \log Sc) \cdot W \cdot \text{RPM}}{250 \cdot \phi} \quad (1)$$

Onde:

- V_p = Velocidade de penetração em pés por hora
- Sc = Resistência à compressão uniaxial em psi $\times 10^{-3}$
- W = Força sobre a broca (pull-down) em lb $\times 10^{-3}$
- ϕ = Diâmetro do furo em polegadas.

Pela fórmula se vê que a velocidade de penetração cresce com a força sobre a broca e com a rotação e decresce com a resistência à compressão da rocha e o diâmetro da broca.

Um fator não incluído na fórmula é a eficiência da limpeza,

para que a fórmula seja aplicável é preciso fornecer ar suficiente - para manter o fundo do furo perfeitamente limpo.

Aumentando-o pull-down e a rotação podemos aumentar a velocidade de penetração para um mesmo diâmetro de broca e uma mesma rocha. O aumento do pull-down exige que utilizemos perfuratrizes progressivamente mais pesadas. O aumento da rotação é limitado por problemas de abrasão. As verdadeiras limitações não estão na construção da perfuratriz e sim na da broca. É, em parte, um problema metalúrgico e, em parte, um problema de projeto (desenho da broca)

A primeira consideração no projeto de uma broca é uma consideração de espaço. Todos os componentes da broca (corpo, rolamentos e cones) devem estar confinados a um círculo de diâmetro igual ao do furo a ser feito pela broca.

Quanto maior a broca, maior é o espaço, mais fortes são os cones e os rolamentos. Assim, para tamanhos crescentes de brocas é crescente o pull-down por polegada de diâmetro aplicável à broca.

Como pode ser visto na fórmula acima, a velocidade de penetração é diretamente proporcional ao pull-down por polegada de diâmetro. Isto explica por que as perfuratrizes rotativas de grande porte conseguem aumentar a velocidade de penetração com o aumento do diâmetro dos furos.

A tabela abaixo mostra o pull-down recomendado para diferentes diâmetros de broca do tipo para rocha muito dura.

Diâmetro da Broca (in)	Pull-down por polegada de diâmetro (Lb/in)	Pull-Down (lb)
5	4.000	20.000
6 3/4	5.000	34.000
9	6.000	54.000
9 7/8	7.000	70.000
12 1/4	7.500	92.000
15	8.000	120.000

A tabela abaixo mostra o pull-down e os diâmetros de broca para diferentes modelos de perfuratrizes.

Modelo	Fabricante	Pull-down	RPM	Diâmetros
RB-25	Wabco	25.000 lbs	0-100	4 1/2" a 6 1/2"
RD650E	Chicago Pneumatic	30.000	0-100	5 1/8" - 7 3/8"
30 R	Bucyrus Erie	35.000	0-100	5 3/8" - 7 7/8"
DM 4	Ingersoll-Rand	40.000	0-100	5 3/8" - 7 7/8"

Modelo	Fabricante	Pull-Down	ROM	Diâmetros
40 R	Bucyrus Erie	45.000	0-100	6 3/4" - 9"
50 R	Bucyrus Erie	60.000	0-100	6 3/4" - 10 5/8"
45 R	Bucyrus Erie	70.000	0-100	6 3/4" - 10 5/8"
RB 70	Wabco	70.000	0-100	6 3/4" - 10 5/8"
RD 850E	Chicago Pneumatic	60.000	0-100	6 3/4" - 10 5/8"
60 R	Bucyrus Erie	100.000	0-100	9" - 12 1/4"
61 R	Bucyrus Erie	120.000	0-100	9" - 15"
M - 4	Marion	105.000	0-100	9" - 12 1/4"
M - 5	Marion	120.000	0-100	9" - 15"

Para justificar o maior porte e custo de uma perfuratriz esta deverá ser usada com brocas que possam utilizar quase toda sua capacidade de pull-down. Não é aconselhável, porém, trabalhar no limite da máquina pois isto tenderia a dar maiores custos de manutenção. Assim, as brocas mais utilizadas para as máquinas da faixa de 70.000 lbs de pull-down são as utilizáveis com alta penetração e baixo custo, a cerca de 65.000 lbs, usualmente brocas de 9" a 10 5/8", dependendo do tipo.

Tipos de broca

Existem diversos fabricantes, todos porém mantêm linhas de produção semelhantes para as brocas tri-cone. A tabela abaixo procura relacionar as diferentes brocas e seus campos de utilização.

Tipo	Fabricante	Grupo	Pull-down	RPM	Campo de Aplicação
Q ^S	Smith	S/(dentes)	1.000 a 3.000	60-110	Rochas macias a moderadamente macias
S	Hughes	"	1.000 a 3.000	85-100	
MS4	Reed	"	1.000 a 3.000	85-120	Calcáreo, carvão, solo, calcita, argila
S4MJ	Security	"	-	-	
QM	Smith	M(dentes)	1.000 a 5.000	50-110	Rocha média
M	Hughes	"	1.000 a 5.000	60-100	Calcáreo-delomitos macios, arenitos macios

Tipo	Fabricante	Grupo	Pull-down	RPM	Campo de Aplicação
MM2	Reed	M(dentes)	2.000 a 5.000	60-100	
M4Mj	Security	"	"	"	
QH	Smith	H(dentes)	4.000 a 7.000	40-110	Rochas duras e abrasivas
H	Hughes	"	4.000 a 7.000	40- 80	Calcáreo silicoso, basalto macio, armito duro
MH3	Reed	"	4.000 a 7.000	40- 80	
H7MJ	Security	"			
Q7J	Smith	H(insertos)	3.000 a 6.000	65- 90	Rochas duras com resistência à compressão não muito elevada
HH77	Hughes	"	4.500 a 7.500	50- 80	
MC	Reed	"	3.000 a 7.000	40- 80	basalto, granito
H8MJ	Security	"	-	-	
Q9J	Smith	HH(insertos)	3.000 a 8.000	65- 90	Rochas muito densas e abrasivas
HH-99	Hughes	"	4.500 a 8.000	50- 80	Taconito, quartzito, granitos muito abrasivos
MC4	Reed	"	3.000 a 8.000	40- 80	
H10MJ	Security	"	-	-	

Do tipo para rochas mais macias ao tipo para rochas mais duras observa-se a seguinte evolução das principais características das brocas:

a) Estrutura de corte (São os dentes e os insertos)

Tipo S - dentes longos, bem separados

Tipo M - dentes médios, próximos

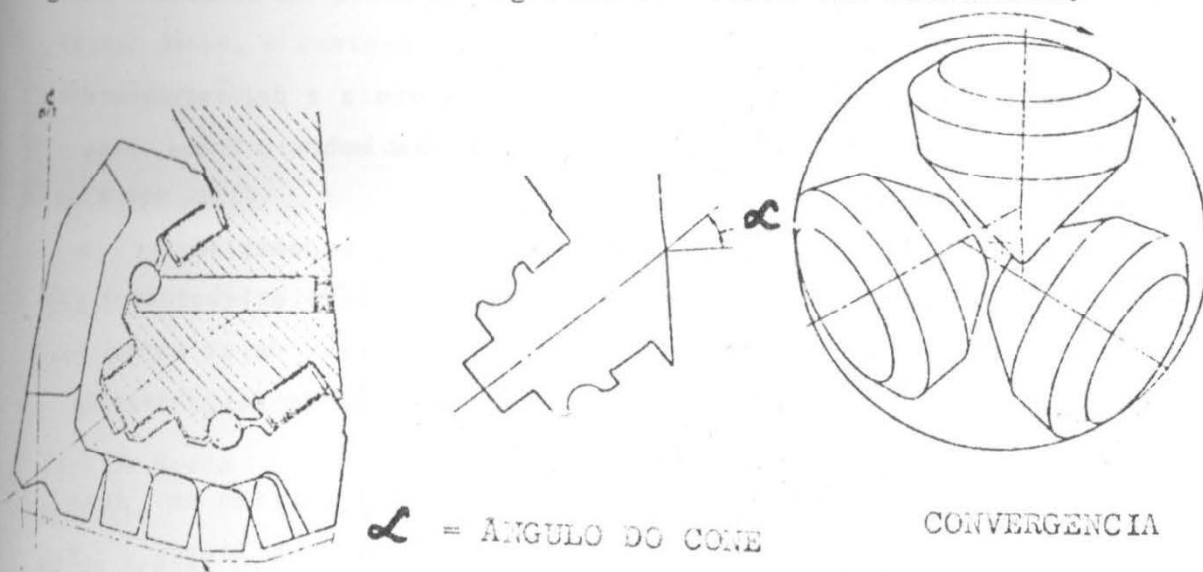
Tipo H - dentes curtos, fortes, muito próximos

Tipo H - (insertos) insertos longos, separados

Tipo HH - (insertos) insertos curtos, próximos

b) Convergência e ângulo dos cones - o ângulo dos cones é o ângulo entre o eixo dos rolamentos dos cones e a horizontal, a conver

gência dos cones - é a convergência dos eixos dos rolamentos.



Tipo S - convergência e ângulo do cone projetada para dar ao cone o máximo de ação de escarificação sobre o fundo do furo.

Tipo M - ação combinada de escarificação e de moagem e arranque de lascas.

Tipo H - não há escarificação, apenas ação de moagem e arranque de lascas.

Tipo H e HH (insertos) - idem.

Nos tipos H e HH a convergência é máxima, i.é, os eixos dos cones convergem sobre o eixo da broca. No tipo S os eixos do cone passam longe do eixo da broca, favorecendo a escarificação.

c) Tamanho dos Rolamentos e do corpo do cone:

Tipo S - Rolamento pequeno, corpo dos cones pouco espesso, resultando mais espaço para os dentes.

Tipo M - rolamentos e espessura do corpo dos cones médios.

Tipo H - rolamento grande e corpo dos cones espesso.

Os tipos de insertos, também possuem rolamentos progressivamente maiores e corpo do cone mais espesso.

Algumas destas brocas são fabricadas no Brasil sob licença. Assim a CBV Industrias Mecânicas fabrica as brocas Smith, na Guanabara, e a Brasquip Industria Brasileira de Equipamentos S.A. fabrica as brocas Hughes em Salvador.

As brocas utilizadas na CVRD têm sido as Q7J e Q9J da Smith-CBV e as HH77 e HH99 da Hughes-Brasquip nos diâmetros de 6 3/4" e 9 7/8".

VARIÁVEIS DE OPERAÇÃO

São as variáveis que atuarão sobre a broca e determinarão a velocidade de penetração e a vida da broca: força sobre a broca, rotação e volume e pressão do ar.

Nas perfuratrizes existentes normalmente podemos variar a rotação de 0 a 100 RPM, podemos variar a pressão sobre a broca de 0 até o pull-down máximo da máquina. O volume e a pressão de ar normalmente são constantes para uma dada máquina em função do compressor escolhido por ocasião da compra.

O ar de limpeza ao atravessar a broca é repartido em duas porções: uma passa através dos rolamentos para mantê-los limpos e resfriá-los, outra é dirigida ao fundo do furo, para limpeza, através de orifícios especialmente desenhados. Estes podem ser um único ou vários orifícios no centro da broca ou três orifícios, localizados um entre cada dois cones, junto ao diâmetro externo do corpo da broca.

No caso dos orifícios centrais é possível variar a distribuição da percentagem de ar através dos rolamentos e dos orifícios de limpeza por meio de válvula de regulagem. No caso dos 3 orifícios periféricos, normalmente denominados "jets", regula-se a percentagem do ar dos rolamentos pela troca de "jets" com diferentes diâmetros.

Os fabricantes de broca apresentam tabelados os valores dos diâmetros dos "jets" ou a regulagem das válvulas para diferentes volumes e pressões de ar. Estes valores são valores prováveis, deverão ser testados pois a rocha também influirá nos resultados.

Para "jets" excessivamente fechados deverá ocorrer uma longa vida dos rolamentos e um rápido desgaste dos dentes.

Para "jets" muito abertos costuma ocorrer o inverso. É preciso encontrar a relação ótima, experimentalmente. Esta normalmente é a que leva a um desgaste equilibrado dos componentes da broca.

Também o pull-down e a rotação deverão ser obtidos experimentalmente. Um pull-down ou rotação excessivos levam a um desgaste prematuro da broca; se muito baixos levarão a baixas velocidades de penetração. A otimização do pull-down e da rotação devem levar em conta o custo calculado segundo a seguinte fórmula:

$$\text{Custo Perfuração} \quad \text{Preço da Broca} + \left(\frac{\text{Custo perfuratriz}}{\text{hora}} \times \text{H.Trabalh.} \right)$$

$$P/m = \frac{\text{Metragem total}}$$

Esta fórmula leva em conta o custo da broca por metro perfu

rado e o custo da perfuratriz (inclusive depreciação) por hora trabalhada. Assim, o custo do metro decrescerá com o aumento da velocidade de penetração.

Este cálculo de custo é importante na escolha do tipo de broca a ser usada.

Daremos, como exemplo de aplicação, o cálculo do custo do metro perfurado pela 45R usando brocas HH77 e HH99.

Custos comparativos para 2 tipos de brocas.

Tipo de Broca	HH77	HH99
Diâmetro	9 7/8"	9 7/8"
Nº de Brocas Usadas	10	8
Metragem total	18.000	19.200
Velocidade Perf. (m/h)	17,50	19,00
Preço da broca	Cr\$ 9.800,00	Cr\$ 11.600,00
Custo operacional Cr\$/h	Cr\$ 230,00	Cr\$ 230,00
Fora broca (Apêndice 1)		
Vida da broca	1.800 m	2.400 m
Custo da broca/m	Cr\$ 4,90	Cr\$ 4,85

$$\text{Custo da Perfuração} = \frac{\text{Custo da Broca} + \left(\frac{\text{Custo Perf.}}{\text{hora}} \times \text{Horas Trabalh.} \right)}{\text{Metragem Total}}$$

$$\frac{10 \times 9.800,00 + (230,00 \times 1020)}{18.000} \quad \frac{8 \times 11.600,00 + (230,00 \times 1010)}{19.200}$$

Cr\$ 18,50/metro Cr\$ 16,90/metro

Como se vê, embora o custo da broca por metro seja apenas de Cr\$ 0,05 mais abaixo para a HH99, o custo total por metro perfurado é Cr\$ 1,60 mais baixo.

Volume de ar necessário:

É calculado aplicando-se a fórmula:

$$Q = A.v (3)$$

V = velocidade

A = área anular

Q = Vazão de ar necessária

Podemos transformar para:

$$Q = \frac{(\phi 1 - \phi 2) V}{4 \times 144}$$

APÊNDICE 1

Custo horário das 45 R

Preço da Máquina FOB	US\$ 212.665,00
Peças sobressalentes	21.677,00 - 10% FOB
Frete, Montagem, etc...	25.520,00 - 12% FOB
Preço Total	US\$ 259.451,00

Vida útil da máquina 25.000 horas

Custo da Propriedade:

Depreciação/hora	US\$ 10,50
Juros, taxa, seguro, etc....	4,50 (8%J, 2%T, 2%S)
	US\$ 15,00

Para US\$ 1,00 = Cr\$ 6,00 = Cr\$ 90,00/hora.

Custo de Operação:

Mão de obra/hora	Cr\$ 20,00 (Oper.+Ajud.+enc.Sociais)
Energia/hora	Cr\$ 27,00
Manutenção/hora	Cr\$ 40,00
	Cr\$ 87,00
Preço de 2 hastes	Cr\$ 40.000,00
Vida das hastes 1.000 horas - 25.000 metros.	
Custo da haste/hora	Cr\$ 40,00
Preço do Estabilizador	Cr\$ 13.000,00
Vida do Estabilizador 1.000 horas	
Custo do estabilizador/hora	Cr\$ 13,00
Custo da perfuração (fora a broca)	Cr\$ 230,00
Preço Broca HH99 de 9 7/8"	Cr\$ 11.600,00
Vida da broca 125 horas	
Custo da broca/hora	Cr\$ 93,00

Custo total: Cr\$ 323,00/hora

Onde: Q = Volume de ar em CFM

II.21

$\phi 1$ = Diâmetro do furo (in)

$\phi 2$ = Diâmetro da haste (in)

V = Velocidade do ar desejado (FPM).

Para os materiais mais comuns é suficiente uma velocidade de 5.000 FPM.

Para a hematita, dada sua elevada densidade, é desejável uma velocidade igual ou superior a 9.000 FPM. Velocidade muito superior a 10.000 FPM devem ser evitadas pois causariam excessiva erosão da haste; estabilizador e broca (efeito do jato de areia).

Acessórios.

Alguns acessórios são aconselháveis para elevar a vida das corôas.

Estabilizadores

São pequenas secções tubulares, em tudo semelhantes às hastes, porém, contendo 3 ou 4 aletas de material duro ou 3 roletas revestidos de insertos de carbeto de tungstênio. São acoplados logo acima das brocas. Sua função é estabilizar a broca, forçando-a a girar sobre seu eixo, e evitando assim que um cone seja mais solicitado que os demais e ainda evitando o desgaste lateral dos ombros da broca. O corpo do estabilizador tem o diâmetro da haste e suas aletas ou seus roletes, tem o diâmetro da broca.

Além de aumentar a vida da broca o estabilizador aumenta a velocidade de penetração pois permite usar maiores velocidades de rotação.

