

GEOLOGIA



E



METALURGIA

«II Simpósio de Mineração»

N.º 33

1972 - 1973

Publicação do Centro Moraes Rêgo, Orgão que congrega alunos
ex-alunos e professores dos Cursos de Engenheiros de Minas
e Metalurgistas da Escola Politécnica da U. S. P.

GEOLOGIA E METALURGIA

N.º 33

ANO 1972 - 1973

Direção e Redação: CIDADE UNIVERSITÁRIA — DEPTO. MINAS — S. PAULO

Diretoria Promotora do Simpósio:

Presidente — Luiz Alberto Dias Menezes F.º

Tesoureiro — Mario Aderbal F. de Castro

Secretário — Luiz Carlos Barreto Martins

Diretoria Impressora do Boletim:

Presidente — Shinobu Kuribayashi

Tesoureiro — Hamilton Lelis Ito

Secretário — Elvira Gabriela C. S. Dias

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA



GEOLOGIA E METALURGIA

PUBLICAÇÃO DO
CENTRO MORAES REGO

BOLETIM N.º 33

1972 - 1973

TIRAGEM 5.000 EXEMPLARES

C. M. R.

Cidade Universitária — Depto. Minas — S. Paulo

C. G. C. (M. F.) 063.028.302

33, 1973.

INDICE GERAL

- I - LEGISLAÇÃO MINEIRA E DESENVOLVIMENTO MINERAL
- Sergio Jacques de Moraes - EPUSP.
- II - DESMONTE DE HEMATITA
- Odi A. S. Leme - C.V.R.D.
- III - AVALIAÇÃO ECONOMICA DE JAZIDAS MINERAIS
- Luiz do Amaral de França Pereira - C.V.R.D.
- ↗ IV - IMPORTANCIA DA AREIA PARA FINS INDUSTRIAIS
- Paulo Juarez Mario da Rosa - Min. Abel.
- V - VALOR DA PRODUÇÃO MINERAL NO BRASIL E NO MUNDO
- Clarence Wendel e Paulo Cesar de Moraes Sarmiento - D.N.P.M.
- ↗ VI - ESTUDO DE VIABILIDADE TECNICA PARA OBTENÇÃO DE AREIA ARTIFICIAL ✓
DE PEDRA
- Themistocles Alvim de Lima - Paulo Abib Andery e Associados.
- VII - GEOLOGIA DE RAPOSOS
- Luciano Tavares Siqueira - Mineração Morro Velho.
- VIII - PANORAMA DA ESTATISTICA MINERAL BRASILEIRA
- Antonio Cruz Vasquez - D.N.P.M.
- IX - PESQUISA GEOLÓGICA E CONTROLE DE QUALIDADE DE MINERIO POBRE E RICO DE ITABIRITO, TOMANDO COMO EXEMPLO AS JAZIDAS DE BONGMINE (LIBERIA) E MINERAÇÃO DE FABRICA (MINAS GERAIS)
- Jurgen Bruno Kleger - Cia. de Mineração Ferro e Carvão.
- X - HISTORICO E PERSPECTIVAS DE LAVRA E PRODUÇÃO DE ESTANHO NA RONDONIA
- Hitler Nantes dos Santos - D.N.P.M.
- XI - SOME ASPECTS OF MINE PLANNING
- Renée Dufour - Convidado Especial da C.V.R.D.

Prezado Leitor,

O presente Boletim apresenta a primeira parte dos trabalhos apresentados no II Simposio de Mineração realizado em setembro de 1972, na Escola Politécnica da USP, em São Paulo, sob auspícios do Centro Moraes Rego.

Acreditamos na grande importância de realizações como essa para o desenvolvimento do setor mineiro-metalurgico e para a afirmação de uma tecnologia nacional. Assim, apesar das inúmeras dificuldades enfrentadas, principalmente de ordem financeira, não esmorecemos em nosso trabalho, animados pela confiança em nós depositada.

Dentre as diversas pessoas que colaboraram com esta realização, a quem apresentamos os nossos mais sinceros agradecimentos, gostaríamos de destacar as seguintes personalidades:

Prof. Dr. Antonio Stellan Jr.

Prof. Dr. Geraldo Conrado Melcher

Prof. Dr. José do Valle Nogueira

Prof. Dr. Neuclair Martins Pereira

Prof. Dr. Wildor Teodoro Hennies

e às seguintes entidades e empresas que apresentaram os trabalhos publicados neste Boletim

Cia. Mineração Ferro e Carvão

Cia. de Pesquisas de Recursos Minerais

Cia. Vale do Rio Doce

Departamento Nacional de Produção Mineral

Mineração Abel

Mineração Morro Velho

Paulo Abib Andery e Associados.

Cabe-nos ainda expressar a nossa gratidão às empresas que nos apoiaram financeiramente, sem as quais seria impossível a realização da tarefa.

A todos, o nosso muito obrigado

São Paulo, novembro de 1973.

II SIMPOSIO DE MINERAÇÃO

CAPÍTULO I

LEGISLAÇÃO MINEIRA E DESENVOLVIMENTO MINERAL

SERGIO JACQUES DE MORAES.

Cada qual olhando em torno de si poderá verificar que o homem é um grande consumidor de substâncias minerais.

Como exemplo, basta citar na INDÚSTRIA DA ALIMENTAÇÃO: os u tensílios, além do sal; na INDÚSTRIA DO VESTUÁRIO: as máquinas e equi pamentos utilizados, os metais de adorno, etc.; nos TRANSPORTES: a maioria dos veículos contem grande percentual de metais; na INDÚS - TRIA DA HABITAÇÃO: a cal, a pedra, o cimento, armações e metais de fe chaduras e esquadrias; na INDÚSTRIA DO BEM ESTAR cada vez mais são em pregadas substâncias minerais nos aparelhos de rádio e televisão, cos méticos, etc.

Os minerais que, transformados, constituem a base da economia atual são extraídos, preparados e entregues para a indústria de transformação pela indústria de mineração.

A atividade de mineração é uma atividade de RISCO, além de ser normalmente indústria primária de fornecimento de matérias primas para outras indústrias.

O risco da mineração é quase todo ele assumido durante a pesquisa, que parte de simples suspeitas até a descoberta e a avaliação das substâncias minerais "in natura".

Um dos objetivos do minerador ao assumir o risco da pesquisa é, evidentemente, buscar um prêmio pela descoberta, prêmio esse em geral correspondente a uma valorização maior do que o valor efetivamente investido na própria pesquisa.

Uma vez pesquisada a jazida, entra-se na fase de lavra que, via de regra, exige grandes investimentos, com um retorno lento.

É também da essência da atividade de mineração a pouca adaptabilidade do negócio à evolução do mercado. O produto de mineração em geral, pouco se presta a uma adaptação rápida à evolução tecnológica.

Pelos riscos que assume o minerador não só na pesquisa, como na lavra, necessita ele de SEGURANÇA, quer pela certeza de que colherá para si o prêmio pelo risco assumido na pesquisa, quer pela cer teza de que não haverá mudanças no sistema de garantias da propriedade no país onde é feito o investimento, pelo menos no prazo de matura

ção da indústria.

Ao lado de tudo isto o nosso país, que tem "dimensões continentais", está ainda dividido em regiões desenvolvidas, em desenvolvimento e subdesenvolvidas.

A economia brasileira, que como um todo se encontra em desenvolvimento, exige investimentos de vulto para a substituição de importações, busca de novos mercados, isto é, o incremento do produto nacional.

Todo esse quadro dá notícia da dificuldade de regência legal uniforme para todo o país, havendo necessidade de um incentivo para que os investimentos se façam nas zonas ou nas áreas prioritárias, para o país.

Como INSTRUMENTO DA SEGURANÇA e como LIMITE DOS INCENTIVOS existem as LEIS.

A Lei num sentido amplo é uma norma geral de conduta que define e disciplina as relações de fato; em sentido estrito são normas de conduta emanadas do poder legislativo, na forma constitucional.

Para que uma lei atinja os seus objetivos ela deve preencher diversos requisitos: ela tem de ser JUSTA, trazendo igualdade para as situações que quer disciplinar; ela tem de ser HONESTA sem conter segundas intenções; ela tem de ser POSSÍVEL, preferindo o medíocre FACTÍVEL ao ideal impossível; ela tem de ser MANIFESTA, pelo conhecimento e pela clareza; ela tem de ser BREVE para que disponha sem disputar, e tanto quanto possível, elas têm de ser POUCAS para evitar dubiedade de interpretação.

As leis de mineração podem ser divididas da seguinte forma:

A SEGURANÇA: é dada pela Constituição, pelo Código de Mineração, seu regulamento e leis;

OS ESTÍMULOS: são dados pelos incentivos fiscais, imposto sobre minerais, quota de exaustão e as isenções reconhecidas pelo Geimi.

Com relação à SEGURANÇA a Constituição, a partir de 1967, passou a dar condições mais firmes de acesso do minerador à riqueza do subsolo, que, não obstante sua propriedade continuar sendo da União, admite a atividade de mineração de quem quer que seja, independentemente da aquiescência do proprietário da superfície.

Por outro lado os direitos e obrigações do minerador estão muito mais bem definidas no Código atualmente em vigor do que no regime anterior, tendo sido ampliada também a área superficial possível de cobrir durante as pesquisas.

Além disso, é fator de segurança também a preocupação do po-

der público com a permanente atualização do sistema legal, tornando possível a atividade de mineração e dando certeza da intenção do governo, que é a de melhorar as condições de acesso ao subsolo. Como exemplo estão as legislações especiais para a Amazônia, para a província estanífera da Rondônia, além do aumento do número de pesquisas possíveis de obter pela mesma pessoa.

Com relação aos ESTÍMULOS, conquanto tenha sido aumentada a alíquota de incidência do imposto único sobre minerais, recaindo diretamente sobre a indústria da mineração, o resultado final, pelo aproveitamento do valor do imposto pago como crédito para efeito de IPI e ICM, acarreta uma redução da carga tributária sobre o produto final.

Os estímulos atualmente concedidos são:

- a) PARA EXPORTAÇÃO:- o imposto único mais baixo;
- b) PARA IMPORTAÇÃO:- isenção de impostos reconhecida pela GEIMI não obstante a proteção do similar nacional feito pelo Conselho de Política Aduaneira;
- c) O IMPOSTO DE RENDA, contendo estímulo setorial através do fundo de exaustão, além dos estímulos regionais para os investimentos nas áreas da SUDENE, da SUDAM e da SUFRAMA.

Outros estímulos são os relativos ao acesso às linhas de crédito, tendo sido criada, inclusive, uma entidade para financiar a atividade de mineração na sua fase de risco, a qual é a CPRM.

Procurando fazer um retrospecto sobre a evolução da legislação mineira, chega-se à conclusão de que o governo sempre se preocupou em se manter permanentemente atualizado, adaptando e reformando os princípios que, com o tempo, eventualmente se mostrariam inadequados.

Com efeito, pela Constituição de 1892, a mina era acessório do solo e portanto propriedade particular, desde que também o solo o fosse.

Em 1915, a chamada Lei Calógeras pretendeu separar as duas situações, considerando não plenamente utilizável a propriedade mineral, desde que houvesse interesse ligado à segurança nacional, caso em que a exploração do subsolo dependeria de autorização governamental.

A Lei Calógeras foi praticamente anulada pelo Código Civil de 1916, que simplesmente repetiu o princípio da Constituição de 92.

Em 1921, a Lei Simões Lopes procurou já criar certas condições de acesso de terceiros não proprietários às riquezas do subsolo, especialmente no caso dos condomínios, começando a proteger o investidor da seguinte forma: uma vez manifestada a descoberta e notificado o proprietário ou cabecel do condomínio se fosse exercida por estes a

preferência, caber-lhes-ia pagar uma participação nos lucros ao descobridor.

As reformas constitucionais de 1925 e 1926 continuaram mantendo a propriedade da mina como acessório do solo, admitindo certas limitações legais a bem da exploração.

Em 1934, a Constituição e o Código de Minas alteraram inteiramente o regime da propriedade da mina, que passou a ser da União, iniciando-se o regime legal da "Res Nullius".

A Constituição de 37, mantendo o mesmo princípio, deu um cunho de nacionalismo, criando certas dificuldades na implantação de empresas de mineração.

O Código de 40, conteve as adaptações que a experiência de aplicação do código de 34 e as alterações constitucionais de 37 julgaram convenientes e mesmo necessárias.

Com a Constituição de 46, não obstante tenha sido mantida a mina ainda como propriedade da União, deu-se um regresso pela inclusão da preferência ao proprietário do solo, trazendo para o minerador e para o poder concedente, a quem compete administrar a riqueza mineral, todas as mazelas das propriedades superficiais, a maioria das quais surgidas de intermináveis inventários e condomínios intrincados.

No período de 1961 a 1964, ocorreu uma insegurança política não propriamente expressa em textos legais, mas em atitudes do governo de então.

Em 1967 por fim, a Constituição e o Código, aquela emendada em 1969 e este em vigor, conquanto alterado e adaptado, restabeleceram o regime de propriedade plena da mina por parte da União, substituindo a preferência do proprietário da superfície por uma participação nos resultados da lavra.

Pelo histórico, verifica-se, de fato, que há uma constante preocupação do governo na adaptação da legislação às condições mais propícias ao desenvolvimento da indústria da mineração, o que é também um bastante significativo fator de segurança.

É fato notório a influência da legislação, quer daquela que dá segurança, quer daquela que cria estímulos, no desenvolvimento da indústria de mineração, sendo fácil encontrar a relação direta entre a adaptabilidade da legislação mineira eo desenvolvimento mineral na compulsão dos dados estatísticos, de investimento e produção mineral nos diversos períodos de tempo de mudança e aparecimento de nova legislação, ficando claro que a mineração se expande, em investimentos e produção, ou se retrai, na medida em que tem leis que lhe dêem segurança e estímulo.

O Sr. Paulo Cesar Moraes Sarmiento - Inicialmente gostaria de cumprimentá-lo pela belíssima palestra que acaba de proferir, e perguntar sobre se a conceituação da propriedade das minas, garantida pelo "res nullius", configura a propriedade do Governo sobre essas minas ou se esse resumo significa que é proprietário das minas o seu usuário, o minerador, enquanto ele faz uso do direito de mineração, isto é, enquanto ele lavra o depósito numa escala compatível com a potência do jazimento e de acordo com as normas da boa técnica ditada pela lei brasileira. Assim sendo, digamos, a propriedade das minas não pertenceria a ninguém? Elas fariam parte do patrimônio da União?

O Sr. SERGIO JACQUES DE MORAES - Primeiramente, muito obrigado pelo cumprimento.

Efetivamente, de fato, a diferença doutrinária não tem muita consequência prática. É uma propriedade função e ela está garantida - não como propriedade mas pela concessão ela está garantida ao concessionário, desde que ele cumpra com suas obrigações, desde que ele exerça a lavra de acordo com aquilo que se espera dele. Apenas faço uma pequena retificação quanto à escala de produção que é não só em função do jazimento em si como também do mercado. Não adianta eu ter a maior jazida do mundo e não ter quem consuma. Então não é só a possança do jazimento que vai indicar a escala da produção. Mas de qualquer forma é uma propriedade função, ela é de ninguém. Ela é o "res nullius" porque há uma diferença entre os bens patrimoniais e os não patrimoniais do Estado. Basicamente essa diferença, se a gente voltar um pouco no tempo, passou a ser estabelecida no regime de monarquia em que havia uma confusão entre o patrimônio do Rei e o patrimônio da nação. O patrimônio da nação era praticamente de ninguém; o do Rei era dele e era, no mais das vezes, empregado em benefício dos seus súditos. Então é "res nullius" porque não é de ninguém, porque é da nação, uma entidade de direito. Agora, conquanto o concessionário não seja proprietário, na verdade pela concessão ele tem o direito de usar do bem, gosar e fruir, atendidas as exigências legais.

O Sr. Celso Pinto Ferraz - Gostaria de saber como se encararia o problema da incorporação de um valor de reserva da jazida mineral ao capital próprio da empresa de mineração, uma vez sendo um bem de ninguém.

O Sr. SERGIO JACQUES DE MORAES - Aí há um problema meramente jurídico e há um problema técnico. Juridicamente, no caso mais específico, é o caso da lei das sociedades anônimas. A lei das sociedades anônimas diz que na formação de capitais das sociedades anônimas podem

ser incluídos bens de direito dos incorporadores ou dos subscritores do capital. E a forma de fiscalizar a avaliação, para evitar prejuízo a terceiros, encontrada na lei, é a de avaliação da coisa, do bem ou do direito, por um conselho de peritos. Praticamente o que esse conselho de peritos disser, a assembléia e os acionistas aceitarem, é lei. Qualquer valor pode ser incorporado.

Então, essa é a colocação do problema, sob o ponto de vista meramente legal. Agora, é claro que, conquanto a lei diga apenas isso, todos os atos jurídicos, em geral, e essa incorporação é um ato jurídico, têm que preencher uma série de requisitos. E, o ato jurídico, em geral, para surtir efeito, tem que ser honesto e ser possível. A incorporação de valores impossíveis não teria, praticamente, efeito algum. Então, o problema deixa de ser jurídico e entra no campo da economia e da técnica. Cabe a quem for avaliar, estabelecer honestamente o valor possível, para efeito de avaliação. Eventualmente, a legislação atual poderia ou deveria sofrer uma correção em relação a isso, mas, se por um lado, hoje em dia, não se tem nenhum limite, a não ser esse formal da avaliação e aceitação, por outro lado, também cai no oposto e mais problemas da legislação nova supletiva, que impedisse ou estabelecesse valores pré-fixados, podendo gerar o exagero oposto. Por conseguinte, a minha opinião é que depende de quem incorpora, da intenção de quem incorpora, e daqueles que aceitam o valor pelo qual vai ser incorporado.

Com relação à avaliação propriamente dita, os doutores engenheiros de Minas é que sabem mais do que os advogados as diversas formas de avaliação e todas elas levando-se em consideração uma série de fatores que tornam o valor possível e honesto. Então, eventualmente, no silêncio da lei, as pessoas envolvidas num processo de avaliação, para efeito de incorporação ou incorporação propriamente dito - e quando digo pessoas envolvidas é porque, às vezes, pode haver alguém mais além dos interessados diretos, os acionistas ou o incorporador, como, por exemplo, o registro do comércio que tem certas funções reguladoras; como por exemplo, no que diz respeito à mineração, o Ministério de Minas e Energia, que aprovaria os atos da incorporação. Por isso, eu digo as pessoas envolvidas poderão adotar, enquanto a lei expressamente não disser, parâmetros razoáveis, que não impedissem a realização de um negócio, mas que, como compensação, não gerassem valores absurdos.

O Sr. Celso Pinto Ferraz - Considerando-se que o valor de uma jazida não é uma coisa estática, uma coisa dinâmica, que leva em consideração o mercado, sob o ponto de vista jurídico, seria possível variar esse valor, em decorrência do tempo? Uma jazida incorporada por determi

nado valor, futuramente sofre modificações de mercado, de tecnologia, aumenta ou diminui o valor daquela jazida sob o aspecto jurídico? Eu gostaria de saber como seria.

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Basicamente o problema que uma reavaliação geraria seria um problema de legislação tributária. Cada bem integrante do ativo de uma sociedade comercial - e as empresas de mineração são comerciais tem que estar expresso na contabilidade por um determinado valor. Esse valor varia, efetivamente, não só em função da inflação, isto é, pela perda da substância da expressão numérica daquele valor, como, também, pelo acréscimo de diversos outros valores.

Para a correção do valor meramente expresso em números decorrentes da moeda, a legislação estabelece critérios, índices, adaptando um pouco, mas há possibilidade de se fazer acréscimo de valores direta e indiretamente. De qualquer forma, o problema passa a ser tributário - porque, numa contabilidade, tem-se um lançamento e esse lançamento - for alterado sem alguma coisa que lhe dê causa, vai gerar um desequilíbrio nas contas da sociedade comercial. Então, para que esse desequilíbrio não exista, no caso de uma reavaliação, algum outro valor vai ter que ser criado e eventualmente esse desbalanciamento é considerado, pela legislação tributária, como um lucro gerando imposto. Por outro lado, também o que normalmente se faz ou pode ser feito, é a empresa detentora daquele patrimônio, quando verifica que ele passou a ter um valor menor do que o valor contábil, vende-o pelo valor real para uma outra entidade, transfere-o pelo valor real para outra entidade, ou vendendo ou incorporando, e aí passa-se a ter a nova contabilidade o valor de hoje. Isso pode gerar também um desbalanciamento que é considerado um lucro. Então o problema é de natureza meramente tributária. Tanto assim que nas negociações em torno de jazidas praticamente não se olha o valor contábil mas sim o valor intrínseco. E é por isso que não raro, uma empresa de mineração bem administrada, bem implantada, tem as suas ações bem cotadas por valor superior ao par, porque no mercado de ações já assim tem o seu valor maior.

O Sr. Celso Pinto Ferraz - Mas isso poderia ser também no sentido contrário: uma diminuição do valor monetário relativo à jazida. Vamos supor que exista, que haja uma substituição do uso daquela substância. Então há uma quebra de preço do produto.

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Isso normalmente é feito - com a utilização do fundo de exaustão. As jazidas em geral têm uma determinada quantidade. Em tese, tirada aquela quantidade, nada fica. Depois de um determinado tempo ela vai a zero. Para que não chegue o mi-

nerador lá descapitalizado do resultado da venda do produto, ele pode reter uma parte para que ao chegar ao fim da jazida ele tenha uma reserva para novos investimentos, para não ter que fechar o seu negócio por conta daquilo. Esse é o fundo de exaustão. Além disso há diversos outros fundos de amortização, de depreciação, etc., que têm o mesmo objetivo. E se por uma daquelas circunstâncias inerentes à própria atividade da mineração e que fazem parte integrante dos riscos da atividade, a substância mineral deixa de ter mercado, ele tem que colocar com prejuízo, apropriar-se dos fundos e partir para outra.

O Sr. José Antônio de Almeida - No caso de uma empresa de mineração adquirir o solo, não caberia, em decorrência disso, uma indenização ao superficiário? Ou, então, reunir na mesma pessoa a mineração, o minerador e o superficiário? Se posteriormente, por não cumprimento de uma exigência, viesse esse concessionário ter o decreto de lavra, e se ele colocar em disponibilidade, e sendo adquirido por terceiro, não caberia a esse terceiro indenizar o superficiário pelo uso da superfície?

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Acho que o senhor falou bem: o superficiário. São duas coisas inteiramente distintas; são duas propriedades inteiramente distintas. Se ele é o superficiário - tem que receber tudo aquilo que a lei determina que se lhe pague. Não importa que num determinado momento ele tenha sido concessionário também. Não se pode penalizar alguém duas vezes pela mesma coisa. Se ele deixou de cumprir as suas obrigações, já recebeu a pena que é a da caducidade, não é mais concessionário. E dependendo do interesse econômico, quer dizer, se não tiver ocorrido o caso, aquela substância mineral deixar de ter mercado, ele já estará suficientemente castigado. Agora, permanecendo como proprietário, tudo aquilo que se deve ao proprietário da superfície, tem o direito a receber.

Uma vez decretada a caducidade e verificada a reserva, se for o caso, se outorga nova concessão e não haverá pesquisa. Não havendo pesquisa nova não vai haver indenização ao superficiário na fase de pesquisa. Eventualmente haverá indenização pelas servidões, pelo uso da terra e como resultado um "royalt" pela participação, o dízimo.

O Sr. José Antônio de Almeida - Paga pelo uso da terra.

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Pelo uso da terra, como proprietário da superfície. Ele é proprietário e essa qualidade a caducidade não lhe tira.

O Sr. José Antônio de Almeida - Porque, se fôsse o caso

de que o superficiário fosse outra pessoa, já teria recebido do concessionário a indenização para toda uma propriedade. Então, no caso, não teria direito a receber novamente.

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Depende. Se, uma vez decorrida a caducidade, fica o poder concedente que ainda há jazida, e outorga-se a concessão a novo concessionário; esse novo concessionário vai implantar uma nova lavra; eventualmente, haverá um fato novo, exigindo uma nova indenização. Por exemplo, a frente de mineração está aqui e as instalações estão ali. Esta é a propriedade do superficiário. Caducou. Então, um novo concessionário vai implantar o seu negócio aqui. Há um fato novo, há uma nova indenização devida, uma vez que as circunstâncias, de fato, indiquem que deva ser pago.

O Sr. José Antônio de Almeida - Há casos em que a indenização chegue ao valor total da propriedade?

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Seria o caso de uma servidão; não sei se chegaria a tanto porque perderia a substância. A lei aí seria impossível.

O Sr. José Antônio de Almeida - Mas o superficiário não poderia usar a terra?

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Mas, ele tem a participação no resultado. Temos, então, duas fases distintas: a pesquisa e a lavra; durante a pesquisa, a indenização pode ir à renda pelo tempo. A participação do proprietário, o que ele recebe, o que o superficiário recebe na lavra é o dízimo. Certo? Então, isso, em tese, deve cobrir tudo.

O Sr. José Antônio de Almeida - E se o superficiário já recebeu, na fase da pesquisa, uma indenização correspondente a toda a propriedade, e no caso dessa lavra entrar em caducidade e um terceiro conseguir essa cessão, ele não deveria indenizar o superficiário?

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Acho que essa hipótese é muito difícil. Se alguém vai indenizar o valor total. Ele compra. Existe o caso? E não comprou? Então, depois, me diga o resultado.

O Sr. João Carlos Mader - Os conceitos desenvolvidos por V.Sas., com relação à segurança de investimentos, realmente constituem a parte básica da mineração. E, estando o País, hoje, vamos dizer, nos seus diferentes campos de atividade política, econômica, e psico-social perfeitamente tranquilo, nós percebemos e sentimos que a mineração realmente tem encontrado o seu campo facilitado para o desenvolvimento. Desejaria, apenas um esclarecimento, com relação aos incentivos que são concedidos, a fundo perdido: se realmente os mesmos tem funcionado, de que forma, se atendida a tempo a necessidade do minerador.

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - O fundo perdido é um risco que assume um financiador em relação a uma pesquisa mineral. O fundo perdido é um risco exclusivo da C.P.R.M., ou das entidades de financiamentos federais que com ela mantém convênio: o B.N.D.E., o Banco do Nordeste Brasileiro e o Banco da Amazônia fez um convênio com a C.P.R.M. mas não implicando um desembolso por parte do Banco da Amazônia.

O fundo perdido exige que se complete a pesquisa, se avalie o resultado e se conclua que não é uma jazida econômica. O sistema de financiamento específico da pesquisa mineral pela C.P.R.M. é suficientemente novo para já ter surtido os resultados através dos quais se possa fazer uma análise. Eu, pessoalmente, não conheço nenhum resultado, nem bom nem mau. Apenas acho que não houve tempo para isso. Pelas notícias que se tem, o primeiro financiamento com essa cláusula de fundo perdido data de pouco mais de um ano. Se não me engano foi para pesquisa de cassiterita em Rondônia, em março ou abril do ano passado.

Os prazos de pesquisas são de dois anos, podem ser prorrogados; depois disso apresenta-se o relatório, é verificado, analisado e por isso um ano e pouco é um espaço de tempo muito curto.

Eu espero, sinceramente, que os resultados sejam os melhores possíveis para todo o mundo. Por tudo quanto se houve, se fez, a C.P.R.M., o B.N.D.E. e o Banco do Nordeste Brasileiro, esperam perder alguns dinheiros investidos, mas como compensação esperam também que aquelas pesquisas que forem bem sucedidas, gerem recursos para cobrir essas perdas.

O fundo perdido é uma cláusula de um contrato de financiamento, pela qual se não houver jazida, dentro das condições previamente definidas, quem toma o empréstimo não tem que pagá-lo de volta. Mas, por outro lado, se a jazida existir ele, além de pagar o empréstimo, paga uma taxa como se fosse uma taxa de seguro. E essa, mais valia, é a taxa de risco, vai gerar recursos para cobrir as perdas em pesquisas mal sucedidas por inexistência de jazida, e, segundo se espera, também gerar novos recursos para novas pesquisas.

O Sr. João Carlos Mader - Pergunto: o sistema que é utilizado pela C.P.R.M., através dessas três entidades financiadoras, é o melhor ou existe outro melhor?

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Agora, confesso que não sei.

O Sr. João Carlos Mader - Se bem que não está provado ainda, nesse pouco tempo de existência.

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Confesso que não sei. Há duas coisas distintas em toda atividade. Uma é aquela que se define; uma é a intenção e a outra é a coisa em si. Dizem que de boas intenções o inferno está cheio. Não sei e não quero ir para lá. Agora, realmente a intenção é a melhor; realmente o esforço é muito grande. Os resultados só o futuro vai dizer. Se há outras soluções, é possível que haja e eventualmente uma delas não é deixar de aplicar uma medida antes que ela dê frutos e que se condene por si própria.

Talvez, ao lado de uma nova solução, mas essa não deve ser totalmente abandonada. Deixar ela provar que é boa ou má. Efetivamente, é uma experiência que tenho, de cadeira, porque já tenho negociado empréstimos com a C.P.R.M., B.N.D.E., e cada vez o sistema está mais aperfeiçoado. O primeiro, por diversas razões, falhas recíprocas do solicitante, das entidades financiadoras, demorou um ano; o segundo demora seis meses. Esta adaptação, se feita, é também uma experiência pioneira no Brasil, de maneira que não dá para condenar ou elogiar muito. O que é certo é que, dentro daquela segurança e daquele estímulo, as autoridades competentes estão preocupadas, adaptando-se e dando, cada vez mais, uma maior segurança ao minerador e procurando estimular. Se o efeito imediato, num determinado caso, não fôr esse, isso é uma outra história.

O Sr. João Carlos Mader - Tivemos uma experiência anterior, com relação ao carvão. Constituiu-se uma comissão e essa comissão é quem dava os empréstimos. Se, com esse aperfeiçoamento, se chegasse praticamente à criação de um órgão chamado Banco de Mineração, seria a própria entidade a financiadora.

O Sr. SÉRGIO JACQUES DE MORAES - Essa entidade, hoje em dia, na pesquisa mineral, é a C.P.R.M.. Não foi criada com característica de um banco, porque o Governo Federal já tem bancos demais; os economistas do Governo podem achar que têm de menos. Têm três: B.N.D.E., B.A.S.A., B.N.B., fora os bancos regionais de desenvolvimento. Entidades oficiais de crédito já as há, em número suficiente. Por outro lado, o trato entre a C.P.R.M., B.N.D.E., B.N.B. e B.A.S.A. têm mostrando que há necessidade de uma entidade distinta com a mentalidade de pesquisador, e não com a mentalidade de banqueiro. Isso tem gerado os choques de uma atividade pioneira. O banqueiro é o homem que arrisca pouco com muita segurança. O minerador, às vezes, arrisca muito com segurança quase nula. Então, tem-se procurado o meio termo. Para isso, fazemos um projeto detalhado, diversas verificações, etc. Tenho a impressão que bastante da experiência do carvão está sendo aplicada

na C.P.R.M.

Bem, senhores, é tudo quanto eu tinha a dizer. Alguém mais deseja fazer perguntas?

Então, dou por encerrada a presente palestra.

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 e conômicos. 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.

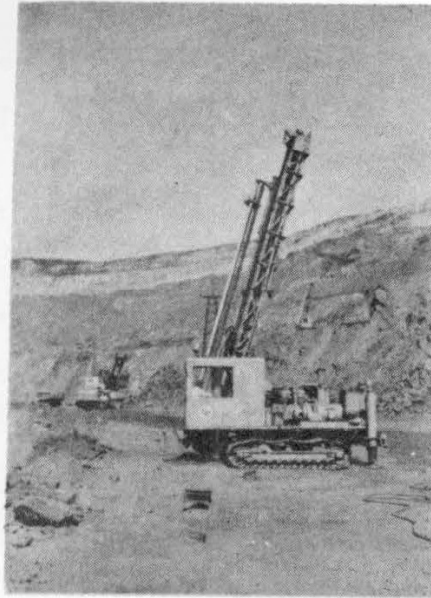
2.1) - A Perfuração Primária

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

Vazão : 450 CFM a 250 psi

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

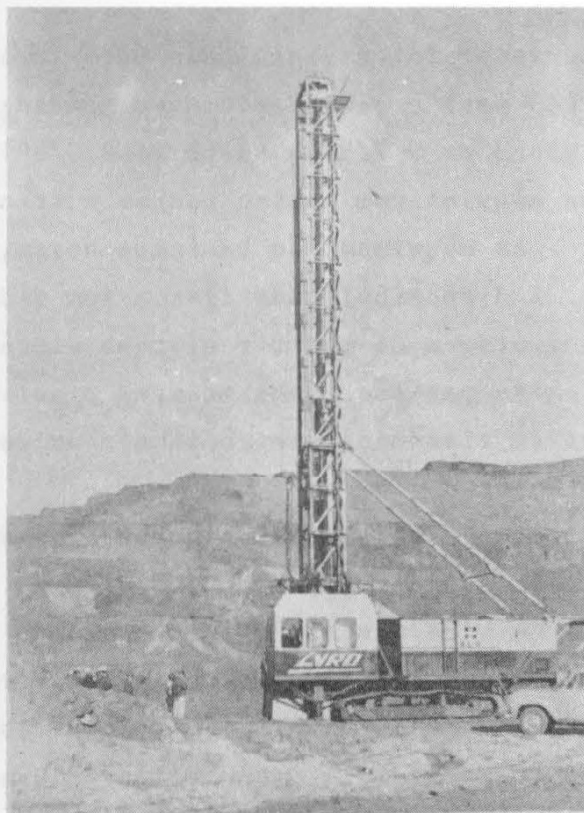
Este compressor foi especificado para perfuração percussiva, daí sua pressão elevada (250 psi). Seu volume é baixo para as necessidades de limpeza dos furos. Foi especificado antes que a CVRD tivesse experiência com perfuração de grande diâmetro com limpeza a ar comprimido. Embora a literatura dê a velocidade 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.

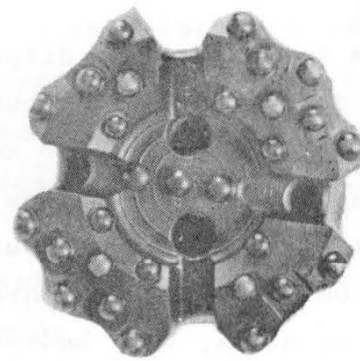
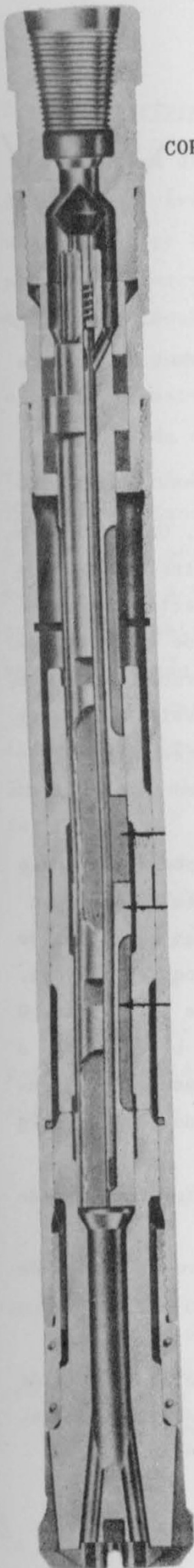
Apenas o impacto atua contra a rocha. A ferramenta, a broca, não é pressionada, contra a rocha e o torque não é aplicado à rocha.

A sequência na perfuração é a seguinte:

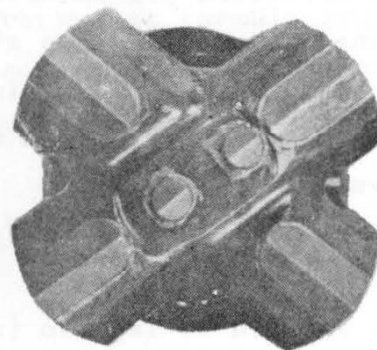
- 1 - A rocha sofre deformação elástica, com esmigalhamento das irregularidades superficiais.
- 2 - Fraturas subsuperficiais são formadas, provavelmente por tração, irradiando para baixo a partir das concentrações de tensão junto ao gume da broca e compreendendo uma cunha de material que é moído.
- 3 - 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

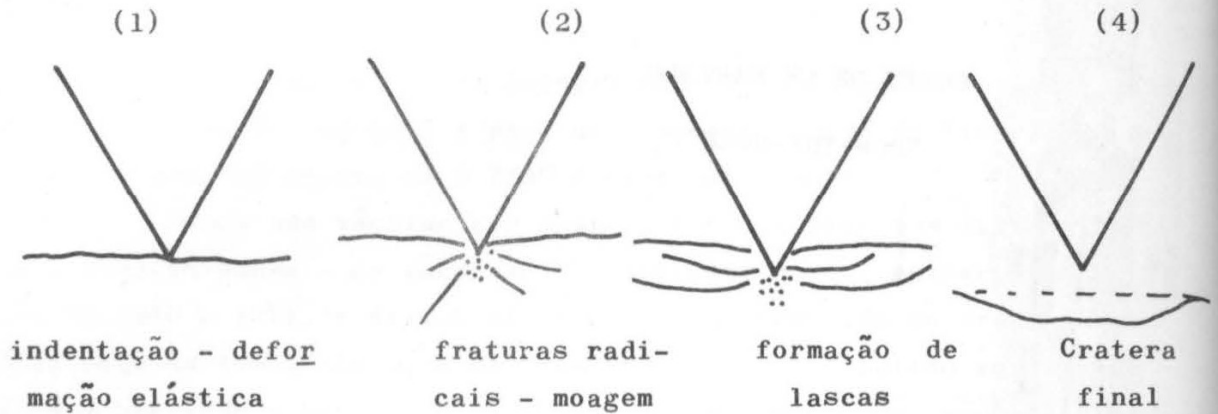
"DOW-THE-HOLE"



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.

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

Onde:

- V_p = Velocidade de penetração em pés por hora
- S_c = 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

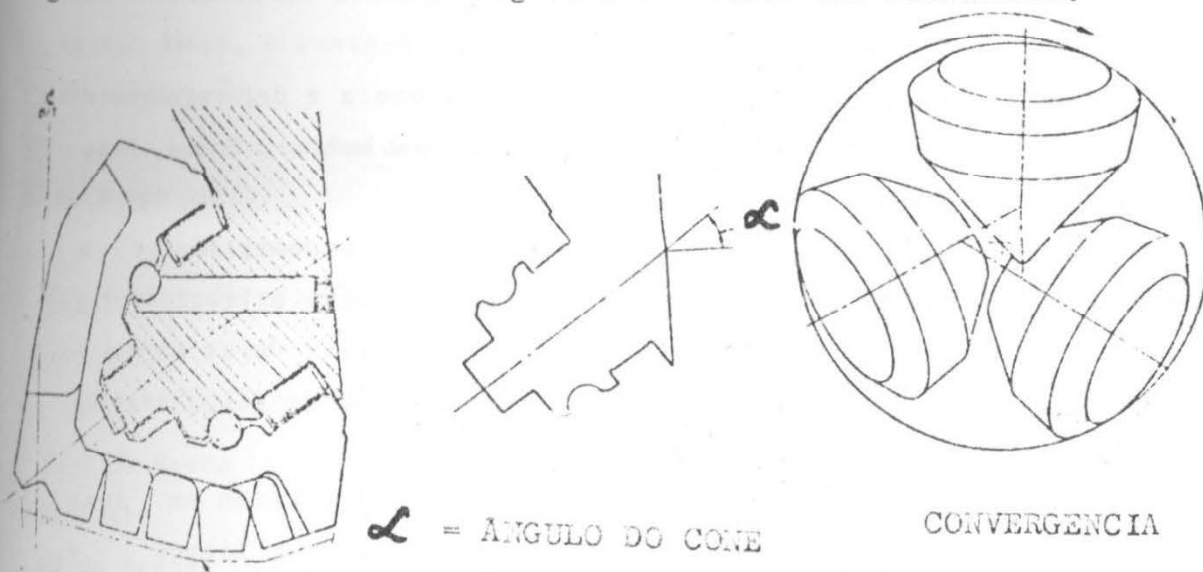
Tipo H - dentes curtos, fortes, muito próximos

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.

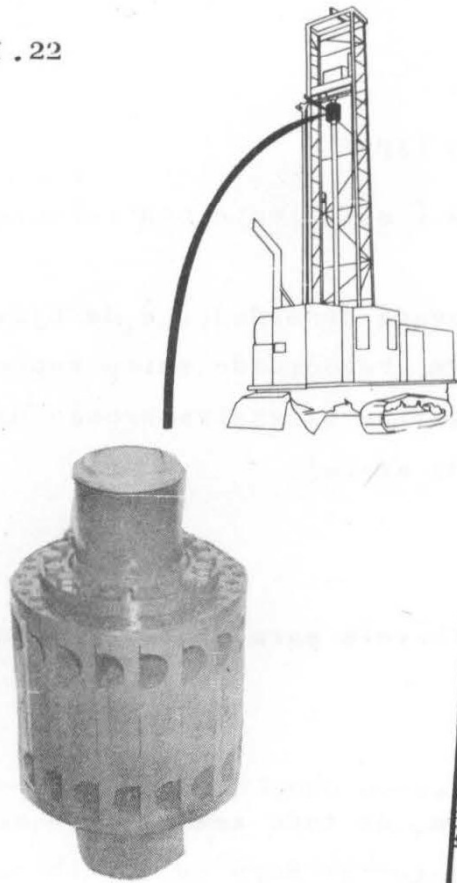
É principalmente quando se usa perfuração inclinada que se evidencia a influência do estabilizador ao evitar, que os cones sejam mais solicitados ao passar pela posição mais baixa.

Amortecedor de Choques da Coluna

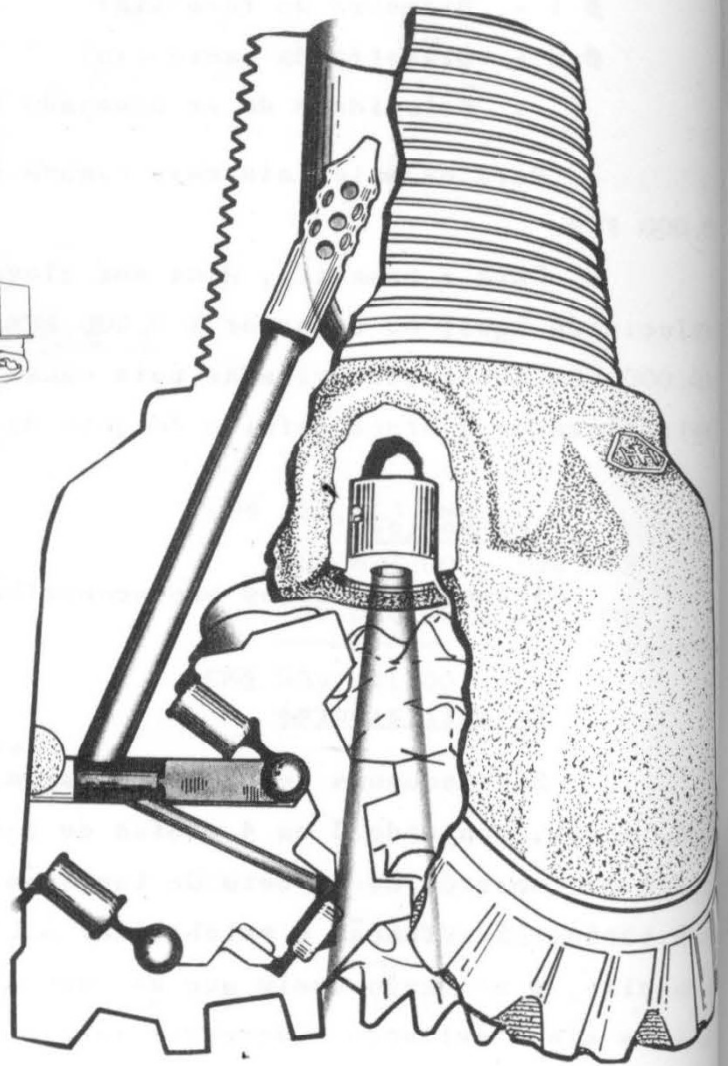
(Swivel mount shock sub) - é um amortecedor de choques que fica acoplado entre as hastes e o motor de rotação. Sua ação amortecedora protege o motor de rotação e toda a estrutura da máquina, protege ainda a própria broca firmando-a com maior suavidade sobre o fundo do furo, diminuindo os choques.

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.

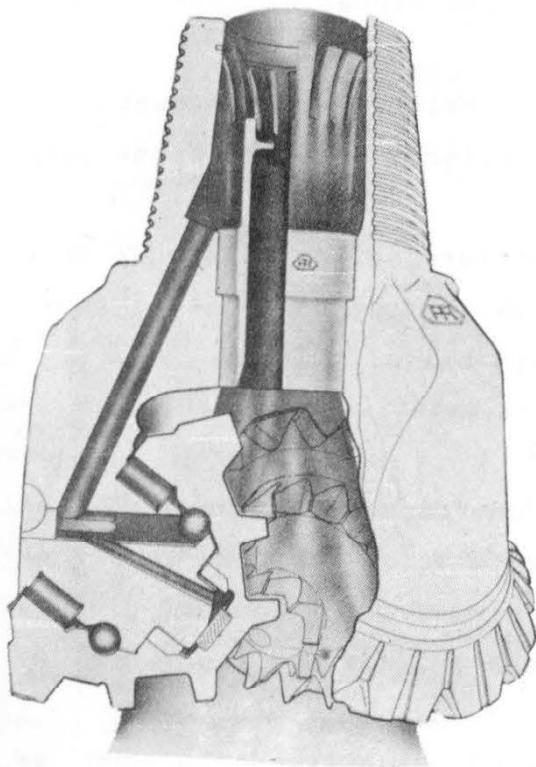
Quando começamos a operar com as 45R em 1970, obtivemos 800



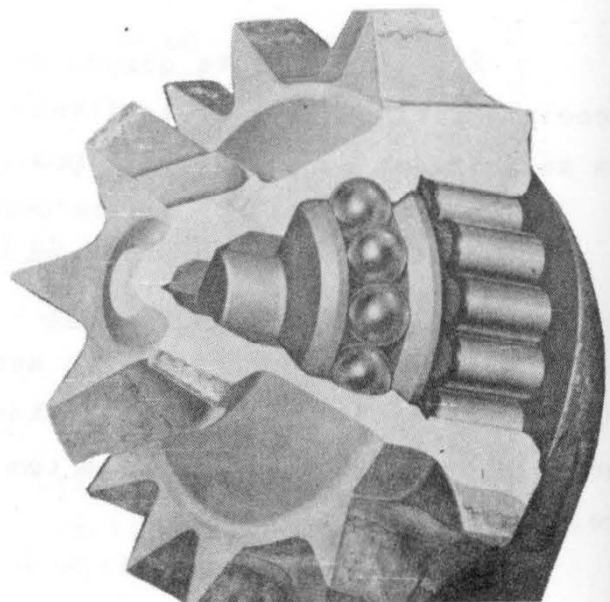
AMORTECEDOR DA COLUNA



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

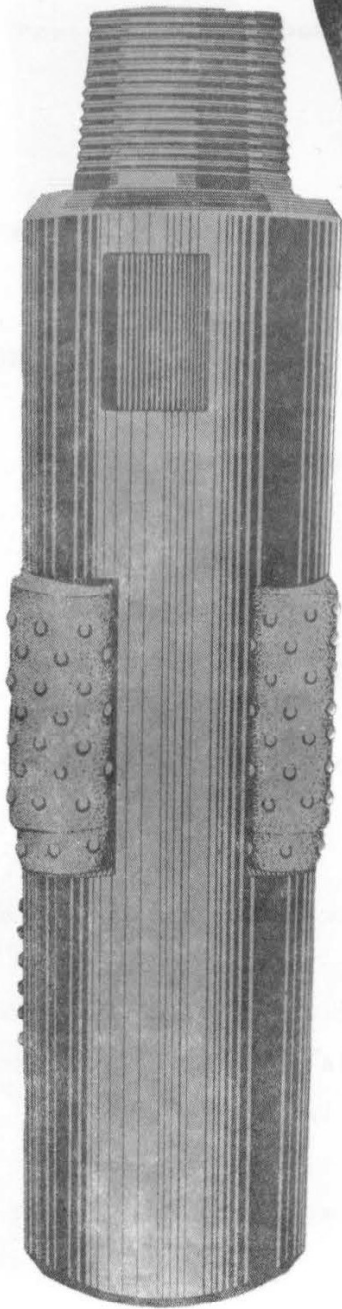
P = horas programadas

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

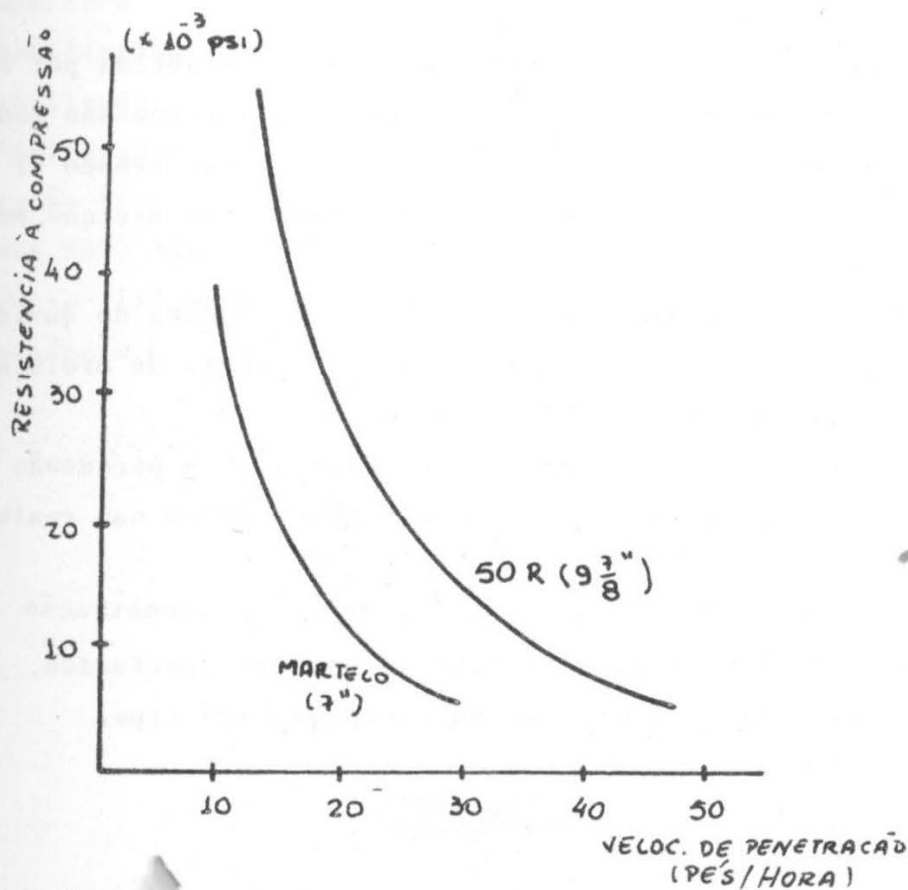


GRÁFICO 1- COMPARAÇÃO ENTRE AS VELOCIDADES DE PENETRAÇÃO DO MARTELO E DA 50R.