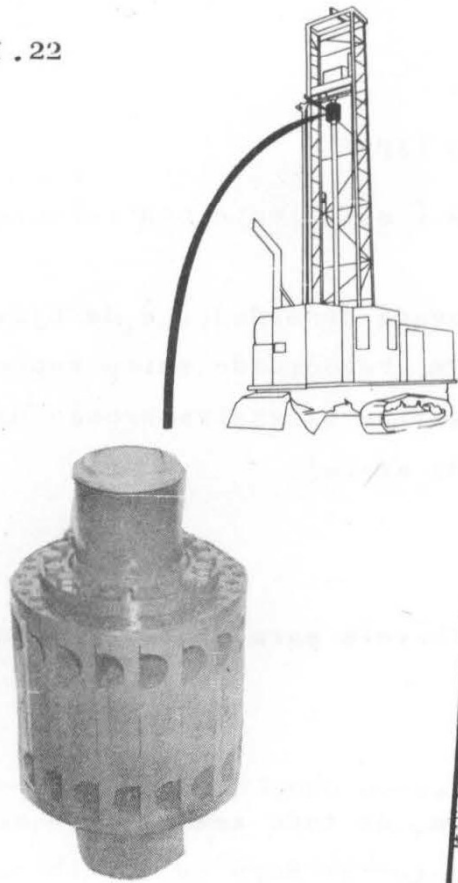
É principalmente quando se usa perfuração inclinada que se evidencia a influência do estabilizador ao evitar, que os cones sejam mais solicitados ao passar pela posição mais baixa.

Amortecedor de Choques da Coluna

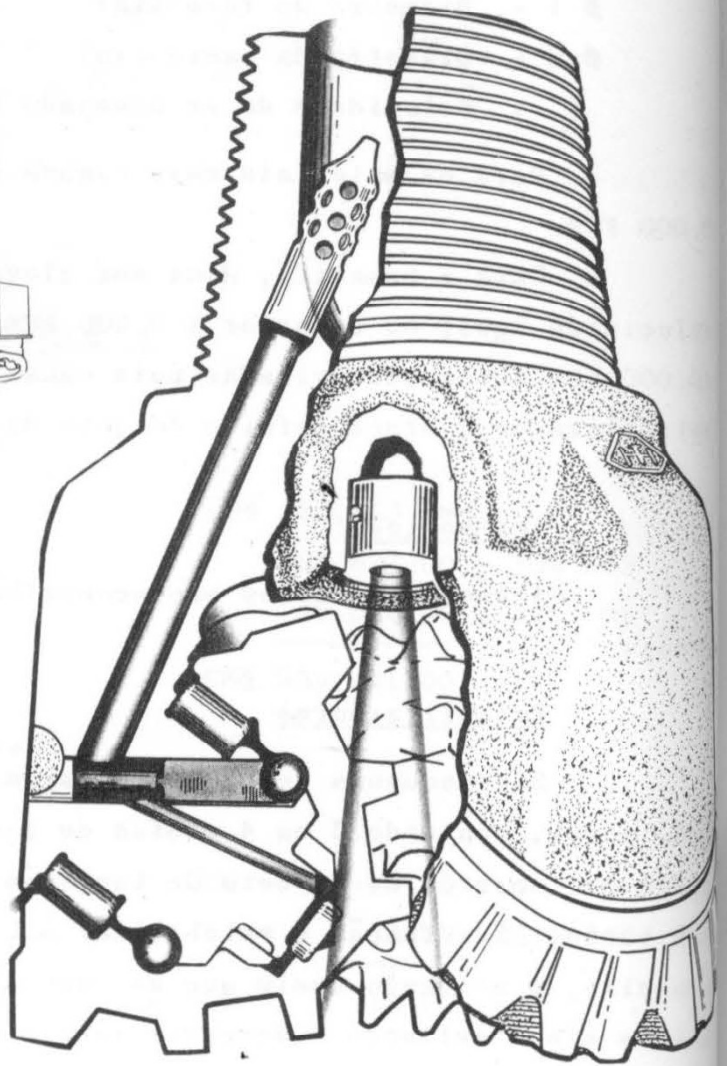
(Swivel mount shock sub) - é um amortecedor de choques que fica acoplado entre as hastes e o motor de rotação. Sua ação amortecedora protege o motor de rotação e toda a estrutura da máquina, protege ainda a própria broca firmando-a com maior suavidade sobre o fundo do furo, diminuindo os choques.

Na CVRD estamos utilizando tanto os estabilizadores como os amortecedores da coluna. Infelizmente, como fizemos muitas modificações simultâneas, não sabemos como distribuir o percentual de aumento da vida das brocas.

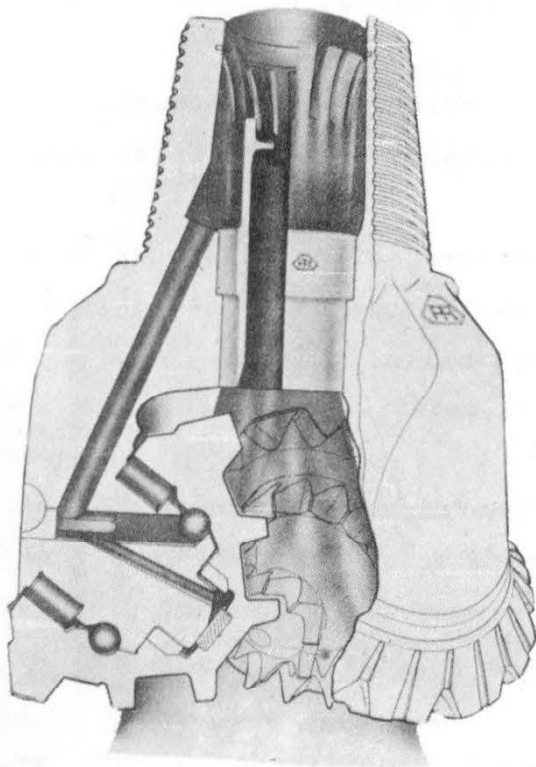
Quando começamos a operar com as 45R em 1970, obtivemos 800



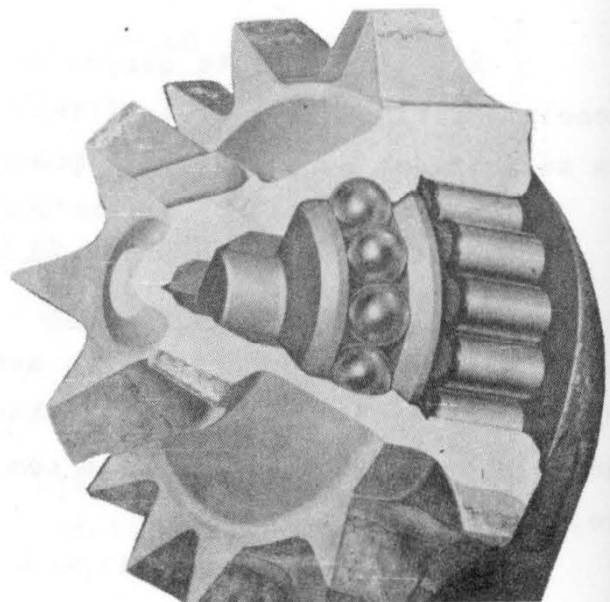
AMORTECEDOR DA COLUNA



CORTE DE UMA BROCA DE 3 JETS



CORTE DE UMA BROCA DE UM FURO CENTRAL E VÁLVULA



CORTE DE UM CONE MOSTRANDO OS ROLAMENTOS

mts para a vida das brocas HH77. Usávamos inicialmente "jets" de 11/16, pull-down de 45.000 lbs e 40 a 50 rpm, estabilizadores de aletas e não usávamos amortecedor de coluna. A velocidade de perfuração era de 15 m/h.

Posteriormente usamos "jets" de 3/4", estabilizadores de roletes, amortecedor de coluna, pull-down de 50.000 lbs e 50-55 RPM. A vida das brocas passou a 1.800 metros e a velocidade de perfuração a 17,50 m/h.

Atualmente, usamos brocas HH99, "jets" de 3/4", pull-down - 60.000 lbs; 55-60 RPM, estabilizadores de roletes e amortecedor da coluna. A vida das brocas é de 2.400 m e a velocidade de perfuração de 19,00 m/h.

Capacidade de Produção

Damos, abaixo, o cálculo da produção em metros por hora programada a partir da velocidade de penetração (V_p).

$$\text{Disponibilidade Física} = \frac{T + D}{P} 100 = DF$$

$$\text{Utilização} = \frac{T}{T + D} 100 = U \quad R = D-F. \times U$$

$$\text{Rendimento} = \frac{T}{P} 100 = R$$

$$P = \frac{\text{Velocidade Perfuração}}{\text{Velocidade Penetração}}$$

onde: T = horas trabalhadas

D = horas disponíveis não utilizadas

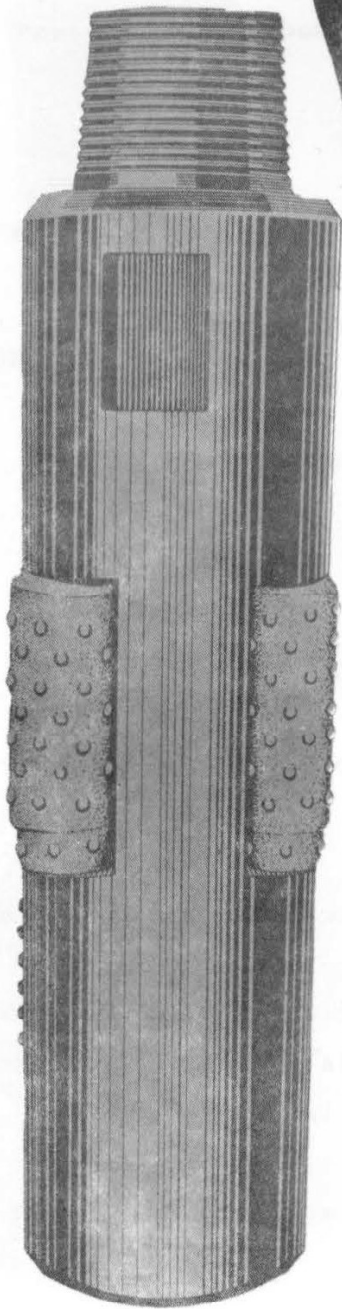
P = horas programadas

A velocidade de Penetração pode ser calculada pela fórmula - (1) ou obtida da operação.

A velocidade de Perfuração é a Velocidade de Penetração multiplicada por um coeficiente p que depende da relação entre horas de penetração e horas trabalhadas não perfuradas (mudanças de furo, nivelamento, acoplamento de hastes, etc.).

$$\text{Produção/hora programada} = V_p \times p \times R$$

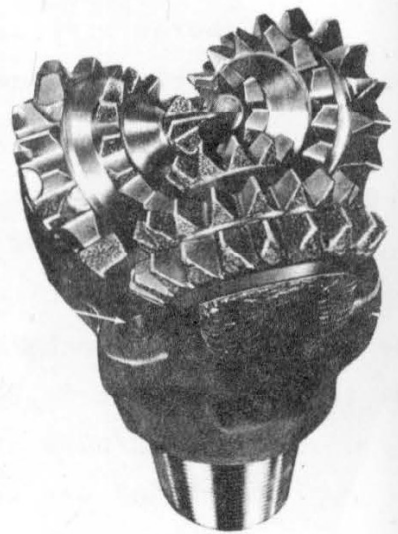
$$\text{Produção/hora trabalhada} = V_p \times p$$



ESTABILIZADOR DE ROLETES



BROCA TIPO HH-
(de insertos)



BROCA TIPO M
(de dientes)

	Reich Drill	45 R
Velocidade Penetração (Vp)	12 m/h	27 m/h
Disp. Fis. (DF)	0,65	0,75
Utiliz.. (U)	0,60	0,60
Rendimento (R)	0,39	0,45
P	0,80	0,70
Produção/h. Trabalhada	9,6 m/h	18,9 m/h
Produção/h. Programada	3,7 m/h	8,6 m/h

Consideramos DF para uma máquina bem usada, e U para uma mina com diversos bancos em lavra e problemas provocados por controle de qualidade obrigando o ataque simultâneo de muitas frentes.

A produção por turno/mês de 200 horas, será de:

$$3,7 \times 200 = 740 \text{ m para a RD.}$$

$$8,6 \times 200 = 1.720 \text{ m para a 45 R.}$$

Naturalmente, a produção em tonelada/hora dependerá do volume desmontado por metro perfurado que é função da altura do banco, do explosivo utilizado e da fragmentação desejada.

Limpeza dos Furos: é um fator de limitação da velocidade de penetração. A limpeza depende da capacidade de transporte do ar utilizado. Se usarmos um pull-down muito elevado para a rocha em furação, a velocidade de penetração poderá ser tal que o volume de partículas desagregadas ultrapasse a capacidade de transporte. Os pull-down dados acima são os máximos permitidos para a broca nas hematitas mais duras. Nas mais macias o operador usa o máximo compatível com a limpeza.

2.1.4. - COMPARAÇÃO PERCUSSÃO X ROTAÇÃO

Esta comparação deverá ser feita em termos de custos totais de produção. Deveremos, assim, levar em conta não só o custo das brocas por metro perfurado, como também as velocidades de penetração como indicador na fórmula (2).

Para um mesmo diâmetro de furo, se desejarmos aumentar a velocidade de penetração deveremos: para a perfuração percussiva aumentar a pressão do ar e para a perfuração rotativa aumentar a força sobre a broca e o número de rotações da coluna.

Para grandes diâmetros, quando o tamanho da broca permite a maior robustez de cones e rolamentos, podemos aplicar Pull-down e rotação elevada.

Da experiência em minas americanas sabe-se que, para a gran-

de maioria das rochas, a partir de 9" a perfuração percussiva já é superada pela rotativa.

Nos taconitos, extremamente duros, as 60R e 61R com furos - 12 1/4" e 15" chegam a superar o próprio "jet-piercing".

Bauer (12) a partir de dados obtidos em minas canadenses e americanas nos fornece o gráfico 1 que mostra que para nenhuma rocha o martelo "down-the-hole" de 100 psi iguala a velocidade de penetração da 50R. Por exemplo, para uma rocha de resistência à compressão de 20.000 psi a 50 R faz um furo de 9 7/8" a 25 pés/hora, enquanto o martelo produz um de 7" a 15 pés/hora (60% menos em metragem).

O gráfico 2 mostra o custo em dollars/pé para os mesmos casos anteriores. Verifica-se no gráfico que o martelo furando a 7" tem o custo do metro perfurado cerca de 10% mais barato que 50R furando a 9 7/8". Como, porém, o furo de 7" desmonta muito menos minério por metro de furo, resulta que usando o mesmo explosivo a 50R pode produzir com um custo mais baixo para a tonelada desmontada.

Na CVRD utilizamos as RD 650E com brocas rotativas de 6 3/4" e com martelo "down-the-hole" de 240 psi e brocas em X de 6 1/2" (Ver no apêndice 2 o cálculo do custo horário).

Comparando

Máquina	RD650E	RD-650E
Broca	HH99	X
Diâmetro	6 3/4"	6 1/2"
Velocidade Perfuração	9,5 m/h	8,6 m/h
Preço da Broca	Cr\$ 8.700,00	Cr\$ 4.680,00
Vida da broca/m	1.200	690
Custo da broca/m	Cr\$ 7,40	Cr\$ 6,70
Preço do Martelo (down-the-hole)	-	Cr\$ 25.300,00
Vida do martelo/h	-	1.200
Custo do martelo/hora	-	Cr\$ 21,00
Custo estabilizador/hora	Cr\$ 9,50	-
Custo da haste/hora	Cr\$13,50	Cr\$ 13,50
Custo Operacional/hora	Cr\$72,00	Cr\$ 72,00
Custo total (exceto broca/h)	Cr\$85,00	Cr\$106,50
Custo total (exceto broca/m)	Cr\$ 8,94	Cr\$ 12,38
Custo total metro	Cr\$16,34	Cr\$ 19,08

Como se vê nas nossas condições de trabalho, a rotação é - mais econômica do que a percussão para as RD650E. Isto deve-se princí

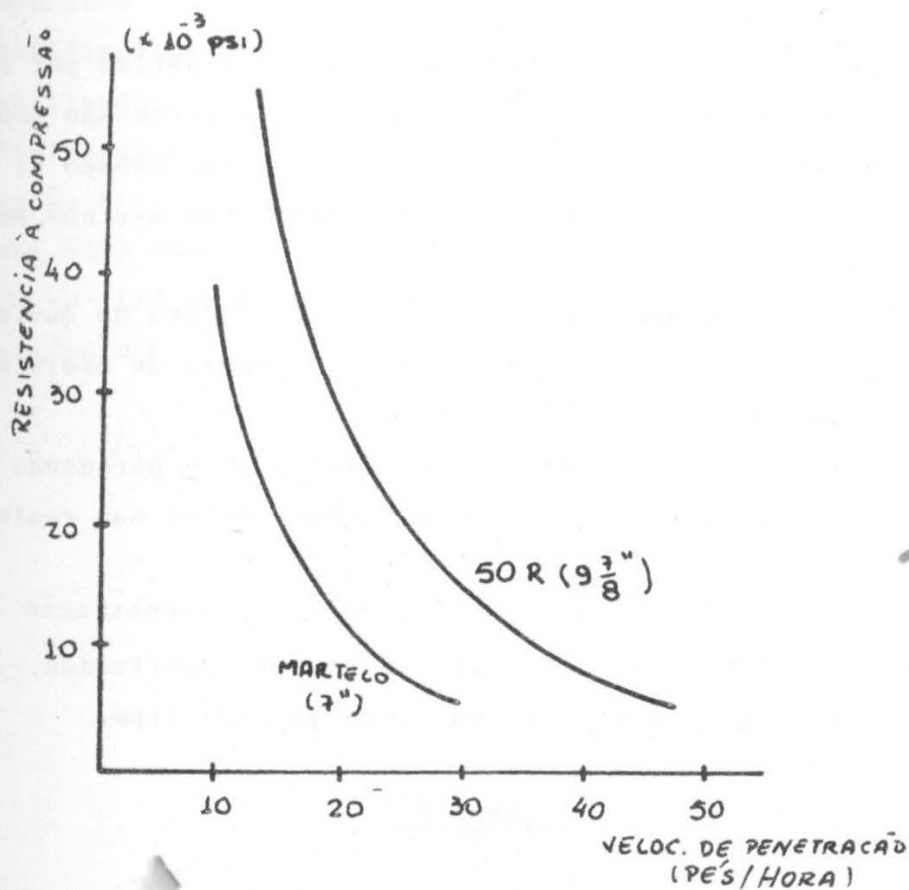


GRÁFICO 1- COMPARAÇÃO ENTRE AS VELOCIDADES DE PENETRAÇÃO DO MARTELO E DA 50R.

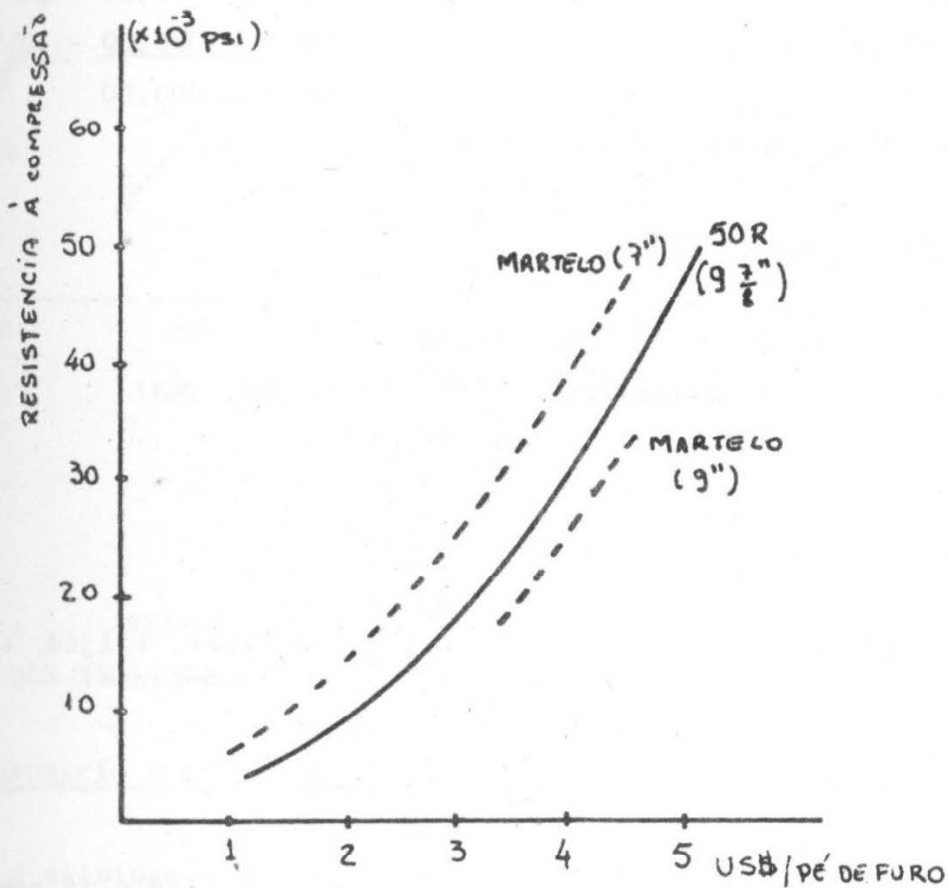


GRÁFICO 2- COMPARAÇÃO DE CUSTOS DO MARTELO DOW-THE-ROLE E 50R

palmente à velocidade de perfuração mais elevada obtida por rotação.

Nesta faixa de 6" a 7" de diâmetro, a percussão poderá vir a ser mais econômica do que a rotação em rochas de tensão de ruptura à compressão muito elevada. É o caso das hematitas maciças mais duras, raras nas minas da CVRD.

Na faixa de diâmetro acima de 9" está fora de dúvida a vantagem das perfuratrizes rotativas no atual estágio de evolução tecnológica dos diversos sistemas de perfuração.

Já em faixas de diâmetro inferior a 4" a percussão resulta bem mais econômica na maior parte das rochas, salvo nas realmente muito macias.

O gráfico 3 dá a velocidade de penetração para as 45R e as RD650E em função do tipo de hematita perfurado. Pode-se ver a média por tipo e a gama de variação de cada tipo.

APÊNDICE 2

Custo horário das RD 650E

Preço da máquina FOB	US\$ 100.000,00
Peças Sobressalentes	US\$ 10.000,00 - 10 % FOB
Frete, Montagem, etc...	US\$ <u>12.000,00</u> - 12 % FOB
Preço Total	US\$ 122.000,00
Vida total da máquina: 12.000 horas	

Custo de Propriedade: US\$/hora

Depreciação/hora	10,30
Juros, taxa, seguro, estocagem	<u>2,20</u> (8%J, 2%T, 2%S)
	12,50
Para US\$ 1,00 - Cr\$ 6,00 - Cr\$ 75,00/hora	

Custo de Operação

Mão de obra/hora	Cr\$ 20,00 (oper. + Ajud. + enc. Sociais)
Energia/hora	22,00
Manutenção/hora	<u>30,00</u>
	Cr\$ 72,00

Preço de 2 hastes Cr\$ 13.500,00

Vida das hastes - 1.000 horas

Custo da haste/hora	Cr\$ 13,50
Preço do Estabilizador	9.500,00
Vida do Estabilizador - 1.000 horas	
Custo do Estabilizador	9,50
Custo perfuração (fora a broca)	95,00
Preço da broca HH99 de 6 3/4"	8.700,00
Vida da broca - 125 horas	
Custo da broca/hora	70,00
Custo Total: - Cr\$ 165,00/hora	

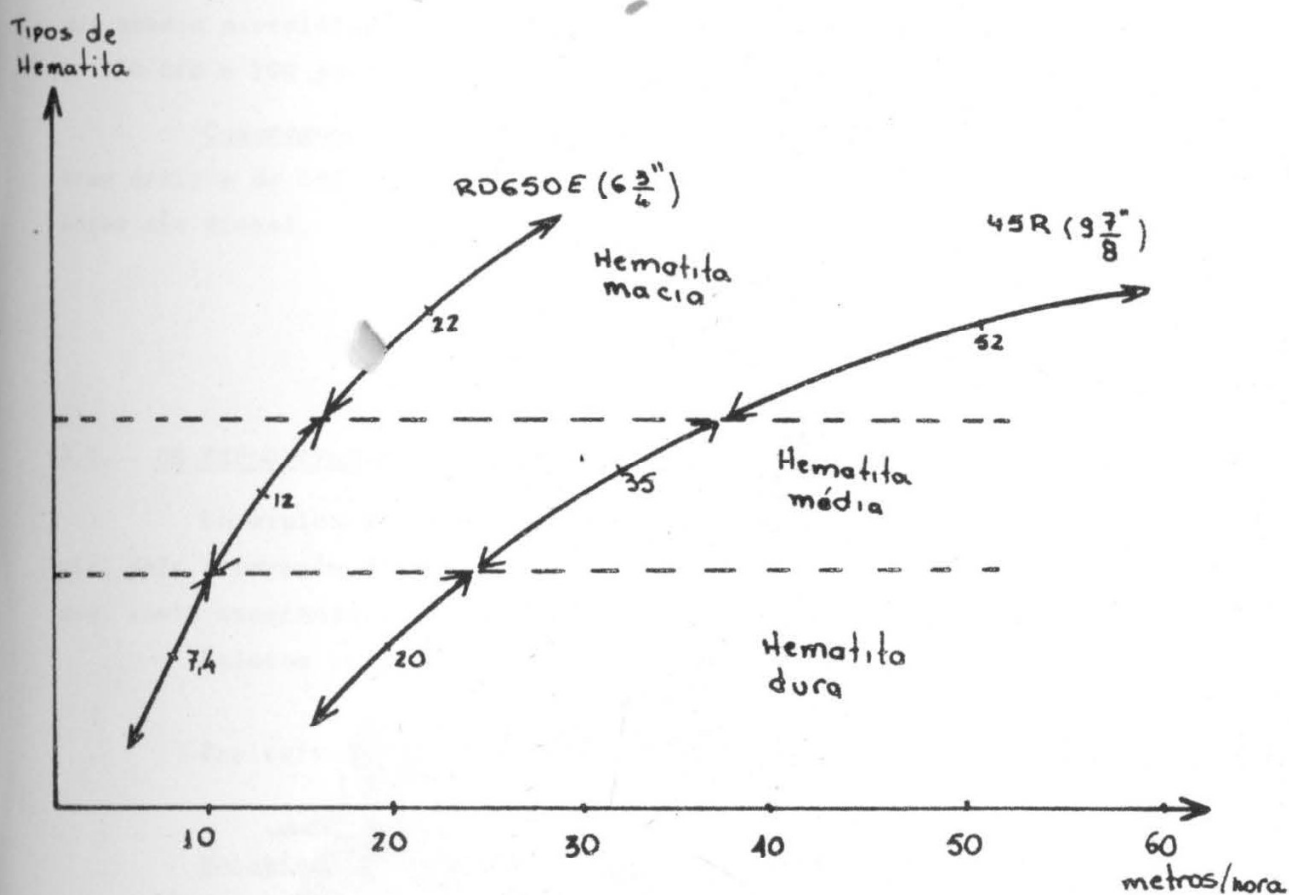


GRÁFICO 3

VELOCIDADE DE PENETRAÇÃO EM FUNÇÃO
DOS TIPOS DE HEMATITA (QUANTO À PERFURABILIDADE)

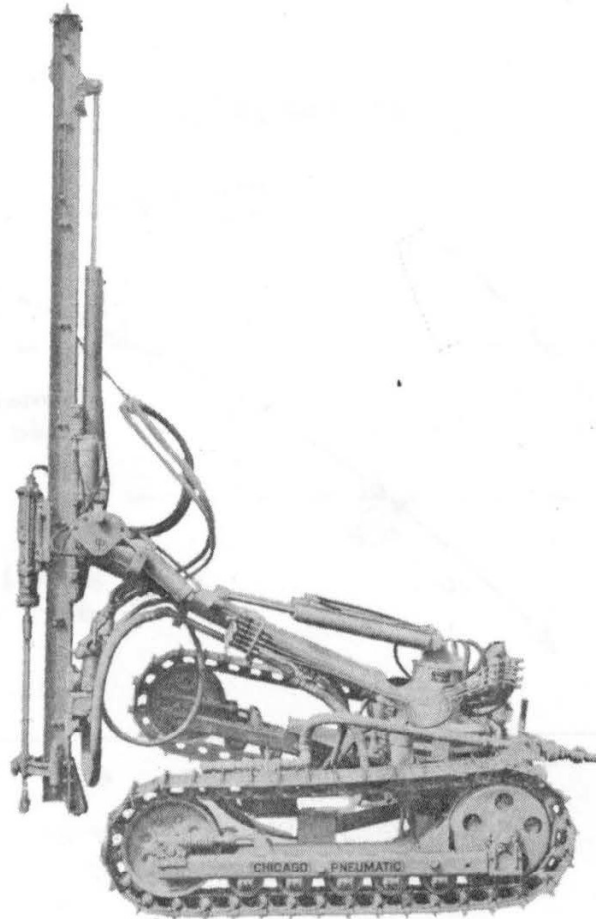
2.2. - PERFURAÇÃO SECUNDÁRIA E AUXILIAR

A eliminação de repés não corretamente desmontados, a abertura de bancos, de estradas e outros serviços auxiliares, que comportem o u-

so de furos de 3" de diâmetro e 3 ou mais metros de profundidade são feitos por carretas de perfuração Trac-drill G.900 da Chicago Pneumatic, alimentadas por compressor de 600 CFM.

A preparação de acesso em terrenos muito irregulares, geralmente sobre canga a cominuição de matacos (fogacho) e serviços auxiliares que não permitam o uso de diâmetro acima de 1" e profundidade de acima de 1,60 m são executados por marteleiros manuais.

Trac Drill G 900 - é uma carreta de perfuração (crawler - drill) auto-propelida que usa um martelo pneumático no topo da coluna de perfuração (drifter drill). O martelo usado é um de 4 3/4" de diâmetro do pistão e permite executar furos de 2 1/2" a 4" de diâmetro e até uma profundidade de 25 metros (para 3").



A TDG-900 é acionada pelo ar comprimido a 100 psi que recebe de um compressor de 600 CFM. O motor de locomoção é a ar comprimido. O ar comprimido aciona ainda uma bomba que, através de um circuito hidráulico, fornece a energia para o avanço da coluna de perfuração e para os pistões que posicionam a coluna de perfuração.

O martelo é também acionado pelo ar comprimido e, neste mo-

delo, é de rotação conjugada, i.é, a rotação da haste é feita no recúo do pistão por um dispositivo interno.

A velocidade média da perfuração usando broca de 3" em hematita é de 20 metros por hora. A disponibilidade física da máquina tem sido de 0,75.

A trac drill, quando em locomoção reboca o compressor.

Marteletes Manuais: são usados marteletes BBD12LH da Atlas Copco (peso 11,3 kg, consumo de ar CFM a 100 psi) furando com brocas de 3/4" até 1,6 m de profundidade. Estes marteletes são usados na perfuração de matacos.

Para furos mais profundos, normalmente só usamos até 2,4 m, são usados marteletes S-48 da Gardner Denver (peso 23 Kg, consumo de ar 100 CFM a 100 psi) furando com brocas de 7/8".

Compressor: usamos compressor de 600 CFM a 100 psi para as trac drill e de 365 CFM a 100 psi para os marteletes. Todos os compressores são diesel.

3 - A DINAMITAGEM

3.1. - OS EXPLOSIVOS- Características gerais e classificação (14)

Um explosivo é qualquer substância ou engenho que pode produzir, pela liberação de sua energia potencial, uma súbita erupção de gases, assim exercendo elevadas pressões sobre tudo o que o envolve.

Existem três tipos fundamentais:

	Mecânicos
Explosivos:	Químicos
	Atômicos

Mecânico: "Cardez" dióxido de carbono confinado em um recipiente de aço e aquecido. Atingido o limite de ruptura de um disco na extremidade, este liberta o gás a uma pressão capaz de realizar trabalho mecânico. É usado na mineração de carvão. A explosão de uma caldeira - ou uma erupção vulcânica explosiva são exemplos de explosivos mecânicos. Calcula-se que a explosão de Krakatoa em 1833 teria libertado uma potência superior a 5 milhões de kilotons.

Explosivo químico: existem dois tipos, os explosivos deflagantes e os detonantes.

Deflagração é uma reação de ignição muito rápida que se propaga de ponto para ponto da massa explosiva por ação do calor.

Detonação é um processo pelo qual o explosivo sofre uma reação química quando sob a ação de um tipo peculiar de onda de choque denominada onda de detonação. Essa onda de choque se propaga através do explosivo, suportada e reforçada pela reação química, a velocidades entre 2.000 e 7.000 m/seg., conforme a natureza física e química do explosivo.

Os explosivos detonantes podem ser primários e secundários.

Primários: detonam por ignição simples (centelha, chama, - impacto...)

Secundários: requerem o uso de um detonador (espoleta) e muitas vezes de um reforçador (booster).

Características dos explosivos detonantes e deflagantes.

	<u>Detonantes</u>	<u>Deflagante</u>
Método de iniciação	Primários: por ignição Secundários: por detonador	por ignição
<u>Tempo de conversão completa do explosivo em produtos gasosos</u>	<u>Microsssegundos</u>	<u>Milissegundos</u>
Velocidade de consumo dos grãos do explosivo	2 a 7 km/seg	Alguns cms.p/seg
Velocidade da frente de reação	2 a 7 km/seg	0,5 a 2 km/seg
Pressão da explosão	50.000 a 4.000 psi	até 50.000 psi
Uso em armas (canhão)	destrói a arma	bom propelente
Demolição	de pobre a excelente	não
Usos	demolição desmante	propelente desmante

ALGUNS EXEMPLOS DE EXPLOSIVOS

Detonantes Primários - Fulminato de mercúrio, azida de chumbo.

Detonantes secundários- TNT (trinitro-tolueno) PETN (Pentaeritritol-tetranitrato) N.G. (nitroglicerina), AN (nitrato de amônio), SN (nitrato de sódio).

Deflagantes - Pólvora negra, pólvora sem fumaça.

3.2 - OS EXPLOSIVOS USADOS NA C.V.R.D.

3.2.1. - No desmonte primário

Nos últimos dois anos o desmonte primário vem sendo feito quase totalmente com o uso de AN-FO. Outros explosivos utilizados têm sido as lamas (Slurries) aluminizadas ou não. Os explosivos convencionais a NG estão em desuso desde 1968 para desmonte primário.