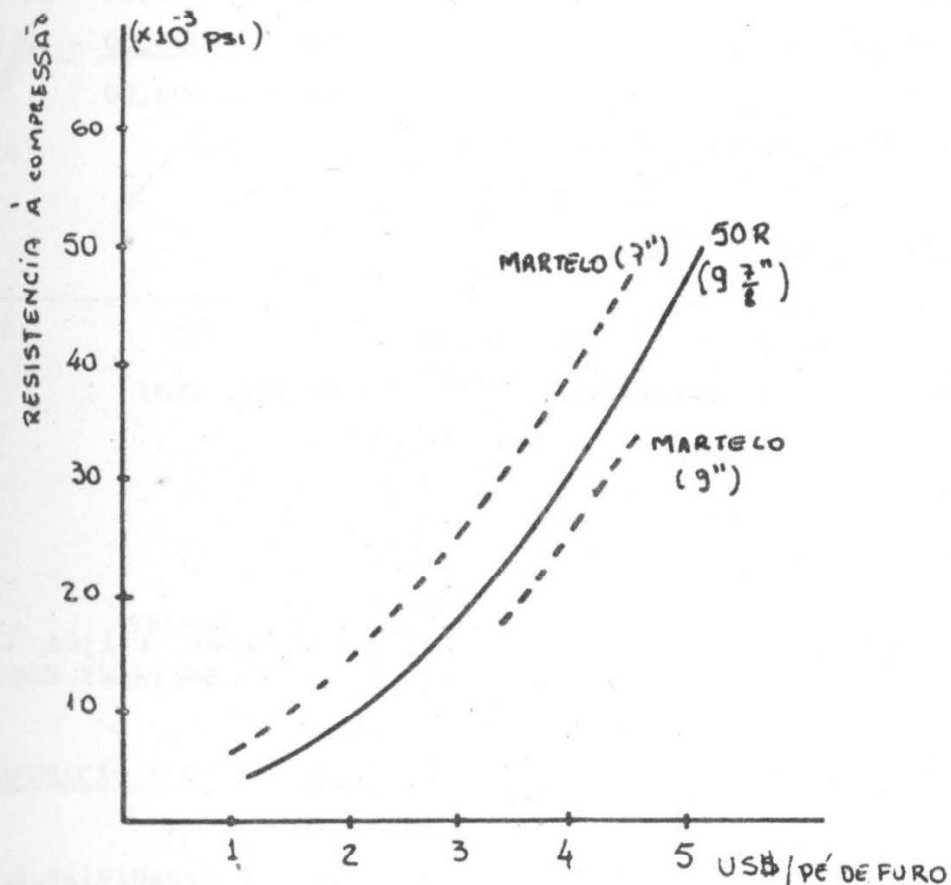


GRÁFICO 2- COMPARAÇÃO DE CUSTOS DO MARTELO DOW-THE-ROLE E 50R

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 | |

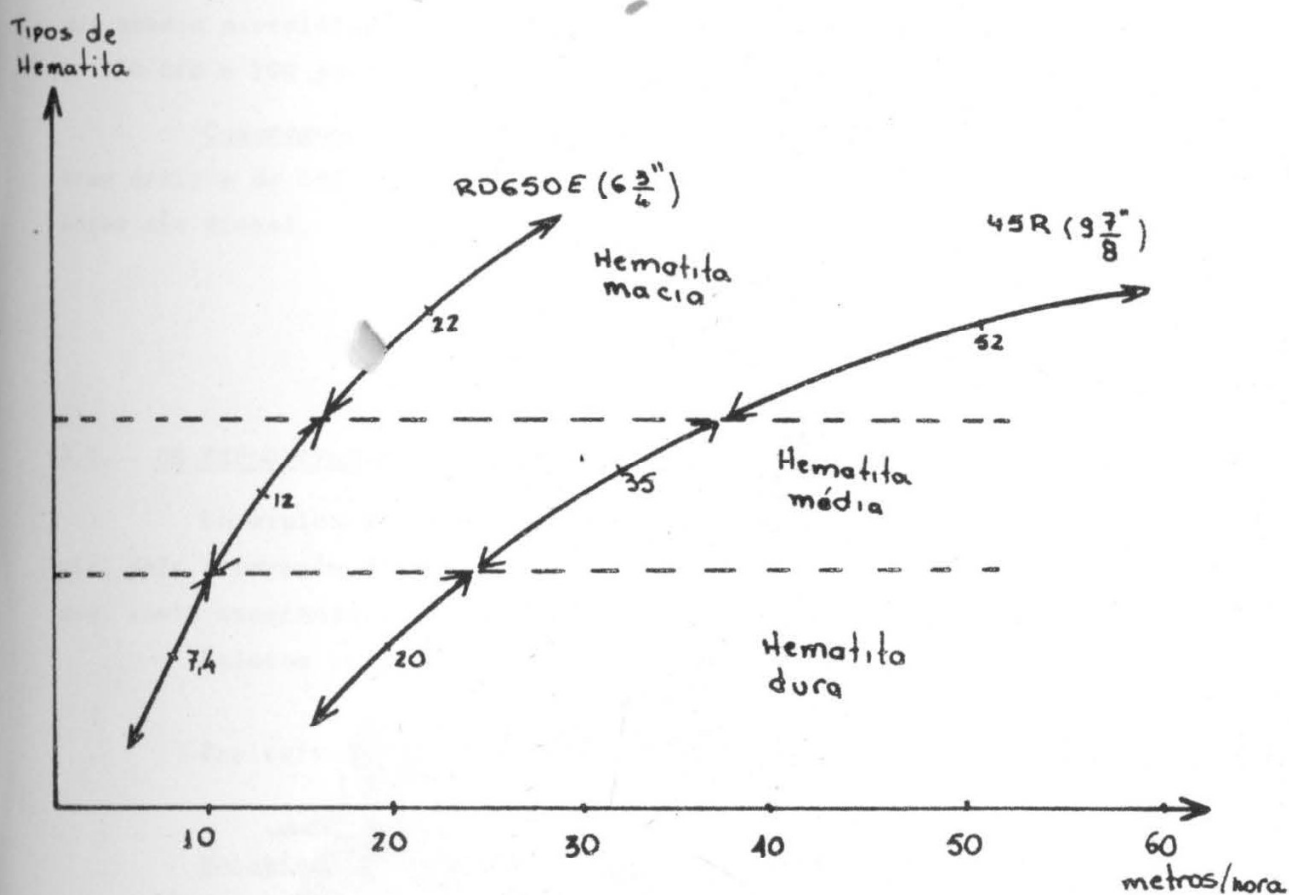


GRÁFICO 3

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

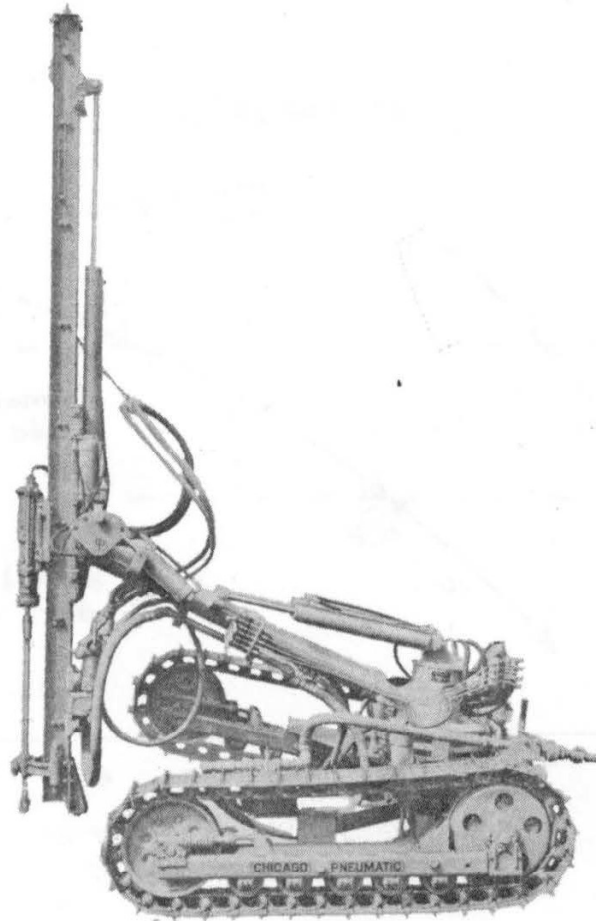
2.2. - PERFURAÇÃO SECUNDÁRIA E AUXILIAR

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.

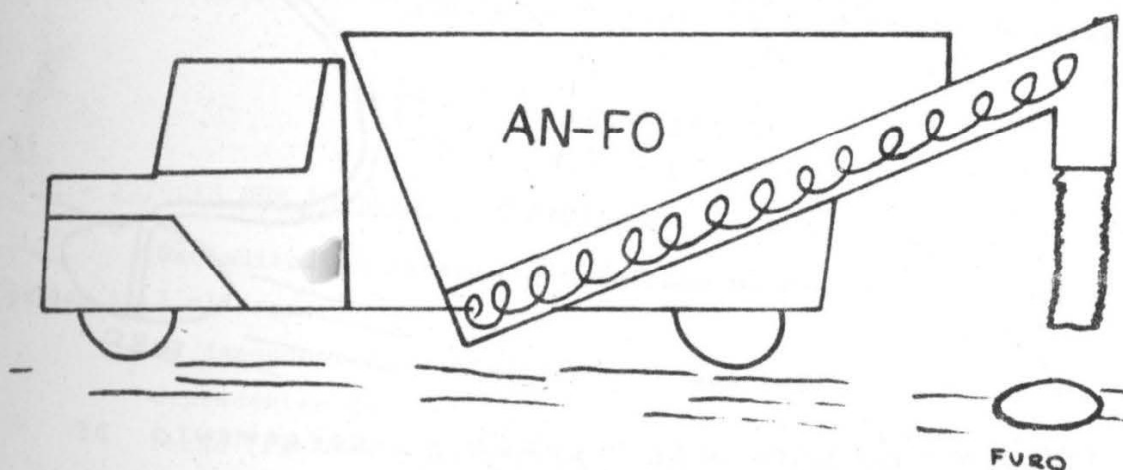
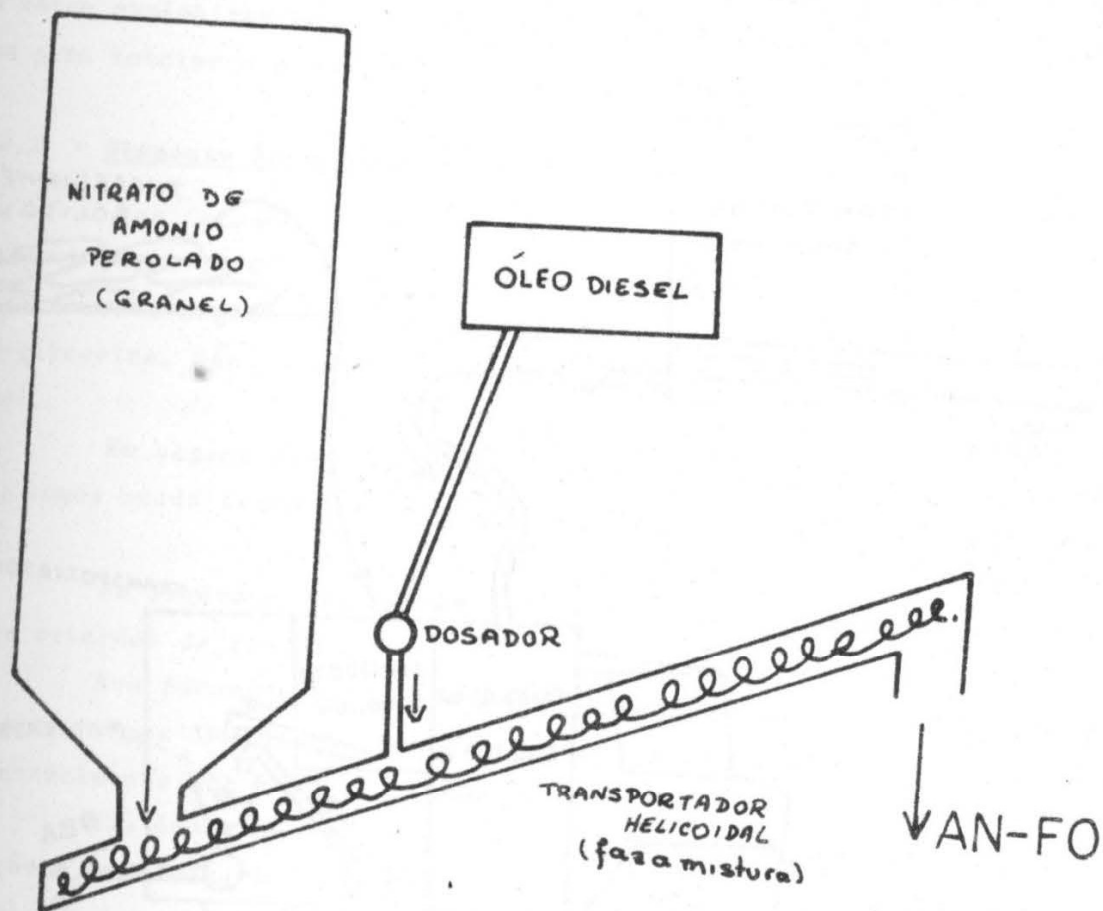
Zilite - é uma lama não metálica produzida pela Du Pont do Brasil. Sua composição básica é também uma solução de AN e SN em água à qual são acrescentadas substâncias orgânicas, sensibilizadores e gelificadores. Exige iniciadores de alta brisância e velocidade. Sua densidade é de cerca de 1,3. Foi testado 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.

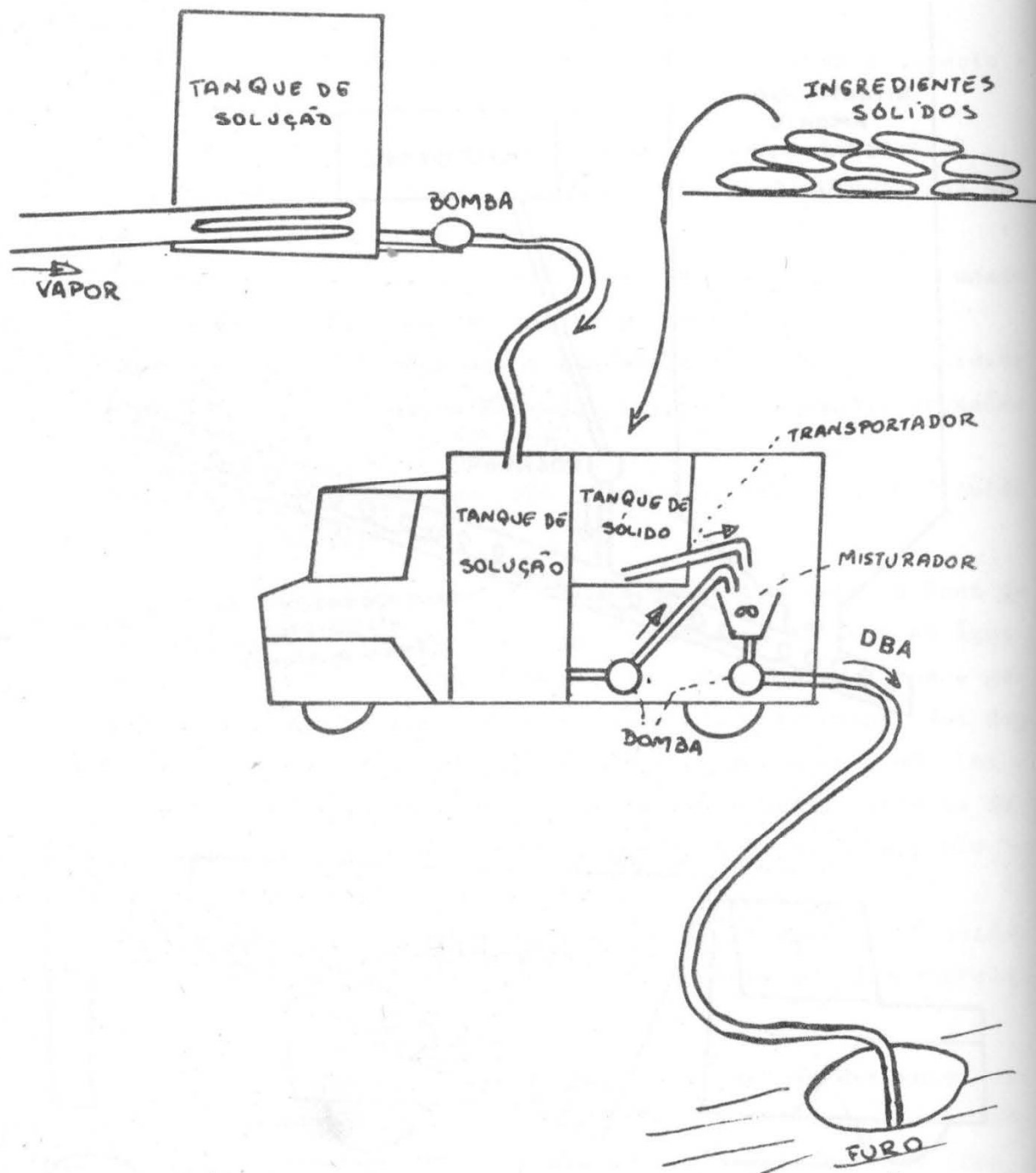
Acessórios - Todos os explosivos utilizados em desmonte primário exigem iniciação por reforçadores de elevada velocidade e brisância. São usados reforçadores comerciais produzidos pela Du Pont (Thorex 2) e pela Mantiqueira (cordet).

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 T N T. 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. Daremos 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), a 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 otimizante 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.

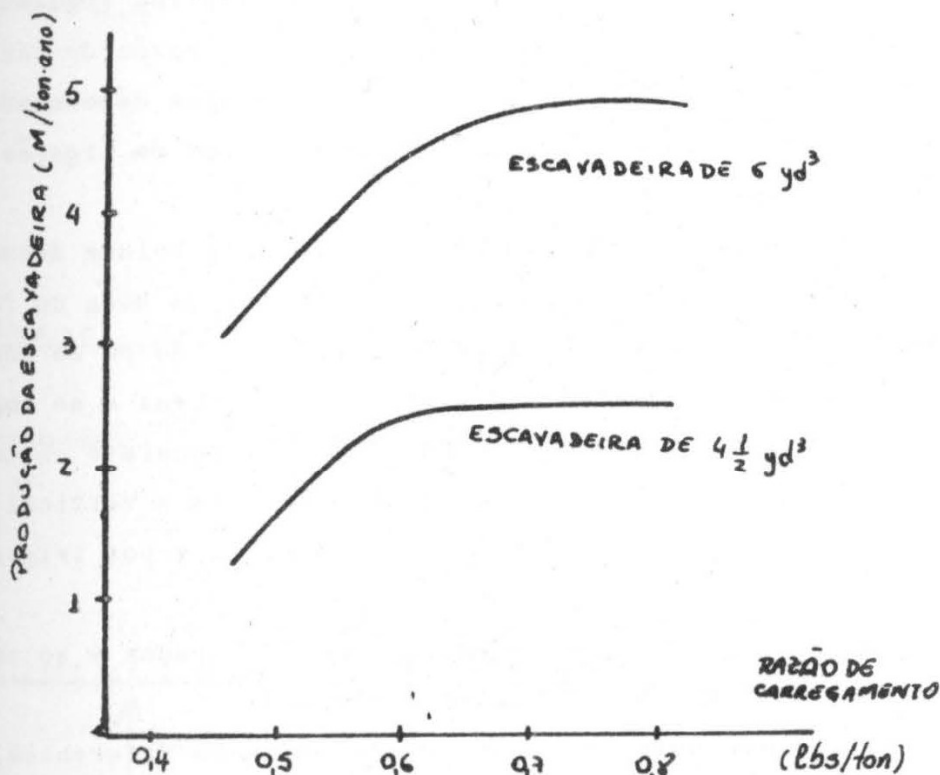


GRAFICO 4 - PRODUÇÃO ANUAL DAS ESCAVADEIRAS EM FUNÇÃO DA RAZÃO DE CARREGAMENTO. ROCHA DE 20.000 lbs DE RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO.

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.

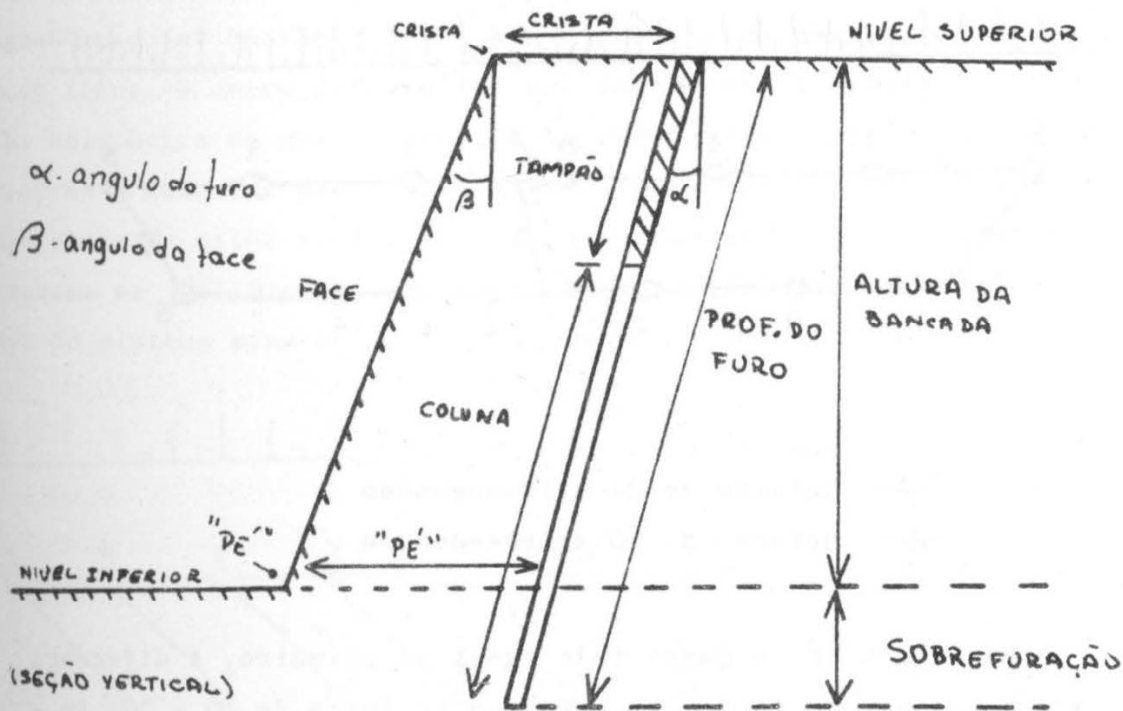
Utilizamos normalmente diversos esquemas diferentes, podendo estes ser mais ou menos usados dependendo da frequência com que ocorrem as condições particulares de rocha a que atendem.

4.4.1. - ESQUEMAS NORMALMENTE USADOS

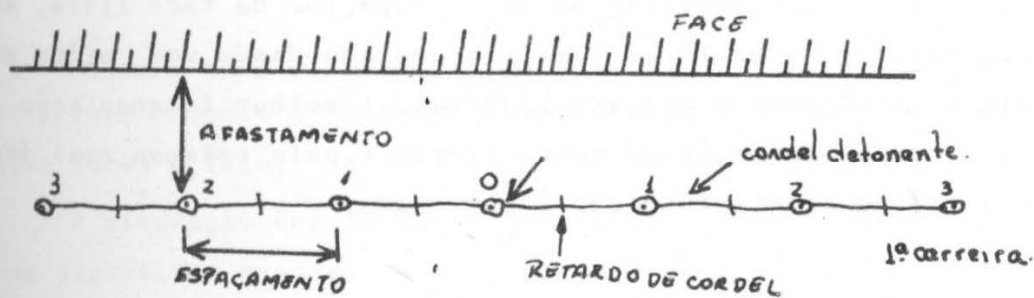
São os esquemas que usamos em maior escala em nossas minas, podem ser alterados ligeiramente para diferentes explosivos e foram diversas vezes alterados para melhorar a fragmentação.

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



(SEÇÃO VERTICAL)



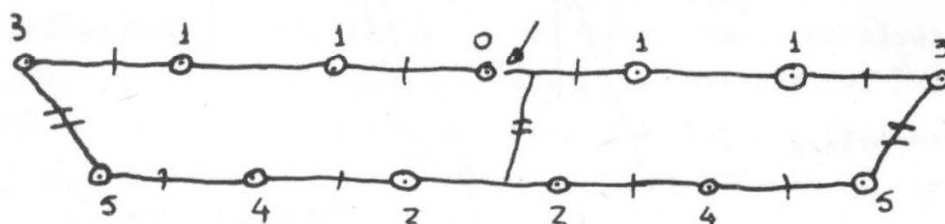
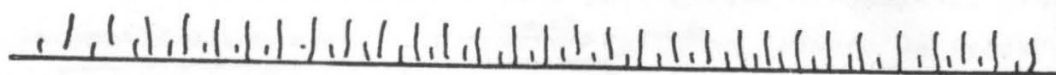
(PLANTA)

↓ INÍCIO POR ESPOLETA.

0, 1, 2, ... SEQUENCIA DE DETONAÇÃO

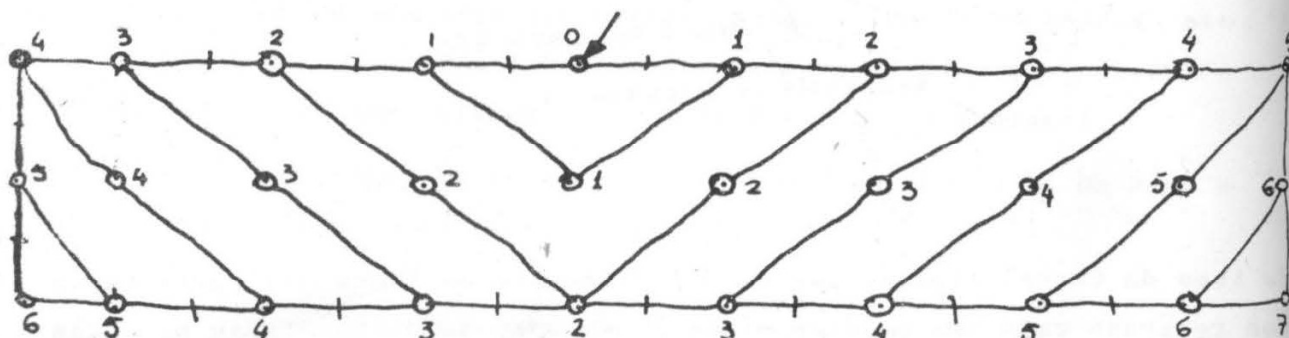
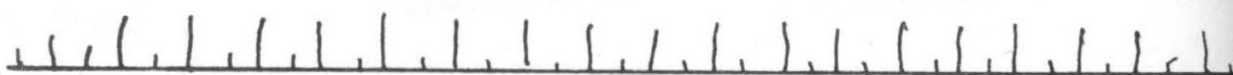
do topo da carga, ligação por cordel detonante ao longo das carreiras e com retardos cada uma ou duas minas dependendo da distância às oficinas e escritórios. Carga de 450 kg, 620 m³ de rocha (2.800 t) dando uma razão de carregamento de 725 g/m³ (160 g/ton).

Furos normalmente alternados de carreira para carreira.



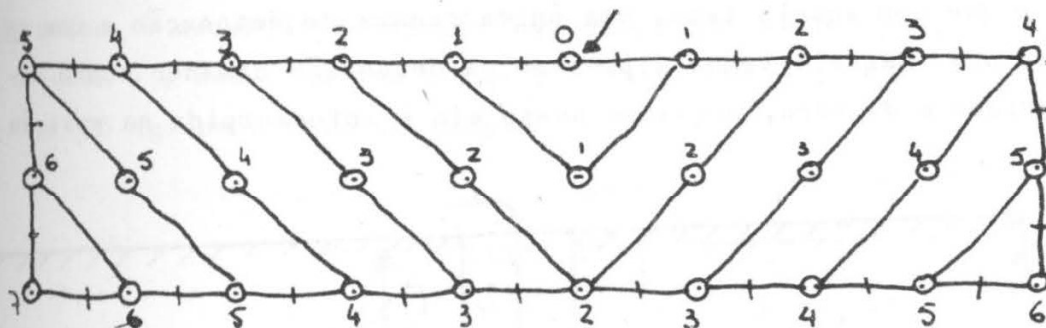
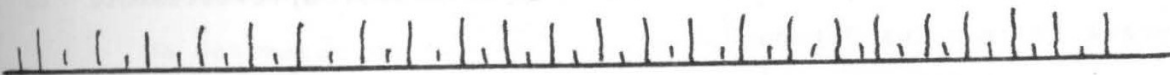
- + Retardo de 20 milissegundos
- // Retardo de 30 milissegundos

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.

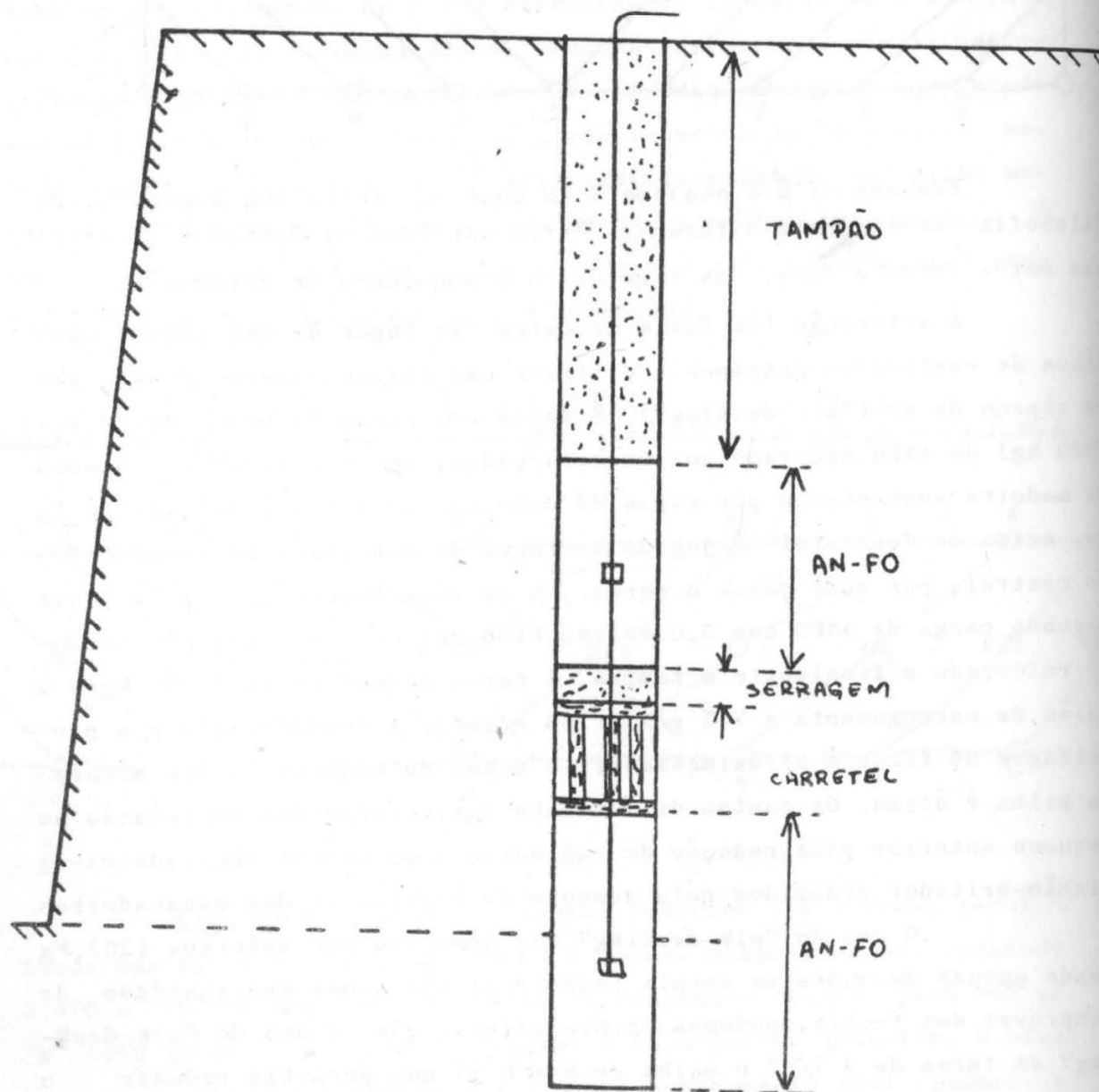
O uso do "air-decking" foi descrito por Melnikov (20). Fazendo apenas desmonte em escala industrial não temos oportunidade de comprovar sua teoria, podemos apenas afirmar que: o uso do "air-decking" em furos de $9 \frac{7}{8}$ " e malha de 6 x 6 já nos permitiu reduzir o

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.

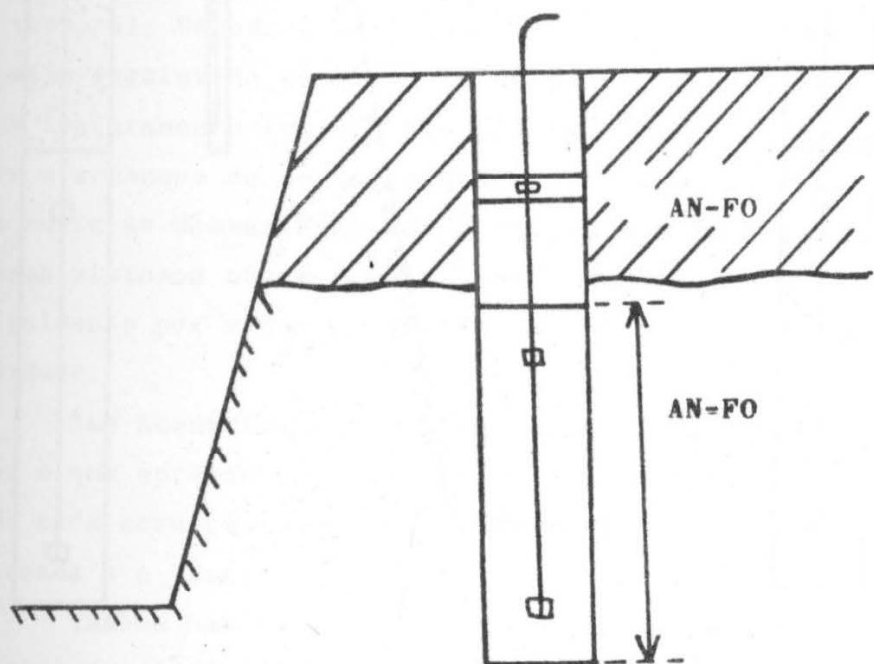


Os esquemas em furos de 6 3/4" sofreram evolução semelhante, tendo passado de 5 x 6 e 115 g/ton para 5 x 5 e 140 g/ton e finalmente 5 x 5 115 g/ton com "air-decking".

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.

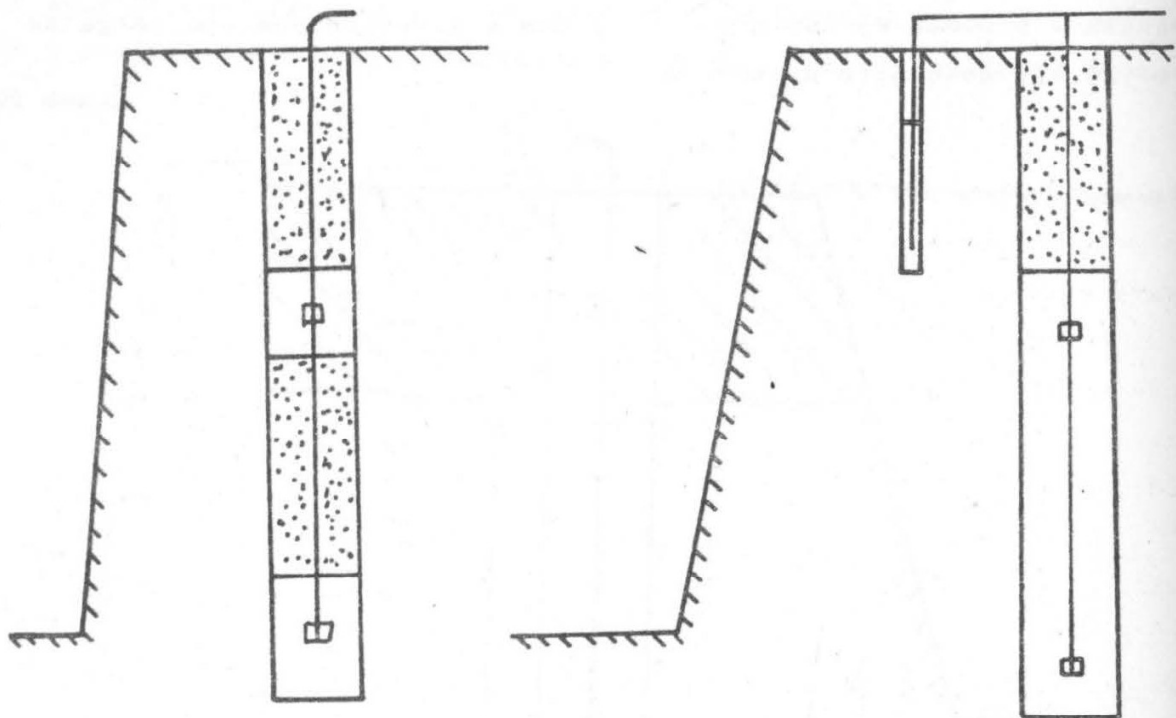


Esta carga é necessária pois a carga normal colocada abaixo da camada de canga em uma rocha de comportamento pouco elástico não conseguirá fraturar a canga. Esta será quebrada em grandes blocos chegando a constituir risco para a escavadeira. A carga colocada no meio do tampão atuará sobre a canga fragmentando-a. 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 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

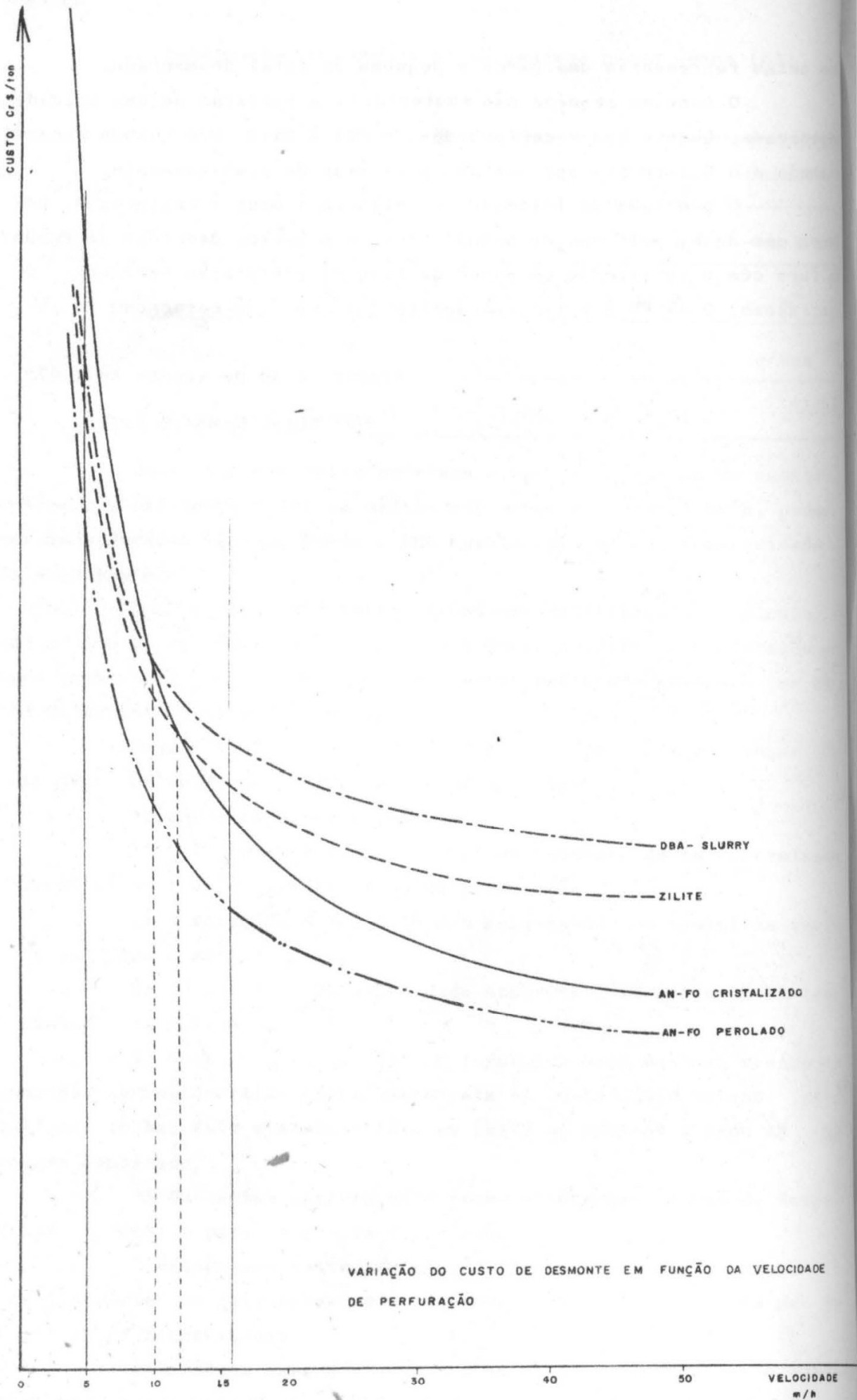
rém estas representam uma parcela pequena do total desmontado.

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. Contrôles 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 paralisação 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 -

* * *

CENTRO MORAES RÊGO

II SIMPOSIO DE MINERAÇÃO

Capitulo III

AVALIAÇÃO ECONOMICA DE JAZIDAS MINERAIS

LUIZ DO AMARAL DE FRANÇA

Cia. Vale do Rio Doce

Apresentação

Este texto foi elaborado para as aulas da Disciplina de Lavra e Beneficiamento - Aspectos Econômicos, Parte de Economia dos Recursos Minerais, do I Curso de Economia Especializada promovido pelo Ministério das Minas e Energia em convênio com a Fundação Getúlio Vargas (Projeto PLANFAP - CAEEB), no segundo semestre de 1971.

O trabalho se divide em três partes. A primeira contém a conceituação teórica da avaliação econômica de jazidas minerais, mostrando o modelo usualmente adotado para este fim, descrevendo os critérios de avaliação, e considerando ainda o cálculo de "Royalties", a influência dos financiamentos na rentabilidade dos Projetos e as técnicas mais comuns de tratamento das estimativas e da incerteza. A segunda se refere ao estudo de um caso, no qual se demonstra em detalhes a aplicação prática da conceituação antes desenvolvida. A terceira inclui uma análise sucinta da legislação do Imposto de Renda no que se refere aos encargos das inversões - depreciação, amortização e exaustão de jazidas -, a dedução de algumas fórmulas da Matemática Financeira e a apresentação de quatro ábacos dos seus principais fatores e, finalmente, o desenvolvimento de um modelo matemático simples para a otimização da exploração de minas.

Tendo em vista o escopo do texto e as limitações do tempo de preparo do mesmo e de apresentação do assunto aos participantes do Curso, a matéria não foi tratada com a necessária profundidade, tendo sido baseada, principalmente, na bibliografia citada no final.

Agradecimento

Este trabalho foi preparado com a colaboração de diversas pessoas ligadas à Companhia Vale do Rio Doce.

Destacou-se a importante participação do Eng^o Luiz Sérgio Cardoso de Oliveira no estudo da Mina Rio Claro (capítulo II), com auxílio dos Engenheiros Ulisses Rodrigues de Freitas, Otávio Neves e Roberto Novis Botelho, e do Economista Hélio Tavares Lopes da Silva.

Contribuíram com idéias e sugestões úteis sobre todo o trabalho o Engenheiro Abelardo de Lima Puccini e o Dr. Graciano Sá.

O anexo III.1 foi revisto pelo Bacharel Valdemar Fernando de Souza, pelo Economista Luiz Costa e Silva e pelo Contador José de Almeida Melo.

O Dr. Samir Zraick programou para computador o exemplo numérico constante do anexo III.3.

A Srta. Heidi Gonçalves Coutinho foi responsável pela datilografia e apresentação gráfica.

A todos meus melhores agradecimentos.

Rio de Janeiro, dezembro de 1971.

I. CONCEITUAÇÃO TEÓRICA

I.1 - INTRODUÇÃO

Os investimentos em mineração se caracterizam pela limitação de sua vida útil; uma vez extraído todo o minério economicamente explorável existente na jazida, é forçoso o encerramento das operações. Impõe-se, assim, que durante a vida útil da mina o investidor receba de volta o capital aplicado, acrescido de remuneração compatível com os riscos do empreendimento.

A avaliação econômica de uma jazida mineral permite o cálculo do valor de compra da mesma, no estado de desenvolvimento em que se encontra. Qualquer jazida mineral só tem valor na medida em que permite a realização de lucros ao longo de sua exploração. Portanto, o valor da jazida não pode ser calculado em função de elementos econômicos ou financeiros ocorridos no passado, mas sim em função do que se prevê, à época da avaliação, que ocorrerá no futuro.

Assim, a avaliação de uma jazida mineral se baseia em estimativas de grandezas econômicas futuras, a saber: (a) vida útil da mina, obtida a partir da tonelagem total de minério existente e das taxas anuais de extração; (b) custos iniciais, vidas úteis e valores residuais dos equipamentos e instalações necessários para colocá-la em operação, bem como respectivas substituições; (c) receitas anuais de venda dos produtos; (d) custos anuais de produção, transporte, administração e comercialização; (e) capital de giro; (f) condições de financiamentos que possam ser obtidos para a instalação inicial da mina; (g) imposto de renda a ser pago ao longo da vida útil da mina.

É óbvio que, quanto mais realistas forem as previsões dessas grandezas, melhores serão os resultados da avaliação. No entanto, previsões contêm inevitavelmente muito de subjetivo, que depende da experiência pessoal do avaliador e dos especialistas - engenheiros de minas e metalurgistas, pesquisadores de mercado, administradores - que participem dos estudos. Portanto, é de se esperar que: primeiro, o trabalho de avaliação seja feito por uma equipe de profissionais e não por uma única pessoa; segundo, duas equipes diferentes, avaliando a mesma jazida mineral, cheguem a resultados diversos. Além disso, o preço a ser efetivamente utilizado na transação de compra e venda da jazida depende de condições especiais do comprador e do vendedor em relação ao negócio, e será provavelmente diferente dos valores avaliados pelas suas respectivas equipes. Não obstante, os resultados da

avaliação são da maior importância, especialmente para o comprador, uma vez que permitem: (a) o estabelecimento de uma referência de preço para as negociações; (b) uma visão antecipada dos gastos e dos lucros do empreendimento, devidamente localizados no tempo; (c) um conhecimento prévio aproximado das condições financeiras do negócio, do tempo de maturação, dos anos críticos em que os desembolsos superam os recebimentos, do esforço financeiro exigido; (d) a fixação de um quadro de referência para o posterior controle dos resultados da exploração.

Uma avaliação realista só pode ser feita após concluídos os trabalhos de prospecção que permitem a medida da quantidade de minério existente e sua qualidade. Em decorrência, são estabelecidas as técnicas de extração, de beneficiamento e de tratamento do minério, e conseqüentemente são estimados os custos das respectivas instalações, os custos de produção, e os preços de venda dos produtos. Não obstante, frequentemente é necessário que se preparem estimativas preliminares referentes a jazidas apenas parcialmente conhecidas. Nestes casos, o avaliador deve estimar também os custos de prospecção requeridos para que se tenha um conhecimento da jazida suficiente para a decisão de se investir em máquinas e instalações; além disso, deve o avaliador deixar clara a característica preliminar e provisória dos resultados de sua avaliação, e recomendar que o preço final da transação só seja estabelecido após os trabalhos de prospecção. Deve, finalmente, aumentar os coeficientes de risco habitualmente introduzidos nos cálculos, o que levará a um valor mais conservador para a jazida.

Ao tratar com valores monetários que ocorrerão em épocas diferentes, há que se reconhecer, em qualquer análise econômica, o chamado "valor-tempo" do dinheiro; por causa da existência de juros, um cruzeiro hoje vale mais do que a perspectiva de um cruzeiro daqui a um ano ou em alguma outra data posterior. Usando-se taxas adequadas de juros compostos, pode-se calcular valores equivalentes aos recebimentos e desembolsos, em datas diferentes daquelas em que realmente ocorrerão. Conforme o critério de cálculo a ser aplicado na avaliação, diferentes taxas de juros devem ser utilizadas, cada uma com seu significado específico. O uso do conceito de equivalência permitirá, ainda, o cálculo dos "royalties" a serem pagos no caso da jazida ser arrendada e não comprada.

I.2 - O MODELO ECONÔMICO: FLUXO DE CAIXA

A avaliação econômica de uma jazida mineral pode ser considerada um capítulo da Análise de Investimentos, que por sua vez é uma parte da Engenharia Econômica, visto que são necessários os conhecimentos tanto dos Engenheiros como dos Economistas. Em ambas as ciências, Engenharia e Economia, a realidade dos fenômenos analisados é normalmente tão complexa que se torna impraticável a consideração de todas as variáveis que interferem nos resultados. Consequentemente, há que se estabelecer um modelo que represente com razoável aproximação os principais elementos que compõem o sistema a ser analisado.

Na Análise de Investimentos, o modelo adotado é o fluxo de caixa do investimento considerado. Como o nome indica, o fluxo é eminentemente financeiro, e se traduz pelo conjunto de recebimentos e de desembolsos do investidor devidamente localizados no tempo. Outras vantagens e desvantagens do investimento, não quantificáveis em moeda, são denominadas imponderáveis e levadas em consideração fora do modelo.

A montagem do fluxo de caixa é feita mediante a estimativa dos elementos a seguir indicados.

a) Reservas de minério e vida do Projeto

As reservas minerais devem ser quantificadas por nível e por qualidade (química e granulométrica). Além do minério medido, deve-se avaliar o inferido, embora este último não seja considerado nos cálculos, ficando como reserva para eventual utilização no futuro. A tonelagem a ser extraída, beneficiada, estocada e vendida em cada ano deve ser estabelecida, e depende usualmente das limitações do mercado. O nível ótimo de extração pode ser determinado por modelos de complexidade variada de pesquisa operacional, que incluem restrições como a capacidade do mercado, as limitações físicas da mina, capacidade dos meios de transporte dos produtos até o mercado consumidor etc. O anexo III.3 mostra alguns desses modelos.

b) Custos iniciais de Capital

Os custos de capital só podem ser estimados após fixada a taxa de produção anual, bem como determinada a tecnologia de extração e beneficiamento dos minérios, e elaborado um anteprojeto das instalações e dos equipamentos a serem utilizados. Uma lista detalhada deve ser feita, sob os seguintes itens principais:

- (1) Preço de compra da jazida (por enquanto desconhecido, fazendo-se uma estimativa inicial com base em preços de compra de jazidas semelhantes, quando possível);
- (2) Custos dos estudos técnicos e econômicos e dos projetos de engenharia;
- (3) Custos pré-operacionais (correspondentes à fase inicial de produção quando a qualidade dos produtos ainda está sendo testada);
- (4) Instalações e equipamentos de mineração e transporte interno;
- (5) Instalações e equipamentos de beneficiamento e tratamento do minério;
- (6) Instalações gerais (oficinas, escritórios, residências, escolas, hospitais, recreação, etc.);
- (7) Caminhões, quando o transporte rodoviário da mina ao destino for feito pelo minerador.

Cada unidade deve ter indicados seus custos de aquisição (ou construção), montagem e instalação, sua vida útil econômica, sua taxa legal de depreciação anual e seu valor residual (preço de venda ao fim da vida útil), bem como o respectivo cronograma financeiro de desembolsos. Os custos de construção devem ser desdobrados em pessoal, material e outras despesas, de forma a permitir sua atualização caso o Projeto seja adiado.

c) Substituições de equipamentos

Os equipamentos e instalações de uma Empresa de mineração constituem um complexo cujas partes têm diferentes vidas úteis. Normalmente os edifícios e instalações fixas têm vida útil igual ou superior à vida da mina, apresentando ainda boas condições de utilização quando todo o minério economicamente explorável tiver sido retirado; assim, não há em geral qualquer substituição de tais parcelas do ativo fixo. Já com as máquinas, equipamentos e instalações móveis ocorre o oposto: em regra, é necessário substituí-las ao longo da exploração da jazida, e os custos dessas substituições constituem importantes desembolsos que devem ser incluídos no fluxo de caixa. Por outro lado, quando se substitue um equipamento, pode-se geralmente vendê-lo como equipamento usado, ou pelo menos como sucata, por um preço que deve ser estimado e incluído no fluxo de caixa como um recebimento no

mesmo ano do desembolso, correspondente ao custo do equipamento novo.

d) Receita líquida das vendas

A previsão dos preços de venda é um fator básico e merece especial cuidado. A análise de dados estatísticos de produção, consumo e preços de comercialização, e suas respectivas tendências, pode ser de grande utilidade. Um cuidadoso estudo dos consumidores e dos competidores é necessário quando o mercado é complexo; é preciso estimar a futura divisão do mercado entre os atuais e novos prováveis fornecedores, e determinar os preços de venda decorrentes. O estudo de mercado deve ainda evidenciar a aceitabilidade dos produtos quanto à sua qualidade (composição química e física). Se for possível a prévia assinatura de acordos comerciais ou mesmo de contratos a longo prazo, os preços e quantidades estarão assim previamente estabelecidos, o que elimina importante parcela de incerteza do Projeto. Sendo o objetivo do avaliador a estimativa da receita líquida das vendas, deve-se levar em conta os prêmios e as multas devidos a variações de teor metálico, granulometria etc., em relação aos padrões estabelecidos, aos quais correspondem os preços básicos contratuais. Outras receitas não decorrentes da venda dos produtos, como prestação de serviços a terceiros, venda de energia elétrica produzida etc., devem ser também estimadas, quando for o caso.

e) Custos de produção

Os custos de produção devem ser detalhadamente estimados, desdobrados em seus principais componentes por natureza: pessoal, material, peças sobressalentes, impostos e taxas, energia elétrica, alugéis, serviços contratados. Devem também ser listados separadamente por fase dos serviços: extração, transporte interno, beneficiamento e tratamento do minério, estocagem, recuperação, e carregamento em vagões (ou caminhões). É útil tabelar os custos por ano e por tonelada. Convém ainda separar os custos de operação daqueles de manutenção, constituindo estes últimos parcela significativa, ao contrário do que ocorre nas indústrias de transformação, em que tais custos são secundários. Os custos de pessoal devem incluir os acréscimos decorrentes da legislação trabalhista, de responsabilidade do empregador, bem como provisões para substituições de empregados em férias, acidentes, doentes, em repouso semanal, etc. É importante pré-estabelecer quantos turnos de trabalho serão adotados, sendo frequentes dois ou mesmo três turnos diários. É preciso considerar ainda, na estimativa da força de trabalho, as reduções de produtividade em serviço no

turno, as condições insalubres eventualmente existentes, e a influência de condições climatéricas adversas em serviços ao ar livre ou em minas subterrâneas. O custo do transporte do pessoal para as frentes de trabalho deve também ser estimado. O consumo de materiais deve ser previsto por fase dos serviços, sendo os principais itens (explosivos, combustíveis, lubrificantes, brocas, correias transportadoras, etc.) especificamente indicados, podendo os demais ser englobados. As peças sobressalentes devem ser listadas em correspondência com os respectivos equipamentos. Os impostos e taxas são calculados de acordo com a legislação vigente, sendo o imposto único sobre minerais o principal componente, não se incluindo aqui o imposto de renda. Os demais itens de custos são estimados conforme as condições peculiares de cada projeto.

f) Custos de transporte

No caso de transporte ferroviário, um acordo tarifário especial pode ser obtido com substanciais reduções de preço em relação às tarifas oficiais. Na hipótese de transporte rodoviário, os preços podem ser obtidos mediante entendimentos com as empresas especializadas no ramo, ou, os custos devem ser estimados, caso o minerador pretenda se encarregar de tais serviços. As tarifas e taxas portuárias devem ser obtidas nos respectivos portos comerciais, consideradas as despesas de carga e descarga, ocorrendo frequentemente a necessidade da constituição de estoques reguladores nos portos, no caso de exportações. O transporte marítimo, quando ocorrer, deve ser previamente negociado. A viabilidade econômica dos projetos de mineração depende fundamentalmente dos custos de transporte dos produtos desde as minas até os mercados consumidores, devendo pois este item merecer especial atenção do avaliador.

g) Custos de administração

Os custos administrativos incluem todos os salários do pessoal de engenharia e de administração, o respectivo material consumido, aluguéis de escritórios, luz, comunicações, despesas de viagem, treinamento de pessoal e seguros. Inclue ainda despesas médicas e hospitalares, de educação e de recreação do pessoal.

h) Custos de comercialização

Os custos de comercialização compreendem os salários do pessoal de "marketing" e de vendas, respectivas despesas de viagem, despesas com propaganda e comissões de intermediários; estas últimas cos

tumam ser expressivas no caso das exportações.

i) Capital de giro

O capital de giro pode ser uma importante parcela do capital total necessário para um novo Projeto. É necessário estimá-lo cuidadosamente, não só calculando sua componente inicial, como os acréscimos acaso necessários ao longo do tempo, principalmente quando são previstos futuros aumentos no nível das operações.

O capital de giro deve cobrir as seguintes parcelas:

- (1) Estoques de minério das minas, valorizados pelos respectivos custos de produção e beneficiamento, não se incluindo depreciação, amortização ou exaustão em tais custos;
- (2) Estoques de minério em trânsito para os mercados, valorizados pelos custos de produção e beneficiamento acrescidos do imposto único sobre minerais e do frete ferroviário (ou rodoviário), inclusive o estoque regulador no porto de embarque no caso de exportações, não se incluindo em tais custos parcelas de depreciações, amortizações ou exaustão;
- (3) Despesas de administração correspondentes ao ciclo de produção e beneficiamento, transporte e embarque;
- (4) Almoxxarifados de materiais e peças sobressalentes, aos preços de aquisição;
- (5) Recursos financeiros disponíveis em Caixa e em Bancos;
- (6) Custo das mercadorias vendidas a prazo, não se incluindo parcelas não financeiras (depreciações, amortizações, exaustão), inclusive as correspondentes despesas de administração;
- (7) Contar a pagar, relativas aos materiais e serviços adquiridos para pagamento a prazo comercial (esta parcela é evidentemente subtrativa).

j) Imposto de renda

Ao investidor interessa considerar os lucros a serem obtidos após o pagamento do imposto de renda. A avaliação dos valores a serem pagos em cada ano é feita com base na legislação fiscal do País,

que consiste na aplicação de um percentual sobre a renda tributável obtida a partir dos lúculos de Balanço do exercício anterior. Assim, é necessária aqui a inclusão de itens não financeiros, mas que influenciam o fluxo de caixa através do imposto de renda: a exaustão das jazidas, a amortização de despesas pré-operacionais, e a depreciação de equipamentos, edifícios e instalações. Tais itens são considerados componentes de custos, para cálculo de imposto de renda, devendo portanto ser somados às demais parcelas de custos, para esse efeito. Deve-se considerar ainda que os juros e comissões pagos em decorrência de financiamentos obtidos são dedutíveis da renda bruta para fins de imposto de renda. O anexo III.1 esclarece o assunto em maiores detalhes.

Uma vez estimados todos os valores de recebimentos e desembolsos que constituem o fluxo de caixa do investimento, e estabelecidas as datas em que devem ocorrer, é útil dispô-los em forma de tabela, em que as colunas são os anos e as linhas os itens componentes do saldo líquido de caixa de cada ano, como por exemplo:

- a. Custos iniciais de capital e substituições
- b. Capital de giro
- c. Receitas anuais
- d. Custos anuais de produção, transporte, administração e comercialização
- e. Saldos anuais das operações antes do imposto de renda (c+d)
- f. Depreciações
- g. Exaustão da jazida
- h. Juros e comissões sobre financiamentos
- i. Renda tributável (e+f+g+h)
- j. Imposto de renda (0,30 i)
- l. Saldos anuais das operações após o imposto de renda (e+j)
- m. Fluxo de caixa após o imposto de renda (a+b+l)

Os recebimentos devem constar com sinal positivo, e os desembolsos, depreciações e exaustão com sinal negativo, sendo assim algébricas as somas indicadas entre parênteses. Observe-se que as alíneas f, g, h e i se destinam exclusivamente ao cálculo do imposto de renda.

Em geral, o fluxo de caixa de um investimento em mineração pode, ainda, ser graficamente representado, utilizando-se um diagrama do tipo indicado na figura 1.

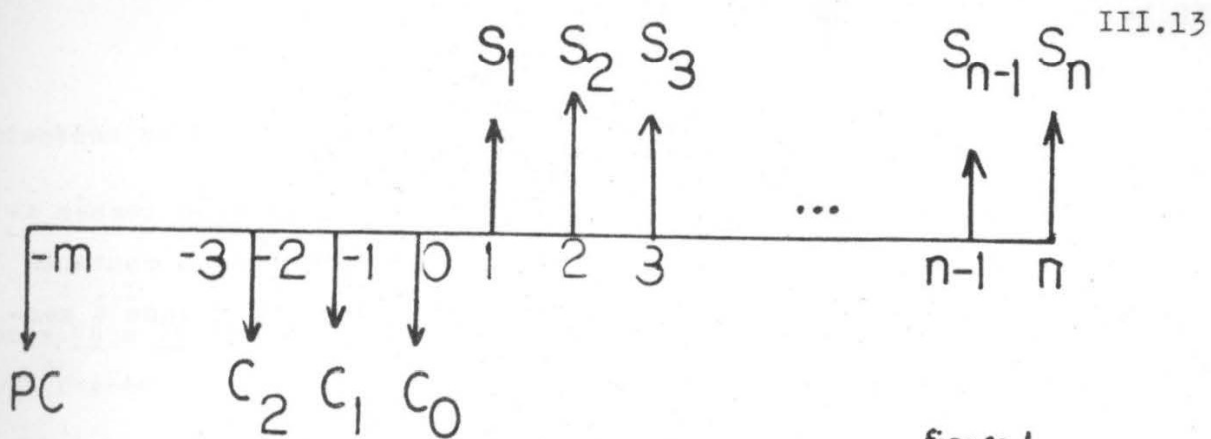


figura 1

- PC = preço de compra da jazida
- C_2, C_1, C_0 = parcelas anuais dos custos iniciais de capital
- S_1, S_2, \dots, S_n = saldos líquidos de caixa anuais
- n = vida útil da jazida

Nessa figura, admitiu-se, para exemplificar, que a jazida mineral é comprada m anos antes do início das operações, e que os desembolsos com os custos iniciais de capital ocorrem durante tres anos. São supostos concentrados no final de cada ano todos os recebimentos e desembolsos ocorridos naquele ano; é a chamada "convenção de fim de período". Os saldos líquidos de caixa anuais são obtidos pela diferença entre todos os recebimentos e todos os desembolsos previstos para cada ano. As operações têm início no princípio do ano 1. Se os valores constantes do fluxo de caixa foram criteriosamente estimados, se disporá, assim, de um modelo que representará com razoável aproximação o investimento, sob o ponto de vista estritamente financeiro, e que, convenientemente manipulado, permitirá o cálculo do preço de compra da jazida mineral.

I.3 - OS CRITÉRIOS DE AVALIAÇÃO DE JAZIDAS MINERAIS

Montado o fluxo de caixa do investimento, é possível o cálculo do preço de compra da jazida mineral, mediante a aplicação do conceito de equivalência; as diversas maneiras de se efetuar os cálculos, conjugados com diferentes concepções relativamente às taxas de juros a serem utilizadas, constituem os chamados critérios de avaliação das jazidas.

A. Valores atuais

Valor atual de um determinado recebimento futuro é a quantidade que, aplicada hoje a uma certa taxa de juros compostos, acumula um valor igual ao do recebimento futuro, na data em que o mesmo se realizará. Assim, se o valor do recebimento futuro é F, e deverá ocorrer dentro de n anos, o valor atual do mesmo será dado pela expressão

$$P = F (1 + r)^{-n}$$

onde r é a taxa anual de juros compostos, com capitalização também anual, expressa em forma de fração decimal. Inversamente, o montante acumulado por um capital inicial P capitalizado durante n anos à mesma taxa r será

$$F = P (1 + r)^n$$

dizendo-se então que P e F são valores equivalentes para a taxa de juros r . Os valores $(1 + r)^n$ e $(1 + r)^{-n}$ são chamados, respectivamente, "fator de capitalização" e "fator de valor atual" ou "de desconto", e encontram-se tabelados; os ábacos que constituem o anexo III.2 permitem a obtenção dos mesmos com razoável precisão.

Considerando-se o fluxo de caixa representado na figura 1, o valor atual na data zero da série de saldos de caixa S_i , sendo $i = 1, 2, \dots, n$, será a soma dos valores atuais de cada parcela:

$$VS_0 = \sum_{i=1}^n S_i (1 + r)^{-i} \quad (1)$$

Na data da compra, o valor atual da mesma série será:

$$VS = VS_0 \cdot (1 + r)^{-m}$$

ou

$$VS = (1 + r)^{-m} \cdot \sum_{i=1}^n S_i (1 + r)^{-i} \quad (2)$$

O valor futuro, na data zero, da série de desembolsos C_j , sendo $j = 2, 1, 0$, será:

$$VC_0 = \sum_{j=0}^2 C_j (1 + r)^j$$

O valor atual da mesma série na data da compra é:

$$VC = VC_0 (1 + r)^{-m}$$

ou

$$VC = (1 + r)^{-m} \cdot \sum_{j=0}^2 C_j (1 + r)^j \quad (3)$$

Obtidos, dessa forma, os valores atuais, na data da compra da mina, de todos os recebimentos e desembolsos futuros constantes do fluxo de caixa do investimento, o critério consiste em se impor a condição de que o preço de compra PC seja igual à diferença entre os men

cionados valores atuais:

$$PC = VS - VC \quad (4)$$

onde VS e VC são dados respectivamente pelas expressões (2) e (3). Observe-se que a expressão (4) implica na igualdade

$$PC + VC = VS$$

ou seja, a soma dos valores atuais de todos os desembolsos é igual à soma dos valores atuais de todos os recebimentos constantes do fluxo de caixa, para uma certa taxa de juros r. Em outras palavras, se a mina for adquirida pelo preço PC dado pela expressão (4), a taxa de juros r previamente adotada será a taxa interna de juros ou taxa de retorno do investimento.

Evidentemente, os valores de VS e de VC e, conseqüentemente, de PC, dependem do valor inicialmente adotado para a taxa de juros r. Quanto mais elevado o valor de r, menor será o preço de compra PC, e vice-versa. Se o investidor estabelecer a priori a sua taxa mínima de atratividade, esta será adotada nos cálculos, sendo o correspondente valor de PC o máximo preço de compra da jazida mineral.

B. Fluxo de caixa uniforme equivalente

A utilização do conceito de fluxo de caixa uniforme equivalente ao fluxo dado pode ser conveniente, na análise econômica de uma jazida mineral. Observe-se, preliminarmente, que no fluxo de caixa indicado na figura 1 os saldos de caixa anuais S_i incluem as parcelas correspondentes às substituições de equipamentos e instalações cujas vidas úteis são inferiores à vida da mina (n), bem como os respectivos valores residuais. Considerando-se a grande quantidade de equipamentos e instalações necessários à exploração de uma mina, cada um tendo a sua própria vida útil, a montagem do fluxo de caixa fica bastante complexa ao se incluir as mencionadas substituições. Se for razoável admitir que, ao final da respectiva vida útil, cada equipamento ou instalação será substituído por outro com as mesmas características (preço, vida útil, valor residual), o que é geralmente aceitável, pode-se adotar o procedimento a seguir indicado.

Inicialmente, cumpre obter o fluxo dos saldos líquidos de caixa a partir do primeiro ano de operação da mina, excluindo-se nos valores S_i as reposições; o valor atual VS_0 desse fluxo na data

zero é facilmente calculado, por uma expressão idêntica a (1). Em seguida, obtém-se um fluxo de caixa uniforme equivalente ao fluxo dado, cuja anuidade é obtida por

$$AS = VS_0 \cdot \frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1} \quad (5)$$

onde VS_0 é o valor atual (na data zero) citado e a expressão entre colchetes é chamada "fator de recuperação de capital" e se encontra tabelada, podendo ainda ser obtida com razoável aproximação no ábaco do anexo III.2.

Considerando-se agora cada edifício, equipamento ou instalação como uma unidade de capital, calculam-se os respectivos encargos de capital pela expressão

$$AE_k = C_k - VR_k (1+r)^{-t} \cdot \frac{r(1+r)^t}{(1+r)^t - 1} \quad (6)$$

onde

C_k = custo inicial de cada unidade

VR_k = valor residual de cada unidade

t = vida útil de cada unidade ($t < n$)

Caso alguma unidade de capital tenha seu custo inicial C_k desembolsado em data anterior ao ano zero, substitue-se seu valor C_k na expressão (6) pelo respectivo valor futuro na data zero.

Pode-se, agora, somar todos os encargos de capital, obtidos pela aplicação da expressão (6) a cada unidade, obtendo-se o encargo de capital total:

$$AE = \sum_{k=1}^q AE_k \quad (7)$$

onde q é a quantidade de unidades de capital.

Por outro lado, os valores do preço de compra na data zero (PC_0) e na data da aquisição (PC), são relacionados por:

$$PC_0 = PC (1+r)^m$$

e a anuidade de uma série uniforme de pagamentos equivalente será obtida pela expressão

$$AP = PC_0 \frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1} \quad (8)$$

Dessa forma, o fluxo de caixa original é substituído por tres séries uniformes, cuja soma algébrica constitue um fluxo de caixa uniforme equivalente ao original, e cujas anuidades são AS, AE e AP calculadas respectivamente pelas expressões (5), (7) e (8). Anulando-se agora a anuidade desse fluxo uniforme, pode-se calcular PC:

$$AS - AE - AP = 0$$

$$AP = AS - AE$$

$$PC_0 \frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1} = AS - AE$$

$$PC \cdot (1+r)^m \cdot \frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1} = AS - AE \quad (9)$$

equação em que a única incógnita é PC, uma vez que r, m e n são conhecidos e AS e AE foram calculadas respectivamente pelas expressões (5) e (7).

Observe-se que anular a anuidade do fluxo uniforme equivalente ao fluxo original implica em anular seu valor atual, pelo que a taxa de juros adotada no cálculo é a taxa interna de juros, ou taxa de retorno do investimento.

Constata-se que os dois métodos, do valor atual e do fluxo de caixa uniforme equivalente, são baseados nos mesmos princípios e conduzem portanto aos mesmos resultados, podendo ser indistintamente utilizados pelo analista. O primeiro método tem a vantagem de apresentar um completo quadro financeiro do investimento ano por ano, o que facilita a programação financeira e o respectivo acompanhamento. No entanto, no caso de minas com vida útil elevada, o segundo método conduz mais facilmente aos resultados.

Em ambos os critérios, do valor atual e do fluxo de caixa uniforme equivalente, os resultados dependem basicamente da taxa mínima de atratividade adotada nos cálculos. As seguintes considerações podem ser úteis ao analista, que frequentemente participa com o investidor na escolha de tal taxa.

- a. A taxa mínima de atratividade deve ser mais elevada do que o custo de capitais obtidos por empréstimo ou financiamento; caso fosse igual, o investidor não teria nenhuma vantagem em fazer tais operações de crédito, ao mesmo tempo em que corre os riscos do empreendimento e assume a obrigação de pagar as parcelas de amortização e juros em datas fixas.

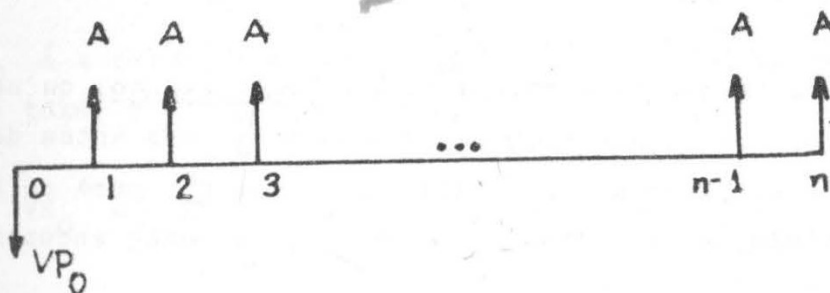
- b. Mesmo quando parece que um certo projeto pode ser inteiramente financiado, há que se considerar que o montante de financiamentos que pode ser obtido por uma Empresa depende do montante de capital próprio da mesma. Assim, o custo de novo capital para uma Empresa deve ser visto como uma média ponderada dos custos do capital emprestado e do capital próprio, e a taxa mínima de atratividade deve ser superior a tal custo.
- c. Havendo normalmente limitações de disponibilidade de capital para novos investimentos, e existindo um elenco de projetos possíveis, de tal forma que o total de disponibilidades é inferior à soma dos custos iniciais dos referidos projetos, deve-se listar tais projetos na ordem decrescente de rentabilidade, e cortar a lista no ponto em que todo o capital disponível esteja alocado; a menor taxa interna de juros dos investimentos remanescentes na lista após o corte é chamado custo de oportunidade, e a taxa mínima de atratividade não deve ser inferior ao mesmo. Isso fica claro se se considerar que qualquer aplicação em outro projeto provocará a perda da oportunidade de se aplicar àquela taxa.
- d. Em geral, quanto maior o risco do investimento, mais elevada deve ser a taxa mínima de atratividade a ser utilizada. Se existir a possibilidade alternativa de aplicações praticamente sem risco, como por exemplo em títulos garantidos por agências governamentais, a taxa mínima de atratividade deve ser superior à rentabilidade de tais aplicações.
- e. O Prof. W. Grant Ireson, da Stanford University, em Julho de 1971 descreveu sua experiência com empresas norte-americanas no sentido de que o uso de taxas mínimas de atratividade após o imposto de renda menores do que 8% eram extremamente raras; taxas de 10% ou 12% eram mais comuns que 8%; e que não era raro o uso de taxas de 15% ou mesmo mais. Citou ainda uma grande empresa americana que utilizava para taxa mínima de atratividade o custo do capital obtido por financiamento acrescido de 5%.
- f. A indústria extrativa mineral é um exemplo de atividade onde altas taxas de retorno são esperadas: as minas são geralmente afastadas dos grandes centros financeiros do País; os preços de metais sofrem maiores flutuações do que os dos pro

duos industrializados; e há dificuldades de gerenciamento e falta de pessoal especializado.

C. Fórmula de Hoskold

Em 1877, H.D. Hoskold publicou um tratado sobre avaliação de jazidas (The Engineers Valuing Assistant) onde reconhecia o "valor -tempo" do dinheiro e o fato de que uma mina é um ativo que se exaure gradativamente. Sua concepção foi utilizada quase com exclusividade até recentemente, e continua sendo largamente empregada, apesar das críticas que autores modernos tem feito, em favor dos critérios descritos anteriormente e que se baseiam nos conceitos de valor atual, de taxa interna de juros e de fluxo de caixa uniforme equivalente. Por exemplo, Lee E. Preston publicou em 1960 o livro "Exploration for Non-Ferrous Metals, an Economic Analysis", onde detalha os argumentos pró e contra Hoskold, concluindo que "o método simplesmente não é compatível com formas modernas de avaliação de ativos". Da mesma forma, Grant Ireson (Bibliografia V) afirmam que "o ponto de vista tipo Hoskold para se computar taxa de retorno é raramente, ou nunca, apropriado como base para decisão sobre investimentos propostos".

No caso particular em que o fluxo de caixa é uniforme (figura 2), a fórmula de Hoskold é deduzida a seguir



Seja:

A = anuidade a ser adquirida

VP_0 = valor atual

n = vida em anos

r' = taxa especulativa para o comprador no seu investimento de capital

r = taxa segura possível na recuperação do capital

A anuidade é decomposta em duas parcelas, a saber:

$A' =$ juros sobre o capital VP_0 calculado à taxa r' ;

$$A' = VP_0 \cdot r'$$

$A'' =$ parcela a ser anualmente depositada em um fundo, de modo que o montante acumulado no mesmo, à taxa de juros r , no final da vida n , seja VP_0 ;

$$A'' = VP_0 \cdot \frac{r}{(1+r)^n - 1}$$

O valor entre colchetes é chamado "fator de acumulação" e se encontra tabelado; o ábaco constante do anexo III.2 permite sua obtenção com razoável precisão. Somando-se os valores de A' e A'' obtém-se a anuidade A :

$$A = VP_0 \cdot r' + VP_0 \frac{r}{(1+r)^n - 1}$$

donde

$$VP_0 = \frac{A}{\frac{r}{(1+r)^n - 1} + r'} \quad (10)$$

A expressão (10) é a fórmula de Hoskold para o caso de fluxo de caixa uniforme.

No caso em que haja um período de diferimento, ou seja, o valor atual deva ser calculado em uma certa data m anos antes do ano zero, é necessário se fixar uma nova taxa de juros r'' para se aplicar durante tal período, e descontar o valor anteriormente encontrado em m anos à taxa r'' :

$$VP = \frac{A}{\frac{r}{(1+r)^n - 1} + r'} \cdot (1+r'')^{-m} \quad (11)$$

Considere-se, agora, o caso mais geral representado na figura 1, onde a série de saldos de caixa não é uniforme, existe um período de diferimento e se pretende calcular o preço de compra PC levando-se, ainda, em conta a necessidade de se investir as parcelas de capital inicial C_2 , C_1 e C_0 nos anos indicados. Preliminarmente, pode-se calcular o valor atual VP_0 , na data zero, da série de recebi-

bimentos S_i (com $i = 1, 2, \dots, n$) sob a condição de que em cada ano o saldo S_i seja decomposto em duas parcelas: a primeira, S'_i , destinada a remunerar o capital com a taxa especulativa r' , e a segunda, S''_i , a ser capitalizada à taxa segura r , constituindo um fundo para a recuperação do capital:

$$S'_i = VP_0 \cdot r'$$

$$S''_i = S_i - VP_0 \cdot r'$$

Para que se recupere o capital aplicado, a série de recebimentos S''_i deve ter um valor futuro F no ano n igual a VP_0 ; se se designar seu valor atual na data zero por VA_0 obtém-se:

$$F = VP_0 = VA_0 (1 + r)^n \quad (12)$$

Mas

$$VA_0 = \sum_{i=1}^n (S_i - VP_0 \cdot r') (1 + r)^{-i}$$

o que conduz, após adequadas transformações, à expressão

$$VA_0 = VS_0 - VP_0 \cdot r' \frac{(1 + r)^n - 1}{r (1 + r)^n} \quad (13)$$

onde VS_0 é o valor atual, na data zero, da série de saldos S_i , descontada à taxa r :

$$VS_0 = \sum_{i=1}^n S_i (1 + r)^{-i} \quad (14)$$

Considerando-se as expressões (12) e (13) vem:

$$VP_0 = VS_0 (1 + r)^n - VP_0 \cdot r' \frac{(1 + r)^n - 1}{r}$$

o que permite calcular o valor atual procurado:

$$VP_0 = \frac{VS_0 \cdot (1 + r)^n}{1 + r' \cdot \frac{(1 + r)^n - 1}{r}} \quad (15)$$

onde VS_0 é dado pela expressão (14).

Em seguida, desconta-se tal valor para a data da compra, utilizando -se a taxa de juros r'' :

$$VP = VP_0 (1 + r'')^{-m} \quad (16)$$

Para o cálculo do preço de compra PC , é preciso se deduzir do valor atual VP os custos iniciais de capital C_2 , C_1 e C_0 descontados à taxa r'' para a data da compra:

$$VC = (1 + r'')^{-m} \cdot \sum_{j=0}^2 C_j (1 + r'')^j \quad (17)$$

Obtém-se, assim, o preço de compra da jazida de acordo com as premissas de Hoskold:

$$PC = VP - VC \quad (18)$$

onde VP e VC são obtidos respectivamente pelas expressões (16) e (17).

Em resumo, em qualquer caso o critério de Hoskold consiste na decomposição das anuidades em duas parcelas, uma fixa destinada à remuneração do capital e outra variável (ou fixa no caso particular do fluxo uniforme) com a qual se forma um fundo para recuperação do capital inicial. Para aplicação das fórmulas de Hoskold há que se conhecer o fluxo de caixa do investimento, e se estipular os valores das três taxas de juros:

- a taxa especulativa r' para a remuneração do capital;
- a taxa segura r para o fundo de recuperação do capital;
- a taxa r'' a ser usada no período de diferimento.

Os valores a serem utilizados para as taxas dependem, antes de tudo, do critério a ser adotado para o tratamento do risco e da incerteza do Projeto em análise. Se esses fatores não são considerados à parte, mediante o uso de técnicas específicas que serão discutidas, é necessário o uso de valores elevados para a taxa especulativa r' na qual já estarão assim incluídos os fatores de risco e incerteza. Neste caso, as seguintes considerações podem ser úteis:

a. Hoskold recomenda, em seu livro já citado, o uso de uma taxa segura de 3% ao ano ($r = 0,03$) e de uma taxa especulativa de 20% ao ano ($r' = 0,20$), em condições médias; em casos especiais, quando a mina apresenta menores incertezas, a taxa especulativa de 14% ao ano ($r' = 0,14$) deve ser adotada, e quando há maiores incertezas, 25% ao ano ($r' = 0,25$). Para minas no exterior, em 1902 Hoskold recomendava

valores mais altos para a taxa especulativa "provavelmente entre 25 e 35 por cento ao ano", pois "os detalhes de gerência, economia e lucro ficam fora de controle, e, conseqüentemente o risco aumenta". A taxa especulativa r' tem a mesma natureza da taxa mínima de atratividade anteriormente descrita.

b. A taxa segura de 3% ao ano recomendada por Hoskold para o fundo de recuperação de capital correspondia aos juros líquidos pagos pelos banqueiros ingleses da época para depósitos em contas de poupança, estando hoje, obviamente, superados. Nas condições brasileiras atuais, uma taxa segura de 7% a 8% ao ano ($r = 0,07$ a $0,08$) parece recomendável.

c. A taxa r'' a ser usada no período de diferimento não deve ser tão baixa quanto a taxa segura r , nem tão elevada quanto a taxa especulativa r' ; um valor intermediário é adequado, recomendando-se o uso de taxa igual ao custo do capital que pode ser obtido por empréstimos (ou financiamentos) para o tipo de indústria extrativa mineral em questão.

Observe-se que, se for aplicada a fórmula de Hoskold dada pela expressão (5), utilizando-se, porém, taxas iguais ($r = r' = r''$), obtém-se a igualdade $VP_0 = VS_0$; em consequência, neste caso o preço de compra será o mesmo obtido pelo método do valor atual. Com efeito, de (18), (17), (16) e (14) vem:

$$PC = VP - VC$$

$$PC = VP_0 (1 + r)^{-m} - (1 + r)^{-m} \sum_{j=0}^2 C_j (1 + r)^j$$

$$PC = (1 + r)^{-m} \sum_{i=1}^n S_i (1 + r)^{-i} - \sum_{j=0}^2 C_j (1 + r)^j$$

que também se obtém a partir das expressões (4), (3) e (2).

Finalmente, cabe anotar a existência de outras três fórmulas para avaliação de jazidas, deduzidas por autores que discordaram das premissas de Hoskold, a saber: (a) fórmula de O'Donahue (1906); (b) fórmula de Morkill (1918); e c) fórmula das três taxas de Grimes Craigue (1928). A discussão das mesmas encontra-se no livro de Roland D. Parks (Bibliografia II) e parece não trazer importantes contribuições ao estudo do assunto como é encarado na atualidade.

I.4 - OUTRAS CONSIDERAÇÕES

Por sua importância na análise econômica de jazidas minerais, face aos significativos subsídios fornecidos, cabe ainda o estudo de três problemas complementares, a saber:

- a) Cálculo de "royalties";
- b) Financiamentos;
- c) Tratamento de estimativas e incerteza.

A. Cálculo de "royalties"

Frequentemente as negociações de compra e venda de depósitos minerais incluem a possibilidade alternativa de arrendamento da jazida mediante o pagamento de um certo "royalty" por tonelada extraída. Esta alternativa é particularmente interessante no caso de não se conhecer muito bem a possança da jazida, caso em que o vendedor normalmente quer incluir na venda, além do medido, minério "inferido" ou até o simplesmente "indicado", o que obviamente não interessa ao comprador, sendo portanto possível um difícil impasse, cuja solução poderia ser o arrendamento da jazida invés da compra.

Pode haver ainda grande interesse do comprador em arrendar a jazida ao invés de comprá-la, com o fim de reduzir o esforço financeiro inicial no Projeto.

O cálculo do valor a ser pago por tonelada extraída pode ser feito mediante a condição de que o valor atual, na data zero, da série de pagamentos anuais de "royalties", seja igual ao preço compra da jazida (PC_0) na mesma data.

Se o valor do "royalty" por tonelada é R , em cada ano o total de "royalties" pagos será $R \cdot T_i$, onde T_i é a tonelagem extraída no respectivo ano. O valor atual dos "royalties" na data zero será, pois:

$$VR = \sum_{i=1}^n R \cdot T_i (1 + r)^{-i}$$

Fazendo-se tal valor igual ao preço de compra PC_0 obtido por um dos dois critérios já estudados nos itens I.3.A e I.3.B, vem:

$$PC_0 = R \sum_{i=1}^n T_i (1 + r)^{-i}$$

expressão que permite o cálculo de R desde que se conheçam os demais elementos, sendo:

$$PC_0 = PC (1 + r)^m$$

onde PC é o preço de compra na data da negociação (m anos antes do início das operações).

Observe-se finalmente que os conceitos básicos de Hoskold se referem à compra de jazidas, não sendo pois recomendável o uso da sua fórmula para obtenção de PC_0 a ser usado no cálculo dos "royalties".

B. Financiamentos

Para um projeto de mineração de boa rentabilidade é normalmente possível a obtenção de financiamento para uma significativa parcela do capital inicial, pelo menos para pagamento dos equipamentos importados. Sendo o custo desses capitais usualmente inferior à taxa interna de juros do investimento, é muito interessante ao investidor o uso de sua capacidade de endividamento, pois com isso aumentará a rentabilidade do seu capital próprio.

A rigor, existem duas decisões independentes: a de se efetuar o investimento, e a de se utilizar um financiamento para cobrir parte do custo inicial desse investimento. Assim sendo, recomenda-se o estudo em separado: (a) da rentabilidade do investimento, independentemente das fontes de capital para sua realização; (b) da rentabilidade do capital próprio investido.

Para obtenção da taxa de retorno do investimento, pode-se montar uma tabela cujas colunas são os anos e cujas linhas são sugeridas a seguir:

- a. Custos iniciais de capital e substituições
- b. Capital de giro
- c. Receitas anuais
- d. Custos anuais de produção, transporte, administração e comercialização
- e. Saldos anuais das operações antes do imposto de renda (c + d)
- f. Depreciações
- g. Exaustão da jazida
- h. Renda tributável (e + f + g)
- i. Imposto de renda (0,30 h)
- j. Saldos anuais das operações após o imposto de renda (e + i)
- l. Fluxo de caixa após o imposto de renda (a + b + j)

As somas acima indicadas são algébricas, considerados os sinais positivos dos recebimentos, e negativos dos desembolsos.

O fluxo de caixa após o imposto de renda, obtido sem se levar em conta a possibilidade de financiamento, pode agora ser descontado; a taxa de juros que anular seu valor atual é a taxa de retorno do investimento.

Para se calcular a taxa de retorno do capital próprio completa-se a tabela com as linhas que se seguem:

- l. Fluxo de caixa após o imposto de renda
- m. Entrada de recursos financiados e respectiva amortização
- n. Juros e comissões do financiamento
- o. Redução do imposto de renda (0,30 n)
- p. Fluxo de caixa do capital próprio após o imposto de renda
(l + m + n + o)

Efetuada a soma algébrica acima indicada, obtém-se o fluxo de caixa de capital próprio, que representa os recursos financeiros diretamente aplicados pelo investidor e os resultados pelo mesmo obtidos do investimento; o desconto desse fluxo nos permite obter a taxa de retorno do capital próprio, que é a taxa de juros que anula o valor atual ao mesmo.

O seguinte exemplo numérico simplificado pode auxiliar a compreensão do assunto.

Suponha-se um investimento em uma certa mineração, cujo custo inicial de capital (inclusive capital de giro) é de Cr\$ 100.000,00, totalmente desembolsado no ano zero. O fluxo de caixa após o imposto de renda, sem se levar em conta o financiamento, é uma série uniforme de 5 anuidades de Cr\$ 33.440,00 cada uma; assim, a taxa de retorno do investimento é de 20% ao ano.

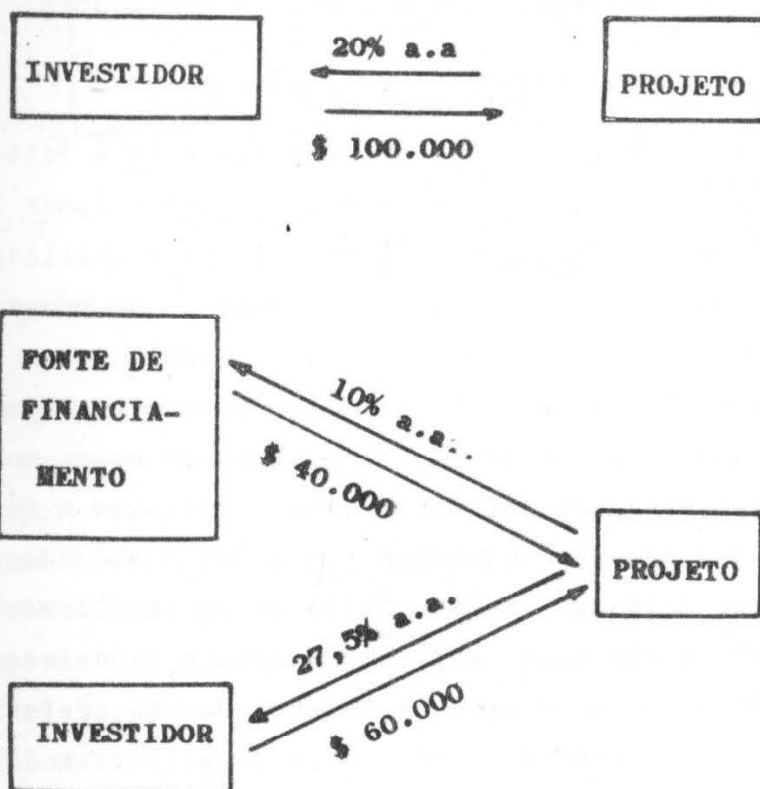
Admita-se que 40% do capital inicial pode ser obtido mediante um financiamento sem prazo de carência, à taxa de juros de 10% ao ano sobre o saldo devedor, sem pagamento de comissões, para amortização em 5 parcelas iguais anuais.

| Itens/Anos | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|------------|----------|---------|---------|---------|---------|---------|
| l. | -100.000 | 33.440 | 33.440 | 33.440 | 33.440 | 33.440 |
| m. | 40.000 | - 8.000 | - 8.000 | - 8.000 | - 8.000 | - 8.000 |
| n. | - | - 4.000 | - 3.200 | - 2.400 | - 1.600 | - 800 |
| o. | - | 1.200 | 960 | 720 | 480 | 240 |
| p. | - 60.000 | 22.640 | 23.200 | 23.760 | 24.320 | 24.880 |

A alínea p acima nos fornece o fluxo de caixa do capital próprio; descontando-o, obtém-se a taxa de retorno de 27,5% ao ano, sensivelmente superior à taxa de retorno do investimento.

Em resumo, tal investimento, como um Projeto em si, apresenta uma taxa interna de juros de 20% ao ano; caso seja utilizado o financiamento de 40% do custo inicial à taxa de juros de 10% ao ano, a rentabilidade do capital próprio será de 27,5% ao ano.

A figura 3 abaixo ilustra o fenômeno:



Verifica-se que:

- Sempre que o custo do capital financiado for inferior à taxa interna de juros do Projeto, a utilização do financiamento aumenta a rentabilidade do capital próprio aplicado no mesmo;
- O fato de os juros e comissões serem dedutíveis para efeito de imposto de renda contribui para aumentar a rentabilidade

do capital próprio e portanto torna o financiamento ainda mais atraente.

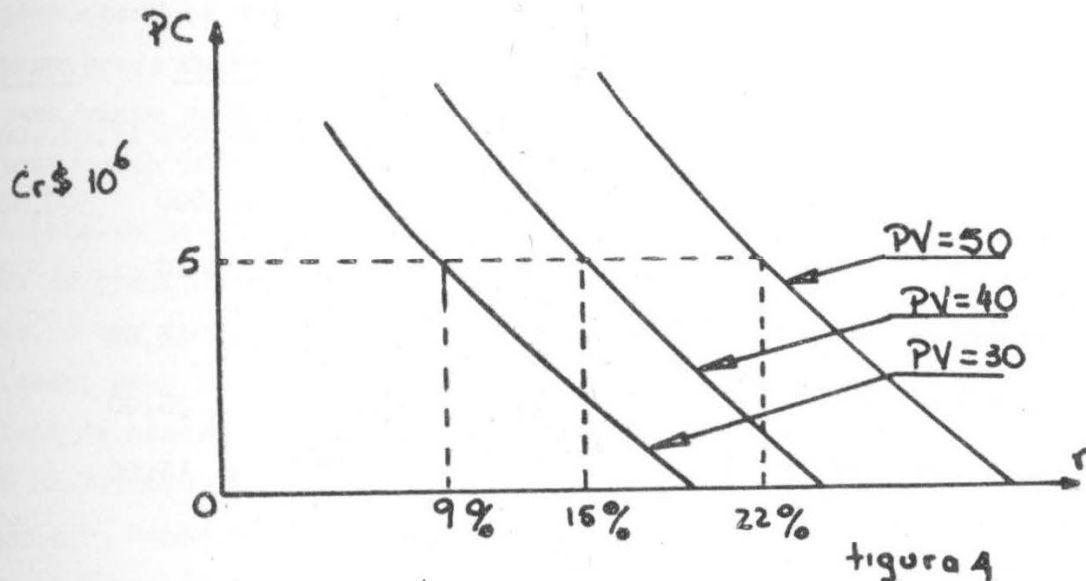
Observe-se, finalmente, que podem ser calculados dois diferentes preços de compra para a jazida mineral: o primeiro, mediante o desconto do fluxo de caixa do investimento, e o segundo através do desconto do fluxo de caixa do capital próprio; é conveniente o conhecimento de ambos para referência nas negociações. O segundo preço, superior ao primeiro, pode servir ao comprador como preço-reto, mas é preciso considerar que, se a jazida for efetivamente negociada por tal preço, quem estará se beneficiando do financiamento será o vendedor e não o comprador, enquanto é este último que assumirá a obrigação de pagar as parcelas anuais de amortizações, juros e comissões, assumindo pois, sozinho, o risco do empreendimento. Não obstante, caso a taxa interna de juros do capital próprio seja suficientemente elevada, pode ser atraente o investimento mesmo em tais condições.

C. Tratamento de Estimativas e Incerteza

A avaliação econômica de jazidas minerais é feita com base em grandezas econômicas futuras que são estimadas à época da avaliação. Tratando-se com estimativas, é conveniente a utilização de certas margens para erros, ou fatores de segurança, que podem eliminar algumas consequências desses erros. A maneira mais usual consiste em se adotar elevados valores para a taxa mínima de atratividade (caso se aplique o método do valor atual ou do fluxo de caixa uniforme equivalente) ou para a taxa especulativa (caso de utilize a fórmula de Hoskold). A desvantagem em se adotar taxas muito elevadas consiste em que se pode deixar de adquirir uma jazida de rentabilidade satisfatória por se obter nos cálculos um preço de compra demasiadamente baixo, com o qual poderá não concordar o vendedor. Parece preferível, assim o uso de taxas menos elevadas, acompanhado da aplicação da chamada análise de sensibilidade, que inclui a técnica das tres estimativas, frequentemente utilizada em análise de investimentos.

O preço de compra de uma jazida mineral depende basicamente de fatores como a possança da jazida e a taxa anual de extração do minério, os preços de venda e custos de produção, os custos iniciais de capital e os de substituições, as taxas de juros, e o período de diferimento. A análise de sensibilidade, consiste em se verificar a variação do preço de compra quando um dos fatores (ou diversos simultaneamente) varia dentro de limites razoáveis. Podem ser assim construídas

tabelas ou ábacos de grande utilidade para o investidor, que durante as negociações de compra disporá de elementos de consulta que lhe permitirão imediata visão de conjunto. Um gráfico particularmente interessante é o que representa a variação do preço de compra em função de taxa interna de juros, ou vice-versa, mantidos constantes (ou para métricos) os demais valores. A figura 4 mostra o aspecto de um gráfico desse tipo:



No gráfico, as ordenadas representam o preço de compra da jazida (PC), as abcissas a taxa interna de juros (r) e cada curva corresponde a um valor para o preço unitário de venda do minério (PV) escolhido como parâmetro. Assim, por exemplo, se o preço de venda for de Cr\$ 40,00 por tonelada, uma taxa de 15% conduz a um preço de compra de Cr\$ 5 milhões. Se as negociações com o vendedor fixarem tal preço, a rentabilidade do investimento estará entre 9% e 22%, dependendo do preço de venda do minério, que se estima situado entre ... Cr\$ 30,00 e Cr\$ 50,00, considerados constantes os demais valores usados nos cálculos.

A técnica das tres estimativas consiste em se fazer, para cada item que afeta o fluxo de caixa: (a) uma estimativa média, que parece ao avaliador o mais razoável; (b) uma estimativa menos favorável (pessimista) para o investidor, que parece ao avaliador que pode ser razoavelmente realizada; e (c) uma estimativa mais favorável (otimista) para o investidor, também dentro de limites considerados razoáveis. As estimativas otimista e pessimista não se referem respectivamente ao melhor e ao pior que seja possível acontecer, mas a valores interpretados de modo otimista ou pessimista, dentro de limites razoáveis.

veis. Não se deve, simplesmente, multiplicar todos os valores da estimativa média por um fator de otimismo ou de pessimismo para se obter as outras duas estimativas, mas sim se procurar limites razoáveis de variação para cada item. Existe, conseqüentemente, uma ponderável parcela de subjetividade nessa técnica. O resultado da aplicação da mesma é um quadro de referência dentro de limites aceitáveis, como mostra o exemplo simplificado a seguir exposto, no qual foi aplicado o método do fluxo de caixa uniforme equivalente.

| | <u>PESSIMISTA</u> | <u>MÉDIA</u> | <u>OTIMISTA</u> |
|---|-------------------|--------------|-----------------|
| a. Possança da jazida (tons) | 8.000.000 | 10.000.000 | 12.000.000 |
| b. Produção anual (tons) | 500.000 | 500.000 | 500.000 |
| c. Vida útil (anos) (a:b) | 16 | 20 | 24 |
| d. Preço de venda unitário (Cr\$/ton) | 32,00 | 35,00 | 38,00 |
| e. Custo unitário (Cr\$/ton) | 22,00 | 20,00 | 18,00 |
| f. Lucro unitário (Cr\$/ton)(d-e) | 10,00 | 15,00 | 20,00 |
| g. Lucro anual (Cr\$ 1.000)(bxf) | 5.000 | 7.500 | 10.000 |
| h. Custo inicial de capital (Cr\$1.000)(1) 22.000 | 22.000 | 20.000 | 18.000 |
| i. Encargos de capital (Cr\$1.000)(2) | 4.583 | 4.166 | 3.749 |
| j. Saldo anual (Cr\$1.000)(g-i) | 417 | 3.334 | 6.251 |
| l. Fatores de valor atual (3) | 5,6186 | 5,8715 | 6,0103 |
| m. Preço de compra (Cr\$1.000)(jxl) | 2.343 | 19.576 | 37.570 |

Observações:

- (1) Exceto preço de compra da jazida
- (2) Para $r = 15\%$, $n = 10$ anos, fator de recuperação de capital = 0,2083
- (3) Para $r = 15\%$, $n = 16, 20$ e 24 anos respectivamente

É obtida dessa forma uma faixa para o preço de compra da jazida que permite a negociação em bases mais amplas do que no caso de só se fazer a estimativa média. Observe-se que a estimativa pessimista incluiu simultaneamente todos os elementos no seu menos favorável valor: a possança é 20% inferior, o preço de venda unitário é 8,6% inferior,

o custo unitário é 10% superior, e o custo inicial é 10% superior aos respectivos valores da estimativa média; o mesmo ocorre, ao contrário, com a estimativa otimista. Em consequência, o preço de compra apresenta uma faixa de variação demasiado extensa. Recomenda-se, pois, que também seja efetuado o estudo em separado da influência, no preço de compra, de cada um dos itens separadamente. Assim, se adotadas as estimativas médias para todos os itens menos um, e para este a estimativa pessimista, obtém-se:

- para possança de 8.000.000 t: PC = 18.732
- para preço de venda unitário Cr\$ 32,00: PC = 10.769
- para custo unitário Cr\$ 22,00: PC = 13.704
- para custo inicial de capital Cr\$ 22.000.000,00: PC = 17.128

Constata-se que o preço de compra da jazida é mais sensível às variações do preço de venda do minério do que em relação às demais variáveis, o que indica a conveniência de se estimar este item com especial cuidado; caso haja real possibilidade de só se obter Cr\$ 32,00 por tonelada de minério, o preço de compra não deve exceder de Cr\$ 10.769.000,00.

Se na análise econômica de uma jazida se atribue a cada item do fluxo de caixa um determinado valor estimado para o mesmo, ou mesmo mais de um como foi visto na análise de sensibilidade, sem contudo associar a tais valores as respectivas probabilidades de ocorrência, a análise é dita determinística. Se, no entanto, o avaliador dispuser de informação suficiente para descrever certos parâmetros por suas respectivas distribuições de probabilidades, e utilizar na avaliação tais distribuições, a análise é dita probabilística ou não-determinística, ou ainda análise sob risco. Conhecida a distribuição de probabilidades de uma certa variável, é possível calcular seu valor esperado, e utilizá-lo nos cálculos, obtendo-se, assim, após o desconto adequado, valores esperados de valores atuais, de anuidades equivalentes etc. O valor esperado de uma variável reflete o valor médio de variável que seria realizado se o investimento pudesse ser repetido um grande número de vezes nas mesmas condições de exploração. No cálculo do valor esperado, a cada evento (cada valor específico que a variável pode adquirir) associa-se um peso que na realidade reflete a frequência relativa da ocorrência, daquele evento em condições repetitivas de experimentação.

A impossibilidade física desta experimentação (uma situação de investimentos tem lugar uma só vez) tem promovido o uso de pesos (probabilidades) subjetivas para o cálculo do valor esperado da variá

vel em consideração. Os pesos subjetivos estabelecem objetivamente, no cálculo, a experiência do investidor em situações semelhantes de decisão.

III.30

Voltando ao exemplo da página , suponhamos que, com base em dados ou mesmo em probabilidades subjetivas, se pode associar aos valores das variáveis (v) as seguintes probabilidades (p):

| <u>Possança da Jazida</u> | | <u>Preço de Venda Unitário</u> | | <u>Custo Unitário</u> | | <u>Custo Inicial de Capital</u> | |
|---------------------------|----------|--------------------------------|----------|-----------------------|----------|---------------------------------|----------|
| <u>v</u> | <u>p</u> | <u>v</u> | <u>p</u> | <u>v</u> | <u>p</u> | <u>v</u> | <u>p</u> |
| 8×10^6 | 0,20 | 32,00 | 0,40 | 22,00 | 0,10 | 22×10^6 | 0,10 |
| 10×10^6 | 0,60 | 35,00 | 0,30 | 20,00 | 0,70 | 20×10^6 | 0,80 |
| 12×10^6 | 0,20 | 38,00 | 0,30 | 18,00 | 0,20 | 18×10^6 | 0,10 |

Neste caso, os valores esperados das variáveis serão:

- possança da jazida: $8.000.000 \times 0,20 + 10.000.000 \times 0,60 + 12.000.000 \times 0,20 = 10.000.000$
- preço de venda unitário: $32 \times 0,40 + 35 \times 0,30 + 38 \times 0,30 = 34,70$
- custo unitário: $22 \times 0,10 + 20 \times 0,70 + 18 \times 0,20 = 19,80$
- custo inicial de capital: $22.000.000 \times 0,10 + 20.000.000 \times 0,80 + 18.000.000 \times 0,10 = 20.000.000$

Pode-se, agora, calcular o preço de compra com base nos valores esperados das variáveis:

- vida útil: $10.000.000:500.000 = 20$ anos
- lucro unitário: $34,70 - 19,80 = 14,90$
- lucro anual: $500.000 \times 14,90 = 7.450.000$
- encargos de capital: $20.000.000 \times 0,2083 = 4.166.000$
- saldo anual: $7.450.000 - 4.166.000 = 3.284.000$
- preço de compra: $5,8715 \times 3.284.000 = 19.282.000$

Outra forma de cálculo seria a de se associar uma probabilidade/a cada uma das tres estimativas feitas, como um todo. Assim, se se admitir que os valores constantes da estimativa otimista têm uma probabilidade de ocorrência de 10%, os da estimativa média 60%, e os da pessimista 30%, vem:

$$37.570 \times 0,10 + 19.576 \times 0,60 + 2.343 \times 0,30 = 16.206$$

obtendo-se apara o preço de compra o valor de Cr\$ 16.206.000,00.

II. ESTUDO DA JAZIDA DE RIO CLARO

II.1 - ANTECEDENTES CONHECIDOS

INTRODUÇÃO

A jazida de minério de ferro de Rio Claro está situada a 300 km do terminal marítimo mais próximo, ao qual está ligada por ferrovia. A doze quilômetros da jazida está a cidade de Rio Claro.

A ferrovia que liga Rio Claro ao litoral é de propriedade estatal e sua construção foi completada na década de 40. Até 1960 era a única ligação terrestre permanente entre Rio Claro e o resto do País, já que a rodovia então existente só era transitável seis meses por ano. Em 1960 foi inaugurada uma estrada pavimentada de mão dupla, o que provocou a queda da utilização/comboio da ferrovia e um consequente agravamento da sua situação financeira, já naquela época, bastante precária.

O porto a que Rio Claro está ligada pela ferrovia, tem sido utilizado, principalmente, para embarque de café. No entanto, em 1972 será inaugurado um cais de minérios, cujo embarque vem se processando, atualmente, de maneira precária. Este cais terá capacidade para receber navios de até 150.000 toneladas. Até o presente algumas companhias independentes de mineração têm usado de forma irregular as facilidades do porto. A propriedade das instalações portuárias é da Docas de Cabo Norte S.A.

Em 1966, um grupo financeiro liderado pelo Banco Comercial e Industrial S.A. decidiu iniciar estudos para uma possível compra da jazida de Rio Claro.

Sabia-se que o minério existente naquela jazida permitiria a produção de "sinter-feed" e que o mercado internacional de minério estava bastante interessado neste produto.

Em fins de 1966, ao mesmo tempo em que iniciava estudos geológicos da jazida, o Banco Comercial e Industrial S.A. constituiu a Mineração Rio Claro S.A. (MRC) e assegurou-se da viabilidade de conseguir um contrato de fornecimento de "sinter-feed" com teor de 68% para um grupo de usinas siderúrgicas japonesas.

Durante o período 1966/1970 a MRC funcionou, praticamente, como um simples escritório de vendas. A jazida de Rio Claro pertencia a José Silva, que relutava em vender seus direitos de lavra concordando apenas em - por conta própria - minerar aquilo que seus recursos lhe permitiam, o que era imediatamente adquirido pela MRC e colocado no mercado japonês.

Finalmente, em dezembro de 1970, José Silva - reconhecendo sua incapacidade para minerar em grande escala - concordou em vender seus direitos de lavra à MRC.

O interesse na compra por parte da MRC era facilmente compreensível. Os compradores japoneses estavam permanentemente queixando-se de que a quantidade produzida não atendia suas necessidades, e de que os atrasos na entrega estavam dificultando o planejamento de seus estoques. Garantiam, também, uma compra anual de 2 milhões de toneladas, com opção para $\pm 10\%$, durante 20 anos. As condições de venda e o preço contratado estão referidos adiante. As vendas seriam FOB - Docas de Cabo Norte.

Quanto ao transporte até o porto seria feito por ferrovia e havia grande interesse da ferrovia em efetuarlo, pois este transporte iria gerar uma receita adicional considerável sendo que poucos investimentos seriam necessários já que era reconhecida a existência de capacidade ociosa.

Considerando então estes fatores e outros não mencionados, a MRC decidiu-se pela compra dos direitos de lavra da jazida, condicionada, naturalmente, ao valor da transação. Em março de 1971 foi formada uma comissão para avaliar a jazida de Rio Claro.

Parte do relatório final desta comissão e suas conclusões estão apresentadas a seguir.

a. Descrição da jazida

A jazida Rio Claro apresenta minério do tipo granular com magnetita em camadas intercaladas com gneisses.