AN-FO: Mistura de nitrato de amônio com óleo diesel (6% em peso).

Até o início de 1971 usamos o nitrato de amônio cristalizado, fornecido pela Petrobrás. A mistura e o carregamento nos furos eram manuais.

Em Fevereiro de 1971 foi firmado um contrato de fornecimento com a Du Pont do Brasil. Esta passou a fornecer o nitrato de amônio já misturado e carregado nos furos. Para isso usa caminhões que transportam, misturam e carregam o AN-FO. O nitrato de amônio é perolado. Seu produtor é a Ultrafertil.

O AN-FO quando bem misturado e iniciado por reforçadores de elevada brisância e velocidade de detonação, especialmente quando detonado em furos de grande diâmetro, chega a atingir velocidade e pressões de detonação elevadas. Sua densidade aparente (kg de explosivo / volume teórico do furo) vai de 0,9 a 1,0.

Suas maiores vantagens são o baixo preço e a regularidade de desempenho. Sua maior desvantagem é a falta de resistência a água.

DBA - Slurry: é uma lama aluminizada produzida pela Eminex - sob licença da IRECO Chemicals. Foi testada em junho de 1968 a fevereiro de 1969. Durante o ano de 1969 foi o principal explosivo utilizado na CVRD.

O DBA Slurry é uma mistura de nitrato de amônio e nitrato de sódio em solução aquosa à qual são acrescentados alumínio em pó e agentes gelificadores. Alguns outros agentes podem ser acrescentados para controle da sensibilidade, da densidade, etc..

Suas principais diferenças em relação aos explosivos convencionais são a presença de água na fórmula (cerca de 15%) e o fato de ser uma mistura que exige controles rigorosos de densidade, pH, porcentagens dos ingredientes. Qualquer erro pode levar à má detonação.

A preparação da solução de AN e SN é feita em uma instalação que consta de tanques de mistura aquecidos por serpentinas que recebem vapor de uma caldeira. O caminhão recebe esta solução em um tanque ter-

micamente isolado. A mistura deve permanecer quente para evitar a cristalização dos nitratos. Só no momento do carregamento é feita a mistura da solução com os ingredientes sólidos. A mistura, que só a partir deste momento é um explosivo, é então bombeada para os furos no estado de um líquido denso e viscoso.

Momentos após, ocorre a gelificação dando ao DBA o aspecto de uma gelatina de cor metálica.

O DBA exige iniciação por reforçadores pois é insensível à espoleta e cordel detonante. Sua velocidade de detonação é elevada. Sua densidade aparente é de cerca de 1,3.

São usados dois tipos: o DBA40 com mais Al, mais caro, usado como carga de base e o DBA30 usado como carga de volume.

Suas maiores vantagens são a resistência à água, a densidade elevada e velocidade de detonação elevada (levando a elevadas pressões de detonação).

Suas maiores desvantagens são o preço elevado e as dificuldades de controle de qualidade.

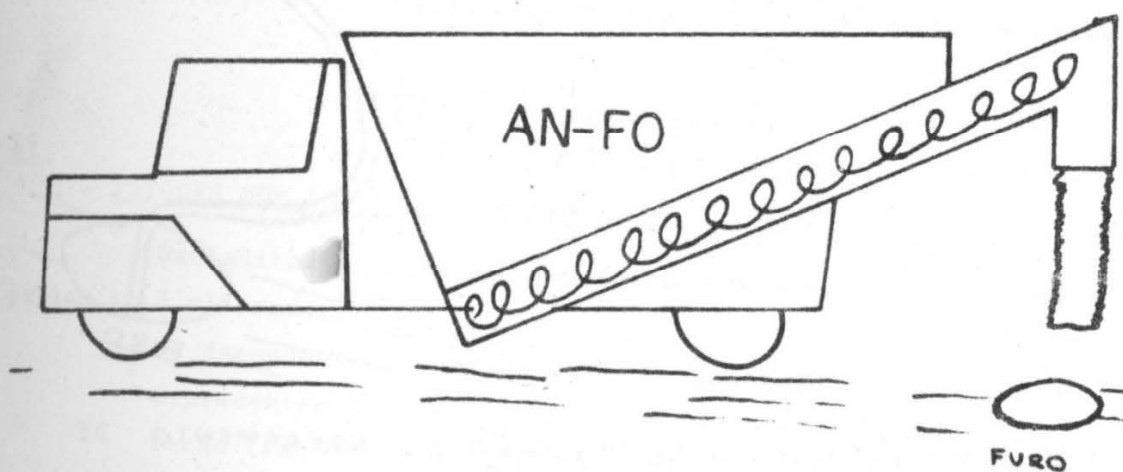
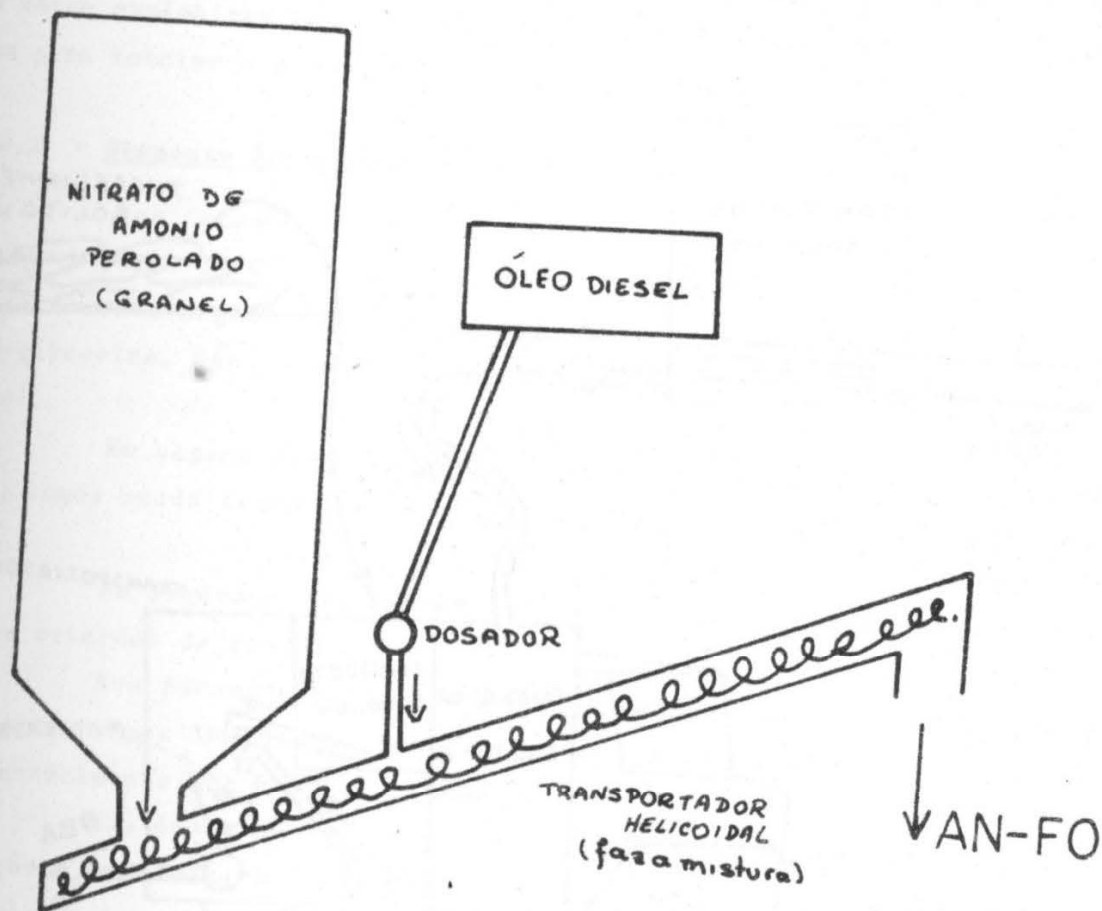
Zilite - é uma lama não metálica produzida pela Du Pont do Brasil. Sua composição básica é também uma solução de AN e SN em água à qual são acrescentadas substâncias orgânicas, sensibilizadores e gelificadores. Exige iniciadores de alta brisância e velocidade. Sua densidade é de cerca de 1,3. Foi testado de março a agosto de 1969. Inicialmente, era fornecido posto furo por um caminhão bomba. Diferia do DBA por ser totalmente preparado em uma instalação fixa. O caminhão transportava e bombeava o produto acabado.

Suas maiores vantagens são a resistência à água e a densidade elevada. E as desvantagens o preço elevado e problemas de controle de igualdade.

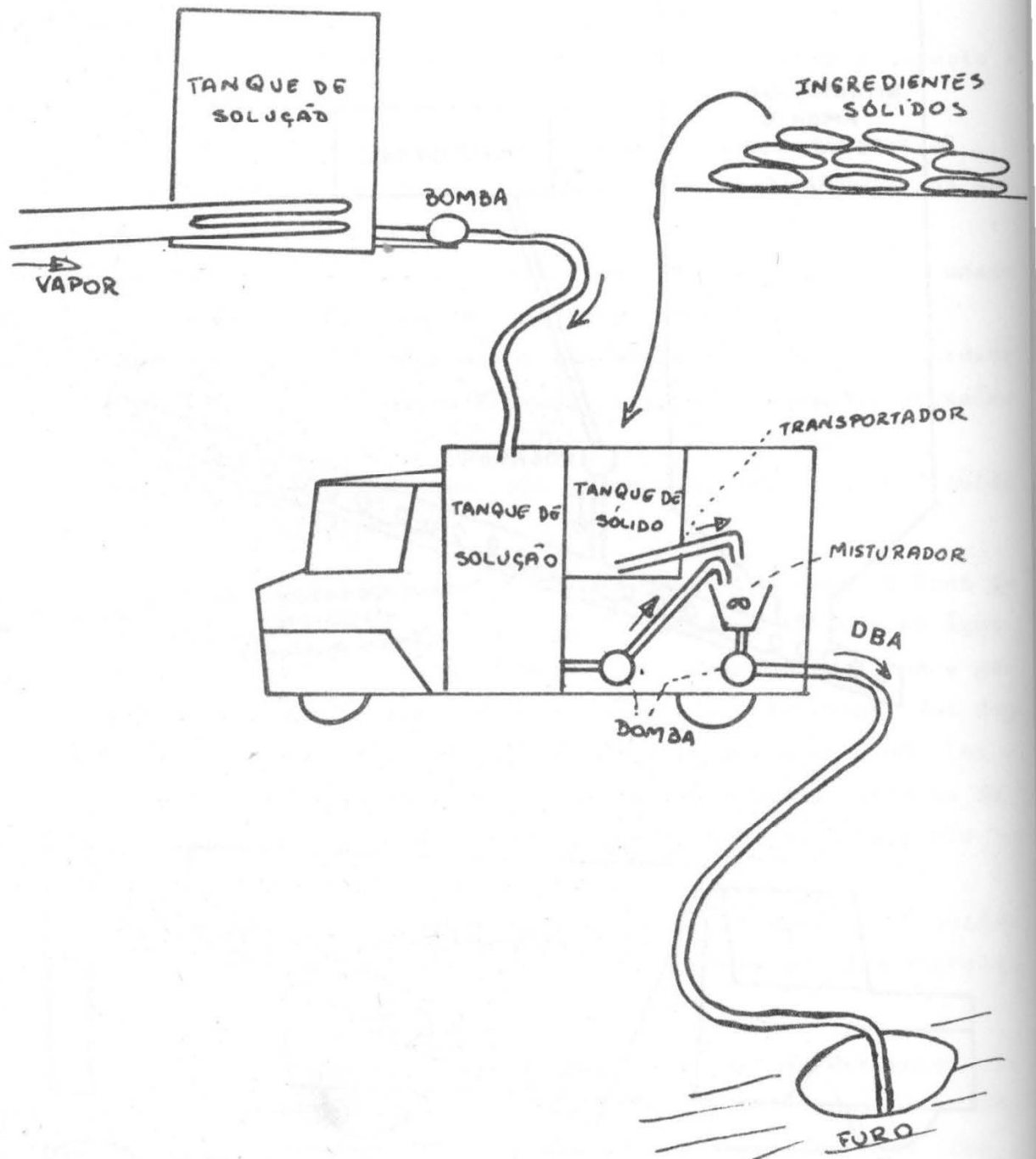
Acessórios - Todos os explosivos utilizados em desmonte primário exigem iniciação por reforçadores de elevada velocidade e brisância. São usados reforçadores comerciais produzidos pela Du Pont (Thorex 2) e pela Mantiqueira (cordet).

A iniciação dos reforçadores e a ligação entre os furos é feita por cordel detonante. São Usados retardadores de cordel para permitir a detonação de diversas carreiras de furos, melhorar a fragmentação e controlar as vibrações produzidas pela detonação.

A iniciação da linha principal de cordel detonante é feita por espoleta comum ou elétrica de nº 8.



SISTEMA DE MISTURA E TRANSPORTE USADO PELA DUPONT PARA O ANFO



ESQUEMA DO SISTEMA DE PREPARO E CARREGAMENTO DE DBA SLURRY DA EMINEX

Os reforçadores são de Pentolite (TNT + PETN). O cordel detonante é normalmente de PETN, podendo eventualmente conter TNT. Como estes explosivos são secundários é sempre necessário usar espoletas para iniciar o cordel.

3.2.2. - Desmorte Secundário e auxiliar

Nos furos de 3" executados pela Trac-Drill são normalmente usados explosivos comerciais cuja base é o nitrato de amônio ao qual se acrescenta alguma substância orgânica e pequena porcentagem de nitro-glicerina. São os explosivos tipo XP-99 (Du Pont) e SR-99 (Rupturita).

Em alguns casos especiais, normalmente em furos com muita água, temos usado lamas: Bragel (Eminex) SD-2 (Du Pont) e SLM (Rupturita).

As ligações são também feitas por cordel detonante e são usados retardos de cordel.

Nos furos de martelotes manuais são normalmente usadas gelatinas dos tipos XP-104 (Du Pont) e SR-104 (Rupturita). As ligações são normalmente por cordel detonante.

Nos casos em que, dada a proximidade de equipamento ou edificações, é necessário controlar as vibrações do solo, do ar (air blast) e o lançamento, são usados espoletas de espera rápida.

Os acessórios são normalmente adquiridos da Mantiqueira, Estrela e Broca Meirelles. É de nossa política de compras, manter sempre que possível mais de um fornecedor para qualquer tipo de material.

4 - O DESMONTE

4.1. - FATORES QUE INFLUEM NO DESMONTE

São muitos os fatores que influem no desmorte. Podemos agrupá-los em 3 classes:

os dependentes do explosivo, os dependentes da rocha e os dependentes da distribuição das massas de explosivos e de rocha (fatores geométricos).

4.1.1. - Fatores dependentes do explosivo

Os principais são a densidade, a velocidade de detonação, a inpedância, a pressão de detonação, o volume dos gases.

A pressão de detonação é possivelmente o melhor indicador -

da capacidade de um explosivo fragmentar uma rocha dura e maciça. A pressão de detonação é proporcional ao produto da densidade pelo quadrado da velocidade de detonação.

A habilidade relativa de diferentes explosivos em transformar sua pressão de detonação em tensão aplicada sobre uma dada rocha é tanto maior quanto mais próxima a impedância do explosivo e da rocha. A impedância é o produto da densidade pela velocidade de detonação do explosivo (para este) e da densidade da rocha pela velocidade do som nesta.

O volume dos gases liberados na detonação é de muita importância especialmente na fase final da fragmentação da rocha e no desmonte das rochas plásticas ou rochas muito fraturadas.

4.1.2. - Fatores dependentes da rocha

Propriedades físicas: resistência à compressão, resistência à tração, velocidade de propagação de ondas longitudinais, densidade, elasticidade, impedância.

As resistências à compressão e à tração medem a dificuldade de fraturamento da rocha. A impedância mede a capacidade relativa de receber a energia gerada na detonação. A elasticidade mede a maior ou menor capacidade de transmitir as tensões e resistir às deformações. A densidade é um fator de inércia a atual contra o deslocamento das massas fraturadas.

Propriedades geológicas: A presença de xistosidade, planos de estratificação, falhas, diáclases na massa rochosa pode levar a resultados inteiramente diferentes do que os obtidos em uma parcela mais homogênea da mesma rocha.

CLASSIFICAÇÃO DAS ROCHAS

Lang e Favreaú (16) propuseram a seguinte classificação das rochas do ponto de vista do desmonte:

a) <u>De acordo com a resistência à compressão</u>	
(resistência à compressão uniaxial em psi)	
muito duras	25.000 ou mais
duras	10.000 a 24.000
moles	5.000 a 9.000
muito moles	abaixo de 5.000

b) De acordo com as propriedades elásticas

Rochas elásticas: são aquelas não sujeitas a deformação permanente quando submetidas a carga dinâmica. Estas rochas podem armazenar grandes quantidades de energia de deformação que será liberada explosivamente em ruptura do tipo frágil. (brittle)

Rochas plásticas - aquelas em que mais de 25% da deformação total, a qualquer nível de tensão, é irreversível. Seja qual for o mecanismo dessa deformação.

c) De acordo com a estrutura da formação

- 1- Maciça: quando a distância entre planos de estratificação ou diáclases é superior a 2 metros.
- 2- Em blocos: quando o espaço entre diáclases é maior que 0,3 e menor que 2 metros.
- 3- Fraturada: quando os blocos individuais são inferiores a 0,3 m.
- 4- Muito fraturadas: quando os fragmentos individuais são menores que 8 cms.