A estrutura da jazida consiste em blocos originados por falhas normais escalonadas, responsáveis pela preservação de formação ferrífera durante vários ciclos erosivos.

Os trabalhos de prospecção sistemática foram iniciados em 1966 e concluídos em 1970. Consistiram na execução de 420 furos de sonda (15.800 m); na perfuração de 40 poços de pesquisa; na realização de mapeamentos geológicos e, na interpretação de fotografias aéreas.

O índice pluviométrico da região é elevado, com ocorrência de chuvas torrenciais de outubro a março.

A altitude média é de 750 metros. O ponto de embarque nos vagões ficará localizado a uma altitude de 650 metros.

As reservas de minério são de 66 milhões de toneladas, conforme está demonstrado no quadro I por banco e por teor. A reserva inferida é de 30 milhões de toneladas.

b. Teor do Minério

No quadro I está demonstrado o teor do produto e sua distribuição por banco. O teor médio da jazida é de 51% de Fe. Como o mercado requer produto com teor de 68% será necessário efetuar-se a concentração do minério extraído.

c. Ritmo de Produção

A determinação do ritmo de produção de uma mina é função de diversas variáveis. Verificou-se, entretanto, que, na prática, o nível ótimo de produção anual para uma mina de tamanho médio é de 3% a 7% da sua reserva conhecida.

No caso da MRC houve uma restrição de mercado que impôs uma produção anual da ordem de 2 milhões de toneladas para efetivação de um contrato de longo prazo. Considerando que haverá necessidade de concentrar o produto da mineração com perdas, será necessário extrair 3 milhões de toneladas de "Run of Mine" (ROM) por ano para atingir os alvos de exportação.

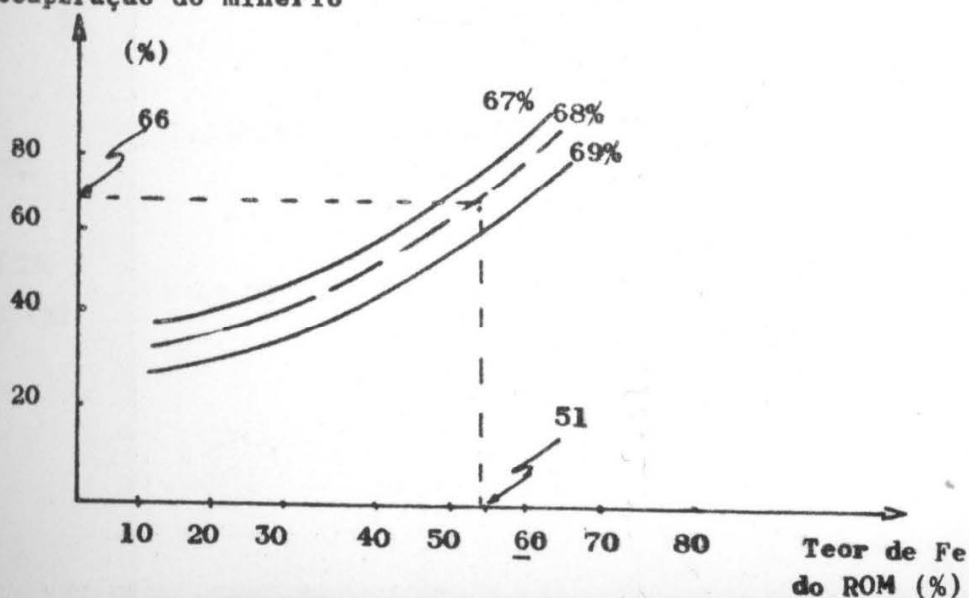
Eventualmente, a produção poderá ser maior, em função de possíveis vendas a compradores independentes. De qualquer forma, consideramos que, desde que a capacidade de 2 milhões de toneladas no dimensionamento dos equipamentos é nominal, poderemos atender uma demanda até 20% superior, com a utilização dos equipamentos durante 365 dias/ano, em tres turnos diários.

d. Instalação de concentração

Haverá necessidade de construir uma instalação de concentração para obtenção do produto dentro dos padrões a que nos propusemos no contrato de venda.

A recuperação da instalação será de 66% para um produto com teor de 51% de Fe. A curva da instalação é mostrada abaixo e foi obtida dos vendedores dos equipamentos para a planta em questão.

Recuperação do minério



QUADRO I

RESERVAS DE FERRO DA JAZIDA RIO-CLARO

| % de Fe DO NÍVEL | X de Fe POR INTERVALO | TON. ROM FOR INTERVALO EM CADA NÍVEL | | | | | | | | | | | TOTAL DE ROM FOR INTERVALO | 805 | % de ROM TOTAL NOS INTERVALOS |
|---------------------|--------------------------|--------------------------------------|-----------|-----------|-----------|------------|------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-------------------------------|-------|-------------------------------------|
| | | 705 | 715 | 725 | 735 | 745 | 755 | 765 | 775 | 785 | 795 | 805 | | | |
| 0 | 20 | 0 | 254.001 | 0 | 7.125 | 112.503 | 67.596 | 0 | 44.157 | 33.957 | 0 | 0 | 519.339 | 0,8 | |
| 20 | 22 | 0 | 44.439 | 47.298 | 0 | 21.471 | 48.702 | 31.428 | 16.452 | 0 | 0 | 0 | 209.790 | 0,8 | |
| 22 | 24 | 0 | 210.300 | 29.025 | 153.860 | 95.514 | 0 | 0 | 12.516 | 0 | 0 | 34.875 | 546.090 | 0,8 | |
| 24 | 26 | 0 | 0 | 102.864 | 26.973 | 51.531 | 52.080 | 0 | 0 | 0 | 0 | 99.423 | 332.871 | 0,5 | |
| 26 | 28 | 0 | 94.085 | 0 | 49.077 | 130.383 | 23.484 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 360.639 | 0,5 | |
| 28 | 30 | 0 | 99.685 | 0 | 49.785 | 28.194 | 124.290 | 84.138 | 0 | 0 | 0 | 66.075 | 452.346 | 0,7 | |
| 30 | 32 | 0 | 84.993 | 0 | 0 | 172.329 | 210.327 | 54.753 | 16.032 | 0 | 0 | 105.468 | 681.495 | 1,0 | |
| 32 | 34 | 48.234 | 209.028 | 0 | 22.359 | 65.580 | 0 | 17.904 | 11.250 | 0 | 0 | 105.609 | 479.964 | 0,7 | |
| 34 | 36 | 9.999 | 97.296 | 62.394 | 118.506 | 136.740 | 95.676 | 32.343 | 13.359 | 43.596 | 79.221 | 0 | 689.130 | 1,0 | |
| 36 | 38 | 0 | 76.314 | 52.974 | 91.878 | 179.787 | 59.862 | 8.475 | 0 | 154.200 | 128.250 | 1.407 | 753.147 | 1,1 | |
| 38 | 40 | 0 | 57.339 | 157.941 | 0 | 433.773 | 239.376 | 52.644 | 114.072 | 213.279 | 269.112 | 12.225 | 1.549.761 | 2,7 | |
| 40 | 42 | 0 | 134.034 | 32.325 | 120.897 | 412.686 | 356.022 | 201.084 | 35.280 | 158.400 | 87.039 | 123.423 | 1.661.190 | 2,5 | |
| 42 | 44 | 11.250 | 93.909 | 347.013 | 225.780 | 164.721 | 253.422 | 344.763 | 505.365 | 188.592 | 418.980 | 94.218 | 2.648.013 | 4,0 | |
| 44 | 46 | 0 | 77.136 | 140.487 | 453.762 | 134.541 | 357.513 | 571.848 | 139.155 | 80.598 | 442.062 | 219.939 | 2.617.041 | 3,9 | |
| 46 | 48 | 0 | 192.306 | 258.990 | 482.898 | 735.693 | 377.058 | 507.516 | 279.330 | 210.594 | 228.471 | 155.556 | 3.428.412 | 5,1 | |
| 48 | 50 | 3.375 | 200.148 | 363.801 | 809.652 | 932.262 | 661.161 | 755.865 | 297.453 | 191.139 | 226.035 | 125.100 | 4.565.991 | 6,9 | |
| 50 | 52 | 6.750 | 129.189 | 610.515 | 711.735 | 536.829 | 1.429.389 | 664.047 | 338.358 | 208.932 | 121.236 | 321.216 | 5.078.196 | 7,6 | |
| 52 | 54 | 236.949 | 319.902 | 717.591 | 1.360.326 | 1.386.867 | 2.695.974 | 1.505.904 | 757.947 | 601.911 | 164.925 | 233.598 | 9.981.894 | 15,0 | |
| 54 | 56 | 61.953 | 360.549 | 792.561 | 1.630.122 | 1.119.918 | 1.698.753 | 1.303.518 | 948.021 | 574.461 | 247.869 | 31.203 | 3.768.928 | 13,2 | |
| 56 | 58 | 138.618 | 365.064 | 419.040 | 1.103.985 | 1.062.819 | 1.450.386 | 913.755 | 327.564 | 116.646 | 97.725 | 16.482 | 6.012.084 | 9,0 | |
| 58 | 60 | 254.445 | 210.498 | 621.924 | 763.173 | 1.793.832 | 1.506.621 | 644.064 | 661.653 | 170.250 | 36.291 | 6.600 | 6.669.351 | 10,0 | |
| 60 | 62 | 176.319 | 40.830 | 442.674 | 617.994 | 1.097.892 | 500.490 | 363.912 | 688.500 | 216.285 | 23.766 | 0 | 1.168.662 | 6,3 | |
| 62 | 64 | 0 | 0 | 277.812 | 231.330 | 726.597 | 297.624 | 21.225 | 68.817 | 0 | 82.500 | 1.407 | 1.707.312 | 2,6 | |
| 64 | 66 | 66.000 | 0 | 66.000 | 439.218 | 510.825 | 173.142 | 4.125 | 0 | 69.153 | 11.343 | 0 | 1.339.806 | 1,8 | |
| 66 | 68 | 155.400 | 0 | 170.775 | 383.082 | 175.293 | 177.144 | 43.407 | 0 | 0 | 72.327 | 0 | 1.177.428 | 1,8 | |
| 68 | 70 | 0 | 0 | 0 | 62.325 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 62.325 | 0,2 | |
| TOTAL | ROM/NÍVEL | 1.169.292 | 3.351.222 | 5.714.004 | 9.925.842 | 12.139.386 | 12.962.991 | 8.150.202 | 5.275.281 | 3.231.093 | 3.114.602 | 1.332.390 | 66.461.205 | 100,0 | |
| TEOR MÉDIO | DO NÍVEL (%) | 57,45 | 41,10 | 52,67 | 57,10 | 52,40 | -3,-0 | 51,70 | 52,70 | 49,54 | -5,02 | 47,70 | | | |

TEOR MÉDIO DA JAZIDA 51,22%

Constata-se no gráfico que serão necessários 3 milhões de toneladas anuais de ROM para a produção de 2 milhões de toneladas de concentrado com 68% de Fe, uma vez que a recuperação da planta será de 66%.

II.2 - ANTEPROJETO DAS INSTALAÇÕES

Na planta anexa encontra-se o "lay-out" do complexo de Rio Claro.

Os equipamentos para mineração considerados foram os seguintes:

- 17 caminhões Euclid de 35 t
- 2 carregadeiras de 5 jardas cúbicas
- 2 tratores de pneus
- 1 trator de esteiras
- 1 Patrol
- 3 escavadeiras elétricas de 2.5 jardas cúbicas
- 1 guindaste
- 1 compressor
- 3 martelletes

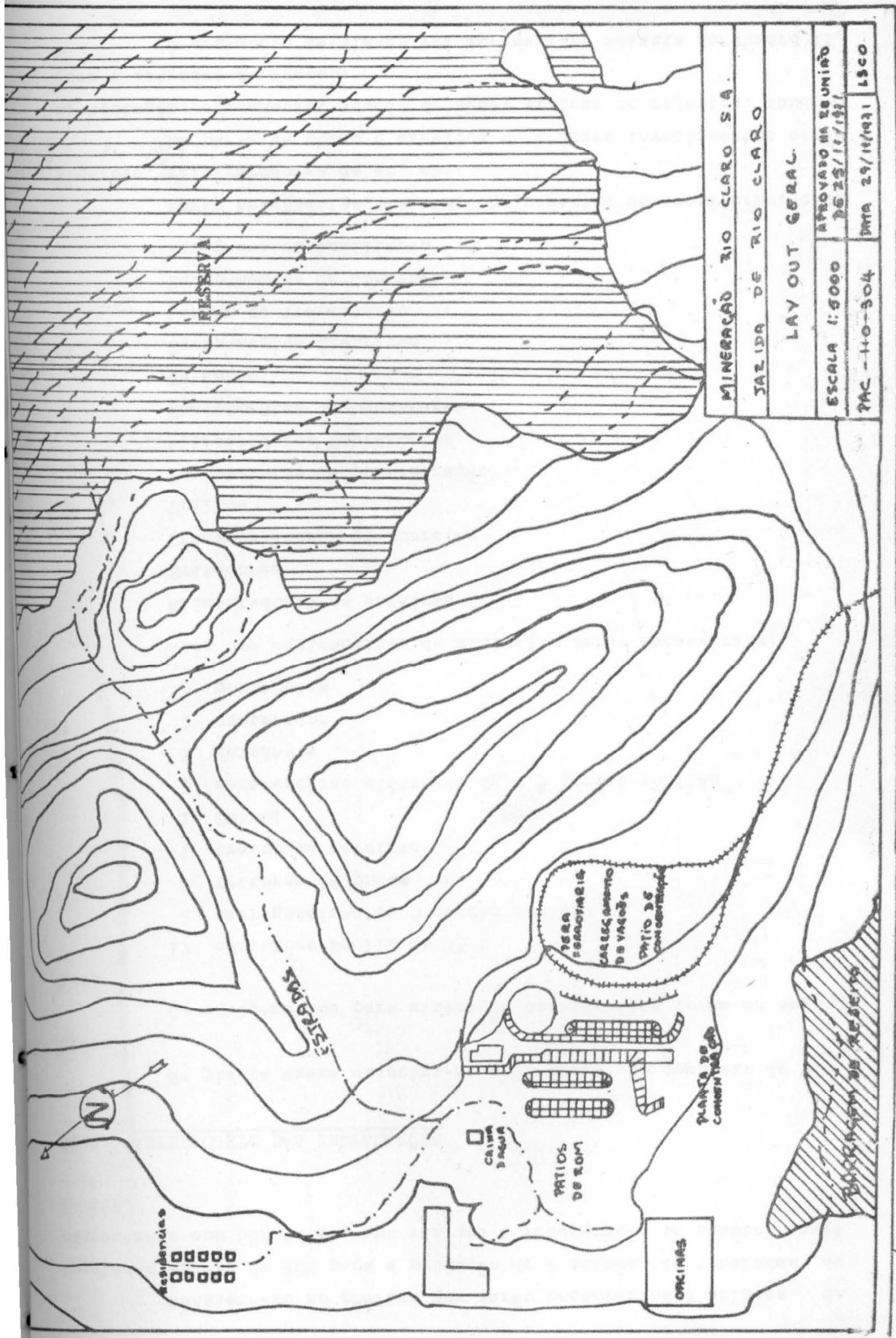
Além dos equipamentos de mineração serão necessários:

- Alimentadores de esteiras
- Britadores
- Transportadores de correias
- Trilhos
- Equipamentos de concentração
- Alimentadores Vibratórios
- Equipamentos de Amostragem
- Balanças
- Equipamentos Elétricos
- Linhas de transmissão
- Equipamentos de Controle
- Equipamentos Auxiliares

Serão necessários, também, equipamentos de escritório, comunicações, refrigeradores de ar, etc.

Na parte de obras e serviços os maiores investimentos serão em montagem, engenharia, adução de água, sistema de rejeitos, fundações e estradas de acesso.

O orçamento detalhado vai apresentado adiante no quadro II.



| | |
|--------------------------|-----------------------------------|
| MINERAÇÃO RIO CLARO S.A. | |
| FAZENDA DE RIO CLARO | |
| LAY OUT GERAL | |
| ESCALA 1:5000 | APROVADO NA REUNIÃO DE 25/11/1931 |
| PAC - 140-304 | DATA 29/11/1931 |
| | 1930 |

II.3 - PRODUÇÃO ANUAL E VIDA ÚTIL

A produção anual da jazida Rio Claro será função da capacidade de absorção do mercado da MRC, estimado em 2 milhões de toneladas, com opção para \pm 10%.

Em caso de haver um volume considerável de "spot sales", a produção da mina poderá ser aumentada até um limite de, aproximadamente, 20% com a supressão dos feriados e descansos semanais. Acima deste limite serão necessários investimentos adicionais.

A vida útil da mina deverá ser de 20 anos, pois como já foi mencionado a quantidade extraída será de 3 milhões de toneladas e a reserva economicamente lavrável é de 60 milhões.

II.4 - INVESTIMENTOS INICIAIS: CUSTOS INICIAIS, VIDAS ÚTEIS E VALORES RESIDUAIS

O quadro II mostra o orçamento para os investimentos (excluído Capital de Giro) a serem feitos para a operação da MRC nos moldes pretendidos.

Neste quadro estão mostrados os equipamentos e serviços que serão necessários, bem como seus custos iniciais, depreciação fiscal, o "timing" de investimentos, depreciação técnica e valor residual.

No anexo do quadro II estão demonstrados os investimentos iniciais, a depreciação destes investimentos, os gastos com substituições e respectivas depreciações e as receitas provenientes das vendas de equipamentos.

II.5 - PREÇOS DE VENDA E RECEITAS ANUAIS

Ficou contratado entre a MRC e os compradores japoneses que o preço de venda será FOB US\$ 8.00/tonelada para um teor de 68% e em base natural. Este preço será renegociado a cada tres anos.

A variação de teor para mais ou para menos (constatada no porto de destino) será levada em consideração para efeito de reajustamento no preço base de US\$ 8.00/tonelada. O método de cálculo para o reajuste será baseado no critério de rateio levando em conta o preço da "unidade metálica".

Assim, por exemplo, suponhamos que o teor de minério de um determinado carregamento seja 69%. O preço da unidade metálica será de $US\$ 8.00/68 = 0.118$. Logo, como o teor constatado é uma "unidade metálica" superior ao estabelecido em contrato, o preço faturado será

Q U A D R O II

INVESTIMENTOS: CUSTOS INICIAIS, VALORES RESIDUAIS, DEPRECIAÇÃO

Valores em US\$ (1 US\$ = Cr\$ 5,28)

| S E T O R | DESCRÇÃO | GRUPO | QUANTI DA DE | Preço UNITÁRIO CIF | VALOR TOTAL CIF | DEPRECIAÇÃO % | VALOR ANUAL | "TIMING" DE INVESTIMENTO | | DEPRECIAÇÃO TÉCNICA % | VALOR RESIDUAL | |
|---|---------------------------------|-------|-----------------|--------------------------|-----------------------|------------------|----------------|--------------------------|-----------|-----------------------------|-------------------|--|
| | | | | | | | | 1972 | 1973 | | | |
| 1. Mineração | Caminhões Euclid 35 t. | A | 17 | 90.000 | 1.530.000 | 20 | 306.000 | - | 1.530.000 | 10 | 200.000 | |
| | Carrageadeira de 5 j.c. | A | 2 | 250.000 | 500.000 | 20 | 100.000 | - | 500.000 | 10 | 80.000 | |
| | Treatores de Pneus | A | 2 | 60.000 | 120.000 | 20 | 24.000 | - | 120.000 | 10 | 20.000 | |
| | Trator de Esteiras | A | 1 | 40.000 | 40.000 | 20 | 8.000 | - | 40.000 | 10 | 5.000 | |
| | Patrol | A | 1 | 70.000 | 70.000 | 20 | 14.000 | - | 70.000 | 10 | 10.000 | |
| | Escavadeiras Elétricas 2.5 j.c. | A | 3 | 50.000 | 150.000 | 20 | 30.000 | - | 150.000 | 10 | 20.000 | |
| | Guindaste | A | 1 | 110.000 | 110.000 | 20 | 22.000 | - | 110.000 | 10 | 15.000 | |
| | Compressor | B | 1 | 2.000 | 2.000 | 10 | 200 | - | 2.000 | 10 | 400 | |
| | Marteletes | A | 3 | 200 | 600 | 20 | 120 | - | 600 | 20 | - | |
| | | | | | <u>2.522.000</u> | | | | | | | |
| | | | | | | <u>68.000</u> | | | | | | |
| 2. Beneficiamen to e trata-- mento | Alimentadores de Esteiras | B | | | 66.000 | 10 | 6.800 | 34.000 | 34.000 | 10 | 6.800 | |
| | Britadores | A | | | 13.200 | 20 | 2.640 | 33.000 | 33.000 | 20 | 6.600 | |
| | Transportadores de Correias | B | | | 1.596.000 | 10 | 159.600 | 1.000.000 | 596.000 | 10 | 160.000 | |
| | Máquinas Móveis | B | | | 1.200.000 | 10 | 120.000 | 600.000 | 600.000 | 10 | 240.000 | |
| | Trilhos | D | | | 27.000 | 10 | 2.700 | 17.000 | 10.000 | 5 | 3.000 | |
| | Equipamento de Concentração | B | | | 2.130.000 | 10 | 213.000 | 1.500.000 | 630.000 | 10 | 300.000 | |
| | Alimentadores Vibratórios | A | | | 110.000 | 20 | 22.000 | 60.000 | 50.000 | 10 | 8.000 | |
| | Estação de Carregamento | B | | | 258.000 | 10 | 25.800 | 150.000 | 108.000 | 5 | 30.000 | |
| | Equipamentos Amostragem | B | | | 350.000 | 10 | 35.000 | 50.000 | 300.000 | 5 | 50.000 | |
| | Balanças | B | | | 25.000 | 10 | 2.500 | 5.000 | 20.000 | 5 | 3.000 | |
| | Equipamentos Elétricos | B | | | 1.030.000 | 10 | 103.000 | 500.000 | 530.000 | 10 | 200.000 | |
| 3. OBRAS E SERVIÇOS | Linhas de Transmissão | E | | | 240.000 | 10 | 24.000 | 200.000 | 40.000 | 10 | 48.000 | |
| | Equipamentos de Controle | B | | | 270.000 | 10 | 27.000 | 130.000 | 140.000 | 10 | 54.000 | |
| | Equipamentos Auxiliares | B | | | 290.000 | 10 | 29.000 | 140.000 | 150.000 | 10 | 58.000 | |
| | Estruturas Metálicas | B | | | 1.170.000 | 10 | 117.000 | 600.000 | 570.000 | 5 | 200.000 | |
| | Eventuais | B | | | 884.000 | 10 | 88.400 | 440.000 | 444.000 | 10 | 150.000 | |
| | | | | | <u>9.714.000</u> | | | | | | | |
| | | | | | | <u>600.000</u> | | | | | | |
| | Adução de Água | E | | | 30.000 | 5 | 3.000 | 400.000 | 200.000 | 5 | 40.000 | |
| | Terraplenagem e Compactação | E | | | 216.000 | 5 | 10.800 | 216.000 | - | 5 | - | |
| | Fundações | E | | | 1.155.000 | 5 | 57.750 | 1.155.000 | - | 5 | - | |
| | Drenagem | E | | | 100.000 | 5 | 5.000 | 100.000 | - | 5 | - | |
| Sistema Rejeitos | E | | | 600.000 | 5 | 30.000 | 300.000 | 300.000 | 5 | - | | |
| Engenharia | E | | | 715.000 | 5 | 35.750 | 600.000 | 115.000 | 5 | - | | |
| Montagem | E | | | 2.490.000 | 5 | 124.500 | 1.000.000 | 1.490.000 | 5 | - | | |
| Transporte | E | | | 427.000 | 5 | 21.350 | 227.000 | 200.000 | 5 | - | | |
| Escrit., oficinas, Almoxar. Residência | E | | | 1.000.000 | 5 | 50.000 | 500.000 | 500.000 | 5 | 80.000 | | |
| | | | | | <u>7.843.000</u> | | | | | | | |
| | | | | | <u>19.539.600</u> | | | | | | | |
| T O T A L G E R A L | | | | | | | | | | | | |
| OBSERVAÇÃO: GRUPO A - VALOR DOS INVESTIMENTOS A DEPRECIAR EM 5 ANOS - INÍCIO 1974 - 2.696.700 | | | | | | | | | | | | |
| GRUPO B - " " " " " 10 " - " 1974 - 9.513.000 | | | | | | | | | | | | |
| GRUPO D - " " " " " 10 " - " 1973 - 27.000 | | | | | | | | | | | | |
| GRUPO E - " " " " " 20 " - " 1973 - 7.303.000 | | | | | | | | | | | | |
| T O T A L - 10.539.600 | | | | | | | | | | | | |

DEPRECIAÇÃO ANUAL

| GRUPO | A | B | D | E |
|---------|---|---------|---|---|
| GRUPO A | - | 539.320 | | |
| GRUPO B | - | 951.300 | | |
| GRUPO D | - | 2.700 | | |
| GRUPO E | - | 365.150 | | |

DEMONSTRATIVO DOS GASTOS E DEPRECIACÃO DO INVESTIMENTO INICIAL, SUBSTITUIÇÕES E RECEITAS COM VENDA DE EQUIPAMENTOS

ANEXO DO QUADRO II

(Valores em US\$ - 1 US\$ = 5,28)

1996 97 98 99 2000 01 02 03 04 05
 1972 1973 1974 1975 1976 1977 1978 1979 1980 1981 1982
 Date: 26.11.71

1.1 - INVESTIMENTO INICIAL* 9.957.000 9.582.600
 1.1.1 - Grupo A 93.000 2.603.600
 1.1.2 - Grupo B 5.349.000 4.164.000
 1.1.3 - Grupo D 17.000 10.000
 1.1.4 - Grupo E 4.498.000 2.805.000

1.2 - SUBSTITUIÇÕES*
 1.2.1 - Grupo A
 1.2.2 - Grupo B

TOTAL INVESTIMENTOS 9.957.000 9.582.600

2. RECEITAS NÃO OPERACIONAIS

2.1 - VALORES RESIDUAIS*
 2.1.1 - Grupo A
 2.1.2 - Grupo B
 2.1.3 - Grupo D
 2.1.4 - Grupo E

3. DEPRECIACÃO*

3.1 - Grupo A
 3.2 - Grupo B
 3.3 - Grupo D
 3.4 - Grupo E

| | | | | | | | | | | |
|---------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| 227.600 | 1.858.470 | 1.858.470 | 1.858.470 | 1.858.470 | 1.858.470 | 1.858.470 | 1.332.470 | 1.332.470 | 1.332.470 | 1.332.470 |
| 539.320 | 539.320 | 539.320 | 539.320 | 539.320 | 539.320 | 539.320 | 13.320 | 13.320 | 13.320 | 13.320 |
| 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 | 951.300 |
| 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 | 2.700 |
| 224.900 | 365.150 | 365.150 | 365.150 | 365.150 | 365.150 | 365.150 | 365.150 | 365.150 | 365.150 | 365.150 |

* TOTAL

de US\$ 8.00 + 0,118 = US\$ 8.118.

Caso sejam feitas vendas a compradores independentes, em base seca, também serão feitas correções. Assim, caso seja feito um embarque de 100.000 tons, base seca e, constatado no porto de destino uma umidade de 3%, para efeito de faturamento do valor das vendas só se considerará 97.000 tons. Desta forma, para o vendedor, o preço médio do carregamento cairá para $\frac{8.00 \times 97.000}{100.000} = \text{US\$ } 7.76$.

ANEXO DO QUADRO II
DETALHAMENTO

| | Valores em US\$ | | | | |
|--|-----------------|-----------|---------|-----------|------------|
| | GRUPO A | GRUPO B | GRUPO D | GRUPO E | TOTAL |
| Valor Total (CIF) | 2.696.600 | 9.513.000 | 27.000 | 7.303.000 | 19.539.600 |
| "Timing" dos Investimentos | | | | | |
| Em 1972 | 93.000 | 5.349.000 | 17.000 | 4.498.000 | 9.957.000 |
| Em 1973 | 2.603.600 | 4.164.000 | 10.000 | 2.805.000 | 9.582.600 |
| TOTAL | 2.696.600 | 9.513.000 | 27.000 | 7.303.000 | 19.539.600 |
| Depreciação Fiscal (%) | 20% | 10% | 10% | 5% | |
| Valor Anual da Depreciação | | | | | |
| Iniciando em 1973 | | | 2.700 | 224.900 | |
| Iniciando em 1974 | 539.320 | 951.300 | | 140.250 | |
| TOTAL | 539.320 | 951.300 | 2.700 | 365.150 | |
| Investimentos com Vida Útil (Técnica) de: | | | | | |
| 5 anos | 66.600 | | | | 66.600 |
| 10 anos | 2.630.000 | 7.710.000 | | | 10.340.000 |
| 20 anos | | 1.803.000 | 27.000 | 7.303.000 | 9.133.000 |
| TOTAL | 2.696.600 | 9.513.000 | 27.000 | 7.303.000 | 19.539.600 |
| Valor Residual dos Investimentos | | | | | |
| Vida Útil de 5 anos | 6.600 | | | | |
| Vida Útil de 10 anos | 358.000 | 1.247.200 | | | |
| Vida Útil de 20 anos | | 283.000 | 3.000 | 120.000 | |
| Valor Residual ao fim de: | | | | | |
| 5 anos (1978) | 6.600 | | | | 6.600 |
| 10 anos (1983) | 364.600 | 1.247.200 | | | 1.611.800 |
| 15 anos (1988) | 6.600 | | | | 6.600 |
| 20 anos (1993) | 364.600 | 1.530.200 | 3.000 | 120.000 | 2.017.800 |

Para a construção do fluxo de caixa será admitido um preço médio de venda de US\$ 8.00.

Como a exportação anual será de 2 milhões de toneladas, a receita correspondente será de US\$ 16 milhões/ano. Vamos supor que as exportações sejam iniciadas em janeiro de 1974 e se prolonguem até de zembro de 1993 (inclusive).

II.6 - ESTIMATIVAS DOS CUSTOS DE PRODUÇÃO, TRANSPORTE, ADMINISTRAÇÃO E COMERCIALIZAÇÃO

a. Custos de Produção

Os custos de produção foram estimados por fase (extração, transporte interno, rejeito, estocagem e remoção, concentração e embarque) e por natureza (pessoal, material, peças sobressalentes e energia). Foi feita também uma estimativa do imposto sobre minérios a ser pago por ocasião do embarque.

Os resultados estão apresentados resumidamente na tabela abaixo. Uma breve justificativa dos números obtidos é apresentada a diante.

| | valor em US\$/Ton. | | | | | Total |
|-----------------|--------------------|----------|----------------|---------|------------|-------|
| | Pessoal | Material | Peças Sobress. | Energia | Imp.s/Min. | |
| Extração | 0.05 | 0.09 | 0.07 | 0.03 | - | 0.24 |
| Trans.Interno | 0.12 | 0.08 | 0.04 | - | - | 0.24 |
| Rejeito | 0.02 | 0.05 | 0.03 | 0.02 | - | 0.12 |
| Estoc.c/Remoção | 0.02 | 0.02 | 0.02 | 0.01 | - | 0.07 |
| Concentração | 0.20 | 0.04 | 0.25 | 0.36 | - | 0.85 |
| Embarque | 0.05 | 0.02 | 0.02 | - | - | 0.09 |
| | | | | | 0.16 | 0.16 |
| Total | 0.46 | 0.30 | 0.43 | 0.42 | 0.16 | 1.77 |

Observe-se que em todos os custos anteriores à fase de concentração houve uma majoração de 50% em relação aos custos/tonelada em virtude da movimentação de minério (3 000 000 Tons/ano) ser 50% superior à base de rateio (2 000 000 Tons/ano de produto). A tabela apresentada acima já levou em conta esta peculiaridade na estimativa dos custos da MRC.

Os custos de operação não foram dissociados dos custos de manutenção, exceto no item pessoal, responsável por 26% do custo de produção.

A MRC empregará 286 homens ligados à produção na jazida Rio

Claro. A jornada de trabalho será de 8 horas.

Nos custos de Pessoal estão incluídos adicionais ao salário base, demonstrados abaixo:

| | | |
|---|----------|---------|
| Vencimentos: | 365 dias | 100.00% |
| H-H diretos: | 278 dias | 76.00% |
| H-H indiretos: | | |
| Domingos | 52 dias | |
| Feriados | 10 dias | |
| Férias | 20 dias | |
| Faltas Abonadas (estimativa) | 5 dias | |
| | 87 dias | 24.00% |
| Contribuições Sociais: | | 20.21% |
| INPS | | 8.00% |
| Salário Família | | 4.30% |
| Seguros de Acidentes de Trabalho (estimativa) | | 0.54% |
| Cota para o SENAI | | 1.20% |
| Cota para o SESI | | 1.50% |
| Cota para o INCRA | | 2.60% |
| INPS sobre o 13º Salário | | 0.67% |
| Salário Educação | | 1.40% |
| Contribuições Trabalhistas: | | 8.00% |
| FGTS | | 8.00% |
| Outros Encargos: | | 10.41% |
| Equalização do 13º Salário | | 8.33% |
| Premio de Produtividade (estimado em 1/4 salário) | | 2.08% |
| TOTAL GERAL: | | 138.62% |

Além dos percentuais considerados acima foi feita uma provisão para pagamento de adicional de insalubridade, periculosidade, diárias e ajudas de custo que no caso da MRC estimou-se em 1.5% dos vencimentos.

Considerando-se como base de avaliação as horas realmente trabalhadas (76% dos vencimentos), os encargos adicionais seriam de 84%, uma vez que

$$\frac{138,62 + 1,50}{76} - 1 = 0.84$$

(1) Extração

(1.1) Pessoal: Estimamos em 69.500 homens-hora as necessidades de pessoal nesta fase. Deste total aproximadamente 54.900 homens-hora seriam consumidos com operação (a um custo de US\$ 1.60/homem-hora) e os restantes 14.600 homens-hora seriam gastos em serviços de manutenção (a um custo de US\$ 0.83/homem-hora). Os custos de pessoal serão, dessa forma, $54.900 \times 1.60 + 14.600 \times 0.83 = \text{US\$ } 99,960.00$.

Logo, o custo unitário será de US\$ 0.05.

(1.2) Materiais: Explosivos - Sendo a mina do tipo "open pit", o projeto prevê para a extração o uso de 50 kg de explosivos para um des monte de 500 toneladas.

Como a quantidade anual minerada será de 3.000.000 toneladas os gastos de explosivos serão de US\$ 120,000.00 e o custo unitário por tonelada de concentrada será de $\frac{120.000}{2.000.000} = \text{US\$ } 0.06$.

Combustíveis e Lubrificantes - Tendo em vista os tipos de e quipamentos que irão servir à mina, levando em consideração 2 turnos de trabalho diários, estimamos em US\$ 35,000.00 as despesas anuais com combustíveis e lubrificantes em geral para a mineração de 3.000.000 to neladas anuais.

Logo, o custo unitário por tonelada de concentrado será $\frac{35.000}{2.000.000} = \text{US\$ } 0.02$

Outros materiais - As despesas previstas com outros materiais não citados acima, foram estimadas em cerca de US\$ 20,000.00 o que cor responde a um custo unitário de $\frac{20.000}{2.000.000} = \text{US\$ } 0.01$.

(1.3) Peças Sobressalentes: Os maiores gastos com peças sobressalentes são os referentes a brocas e auto-peças.

O consumo de brocas é função, principalmente, do material perfurado. No caso da jazida Rio Claro estimamos o gasto anual com brocas na base de US\$ 100,000.00.

Para auto-peças e outros estimamos os gastos anuais em US\$ 35,000.00.

Logo, o gasto anual total com peças sobressalentes será de US\$ 135,000.00 e o gasto unitário $\frac{135.000}{2.000.000} = \text{US\$ } 0.07$.

(1.4) Energia: Com base no custo médio do kw.h em 1971 estimamos os custos de energia em US\$ 60,000.00 anuais, como consequência os custos unitários serão de US\$ 0.03/ton.

(2) Transporte Interno

(2.1) Pessoal: Estimamos em 213.000 homens-hora as necessidades de pessoal da fase de transporte interno. Deste total 154.600 homens-hora seriam alocados a operação (a um custo unitário de US\$ 1.24) e ... 58.400 homens-hora a manutenção (custo unitário de US\$ 0.83). O custo total seria então $154.600 \times 1.24 + 58.400 \times 0.83 = 240.200$ equivalentes a $\frac{240.200}{2.000.000} = \text{US\$ } 0.12/\text{toneladas}$.

(2.2) Materiais: Combustíveis e lubrificantes - Esta parcela, pela própria natureza dos equipamentos usados no transporte interno, constitui a maior parte dos custos de materiais relativos a esta fase do processo de produção.

Estimamos em US\$ 130,000.00 anuais os custos de combustíveis e lubrificantes para o transporte anual de 3.000.000 de toneladas, sendo que para esta previsão levamos em consideração a frota de equipamentos, o percurso médio de cada ciclo de carregamento e transporte e o número de ciclos executados nos 2 turnos diários de trabalho.

O custo unitário será $\frac{130.000}{2.000.000} = \text{US\$ } 0.07$

Outros Materiais - Para todos os outros materiais estimamos o custo anual em US\$ 19,000.00, isto é, US\$ 0.01/ton.

O custo unitário total com materiais na fase de transporte interno será de US\$ 0.08.

(2.3) Peças Sobressalentes: Auto-peças - Em virtude da natureza da operação e do elevado preço das peças para o equipamento usado, as despesas anuais médias com auto-peças foram estimadas em US\$ 65,000.00 e o conseqüente custo unitário será de US\$ 0.03.

Outras Peças Sobressalentes - Estimamos em US\$ 15,000.00 por ano as despesas com outras peças sobressalentes o que corresponde a .. US\$ 0.01/tonelada.

O gasto com peças sobressalentes para o transporte interno será, dessa forma, de US\$ 0.04/tonelada.

(3) Rejeito

(3.1) Pessoal: Estimamos em 28.800 homens-hora as necessidades de pessoal na fase de Rejeito, sendo 21.500 (a US\$ 1.58/homem-hora) na operação e 7.300 (a US\$ 0.83) na manutenção. O custo total anual será de US\$ 40,000.00 equivalentes a US\$ 0.02/tonelada.

(3.2) Materiais: Supondo que para cada 1.000 toneladas mineradas

haja 250 toneladas de rejeito, e que esta fase só inclua o transporte interno do rejeito, estimamos as despesas anuais em US\$ 108,000.00 e o custo unitário em US\$ 0.05.

(3.3) Peças Sobressalentes: Ainda de acordo com a hipótese acima, os gastos anuais com peças sobressalentes serão cerca de US\$70,000.00 equivalentes a um custo unitário de US\$ 0.03.

(3.4) Energia: Foi estimado em US\$ 0.02/tonelada o custo de energia com rejeito.

(4) Estocagem e Remoção

(4.1) Pessoal: Deverão ser de 45.600 homens-hora as necessidades de pessoal na Estocagem e Remoção sendo 31.000 (a um custo de US\$ 0.90/homem-hora) na operação e 14.600 (a um custo de US\$ 0.83/homem-hora) na manutenção. O custo total será de US\$ 40,000.00 e o unitário .. US\$ 0.02.

(4.2) Materiais: Combustíveis e Lubrificantes - Estimado, de acordo com os critérios usados anteriormente, em US\$ 27,000.00 correspondente a US\$ 0.01/tonelada.

Outros materiais - Despesas anuais de US\$ 15,000.00 ou . . US\$ 0.01/tonelada.

O custo unitário total com materiais na fase de estocagem a remoção deverá ser de US\$ 0.02.

(4.3) Peças Sobressalentes: As despesas anuais com peças sobressalentes para o equipamento empregado em estocagem e remoção foram estimadas em cerca de US\$ 35,000.00. O custo unitário será, então, de US\$ 0.02.

(4.4) Energia: Os gastos anuais de energia com remoção e estocagem foram estimados em US\$ 11,000.00 equivalente a aproximadamente . . . US\$ 0.01/tonelada.

(5) Concentração

É a fase responsável pelos maiores custos. Os fabricantes dos equipamentos auxiliaram na previsão das despesas anuais.

(5.1) Pessoal: Estimamos em 210.000 homens-hora as necessidades anuais de pessoal sendo 167.000 (a um custo de US\$ 2.15/homem-hora) na operação e 43.000 (a um custo de US\$ 0.83/homem-hora) na manutenção. O custo total anual será de US\$ 395,000.00 equivalentes a US\$ 0.20/tonelada.

(5.2) Material: As despesas anuais com diversos materiais (combustíveis, lubrificantes, etc.) foram estimadas em US\$ 78,000.00 equivalente a US\$ 0.04/tonelada.

(5.3) Peças Sobressalentes: Correias Transportadoras - É item de grande importância na formação dos custos da instalação de concentração. Os gastos anuais são estimados em cerca de US\$ 300,000.00 equivalendo a US\$ 0.15/tonelada.

Outras Peças Sobressalentes - Inclui uma grande variedade de peças sendo que a estimativa anual de gastos é de US\$ 200,000.00 e equivalentes a US\$ 0.10/tonelada.

Os custos unitários totais com peças sobressalentes serão de US\$ 0.25 .

(5.4) Energia: Os gastos anuais de energia foram estimados em .. US\$ 720,000.00 devidos principalmente ao grande consumo das bombas. O custo unitário será de US\$ 0.36 .

(6) Embarque

(6.1) Pessoal: Foram estimadas em 69.000 homens-hora as necessidades anuais de pessoal na fase de Embarque nos vagões. Estimamos em 32.500 homens-hora as necessidades da operação (a um custo de US\$2.15/homem-hora) e em 36.500 homens-hora as necessidades da manutenção (a um custo de US\$ 0.83/homem-hora). O custo total anual será de ... US\$ 100,200.00 equivalente a um custo unitário de US\$ 0.05.

(6.2) Materiais: Deverão ser de US\$ 40,000.00 aproximadamente os gastos anuais com a fase de Embarque. Este valor equivale a um custo unitário de US\$ 0.02 .

(6.3) Peças Sobressalentes: Correias Transportadoras - As despesas com reposição de correias transportadoras foram estimadas em US\$ 28,000.00, equivalente a US\$ 0.01/tonelada.

Outras peças sobressalentes - A estimativa anual é de US\$ 19,000.00 equivalente a US\$ 0.01/tonelada.

O custo unitário total será de US\$ 0.02 .

(6.4) Energia: Os gastos com energia serão desprezíveis.

Quanto à estimativa do Imposto sobre minérios usamos os valores estabelecidos pela regulamentação em vigor, para o preço médio FOB do minério de ferro (Cr\$ 35,00) e a parcela deste total alocável ao custo de produção (35%). A alíquota do Imposto sobre minério de

ferro é de 7%.

Logo, o valor em US\$/tonelada será $(0.07 \times 0.35 \times 35)$:
 $: 5.28 = 0.16$.

b. Despesas de Administração

O número de funcionários ligados à administração da MRC será de 50. Este número exclui os funcionários do escritório de vendas de Belo Horizonte (incluídos nos custos de comercialização).

O demonstrativo das despesas de Administração está feito abaixo:

| valores em Cr\$ x 10 ³ por ano | |
|--|--------------|
| Comunicações (telefone, telégrafo, etc.) | 100 |
| Papelaria e Materiais Gerais de Escritório | 120 |
| Despesas de viagens | 300 |
| Treinamento | 50 |
| Impostos Diversos (exclusive I.R.e I.s/minérios) | 100 |
| Seguros Diversos | 50 |
| Despesas c/Ambulatório | 200 |
| Ajuda médica | 100 |
| Aluguéis e serviços contratados | 300 |
| Folha de Pagamento e Obrigações sociais (Pessoal Administrativo) | 1.880 |
| T O T A L | <u>3.200</u> |

Despesa unitária por tonelada de concentrado = Cr\$ 1,60 = US\$ 0.30 .

c. Despesas de Comercialização

As despesas de comercialização incluem aquelas efetuadas com o escritório de vendas incluindo mão-de-obra, aluguéis, materiais e diversos. Incluem, também, comissões de vendas (3% do preço de venda) pagas a um representante comercial no exterior, responsável pela obtenção da assinatura do contrato de fornecimento e pelos entendimentos comerciais ao longo do tempo.

As despesas anuais com o escritório de vendas foram estimadas em Cr\$ 280.000,00 e as despesas com comissões em Cr\$ 2.530.000,00.

Logo, as despesas totais de comercialização serão de . . .
 Cr\$ 2.810.000,00 .

Despesa unitária/Tonelada de concentrado = $\frac{2.810.000}{2.000.000}$ =

= Cr\$ 1,41 = US\$ 0.27 .

TABELA DE CUSTOS

| | US\$/TON | <u>US\$1000/ANO</u> | <u>%</u> |
|------------------|-------------|---------------------|-------------|
| EXTRAÇÃO | 0.24 | 480 | 4.4 |
| TRANSP. INTERNO | 0.24 | 480 | 4.4 |
| REJEITO | 0.12 | 240 | 2.2 |
| ESTOC. E REMOÇÃO | 0.07 | 140 | 1.3 |
| CONCENTRAÇÃO | 0.85 | 1.700 | 15.3 |
| EMBARQUE | 0.09 | 180 | 1.6 |
| IMPOSTO ÚNICO | <u>0.16</u> | <u>320</u> | <u>2.8</u> |
| PRODUÇÃO | 1.77 | 3.540 | 32.0 |
| ADMINISTRAÇÃO | 0.30 | 600 | 5.4 |
| COMERCIALIZAÇÃO | 0.27 | 540 | 4.9 |
| TRANSPORTE | 2.20 | 4.400 | 39.7 |
| EMBARQUE | <u>1.00</u> | <u>2.000</u> | <u>18.0</u> |
| CUSTO TOTAL | 5.54 | 11.080 | 100.0 |
| RECEITA | 8.00 | 16.000 | - |
| SALDO | 2.46 | 4.920 | - |

Obs.: Os custos acima não incluem depreciações.

II.7 - CAPITAL DE GIRO

O capital de giro da MRC está calculado conforme foi demonstrado abaixo.

No fluxo de caixa final iremos considerar uma recuperação de 100% do capital de giro sendo que esta recuperação se processará durante os anos de 1993 e 1994.

a. Estoque de minério nas minas

- Estoque nas frentes de trabalho: O estoque médio nas frentes de trabalho será de 10.000 tons de ROM equivalentes a um dia de extração ($\frac{3.000.000 \text{ tons/ano}}{300 \text{ dias/ano}} = 10.000 \text{ tons/dia}$) e equivalentes a 6.600 tons de produto final concentrado (a instalação de concentração terá recuperação de 66% como já vimos).

Os custos de produção/tonelada considerados no item II.6 referem-se ao produto final concentrado, isto é, já foi feita correção referente à diferença entre o volume extraído de ROM e milhões de toneladas) e o produto final obtido (2 milhões de toneladas de concentrado). Esta correção foi efetuada multiplicando-se os custos de extração, transporte interno e remoção de rejeito do ROM por 1.5 para obter os custos apresentados no quadro do item II.6, alínea a.

Assim, valor do capital de giro em estoque nas frentes de trabalho = custo de extração x tonelagem de concentrado = $0.24 \times 6.600 = \text{US\$ } 1,584.00$.

Estoque no Pátio de Homogeneização: Supondo meia utilização do pátio de ROM teríamos 48.000 tons em média.

Valor do capital de giro em estoques no Pátio de Homogeneização = (custo de extração + custo do transporte interno + rejeito + remoção e estocagem) x 48.000 = $0.67 \times 48.000 = \text{US\$ } 32,160.00$.

Estoque de Produto concentrado: Supondo novamente meia utilização para os pátios e produto teremos 30.000 tons de concentrado.

Valor do capital de giro em estoque de Produto Concentrado = (custo de extração + transporte interno + rejeito + estocagem e remoção + concentração) x 30.000 = $1.52 \times 30.000 = \text{US\$ } 45,600.00$.

Valor dos estoques na mina = $1.584 + 32.160 + 45.600 = 79.344 \text{ US\$ } 80,000.00$.

b. Estoque do Minério em Trânsito

- Estoque em Trânsito Ferroviário: o tempo médio de duração

da viagem é de 10 horas e a produção média diária embarcada deverá ser $\frac{2.000.000}{365} = 5.480$ tons.

O custo do transporte será de US\$ 2.20/ton. e o frete será pago por ocasião do embarque bem como o imposto sobre minérios.

O estoque médio em trânsito ferroviário será $5.480 \times \frac{10}{24} = 2.280$ tons .

Valor do capital de giro em estoques em trânsito ferroviário = (custo de extração + transporte interno + rejeito + estocagem e remoção + concentração + imposto sobre minérios + embarque + custo de transporte) x 2.280 = $3.97 \times 2.280 = 9.050$.

- Estoque no Porto: O estoque no porto deverá ser de 100.000 tons o que é suficiente para carregar um navio de grande porte (estoque médio).

A Companhia Docas de Cabo Norte irá cobrar de emolumentos portuários US\$ 1.00. Este valor será pago pela MRC apenas na ocasião do embarque, logo, não irá afetar o valor do estoque no porto.

Valor do capital de giro em estoque no porto = $100.000 \times 3.97 = \text{US\$ } 397,000.00$.

Valor dos estoques em trânsito = $9.050 + 397.000 = \text{US\$ } 406,500.00$ $\text{US\$ } 410,000.00$.

Valor total do empate em Estoques = $410,000.00 + 80,000.00 = 490.000$ $\text{US\$ } 500,000.00$.

c. Despesas de Administração e Comercialização

O capital de giro com despesas de Administração e Comercialização irá corresponder a um ciclo de produção.

Este ciclo será calculado dividindo o número de dias do ano pela rotação de estoques em cada fase (o resultado dará o número de dias por fase). Abaixo está demonstrado o cálculo para cada fase.

Extração e Estocagem: $\frac{(10.000 + 48.000) \times 365}{3.000.000} = 7$ dias

Beneficiamento e Estocagem: $\frac{30.000 \times 365}{2.000.000} = 5$ dias

Trânsito Ferroviário: 10 horas = 0,4 dia

Trânsito no Porto: $\frac{100.000 \times 365}{2.000.000} = 18$ dias

Ciclo total = 30.4 dias = 1 mes

Logo, o total de Despesas de Administração e Comercialização a ser considerado será o equivalente a um mes, ou seja,

$$\left(\frac{3.200.000}{12} + \frac{280.000 + 2.534.400}{12} \right) \times 5.28 = \text{US\$ } 95,000.00$$

US\$ 100,000.00 .

d. Almoxarifado de materiais e peças sobressalentes

O consumo de materiais e peças sobressalentes foi estimado em US\$ 1.460,000.00 por ano. O almoxarifado deverá ter em estoque além dos materiais de consumo permanente, peças para substituição eventual em máquinas, cujo custo é bastante elevado.

Foi feita uma análise desses dois componentes e decidiu-se manter 4 meses de consumo de materiais e peças sobressalentes além de uma reserva de US\$ 450,000.00 para estoque de segurança.

O valor médio do almoxarifado será então:

$$\frac{1,460,000}{12} \times 4 + 450,000 = 937,000.00 \quad \text{US\$ } 950,000.00$$

e. Caixa e Bancos

A produção diária média é de $\frac{2.000.000}{365} = 5.480$ tons. O custo do produto vendido FOB - Docas do Cabo Norte será de US\$ 5.54. Logo, gastos médios diários serão de $5.480 \text{ tons} \times 5.54 = \text{US\$ } 30,360.00$.

Vamos dimensionar a Caixa e Bancos para seis dias de gastos médios diários ($6 \times 30.360 = 182,160.00$).

Logo, a Caixa e Bancos deverá girar em média com US\$. . . 200,000.00 .

f. Custo das Mercadorias a Prazo

As condições de venda são de 90% contra o embarque e 10% em 90 dias (sem juros). Admitiremos um trânsito de banco de um dia para o recebimento dos 90%. Usaremos o custo final do produto que será o custo do estoque no porto mais emolumentos portuários (que serão pagos pela MRC a Docas de Cabo Norte por ocasião do embarque) e mais despesas de comercialização e administração. Ou seja,

$$3.97 + 1.00 + 0.27 + 0.30 = \text{US\$ } 5.54 .$$

Logo, o Contas a Receber de compradores de minério será de

$$\frac{2,000,000}{365} \times 0.90 \times 5.54 + \frac{2,000,000}{365} \times 90 \times 0.10 \times 5.54 = \text{US\$ } 300,000.00$$

Consideremos, ainda, uma margem de 20% para atrasos em pagamentos e outras contas a receber.

Logo, o total de contas a receber será de US\$ 360,000.00.

g. Contas a Pagar

Vamos admitir que haja um prazo médio de 45 dias para o pagamento das compras da MRC.

Como o consumo de materiais e peças sobressalentes é de .. US\$ 1,460,000/ano, teremos um contas pagar de material de consumo e peças sobressalentes no valor de $\frac{1,460,000 \times 45}{365} = \text{US\$ } 180,000.00$.

Admitiu-se, ainda, que seria possível este valor ser aumentado com outras contas a pagar.

Assim, o valor adotado para contas a pagar será de US\$ 250,000.00 .

O capital de giro líquido será, então:

$500.000 + 100.000 + 950.000 + 200.000 + 360.000 - 250.000 = \dots$
 $= \text{US\$ } 1,860,000.00$.

Admitiu-se, ainda, que o investimento em capital de giro seria realizado em dois períodos, sendo o primeiro durante o ano de .. 1973 (US\$ 860,000.00) e o segundo durante 1974 (US\$ 1,000,000.00) .