É interessante notar que entre os diferentes minérios que compõem as nossas minas encontramos praticamente todos os tipos de rocha da classificação acima.

Do ponto de vista da resistência à compressão vão de muito moles (hematita e itabirito pulverulentos) a muito duras (hematita compacta), passando por todos os tipos intermediários.

As hematitas e itabiritos duros têm comportamento definitivamente elástico. Os pulverulentos, comportamento plástico.

Do ponto de vista da estrutura da formação a hematita dura - compacta é uma rocha em blocos, as hematitas duras fraturadas e xistosas são rochas fraturadas e as demais hematitas são muito fraturadas. Só não encontramos rochas realmente maciças em nossas minas.

4.1.3. - Fatores Geométricos

Dizem respeito à altura das bancadas, diâmetro dos furos, profundidade dos furos, afastamento (distância entre furo e face livre ou entre carreiras de furos), espaçamento (distância de furo numa mesma carreira), comprimento de coluna de explosivo e do tampão, relação entre o diâmetro da carga e o do furo (decoupling), sequência de detonação entre os furos, tipo de iniciação ponto de iniciação da carga.

Os espaçamento e o afastamento constituem a malha da furação. Juntamente com a altura da bancada dão o volume de rocha a ser desmonta

do por furo.

O decoupling, o tipo e ponto de iniciação, o tamponamento, o diâmetro dos furos influem sobre a velocidade e a pressão de detonação e sobre a transmissão de tensão à rocha.

A relação entre espaçamento e afastamento influi na distribuição de tensões na rocha.

4.2. - O MECANISMO DA FRAGMENTAÇÃO

Johansson e Persson (18), Langefors e Kihstron (17), Lang e Favreau (16) e muitos outros descrevem o mecanismo da fragmentação. Da remos uma descrição simplificada.

a) Rochas elásticas homogêneas

Quando a carga é detonada, a onda de detonação propaga-se ao longo do furo com uma velocidade entre 2.000 e 7.000 m/seg, mais comumente entre 4.000 e 6.000 m/seg. À frente da onda de detonação a pressão é de 5.000 a 500.000 kg/cm², normalmente cerca de 200.000 kg/cm² para um furo carregado com um explosivo detonante de alta velocidade.

Se o furo está totalmente carregado (decoupling = 1,0), uma pressão aproximadamente igual a apenas a metade da pressão de detonação atuará sobre as paredes do furo devido à aceleração das paredes. Se a carga não enche o furo (decoupling < 1), os gases expandir-se-ão radialmente e após atingir as paredes exercerão uma pressão muito mais baixa. Em qualquer caso, a pressão propagar-se-á através da rocha como uma onda do choque de frente cônica coaxial com o furo.

Podemos dividir o processo de fraturamento em três estágios:

1) A pressão elevada moe a rocha nas proximidades do furo por compressão. A onda de choque, propagando-se a velocidades de 3.000 a 5.000 metros por segundo, gera tensões tangenciais que abrem fraturas radicais as quais se alongam para longe do furo.

2) A pressão associada à onda de choque inicial é de compressão. Se essa onda atinge uma face livre é refletida e passa, no retorno, a gerar pressões de tração. As tensões de tração propagam-se de volta para o seio da rocha podendo causar fraturas de tração. Embora a resistência à tração das rochas seja muito menor que a resistência à compressão, este tipo de fraturamento (scabbing) é muito raro nos trabalhos de desmonte, pois exige cargas muito elevadas em relação ao afastamento. Exige cargas por unidade de furo vezes o quadrado do afastamento da ordem de 5 kg/m³, enquanto o normal nos desmontes vai de 0,5 a 1,0 kg/m³.

Enquanto as fraturas radicais se propagam a velocidade em torno de 1.000 m/seg, as ondas de choque propagam-se a velocidade de 3.000 a 5.000 m/seg. Assim, quando a onda de choque atinge a face livre, as fraturas ainda estão a cerca de 1/4 do caminho. A interação entre as fraturas e a onda de choque refletida irá intensificar a formação das fraturas que formam ângulos de 40° a 100° com a face livre, sendo estas as primeiras a atingir a face e definindo o volume de rocha arrancado pelo explosivo.

Estas duas fases representam a atuação da energia da onda de choque. Esta energia representa apenas de 5 a 15% do total da energia liberada pelo explosivo.

Estas duas fases representam a atuação da energia da onda de choque.

Isto sugere que a onda de choque não é responsável pelo fraturamento total, ela realmente é mais importante como condicionadora da rocha para o fraturamento durante o 3º e último estágio.

3) Este estágio é muito mais lento, sendo denominado por alguns autores como fase quase estática. Sob a influência das tremendas pressões dos gases as fraturas primárias criadas pela fase dinâmica são alongadas rapidamente sob o efeito combinado das tensões de tração induzidas pela compressão radical e pelo efeito de cunha pneumática dos gases.

Quando a rocha em frente ao furo cede e se move para a frente, as elevadas pressões de compressão atuantes sobre a rocha são liberadas, aproximadamente como uma mola tensionada e subitamente liberada. O efeito da liberação é induzir elevadas tensões de tração que completarão o processo de fraturamento iniciado na fase dinâmica. As pequenas fraturas e início de condição de fraturamento criados pela onda de choque servirão agora de zonas de fraqueza onde iniciar-se a maior atividade de fragmentação.

Os gases em seguida moverão os fragmentos completando o processo.

b) Rochas elásticas descontínuas

As fraturas irão interferir no processo. Fraturas bem definidas e muito separadas, como as que ocorrem nas hematitas duras, compactas, tendem a refletir as ondas de choque aumentando o fraturamento junto ao furo mas dificultando o fraturamento junto à face livre, o que dá origem à formação de matacos.

Um fraturamento intenso e desordenado tende a facilitar o desmonte. A ação dos gases é suficiente para dar ótima fragmentação. É

o caso das hematitas duras xistosas.

c) Rochas plásticas

Nestas rochas a onda de choque não tem praticamente atuação alguma. O desmonte será executado apenas pelos gases em expansão. Geralmente não necessitam ser desmontados por explosivos. Eventualmente poderão ser afrouxadas para facilitar o trabalho das escavadeiras. É o caso das hematitas e itabiritos pulverulentos e dos xistos e intrusivas decompostos.

4.3. - A FRAGMENTAÇÃO DESEJÁVEL

A fragmentação a ser obtida em uma operação é função da utilização posterior do material detonado.

A solução clássica do problema consiste em determinar os blocos maiores toleráveis a partir da abertura do britador. Em função do tamanho dos blocos maiores é escolhido o diâmetro dos furos e portanto o porte da perfuratriz. Esta solução está baseada na otimização dos custos do desmonte por explosivos. Trabalha-se com os maiores afastamentos e espaçamentos possíveis para um dado diâmetro de furo e um dado explosivo, resultando um volume máximo de rocha desmontada por metro linear de perfuração e por unidade de massa de explosivo.

Esta solução não é a melhor na maior parte dos casos. Ao otimizar o custo de desmonte como um sistema isolado frequentemente estar-se-á trabalhando com o sistema completo mina-britadores fora do ótimo.

É fácil de compreender o problema quando é lembrado que as escavadeiras, no nosso caso, representam 20% do custo até os britadores, os caminhões 33%, as perfuratrizes 13% e a dinamitagem 12%. Além disto, a produção de uma escavadeira cresce na medida em que trabalha em material mais solto e bem fragmentado.

Bauer (19) apresenta o gráfico 4 que relaciona a produção anual de escavadeiras com o consumo específico de explosivos no desmonte (razão de carregamento).

Otimizar o desmonte pode significar uma economia em 25% dos custos do sistema às custas de um acréscimo de custo nos restantes 53% resultando em custos globais mais elevados.

Assim, a aproximação atual para o problema de desmonte de minérios é procurar obter um material otimizando fragmentado e bem solto. Deve-se acrescentar que é necessário evitar o lançamento ex -

cessivo do material, pois disto resultaria uma pilha mais baixa com a conseqüente dificuldade de enchimento das caçambas e a decorrente queda de produção das escavadeiras.

Nossa prática atual é esta, daí o uso de malhas relativamente pequenas na perfuração (para os diâmetros utilizados) e razões de carregamento mais elevadas.

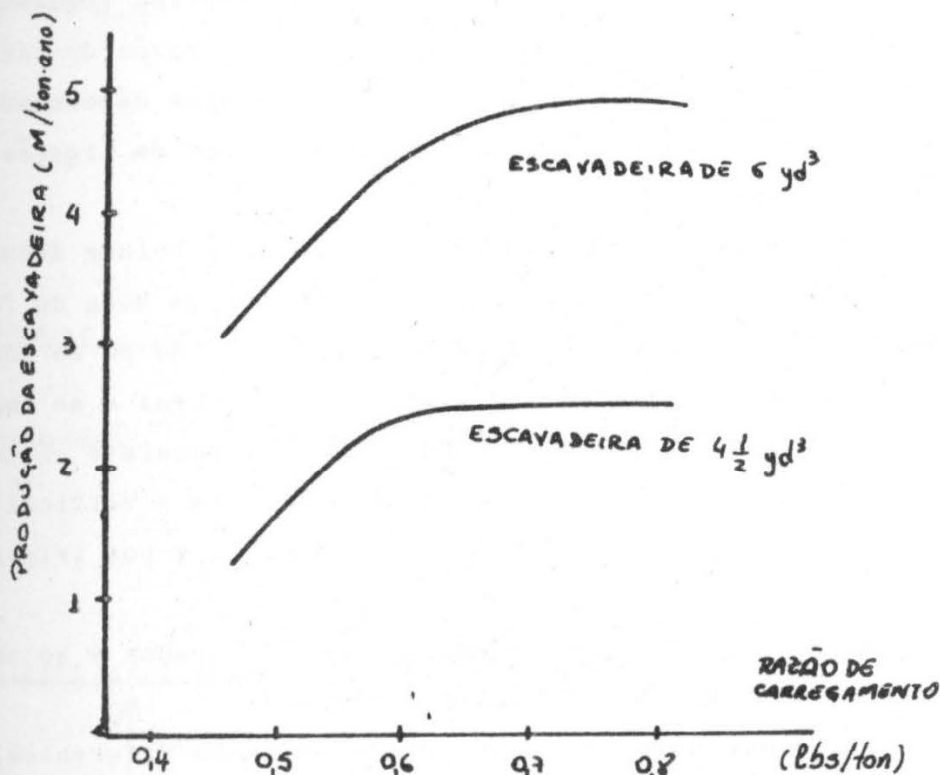


GRAFICO 4 - PRODUÇÃO ANUAL DAS ESCAVADEIRAS EM FUNÇÃO DA RAZÃO DE CARREGAMENTO. ROCHA DE 20.000 lbs DE RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO.

Este é um campo que merecerá maiores estudos nos próximos anos. No momento está sendo montado um esquema de controle de custos que permitirá a otimização do sistema completo com menos solicitação a julgamentos subjetivos.

4.4. - ESQUEMAS DE FOGO

Denominamos esquema de fogo às relações geométricas entre as faces livres da rocha, os furos e as cargas explosivas, acrescidas da razão de carregamento e da seqüência de detonação.

Um esquema é caracterizado por: altura da bancada, profundidade dos furos, número de carreiras de furos, número de furos por carreiras, diâmetro dos furos, ângulo dos furos, afastamento, espaçamento, sobrefuração (parte inferior dos furos abaixo do nível do pé da bancada), tampão (parte superior dos furos preenchidos com finos de perfuração para confinamento da carga), decoupling (razão entre o diâmetro da carga e o do furo), carga por furo e razão de carregamento (relação entre a carga e o volume ou a tonelagem desmontados), tipo e posição dos iniciadores ou reforçadores, tipo de ligação e sequência de detonação.

O afastamento considerado no cálculo do volume desmontado é a média aritmética entre a "crista" (distância da boca do furo à crista da bancada) e o "pé" (distância horizontal do pé da bancada ao furo). As medidas lineares são efetuadas com trena e os ângulos são lidos utilizando um clinômetro rústico, que consiste em um fio de prumo fixado a uma tabuleta onde os ângulos com a vertical estão marcados. O pé e a altura da bancada são calculados por trigonometria.

Os esquemas de fogo devem adaptar-se à rocha e ao explosivo utilizados, bem como à fragmentação desejada.

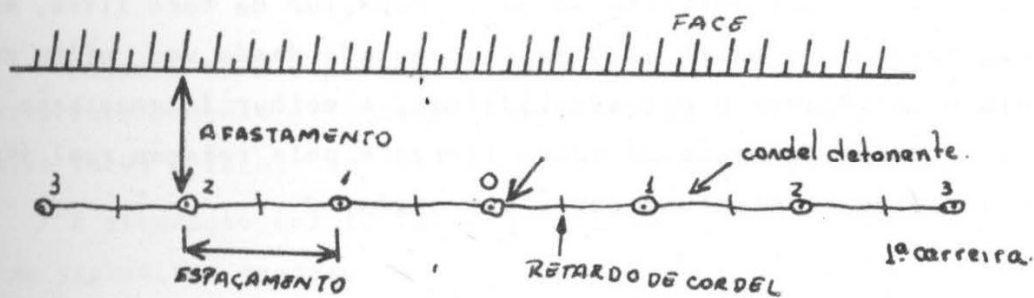
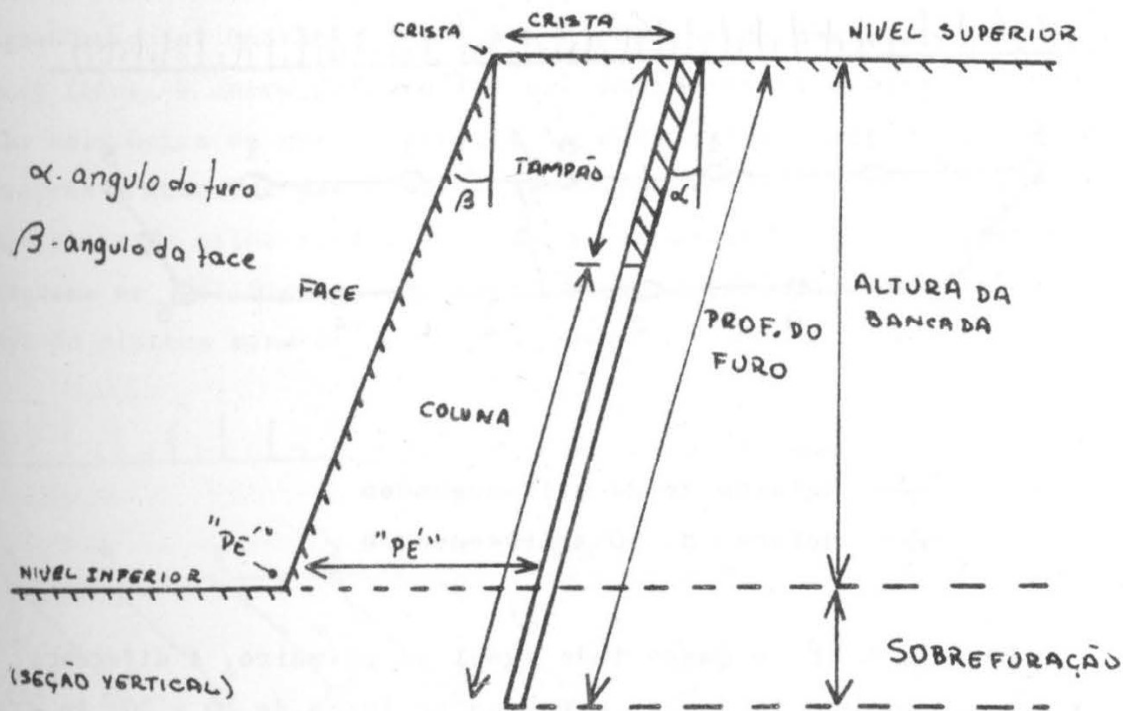
Utilizamos normalmente diversos esquemas diferentes, podendo estes ser mais ou menos usados dependendo da frequência com que ocorrem as condições particulares de rocha a que atendem.

4.4.1. - ESQUEMAS NORMALMENTE USADOS

São os esquemas que usamos em maior escala em nossas minas, podem ser alterados ligeiramente para diferentes explosivos e foram diversas vezes alterados para melhorar a fragmentação.

Tomaremos, para exemplo, o nitrato de amônio da Du Pont e os esquemas mais recentes em furos de 9 7/8".

Esquema 1: Bancadas de 13 metros, furos de 9 7/8" e 15 metros sobrefuração 2 metros, tampão 6 metros, afastamento médio 6 metros, espaçamento médio 8 metros, furos verticais ou inclinados de 15°, dependendo do ângulo da face e tipo de rocha. A carga a granel preenche totalmente o furo resultando "decoupling" igual a 1, uma ou duas carreiras de furos, 6 a 12 furos por carreira, 2 reforçadores, colocados uma a 1 metro do fundo do furo e outro a 1 metro



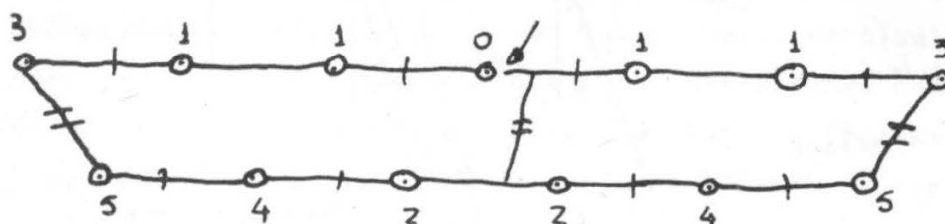
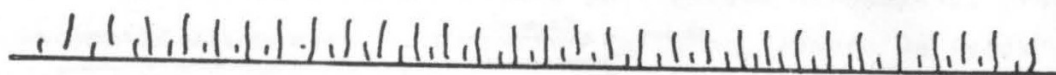
(PLANTA)

INÍCIO POR ESPOLETA.