II.8 - FINANCIAMENTOS

Foi considerada a hipótese da obtenção de financiamento para compra dos equipamentos que se farão necessários.

Selecionamos o Eximbank como o agente financiador mais conveniente.

O Eximbank financia até 33% do capital das empresas sendo que o montante do financiamento deve ser gasto na aquisição de equipamentos de procedência norte-americana.

A amortização do financiamento será feita a juros de 7% a.a., com carência de 5 anos, prazo de utilização de 2 anos após a aprovação do financiamento e em 10 prestações semestrais. As prestações compõem-se de uma parcela de amortização constante e juros sobre o "outstanding". Existe, também, uma taxa de 0,5% a.a. sobre a parcela não utilizada do financiamento durante o prazo contratual de utilização (dois anos).

No fluxo de caixa do Projeto supusemos que haveria uma utilização em junho de 1972 no valor de US\$ 4 milhões e outra em junho

de 1973 de US\$ 3 milhões, totalizando assim o montante de US\$ 7 milhões. No Quadro III encontra-se o demonstrativo do fluxo de caixa decorrente o financiamento.

II.9 - EXAUSTÃO DA JAZIDA

As deduções para efeito do cálculo da renda tributável decorrentes da compra dos direitos de lavra da jazida Rio Claro serão duas.

A primeira é consequência do incentivo fiscal estabelecido pelo Decreto 1 096, de 1970 que permitiu uma dedução durante 10 anos de 20% sobre a receita bruta da companhia de mineração. Esta receita seria calculada com base no valor do minério por ocasião do embarque para o porto.

Para o ano de 1971 ficou estabelecido que o valor do minério seria de 35% de seu preço médio FOB (Cr\$ 35,00 segundo o Min. Minas e Energia) pois admitiu-se que os restantes 65% seriam consumidos com o transporte e gastos portuários.

Assim sendo, para o caso da MRC (admitindo-se a taxa de conversão Cr\$/US\$ de 5.28) o valor a deduzir anualmente seria (2.000.000 tons x Cr\$ 35,00 x 35% x 20%) ÷ 5.28 = US\$ 928,000.00.

A segunda dedução seria a amortização do valor de compra dos direitos de lavra. Esta amortização não foi indicada no "cash-flow" e será considerada apenas para efeito do cálculo do preço de compra como será visto no item II.13.

II.10 - IMPOSTO DE RENDA

Considerou-se um imposto de 30% sobre a renda tributável.

A incidência financeira deste imposto só se fará sentir no ano seguinte ao da sua apuração contábil.

II.11 - FLUXO DE CAIXA DA MINERAÇÃO RIO CLARO

Anexo está demonstrado o fluxo de caixa da MRC (Quadro IV).

Foram consideradas duas hipóteses: a primeira supondo que o investimento fosse feito com recursos próprios e a segunda, levando em conta o impacto sobre o "cash-flow" do financiamento obtido do Exim bank (US\$ 7 milhões, como já vimos em II.8).

QUADRO III

DEMONSTRATIVO DO FINANCIAMENTO

EMPRÉSTIMO: US\$ 7.000.000,00 AMORTIZAÇÃO: US\$ 700.000,00 por semestre
 PRAZO PARA UTILIZAÇÃO: de 01.01.72 a 31.12.73 PRAZO PARA AMORTIZAÇÃO: 5 anos - de 1979 a 1983
 PERÍODO DE CARÊNCIA: de 31.12.73 a 01.01.79 JUROS: 0,5% a.a. sobre saldo não utilizado pagamento semestral
 7,0% a.a. sobre empréstimo utilizado

| | 1972 | 1973 | 1974 | 1975 | 1976 | 1977 | 1978 | 1979 | 1980 | 1981 | 1982 | 1983 | 1984 |
|-----------------------------------|------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|
| US\$ MIL (*) | | | | | | | | | | | | | |
| Utilização | | +4.000 | +3.000 | | | | | | | | | | |
| Amortização | | | | | | | | | -1.400 | -1.400 | -1.400 | -1.400 | -1.400 |
| Juros:(**) | | - 165 | - 393 | - 490 | - 490 | - 490 | - 490 | - 466 | - 368 | - 270 | - 172 | - 74 | |
| s/empr. utilizado | | - 140 | - 385 | - 490 | - 490 | - 490 | - 490 | - 466 | - 368 | - 270 | - 172 | - 74 | |
| s/empr. não utilizado | | - 25 | - 8 | | | | | | | | | | |
| Redução no Imposto de Renda (***) | | + 50 | + 118 | + 147 | + 147 | + 147 | + 147 | + 147 | + 140 | + 110 | + 81 | + 52 | + 22 |

(*) Valores arredondados

(**) Total

(***) 30% das despesas financeiras do ano anterior

FLUXO DE CAIXA DA MINERAÇÃO DO RIO CLARO

DATA 22.11.71

Valores em milhares de US\$ (1US\$ = Cr\$ 5,28)

96 97 98 99 2000 01 02 03 04 05

| | 1972 | 1973 | 1974 | 1975 | 1976 | 1977 | 1978 | 1979 | 1980 | 1981 | 1982 | 1983 | 1984 | 1985 | 1986 | 1987 | 1988 | 1989 | 1990 | 1991 | 1992 | 1993 | 1994 | |
|---|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|--|
| A - INGRESSOS | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| B - Capital de giro | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| C - Resultado Operacional | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| : Não-Operacionais | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Total | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| D - Custos: Produção | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Tanques e Portuários | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Administração | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Comercialização | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Total | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| E - Saldo Anual antes do I.R. (G-D) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| F - Rendas: Depreciações | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| G - Renda Tributável (1) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| (E - F) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| H - Imp. de Renda (2) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| I - Saldo de Operações após I. Renda (G-H) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Fluxo de Caixa na Hip. Cap. Próprio | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| (E + H + A + B) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| II - HIPÓTESE | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| J - Fluxo de Caixa Hip. Cap. Próprio | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Financiamento: | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| K - Entradas | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| L - Saídas | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| M - Resp. Financeiras | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| N - Abat. do Imp. Renda | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Fluxo de Caixa na Hip. Cap. Jcs (J + K + L + M) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

MINA

Obs.: 1) Sem considerar amortização de compra dos Direitos de Lavra, o que será considerado no cálculo deste preço.

2) Defasado de um ano devido ao prazo de pagamento do I.R.

II.12 - AS TAXAS DE JUROS PARA DESCONTO DO FLUXO DE CAIXA

A taxa mínima de atratividade da MRC é de 12% a.a. depois do I.R. Esta taxa será empregada para descontar o fluxo de caixa e para cálculo do preço de compra da mina.

A determinação desta taxa levou em conta o custo de capital da MRC e o risco do negócio. Quanto a este, lembramos que a venda da produção da MRC está garantida por contrato cuja quebra por parte dos compradores é extremamente improvável. Esta é a razão de adotarmos taxa mínima de atratividade não muito elevada.

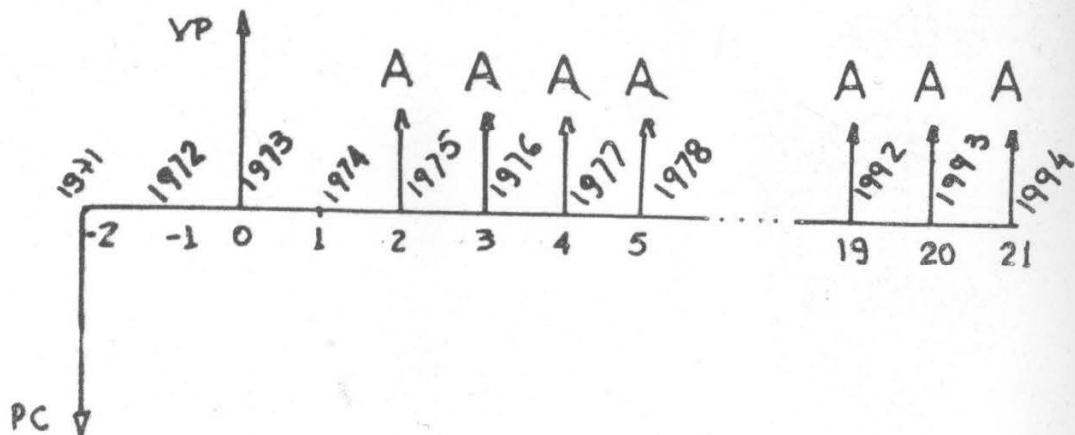
Naturalmente, a rentabilidade do projeto dependerá do preço de compra dos direitos de lavra pago pela MRC a José Silva.

II.13 - DESCONTO DO FLUXO DE CAIXA E CÁLCULO DO PREÇO DE COMPRA DA JAZIDA

Utilizando o método do valor atual à taxa de 12% a.a. encontramos um valor presente (VP) para o projeto (em 31.12.73, data "zero" escolhida) de US\$ 8,907,000.00 para a hipótese do financiamento de 33% do investimento inicial, mediante o desconto de seu fluxo de caixa.

Neste valor não está incluído o preço de compra dos direitos de lavra (PC) e a sua respectiva amortização, esta última afetando o fluxo de caixa através do I. Renda.

Para o cálculo de PC usamos o raciocínio apresentado abaixo junto com um gráfico ilustrativo.



Para que o projeto tenha rentabilidade de 12% é preciso que

$$VP = PC \times (1.12)^2 - A \times \frac{(1.12)^{20} - 1}{0.12 (1.12)^{20}} \times \frac{1}{1.12} \quad (13.1)$$

sendo $A = \frac{1}{20} \times 0.30 \times PC$, pois PC deve ser amortizado durante a vida da mina (20 anos) e o imposto de renda é de 30% do Lucro Tributável.

A parcela A exprime, como se pode observar pela sua fórmula de cálculo, o efeito da amortização sobre o fluxo de caixa sendo um "cash-in", pois este efeito é decorrência de uma redução na renda tributável.

Então, para $VP = US\$ 8,907,000.00$, $PC = US\$7,716,000.00$.
Por extensão, para um i qualquer, a expressão (13.1) será:

$$VP = PC \cdot (1 + i)^2 - 0.015 \times \frac{(1 + i)^{20} - 1}{i (1 + i)^{21}} \cdot PC$$

Logo,

$$PC = \frac{VP}{(1 + i)^2 - 0.015 \times \frac{(1 + i)^{20} - 1}{i (1 + i)^{21}}}$$

II.14 - ANÁLISE DE SENSIBILIDADE

Foi feita uma análise dos diversos preços de compra em função respectivamente de diversas taxas de desconto do fluxo de caixa do projeto.

Foram consideradas também 2 hipóteses, a saber: a primeira, supõe que a MRC seja inteiramente financiada com recursos próprios e a segunda que cerca de 33% (US\$ 7 milhões) sejam oriundos de financiamento do Eximbank nas condições descritas no item II.8.

Esta análise permitiu-nos traçar um gráfico do tipo preço de compra (PC) x taxa de retorno (r) que vai apresentado a seguir junto a uma tabela com os valores obtidos.

A primeira hipótese mostra a rentabilidade intrínseca do projecto enquanto que a segunda mostra o efeito do "gearing" sobre a rentabilidade.

O gráfico apresentado irá permitir uma avaliação instantânea do efeito sobre a rentabilidade provocado pela variação do preço de compra, o que será especialmente útil durante as negociações para a fixação deste preço.

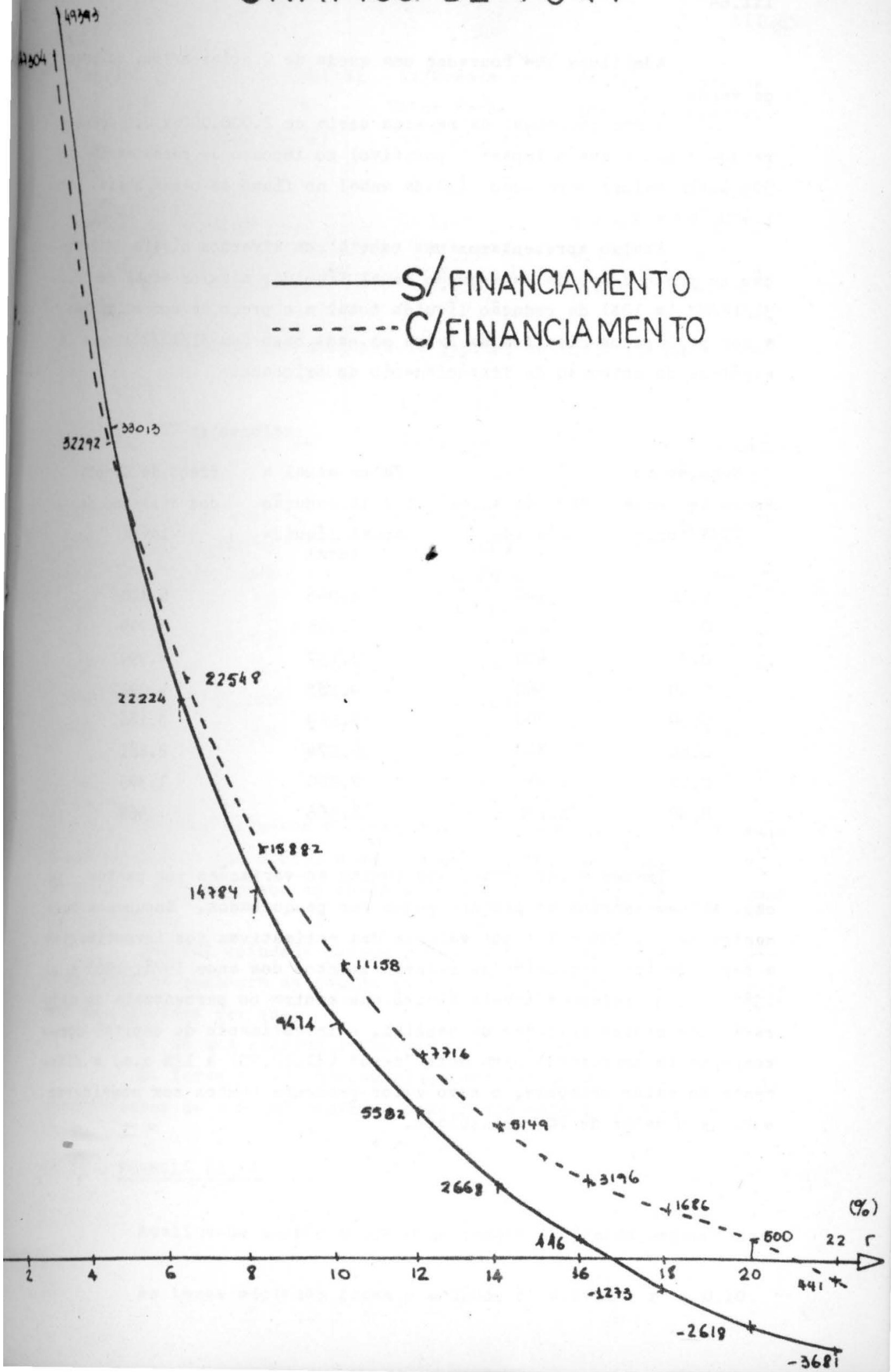
Outra análise a ser feita é da influência do preço de venda na rentabilidade do projeto.

TABELA DE VARIAÇÃO DO VALOR PRESENTE E PREÇO DE COMPRA
EM FUNÇÃO DA TAXA DE DESCONTO

| I HIPÓTESE (CAPITAL PRÓPRIO) | | II HIPÓTESE (c/ CAPITAL DE TERCEIROS) | | | |
|------------------------------|----------------------------|---------------------------------------|------|----------------------------|-----------------------------|
| Taxa | Valor Presente em 31/12/73 | Preço de Compra em 31/12/71 | Taxa | Valor Presente em 31/12/73 | Preço de Compra em 31/12/71 |
| 2% | 39.511 | 49.393 | 2% | 37.840 | 47.304 |
| 4% | 29.236 | 33.013 | 4% | 28.597 | 32.292 |
| 6% | 21.364 | 22.224 | 6% | 21.675 | 22.548 |
| 8% | 15.228 | 14.784 | 8% | 16.359 | 15.882 |
| 10% | 10.364 | 9.474 | 10% | 12.206 | 11.158 |
| 12% | 6.444 | 5.582 | 12% | 8.907 | 7.716 |
| 14% | 3.234 | 2.668 | 14% | 6.243 | 5.149 |
| 15% | 1.841 | 1.484 | 15% | 5.098 | 4.108 |
| 16% | 566 | 446 | 16% | 4.056 | 3.196 |
| 18% | -1.685 | -1.273 | 18% | 2.233 | 1.686 |
| 20% | -3.610 | -2.618 | 20% | 690 | 500 |
| 22% | -5.277 | -3.681 | 22% | - 633 | - 441 |

GRAFICO DE PC x r

III.63



Admitimos que houvesse uma queda de Q dólares/ton. no preço de venda.

A redução anual da receita seria de 2.000.000 x Q. Considerando-se ainda que o impacto (positivo) no imposto de renda seria de 30% deste valor, a redução líquida anual no fluxo de caixa seria de 1.400.000 x Q .

Abaixo apresentamos uma tabela com diversos níveis de redução no preço de venda; a redução anual líquida, o valor atual em ... 31/12/73 (a 12%) da redução líquida total e o preço de compra máximo a ser pago pelos direitos de lavra em cada caso (em 31/12/71) para a hipótese de obtenção de financiamento do Eximbank.

valores em US\$ x 10³

| Redução do Preço de venda (US\$/ton.) | Redução anual líquida | Valor atual a 12% da redução anual líquida total | Preço de Compra dos direitos de lavra |
|---------------------------------------|-----------------------|--|---------------------------------------|
| 0.10 | 140 | 1.046 | 6.810 |
| 0.20 | 280 | 2.091 | 5.905 |
| 0.30 | 420 | 3.137 | 4.999 |
| 0.40 | 560 | 4.183 | 4.092 |
| 0.50 | 700 | 5.229 | 3.186 |
| 0.60 | 840 | 6.274 | 2.281 |
| 0.70 | 980 | 7.320 | 1.375 |
| 0.80 | 1.120 | 8.366 | 469 |

Também a influência que teriam as variações nos gastos de capital necessários ao projeto podem ser pesquisados. Supusemos aumentos de 5%, 10% e 15% nos valores das estimativas dos investimentos a serem feitos (inclusive os reinvestimentos dos anos 1978, 1983 e .. 1988) e construímos a tabela abaixo que mostra os percentuais de majoração nos gastos iniciais de capital, o investimento de capital correspondente descontado para data "zero" (31.12.73) à 12% a.a. a diferença no valor presente, o novo valor presente (ambos sem considerar o PC) e o valor de PC recalculado.

| Aumento Percentual | Invest.de Capital em 31/12/73 (Valor atual) | Diferença no Valor Presente em 31/12/73 | Valor Presente | Preço de Compra |
|--------------------|---|---|----------------|-----------------|
| - | 25.705 | - | 8.907 | 7.716 |
| 5% | 26.990 | 1.285 | 7.622 | 6.603 |
| 10% | 28.276 | 2.571 | 6.336 | 5.489 |
| 15% | 29.561 | 3.856 | 5.051 | 4.376 |

O valor do Investimento de capital em 31/12/73 descontado foi obtido pela tabela abaixo:

| Ano | Investimento | Fator de Desconto a 12% | Valor atual em 31/12/73 |
|------|--------------|-------------------------|-------------------------|
| 1972 | 9.957 | 1.1200 | 11.152 |
| 1973 | 10.443 | 1.0000 | 10.443 |
| 1974 | 1.000 | 0.8929 | 893 |
| 1978 | 67 | 0.5674 | 38 |
| 1983 | 10.407 | 0.3220 | 3.351 |
| 1988 | 67 | 0.1827 | 12 |
| 1993 | (1.000) | 0.1037 | (104) |
| 1994 | (860) | 0.0926 | (80) |
| | | | 25.705 |

Não foi estudada a sensibilidade ao aumento de custos devido a sua semelhança com o estudo da redução do preço de venda, isto é, u ma redução de x no preço de venda é análoga a um aumento de x no custo do produto.

Não foi estudada também a sensibilidade do preço de compra à variação na possança da jazida pois julgamos estar trabalhando a fa vor da segurança por que:

A) há uma reserva inferida de 30 milhões de toneladas.

B) foram feitas sondagens cuidadosas da geologia da jazida durante cerca de 4 anos, conforme mencionado anteriormente.

II.15 - FÓRMULA DE HOSKOLD

Avaliou-se também o preço de compra da jazida segundo Hoskold.

As taxas adotadas foram $r = 0.08$, $r' = 0.12$ e $r'' = 0.10$

Apresentamos abaixo a memória de cálculo para a aplicação da fórmula.

- a) Cálculo de VC (valor atual dos custos iniciais de investimentos, na data da compra - 31.12.71)

$$VC = 9.957 \times \frac{1}{1.10} + 10.443 \times \frac{1}{1.10^2} = 17.683$$

- b) Cálculo de VP_0 (valor atual, em 31.12.73, da série de saldos anuais)

As expressões (14) e (15) às págs. III.21 nos fornecem;

$$VP_0 = VS_0 \cdot \frac{(1+r)^n}{1+r \cdot \frac{(1+r)^n - 1}{r}}$$

$$VS_0 = \sum_{i=1}^n S_i (1+r)^{-i}$$

ou seja VS_0 é o valor atual na data zero, dos saldos de caixa anuais desde o ano 1 até o ano 21, descontados à taxa segura $r = 0.08$.

À pág. III.62 encontra-se o valor atual, na data zero, de todo o fluxo de caixa (saldos anuais e custos iniciais de investimentos) descontado a 8%, na tabela de variação do valor presente em função de taxa de desconto, sendo tal valor de 15.228 (hipótese capital próprio).

É necessário somar a tal valor o valor futuro, em 31.12.73, das duas parcelas de investimento que ocorrem em 1972 e 1973, ou seja

$$9.957 \times 1,08 + 10.443 = 21.197$$

É necessário ainda, para o cálculo de VS_0 , somar o valor atual na data zero das reduções de imposto de renda decorrentes da amortização do preço de compra:

$$0,30 \times 0,05 \times PC \times \frac{1.08^{20} - 1}{0.08 \times 1.08^{20}} \times \frac{1}{1.08} = 0,1364 PC$$

Portanto, teremos

$$VS_0 = 15.228 + 21.197 + 0,1364 PC$$

$$VS_0 = 36.425 + 0,1364 PC$$

$$VP_0 = (36.425 + 0,1364 PC) \frac{1.08^{21}}{1 + 0.12 \frac{1.08^{21} - 1}{0.08}}$$

$$VP_0 = (36.425 + 0,1364 PC) \times 0,7139$$

$$VP_0 = 26.004 + 0,0974 PC$$

c) Cálculo de VP (valor atual, em 31.12.71 - data da compra - da série de saldos anuais)

$$VP = VP_0 \times \frac{1}{1.10^2}$$

$$VP = (26.004 + 0,0974 PC) \times 0.826446$$

$$VP = 21.491 + 0,0805 PC$$

d) Cálculo de PC (preço de compra)

$$PC = VP - VC$$

$$PC = 21.491 + 0,0805 PC - 17.683$$

$$0.9195 PC = 3.808$$

$$PC = 4.141$$

ou seja, o preço de compra seria de US\$ 4,141 milhões.

III. ANEXOS

ANEXO III.1IMPOSTO DE RENDA: DEPRECIACÃO, AMORTIZACÃO E EXAUSTÃO DE JAZIDAS

O pagamento de imposto de renda das pessoas jurídicas, no Brasil, é regido, especialmente, pela Lei nº 4.506, de 30.11.1964, regulamentada pelo Decreto nº 58.400, de 10.05.1966, que constitui o regulamento do Imposto de Renda, além de atos emanados dos órgãos fiscais. Os princípios básicos que regem o assunto e que devem ser considerados pelo avaliador de jazidas minerais são expostos a seguir.

O imposto devido em qualquer exercício é calculado simplesmente mediante a aplicação de um percentual de 30% sobre o lucro tributável do exercício anterior.

A obtenção do lucro tributável é feita na seguinte sequência:

- a. Receitas
- b. Custos
- c. Diferença (a - b)
- d. Receitas e Despesas Operacionais
- e. Lucro Operacional (c + d)
- f. Receitas e Despesas Extra-operacionais
- g. Lucro Real (e + f)
- h. Inclusões
- i. Exclusões
- j. Lucro Tributável (g + h - i)

Além das parcelas que correspondem a desembolsos financeiros, podem ser computados como custos os chamados encargos das inversões, ou seja, as importâncias correspondentes:

- a. à diminuição do valor dos bens do ativo resultante do desgaste pelo uso, ação da natureza e obsolescência normal (depreciação);
- b. à recuperação do capital aplicado na aquisição de direitos cuja existência ou exercício tenha duração limitada, ou de bens cuja utilização tenha o prazo legal ou contratualmente limitado (amortização);
- c. à diminuição do valor de recursos minerais e florestais, resultante da sua exploração (exaustão).

A. Depreciação

A quota anual de depreciação resulta da aplicação da taxa de depreciação sobre o custo de aquisição do bem depreciável. A taxa de depreciação em porcentagem corresponde à divisão de 100% pelo número de anos da vida útil do bem.

A lei autoriza a Secretaria da Receita Federal a fixar periodicamente a vida útil admissível para cada espécie de bem, em condições normais ou médias, e ressalva o direito de cada Empresa de computar quotas efetivamente adequadas às condições de depreciação dos seus bens, desde que faça a prova dessa adequação, podendo pedir perícia ao Instituto Nacional de Tecnologia em caso de dúvida.

Na falta de ato normativo da Secretaria da Receita Federal, a jurisprudência administrativa tem aceito as seguintes taxas anuais de depreciação:

| | |
|--|-------------|
| - Bens móveis | 10 % |
| - Bens imóveis (edifícios e construções) | 2 % |
| - Alto forno | 20 % |
| - Britador | 20 % |
| - Desvio de estrada de ferro | 10 % |
| - Escavadeira | 20% ou 25 % |
| - Estação de rádio | 20 % |
| - Ferramentas e utensílios | 20 % |
| - Máquinas, utensílios e instalações industriais | 10 % |
| (Em casos especiais, comprovados) | 15% ou 20 % |
| - Máquinas de terraplenagem | 20% ou 25 % |
| - Móveis e utensílios | 10 % |
| - Semoventes | 20 % |
| - Veículos automóveis | 20 % |
| - Caminhões em estradas mal conservadas | 25 % |
| - Ônibus | 25 % |

No caso de minerações, se o período provável de extração da mina é inferior ao prazo de vida útil dos bens aplicados na sua exploração, a quota anual de depreciação pode ser calculada com base no volume da produção anual e sua relação com a possança conhecida da mina.

As taxas normais de depreciação podem ser aumentadas em função do número de turnos de trabalho, adotando-se os multiplicadores de 1,5 vez para dois turnos e duas vezes para tres turnos.

Em qualquer caso, o limite máximo da depreciação acumulada de cada bem coincide com seu custo de aquisição.

B. Amortização

Existem duas categorias de capitais que podem ser amortizados, de acordo com a legislação: (a) os capitais aplicados na aquisição de direitos cuja existência ou exercício tenha duração limitada, ou de bens cuja utilização tenha o prazo legal ou contratualmente limitado, tais como patentes de invenção, fórmulas e processos de fabricação, direitos autorais, licenças, autorizações ou concessões; investimentos em bens que, nos termos da lei ou contrato que regula a concessão de serviço público, devem reverter ao poder concedente ao fim do prazo de concessão; custo de aquisição, prorrogação ou modificação de contratos e direitos de qualquer natureza; custo das construções ou benfeitorias em bens locados ou arrendados, ou em bens de terceiros; (b) no prazo mínimo de cinco anos: as despesas de organização pré-operacionais ou pré-industriais; o custo de pesquisas científicas ou tecnológicas, se se tiver optado por sua capitalização; os custos e as despesas de desenvolvimento de jazidas e minas, ou de expansão de atividades industriais; os custos, encargos e despesas operacionais registrados como ativo durante o período em que a empresa, na fase inicial de operação, utilizou apenas parcialmente o seu equipamento ou as suas instalações.

As quotas anuais de amortização são calculadas, para a categoria a acima, com base no custo de aquisição do direito ou bem e tendo em vista o número de anos restantes de existência do direito; para a categoria b, fica a critério da empresa, com prazo no entanto não inferior a cinco anos.

O limite máximo a amortizar corresponde ao custo da aquisição do direito ou bem, ou ao valor das despesas a serem amortizadas, conforme o caso.

C. Exaustão

A exaustão é o encargo correspondente à diminuição do valor de recursos minerais e florestais, resultantes de sua exploração. Assim, no caso das jazidas minerais, tal encargo só poderia ser utilizado pelos proprietários das mesmas. A Constituição do Brasil, promulgada em 24.01.67, estabelece em seu artigo 161 que as jazidas, minas e demais recursos minerais constituem propriedade distinta da do solo, para o efeito de exploração ou aproveitamento industrial; e que tal exploração depende de autorização ou concessão federal. Portanto, ao analisar a "compra de uma jazida", o avaliador na verdade está estu-

dando a aquisição do direito de lavra da mesma; os encargos relativos ao custo de aquisição deverão portanto ser lançados anualmente nos custos sob forma de amortização e não de exaustão.

No entanto, o recente Decreto-lei nº 1.096, de 23.03.1970, a título de incentivo fiscal às empresas de mineração, permite a dedução, na determinação do lucro real para efeito do imposto de renda, como custo ou encargo, de cota de exaustão de recursos minerais, sem prejuízo do direito à dedução de cotas de amortização e de depreciação dos termos do Regulamento do Imposto de Renda.

As principais condições estabelecidas por esse Decreto-lei são as seguintes:

a. A cota de exaustão equivale a 20% da receita bruta auferida nos dez primeiros anos de exploração de cada mina.

b. O início do período de exploração será aquele que constar do Plano de Aproveitamento Econômico da jazida, de que trata o Código de Mineração, e que vier a ser aprovado pelo DNPM.

c. A receita bruta que servirá de base ao cálculo da cota de exaustão será o correspondente ao valor dos minerais extraídos, no local de extração, de acordo com os critérios estabelecidos no artigo 7º do Decreto-lei nº 1.038, de 21.10.1969, que regula o imposto único sobre minerais do País, ou seja:

" I - Nos casos dos minérios de ferro e de manganês, o valor industrial do minério na ocorrência do fato gerador, traduzido, respectivamente, por percentuais do preço médio FOB do ano anterior, fixados pelo Ministério da Fazenda, ouvido o Ministério das Minas e Energia;

II - No caso do carvão mineral, o preço de venda fixado pelo Governo Federal, deduzido o valor correspondente às cotas do imposto atribuídas à União e aos Estados, na parte referente ao carvão destinado às usinas geradoras de energia elétrica;

III - No caso de substância mineral consumida, transformada, utilizada ou beneficiada pelo próprio titular da jazida, ou remetida a outro estabelecimento da mesma pessoa jurídica ou firma com a qual mantenha relações de interdependência, o seu valor industrial na ocorrência do fato gerador;

IV - Nos casos não previstos nos itens precedentes, o preço da operação de que decorrer o fato gerador, incluídas as despesas acessórias debitadas ao comprador ou destinatário, salvo as de

transporte e utilização de porto e seguro, efetivamente despendidas ou pagas, nas condições e limites fixados em regulamento, quando escrituradas em separado."

Posteriormente, foram publicados, sobre o assunto, o Decreto-lei nº 1.083 de 6.02.1970, o Decreto nº 66 694, de 11.06.1970 e a Portaria nº GB-49, de 17.02.1971 do Ministro da Fazenda, que não alteram os critérios acima especificados.

d. É facultado às empresas de mineração deduzirem, em cada exercício, cota de exaustão superior ou inferior a 20% da receita bruta do exercício, desde que a soma das deduções realizadas até o exercício em causa não ultrapasse de 20% da receita bruta auferida desde o início da exploração.

e. A dedução poderá ser realizada em exercícios subsequentes ao período inicial de dez anos, observado o mesmo limite global de 20% da receita bruta auferida nos dez primeiros anos de exploração.

Para se quantificar a influência do incentivo fiscal instituído pelo Decreto-lei nº 1 096, na rentabilidade das empresas de mineração, considere-se o exemplo de uma companhia que estuda a exploração de uma certa jazida de minério de ferro por 20 anos, tendo sido estimados:

| | |
|--|---------------------|
| - Custos iniciais: | Cr\$ 110.000.000,00 |
| - Saldo de caixa anual após o imposto de renda (já considerada a amortização do custo de aquisição da jazida): | Cr\$ 17.578.000,00 |

Sem o incentivo fiscal, a taxa de retorno é portanto de 15% ao ano, obtida pelo desconto do respectivo fluxo de caixa.

Verifique-se agora o efeito do incentivo fiscal. Admitindo-se que serão extraídas anualmente 2 milhões de toneladas de minério, a receita bruta anual durante os primeiros 10 anos, segundo os critérios do Decreto-lei nº 1 038 será de

$$2.000.000 \times 0,35 \times 35,00 = \text{Cr\$ } 24.500.000,00$$

onde 0,35 é o percentual (35%) e Cr\$ 35,00 é o preço médio FOB do ano de 1970, ambos fixados pela Portaria nº GB-49, com vigência no ano de 1971.

A cota anual de exaustão será de 20% da receita bruta anual, ou seja, Cr\$ 4.900.000,00 . A redução anual de imposto de renda será portanto de

$$0,30 \times 4.900.000,00 = \text{Cr\$ } 1.470.000,00$$

o que conduz ao seguinte fluxo de caixa (em milhares de cruzeiros):

| | <u>ano 0</u> | <u>anos 1 a 10</u> | <u>anos 11 a 20</u> |
|--|--------------|--------------------|---------------------|
| a. Custo inicial | -110.000 | - | - |
| b. Saldo de caixa | - | 17.578 | 17.578 |
| c. Redução de imp.renda | - | 1.470 | - |
| d. Saldo de caixa após incentivo fiscal | -110.000 | 19.048 | 17.578 |

O desconto do fluxo de caixa indicado na alínea "d" acima mostra uma taxa de retorno de 16,2% ao ano.

Constata-se, assim, que neste exemplo o incentivo fiscal instituído pelo Decreto-lei nº 1 096 elevou a rentabilidade do investimento de 15% para 16,2% .

ANEXO III.2

ÁBACOS DE FATORES DE MATEMÁTICA FINANCEIRA

Considere-se que a importância P foi depositada na data zero, a juros compostos, sendo i a taxa de juros por período de capitalização, durante n períodos. O montante S (ou valor futuro) de P ao final dos n períodos pode ser facilmente deduzido:

| <u>Final do Período</u> | <u>Valor Acumulado</u> |
|-------------------------|--------------------------------|
| 0 | P |
| 1 | $P(1+i)$ |
| 2 | $P(1+i)(1+i) = P(1+i)^2$ |
| 3 | $P(1+i)^2(1+i) = P(1+i)^3$ |
| ⋮ | ⋮ |
| n | $P(1+i)^{n-1}(1+i) = P(1+i)^n$ |

Portanto, o montante S será dado por

$$S = P(1+i)^n \quad (1)$$

O fator que permite calcular S a partir de P é chamado fator de capitalização e representado por

$$FPS = (1+i)^n \quad (2)$$

sendo seus valores obtidos no ÁBACO nº 1 para taxas de juros de 0 a 20% ($0 < i < 0,20$) e para número de períodos desde 1 até 50.

Por outro lado, P é o valor atual de S na data zero, e pode ser calculado pela expressão obtida a partir de (1):

$$P = S \cdot \frac{1}{(1+i)^n} \quad (3)$$

O fator que permite calcular P a partir de S é chamado fator de valor atual ou fator de desconto e se representa por

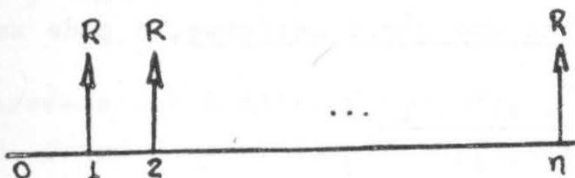
$$FSP = \frac{1}{(1+i)^n} \quad (4)$$

podendo seus valores ser obtidos no ÁBACO nº 2.

Considere-se, agora, uma série uniforme de n importâncias iguais a R , que se realizam a intervalos iguais. Em um regime de

juros compostos com período de capitalização coincidente com o intervalo entre as datas em que se realizam as importâncias, o valor atual da série em uma certa data é definido como a soma dos valores atuais, na mesma data, de todas as parcelas que a constituem.

Pode-se deduzir a fórmula do valor atual P da série na data anterior à primeira parcela (data zero na figura):



| <u>Data da Parcela</u> | <u>Valor Atual da Parcela</u> |
|------------------------|-------------------------------|
| 1 | $\frac{R}{(1+i)}$ |
| 2 | $\frac{R}{(1+i)^2}$ |
| ⋮ | ⋮ |
| n | $\frac{R}{(1+i)^n}$ |

Observe-se que os valores atuais das parcelas que constituem a série formam uma progressão geométrica na qual

- o primeiro termo é $a_1 = \frac{R}{(1+i)}$

- a razão é $q = \frac{1}{(1+i)}$

- o último termo é $a_n = \frac{R}{(1+i)^n}$

A soma desses valores atuais pode ser pois obtida pela fórmula da soma dos termos de uma progressão geométrica:

$$P = \frac{a_n - a_1}{q - 1}$$

$$P = \frac{\frac{R}{(1+i)^n} - \frac{R}{(1+i)}}{\frac{1}{(1+i)} - 1}$$

$$P = R \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \quad (5)$$

O fator que permite a obtenção de P a partir de R é chamado fator de valor atual de uma série uniforme, e pode ser representado por

$$FRP = \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \quad (6)$$

podendo seus valores ser obtidos no ÁBACO nº 3.

Para se obter a "anuidade" R (assim habitualmente designada na literatura, embora os períodos em que ocorrem não sejam necessariamente anos) a partir do valor atual P pode-se usar a expressão seguinte, obtida a partir de (5):

$$R = P \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \quad (7)$$

O fator que permite o cálculo de "anuidade" é chamado fator de recuperação de capital, podendo seu valor

$$FPR = \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \quad (8)$$

ser obtido no ÁBACO nº 4.

Ainda no caso das séries uniformes, pode haver interesse em se calcular o montante S da série na data n em função da "anuidade" R :

$$S = P(1+i)^n$$

$$S = R \cdot \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \cdot (1+i)^n$$

$$S = R \frac{(1+i)^n - 1}{i} \quad (9)$$

O fator que permite o cálculo do montante em função de "anuidade" é chamado fator de acumulação:

$$FRS = \frac{(1+i)^n - 1}{i} \quad (10)$$

Caso se deseje obter a "anuidade" R que permite a acumulação de um certo montante S basta deduzir a partir de (9):

$$R = S \frac{i}{(1+i)^n - 1} \quad (11)$$

O fator correspondente é chamado fator de amortização:

$$FSR = \frac{i}{(1+i)^n - 1} \quad (12)$$

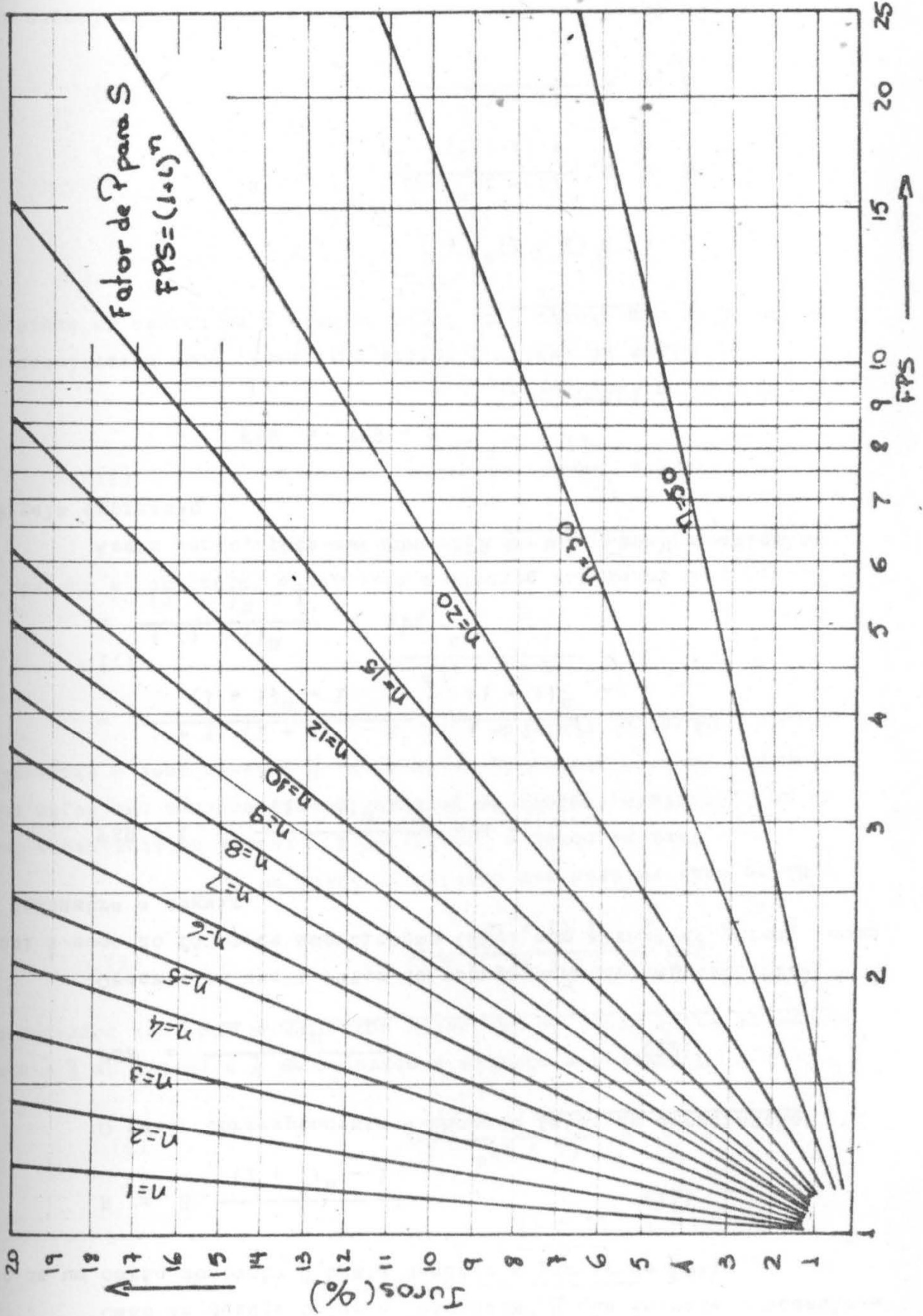
Observe-se que o fator de recuperação de capital (FPR) é igual à soma do fator de amortização (FSR) com a taxa de juros, como se demonstra a seguir.

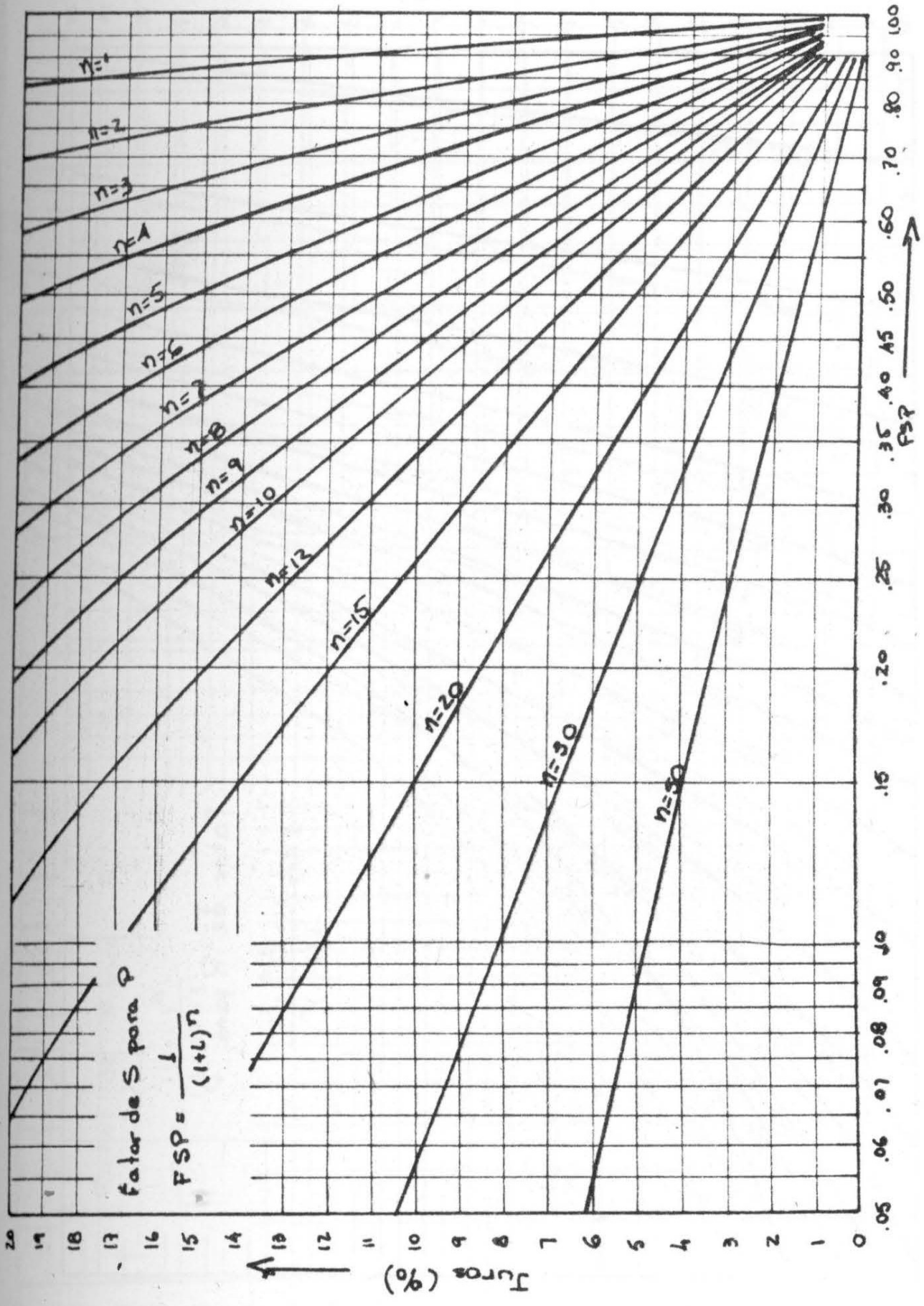
$$\begin{aligned} FSR + i &= \frac{i}{(1+i)^n - 1} + i = \\ &= \frac{i + i((1+i)^n - 1)}{(1+i)^n - 1} = \frac{i + i(1+i)^n - i}{(1+i)^n - 1} = \\ &= \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} = FPR \end{aligned}$$

Assim sendo, pode-se obter FPR no ábaco nº 4 e calcular FSR pela expressão

$$FSR = FPR - i$$

ÁBACO Nº 1

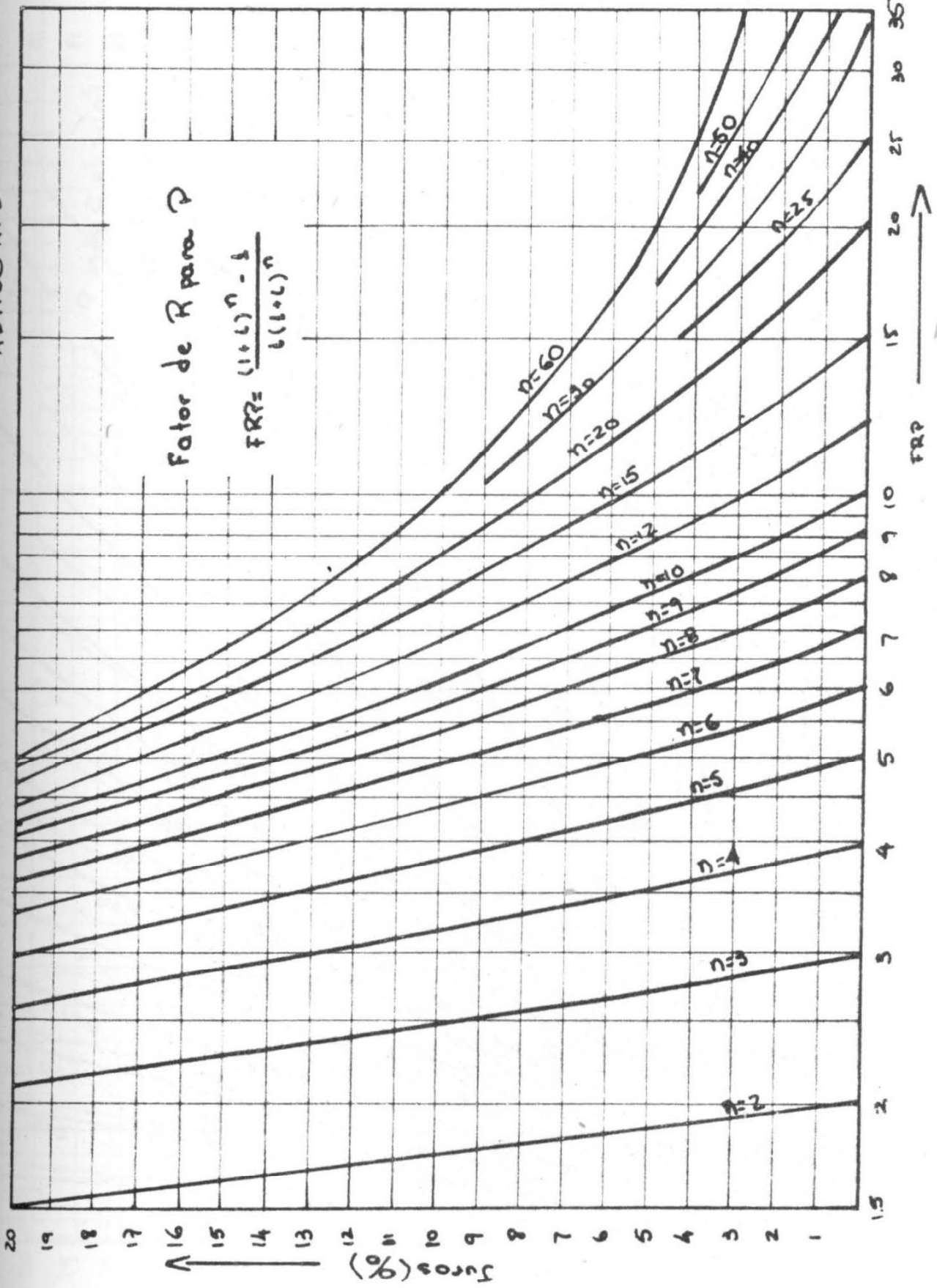




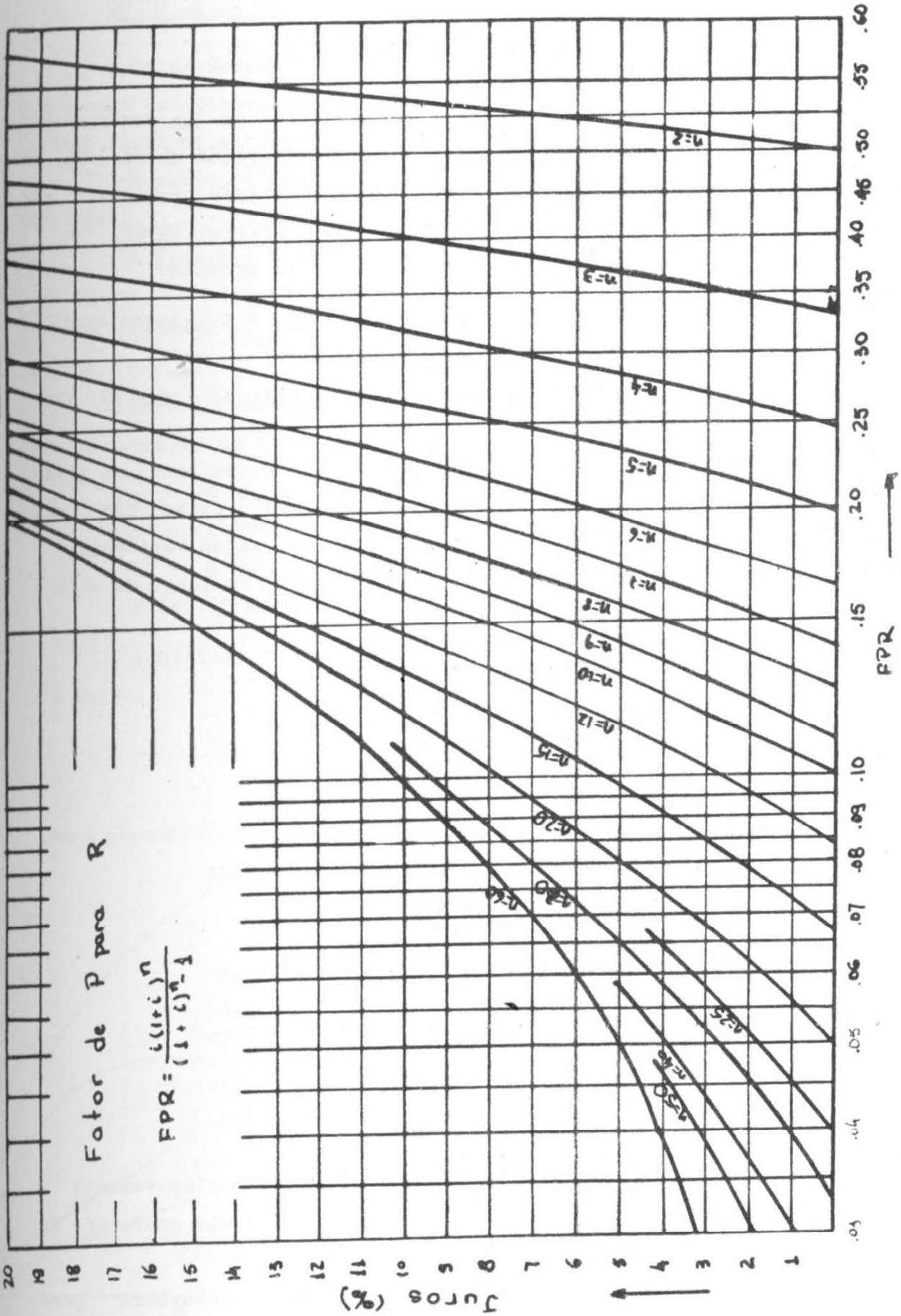
ABACO Nº 3

Fator de R para P

$$FRP = \frac{(1+L)^n - 1}{L(1+L)^n}$$



ÁBACO Nº 4



ANEXO III.3

MODELOS MATEMÁTICOS PARA O ESTABELECIMENTO DO NÍVEL ÓTIMO
DE OPERAÇÃO DE MINAS

O modelo matemático mais simples dentre os que foram desenvolvidos para a determinação da taxa ótima de extração de minério de uma certa mina é o chamado "Modelo Estático de Massé", publicado por P. Massé no livro *Le Choix des Investissements* (Paris, 1959).