0, 1, 2, ... SEQUENCIA DE DETONAÇÃO

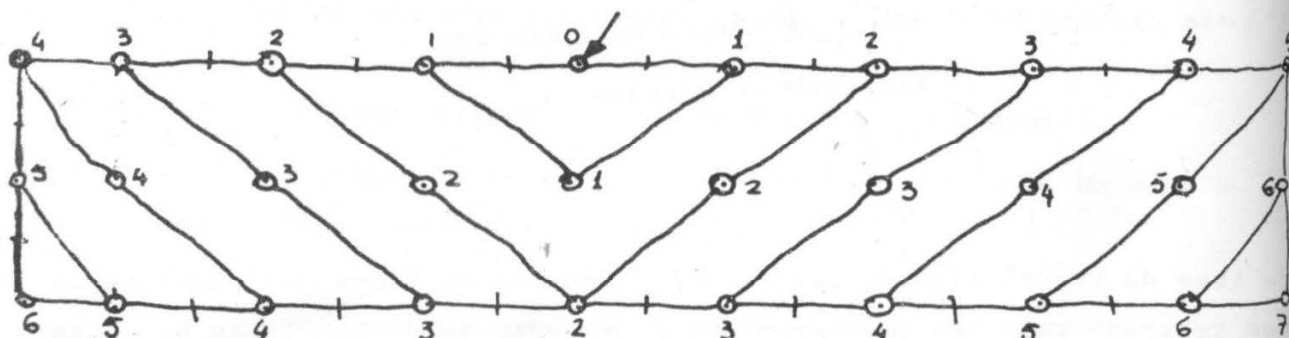
do topo da carga, ligação por cordel detonante ao longo das carreiras e com retardos cada uma ou duas minas dependendo da distância às oficinas e escritórios. Carga de 450 kg, 620 m³ de rocha (2.800 t) dando uma razão de carregamento de 725 g/m³ (160 g/ton).

Furos normalmente alternados de carreira para carreira.



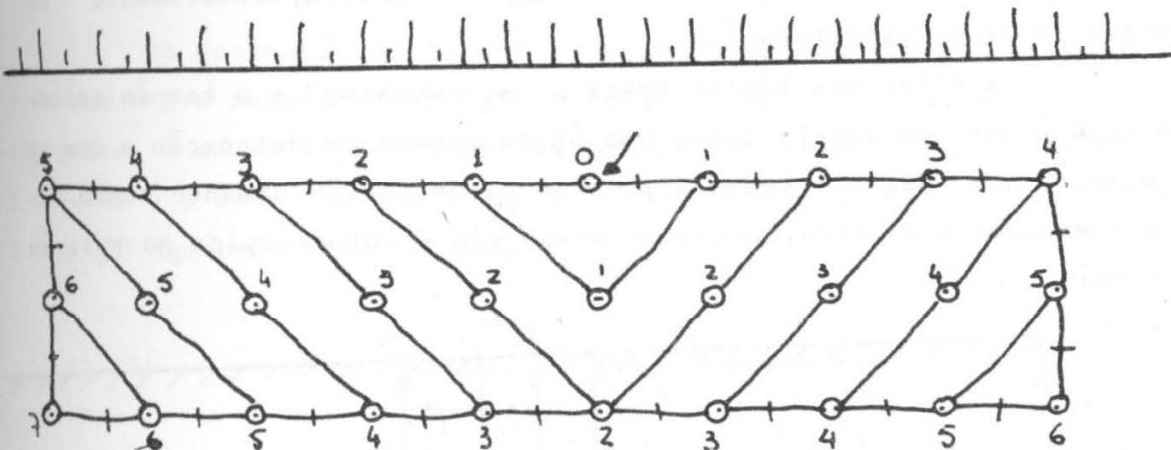
- + Retardo de 20 milissegundos
- // Retardo de 30 milissegundos

Esquema 2: É em quase tudo igual ao primeiro. A diferença está em que são usados de 2 a 4 carreiras de furos, de 10 a 30 furos por carreira, os furos das diferentes carreiras serão alinhados, a ligação por cordel detonante é em V. As vantagens são: redução do número de matacos provenientes da parte superior da face livre, melhor fragmentação, o material é mais acumulado dando uma pilha melhor para o carregamento por escavadeiras. A melhor fragmentação é obtida pela maior formação de faces livres e pela relação real espaçamento dividido afastamento que é aumentada.



Esquema 3: O espaçamento foi reduzido a 6 metros, resultando uma malha quadrada de 6 x 6. O volume desmontado foi reduzido a 470 m³ (2.100 ton.) e a razão de carregamento cresceu para 960 g/m³ (215 g/ton.). No mais, o esquema é idêntico ao anterior. O afastamento real ficou reduzido a 4,3 m e o espaçamento real passou a

8,6 m resultando uma relação espaçamento dividido afastamento = 2. A fragmentação foi bastante aumentada e foi obtida uma maior percentagem de finos. O único defeito foi um lançamento excessivo, dando uma pilha mais baixa do que a ideal. É verdade que quando se usa 3 ou 4 carreiras o material das últimas carreiras é contido pelo das primeiras e parte da pilha fica boa. Dada a necessidade de aumento de finos o esquema se justificava. Apesar do custo do desmonte mais elevado o custo do sistema mina britador era pouco afetado.



Esquema 4: É o esquema 3 ao qual foi feita uma alteração de filosofia inteiramente diferente. Foram mantidas as relações geométricas entre furos e face, as ligações e a sequência de detonação.

A alteração foi feita na carga. Em lugar de uma coluna contínua de explosivos passamos a utilizar uma coluna interrompida por um espaço de ar ("air-decking"). É feita uma carga de base de 4 m - (200 kg) de ANFO escovado por um reforçador; um "carretel" (2 discos de madeira sustentados por ripas de madeira) de 1,5 m é descido no furo, acima do "carretel" é jogada serragem de madeira para vedar o furo central, por onde passa o cordel, e os vãos laterais. Depois uma segunda carga de ANFO com 3,0 metros (150 kg) escovada por um segundo reforçador e finalmente o tampão. A carga passou assim a 350 kg e a razão de carregamento a 745 g/m^3 (166 g/ton). A fragmentação e a percentagem de finos é aproximadamente a mesma do esquema 3, e a altura da pilha é ótima. Os custos de desmonte foram reduzidos em relação ao esquema anterior pela redução do explosivo e os custos escavadeira-caminhão-britador reduzidos pelo aumento da eficiência das escavadeiras.

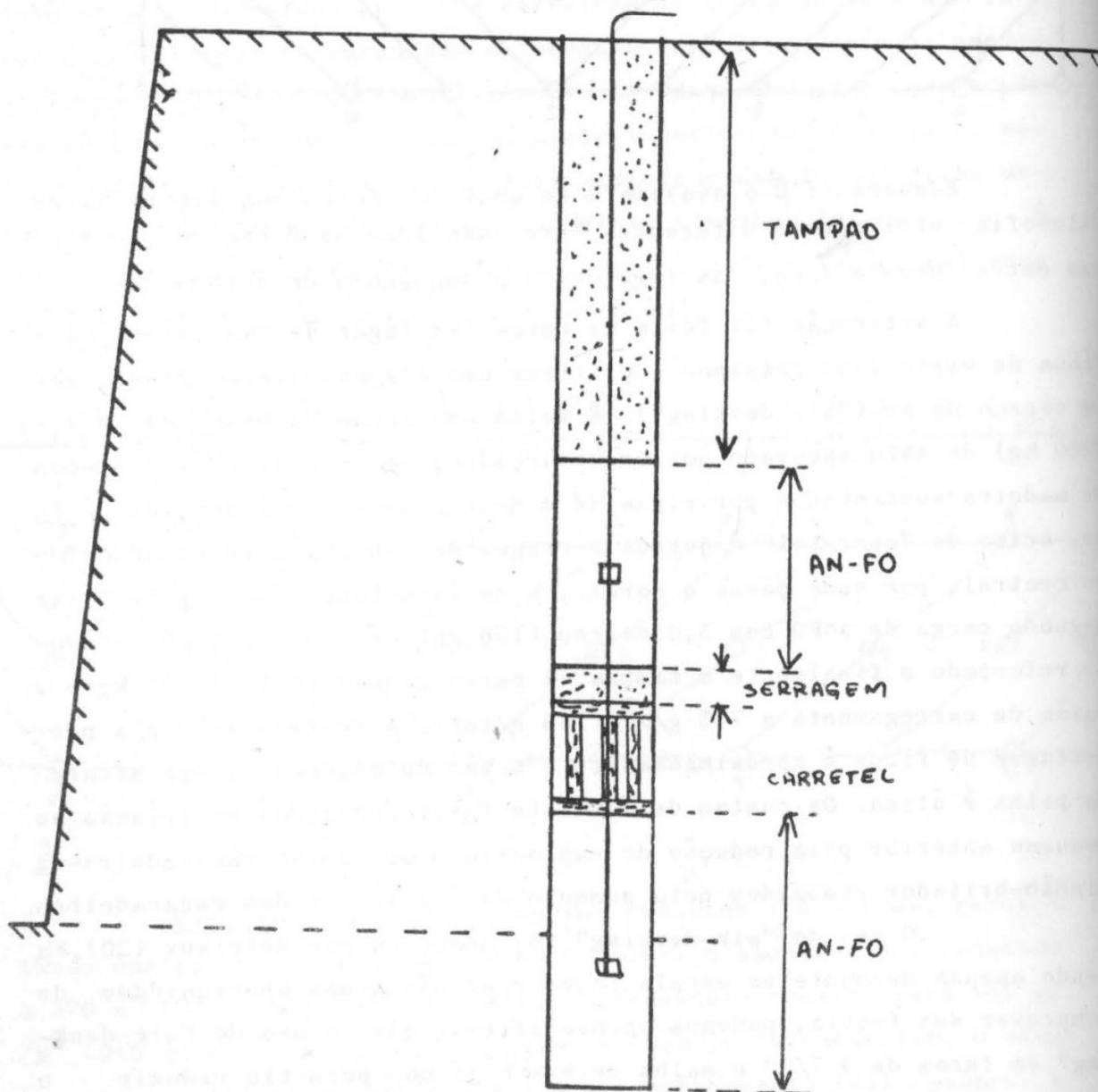
O uso do "air-decking" foi descrito por Melnikov (20). Fazendo apenas desmonte em escala industrial não temos oportunidade de comprovar sua teoria, podemos apenas afirmar que: o uso do "air-decking" em furos de $9 \frac{7}{8}$ " e malha de 6 x 6 já nos permitiu reduzir o

consumo de explosivos de 215 g/ton para 166 g/ton obtendo a mesma fragmentação.

Se em lugar de usarmos "air-decking" usamos um tampão intermediário de finos de perfuração o efeito é totalmente diferente. Aliás, usamos isto quando queremos reduzir o efeito da carga de um furo excessivamente leve ou introduzir uma carga perto da boca do furo para solucionar problemas particulares (descrito em 4.1.2.).

É possível que o "air-decking" leve a uma re-distribuição das tensões na rocha, da qual resultaria um melhor aproveitamento da energia liberada na detonação.

A diferença básica entre o "air-decking" e o tampão intermediário é que com aquele temos uma única câmara de detonação e com este mais de uma. Naquele temos a pressão de detonação atuando sobre todo o comprimento do furo, enquanto neste ela é interrompida na posição do tampão.

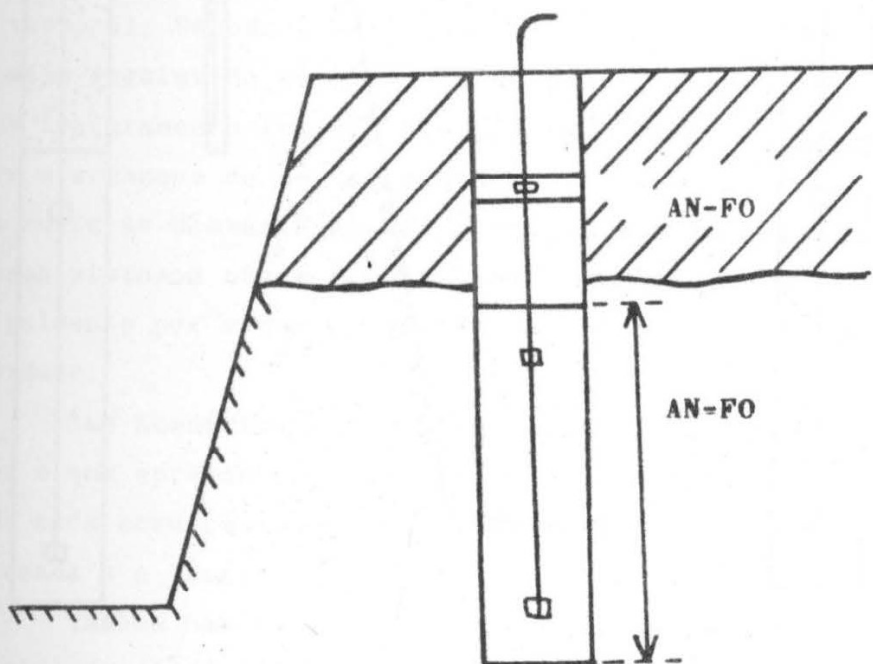


Os esquemas em furos de 6 3/4" sofreram evolução semelhante, tendo passado de 5 x 6 e 115 g/ton para 5 x 5 e 140 g/ton e finalmente 5 x 5 115 g/ton com "air-decking".

Resta salientar que, quanto maiores os fogos (mais carreiras e mais furos por carreira), melhor a fragmentação e a forma da pilha e menor o número de matacos. Uma vantagem adicional é o menor número de deslocamentos da escavadeira.

4.4.2. - ALGUNS ESQUEMAS ESPECIAIS

Na detonação de frentes mistas em que uma camada de canga rica com 3 a 6 metros de espessura repousa sobre hematitas ou itabiritos moles, é necessário colocar uma carga auxiliar dentro do tampão. O esquema é o mesmo em uso normal, apenas é acrescentada uma carga de 0,5 m (25 kg) no centro do tampão.

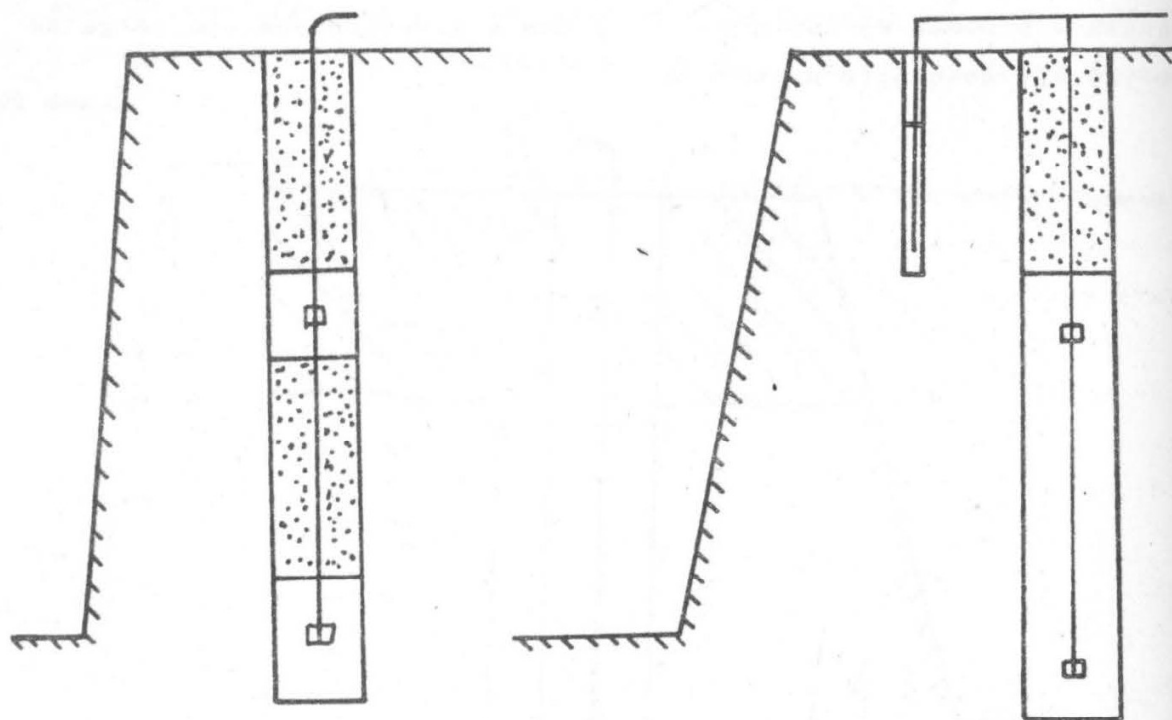


Esta carga é necessária pois a carga normal colocada abaixo da camada de canga em uma rocha de comportamento pouco elástico não conseguirá fraturar a canga. Esta será quebrada em grandes blocos chegando a constituir risco para a escavadeira. A carga colocada no meio do tampão atuará sobre a canga fragmentando-a. Esta carga, isolada da carga principal por 3,0 metros de finos de perfuração, atua como uma carga isolada e o tampão trabalha normalmente no confinamento da carga principal.