As seguintes premissas são admitidas no modelo:

- a. O custo inicial do investimento é proporcional à tonelagem anual de extração, e é desembolsado no ano zero.
- b. O preço unitário de venda do minério é constante ao longo da vida da mina.
- c. O custo unitário de produção é constante, e o custo anual de produção é proporcional à taxa anual de extração; vale dizer, não são considerados custos fixos, mas exclusivamente custos variáveis.
- d. A taxa anual de extração de minério é constante ao longo da vida da mina.

Consideremos a seguinte notação:

- t = tonelagem anual de extração
 p = preço unitário de venda
 c = custo unitário de produção
 a = custo inicial de investimento por tonelada de extração anual
 T = tonelagem total de minério existente na jazida

De acordo com as premissas, vem:

- | | | |
|---|--------------------------------|-------------------|
| - | custo inicial de investimento: | A = a.t |
| - | receita anual de vendas: | P = p.t |
| - | custo anual de produção: | C = c.t |
| - | saldo anual de caixa: | S = (p-c).t |
| - | vida da mina: | n = $\frac{T}{t}$ |

O fluxo de caixa do investimento é portanto simplesmente constituído por um desembolso A na data zero e uma série uniforme de n recebimentos anuais S.

O valor atual V do fluxo de caixa pode ser calculado para uma certa taxa de juros r escolhida pelo investidor:

$$V = V_S - A$$

$$V_S = S \cdot \frac{(1+r)^n - 1}{r(1+r)^n}$$

$$V = (p-c) \cdot t \cdot \frac{(1+r)^{T/t} - 1}{r(1+r)^{T/t}} - a \cdot t$$

Na expressão acima, pode-se considerar os valores p , c , T , a e r como constantes, obtendo-se, assim, o valor atual V em função da taxa anual de extração t .

O valor t^* que conduz V a um máximo é a taxa anual ótima procurada.

A figura 1 mostra o aspecto das curvas representativas das funções que caracterizam o modelo, evidenciando o ponto de abscissa t^* e de ordenada V_{\max} correspondente ao nível ótimo de operação da mina.

Para ilustração, considere-se o seguinte exemplo numérico, onde se conhecem os valores de:

- $p = \$ 42$ por tonelada
- $c = \$ 33$ por tonelada
- $a = \$ 55$ por tonelada
- $T = 60$ milhões de toneladas

Admita-se a taxa mínima de atratividade de 15% ao ano ..

($r = 0,15$).

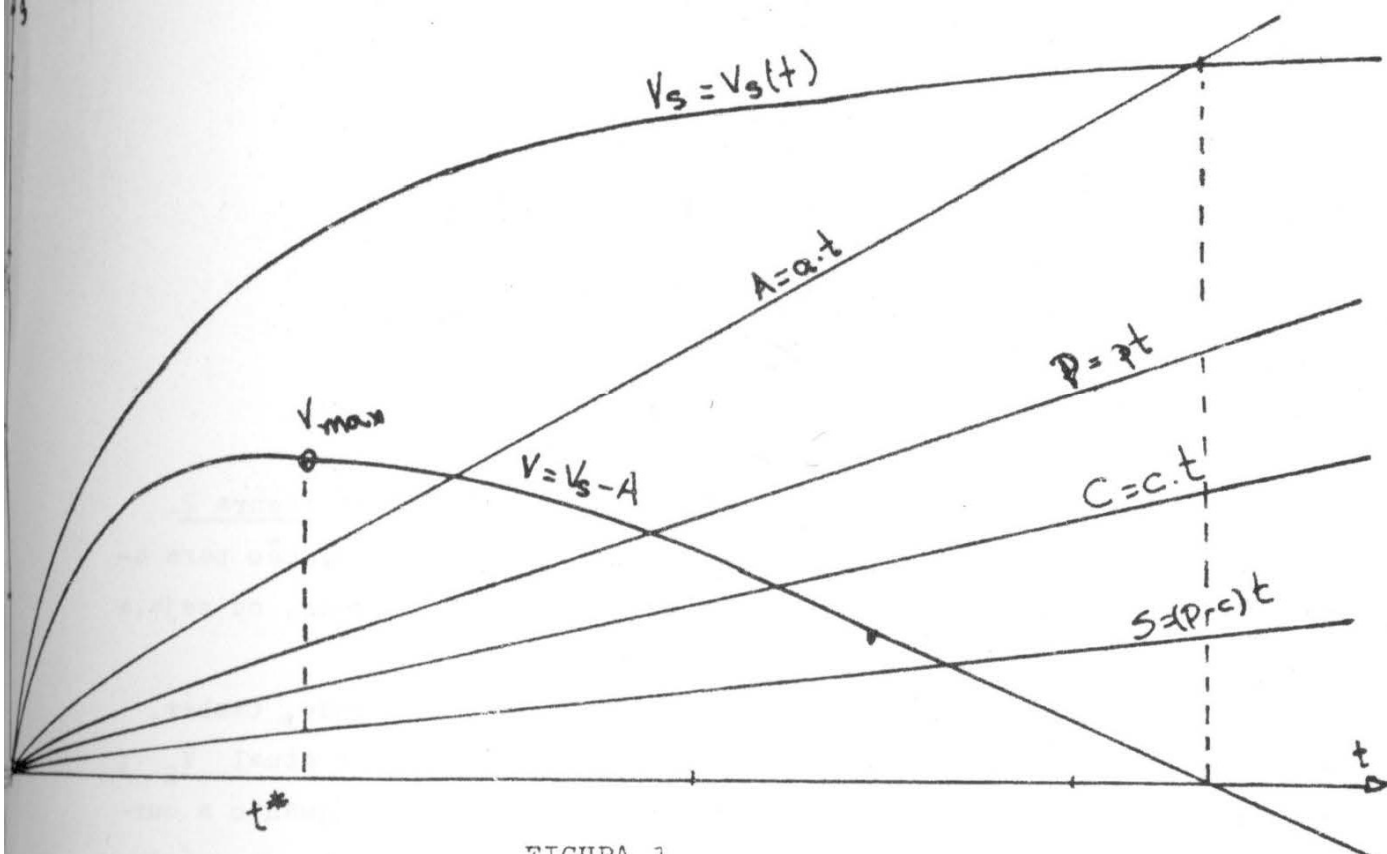


FIGURA 1

Neste caso, tem-se as seguintes equações:

$$S = 9 \times 10^6 \text{ t}$$

$$A = 55 \times 10^6 \text{ t}$$

$$V_S = 9 \times 10^6 \text{ t} \left[\frac{1,15^{60/t} - 1}{0,15 \times 1,15^{60/t}} \right]$$

$$V = \left[9 \times \frac{1,15^{60/t} - 1}{0,15 \times 1,15^{60/t}} - 55 \right] \times 10^6 \text{ t}$$

Assumindo-se diversos valores para a taxa anual de extração, desde 1 até 6 milhões de toneladas, pode-se construir a seguinte tabela:

VIDAS DA MINA, SALDOS, CUSTOS INICIAIS E VALORES ATUAIS EM FUNÇÃO DA TAXA ANUAL DE PRODUÇÃO

| <u>t</u> | <u>n</u> | <u>S</u> | <u>A</u> | <u>V_S</u> | <u>V</u> |
|----------|----------|----------|----------|----------------------|----------|
| 0 | 00 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1,00 | 60 | 9,0 | 55,0 | 60,0 | 5,0 |
| 1,88 | 32 | 16,9 | 103,1 | 111,2 | 8,1 |
| 2,00 | 30 | 18,0 | 110,0 | 118,2 | 8,2 |
| 2,07 | 29 | 18,6 | 113,8 | 122,0 | 8,2 |
| 2,14 | 28 | 19,3 | 117,9 | 126,0 | 8,1 |
| 2,40 | 25 | 21,6 | 132,0 | 139,6 | 7,6 |
| 3,00 | 20 | 27,0 | 165,0 | 169,0 | 4,0 |
| 3,33 | 18 | 30,0 | 183,2 | 183,8 | 0,6 |
| 3,53 | 17 | 31,8 | 194,2 | 192,3 | - 1,9 |
| 4,00 | 15 | 36,0 | 220,0 | 210,5 | - 9,5 |
| 6,00 | 10 | 54,0 | 330,0 | 271,0 | -59,0 |

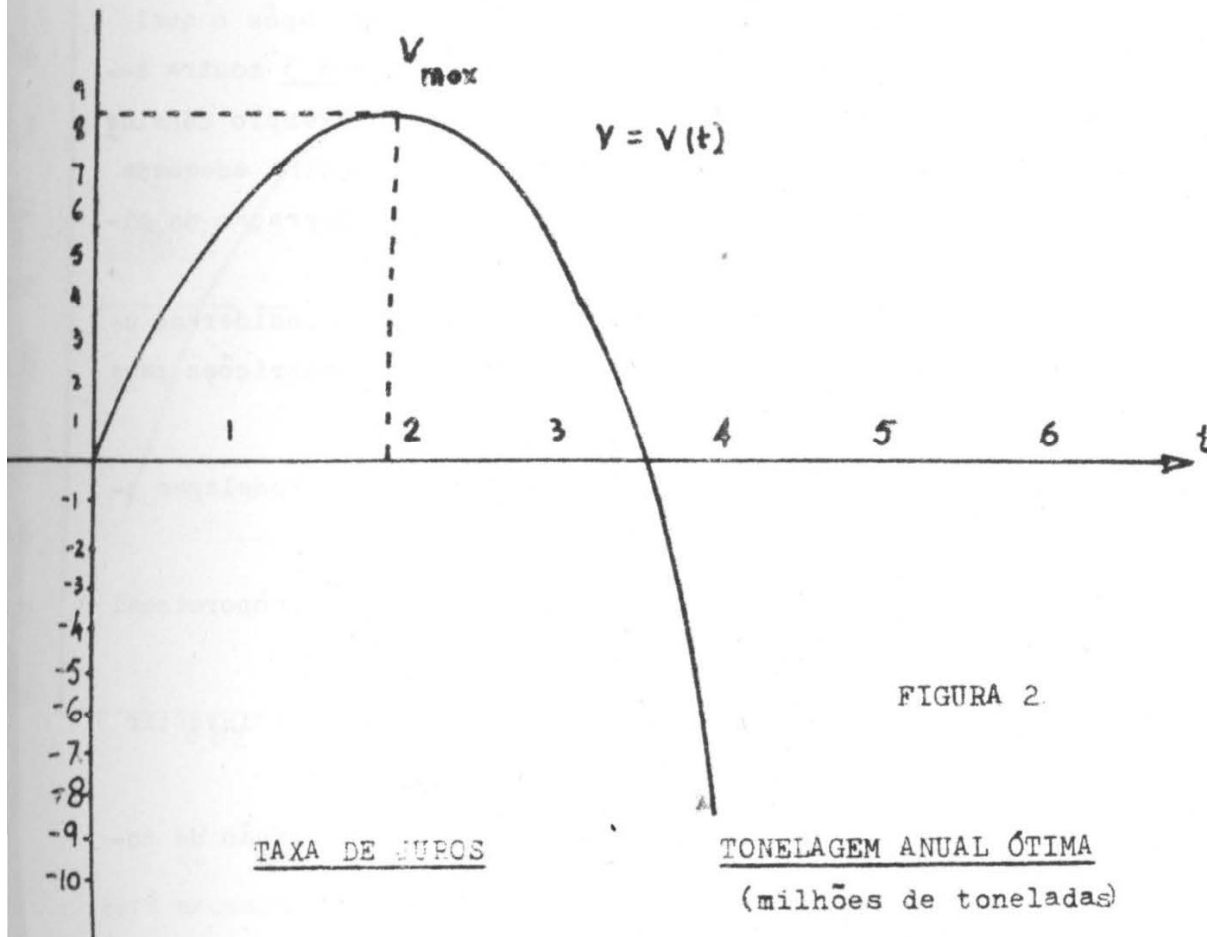
Com base nesta tabela constroeu-se o gráfico da figura 2.

Constata-se que a tonelagem anual ótima de produção para uma taxa calculatória de juros de 15% ao ano é de 2 milhões, ou seja, a mina deve ser explorada em 30 anos.

A importância da taxa calculatória de juros pode, também, ser ilustrada. Quanto maior ela for, menor será o valor atual V_S ; a curva superior da figura 1 se deslocará para baixo, enquanto a curva $A = 50 \text{ t}$ permanecerá a mesma; conseqüentemente, o ponto de máximo valor atual $V (= V_S - A)$ se deslocará, ou seja, haverá uma altera--

ção do valor da taxa ótima t^* .

Se o fluxo de caixa for descontado, agora, para diversos valores da taxa de juros r , e para cada valor se calcular a correspondente tonelagem anual ótima t^* , obtém-se a seguinte tabela:



| TAXA DE JUROS | TONELAGEM ANUAL ÓTIMA (milhões de toneladas) |
|---------------|---|
| 1 | 1.5 |
| 2 | 2.0 |
| 3 | 2.3 |
| 4 | 2.5 |
| 5 | 2.6 |
| 6 | 2.7 |
| 7 | 2.8 |
| 8 | 2.8 |
| 9 | 2.8 |
| 10 | 2.8 |
| 11 | 2.7 |
| 12 | 2.6 |
| 13 | 2.5 |
| 14 | 2.3 |
| 15 | 2.0 |
| 16 | 1.6 |

Para taxas superiores a 16% o valor atual máximo é negativo, não havendo pois interesse em se determinar a tonelagem anual ótima correspondente.

Verifica-se que à medida em que cresce a taxa de juros, cresce também a taxa ótima de extração, até um certo valor, após o qual t^* passa a decrescer com o crescimento de r . A figura 3 mostra aproximadamente o aspecto da curva $t^* = t^*(r)$ para o exemplo considerado. Constata-se, assim, que é muito importante a escolha adequada da taxa mínima de atratividade, pois o nível ótimo de operação da mina depende substancialmente do valor adotado.

O modelo de Massé pode, em muitos casos, ser considerado uma excessiva simplificação da realidade; as seguintes restrições parecem ser, em geral, válidas:

- a. O custo anual de produção não é proporcional à tonelagem anualmente extraída;
- b. O custo inicial do investimento, também, não é proporcional à tonelagem anualmente extraída;
- c. Antes do fim da vida da mina há necessidade de se investir em substituições de equipamentos e instalações.

O modelo pode ser aperfeiçoado mediante a utilização de novas premissas a seguir apresentadas.

a. Quanto aos investimentos iniciais, admita-se que podem ser separados em duas categorias, a saber: (1) equipamentos móveis, cujo custo inicial é admitido proporcional à tonelagem anual; (2) equipamentos fixos e instalações, cujo custo inicial aumenta em valores substanciais ($\Delta A_1, \Delta A_2$, etc.) para certas tonelagens críticas, t_1, t_2 , etc. Assim, a função do custo inicial seria descontínua, com os valores seguintes:

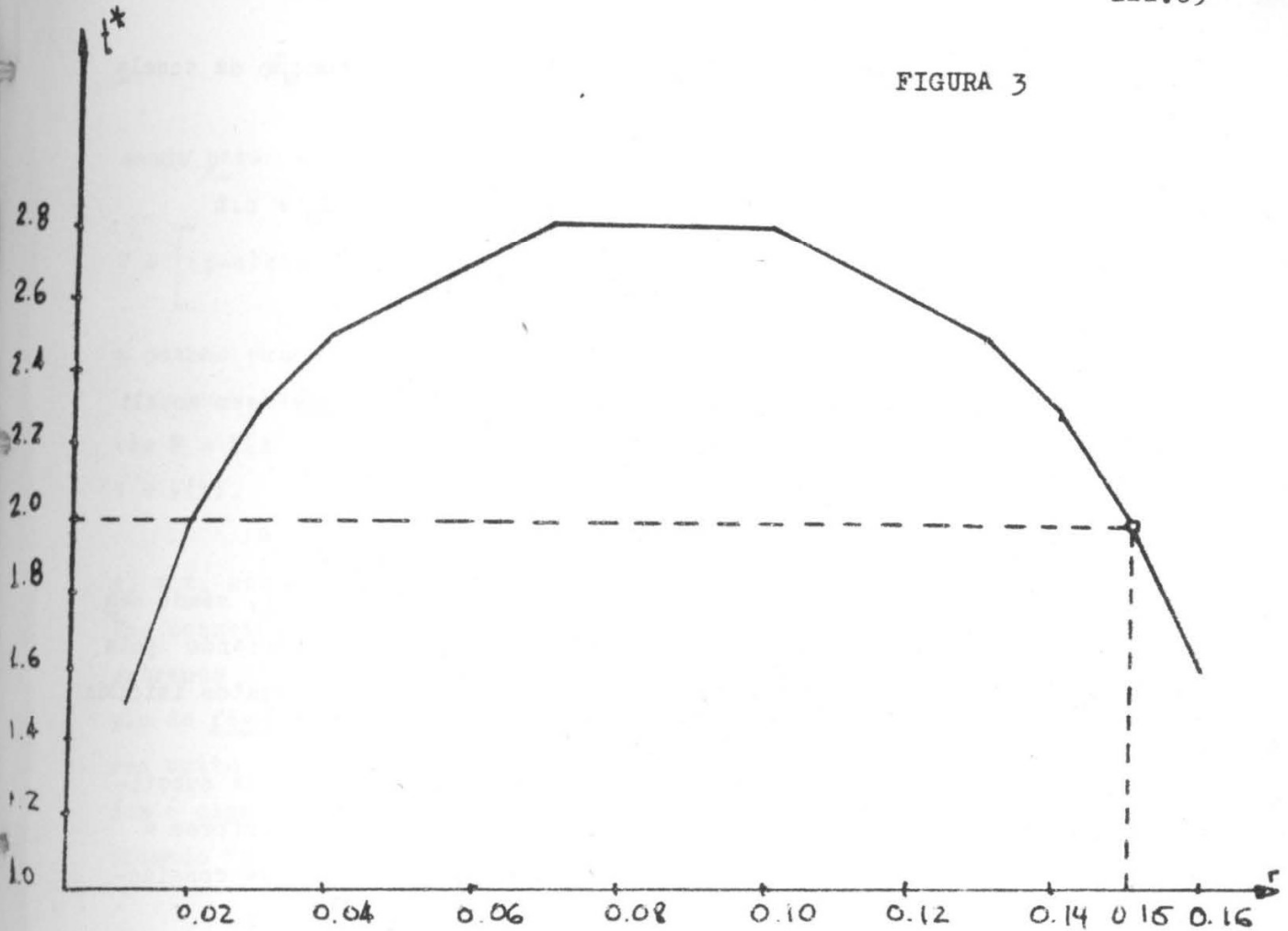
| | | | |
|---------------------------|--------------------|-------|---|
| | $0 \leq t < t_1$ | | $A_1 = A_0 + a \cdot t$ |
| se a taxa de extração for | $t_1 \leq t < t_2$ | então | $A_2 = A_1 + \Delta A_1 = A_{01} + a \cdot t$ |
| | $t_2 \leq t < t_3$ | | $A_3 = A_2 + \Delta A_2 = A_{02} + a \cdot t$ |

e assim, sucessivamente.

b. No que se refere aos custos anuais de produção, considere-se a existência de certos custos fixos; assim, a função do custo anual de produção seria do tipo

$$C = C_0 + c \cdot t$$

FIGURA 3



c. Relativamente às substituições, admita-se que a cada n_1 anos será necessário um novo investimento AS que pode ser expresso como uma fração do custo do investimento inicial, portanto:

$$\begin{array}{ll}
 0 \leq t < t_1 & AS_1 = \alpha A_1 = \alpha (A_0 + a t) \\
 \text{se a taxa de} & \\
 \text{extração for} & t_1 \leq t < t_2 \quad \text{então} \quad AS_2 = \alpha A_2 = \alpha (A_{01} + a t) \\
 & t_2 \leq t < t_3 \quad AS_3 = \alpha A_3 = \alpha (A_{02} + a t)
 \end{array}$$

e assim, progressivamente.

Em consequência desta última premissa, o fluxo de caixa teria o aspecto que se observa na figura 4.

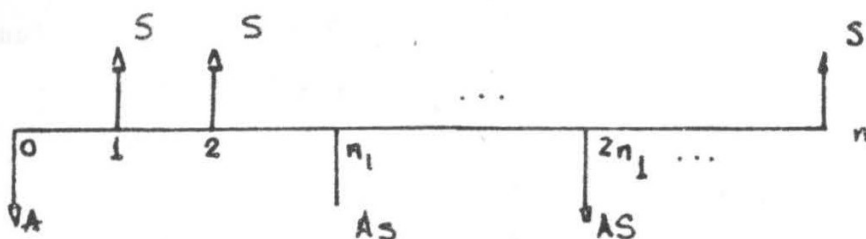


FIGURA 4

Nesse fluxo, o valor do saldo anual \underline{S} será função da tonelagem anual \underline{t} :

$$S = P - C$$

$$P = p.t$$

$$C = C_0 + c.t$$

$$S = p.t - C_0 - c.t$$

$$S = (p - c)t - C_0$$

O valor de \underline{n} , da mesma forma, é função da tonelagem anual:

$$n = \frac{T}{t}$$

O valor das substituições \underline{AS} também é função de \underline{t} , sendo sempre igual a uma fração $\underline{\alpha}$ do respectivo custo inicial \underline{A} , variando pois nas faixas de 0 a t , t_1 a t_2 , etc. da mesma forma que os custos iniciais variam.

Para simplificar o modelo, pode-se transformar cada substituição \underline{AS} por uma série uniforme ao longo dos \underline{n}_1 anos anteriores à data da substituição; a anuidade \underline{E} dessa série é calculada considerando-se que \underline{AS} deve ser o montante de série na data \underline{n}_1 :

$$E = AS \cdot \frac{r}{(1+r)^{n_1} - 1}$$

Obtém-se dessa forma um novo fluxo de caixa com o aspecto da figura 5.

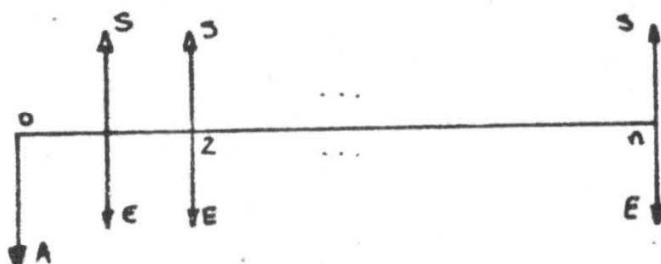


FIGURA 5

Neste fluxo, todos os elementos são funções conhecidas da única variável \underline{t} .

O valor atual do fluxo pode pois ser calculado em função de \underline{t} , para uma certa taxa de juros \underline{r} escolhida pelo investidor:

$$V = V_S - V_E - A$$

$$V_S = S \frac{(1+r)^n - 1}{r(1+r)^n}$$

$$V_E = E \frac{(1+r)^n - 1}{r(1+r)^n}$$

sendo para $0 < t < t_1$

$$V = \left[(p-c)t - C_0 - \alpha (A_0 + a.t) \frac{r}{(1+r)^n - 1} \right] \frac{(1+r)^{T/t} - 1}{r(1+r)^{T/t}} - (A_0 + a.t)$$

e outras expressões semelhantes para os demais intervalos.

A figura 6 ilustra o modelo, indicando o aspecto das curvas $P = P(t)$, $C = C(t)$, $S = S(t)$, $A = A(t)$, $V_S = V_S(t)$, $V_E = V_E(t)$ e $V = V(t)$.

A forma de curva $V = V(t)$ dentro dos segmentos de 0 a t , de t_1 a t_2 etc., deve ser semelhante àquela indicada nas figuras 1 e 2. Por conseguinte, o ponto de V_{\max} não precisa coincidir com um dos extremos daqueles segmentos, embora seja este o caso mostrado no exemplo da figura 6. Nota-se, ainda, a existência de uma faixa de valores muito baixos de t para os quais o valor atual V_S da série de saldos é negativo (para $t < t_E$) qualquer que seja o valor de r ; t_E é o chamado "ponto de equilíbrio".

Outras premissas podem ser admitidas quanto às leis de variação dos valores envolvidos em função da taxa anual de extração t . Para cada conjunto de premissas tem-se um novo modelo matemático, mantido sempre o princípio básico de que o nível ótimo de operação da mina é aquele que permite a maximização do valor atual do fluxo de caixa do investimento.

Existem ainda modelos mais sofisticados, como os modelos "dinâmicos" citados por N.E. Norén (Bibliografia VIII), que admitem diversas decisões a serem adotadas ao longo do tempo quanto à taxa anual de extração a ser utilizada a partir das datas das decisões, sempre que seja necessário substituir equipamentos ou instalações.

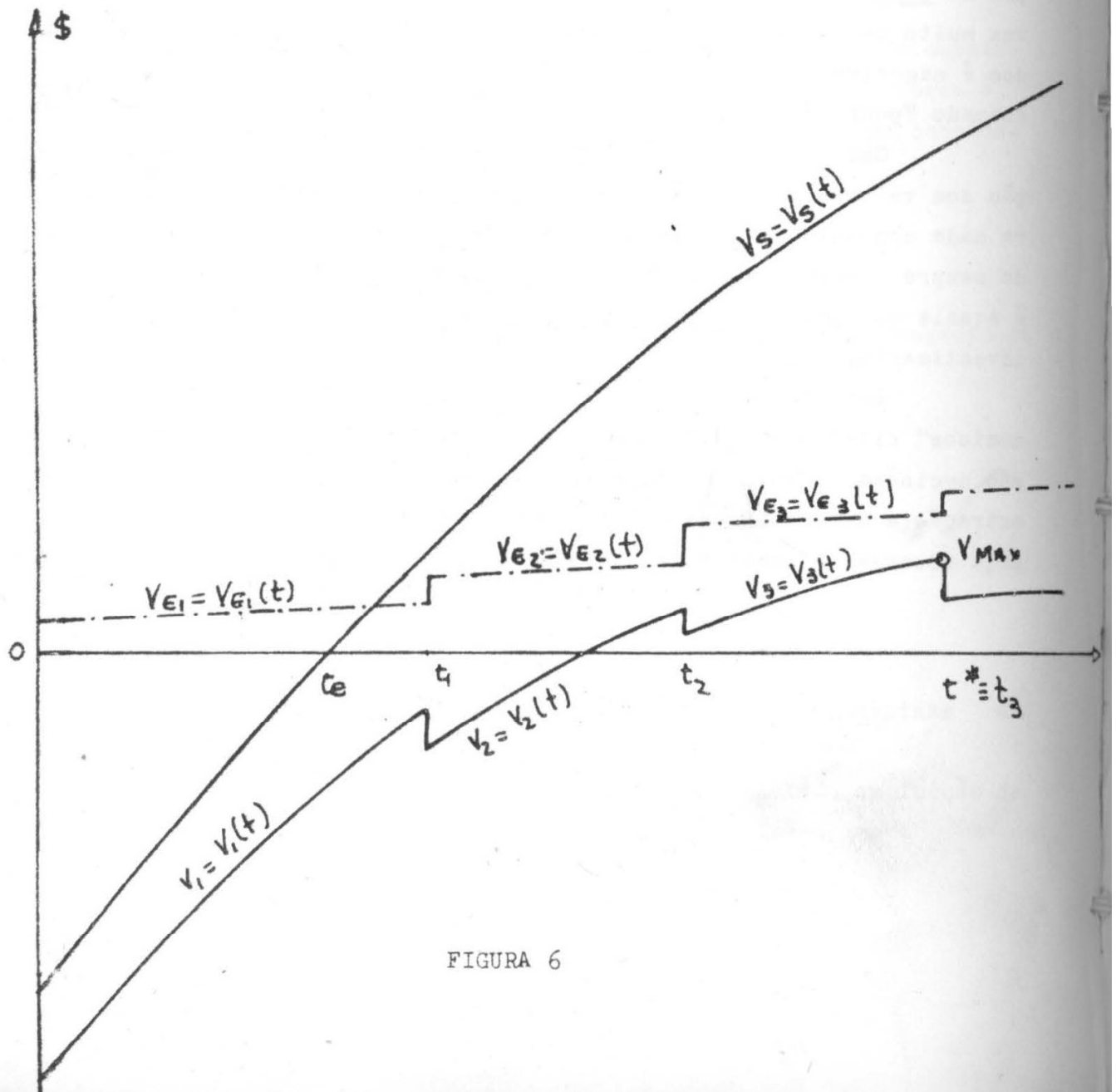
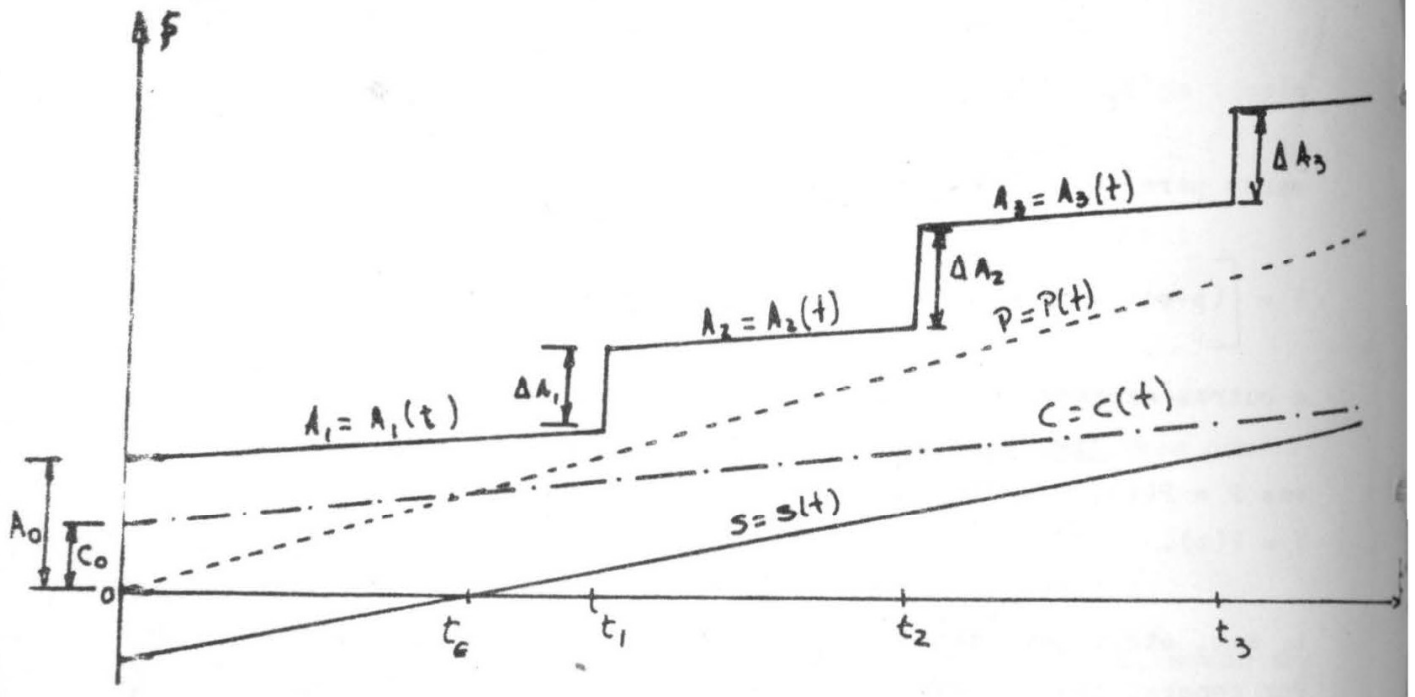


FIGURA 6

BIBLIOGRAFIA

- I. L.C. Raymond, Valuation of Mineral Property, Economics of the Mineral Industries, Editor Edward H. Robie, The Maple Press Company, York, Pa., 1964
- II. Roland D. Parks, Examination and Valuation of Mineral Property, Addison-Wesley Publishing Company, Inc., Reading, Massachusetts, 1957
- III. Cyril Jones, Economic Analysis for Mining Ventures and Projects, Surface Mining, Editor Eugene P. Pfleider, The Maple Press Co., York, Pa., 1968
- IV. H.G. Thuesen, W.J. Fabryck G.J. Thuesen, Engineering Economy, Prentice-Hall, Inc., Englewood Cliffs, New Jersey, 1971
- V. Eugene L. Grant, W. Grant Ireson, Principles of Engineering Economy, The Ronald Press Company, New York, 1970
- VI. José Luiz Bulhões Pedreira, Imposto de Renda, Justec Editora Ltda., Rio de Janeiro, 1971
- VII. J.E. Magalhães Motta, Matemática Financeira, Editora Spencer S.A., Rio de Janeiro, 1970
- VIII. Nils-Erik Norén, Mine Development - Some Decision Problems and Optimization Models, Luossavaara - Kiirunavaara Aktiebolag ... (LKAB), Stockholm, Sweden, 1969.

II SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO

CAPÍTULO IV

A IMPORTÂNCIA DA AREIA PARA FINS INDUSTRIAIS

PAULO JUARES MÁRIO DA ROSA

MINERAÇÃO ABEL

A Areia, mineral dos mais abundantes na natureza, é uma das matérias primas industriais mais baratas em todo o mundo, sendo utilizada nos mais diversos setores industriais, tais como:

| | |
|---------------------|--------------------------------|
| Metalurgia | Meios filtrantes |
| Vidraria e Cerâmica | <u>Tração de locomotivas</u> ? |
| Refratários Ácidos | Padrões p/ medidas físicas |
| Abrasivos | Material de lastro |
| Meios densos | Etc... |

Não é apenas o fato de ser abundante e econômica que a torna utilizável, mas sim certas características fundamentais, que dificilmente conseguir-se-ão com materiais sintéticos.

Nós, como mineradores, temos a responsabilidade do fornecimento de areias classificadas dentro das recomendações e especificações técnicas solicitadas.

Convivendo e suprindo as indústrias, principalmente as metalúrgicas, com areias especificadas, quanto ao metal ou processo utilizado, fomos assimilando e aprendendo; sentido, enfim, problemas e soluções.

À Elas, embora sucintamente, dedicamos este trabalho.

A Areia na Fundição

Apesar do avanço tecnológico mundial em todos os setores industriais e dentro destes, o de peças fundidas ter acompanhado a mesma evolução, inclusive com novas ligas metálicas, elevados índices de automatização, bem como, da introdução de matérias primas sofisticadas nos processos de moldagem, a Areia permanece como constituinte básico em plena liderança entre os processos de moldagem.

Essas novas técnicas industriais, com todas as suas implicações, requerem cada vez mais, areias, comercialmente padronizadas com especificações bem definidas, isentas de impureza, etc..

As fundições mais atualizadas possuem seus laboratórios de areias e materiais de moldagem, aonde não só a areia base (SiO_2) mas todos os materiais componentes do molde, são controlados, em testes

padrões de recepção, sendo elaboradas composições bem definidas e acompanhando o comportamento na fundição antes, durante e depois do vazamento do metal, a fim de fazer correções dos componentes, se necessário, ou processo de moldagem, colaborando desde o projeto da peça, passando pela confecção dos moldes, cascas, machos, até a peça final na rebarbação.

Constantemente é atribuída à Areia de Moldagem, uma série enorme de circunstâncias, das quais nem sempre ela é diretamente responsável.

Quando o fundidor se propõe a executar uma peça, deve, além da escolha do processo de moldagem (quanto à seriação ou não), também fazer um estudo crítico na fase do projeto e traçado em função da regularidade das espessuras, dos pontos quentes, dos perfis fechados, da exatidão das dimensões, orientação de solidificação e das disposições facilitando a usinagem.

Do maior conhecimento possível, das características em que a peça será vazada, e com a escolha do processo de moldagem adequado, poderá obter peças economicamente perfeitas.

Convém que fique bem determinado que, quando na Fundição se atribue à Areia os defeitos de peças fundidas, refere-se à Areia de Moldagem, e não propriamente à Areia Base.

Entretanto, o que deve ficar bem definido é que: De nada adiantará a escolha do processo, e uso de aglomerantes dos mais sofisticados, se a Areia Base não tiver especificação bem determinada. A Areia Base é o constituinte fundamental que transmite diretamente seu comportamento e características à Areia de Moldagem.

Essa influência é tal que, nem mesmo o processo de moldagem ou aglomerantes poderão corrigir as variações da Areia Base.

Por outro lado, de nada adiantará a Areia Base correta, com o uso de aglomerantes, sistema e técnica de moldagem sem controle.

O uso inadequado dos outros componentes, como aglomerantes, aditivos, umidade alta ou baixa, socamento na moldagem, ou até mesmo método e tempo de mistura, poderão neutralizar, ou mesmo eliminar, na Areia de Moldagem as características da Areia Base.

Criteriosa, pois, deve ser a escolha da Areia Base, umidade ótima, permeabilidade do molde, aglomerantes, quer quanto ao seu comportamento no molde ou em função do metal (temperatura, pressão metalostática, reatividade, etc.).

Passemos à análise destas características:

AREIA BASE

Para perfeita classificação e identificação de uma Areia Base, primeiramente deve o laboratório de areias receber ou conseguir uma amostra representativa do lote total (anexo 1 - Método de ensaio e laborado pelo I.P.T. - S.P.).

CARACTERÍSTICAS A CONSIDERAR NUMA AREIA BASE:

a) Granulometria: Tamanho dos grãos, distribuição granulométrica e porcentagem dos finos (anexo 2 - Método de ensaio elaborado pelo I.P.T. - S.P.).

Uma areia é considerada grossa, quando seu módulo de finura situa-se entre 30 e 50; média entre 50 e 70; fina entre 70 e 100; muito fina entre 100 e 150 e finíssima acima de 150.

A prática de se adotar as diversas areias em aplicações diferentes baseada na granulometria é um tanto arbitrária.

Areias que possuem uma boa regularidade do tamanho dos grãos, isto é, alta concentração numa determinada peneira da série padrão tem uma alta permeabilidade, em função do número elevado de espaços entre esses grãos. Porém, nessas areias, a tendência à expansão é acentuada.

Por outro lado, areias com grãos de tamanho diversos ou mais distribuídas, apresentarão menos espaços entre os grãos, diminuindo - sensivelmente a permeabilidade, pois os grãos menores se localizarão nos interstícios dos maiores. Entretanto, estas areias tem a vantagem no sentido de melhor "amarração" no molde.

A tendência das fundições brasileiras atualmente, é adotar, quanto à distribuição granulométrica, 80% dos grãos retidos em 3, e 90% em 4 peneiras consecutivas da série padrão, ou considerações específicas para casos especiais.

A distribuição granulométrica é determinada em peneirador de laboratório, partindo-se de uma amostra de areia totalmente seca e isenta de argila.

b) Teor de Argila A.F.S.: Argila A.F.S. são partículas (inferiores a 20 Microns, 0,02 mm) inertes de matéria orgânica, óxidos, argila não ativa, finos resultantes da abrasão e quebra de grãos maiores, - etc. (anexo 2-A).

c) Pureza: Quanto à pureza, deseja-se uma areia isenta de minerais de baixo ponto de fusão, que se constituem como fundentes, soldando os grãos silicosos entre si e outros que prejudicam a coesão entre os grãos, como é o caso da mica.

d) Forma do grão: Quanto à forma dos grãos, os angulares dão melhor amarração no molde, porém as arestas quebram, produzindo finos, abaixando o ponto de sinterização da areia, pois as partículas finas têm menor refratariedade. Eventualmente os finos também funcionarão como juntas separadoras dos grãos maiores, atenuando o efeito de expansão, porém diminuirão a permeabilidade do molde, sensivelmente à medida que aumenta a intensidade de socamento. Grãos angulares, por possuírem maior superfície específica que os redondos, necessitarão também maior quantidade de aglomerante.

Grãos redondos, ou de forma arredondada, têm um maior rolamento, facilitando a socagem; dão maior colapsibilidade nos machos e necessitam menor quantidade de aglomerantes, pois a superfície específica dos grãos é menor que os angulares, e oferecerem permeabilidade sensível à intensidade de socamento.

Entretanto, areias de grãos arredondados têm a tendência à expansão, pela maior facilidade de compactação; tem menor amarração nos moldes e são mais suscetíveis a defeitos de trincas e lavagem.

As areias de grãos sub-angulares, associam características das anteriores, e têm sido preferidas por não apresentarem as desvantagens em intensidades agravantes.

e) Integridade dos grãos: Grãos de areia com trincas ou planos de clivagem, diminuem a durabilidade da areia e dificultam também o controle granulométrico. Procura-se também evitar areias que possuam grãos de diferentes formações geológicas, que possuem características diferentes. Grãos de superfícies ásperas são mais vantajosos que os de superfícies lisas ou polidas, pela melhor aderência do aglomerante.

f) Refratariedade: A areia base é fundamentalmente o elemento refratário do molde. Portanto a propriedade refratária da areia base é muito importante, pois outras propriedades do molde podem ser corrigidas por diversas maneiras, porém as possibilidades de se corrigir uma areia de baixa refratariedade são limitadas.

A propriedade refratária necessária de um molde dependerá da temperatura de fusão do metal, como também da espessura máxima da parede da peça a ser fundida. Quando a refratariedade é insuficiente, parte da areia sinteriza-se, produzindo na peça fundida uma superfície defeituosa.

g) Permeabilidade Base: É a permeabilidade apresentada pela Areia Base seca e isenta de qualquer aglomerante. É influenciada pela forma do grão e pela distribuição granulométrica.

A permeabilidade base de uma Areia de Moldagem é uma propri

idade das mais importantes, pois os gases que se formam durante o enchimento dos moldes, o vapor produzido pelo aquecimento da areia úmida e o ar retirado ou expulso pelo metal líquido, deverão ter certas facilidades para sair.

Além da permeabilidade base, a umidade, teor de argila ou outro aglomerante, poeira de areia recirculante, etc.; vão influir na permeabilidade da areia no molde.

Durante a moldagem, a permeabilidade é influenciada pelo socamento variável na moldagem manual e também na mecânica.

Uma areia base em função da dimensão, forma dos grãos e da distribuição granulométrica pode ser mais sensível à variação de permeabilidade em função do socamento.

OUTROS CONSTITUINTES DA AREIA DE MOLDAGEM

ARGILA: a argila quando em mistura com a areia base, devidamente umedecida, confere a propriedade de moldabilidade, ou seja: a mistura adquire consistência e plasticidade, que são os requisitos primários para uma areia de moldagem. Como existem diversos tipos de argila e cada tipo oferece vantagens ou desvantagens para determinadas propriedades da Areia de Moldagem, é necessário, ao se fazer a escolha de argila, analisar-se as propriedades que mais interessam no caso (anexo nº 3).

A moldabilidade será influenciada pela característica de escoabilidade da Areia Base, que é representada pela maior ou menor facilidade de rolamento ou escorregamento dos grãos de areia entre si.

ÓLEOS E RESINAS PARA MACHOS (ou moldes em maior resistência): são ligantes orgânicos, geralmente usados como aglomerantes para as areias de moldagem de machos. Eles podem ser: óleos vegetais, secativos, ou semi-secativos e resinas naturais ou sintéticas, além de cereais como amido de milho, dextrinas, etc.

As condições essenciais requeridas pelos machos são: Alta resistência antes e durante o vazamento, alta colapsibilidade após o vazamento e alta permeabilidade.

Essas propriedades são bastante influenciadas pelas propriedades da Areia Base, pois a permeabilidade está intimamente ligada com a forma, distribuição granulométrica e tamanho dos grãos da Areia Base.

A grande resistência dos machos, com óleos é obtida na estufagem dos mesmos, quando se dá um processo de oxidação e polimerização do óleo, formando um filme que dá grande adesão aos grãos de areia entre si.

Nos últimos anos, foram desenvolvidos vários tipos de resi -

nas sintéticas, com fins aglomerantes, para diversas aplicações, quer quanto ao tipo de metal fundido, quanto ao tempo de cura do macho(ou molde), quanto à temperatura de cura e inclusive quando misturada com conversores, dando cura a frio, dispensando o uso de estufas, etc.

Processos que utilizam Resinas (matérias primas sofisticadas e caras).

Utilizando geralmente catalisadores à base de ácidos, requerem areias bases, obrigatoriamente isentas de matérias alcalinas ou óxidos, pois do contrário as reações químicas que ocorreriam, retardariam, ou mesmo neutralizariam a reação da resina.

OUTROS AGLOMERANTES

CIMENTO PORTLAND (de pega lenta e endurecimento rápido).

Neste processo, que vem sendo utilizado para peças médias e grandes, dispensa-se o uso de estufas de secagem.

A mistura é feita pelos métodos convencionais, fundamentalmente com Areia Base, Cimento e Água.

A cura, à temperatura ambiente, varia de 2 a 4 dias.

A Areia Base nesse processo deve ser isenta de sais, como também de argilas (ativas ou não) que afetam a cura ou pega do cimento.

SILICATO DE SÓDIO + CO₂ (processo CO₂)

Neste processo obtém-se machos (ou moldes) sem necessidade posterior de estufagem.

A mistura é de Areia Base e Silicato de Sódio. Após a moldagem da mistura, faz-se passar uma corrente de gás carbônico.

Da reação do CO₂ com o silicato de sódio, resulta sílica gel e carbonato de sódio, atribuindo-se a esta reação, o endurecimento do sistema.

A maior limitação desse processo é a baixa colapsibilidade, em certos casos quase nula. Para dar propriedades de colapsibilidade aos machos, nesse processo, têm-se usado materiais orgânicos na mistura. Entretanto, esses materiais alteram sensivelmente as outras características do processo.

O correto é usar-se, mesmo sacrificando-se um pouco o acabamento das peças fundidas, areias mais grossas, a fim de diminuir a porcentagem de silicato (menor superfície específica dos grãos).

ADITIVOS

São substâncias adicionais às misturas de areias de Moldagem com finalidade de auxiliar a ação dos demais componentes, corrigir deficiências de certas propriedades do molde ou mesmo conferir certas características.

CARVÃO: pode ser usado em areias sintéticas com finalidade de melhorar o acabamento da peça, atenuando também os efeitos da expansão.

SERRAGEM: Melhora a colapsibilidade e facilita a desmoldagem, diminuindo a resistência retida, atenuando também os efeitos da expansão da areia.

Estes aditivos são geralmente usados nas areias recirculantes e por vezes é usado como mero paleativo, principalmente quando a Areia de Moldagem está saturada, por excesso de ciclos de recuperação e no caso contendo uma percentagem de finos inertes muito alta, nociva ao processo.

A supressão por exaustão desses finos, ou adição de Areia Base nova, são soluções mais técnicas e corretivas.

ENXOFRE: usado nas areias sintéticas, na fundição de magnésio e suas ligas, para evitar a oxidação deste pelo oxigênio do ar, formando antes uma atmosfera protetora de SO_2 .

ÁCIDO BÓRICO: também na fundição de Magnésio em Areias Sintéticas, formam uma película superficial, que evita a queima do metal.

Esses aditivos, usados para impedir a reação $Mg \times SiO_2$, tornam possível a fundição de magnésio e suas ligas com processos de moldagem em Areias.

OXIDANTES: adicionados à Areias de Moldagem de machos, com óleos, para acelerar o processo de oxidação das mesmas.

POLIACRILAMIDA: nas Areias Sintéticas, como flocculante de argila.

Esses oxidantes influem diretamente nos aglomerantes; nada dizem respeito à Areia Base.

ÓXIDO DE FERRO: para atenuar o efeito de expansão da areia silicosa, no caso de Aço em Shell Moulding. Esse aditivo deve ser adicionado em forma de pó, e em quantidades controladas, pois a presença de qualquer outro componente, além da Areia Base (SiO_2), altera sensivelmente as características de permeabilidade e resistência da casca.

CONCLUSÃO

Encerrando a apresentação deste trabalho, ressaltamos que o objetivo do mesmo é contribuir para o aperfeiçoamento nas minerações do mineral não metálico, Areia; que, aparentemente não demonstrando ser qualificado como nobre, representa papel preponderante no campo metalúrgico, especificamente nos fundidos, onde segundo as afirmações de Pat Dwyer, em Gates and Risers for Casting, as Areias de Moldagem são responsáveis por 80% dos defeitos ocasionados nas peças refugadas.

ANEXO I

AREIAS DE MOLDAGEM

MÉTODOS DE RETIRADA DE AMOSTRA DE AREIAS E ARGILAS

(Método de ensaio elaborado pelo Instituto de Pesquisas Tecnológicas de São Paulo. Será revisto quando necessário, tendo em vista as observações de sua aplicação.)

OBJETIVO

1. Estes métodos fixam o modo pelo qual deve ser feita a retirada de amostra de areia de moldagem e de argila utilizada no seu preparo, para ensaios de laboratório.

RETIRADA DE AMOSTRA DE AREIAAreia em bruto

2. a) Procurar obter amostra representativa de todo o carregamento, independentemente de seu tamanho. Coletar amostra durante a carga ou a descarga da areia de vagões, caminhões, depósitos ou caçambas. Quando a areia é desintegrada por meio mecânico, coletar a amostra depois dessa operação. Para formar a amostra de areia, remover a camada superficial de 10 cm ou a parte suposta contaminada e retirar porções (nunca menos que 10) de diferentes profundidades. O número de porções retiradas varia com o tipo, condições e quantidade de material a ser ensaiado, e essas porções serão reunidas para formar a amostra total. Para carregamento em vagões deve-se obter uma amostra total de 160 Kg para cada vagão; para carregamento em caminhões a amostra total de 40 Kg para cada caminhão, sendo que para carregamentos sucessivos de areia do mesmo tipo, a amostra total pode ser formada com porções de 40 Kg retiradas de cada caminhão, até um máximo de 4 caminhões (160 Kg). A retirada das amostras parciais pode ser feita com auxílio de um tubo apropriado.

b) Reduzir a amostra total retirada como indicado em (a) , procedendo da seguinte forma: sobre superfície limpa, lisa e não absorvente, em local abrigado, desmanchar os torrões e misturar bem a amostra total. Em seguida, pelo sistema de porções alternadas do quarteramento, formar a amostra média final de cerca de 5 Kg, adotando a sequência indicada a seguir:

1a. operação: desintegrar os torrões da amostra total (160 Kg) até o tamanho de 13 mm, formar um cone de areia. Misturar a areia

da seguinte forma: espalhar a 1a. pá de areia formando uma faixa comprida, espalhar a 2a. pá sobre a 1a. e assim por diante formando camadas, resultando pilha alongada. Dividir essa pilha em dois cones do seguinte modo: marcar 8 porções aproximadamente iguais nessa pilha, quatro de cada lado, em seguida com a 1a. fração começa-se a formar o primeiro monte de areia e com a 2a. fração o segundo monte; a 3a. fração é colocada sobre a 1a. fração, e a 4a. fração sobre a 2a; assim sucessivamente, até resultarem os dois cones de areia, de cerca de 80 Kg cada um, formados de porções alternadas. A retirada de porções é feita seguindo o sentido do comprimento da pilha, começando por um lado e retornando pelo outro. Rejeitar um cone, e continuar a redução com o outro, como indicado a seguir.

2a. operação: desintegrar os torrões de areia do cone de 80 Kg até o tamanho de 10 mm, repetir a marcha da operação anterior, obtendo-se dois cones de aproximadamente 40 Kg cada, sendo um deles rejeitado e o outro usado para prosseguir a redução.

3a. operação: desintegrar os torrões de areia do cone de 40 Kg até o tamanho de 6 mm, formar um cone, misturar formando novo cone, abatê-lo com a pá e dividi-lo em 4 partes aproximadamente iguais. Duas partes opostas são rejeitadas e outras duas usadas para prosseguir a redução.

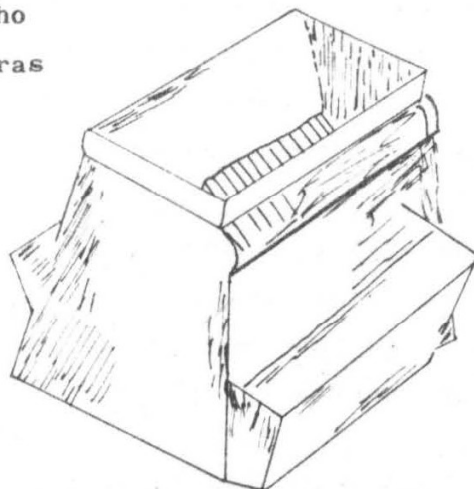
4a. operação: desintegrar os torrões de areia dos 20 Kg obtidos, sobre um papel ou encerado; misturar a areia por movimentos dados ao encerado, levantando-se um lado e deixando a areia rolar para o outro lado, depois levantando-se o lado oposto, assim por diante até homogeneização completa; formar um monte no centro levantando-se as 4 pontas do encerado, abater com a pá e dividir em 4 partes aproximadamente iguais. Prosseguir a redução usando-se duas partes opostas.