Em casos em que um ou mais furos resultam muito leves, por exemplo quando a escavadeira ultrapassa o limite do fogo anterior, é

colocada no fundo do furo uma carga apenas suficiente para o arranque do pé e pequenas cargas são escalonadas para fragmentação da rocha. Os espaços intermediários são preenchidos com finos de perfuração.

Nas hematitas duras compactas o sistema de fraturas muito bem desenvolvidas e muito espaçadas tende a gerar matacos. Estes são destacados principalmente da parte superior da face livre, na área correspondente ao tampão e onde as fraturas estão mais abertas pela ação das operações de desmonte e escavação anteriores. Um furo de 3" e 6 metros de profundidade diretamente à frente de cada furo da primeira carreira e detonado em conjunto com este, é capaz de reduzir bastante o número de matacos.



4.4.3. - FURAÇÃO INCLINADA

Muito se tem falado contra e a favor da furação inclinada. Enquanto na Europa, onde normalmente são usados furos de diâmetros pequenos (em torno de 4") em bancadas de 10 a 20 metros, a furação inclinada continua a ser defendida; nos Estados Unidos e Canadá, onde os furos tendem a se concentrar na faixa de 9" a 15" em bancos de 12 a 15 m e furações com muitas carreiras de furos ela está quase em desuso.

A defesa da furação inclinada está baseada no melhor aproveitamento das ondas de choque e dos gases da detonação, como pode ser visto em Langefors (17) e em Kochanowsky (21). Ela levaria a melhor

fragmentação, menor número de matacos, menores problemas de repê , maior lançamento.

A crítica à furação inclinada está baseada principalmente - na elevação dos custos de perfuração. Realmente, quando se usam perfuratrizes rotativas de grande diâmetro a furação inclinada tende a levar a maior desgaste das brocas, a maiores perdas de tempo no posicionamento da máquina a cada furo e na perda de capacidade do pull - down que se reflete em perda de velocidade de penetração.

Nas minas da CVRD usamos tanto a perfuração inclinada quanto a vertical.

É principalmente nas hematitas duras compactas e duras fraturadas que usamos a perfuração inclinada. Nestas os problemas de arranque do pé são maiores dada à elevada resistência da rocha, acrescidas do fato de que nessas rochas a estrutura geológica é desfavorável e tende a provocar faces de bancada com inclinações de 20º a 40º com a vertical. Usando a furação a 15º conseguimos obter um afastamento mais regular do pé à crista do banco. Nestas tochas, que são do tipo de fraturamento frágil, a ajuda das ondas de choque é importante para o arranque do pé. As vantagens na atuação do explosivo superam de muito as desvantagens da execução dos furos a 15º. Nas hematitas duras xistosas ainda é vantajoso o uso da perfuração inclinada , principalmente por causa da grande inclinação das faces provocada por xistosidade.

Nas hematitas moles e em algumas hematitas duras muito fraturadas e que apresentam fraturamento desorientado, a perfuração inclinada nada acrescenta ao trabalho do explosivo. Nestas rochas a furação usada é a vertical.

Também nas cangas e nos itabiritos não há vantagem na furação inclinada. Apenas nos itabiritos duros que, do ponto de vista do desmonte: equivalem às hematitas duras fraturadas, ela é usada.

A furação inclinada vem sendo usada em cerca de 60% dos desmontes no Cauê.

As desvantagens da furação inclinada são reduzidas pelo uso de estabilizadores de roletes, que evitam o desgaste lateral das brocas e pelo posicionamento em linha dos furos das diversas carreiras , o que diminui as perdas de tempo no posicionamento da máquina.

4.5. - SEGURANÇA NAS DETONACÕES

Com a proximidade das frentes em lavra, em relação às áreas de escritórios, oficinas e britadores, o problema da segurança nas

detonações assume grande importância.

São três as maneiras pelas quais uma detonação pode provocar danos:

- 1 - Pedras Lançadas
- 2 - Vibrações do ar (air blast)
- 3 - Vibrações do solo

1 - Pedras Lançadas: Devemos partir do pressuposto de que uma detonação sempre lança pedras. Elas irão mais perto ou mais longe, dependendo da carga de explosivos em relação à rocha a desmontar e da estrutura da rocha.

Podemos controlar a quantidade de explosivos. Não podemos a estrutura da rocha e é muito difícil detectar certas descontinuidades perigosas. Em uma rocha homogênea é possível calcular o lançamento. Em rochas como as de nossas minas, fraturadas e apresentando camadas intercaladas de resistência diferente, é sempre possível ocorrer um ultra-lançamento. Para prevenir acidentes pessoais, uma área de 400 m em torno das detonações é considerada perigosa. Ninguém deve permanecer desabrigado, no horário das detonações, dentro desta área.

2 - Vibrações do ar : A detonação gera ondas de compressão no ar. Em cada ponto próximo a detonação ocorre uma sucessão de sobrepressões positivas e negativas. De acordo com a intensidade das sobrepressões, poderá ocorrer (26):

- acima de 0,03 psi - ruído nas janelas
- abaixo de 0,1 psi - apenas ruído, sem perigo
- acerca de 1,0 psi - danos em janelas
- acima de 1,0 psi - danos em rebôco

As condições atmosféricas influem sobre as vibrações no ar, podendo provocar focos de sobrepressão a distâncias relativamente grandes da detonação.

Para reduzir o problema é necessário usar bom tamponamento e, em casos extremos, tampar as linhas de cordel detonante com finos ou eliminar essas linhas pelo uso de espoletas elétricas.

3 - Vibrações do solo: grande parte da onda de choque - transmitida pelo explosivo à rocha dissipa-se pelo maciço na forma de ondas sísmicas. Dependendo de sua intensidade, estas podem oferecer perigo para construções próximas.

A intensidade das ondas sísmicas em um determinado ponto depende da quantidade de explosivos detonada de uma só vez, da distância do ponto considerado ao local da detonação e das característi

cas físicas da rocha que transmite a onda.

Existem diversos critérios, todos empíricos, que relacionam os danos com alguma medida de intensidade das ondas; seja com a amplitude, com a velocidade de partícula, com a aceleração (23) (24) (17) (26).

Para um dado explosivo e uma rocha, existe uma carga máxima que pode ser detonada a um só tempo, dando uma onda cuja intensidade é insuficiente para causar danos a uma estrutura situada a determinada distância.

O problema consiste em: dada a distância, determinar a carga máxima ainda segura. Este problema foi resolvido empiricamente - por diversos autores, entre eles Crandell, Langefors (17) Duvall (25, 26).

Duvall (25) obteve a seguinte fórmula empírica:

$$V = H (D/W^{1/2}) B$$

onde: V = Velocidade de partícula

D = Distância ao ponto considerado

W = Carga de explosivos entre retardos

H e B = Constantes características da rocha

Para o cálculo de H e B é necessário utilizar vibrógrafos. Para agir com segurança, sem ter efetuado medidas de vibração no local, Duvall aconselha trabalhar com a relação $D/W^{1/2} = 50$ (ft/lb^{1/2}). Este valor foi obtido a partir de análises feitas em muitos locais diferentes e para diversas rochas. É um valor geralmente excessivamente seguro.

Algumas medidas já feitas no Cauê mostraram que o uso de retardadores de cordel de 20 milissegundos, usados de furo a furo, mantem as vibrações a níveis toleráveis mesmo nas situações piores. Chegamos a detonar cargas de 450 Kg a cerca de 100 metros de área - construídas, sem problemas.

Atualmente estamos adquirindo um vibrógrafo que virá a permitir melhor controle das vibrações. Ele será particularmente útil nos desmontes a serem realizados junto ao talude final da mina e nas áreas próximas a prédios e instalações industriais.

Parece haver uma boa concordância de diversos autores mais atuais (Northwood, Duvall, Langefors) sobre ser a velocidade de partícula o melhor critério para julgamento da periculosidade de uma determinada vibração. Para todos, a velocidade de 2,0 in/seg. é considerada segura para prédios de alvenaria. Os níveis de velocidade de

partícula que registramos junto aos britadores do Cauê estavam muito abaixo disto, embora a distâncias pequenas. Acreditamos que a grande espessura de itabirito friável que envolve a área construída no Cauê a proteja. O itabirito friável é mau condutor de vibrações.

Com o vibrógrafo em fase de importação desenvolveremos maiores estudos neste campo, especialmente no controle das detonações a serem realizadas no talude final da mina.

A importância do problema é salientada quando lembramos que os fogos detonados normalmente chegam a cargas totais de 20 a 30 toneladas. O maior fogo detonado no Cauê até hoje foi uma carga de 68.600 Kg.

4.6. - Testes com diferentes explosivos

No período de 68 a 72 foram realizados inúmeros testes com diferentes tipos de explosivos.

No início de 68 o desmonte em nossas minas era feito usando AN-FO preparado manualmente a partir de nitrato de amônio cristalizado produzido pela Petrobrás. Nos meses de chuva, geralmente 4 meses, o uso do AN-FO era interrompido e este substituído pelo XP-100 em cartuchos de 5 1/8" x 8,33 Kg. para as Reich Drill ou 8 1/2" x 12,3 Kg. para as Chur-Drill, que na época ainda operavam, com furos de 9".

A escova do AN-FO já era feita com Thores 1, um reforçador de gelatina usado na proporção de 2% da carga por furo. A escova do XP-100 era apenas o cordel detonante.

Em junho de 68 iniciamos os testes com o DBA Slurry, na época fornecido pela IRECO Chemicals através de sua subsidiária brasileira a Produtos Químicos IRECO Ltda.

Como as Chur Drill, já obsoletas, operavam apenas nos materiais mais macios, os testes foram realizados nos furos de Reich Drill.

Ao tempo em que iniciamos os testes com o DBA, cuja escova era obrigatoriamente um reforçador de alta pressão, passamos a usar o cordel para iniciar também o AN-FO. Isto elevou a malha de detonação do ANFO de 4,5 x 4,5 para 5,2 x 5,3.

Na época usávamos o custo médio do metro perfurado para cálculo do custo de desmonte. Ainda não levávamos em conta a influência da velocidade de perfuração na composição dos custos.

O desempenho dos 3 explosivos usados (AN-FO, XP-100 e DBA) é comparado no quadro abaixo (27).

	AN-FO	XP-100	DBA	Unidades
Malha Média	5,2 x 5,3	5,2 x 5,3	6,3 x 6,5	m X m
Área por furo	27,6	27,6	41,0	m ² /furo
Razão de Carregamento	124	124	107	g/ton.
Razão minério/mt.furo	24,7	24,7	36,8	m ³ /m
Custo por tonelada *	1,0	1,42	1,0	-

* Custos relativos para o custo da tonelada desmontada com o AN-FO igual a unidade.

Nota-se que o custo do DBA por tonelada desmontada (perfuração + explosivo + acessórios) é igual ao do AN-FO.

Na época, passamos a usar o DBA considerando que:

1 - Não seríamos mais obrigados a usar o XP-100 encartuchado na época das chuvas. Muito embora já houvessemos chegado à conclusão que o AN-FO poderia ser usado mesmo com chuva, sempre que houvesse água livre no interior dos furos deveríamos usar o XP-100. Isto reduziria o consumo do XP-100 de 4 meses/ano a aproximadamente 30 dias não consecutivos, ou seja, cerca de 1.000.000 de toneladas de minério. Dada a diferença de custos de desmonte a passagem para o DBA já representava uma boa economia nestas 1.000.000 de toneladas.

2 - O uso de equipamento mecanizado permitiria grande expansão no uso de explosivos sem aumento da mão de obra.

3 - Não seríamos mais obrigados a manter estoque.

4 - O alargamento da malha elevou a produção dos furos de Reich-Drill de 1.611 tons. para 2,395 tons. o que representou um acréscimo de 47% na capacidade de produção destas máquinas. Embora o método de cálculo de custos de desmonte usado na época não levasse isto em conta, sabíamos que representava uma redução nos custos reais.

Dado o resultado deste teste, em que foram consumidos 240 tons de DBA durante 8 meses, durante o ano de 1969 o desmonte foi efetuado principalmente com DBA.

Em fevereiro de 1969 a Du Pont apresentou um novo explosivo para teste, o Zilite. Os testes foram realizados de março a agosto. Nessa fase inicial o explosivo era vendido posto furo sendo fornecido por um caminhão bomba.

Durante os testes foram utilizados 120 tons. de Zilite.

O quadro abaixo compara os explosivos nessa época (6):

	DBA	Zilite	Unidades
Malha Média	5,9 x 7,4	5,9 x 7,1	m X m
Área por furo	43,9	41,9	m ²
Razão de carregamento	103	112	g/ton
Custo por tonelada (para DBA=1,0)	1,00	1,01	-

Os custos são muito próximos e, por se tratarem de custos médios e a diferença entre as médias ser menor do que o desvio, podem ser considerados iguais. Porém o DBA apresentava melhor regularidade de desempenho.

Em março de 1970 introduzimos uma modificação no cálculo dos custos de desmonte. Passamos a considerar o custo de perfuração por hora trabalhada. Disto resultou que o metro perfurado passou a ter custos diferentes para rochas diferentes.

O gráfico 5 dá o custo da tonelada desmontada em função da velocidade de perfuração para os diversos explosivos.

Observações sobre o gráfico:

- 1) Cada curva é o custo total de desmonte de um determinado explosivo, em função da velocidade de perfuração.
- 2) A faixa de 5 m/h a 16 m/h corresponde as hematitas variando de duras a macias.
- 3) Para rochas de velocidade superior a 12 m/h o AN-FO leva a custos mais baixos.
- 4) O AN-FO perolado (AN-FO fornecido pela Du Pont usando um caminhão carregador-misturador) apresenta os custos mais baixos para qualquer rocha. Este sistema estava em teste na ocasião usando AN perolado importado.
- 5) Os custos apresentados eram válidos para furos de Reich-Drill (6 3/4") e para os preços de ocasião.

Baseando-nos neste teste, tão logo o AN perolado passou a ser disponível no país passamos a adquiri-lo posto furo através de um contrato de fornecimento com a Du Pont.

Atualmente este é ainda explosivo que dá custos mais baratos. Nas rochas mais duras o DBA e o Zilite podem concorrer com ele, p

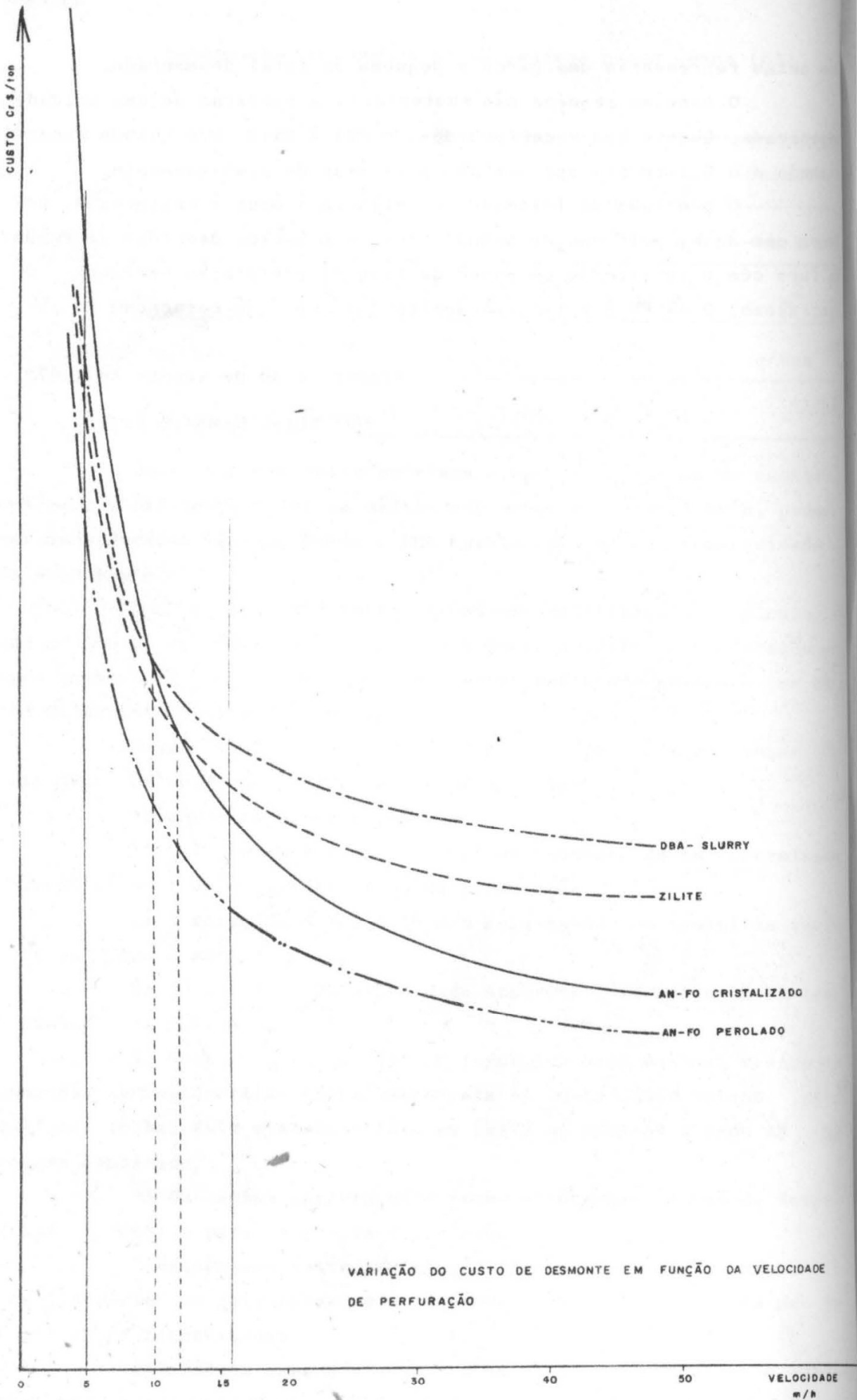
rém estas representam uma parcela pequena do total desmontado.

O consumo pequeno não sustentaria a operação de uma unidade mecanizada. Quanto aos encartuchados, o DBA é mais caro quando encartuchado e o Zilite tem apresentado problemas de armazenamento.

O problema da falta de resistência à água é contornado, nos furos com água, pelo uso de tubos finos de plástico descidos ao fundo do furo com o auxílio de um pouco de fino de perfuração servindo de contrapeso. O AN-FO é carregado dentro dos tubos já colocados no furo.

Itabira , 30 de agosto de 1.972.

Odi Abreu Sampaio Leme



VARIAÇÃO DO CUSTO DE DESMONTE EM FUNÇÃO DA VELOCIDADE DE PERFURAÇÃO

B I B L I O G R A F I A

Parte 1 - As minas: uma introdução:

- 1 - Relatório da Diretoria, Exercício de 1971, Cia. Vale do Rio Doce,
- 2 - MELO, M.T.Vas de e FONSECA, J.C. - "Geologia de Detalhe, Elemento Básico do: 1. Planejamento de Mina, 2. Contrôlo de Qualidade" Geologia e Metalurgia nº 32 - 1º Simpósio de Mineração, Centro Moraes Rêgo, São Paulo, 1971.

Parte 2 - A Perfuração:

- 3 - HARTMAN, H.L. "Principles of Drilling" - Capítulo 6,1 do "Surface Mining", editado pelo American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, N.Y., 1968.
- 4 - MUNIS, R.P. - "Aperfeiçoamento em Manutenção e Operação das Perfuratrizes Rotativas aplicadas ao trabalho das Minas: Cauê e Conceição" - Serviço de Treinamento da CVRD - circulação interna.
- 5 - TORRES, A.J.M; CERCÓS, C.; MUNIS, R.P. e CASTRO, C.C. - "Relatório sobre a compra de novas perfuratrizes" Departamento das Minas CVRD 1969 - Circulação Interna.
- 6 - Atas de reuniões sobre desmonte - Divisão de Mineração - Departamento das Minas - CVRD - 1968 a 1972 - Circulação Interna.
- 7 - PHILLIPS, E.H. and KEENAM, A.F. - "Percussion Drilling" - Capítulo 6.2 do "Surface Mining" - American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, N.Y., 1968.
- 8 - Instruction Manual, Bucyrus Erie 45 R Rotary Drill, South Milwaukee, Wisconsin, U.S.A.
- 9 - WILLIANSOON, T.N. - "Rotary Drilling" - Capítulo 6.3 do "Surface Mining" - AIME, N.Y., 1968.
- 10 - BAUER, A. CALDER, P.N. - "Open pit drilling - Factors Influencing Drilling Rates" - paper presented at the Fourth Canadian Rock Mechanics Symposium, C.I.M.M. Annual Meeting - Ottawa, 1967.
- 11 - BENTSON, H.G. "Rock - Bit design, selection and evaluation" Paper presented at the spring meeting of the Pacific Coast District, API, Division Production, Los Angeles, 1956.
- 12 - PURSWELL, G.M. - "Bit Stabilization effective method to prolong bit life" - Oilweek - vol. 18 nº 43 - December 11, 1967.
- 13 - BAUER, A. "Open Pit Drilling" - Canadian Pit and Quarry - February 1968.

Parte 4 - O Desmonte:

- 14 - ATCHISON, T.C. - "Fragmentation Principles" - Capítulo 7.2 do "Surface Mining" - AIME - N.Y., 1968.
- 15 - COOK, M.A. - "The Science of high explosives" - Reinhold Publishing Corporation - N.Y., 1958.
- 16 - LANG, L.C. and FAVREAU, R.F. - "A Modern Approach to Open - Pit Blast Design and Analysis" - C.I.M. Bulletin, June, 1972.
- 17 - LANGEFORS, U. and KIHSTRON, B. - "The Modern Technique of rock Blasting" - John Wiley Sons, Inc. - 1967.
- 18 - JOHANSSON, C.H. and PERSSON, P.A. - "Detonics of high explosives" - Academic press Inc. - London - 1970.
- 19 - BAUER, A. - "Current Drilling and Blasting in Open Pit Mines" - Mining Congress Journal.
- 20 - MELNIKOV, N.V. - "Influence of explosive charge design on results of blasting" - International symposium on mining Research - Pergamon Press - 1962.
- 21 - KOCHANOWSKY, B.J. - "Theory and Practice of Inclined Drilling for Surface Mining" - Mineral Industries - December, 1960.
- 22 - CINTRA, B.H. - "Um estudo sobre perfuração inclinada" - Revista da Escola de Minas - Outubro de 1971.
- 23 - DUVALL, W.I. e FOGELSON, D.E. - "Review of criteria for Estimating Damage to Residences from Blasting Vibration" - U.S. Bureau of Mines - Washington, 1962.
- 24 - NORTHWOOD, T.D.; CRAWFORD, R. e EDWARDS, A.T. - "Blasting Vibration and Building Damage" - Research paper nº 186 of the Division of Building Research, Ottawa, June, 1963.
- 25 - DUVALL, W.I.; JOHNSON, C.F.; MEYER, A.V.C. e DEVINE, J.F. - "Vibration from instantaneous and millisecond - delayed quarry Blasts" - U.S. Bureau of Mines, Washington, 1963.
- 26 - DUVALL, W.I. e DEVINE, J.F. - "Avoiding Damage by air Blasts and ground Vibration from Blasting" - Surface Mining - AIME-N.Y., 1968.
- 27 - LEME, O.A.S. - "Experiencia com o DBA Slurry" - C.V.R.D. - Departamento das Minas - Relatório Interno - março de 1969.

O Sr. Antônio S. Júnior - Quero, inicialmente, cumprimentar o Leme pela palestra e, em seguida, lhe faria uma pergunta: qual é o critério utilizado para o cálculo de plano ... (Inaudível).

O SR. ODI A. S. LEME - Não sei se entendi bem.

O Sr. Antônio S. Júnior - Como são estabelecidos os fatores geométricos de passamento, quantidade de explosivos no furo ...

O SR. ODI A. S. LEME - Foram estabelecidos experimentalmente, fazendo testes e comparando o resultado da pilha resultante, do ponto de vista da fragmentação e do lançamento. Experimentalmente, só.

O Sr. Antônio S. Júnior - Esses valores encontrados são mais ou menos concordantes com as fórmulas de Langhfor?

O Sr. ODI A. S. LEME - Não, não são. As fórmulas que existem no livro de Langhfor são um caso particular de teoria dele, um caso que se aplica a diâmetros pequenos, em torno de 4 polegadas, bancadas altas em relação a esse diâmetro e rochas perfeitamente elásticas, no caso do granito, e sem descontinuidade. Temos uma situação em que a nossa rocha é muito mais densa que o granito, apresenta muita descontinuidade e os diâmetros são muito grandes em relação à bancada. Nós usamos bancadas da mesma altura dos testes de Langhfor. Ele usava em torno de 4 polegadas e nós usamos 9 e 7 oitavos. Agora, a teoria inicial dele, antes de particularizar e fazer os testes dos quais resultaram essas fórmulas, a parentemente a teoria inicial dele se confirma. Inclusive ele cita uma exceção, um caso à parte dentro da discussão dele, que seria das bancadas pequenas em relação ao diâmetro. Acredito que se se refizerem todos aqueles testes para estabelecer aqueles fatores que ele usa nas fórmulas, as teorias dele possam se confirmar. Agora, isso é excessivamente trabalhoso e nós nunca fizemos. Em operação, na mina, a gente tem mesmo que usar o desmonte normal para, modificando ligeiramente, cuidadosamente, chegar a melhorar a performance. Não há tempo para testes daquele tipo e nem há possibilidade de arriscar muito, porque um fogo mal dado é um atraso (?). Não é só o risco daquele fogo e tudo o mais. Numa mina em que são lavrados minérios com características diferentes, a paralização de uma área pode trazer um transtorno imenso. Nós agimos muito cuidadosamente. Às vezes nós sabemos que determinados testes devem ser feitos, mas levamos tempo para conseguir realizar.

Agora, à pergunta, especificamente, eu acredito que se se refizer aquele processamento de testes e de cálculos que ele fez, para o caso particular de 4 metros, inclusive densidade ponto 3 em granito, acredito que ele chegaria a fórmulas aplicáveis ao caso da hematita.

O Sr. Eng^o Veras - Como você tem diversos tipos de rochas a serem detonadas, a escolha dos explosivos como você faz? Em função da

impedância, exclusivamente? Também a quantidade dos explosivos?

O SR. ODI A. S. LEME - Não, eu tentei escolher tanto brocas quanto explosivos por tipo de rocha. Mas temos uma variação muito grande e a transição de rocha para rocha é muito rápida. Um fogo envolvendo cerca de 20 furos, ele vai cair em 3 ou 4 tipos. Às vezes o mesmo furo atravessa vários tipos. Então eu não tento mais utilizar por tipo de rocha. Eu procuro fazer uma utilização global que funcione na mina toda. E mesmo que tivesse áreas bastante definidas de rochas diferentes, provavelmente valeria a pena utilizar cada área. Em nosso caso, não foi possível.

Inclusive, a esse respeito, eu trouxe uns "slides", que ia esquecendo de mostrar, e eu queria passar rapidamente, porque por eles dá para mostrar essa diferença.

- São exibidos os "slides" e dadas as explicações respectivas.

O Sr. José Geraldino - A iniciação você vem fazendo com nitrato, não é?

O SR. ODI A. S. LEME - Estou usando "Torex". Quando é usado em coluna contínua, um no topo, a mais ou menos um metro do topo e um mais ou menos a um metro do fundo do furo. Quando é usado o espaçador de ar, usamos um a mais ou menos 1/3 da coluna inferior, e outro no meio da coluna superior.

O Sr. José Geraldino - Você vem usando dois ramos de cordel no furo. Não tem tido problemas com a perda de energia do nitrato através da queima do cordel?

O SR. ODI A. S. LEME - No nitrato não notamos isso, não. - Notamos nos "slangs". No "slang" nós fazemos sempre a iniciação em cima. Mas no nitrato não notamos. Talvez por causa dos diâmetros dos furos. Talvez em diâmetros menores apareça.

O Sr. Bernardo Piquet - Os senhores vêm usando dois cordéis no fundo. Os senhores não têm tido problemas com perda de energia de nitrato, com a queima dos cordéis?

O Sr. ODI A. S. LEME - No nitrato não notamos isso, não. - Notamos no lang. No lang nós fazemos a iniciação em cima por causa desse problema.

O Sr. Geraldo José Mesquita - Nos espaçadores a ar obtemos maior ou igual produção de finos?

O SR. ODI A. S. LEME - Esse é um outro problema completamente diferente. Suponhamos que aqui seja um furo num determinado ponto. É gerada uma frente de detonação que vai se propagar ao longo

da massa. Nesta área já detonada, há o surgimento da pressão do ar provocado pela detonação e começa a ser aplicada à rocha a onde de choque. Esta velocidade é bastante elevada e a onda de choque vai apresentar um aspecto característico. Agora, esta passagem da pressão de detonação para a onda de choque, é feita com uma perda de energia. Quando se usa um decumpling menor que 1, a pressão da detonação gerada ao longo do furo, é menor, e a passagem da pressão de detonação e a onda de choque têm uma perda maior. Mas no caso do centro, são duas situações como esta atuando em dois pontos diferentes gerando ondas de choque como se fosse decumpling igual a 1 em dois pontos diferentes. Mas alguma coisa acontece a mais por causa da presença do ar, mas essas duas detonações computariam, nessa área, a energia. Seria, então, por este conflito retida dentro do volume a ser computado e seria maior o aproveitamento de energia na rocha, na fragmentação da rocha, e, com isso, a maior parte da energia seria perdida no tampão. Outra coisa é que nas fases 1 e 2 da utilização da onda elástica, a pressão da detonação gerada pelos explosivos gera uma onda de choque que cresce rapidamente e depois decresce, mas que supera em nível o teor necessário para a detonação da rocha.

Utilizando-se esse espaçador a ar, esse crescimento seria menos rápido, mas se sustentaria durante mais tempo favorecendo a fase final e haveria melhor aproveitamento de energia. Então haveria aproveitamento de energia nessa fase inicial e uma sustentação, maior na parte final. Essa teoria é razoável; não se pode comprovar; a teoria não é minha mas é razoável. Mas as duas situações do espaçador de ar são completamente diferentes.

O Sr. Antônio S. Júnior - Qual é o critério da perfuração?

O SR. ODI A. S. LEME - É experimental também. Tudo o que eu digo experimental não é tão experimental assim. Realmente o que a gente faz é ler o que é feito em outras zonas e experimentar o que eles experimentaram e deu certo. Nós não experimentamos assim tão livremente. Nós experimentamos o que está sendo testado em outros locais.

O Sr. Antônio S. Júnior - A hematita é constante em todos os furos?

O SR. ODI A. S. LEME - Não, a hematita compacta, ela exige uma perfuração de um metro abaixo do nível da bancada. No caso de um furo inclinado a 15 graus, vai representar dois metros a mais no comprimento total do furo. Agora, numa hematita macia, muito xistosa, já não é necessário tanto. Mas nem sempre é possível, a não ser em determinadas áreas, se ter certeza de que o fogo vai influir apenas num ti

po. Detonando 4 carreiras de furos, detonando uma frente de 20 furos - ou 60 ou 100 furos - às vezes fica muito perigoso se tentar ganhar 1 metro e meio numa área, e numa outra furar mais 1 metro e meio, digamos. É muito perigoso, se pode errar e o preço por errar é muito mais caro. É muito difícil. A Geologia do Cauê é bastante complicada. Ela é cheia de falhas, dobras, é bastante complicada. Mesmo com auxílio dos geólogos tem-se dificuldade de delimitar os tipos de minério. Só alguns, bastante característicos, é que trazem problemas especiais e que a gente tem que procurar soluções especiais.

O Sr. Darly Geraldo Sena - Desejava saber se os senhores usam o mesmo afastamento para hematita dura e se o carregamento varia de acordo com outras características da hematita.

O SR. ODI A. S. LEME - Poderia variar, mas estamos trabalhando padronizadamente a mina toda. A variação lá é muito arriscada.

O Sr. Darly Geraldo Sena - Espaçamento e afastamento são a mesma coisa?

O SR. ODI A. S. LEME - São a mesma coisa.

O Sr. Darly Geraldo Sena - O fogo, aí no caso, é grande ou pequeno?

O SR. ODI A. S. LEME - Um fogo grande sai muito mais barato, no total, do que um fogo pequeno. Entretanto, trabalhamos com fogos pequenos, geralmente 10 furos. Era possível determinar um fogo mais pequeno e tentar utilizar os explosivos e as perfurações a serem feitas de espaçamento a espaçamento para aquela área. Mas matacos em determinadas áreas só são gerados na face que se quiser, mas só são gerados na face. Se se coloca 4 carreiras, o número de matacos é o mesmo de uma carreira. Então, a relação mataco mais carreira é 1/4. A nossa tendência é de fazer cada vez mais carreiras. Inclusive quanto mais carreiras, maior faculdade de nossa usina gerar. Além disso, há o aspecto da escavadeira que quanto maior for o fogo menor é o deslocamento necessário para a escavadeira. Ela entra no fogo e trabalha uma semana lá. Aqueles fogos de 10 furos, como se usava antigamente, todos os dias era preciso se afastar, mas dali a pouco ela voltava. Quer dizer, era perda de tempo e de muito dinheiro.

Há algumas minas nos Estados Unidos que fazem o seguinte: fazem a prospecção sísmica da bancada, mapeiam as diferentes rochas e projetam o fogo levando em conta isso.

Pode ser que um dia a gente chegue nisso, mas por ora, não.

O Sr. Virgínio Monteso Neto - Os senhores já experimentaram o "boffer" ?

O SR. ODI A.S. LEME - Experimentamos, mas não temos usado. O "boffer", em certas rochas, nos deu problemas.

Porque o "boffer" é diferente de usar 4 carreiras. Quando se usa 4 carreiras e detona uma carreira, deve-se fazê-lo com outra carreira em movimento. Então, o senhor não tem que movimentar a inércia daque a massa parada no "boffer". Quando o senhor detona contra o "boffer", a primeira carreira tem que ser muito mais carregada com afastamento menor para ela conseguir mover e vencer a inércia daquela massa parada.

Nada mais? Então agradeço a atenção de todos. (Palmas)

* * *

- Encerra-se a reunião -

* * *