5a. operação: desintegrar os torrões de areia dos 10 Kg obtidos, ainda sobre o encerado; prosseguir como na operação anterior, resultando 4 partes de cerca de 2,5 Kg cada; tomar duas partes opostas, misturá-las completamente formando-se a amostra média de 5 Kg que será destinada ao laboratório.

Obs.: Nos casos em que a areia se apresenta solta, seguir o processo das porções alternadas e do quarteamento indicado acima, até formar amostra de cerca de 20 Kg ou menos. Depois com o aparelho divisor de amostras (ver esquema) reduzir essa amostra até 5 Kg, que depois pode ser reduzida no laboratório, com esse aparelho, até o tamanho desejado para ensaio. A redução da amostra de areia solta pode ser feita desde o início com o aparelho divisor de amostras desde que este possua

tamanho adequado.

Aparelho
Divisor de Amostras



Areia preparada

3. Conforme a amostra for retirada de depósitos ou de sistemas mecanizados, os seguintes processos são utilizados:

a) Areia de depósitos: ao se iniciar a utilização da areia (quando são retirados os sacos úmidos que cobrem a areia), tomar 3 por

ções de cerca de 2 Kg cada, em 3 pontos bastante afastados um do outro como por exemplo na frente, no centro e na parte posterior do depósito, a uma profundidade não menor do que 15 cm. Homogeneizar essas porções para constituir a amostra.

Para ensaios de pesquisa, desmanchar os grumos de areia que possam existir, em peneira de malha de 6 mm (1/4"), e para ensaios de rotina, em peneira de mesma malha que a usada na moldagem. Executar os ensaios logo após o peneiramento.

b) Areia de sistemas mecanizados: tomar a amostra de cerca de 2 Kg, no transportador ou no misturador, após a operação de mistura e desintegração. Para trabalhos de pesquisa ou comparação, desmanchar os grumos de areia em peneira de malha de 6 mm (1/4") para ensaios de rotina, desmanchar em peneira de mesma malha que a usada na moldagem. Ensaiar logo depois da retirada da amostra.

Areia usada

4. A amostra é formada como indicado no item 3a) para areia de depósito.

RETIRADA DA AMOSTRA DE ARGILA

Argilas beneficiadas (em pó)

5. a) Introduzir a mão na argila abaixo da camada superficial e retirar de vários pontos porções de cerca de 100 g (para um mínimo de 3 sacos de argila), até formar uma amostra de 2 Kg por tonelada de material. Para carregamentos de mais de 5 toneladas o peso da amostra será de 1 Kg por tonelada de material.

b) Homogeneizar as amostras parciais retiradas como acima indicado, e reduzi-las até o peso de 2 Kg para ensaio. Para amostras grandes usar o processo de quarteamento já indicado; para amostras menores usar o aparelho divisor de amostras.

Argilas úmidas

6. Retirar a amostra depois que a argila tenha passado no misturador de homogeneização; retirar uma porção de 200 g de cada carga de argila. Colocar em recipiente apropriado e remeter ao laboratório.

A amostra final será de cerca de 2 Kg, retirada depois de 5 minutos de homogeneização das porções de 200 g em misturador de laboratório. No caso de partidas com 5 cargas ou menos retirar de cada carga quantidade suficiente para que a amostra final seja de cerca de 2 Kg.

REMESSA DA AMOSTRA AO LABORATÓRIO

7. A amostra a ser remetida ao laboratório deverá ser encerrada em recipiente estanque, sem compactar, identificando-se devidamente o recipiente.

ANEXO II

AREIAS DE MOLDAGEM

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA - Método de Ensaio

(Método de ensaio elaborado pelo Instituto de Pesquisas Tecnológicas de São Paulo. Será revisto quando necessário, tendo em vista as observações de sua aplicação.)

OBJETIVO

1. Este Método fixa o modo pelo qual deve ser feita a análise granulométrica de areias de moldagem. A distribuição granulométrica obtida permite estabelecer os seguintes índices: módulo de finura AFS, porcentagem de finos, coeficientes de distribuição e coeficientes de uniformidade.

APARELHAGEM

2. a) A seguinte aparelhagem será utilizada:

- estufa para secagem a 105-110 °C
- dessecador
- balança permitindo pesar até 200 g com precisão de aproximadamente 0,1 g
- série de 11 peneiras de fios de latão ou de bronze; as telas são montadas em caixilhos circulares resistentes, de forma a assegurar a indeformabilidade das malhas e

a esticagem perfeita dos fios; os caixilhos terão 20cm de diâmetro e 2,5 de altura. A série de peneiras é acompanhada de tampa e de prato coletor para o material que atravessa a peneira mais fina;

- peneirador vibratório de excêntrico ou rotativo com percussão (peneirador Combs Ro-Tap ou equivalente).

b) A abertura das malhas e os diâmetros dos fios das telas das peneiras devem obedecer às condições da Tabela I, abaixo.

c) A aferição das peneiras deve ser feita segundo o processo indicado pela Especificação E11-39 da American Society for Testing Materials.

T A B E L A I

| Peneira | | Tolerância na abertura, % | | Diâmetro do fio, mm | | Número correspondente da | |
|------------|---------------------|------------------------------|-----------------|---------------------|--------|--------------------------|--------------|
| Número (*) | Abertura nominal mm | Abertura média \pm | Abertura máxima | Mínimo | Máximo | Série U.S.S. | Série Taylor |
| 6 | 3,36 | 3 | 10 | 0,87 | 1,32 | 6 | 6 |
| 12 | 1,78 | 3 | 10 | 0,62 | 0,90 | 12 | 10 |
| 20 | 0,84 | 5 | 15 ** | 0,38 | 0,55 | 20 | 20 |
| 30 | 0,59 | 5 | 15 ** | 0,29 | 0,42 | 30 | 28 |
| 40 | 0,42 | 5 | 25 ** | 0,23 | 0,33 | 40 | 35 |
| 50 | 0,30 | 5 | 25 ** | 0,170 | 0,253 | 50 | 48 |
| 70 | 0,21 | 5 | 25 ** | 0,130 | 0,187 | 70 | 65 |
| 100 | 0,15 | 6 | 40 ** | 0,096 | 0,125 | 100 | 100 |
| 140 | 0,105 | 6 | 40 ** | 0,063 | 0,087 | 140 | 150 |
| 200 | 0,074 | 7 | 60 ** | 0,045 | 0,061 | 200 | 200 |
| 270 | 0,053 | 7 | 90 ** | 0,035 | 0,046 | 270 | 270 |

(*) Os números dados à presente série correspondem aos números das peneiras da série U.S.S.

(**) Nestas peneiras apenas 5% das aberturas poderão exceder a abertura nominal de mais de metade da tolerância para abertura máxima.

ENSAIO

3. Formada a amostra, de acordo com o Método M-31 do IPT, secar uma porção da amostra em estufa a 105º - 110ºC, até constância de peso, esfriar em dessecador e pesar 50 g (para areia grossa poderá ser tomado peso maior). Remover a argila A.F.S. (Método M-33 do IPT); secar a parcela restante até constância de peso, esfriar em dessecador, pesar e colocar na peneira superior da série de peneiras empilhadas em ordem decrescente de tamanho de malha. Colocar essa pilha, devidamente tampada e com o prato ajustado à última peneira, no peneirador, agitando o conjunto durante 15 minutos. Em seguida pesar a areia retida em cada peneira e no prato.

RESULTADOS

4. a) Os resultados serão apresentados de acordo com o exemplo da Tabela II abaixo. Os "coeficientes" que figuram na coluna 5 são valores fixos, convencionais, e correspondem aproximadamente ao número da peneira contígua anterior.

T A B E L A I I

Exemplo: análise granulométrica de uma areia de São Vicente, S.P.
Peso da amostra inicial -50 g; peso da argila AFS - 1,0 g ou 2%

| Número da Peneira | Material retido g | Material retido % | Material acumulado % | Coefficiente | Produto do mat. retido em % pelo coeficiente |
|-------------------|-------------------|-------------------|----------------------|--------------|--|
| (1) | (2) | (3) | (4) | (5) | (6) |
| 6 | - | - | - | 3 | - |
| 12 | - | - | - | 5 | - |
| 20 | - | - | - | 10 | - |
| 30 | - | - | - | 20 | - |
| 40 | 0,1 | 0,2 | 0,2 | 30 | 6 |
| 50 | 0,1 | 0,2 | 0,4 | 40 | 8 |
| 70 | 0,3 | 0,6 | 1,0 | 50 | 30 |
| 100 | 22,2 | 44,4 | 45,4 | 70 | 3108 |
| 140 | 22,0 | 44,0 | 89,4 | 100 | 4400 |
| 200 | 4,0 | 8,0 | 97,4 | 140 | 1120 |
| 270 | 0,1 | 0,2 | 97,6 | 200 | 40 |
| Prato | 0,2 | 0,4 | 98,0 | 300 | 120 |
| Totais | $1 = 49,0$ | $2 = 98,0$ | - | - | $3 = 8832$ |

b) A coluna 3 da Tabela consigna o material retido em porcentagem da amostra inicial de 50 g.

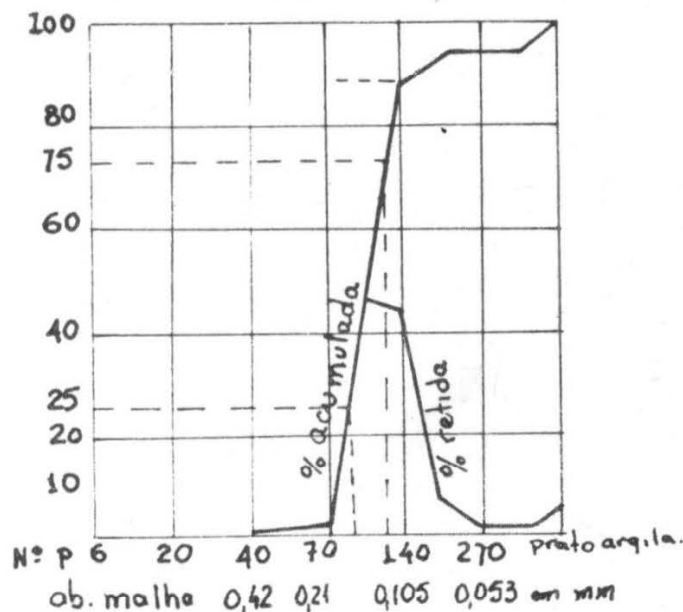
5. Os dados constantes das colunas da Tabela II, permitirão a obtenção de:

a) Distribuição granulométrica: é dada pelas porcentagens, em relação ao peso da amostra inicial, das parcelas retidas nas peneiras da série (coluna 3), ou pelas porcentagens acumuladas (coluna 4). A distribuição granulométrica pode ser apresentada em gráfico (figura a seguir), representando-se em ordenadas as porcentagens do material (coluna 3 ou 4) e em abcissas os números das peneiras (coluna 1).

b) Módulo de finura AFS: é obtido pela relação (aproximada para número inteiro) entre a soma dos produtos indicados na coluna (6) e a soma das porcentagens do material retido, coluna 3; podendo ser representado pela fórmula abaixo:

$$\text{Módulo de finura AFS} = \frac{3}{2}$$

GRÁFICO DE DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA - EX. DA TABELA II.



No exemplo:

$$\text{Módulo de finura AFS} = \frac{8832}{98,0} = 90$$

Esse módulo representa o tamanho médio virtual dos grãos de areia, dado pelo número de malhas por polegada linear da peneira cuja abertura de malha corresponderia a esse tamanho.

c) Porcentagem de finos: é a porcentagem de material que passa pela peneira nº 140.

$$\text{No exemplo: } 8,0\% + 0,2\% + 0,4\% = 8,6\%$$

d) Coeficiente de distribuição: é a maior soma das porcentagens retidas em 3 peneiras consecutivas.

No exemplo: $44,4\% + 44,0 + 8,0\% = 96,4\%$

e) Coeficiente de uniformidade: é obtida pela relação entre a abertura da malha da peneira ideal correspondente ao ponto da curva acumulada de ordenada 25% (gráfico feito como descrito em 5a). e a abertura da malha da peneira ideal correspondente ao ponto da curva acumulada de ordenada 75%.

No exemplo: $\frac{0,18}{0,12} = 1,50$

NOTA: I) O peso do material retido (coluna 2) mais o peso da argila AFS deve ser igual ao peso da amostra inicial (50 g). A soma das porcentagens retidas (coluna 3) mais a porcentagem de argila AFS deve ser igual a 100%.

NOTA: II) As peneiras devem ser manejadas com cuidado. Antes de iniciar o ensaio elas devem ser limpas com a ajuda de um pincel de pêlo rijo, mas flexível, ou pela passagem de ar comprimido a baixa pressão. Podem também ser batidas de leve em posição invertida, sobre uma mesa. Não devem ser batidas entre as mãos, pois isso alteraria sua forma circular. Não deve ser usado nenhum método de limpeza que modifique a abertura das malhas das peneiras.

NOTA: III) Em muitos casos de ruptura localizada da tela, esta pode ser soldada, devendo a peneira ser novamente aferida antes de uso.

NOTA: IV) Os aglomerados de areia que não foram desfeitos durante o processo de separação de argila AFS, não devem ser triturados a mão durante o ensaio, pois disso resultaria dados falhos em relação ao comportamento da areia na fundição.

NOTA: V) Ao remover a areia das peneiras é conveniente ter uma folha de papel liso ou um prato esmaltado, onde a peneira possa ser colocada em posição invertida. A peneira deve ser batida levemente para desprender os grãos presos às malhas. A face inferior é limpa por meio de um pincel enquanto a peneira é conservada em posição invertida sobre a folha de papel. A areia é transferida para o recipiente de pesagem com a ajuda do pincel.

AREIAS DE MOLDAGEM

DETERMINAÇÃO DE ARGILA AFS - Método de Ensaio

(Método de ensaio elaborado pelo Instituto de Pesquisas Tecnológicas de São Paulo. Será revisto quando necessário, tendo em vista as observações de sua aplicação.)

OBJETIVO

1. Este Método fixa o modo pelo qual deve ser feita a determinação da porcentagem de argila AFS em areias de moldagem.

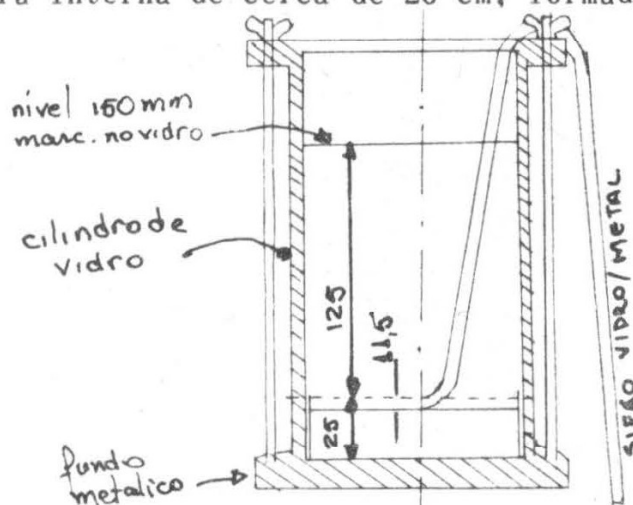
DEFINIÇÃO

2. Argila AFS (*) é a porção de areia de moldagem que contém partículas de diâmetro inferior a 20 μ (0,020 mm) e que, quando dispersas em meio aquoso, sedimentam com velocidade inferior a 2,5 cm/min. Essa porção compreende, além dos minerais argila, as frações dessa finura de outros minerais, e eventualmente de outros constituintes (aglomerantes e carvão).

APARELHAGEM

3. a) Será utilizada a seguinte aparelhagem:

- estufa para secagem a 105 - 110 °C;
- dessecador;
- balança com capacidade de 200 g e precisão de 0,1 g;
- recipiente de cerca de 1 litro de capacidade, com altura interna de cerca de 20 cm, formado por cilindro



RECIPIENTE PARA DETERMINAÇÃO DE ARGILA AFS EM AREIAS DE MOLDAGEM

(*) Neste Método adota-se a definição de argila AFS da American Foundrymen's Society.

de vidro e fundo metálico desmontável, (ou outro tipo de recipiente que satisfaça as condições do ensaio);

- agitador, constituído de hélice em prolongamento do eixo de pequeno motor elétrico (ou outro tipo correspondente);
- sifão de vidro ou de metal;

b) Serão utilizados ainda:

- água destilada neutra, a temperatura ambiente (entre 18º e 25ºC);
- solução de soda cáustica (NaOH), obtida dissolvendo-se 30 g de soda cáustica em 1000 ml de água destilada.

ENSAIO

4. Formada amostra de areia segundo o Método M-31 do IPT, secar uma porção da amostra em estufa a 105 - 110 ºC até constância de peso. Esfriar em dessecador, pesar 50 g (P_i) e colocar no fundo metálico; em seguida adaptar a este o cilindro de vidro. Adicionar 475 ml da água destilada e 25 ml da solução de soda cáustica. Agitar durante 5 minutos; recolocar no recipiente os resíduos deixados no eixo e na hélice do agitador. Completar com água destilada até o nível de 150 mm - (já marcado no vidro), sendo que a água deve ser colocada com certa violência para se obter agitação da areia. Esperar 10 minutos para decantação do material e sifonar exatamente 125 mm de líquido, ficando 25 mm no recipiente (isso se obtém colocando-se o sifão conforme a figura acima). Adicionar novamente água destilada até o nível de 150 mm (a água é colocada de modo a agitar a areia), esperar 10 minutos e sifonar 125 mm de líquido. Adicionar novamente água destilada até o nível de 150 mm (colocando a água de forma a agitar a areia), esperar 5 minutos e sifonar 125 mm de líquido. Esta última operação é repetida até que o líquido se apresente claro até a profundidade de 125 mm. Obtido isso, retirar o cilindro de vidro e colocar o fundo metálico em estufa aquecida a 105 - 110 ºC. Secar a areia restante até constância de peso, esfriar em dessecador e pesar (P_f).

Resultado: Conhecidos os pesos P_i e P_f , a porcentagem de argila será dada pela fórmula abaixo:

$$\text{argila AFS em \%} = \frac{P_i - P_f}{P_i} \times 100$$

NOTA: I) No caso de aglomerantes derivados de cereais (espe-

cialmente dextrina) presentes na areia, a primeira operação de agitação será feita sem adição da solução de soda cáustica.

NOTA: II) As areias contendo cimento como aglomerante devem ser ensaiadas sem a adição da solução de soda cáustica, que será substituída por 125 ml de solução de ácido clorídrico 1:1. Tomar precaução contra o ataque do ácido às partes metálicas do aparelho, removendo-as e lavando-as logo após o uso.

VANTAGENS E DESVANTAGENS DA BENTONITA NAS AREIAS DE FUNDIÇÃO

BENTONITA SÓDICA

ARGILA CAULÍNICA

VANTAGEM

DESVANTAGEM

TÉCNICAS

menor umidade nas areias
 maior permeabilidade e maior resiliência
 menor incidência do defeito de "lavagem"
 maior resistência da areia seca e estufada
 maior colapsibilidade nos machos

maior umidade nas areias
 menor permeabilidade e menor resiliência
 maior incidência do defeito de "lavagem"
 menor resistência da areia seca e estufada
 menor colapsibilidade nos machos

ECONÔMICAS

menor teor de aglomerante na areia
 maior recuperação de areia
 facilidade em moldagem mecânica
 maior tolerância quanto ao sistema de alimentação e ventilação dos moldes

maior teor de aglomerante na areia
 menor recuperação de areia
 menor facilidade em moldagem mecânica
 menor tolerância quanto ao sistema de alimentação e ventilação dos moldes

DESVANTAGEM

VANTAGEM

TÉCNICAS

secagem ao ar rápida
 dificuldade no conserto dos moldes
 acabamento inferior
 menor refratariedade
 menor durabilidade
 menor tolerância quanto à faixa de umidade

secagem ao ar lenta
 facilidade no conserto dos moldes
 acabamento superior
 maior refratariedade
 maior durabilidade
 maior tolerância quanto à faixa de umidade

ECONÔMICAS

maior custo unitário
 material de ocorrência rara
 dificuldade em moldagem manual

menor custo unitário
 material de ocorrência comum
 facilidade em moldagem manual

A N E X O I V

A AREIA NA FUNDIÇÃO

MÉTODOS DE DETERMINAÇÃO DA UMIDADE ÓTIMA

(Boletim nº 54 do Instituto de Pesquisas Tecnológicas de São Paulo - pg.66 (Victor Lo Ré e Carlos Dias Brosch)).

1. Noções preliminares:

Em cada sistema argila-areia, há um certo teor ótimo de água, no qual a argila se apresenta com suas melhores propriedades aglomerantes; neste ponto verifica-se a quase simultaneidade da melhor resistência com a maior permeabilidade dos sistemas.

A umidade baixa ou excessiva, altera as propriedades físico-mecânicas da areia, ocasionando com isso uma série variada de defeitos na peça fundida, o que determina a necessidade de encontrarmos uma umidade intermediária em uma mistura (areia-aglomerante(s)) ou seja a umidade no seu ponto ótimo.

Embora de grande importância, o ensaio para determinação de umidade ótima é essencialmente simples.

2. Fundamento do método de ensaio:

A umidade ótima corresponde ao ponto de saturação da água de absorção e pode ser determinada em laboratório pelo ponto variável no peso específico da areia fôfa.

A diferença de peso específico da mistura em um mesmo volume, com diversos teores de umidade, irá determinando peso menor, para cada adição de água, até chegarmos ao ponto de saturação, ponto este em que o peso aumenta novamente.

Aparelhagem: Misturador

Cubo de 1 dm³

Peneira 1/4"

Balança (Kg)

Cilindro graduado

Balança (g)

Secador ou aparelho do método carbureto

Método de ensaio:

- Secar ao menos 3.000 g de areia
- Após a secagem e resfriamento até a temperatura ambiente, pesar as quantidades exatas de areia ou areias e aglomerante ou aglomerantes

de acordo com a composição da mistura.

- Colocar a areia seca e os aglomerantes secos no misturador. Tampar o misturador. Misturar por 2 minutos.
- Esperar 1 minuto para que as substâncias pulverulentas assentem.
- Destampar o misturador.
- Adicionar 20 cm^3 de água, misturar por 2 minutos.
- Remover a areia do misturador em movimento.
- Desagregar a areia na peneira, depositando no cubo, de uma altura de 10 a 15 cm, de forma que esta fique fôfa.
- Com a ajuda de uma espátula, aplainar a borda do cubo, "cortando" sem produzir pressão na areia. Pesar assinalando assim o 1º ponto.
- Devolver a areia ao misturador, adicionando mais de 20 cm^3 de água, misturar por mais 2 minutos, desagregar e pesar, assinalando o 2º ponto.
- Repetir a operação, porém com 10 cm^3 , tantas vezes quantas forem necessárias, até chegar ao ponto de saturação, facilmente identificado pela elevação do peso da areia, depois de sucessivas quedas por todos os pontos.

Têm-se então como ponto ideal aquele que antecede ao ponto de saturação (lembrando que houve perda de umidade no decorrer do ensaio, tornando esse volume de água, intermediário entre os dois pontos).

- Repete-se o ensaio: areia mais aglomerante(s), com mesmo peso, secos, e mistura-se com o volume de água ideal encontrada acima. Mistura-se por 5 minutos.
- Determina-se então a umidade ótima, a qual pode ser dada em porcentagem pelos métodos de rotina, tais como: - pelo "secador" (moisture teller) ou pelo método de carbureto (Speedy-moister).

TABELA COM AS SÉRIES DE PENEIRAS DE DIVERSAS NORMAS E RESPECTIVOS COEFICIENTES PARA O CÁLCULO DO MÓDULO DE FINURA

| | | Norma A. F. S. | | Norma DIN 4188 | | Série George Fischer | | |
|----------------------------|--------|------------------------|-------------|---------------------|-------------|----------------------|-------------|-----|
| Peneira nº correspon | | da abertura da coefici | | abertura da coefici | | abertura da coefici | | |
| nº dente série dente série | malha | malha | ente | malha | ente | malha | ente | |
| U.S.S. | Taylor | polegada | milímetro | (x) | milímetro | (x) | milímetro | |
| | | | | (x) | | (x) | | |
| 6 | 6 | 0,1320 | 1,68 -3,36 | 5 | 1,0 -1,6 | 8 | 1,50 -3,00 | 6 |
| 12 | 10 | 0,0661 | 0,84 -1,68 | 10 | 0,63 -1,0 | 16 | 1,00 -1,50 | 9 |
| 20 | 20 | 0,0331 | 0,59 -0,84 | 20 | 0,40 -0,63 | 29 | 0,6 -1,0 | 17 |
| 30 | 28 | 0,0232 | 0,420-0,59 | 30 | 0,315-0,40 | 40 | 0,4 -0,6 | 31 |
| 40 | 35 | 0,0165 | 0,297-0,420 | 40 | 0,20 -0,315 | 50 | 0,3 -0,4 | 41 |
| 50 | 48 | 0,0117 | 0,210-0,297 | 50 | 0,16 -0,20 | 69 | 0,2 -0,3 | 52 |
| 70 | 65 | 0,0083 | 0,149-0,210 | 70 | 0,125-0,16 | 88 | 0,15 -0,2 | 71 |
| 100 | 100 | 0,0059 | 0,105-0,149 | 100 | 0,10 -0,125 | 113 | 0,1 -0,15 | 103 |
| 140 | 150 | 0,0041 | 0,074-0,105 | 140 | 0,08 -0,10 | 140 | 0,075 -0,1 | 146 |
| 200 | 200 | 0,0029 | 0,053-0,074 | 200 | 0,063-0,08 | 175 | 0,06 -0,075 | 186 |
| 270 | 270 | 0,0021 | 0,02 -0,053 | 300 | 0,02 -0,063 | 270 | 0,02 -0,06 | 281 |

-Prato

Obs.: As peneiras padronizadas acima são designadas de "meia altura" (1 polegada) e têm um diâmetro de 8 po legadas. O número equivalente da série U.S.S. corresponde ao número de peneira de mesmo tamanho de a- bertura de malha do National Bureau of Standard dos EE.UU. da América do Norte. (Os coeficientes são valores fixos convencionais, funcionam como "multiplicadores" das porcentagens retiradas em cada pe - neira, de sua própria série ou Norma). O tempo de peneiramento deve ser de 15 minutos com 50 g de a- reia.

VALOR DA PRODUÇÃO MINERAL

Eng^o de Minas PAULO CESAR DE MORAES SARMENTO
Departamento Nacional de Produção Mineral.

A indústria de mineração é, indubitavelmente, atividade prioritária nos países de grande extensão territorial, como o Brasil.

A fixação de contingentes humanos em áreas desprovidas do conforto e dos atrativos oferecidos por aquilo que se denominou chamar de civilização, tem sido iniciada e, em grande parte, obtida, nas mais variadas regiões do mundo, no passado remoto e recente, através do aproveitamento de recursos minerais.

A conquista do Oeste Americano e a colonização do Estado de Minas Gerais, atestam o que significou no passado a motivação para a interiorização causada pelos descobrimentos de ouro. Presentemente, a prospecção e a indústria extrativa mineral são verdadeiros agentes catalizadores do desenvolvimento na Região Amazônica, provocando a abertura de vias de transporte e a implantação de indústrias de transformação.

O papel desempenhado pelo uso construtivo das substâncias minerais foi salientado por V.E.McKELVEY, Diretor do U.S.G.S., ao definir o nível de vida de uma comunidade como sendo função dos consumos proveitosos de matérias primas - incluídas as substâncias minerais, produtos biológicos, água, etc. - e de tôdas as formas de energia e de talento - incluídas as habilidades políticas, sócio-econômicas e tecnológicas.

A definição é puramente conceitual, pois dificilmente seria possível quantificar-se e medir-se a engenhosidade de um povo; as três formas de consumo proveitoso nela mencionados pesam diferentemente, revestindo-se o consumo de talento, presentemente, de maior valor do que os outros dois. Entretanto, os três tipos de consumo estão sempre presentes, sendo inadmissível a ausência de qualquer deles na vida de um país.

O uso construtivo das substâncias minerais não implica, necessariamente, na extração dessas substâncias nas regiões de consumo quando se admite a possibilidade de livre intercâmbio de bens e serviços entre os povos. Além do mais, a natureza não distribuiu regional -

mente todos os recursos minerais que o homem consome; pode-se dizer que nenhum país, mesmo aqueles, como o nosso, que são possuidores de grandes superfícies territoriais, é detentor de reservas suficientes de toda a gama de minerais requeridos para atender à satisfação das necessidades impostas pela civilização moderna.

Entretanto, a existência de reservas minerais economicamente aproveitáveis dentro das fronteiras nacionais permite sempre uma maior independência de gestão; além disso, o seu aproveitamento, agregando-se à produção nacional, promove o aumento da demanda de todos os setores econômicos conforme se verifica nos estudos de estrutura interindustrial.

O impacto causado no complexo industrial americano em 1958 pela alteração da produção de um qualquer dos 48 setores em que foi desagregada a indústria de mineração doméstica, foi avaliado em 1967 por Wang e Kokat pelo método de análise interindustrial desenvolvido pelo Prof. Wassily W. Leontief.

Pelo estudo da matriz de insumo verifica-se que cada dólar de produção de minério de ferro gerou necessidades diretas de compras de bens e serviços de US\$ 0,60386 ("direct backward linkage effect") a 48 setores diferentes dentre os 124 em que foi dividida a economia americana, possibilitando a geração de US\$ 0,39614, como valor adicionado sob a forma de salários, honorários, alugueis, royalties, lucros e impostos. A matriz inversa quantificou as necessidades de compras de bens e serviços por dólar entregue à demanda final ("interindustry backward linkage effect"), indicando o mercado criado, direta ou indiretamente, por essas compras; um aumento de US\$ 1 000 000 na exportação de minério de ferro produzido nos Estados Unidos, em 1958, resultou em US\$ 1 056 436 de produção interna de minério de ferro, em US\$ 587 349 de produção de mercadorias e serviços, fornecidos por todos os setores da economia americana, e em US\$ 263 434 de importação de bens e serviços do exterior.

Os produtos minerais necessitam de uma complexa série de operações para transformarem-se em produtos acabados o que acarreta um elevado número de transações entre empresas e uma grande rotatividade para o dólar mineral; a escolha da localização das indústrias intermediárias é influenciada pela proximidade de matérias primas essenciais e outros insumos. Assim sendo, a mineração motiva o aparecimento de múltiplas atividades ("forward linkage effect"), e o significado do ingresso mineral na economia nacional não deve ser avaliado unicamente pela sua participação percentual na formação do produ-

to interno bruto (cerca de 1,6% no Brasil de 1970).

Vimos que o aproveitamento de recursos minerais é, por tudo, desejável, conquanto que a existência de reservas minerais em um país não constitua condição "sine que non" para o processo de desenvolvimento quando se admite a possibilidade do livre comércio internacional. O Japão e a Suíça, países desprovidos de matérias primas minerais em seus subsolos, são exemplos dessa afirmativa.

No entanto, nem sempre é válida a hipótese de livre intercâmbio a que nos referimos. A história tem demonstrado que, pelas mais variadas razões, mas felizmente por breves períodos, os homens criam condições impeditivas ao livre comércio entre as nações.

Os países industrializados, que necessitam de complementar a produção doméstica com a importação de minérios, procuram obter a segurança de abastecimento através da manutenção de estoques mínimos, comprometidos para enfrentar emergências. Tais estoques podem desempenhar, também, papel relevante como mecanismo de regularização de preços.

Quando se dispõe de reservas insuficientes ou não competitivas, em preço ou em qualidade, com o produto importado, é muitas vezes de boa política aproveitar-se da situação do mercado internacional para suprir o consumo interno com importações, diferindo-se a utilização da matéria prima nacional para emergência. A rápida mobilização dessas reservas pode ser assegurada mantendo-se ociosa a capacidade de produção do setor, ao mesmo tempo em que se procura compensar com subsídios diretos ou indiretos a perda de economia de escala.

No momento em que a indústria de mineração brasileira atinge uma fase de notável expansão de suas atividades, é interessante situar a nossa posição no concerto das Nações.

Os critérios de avaliação do produto mineral variam de país para país em seus órgãos oficiais e a conceituação da produção mineral não é uniformemente aceita. Apenas para exemplificar, citaremos o fato de que no produto mineral canadense de 1969, avaliado em cerca de 4,7 bilhões de dólares pelo Department of Energy, Mines and Reserves, os valores das produções de cimento e cal são computados, ao passo que em outros países considerar-se-ia apenas o valor das substâncias minerais que deram origem a esses produtos.

Há ainda a observar que os preços unitários das substâncias minerais não são iguais no Mundo; o valor de um produto em cada país depende das condições de mercado locais. Assim é que o valor unitário

computado para o minério de ferro na avaliação do produto mineral canadense, a que nos referimos, é de quase US\$ 11,00/t; a comparação do valor da produção de minério de ferro no Canadá com o valor da produção dessa substância mineral na América do Sul, onde o valor unitário de mercado é muito menor, deve portanto ser feita com essas restrições.

Apresentamos em quadro anexo uma estimativa do produto mineral brasileiro no ano de 1970, elaborada há cerca de um ano para instruir outro trabalho de nossa autoria. A inexistência de levantamentos estatísticos completos faz com que tal estimativa deva ser encarada com as reservas habituais; muitos dos valores considerados provêm de estimativas grosseiras ou dizem respeito apenas a dados de exportação.

A implantação da Divisão de Economia Mineral no D.N.P.M. permitirá, em futuro próximo, levantamentos mais precisos.

Procuramos considerar o valor das substâncias minerais no local da produção e antes de sofrerem beneficiamentos que lhes modificassem a identidade, de acordo com a conceituação adotada pela nossa legislação tributária para a definição do campo de incidência do imposto único sobre minerais.

Foi incluída uma estimativa do valor da produção brasileira de petróleo bruto e gás natural, que não estão sujeitos ao imposto único sobre minerais, com a finalidade de facilitar a comparação com outros países. O valor a que chegamos para o produto mineral - \$555,8 milhões de dolares - deve, entretanto, ser visto com todas as reservas aqui feitas. Se computássemos o valor da produção brasileira de cimento e cal - cerca de US\$ 182 000 000 - e descontássemos os valores correspondentes de calcário, argila e gipsita - cerca de US\$ 21 000 000 - chegaríamos a um produto mineral de US\$ 717 525 000; se ainda considerássemos o valor médio unitário da tonelada de minério de ferro utilizado no cálculo do valor da produção mineral canadense, quase três vezes mais o considerado para o mesmo produto no Brasil, chegaríamos a um valor da ordem de um bilhão de dolares.

Passemos a analisar os dados apresentados nos quadros anexados a este trabalho.

QUADRO I

As fontes de informação e os critérios adotados para a consignação dos dados brasileiros a que se refere este quadro podem ser encontrados nas observações feitas no seu final. Agrupando-se em classes as substâncias minerais, a estimativa da produção mineral brasi-

leira em 1970 pode ser assim sintetizada:

| | Valor em US\$ 1 000 |
|--|---------------------|
| Minerais metálicos | 239 743 |
| Minerais não metálicos | 49 435 |
| Sal, água mineral e substâncias minerais estruturais | 89 021 |
| Pedras preciosas, semi-preciosas, diamantes brutos ou lapidados | 15 961 |
| Produtos energéticos sólidos | 18 928 |
| Produtos energéticos líquidos e gasosos (petróleo, gás natural e produtos condensáveis) | 142 277 |
| <hr/> | |
| TOTAL BRASIL EM 1970 : US\$ 555 810 | |

Para compararmos a produção mineral brasileira com a mundial, valemo-nos dos levantamentos do "Bureau de Documentation Minière" da França, que fez publicar em 1971 o trabalho intitulado "Production et Consommation Mondiales des Minerais en 1968".

Embora os dados estatísticos desse trabalho refiram-se ao ano de 1968, resolvemos utilizá-los para a comparação aludida em razão de sua excelente qualidade, que reflete o cuidado com que foram levantados os dados de 142 países, concernentes a 53 substâncias minerais.

QUADRO II

Neste quadro estão relacionados os principais países mineradores do Mundo.

Tendo em vista que a estrutura da indústria de exploração dos produtos energéticos é reconhecidamente diferente das dos demais produtos minerais, foram elaboradas três classificações: a primeira diz respeito ao valor global; na segunda subtraiu-se a influência dos produtos energéticos líquidos e gasosos (petróleo e gás natural); na terceira foram classificados os maiores países mineradores de substâncias minerais metálicas e não metálicas, não se considerando, na produção mineral o valor da totalidade dos produtos energéticos (petróleo, gás natural, carvão e urânio).

Pelos dados constantes do levantamento mundial para 1968, a produção mineral brasileira, estimada neste estudo em US\$ 336,8 milhões, colocou-nos em 30º lugar em uma produção mundial que atingiu US\$ 77 893,2 milhões. No que diz respeito à produção por habitante, figuramos em 94º lugar com US\$ 3,81/hab. para uma média mundial de US\$ 22,65/hab. No que concerne à produção por Km² de superfície territorial, colo

QUADRO I ESTIMATIVA DA PRODUÇÃO MINERAL DO BRASIL EM 1970 (19)

| Substância Mineral | Quantidades (1) | | | Valores unitários considerados (4) | | | Valores (7) | | | Observações |
|-------------------------------|----------------------------|---------------------|---------------------------|------------------------------------|-----------------------------|-------------------------------|----------------------------------|------------------------------|-------------------------|---|
| | Exportação Brasileira (10) | Produção Brasileira | Produção Mundial (8) 1968 | FOB Brasil Exportação (10) | FOB Brasil Produção sileira | Médio da Produção Mundial (8) | Exportação Brasileira FOB-Brasil | Produção Brasileira FOB Mina | Produção Mundial (8) | |
| A - Minerais Metálicos | | | | | | | | | | |
| Minério de Ferro | 28 061 392 | 440 200 000 (9) | 374 600 000 (15) | 7,47 | 3,74 | 12,30(16) | 209 562 388 | 150 348 000 | 4 600,4x10 ⁶ | |
| Minério de Manganês | 1 588 079 | 1 880 000 (9) | 18 740 000 | 19,26 | 15,00 | 18,72 | 30 592 043 | 28 200 000 | 350,9x10 ⁶ | |
| Outros minérios de Colômbio | 8 500 | 13 285 | 9 100 | 1 302,98 | 1 000,00 | | 11 074 477 | 13 285 000 | | |
| Tantalita | 209 | 209(10) | | 7 480,58 | 7 480,58(10) | | 1 562 117 | 1 562 117(10) | 14,9x10 ⁶ | Concentrados de pirocloro incluídos (Nb ₂ O ₅). 3200t destinadas a produção de Ferro-Colômbio. |
| Columbita | 41 | 41(10) | | 2 863,15 | 2 863,15(10) | | 117,389 | 117,389(10) | | A produção Mundial em 1969 foi de 224.607 ton. |
| Ouro | | 10(13) | 1 430,5 | | 1 195 293 | 1 195,293 | 11 252 930 | 11 252 930 | 1 618,7x10 ⁶ | Produção brasileira considerada em estatística: 5,329t (14) |
| Minério de Tungstênio | 1 163(15) | 1 458 (9) | 40,500(15) | 6 494,11 (16) | 6 494,11 (16) | 4,080(16) | 7 554 994 | 9 468 412 | 165,1x10 ⁶ | Exportação de 1643,7t de concentrado |
| Minério de Estanho | | 3 315 (9) | 228,900(15) | | 2 700,00(16) | 2,700(16) | | 8 950,500 | 618 x10 ⁶ | |
| Minério de Chumbo | 2 250(15) | 27 578(9) (15) | 3 010 000(15) | 120,00 (16) | 200,00(16) | 210(16) | 270,000 | 5 516,600 | 623,1x10 ⁶ | |
| Minério de Cobre | | 4 420(9) (15) | 5 400,000(15) | | 900,00(16) | 920,00(16) | | 3 978,000 | 4,965,4x10 ⁶ | Produção em metal contido: RGS |
| Minério de Zinco | | 10 500(9) (15) | 5 020,000(15) | | 140 (16) | 140 (16) | | 1 470,000 | 703,2x10 ⁶ | |
| Berilo | 3 333 | 3 333(10) | 6 800 | 438,75 | 438,75(10) | 237,00 | 1 462 559 | 1 462 559(10) | 1,9x10 ⁶ | A produção mundial em 1969 foi de 13.714t (17) |
| Minério de Níquel | | 2 506(9) (15) | 549 100(15) | | 580,00(16) | 1 203,61(16) | | 1 453 400 | 660,9x10 ⁶ | Produção Brasileira em níquel contido no ferro níquel obtido |
| Bauxita | 3 414 | 345 600(11) | 48 800 000 | 37,91 | 3,00 | 7,65 | 129 440 | 1 036 800 | 373,9x10 ⁶ | 500.000t (9) de bauxita bruta foram extraídos em 1970 |
| Prata | | 11 099(9) | 8 587,5 | | 68 000 | 6 883,7 | | 754 732 | 590,6x10 ⁶ | |
| Minérios de Ilmenita | | 20 644(9) | 1 670 000(15) | | 20(16) | 30(16) | | 227 084 | 50,5x10 ⁶ | Ilmenita com 55% de TiO ₂ |
| Titanio | | 234(9) | 310 000 | | 150 | 81 | 3 680 | 35 100 | 25,1x10 ⁶ | |
| Cromita | | 160 | 15 766(9) | 23,00 | 15,00 | 15,70 | | 236 490 | 78,5x10 ⁶ | Concentrado com 40 a 60% de Cr ₂ O ₃ |
| Monazita | 1 881(13) | 2 308(9) | 12 851(17) | 300,40 | 100 | 180,00 | 565 165 (18) | 730 800 | 15,0x10 ⁶ | Não incluída a produção de sais de terras raras |
| Minério de Zircônio | | 3 838(9) | 370 000 | | 41 | 41 | | 157 358 | 861,0 | Não incluída a produção de baddeleyita |
| Outros Minerais (19) | 40 | | | | | | 41 574 | (33) | | |
| Sub-total(A) | 29 670 462 | 42 546 144 | | 8,86 | 5,63 (31) | | 262 935 826 | 239 743 351 | | |

| | | | | | | | | |
|---|------------|-------------------------------|----------|------------------|---------------|----------------|----------------------------------|--------------------------------------|
| D - Pedras preciosas, semi-preciosas, diamantes brutas ou lapidadas | 1 768 | 1.768(10) | 4559,68 | 4 559,68(10) | 8 060 831(10) | | | |
| Pedras preciosas e semi-preciosas brutas ou lapidadas | | | | | | | | |
| Diamante (industrial e gemas lapidadas ou brutas) | | (2)(8) 320.000 (13) | 24,69(4) | 24,69(4) | 1 643 929 | 7.900.000(8) | 560 x10 ⁶ | |
| Sub-total (D) | 1 768 | 1 768 | 5488,55 | 9027,62 | 9 703 760 | 15 960 831(10) | | |
| E - Produtos Energéticos sólidos | | | | | | | | |
| Carvão Mineral | | 2.366.000(9) | 8,00(13) | 8,00(13) | 7,9 | 18.928.000 | 16 316,6x10 ⁶ | Produção brasileira em carvão lavado |
| Lenhito | | | | | | | 1 923,1 | |
| Uranio | | 25.070(15) | | 19 680(15) | | | 493,3x10 ⁶ | |
| Sub-total (E) | | 2.366.000 | 8,00 | 8,00 | | 18.928.000 | | |
| F - Produtos Energéticos líquidos e gasosos | | | | | | | | |
| Petroleo Bruto | 68 786 | 9.534.000(3) | 9,12 | 13,98(6) | 13,98(6) | 133.285.320 | 31 392 x10 ⁶ | |
| Gás Natural | | 1.264x10 ⁶ (3) | | 0,00603(6) | 0,00603(6) | 7.621.920 | 5 053,2x10 ⁶ | |
| Líquido de Gás Natural | | 152.000(3) | | 11,94(6) (13) | | 1.914.880 | 1 476,4x10 ⁶ | |
| Sub-total (F) | 68 786 | 1 273 686x10 ³ (3) | 9,12 | | | 142.722.120 | | |
| TOTAL A + B + C + D + E + F | 29 825 925 | | 9,39 | | | 555.810.852 | 77 907,8x10 ⁶ (32) | |

ESTIMATIVA DO PRODUTO MINERAL BRASILEIRO EM 1970, EM US\$ 1.000 :

| | |
|--|--------------|
| A - Minerais Metálicos | 239.743 |
| B - Minerais Não Metálicos | 49.435 |
| C - Sal, água mineral e substâncias minerais estruturais | 89.021 |
| D - Pedras Preciosas, semi preciosas, diamantes, brutos ou lapidados | 15.961 |
| E - Produtos energéticos sólidos | 18.928 |
| F - Produtos energéticos líquidos e gasosos | 142.722 |
| TOTAL | US\$ 555.810 |

QUADRO I - OBSERVAÇÕES

- (1) Quantidades expressas em toneladas métricas, salvo outra indicação.
- (2) Quantidades expressas em quilates.
- (3) Quantidades expressas em m³.
- (4) Valores unitários expressos em US\$/tm, salvo outra indicação.
- (5) Valores unitários expressos em US\$/q.
- (6) Valores unitários expressos em US\$/m³.
- (7) Valores expressos em US\$.
- (8) Estimativa do Bureau de Documentation Minière - França para 1968, salvo outra indicação.
- (9) Estimativa de A. L. Ransome para a produção brasileira de substâncias minerais.
- (10) Dados referentes à exportação, fornecidos pela CACEX do Banco do Brasil, para 1970.
- (11) Estimativa considerando-se a relação de 6t de bauxita para 1t de alumínio produzido (57 600 t em 1970).
- (12) Estimativa feita considerando-se a produção proporcional ao consumo aparente de cimento (consumo aparente de cimento na GB admitido como sendo 13% do total brasileiro e produção de brita na GB computada como sendo 2 160 000 m³ em 1970).
- (13) Estimativa grosseira.
- (14) Estimativa baseada em dados estatísticos incompletos.
- (15) Em quantidade de metal contido; no caso de minério de tungstênio em WO₃ contido e no caso de minério de titânio em TiO₂ contido.
- (16) Por tonelada de metal contido; no caso de minério de tungstênio por tm de WO₃ contido e no caso de minério de titânio por tm de TiO₂ contido.
- (17) Estimativa do Minerals Yearbook para 1969; a produção de concentrados de pirocloro foi grandemente aumentada em 1970.
- (18) Dado de exportação para minérios de urânio e tório.
- (19) Não considerados ferro-ligas, outros produtos industrializados provenientes de transformação de substâncias minerais e aproveitamento de resíduos e sucatas.

(20) Dados de 1968 do Minerals Yearbook para apatita considerados para a produção brasileira; para a produção mundial consideramos o dado do BDM (8) em fosfato tribásico contido.

(21) A produção foi estimada em função das seguintes destinações: 9 800 000t p/cimento; 2 200 000t p/cal; 250 000 t p/agricultura; 1000 000t p/siderurgia e 750 000t p/outras utilizações; a produção de calcário, dolomita e conchas calcárias em 1968 foi de 12 725 000t segundo levantamento de dados fornecidos ao DNPM.

(22) A produção de areia quartzosa em 1968 foi de 283 928t segundo dados fornecidos ao DNPM (areia p/ as indústrias de vidros, cerâmica e siderúrgica).

(23) A produção de argila para aplicação nas indústrias de cimento, cerâmica, siderurgia e química, foi de 617685 t em 1968, segundo dados fornecidos ao DNPM.

(24) A produção de caolim para aplicação nas indústrias de cerâmica, química e de papel foi de 153 146t em 1968 segundo dados fornecidos ao DNPM.

(25) A produção de feldspato foi de 59 790t em 1968, segundo dados fornecidos ao DNPM.

(26) A produção de gipsita foi de 201 318t em 1968, segundo dados fornecidos ao DNPM.

(27) A produção de talco foi de 55 917t em 1968, segundo dados fornecidos ao DNPM.

(28) A produção de pirofilita foi de 40 694t em 1968, segundo dados fornecidos ao DNPM.

(29) Apenas soma das quantidades indicadas. Não corresponde à quantidade produzida em razão de se ter considerado a produção de alguns minérios em metal contido.

(30) Obtido da transformação em peso das produções expressas em volume.

(31) Apenas resultado da divisão do valor da produção pelas quantidades consideradas (v. (29)).

(32) No total mundial não entram os "produits de carrière" e outros considerados na estimativa da produção brasileira.

(33) As produções de minérios de antimônio, cobalto, mercúrio, molibdênio, platina e vanádio, consideradas no sub-total mundial, não foram computadas no sub-total brasileiro por não existir produção declarada desses minérios.

(34) As produções de asfaltos naturais, boratos, calcários asfálticos, criolita, carbonato de sódio natural, cianita, nitratos, potássio, pirita e sulfato de sódio natural, considerados no sub-total mundial, não foram computados no sub-total brasileiro por não existir produção declarada dessas substâncias minerais.

(35) As produções de minérios de urânio e lenhito, consideradas no sub-total mundial, não foram computadas no sub-

QUADRO II - A

A - Classificação dos principais produtores de substâncias minerais em 1968. *

| <u>PAÍS</u> | VALOR EM US\$ 10 ⁶ |
|----------------------------------|-------------------------------|
| 1 - USA | 20 232,1 |
| 2 - URSS | 14 257,8 |
| 3 - CANADÁ | 3 598,9 |
| 4 - CHINA | 3 263,1 |
| 5 - VENEZUELA | 3 116,3 |
| 6 - ALEMANHA OCIDENTAL | 2 479,3 |
| 7 - GRÃ-BRETANHA | 2 073,4 |
| 8 - LÍBIA | 1 992,0 |
| 9 - ARÁBIA SAUDITA | 1 866,5 |
| 10 - AFRICA DO SUL | 1 825,8 |

REGIÃO

| | |
|--------------------------------------|----------|
| AMÉRICA DO NORTE E CENTRAL | 24 970,6 |
| URSS | 14 257,8 |
| ASIA | 13 959,6 |
| EUROPA | 10 947,9 |
| AFRICA | 7 167,7 |
| AMÉRICA DO SUL | 5 573,7 |
| OCEANIA | 1 013,9 |
| Países não diferenciados | 14,6 |

MUNDO TOTAL: 77 907,8

*₁ Dados estatísticos de valor da produção fornecidos pelo "BUREAU DE DOCUMENTATION MINIÈRE - FRANÇA", não computadas as substâncias minerais de emprego imediato na construção civil "produits de carrière" entre os quais inclui-se o calcário.

*₂ Valor da produção do Brasil: 336,8 x US\$ 10⁶.

QUADRO II - B

B - Classificação dos principais produtores de substâncias minerais em 1968, excluídos os produtos energéticos líquidos e gasosos.*

| <u>PAÍS</u> | VALOR EM US\$ 10 ⁶ |
|--------------------------------------|-------------------------------|
| 1 - URSS | 8 193,8 |
| 2 - USA | 6 376,7 |
| 3 - CHINA | 3 018,9 |
| 4 - CANADÁ | 2 398,6 |
| 5 - ALEMANHA OCIDENTAL | 2 307,3 |
| 6 - GRÃ-BRETANHA | 2 046,9 |
| 7 - AFRICA DO SUL | 1 825,8 |
| 8 - POLÔNIA | 1 244,2 |
| 9 - FRANÇA | 958,8 |
| 10 - AUSTRÁLIA | 837,7 |
| <u>REGIÃO</u> | |
| EUROPA | 9 779,9 |
| AMÉRICA DO NORTE E CENTRAL | 9 330,0 |
| URSS | 8 193,8 |
| ÁSIA | 5 741,1 |
| AMÉRICA DO SUL | 1 880,2 |
| OCEANIA | 970,4 |
| Países não diferenciados | 14,4 |
| MUNDO TOTAL: | <u>39 986,2</u> |

*₁ Dados estatísticos de valor da produção fornecidos pelo "BUREAU DE DOCUMENTATION MINIÈRE - FRANÇA, não computados as substâncias minerais de emprego imediato na construção civil "produits de carrière" entre os quais inclui-se o calcário o petróleo bruto, gás e produtos condensáveis.

*₂ Valor da produção do Brasil: 219,0 x US\$ 10⁶

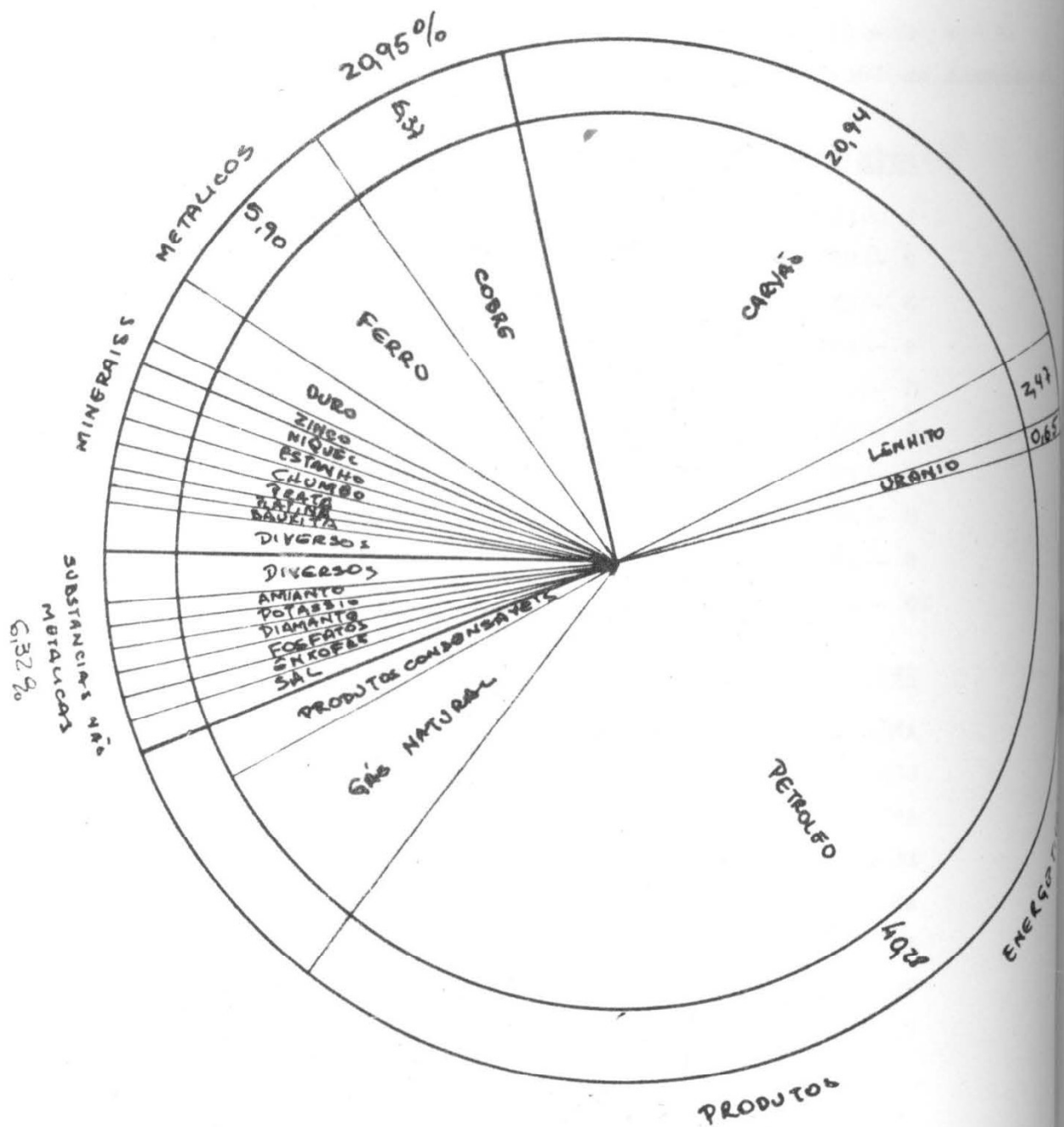
QUADRO II - C

C - Classificação dos principais produtores de substâncias minerais em 1968, excluídos os produtos energéticos.*

| <u>PAÍS</u> | VALOR EM US\$ 10 ⁶ |
|--------------------------------------|-------------------------------|
| 1 - URSS | 4 111,2 |
| 2 - USA | 3 545,5 |
| 3 - CANADÁ | 2 299,6 |
| 4 - AFRICA DO SUL | 1 620,4 |
| 5 - CHILE | 763,0 |
| 6 - ZÂMBIA | 676,4 |
| 7 - CHINA | 633,9 |
| 8 - AUSTRÁLIA | 599,0 |
| 9 - PERÚ | 446,7 |
| 10 - CONGO (KINSHASA) | 425,2 |
| <u>REGIÃO</u> | |
| AMÉRICA DO NORTE E CENTRAL | 6 378,9 |
| URSS | 4 111,2 |
| AFRICA | 3 828,4 |
| EUROPA | 2 219,5 |
| ÁSIA | 2 187,3 |
| AMÉRICA DO SUL | 1 796,4 |
| OCEANIA | 717,2 |
| Países não diferenciados | 14,3 |
| MUNDO TOTAL: | 21 253,2 |

*₁ Dados estatísticos de valor da produção por país fornecidos pelo "BUREAU DE DOCUMENTATION MINIÈRE : FRANÇA, não computados as substâncias minerais de emprego imediato na construção civil - "produits de carrière" entre os quais inclui-se o calcário, a hulha, antracito, lenhito, petróleo bruto, gás, produtos condensáveis e urânio.

*₂ Valor da produção do Brasil: 200,2 x US\$ 10⁶.



IMPORTÂNCIA DAS DIFERENTES SUBSTÂNCIAS NO VALOR DA PRODUÇÃO MINERAL MUNDIAL EM 1968.

FONTE: BUREAU DE DOCUMENTATION MINIÈRE - FRANÇA.

camo-nos em 105º lugar, com US\$ 39,57/Km² para uma média mundial de US\$ 590,31/Km².

QUADRO III

Comparamos, agora, os índices mencionados (US\$/hab. US\$/Km²) de cada substância mineral no Brasil de 1970 com o Mundo de 1968.

Os critérios de avaliação do valor das substâncias minerais que presidiram a elaboração do estudo francês e a estimativa da produção mineral brasileira, são, de um modo geral, semelhantes, uma vez que no levantamento mundial, para cada substância mineral foi considerado o seu valor no estado no qual pode ser feita a comercialização, na mina ou no local das instalações de beneficiamento.

Para compatibilizar a comparação, excluimos diversos valores que constam do quadro I na produção nacional em 1970 (pedra britada, granito, mármore, pedras de revestimento, areia e cascalho, argila para cerâmica vermelha, argila para a indústria, calcário, dolomita, gipsita, areia quartzosa, monazita, minerais de lítio, coridon e esmeril, quartzo, vermiculita, pirofilita, pedras preciosas e semi-preciosas) e que não foram contemplados na estatística mundial; com essas exclusões, a produção mineral brasileira passou a ser representada pela importância de US\$ 433,8 milhões de dolares que foi comparada, substância por substância, com a produção mundial avaliada em US\$ 77 907,8 milhões de dolares, não computados, entre outros, os denominados "produits de carrière", como sejam as substâncias de emprego imediato na construção civil.

Ressalta, à primeira vista, a ausência de produção de potássio, urânio, platina, molibdênio e vanádio. De um modo geral, a comparação dos índices representativos da produção de cada substância mineral, em US\$ por habitante e por Km² de superfície, no Brasil e no Mundo, atesta a insuficiência da produção nacional, à exceção dos minérios de ferro, manganês, tungstênio, colômbio, berilo e mica.

A comparação neste quadro é feita em valores e não em quantidades produzidas sendo, portanto, válidas as ressalvas feitas inicialmente no que diz respeito à desigualdade de preços unitários para as mesmas substâncias minerais nas diversas regiões do Mundo. Deve também ser ressaltado que a pequena participação percentual do valor da produção nacional no Mundo, para os minérios de ferro (3,27%), manganês (8,04%) e tungstênio (5,73%), não significa que seja de menor importância a posição brasileira no comércio internacional desses minérios; re

ANEXO III - IMPORTÂNCIA DO VALOR DAS PRINCIPAIS SUBSTÂNCIAS MINERAIS NO PRODUTO MINERAL.

(Computadas apenas as substâncias minerais indicadas)

| Substância Mineral | Mundo em 1968 (1) | | | Brasil em 1970 (2) | | | | | | | |
|-------------------------------|-------------------------------------|----------------------------------|----------------|----------------------------|-------|-------------------------------|--|--------------------------|------|---------|--------|
| | Valor em Ordem US\$ 10 ⁶ | do pro- duto mi- neral mun- dial | US\$ / hab (3) | US\$ / km ² (3) | Ordem | Valor em US\$ 10 ⁶ | de pro- duto mine- ral bra- seiro (7) dial (6) | US\$/km ² (7) | | | |
| 1 - Minerais metálicos | | | | | | | | | | | |
| Minério de cobre | 1 | 4 965,4 | 6,37 | 1,44 | 37,03 | 0 | 3,978 | 0,92 | 0,02 | 0,042 | 0,662 |
| Minério de ferro | 2 | 4 600,4 | 5,90 | 1,34 | 34,07 | 1 | 150,346 | 34,60 | 1,37 | 1,582 | 17,663 |
| Ouro | 3 | 1.618,7 | 2,08 | 0,47 | 12,27 | 4 | 11,252 930 | 2,59 | 0,70 | 0,118 | 1,302 |
| Minério de zinco | 4 | 303,2 | 0,40 | 0,20 | 0,33 | 9 | 1,470 | 0,34 | 0,21 | 0,015 | 0,473 |
| Minério de níquel | 5 | 660,9 | 0,85 | 0,19 | 9,01 | 11 | 1,453 48 | 0,34 | 0,22 | 0,015 | 0,101 |
| Minério de chumbo | 6 | 632,1 | 0,81 | 0,18 | 4,79 | 7 | 0,516 6 | 1,37 | 0,87 | 0,058 | 0,648 |
| Minério de estanho | 7 | 619,0 | 0,79 | 0,18 | 4,60 | 6 | 0,950 9 | 1,06 | 1,45 | 0,094 | 1,092 |
| Prata | 8 | 590,6 | 0,76 | 0,17 | 4,48 | 13 | 0,754 732 | 0,17 | 0,33 | 0,068 | 0,089 |
| Platina e metais de mina | 9 | 391,2 | 0,50 | 0,11 | 2,96 | | | | | | |
| Minério de alumínio | 10 | 173,9 | 0,48 | 0,11 | 2,63 | 12 | 1,036 0 | 0,24 | 0,28 | 0,011 | 0,122 |
| Minério de manganês | 11 | 350,5 | 0,45 | 0,10 | 2,66 | 2 | 28,2 | 6,90 | 0,04 | 0,297 | 3,313 |
| Minério de molibdênio | 12 | 353,0 | 0,30 | 0,048 | 1,77 | | | | | | |
| Minério de tungstênio | 13 | 163,1 | 0,21 | 0,045 | 1,25 | 5 | 9,468 412 | 2,10 | 0,73 | 0,100 | 1,112 |
| Minério de mercúrio | 14 | 123,4 | 0,16 | 0,036 | 0,94 | | | | | | |
| Cromita | 15 | 78,5 | 0,10 | 0,023 | 0,59 | 14 | 0,236 49 | 0,033 | 0,30 | 0,002 3 | 0,028 |
| Ilmenita | 16 | 50,5 | 0,065 | 0,019 | 0,38 | 15 | 0,227 084 | 0,052 | 0,45 | 0,002 4 | 0,027 |
| Minério de vanádio | 17 | 44,3 | 0,055 | 0,013 | 0,34 | | | | | | |
| Minério de cobalto | 18 | 37,2 | 0,048 | 0,011 | 0,28 | | | | | | |
| Minério de antimônio | 19 | 31,3 | 0,040 | 0,008 | 0,34 | | | | | | |
| Rutilo | 20 | 35,1 | 0,032 | 0,007 | 0,19 | 17 | 0,035 1 | 0,008 | 0,14 | 0,000 4 | 0,004 |
| Minério de zircônio | 21 | 15,0 | 0,019 | 0,004 | 0,11 | 16 | 0,157 398 | 0,036 | 1,05 | 0,001 7 | 0,018 |

| | | | | | | | | | | | | |
|--|----|----------|-------|-------|--------|----|---------|-----|-------|-----------|-------|--------|
| Minérios de Colômbio e tantal | 22 | 14,7 | 0,619 | 0,004 | 0,11 | 3 | 14,564 | 566 | 1,49 | 100,00(8) | 0,158 | 1,758 |
| Berilo | 23 | 1,9 | 0,002 | 4 | 0,014 | 10 | 1,402 | 559 | 0,34 | 76,98(9) | 0,015 | 0,172 |
| Sub-total I | | 16 120,1 | 20,26 | 4,79 | 123,73 | | 239,512 | 557 | 55,21 | 1,67 | 2,52 | 28,14 |
| II Minerais não metálicos | | | | | | | | | | | | |
| Sal | 1 | 733,1 | 0,94 | 0,21 | 5,56 | 1 | 10,482 | 26 | 2,43 | 1,43 | 0,11 | 1,231 |
| Enxofre | 2 | 703,5 | 0,90 | 0,20 | 5,33 | 12 | 0,356 | | 0,083 | 0,09 | 0,004 | 0,042 |
| Fosfatos | 3 | 690,0 | 0,89 | 0,20 | 5,23 | 8 | 0,554 | | 0,22 | 0,14 | 0,030 | 0,112 |
| Diamantes | 4 | 569,0 | 0,72 | 0,16 | 4,74 | 2 | 7,0 | | 1,82 | 1,41 | 0,683 | 0,928 |
| Potássio | 5 | 557,0 | 0,72 | 0,16 | 4,23 | | | | | | | |
| Amianto | 6 | 516,5 | 0,66 | 0,15 | 3,91 | 3 | 3,2 | | 0,74 | 0,63 | 0,034 | 0,374 |
| Caolim | 7 | 242,0 | 0,31 | 0,67 | 1,83 | 4 | 3,0 | | 0,59 | 1,24 | 0,032 | 0,392 |
| Piritas | 8 | 227,5 | 0,29 | 0,07 | 1,72 | | | | | | | |
| Boratos | 9 | 99,3 | 0,13 | 0,529 | 0,75 | | | | | | | |
| Fluorita e Criolita | 10 | 96,2 | 0,12 | 0,028 | 0,73 | 9 | 0,903 | | 0,21 | 0,54 | 0,010 | 0,106 |
| Talco e esteatita | 11 | 96,0 | 0,12 | 0,028 | 0,73 | 6 | 1,5 | | 0,35 | 1,56 | 0,016 | 0,176 |
| Magnesita | 12 | 89,1 | 0,11 | 0,026 | 0,68 | 5 | 1,82 | | 0,43 | 2,11 | 0,030 | 0,771 |
| Carbonatos e sulfatos de sódio naturais | 13 | 73,2 | 0,09 | 0,021 | 0,59 | | | | | | | |
| Bentonita | 14 | 54,6 | 0,07 | 0,016 | 0,41 | 11 | 0,42 | | 0,092 | 0,73 | 0,004 | 0,049 |
| Borítina | 15 | 50,0 | 0,065 | 0,019 | 0,39 | 13 | 0,204 | | 0,047 | 0,40 | 0,002 | 0,024 |
| Mica | 16 | 41,5 | 0,053 | 0,012 | 0,31 | 7 | 1,070 | | 0,25 | 0,60 | 0,011 | 0,126 |
| Asfálitos naturais e calcário asfáltico | 17 | 26,7 | 0,034 | 0,009 | 0,20 | | | | | | | |
| Feldspato | 18 | 24,1 | 0,031 | 0,007 | 0,18 | 10 | 0,7 | | 0,14 | 0,44 | 0,007 | 0,082 |
| Nitratos | 19 | 22,4 | 0,029 | 0,007 | 0,17 | | | | | | | |
| Grafite | 20 | 16,0 | 0,021 | 0,006 | 0,12 | 14 | 0,05 | | 0,012 | 0,31 | 0,060 | 0,606 |
| Cianita | 21 | 7,2 | 0,009 | 0,002 | 0,059 | | | | | | | |
| Sub-total II | | 4 927,1 | 6,32 | 1,43 | 37,34 | | 32,632 | 261 | 7,92 | 6,96 | 0,34 | 3,83 |
| III - Produtos energéticos | | | | | | | | | | | | |
| Petróleo bruto | 1 | 31 392,0 | 40,29 | 9,13 | 237,92 | 1 | 133,285 | 32 | 10,73 | 0,42 | 1,403 | 15,659 |
| Gás e produtos condensáveis | 3 | 6 529,6 | 8,38 | 1,90 | 49,49 | 3 | 9,436 | 6 | 2,18 | 0,14 | 0,099 | 1,595 |
| Alvão e antracito | 2 | 16 316,6 | 20,94 | 4,74 | 123,66 | 2 | 18,920 | | 4,36 | 0,12 | 0,199 | 2,224 |
| Lenhita | 4 | 1 923,1 | 2,47 | 0,56 | 14,58 | | | | | | | |
| Urânio | 5 | 493,3 | 0,63 | 0,14 | 3,74 | | | | | | | |

| | | | | | | | | | |
|---------------------------|----------|--------|----------|-----------|-------------|--------|------|------|--------|
| Sub-total III | 50 654,0 | 72,72 | 10,47 | 424,30 | 161,050 12 | 37,37 | 0,29 | 1,70 | 18,991 |
| TOTAL GERAL: I + II + III | 77 907,8 | 100,00 | 22,65(3) | 990,46(3) | 433,784,932 | 100,00 | 0,36 | 4,57 | 50,96 |

Observações:

- (1) De acordo com as estimativas do Bureau de Documentation Minière - França - para 1968.
- (2) De acordo com a estimativa do produto mineral constante do Anexo II, computadas apenas as substâncias minerais que constam de estimativa mundial: - US\$ 122,023,020 foram descontados da estimativa constante do Anexo II; os sub-totais e totais nem sempre correspondem à soma das porcentagens de cada substância mineral em razão de arredondamento dos resultados.
- (3) Considerou-se o produto mundial em 1968 como proveniente totalmente de 162 países com produção mineral significativa, com superfície de - 131 944 400 km² e população de 3 439 220 000 habitantes; ao estudo do Bureau de Documentation Minière o produto mineral proveniente desses 142 países é de US\$ 77 293,2 x 10² o que indicaria as seguintes médias mundiais: US\$ 530,3/km² e US\$ 37,55/hab. Caso considerássemos também a área e superfície dos demais 45 países não computados, responsáveis pela produção de cerca de US\$ 14,6 x 10⁶ minerais, as médias encontradas seriam US\$ 135 740 000 km², correspondente a cerca da quarta parte da superfície do Globo e US\$ 22,32/hab (população mundial de 3 499 100 000 habitantes) e as médias mundiais para cada substância mineral seriam um pouco inferiores às indicadas.
- (4) Percentagem do valor da produção nacional de cada substância mineral no produto mineral brasileiro de US\$ 433 784 932.
- (5) Percentagem do valor da produção nacional no valor da produção mundial de cada substância.
- (6) Considerada a população brasileira como sendo de 95 909 000 habitantes em 1970.
- (7) Considerada a superfície territorial Brasileira como sendo de 8 511 963 km².
- (8) A produção mundial de minérios de colômbio aumentou muito de 1968 para 1970; a produção brasileira deve significar em 1970 cerca de 60% da produção mundial.
- (9) A produção mundial de berilo de 1968 foi considerado o valor unitário de US\$ 373 enquanto que a produção brasileira foi computada em 1970 a preço FOB de exportação de US\$ 438,75; a produção brasileira deve representar em tonelage cerca de US\$ 404 da produção mundial.

almente, apenas uma parte da produção mundial é objeto de comércio internacional.

QUADRO IV

Confrontando-se as quantidades produzidas dos dez minerais metálicos que apresentaram maior valor de produção no Mundo, verifica-se que, à exceção do minério de ferro, a produção brasileira por habitante e por quilômetro quadrado é sempre inferior às médias mundiais.

A eleição de prioridades para o incentivo à produção mineral nacional pode ser feita pela consideração dos afastamentos dos índices brasileiros, expressos em Kg/hab. e em Kg/Km², em relação aos correspondentes à produção mundial. Os dados constantes das duas últimas colunas do Quadro IV indicam que deve ser concedida maior prioridade no Brasil ao aproveitamento de minério de zinco do que, por exemplo, ao de minério de estanho.

No que diz respeito ao consumo de substâncias minerais, é interessante reproduzir algumas observações de Glycon de Paiva: em 1968, o Brasil produziu cerca de 4,5 dolares por habitante, exportou 1,5 e consumiu 10, necessitando de importar 7 dolares por habitante.

Note-se ainda que a ascensão do produto real per capita, verificada nos últimos anos e programada para o futuro, redundará em um maior consumo de minérios por habitante.

Se admitirmos a proporcionalidade entre o consumo per capita de cimento (87,2 Kg/hab. em 1968) e a estimativa aludida para o consumo per capita de substâncias minerais (US\$ 10 em 1968), a projeção do consumo per capita do cimento em 1975 (169,2 Kg/hab. segundo estudos e laborados pelo Sindicato Nacional da Indústria de Cimento) indicaria um consumo mineral por habitante da ordem de US\$ 19,4, ou sejam US\$2,1 bilhões para os 110 milhões de brasileiros do ano de 1975.

A fase de estagnação atravessada pela indústria de mineração brasileira na primeira metade deste século, pode ser atribuída à falta de recursos destinados ao setor, à insuficiência do número de técnicos com conhecimentos especializados para o levantamento e aproveitamento dos recursos minerais, ao regime de acesso para a propriedade das minas estabelecido após a proclamação da República, à instabilidade das instituições políticas e da moeda, e à inexistência de uma política tributária condizente com as metas propostas.

Os obstáculos citados podem ser considerados como já removidos. No campo tributário é forçoso reconhecer que muito progresso foi conseguido com a regulamentação do Imposto Único sobre Minerais, a partir

ANEXO IV

COMPARAÇÃO DAS QUANTIDADES PRODUZIDAS DE ALGUNS MINERAIS METÁLICOS NO BRASIL (1970) E NO MUNDO (1968)

| Substância mineral | BRASIL 1970 | | MUNDO 1968 | | Kg/Km ² Brasil | |
|--------------------------|------------------------------|----------|------------------------------|---------|---------------------------|--------------------------------|
| | Produção Kg/(1) | Kg/hab | Produção Kg (1) | Kg/hab | Kg/hab Mundo x 100 | Kg/Km ² Mundo x 100 |
| Minério de cobre | 4,42x10 ⁶ | 0,05 | 5400x10 ⁶ | 1,57 | 40,93 | 3 |
| Minério de ferro | 26,13x10 ⁹ (2) | 275,0 | 374,6x10 ⁹ | 108,9 | 2839,1 | 253 |
| Ouro | 10 x 10 ³ | 0,105(4) | 1438,5x10 ³ | 0,42(4) | 10,9(5) | 25 |
| Minério de zinco | 10,5x10 ⁶ | 0,11 | 5020 x 10 ⁶ | 1,46 | 38,05 | 8 |
| Minério de níquel | 2,506x10 ⁶ | 0,03 | 549,1x10 ⁶ | 0,16 | 4,16 | 19 |
| Minério de chumbo | 27,578x10 ⁶ | 0,29 | 3010x 10 ⁶ | 0,88 | 22,81 | 33 |
| Minério de estanho | 3,315x10 ⁶ | 0,03 | 228,9x10 ⁶ | 0,07 | 1,73 | 43 |
| Prata | 11 x 10 ³ | 0,12(4) | 8587,5x10 ³ | 2,50(4) | 65,08(5) | 5 |
| Platina e metais de mina | 0 | 0 | 106,9x10 ³ | 0,03(4) | 0,81(5) | 0 |
| Minério de alumínio | 345,6x10 ⁶ (3) | 3,64 | 48800x10 ⁶ (3) | 14,19 | 369,85 | 26 |

Obs.: 1 - Quantidade expressa em kilogramas de metal contido, salvo outra indicação. 2 - A produção brasileira de minério de ferro foi considerada como tendo em média 50% de produção expressa em minério.

de 1964, e com a permissão de dedução de quotas de exaustão de reservas minerais, equivalentes a 20% do valor das substâncias lavradas (D.L. 1096 de 23-3-70), para fins de cálculo do Imposto de Renda.

Assim sendo, pode o empresariado nacional dedicar maior parcela de sua engenhosidade ao setor mineral, que dispõe, no Brasil, de quadro geológico dos mais promissores do Mundo.

As projeções do consumo mineral global para os próximos anos exemplificam o quanto deverá ser exigido da indústria de mineração brasileira para que seja diminuído o grau de dependência do sub-solo alheio.

Referências Bibliográficas:

1. V.E.McKelvoy - U.S.Geological Survey. "Objectives and measures of mineral policies" - Conferência no Cento Symposium for Development and Utilization of Mineral Resources - Pakistan - 1968.
2. F.Callot - Bureau de Documentation Minière - França - "Production et Consommation Mondiale des Minerais en 1968", estudo publicado no "Annales des Mines" de janeiro de 1971.
3. Mineral Resources Branch of the Department of Energy, Mines and Resources - Canadá - "The Canadian Mineral Industry in 1969" estudo publicado no "Canadian Mining Journal".
4. Kung-Lee Wang e Robert G. Koat - Bureau of Mines - "The Interindustry Structure of the U.S.Mining Industries - 1958".
5. Glycon de Paiva - "Economia Mineral do Brasil" estudo publicado na revista "Engenharia, Mineração e Metalurgia", nº 297.
6. Sindicato Nacional da Indústria do Cimento - Brasil - "Prognóstico sobre a Demanda e Oferta de Cimento Portland 1970 - 1975" estudo publicado na Revista do Sindicato Nacional da Indústria do Cimento nº 205/6.

DEBATES

O Sr. Clovis Henrique de Almeida - Solicitamos aos assistentes que tenham perguntas a formular que se manifestem declinando o nome.

O Sr. Juvenal T. Felix - Desejo cumprimentar o ilustre conferencista pela palestra que foi interessante e acredito que trouxe bastante novidade, principalmente no campo da obtenção de elementos que para mim eram desconhecidos e creio que para muita gente. Quero me referir principalmente à questão de percentagem estabelecida no Brasil comparada ao mundo.

Esse trabalho será feito a uma projeção a longo prazo?

O SR. PAULO CESAR DE MORAES SARMENTO - Isso no Brasil de 1970 comparado com o mundo de 1968.

O Sr. Juvenal T. Felix - O que desejo saber é se será baseada nesse mesmo esquema, nesse mesmo tipo de análise uma projeção para efeito de incentivo à mineração de determinados minerais. Por exemplo, a CPRM, dentro do roteiro de financiamentos, estabeleceu um quadro em que determinados minerais têm um coeficiente de 0,5, outros têm 3 e 2,5, etc. O critério adotado para estabelecer aquele coeficiente foi baseado numa análise deste tipo ou em que tipo de análise?

O SR. PAULO CESAR DE MORAES SARMENTO - Não foi deste tipo, que eu tenha conhecimento. Este, estou propondo. É uma idéia de como se poderia equacionar o problema da eleição de prioridade. É apenas uma idéia com a qual possivelmente muitos não concordam. Talvez existam outros critérios.

Até hoje, vejo que esse problema da eleição de prioridade fica muito vago. Não existe nada de positivo para julgar. Sabe-se que a prioridade para o cobre não se estabelece bem em termos concretos e o porque dessa prioridade. Todo mundo sabe que o Brasil precisa produ-

zir coque e outros minerais. Tentei usar um critério para tornar isso mais automático. É apenas uma tentativa.

O Sr. Eurico Betz - Acho justa a tentativa. O que percebo é que o critério atual é apenas de carência, mas essa carência não tem condições de fazer uma projeção a longo prazo e todos os investimentos mineiros são a longo prazo. Acredito que esse critério é interessante e cumprimento-o por isso.

O Sr. Bernardo Piquet - Eu queria fazer uma observação. Esses dados, comparados com essas médias mundiais, se fosse feita uma comparação com a necessidade interna do País, não seriam mais reais? No caso nosso, por ser um país de grande extensão, com uma população bastante grande, com certos tipos de minérios, poderia haver um dado meio distorcido e, digamos, uma relação de prioridade que não fosse aquela da necessidade interna. Certo?

O SR. PAULO CESAR DE MORAES SARMENTO - Há uma dificuldade geral no mundo em se obter dados de consumo. Esse estudo francês diz textualmente isso. É mais fácil primeiramente tentar equacionar o problema da produção, dados estatísticos, e depois o do consumo. De maneira que o primeiro acordo seria a consideração de dados que dissessem respeito à produção. Acho a sua idéia válida. Certamente, no futuro, deverá ser considerado esse novo critério: considerar a prioridade em relação às importações.

Seria isso? De qualquer forma, quando se afasta da média mundial, tem-se quase que a mesma eleição de prioridade, acredito.

O Sr. Bernardo Piquet - Esse problema que o senhor levanta com relação a certos países que, no cômputo global do valor do mineral, adicionam como parcela o cimento - e não a matéria prima do cimento, comparando com o Brasil, como se poderia separar o cimento, que tem um valor de mercado certo e internacional e uma matéria prima que praticamente é impossível fixar o seu valor a não ser o custo da extração?

O Sr. PAULO CESAR DE MORAES SARMENTO - No decorrer do trabalho, como disse, um dos critérios foi o campo de incidência do imposto único. Quer dizer, considerou-se como produção mineral aquilo que é taxado pelo imposto sobre minerais no Brasil.

O Sr. Bernardo Piquet - É o valor tributado. O custo de produção, no caso do cimento, quando se compara com minérios de ferro, é valor ao preço do mercado.

O SR. PAULO CESAR DE MORAES SARMENTO - Podemos estabelecer por comparação também o valor que essas substâncias que entram na fabricação do cimento têm. Nesse estudo, se não me engano, em relação ao

calcáreo, por exemplo, foi considerado 1,5 o valor por tonelada. Deve ser mais ou menos ou um pouco superior ao custo da produção.

O Sr. Clovis Henrique de Almeida - Mais alguma pergunta? (PAUSA) Não havendo, podemos dar por encerrada esta palestra.

ESTUDO DE VIABILIDADE TECNICA PARA OBTENÇÃO DE
AREIA ARTIFICIAL DE PEDRA.

THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA

PAULO ABIB ANDERY E ASSOCIADOS S.C.LTDA.

1. INTRODUÇÃO

O presente estudo tem por objetivo estabelecer a viabilidade de técnica do beneficiamento do pedrisco e pó de pedra resultantes da britagem, para posterior utilização como agregado miúdo (areia artificial de pedra) de concreto de cimento de rocha granítica de pedreira da Serra da Cantareira em São Paulo.

2. COLETA DE DADOS E AMOSTRAS

2.1 Especificações para o Agregado Miúdo Artificial

Para o estabelecimento das condições desejáveis para a areia artificial, foram consultadas e comparadas as especificações:

ABNT, EB-4 - Especificação Brasileira de Agregados para Concreto

ASTM, C 33-71a - Standard specification for concrete aggregates

BSI, BS 882-1.201 - Specification for aggregate, from natural sources, for concrete.

As referidas especificações em linhas gerais estabelecem as seguintes condições para o agregado miúdo:

2.1.1 Diâmetro máximo:

ABNT e ASTM: 4,8 mm

BSI : 4,8 mm e 9,5 mm

2.1.2 COMPOSIÇÃO GRANULOMÉTRICA

| Malha abert. nom. (mm) | ABNT | | | | BSI | | | | ASTM |
|------------------------------|---------------|--------------------|---------|---------|---------|---------|--------------------------------|--------|--------|
| | zona ótima | zona utilizável | Zona 1 | Zona 2 | Zona 3 | Zona 4 | Porcentagem acumulada passando | | |
| 9,5 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 |
| 4,8 | 95-97 | 97-100 | 90-100 | 90-100 | 90-100 | 95-100 | 95-100 | 95-100 | 95-100 |
| 2,4 | 57-71 | 71-87 | 60-95 | 75-100 | 85-100 | 95-100 | 95-100 | 80-100 | 80-100 |
| 1,2 | 36-51 | 51-77 | 30-70 | 55-90 | 75-100 | 90-100 | 90-100 | 50-85 | 50-85 |
| 0,6 | 17-32 | 32-58 | 15-34 | 35-59 | 60-79 | 80-100 | 80-100 | 25-60 | 25-60 |
| 0,3 | 6-17 | 17-27 | 5-20 | 8-30 | 12-40 | 15-50 | 15-50 | 10-30 | 10-30 |
| 100 # 0,15 | 2- 7 | 7-12 | 0-10(+) | 0-10(+) | 0-10(+) | 0-15(+) | 0-15(+) | 2-10 | 2-10 |

(+) Para a areia resultante da britagem de rocha estável, os limites na malha 0,15 mm passam a 0 - 20.

2.1.3 Material pulverulento passando na peneira nº 200 (0,075mm),
limite máximo

| | <u>ABNT</u> | <u>ASTM</u> |
|--|-------------|-------------|
| Em concreto submetido a desgaste superficial | 3 | 5 |
| Para outros concretos | 5 | 7 |

A B.S.I. admite, para o caso da areia artificial de pedra, até 15% de material abaixo da malha nº 200.

A ASTM condiciona o aumento das porcentagens para os valores acima, isto é, 5 a 7%, ao fato de o material abaixo de 0,075 mm constituir-se apenas de pó resultante do fraturamento da pedra e livre de argila.

2.1.4 Módulo de finura

Apenas a ASTM faz referência ao módulo de finura, limitando seu valor entre 2,3 e 3,1.

2.1.5 Outras informações

Nessa fase de coleta de informações procurou-se também ouvir a opinião do Eng^o Luiz A. Falcão Bauer, responsável pela dosagem e controle tecnológico do concreto preparado em usinas da capital do Estado. O referido engenheiro admitiu as limitações impostas pela EB-4, advertindo, entretanto, que, para emprego em mistura com a areia natural quartzosa de Jacareí, o material obtido deveria, se possível, apresentar porcentagens retidas elevadas entre 06 mm e 0,15 mm, para correção de granulometria final do agregado miúdo. Isto, tendo em vista que a areia de Jacareí apresenta falta de material naquela faixa.

Assim sendo, procurou-se orientar os ensaios de beneficiamento, no sentido de reduzir a parcela de material abaixo de 0,075mm, enquadrando-a aos limites impostos pela ABNT que se aproximam daqueles indicados pela ASTM.

2.2 Coleta de Amostras

2.2.1 Processamento

As amostras foram coletadas nas calhas de transferência das

correias transportadoras.

Os trabalhos foram desenvolvidos em períodos contínuos de operação da instalação de britagem, interrompendo-se a amostragem em períodos de paralização de equipamentos ou de chuva.

As amostras foram colhidas em períodos de 30 segundos e separadas em dois conjuntos:

- 3/8" + 4,8 mm
- 4,8 mm

Para retirada de alíquotas para ensaios granulométricos, as amostras foram homogeneizadas e enquartadas, sendo o material restante acondicionado em tambores, para posterior ensaio.

A distribuição da produção de pedrisco e pó de pedra pode ser resumida em:

| <u>Material</u> | <u>Toneladas/hora</u> |
|---------------------------|-----------------------|
| Pedrisco (-3/8" + 4,8 mm) | 4,5 |
| Pó (- 4,8 mm) | 10,1 |

2.2.2 Análises Granulométricas

Foram executadas análises granulométricas das amostras, seguindo o método MB-7 da A.B.M.T., com processamento a úmido.

Os resultados dos ensaios estão expressos nas tabelas apresentadas a seguir:

QUADRO 01

| | <u>A - Pó de Pedra (-4,8 mm)</u> | | | | | | | |
|-----------------------------|----------------------------------|----------|-----------|-----------|-----------|------------|------------|-------------|
| <u>Malha</u> | <u>4</u> | <u>8</u> | <u>16</u> | <u>30</u> | <u>50</u> | <u>100</u> | <u>200</u> | <u>-200</u> |
| % Retida na Malha | 4,9 | 18,2 | 22,6 | 17,5 | 8,2 | 12,6 | 5,2 | 10,8 |
| % Retida Acumulada na Malha | 4,9 | 23,1 | 45,7 | 63,2 | 71,4 | 84,0 | 89,2 | 100,0 |
| % Passante acumulada | 95,1 | 76,9 | 54,3 | 36,8 | 28,6 | 16,0 | 10,8 | - |

QUADRO 02B - Pedrisco (-3/8 + 4,8 mm)

| Malha | 4 | 8 | 16 | 30 | 50 | 100 | 200 | -200 |
|-----------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| % Retida na Malha | 41,78 | 44,35 | 5,26 | 2,41 | 0,35 | 2,38 | 0,85 | 2,62 |
| % Retida Acumulada na Malha | 41,78 | 86,13 | 91,39 | 93,80 | 94,15 | 96,53 | 97,38 | 100,0 |
| % Passante acumulada | 58,22 | 13,87 | 8,61 | 6,20 | 5,85 | 3,47 | 2,62 | - |

3. PROCESSAMENTO EXPERIMENTAL

Observando os resultados das análises granulométricas indicadas em 2.2.2, podemos concluir:

- para utilização do pedrisco como agregado, basta promover lavagem na peneira;
- o pó de pedra deve ser classificado para redução das porcentagens - passantes nas malhas 100 e 200.

3.1 Ensaio de Classificação

Realizaram-se 20 experiências em classificador espiral suficientes para definição dos dados para projeto, tais como:

- % sólidos na alimentação
- % sólidos no "overflow" do classificador
- % sólidos no "underflow"
- recuperação em massa
- consumo de água

As características do classificador de laboratório podem ser resumidas em:

- velocidade da espiral - 39 RPM
- diâmetro da espiral - 6 pol.
- ângulo do classificador - 3,5 pol/pé

Os dados dos ensaios Nº 16, 17 e 18, por serem os mais representativos, estão apresentados em anexo.

ENSAIO DE CLASSIFICAÇÃO Nº 17

| Increm. | Material | Medidas Diretas | | Vazão de água de água Its/min | Vazão (vol.) % Sólidos | F | U | O | U | F | O | U | Compos. Amostras Tempo de increm. | Apuração das Amostras % Sól. Real | | | |
|-------------------------------------|----------|-----------------|--------------|-------------------------------|------------------------|-----|---|-----|------|------|-----------------|-----------------|-----------------------------------|-----------------------------------|------|-------|-------|
| | | Vazão (massa) | Vazão (vol.) | | | | | | | | | | | | Over | Under | Feed |
| Nº Hora | | F | U | O | U | F | O | U | | | | | Over | Under | Feed | Over | Under |
| 1 14 ^h 15 ^{min} | 4,8 | 900 | 398 | 602 | 381 | 310 | - | 6,5 | 77 | 0,76 | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | | | |
| 2 14 ^h 25 ^{min} | | 900 | 375 | 585 | 362 | 295 | - | 6,0 | 78,4 | 0,76 | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | | | |
| 3 14 ^h 35 ^{min} | | 910 | 400 | 549 | 382 | 275 | - | 7,0 | 79,4 | 0,76 | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | 54,5 | 6,4 | 78 |
| 4 14 ^h 50 ^{min} | | 920 | 383 | 609 | 370 | 305 | - | 6,0 | 79,4 | 0,76 | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | 40 ^s | | | |
| Massas/min. | | 900 | 39 | 695 | | | | | | | | | | | | | |
| | | 900 | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | 910 | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | 920 | | | | | | | | | | | | | | | |

ENSAIO DE CLASSIFICAÇÃO Nº 18

| Increm. | Nº Hora | Medidas Diretas | | | | Material | 4,8 | Vazão (vol.) % Sólidos | | Vazão de água lts/min | Compos. Amostras | | Apuração das Amostras | | |
|---------|-----------------------------------|-----------------|-----|------|-----|----------|------|------------------------|------|--------------------------|------------------|-----------------|-----------------------|------|------|
| | | F | O | U | O | | | F | O | | U | U | Under | Over | Feed |
| 1 | 15 ^h 50 ^{min} | 1000 | 382 | 1138 | 340 | 567 | 40 | 16 | 80,1 | 0,40 | 120 ^s | 60 ^s | 72 | 17 | 80,1 |
| 2 | 15 ^h 53 ^{min} | 1000 | 358 | 1230 | 320 | 615 | 40 | 17 | 79,4 | 0,40 | 120 ^s | 60 ^s | | | |
| 3 | 16 ^h 00 ^{min} | 940 | 440 | 976 | 390 | 480 | 37,3 | 18 | 80,6 | 0,35 | 120 ^s | 60 ^s | | | |
| 4 | 16 ^h 05 ^{min} | 880 | 433 | 1050 | 390 | 505 | 39,6 | 16 | 82,3 | 0,35 | 120 ^s | 60 ^s | | | |

4. CARACTERÍSTICAS DO PRODUTO OBTIDO

4.1 Granulometria

As características granulométricas dos produtos dos ensaios estão apresentadas na tabela abaixo:

(SEGUE TABELA A)

TABELA A

ENSAIO

| Nº | % Sólidos overflow | | Produtos | Granulom. % Pass. Peneira Nº | | | | | | % Sólidos Aliment. | | |
|-------|-----------------------|-------|----------|------------------------------|------|------|------|------|------|-----------------------|------|-------|
| | Med. | Calc. | | 4 | 8 | 16 | 30 | 50 | 100 | 200 | Med. | Calc. |
| 16 | 6,1 | 6,03 | u | 94,9 | 72,3 | 49,3 | 32,2 | 19,3 | 8,4 | 3,5 | 49,6 | 50,0 |
| 17 | 6,3 | 6,4 | o | 95,1 | 73,7 | 70,5 | 33,6 | 21,9 | 9,6 | 4,6 | 39,3 | 54,5 |
| 18 | 17 | 17,00 | o | 94,6 | 72,4 | 49,4 | 33,9 | 21,5 | 10,9 | 5,5 | 39,3 | 72 |
| ALIM. | | | | 95,1 | 76,9 | 54,3 | 36,8 | 28,6 | 16,0 | 10,8 | | |

Analisando estes dados, podemos elaborar a tabela apresentada a seguir, a qual contém os resultados dos ensaios:

T A B E L A B

| ENS. % Sól. | No | Over | Repert. Massas | Fração Acumu. re tirada under em d ₉₅ | C=1-s | L=0,05C | M=r s | N=L+M | O=1-N | P= $\frac{L}{N}$ | Q=C-P | Eficiência |
|-------------|------|------|-------------------|--|--------|---------|--------|--------|--------|------------------|--------|------------------------------|
| | | | S = $\frac{U}{A}$ | | | | | | | | | $E = \frac{100 \times Q}{O}$ |
| | | | 50 100 200 | | | | | | | | | |
| 16 | 6,03 | | 0,857 0,855 0,938 | 92,0 | 0,169 | 0,0085 | 0,7645 | 0,7730 | 0,2270 | 0,01099 | 0,1580 | 69,6 |
| 17 | 6,4 | | 0,858 0,726 0,789 | 91,0 | 0,169 | 0,0085 | 0,7562 | 0,7647 | 0,2353 | 0,01112 | 0,1579 | 67,1 |
| 18 | 17,0 | | 0,906 0,589 0,720 | 90,0 | 0,0169 | 0,0085 | 0,7479 | 0,7564 | 0,2436 | 0,01124 | 0,1578 | 64,8 |

5. CONCLUSÕES

Com os dados das experiências de classificação, podemos concluir que:

- 5.1. É possível, através de um sistema de classificação, com classificador espiral, obter-se areia artificial, a partir do pó de pedra com características granulométricas dentro das normas A.B.N.T..
- 5.2. A recuperação em massa (relação entre as massas de areia artificial produzida e pó de pedra alimentado) é de 83%.
- 5.3. O consumo de água é de aproximadamente $93 \text{ m}^3/\text{h}$, ou seja, $3,5 \text{ m}^3$ por tonelada de areia artificial produzida.
- 5.4. São reproduzidos em anexos os certificados dos ensaios de qualidade de areia realizados com amostras resultantes do estudo realizado em escala de laboratório.

Engenheiro Civil
L. A. FALCÃO BAUER
Contrôle Tecnológico de Concreto

Certificado nº 1.453

ENSAIO DE QUALIDADE DE AREIA

AREIA NATURAL

ENSAIOS

* 535

Agramassa normal plástica obtida com cm^3 de água por grama de cimento:
data da moldagem: 11 / 05 / 72

flow-table 170 mm.
água: 155 grs.
traço: 1 kg de areia
cimento: 333 gras.
observações: * 3 cps.

Idade em dias e data de ruptura

| c.p. | | c.p. | | c.p. | |
|--------------------|--------------------|--------------------|--------------------|--------------------|--------------------|
| kg/cm ² | kg/cm ² | kg/cm ² | kg/cm ² | kg/cm ² | kg/cm ² |
| 1 | 143 | 7 | - | 13 | - |
| 2 | 136 | 8 | - | 14 | - |
| 3 | 130 | 9 | - | 15 | - |
| 4 | - | 10 | - | 16 | - |
| 5 | - | 11 | - | 17 | - |
| 6 | - | 12 | - | 18 | - |
| m. | 136 | m. | - | m. | - |

ensaio realizado de acordo com as normas brasileiras
(a. b. n. t.)

São Paulo, 15 de maio de 1.972

LIBERATO
operador

Original Assinado
por A. Maria Silva
eng.responsavel

Engenheiro Civil

L. A. FALCÃO BAUER

Contrôle Tecnológico de Concreto

Certificado nº 1.454

ENSAIO DE QUALIDADE DE AREIA

ENSAIOS

* 535

Agramassa normal plástica obtida com cm^3 , de água por grama de cimento:
 data de moldagem: 11 / 05 / 72

flow table 170 mm
 água: 155 grs.
 traço: 1 kg de areia artificial
 cimento: 333 grs. de cimento
 observações: 3 cps.

Ensaio comparativo com ensaio nº 1.453; cujos resultados são:

* 3 dias: 143, 136 - 130 = 136

Idade em dias e data da ruptura

| 3 14/05/ | | 7 - / - | | 28 - / - | |
|----------|--------------------|---------|--------------------|----------|--------------------|
| c.p. | kg/cm ² | c.p. | kg/cm ² | c.p. | kg/cm ² |
| 1 | 200 | 7 | - | 13 | - |
| 2 | 189 | 8 | - | 14 | - |
| 3 | 184 | 9 | - | 15 | - |
| 4 | - | 10 | - | 16 | - |
| 5 | - | 11 | - | 17 | - |
| 6 | - | 12 | - | 18 | - |
| m. | 191 | m. | - | m. | - |

ensaio realizado de acordo com as normas brasileiras (a. b. n. t.)
 São Paulo, 15 de maio de 1.972.

LIBERATO

operador

Original Assinado
 por A. Maria Silva
 eng.responsavel

Engenheiro Civil

L. A. FALCÃO BAUER

Contrôle Tecnológico do Concreto

Certificado nº 1.455

ENSAIO DE QUALIDADE DE AREIA

Areia Artificial - CH - 17

ENSAIOS * 535

Agramassa normal plástica obtida com cm^3 de água por grama de cimento:
 data da moldagem: 11 / 05 / 72

flow-table 170 mm
 água: 155 grs.
 traço: 1 kg de areia artificial
 cimento: 333 grs.
 observações: 3 cps.

Ensaio Comparativo com ensaio nº 1.453; cujos resultados são:

3 dias: - 143 - 136 - 130 = 136

| Idade em dias e data da ruptura | | | | | |
|---------------------------------|--------------------|------|--------------------|------|--------------------|
| 3 | 14/05/ | 7 | - / - | 28 | - / - |
| c.p. | kg/cm ² | c.p. | kg/cm ² | c.p. | kg/cm ² |
| 1 | 126 | 7 | - | 13 | - |
| 2 | 142 | 8 | - | 14 | - |
| 3 | 148 | 9 | - | 15 | - |
| 4 | - | 10 | - | 16 | - |
| 5 | - | 11 | - | 17 | - |
| 6 | - | 12 | - | 18 | - |
| m. | 139 | m. | - | m. | - |

ensaio realizado de acordo com as normas brasileiras (a. b. n. t.)

São Paulo, 15 de maio de 1.972.

LIBERATO

Operador

Original Assinado
 por A. Maria Silva
 eng.responsavel

Engenheiro Civil

L. A. FALCÃO BAUER

Contrôle Tecnológico do Concreto

Certificado nº 1.456

ENSAIO DE QUALIDADE DE AREIA

Areia Artificial CH - 16

ENSAIOS * 535

Agramassa normal plástica obtida com cm^3 de água por grama de cimento:
 data da moldagem: 11 / 05 / 72

flow-table 170 mm
 água: 155 grs.
 traço: 1 kg de areia artificial
 cimento: 333 grs.
 observações: 3 cps.

Ensaio Comparativo com ensaio nº 1.453; cujos resultados são:

3 dias: - 143 - 136 - 130 = 136

Idade em dias e data da ruptura

| 3 | 14/05/- | 7 | - / - | 28 | - / - |
|------|--------------------|------|--------------------|------|--------------------|
| c.p. | kg/cm ² | c.p. | kg/cm ² | c.p. | kg/cm ² |
| 1 | 126 | 7 | - | 13 | - |
| 2 | 142 | 8 | - | 14 | - |
| 3 | 148 | 9 | - | 15 | - |
| 4 | - | 10 | - | 16 | - |
| 5 | - | 11 | - | 17 | - |
| 6 | - | 12 | - | 18 | - |
| m. | 139 | m. | - | m. | - |

ensaio realizado de acordo com as normas brasileiras (a. b. n. t.)
 São Paulo, 15 de maio de 1.972.

LIBERATO

Operador

Original Assinado
 por A. Maria Silva
 eng responsável

DEBATES

O Sr. Eng^o Veras - Já está essa instalação em funcionamento?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Não, ela está em implantação.

O Sr. Eng^o Veras - E o mercado consumidor, além dos testes, já existe possibilidade de colocação dessa areia artificial no mercado?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Existe indústria, a que propuzemos o trabalho, é consumidora de areia. É uma indústria de preparação de concreto.

O Sr. Goodson Barbosa de Moura - Após o material sair do classificador, ele - conforme o senhor disse - sai com uma porcentagem de sólidos da ordem de 80%. O produto estaria pronto para comercialização. Não há nenhuma secagem?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Não. Em relação ao teor de umidade ela terá praticamente as mesmas condições da areia natural. Não há secagem e o material, após o processamento, é empilhado de depois - carregado para o transporte até o ponto de consumo.

O Sr. Darly Geraldo Sena - O senhor vê, atualmente, possibilidade de colocação dessa areia inicial, em termos de competição, com a areia do rio?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Sim, e ela já está sendo utilizada inclusive sem beneficiamento, em virtude do alto custo da areia natural, atualmente em São Paulo. Há uma nítida tendência de as usinas de concretos utilizarem a areia artificial de pedra.

O Sr. Darly Geraldo Sena - Esse estudo foi feito para o granito. Há recomendações para uma outra rocha, para aplicação dos mesmos processos?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Acho que sim, porque o problema parece que é mais granulométrico do que de qualquer outra natureza. A natureza do material provavelmente não terá influência no caso do concreto.

O Sr. Darly Geraldo Sena - Só foi feito estudo para o granito? Há possibilidade de aplicação em outras rochas?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Acredito que sim. Em Brasília, por exemplo, está sendo usada brita de calcário para confecção de concreto.

O Sr. Darly Geraldo Sena - Em alguns casos pode ser usado o calcário sem esse beneficiamento?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Suponho que sim, que não haveria problema algum.

O Sr. Antenor Firmino da Silva Jr. - Então seria o caso da parte norte do Rio Grande do Sul, que é um terreno basáltico, de aproveitar também a areia de pedra.

O Sr. Arnaldo Guzinski - A que é atribuído o aumento da resistência do concreto, com a utilização da areia artificial de pedra?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Não está muito bem definida ainda esta correlação, mas acredita-se que possa ser atribuída a duas características: o fraturamento e a natureza áspera da superfície dos fragmentos resultantes da britagem. A maior superfície que ela oferece à matriz do concreto, possivelmente será a razão predominante. A areia natural tende à forma arredondada, oferecendo menor superfície para aquele envolvimento.

O Sr. Arnaldo Guzinski - Essa instalação terá capacidade em torno de 6 mil toneladas, não?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Exatamente.

O Sr. Arnaldo Guzinski - Que parcela representa em relação ao consumo de areia em São Paulo?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Acredito que menos de 10%. Admito um consumo em torno de 90 mil a 100 mil toneladas por mês, para concreto, evidentemente.

O Sr. José Júlio Carneiro - No caso do senhor estender o estudo para a fração abaixo de 200 mesh, visando uma eventual aplicação, dependendo das características mineralógicas, vê a possibilidade de aplicação dessa fração?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - Não consigo assim de momento, prever. Evidentemente poderia ser estudado, embora seja uma parcela pequena, tendo em vista que a recuperação em massa no processo situa-se em torno de 83%.

O Sr. Evaldo Ávila da Silva - Em relação à adição de água no peneiramento, a instalação é a seco?

O SR. THEMISTOCLES ALVIM DE LIMA - É a seco. Uma das vantagens adicionais do processo é melhorar o agregado gráudo. No caso, o lançamento se faz na peneira que classifica a pedra 1, normalmente produto que se apresenta contaminado com pó, durante a época de chuvas. A introdução de água no processo de britagem tem reflexos inclusive nos custos de manutenção de equipamentos, pela eliminação de problemas de rolamentos em virtude da entrada de pó.

Se não houver mais pergunta, vou encerrar esta palestra agradecendo a atenção de todos. (Palmas)

CENTRO MORAES RÊGO

II SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO

CAPÍTULO VII

GEOLOGIA DE RAPOSOS

*Aut. Br. (MG)
Mi. Rapos.*

Geol. LUCIANO TAVARES SIQUEIRA
Mineração Morro Velho S.A.

A - CONCEITOS GEOLÓGICOS

1. GEOLOGIA REGIONAL

O quadrilátero ferrífero está sobreposto ao escudo Brasileiro e ocupa uma área de aproximadamente 7.000 km² na região central de Minas Gerais.

A sequência de camadas que o forma permitiu a sua divisão - em três séries, a saber: Série Rio das Velhas, Série Minas e Série Itacolomí. Separa-se a Série Rio das Velhas da Série Minas por um diafrotismo magmático e uma discordância determina o limite superior da Série Minas e o início da Série Itacolomí.

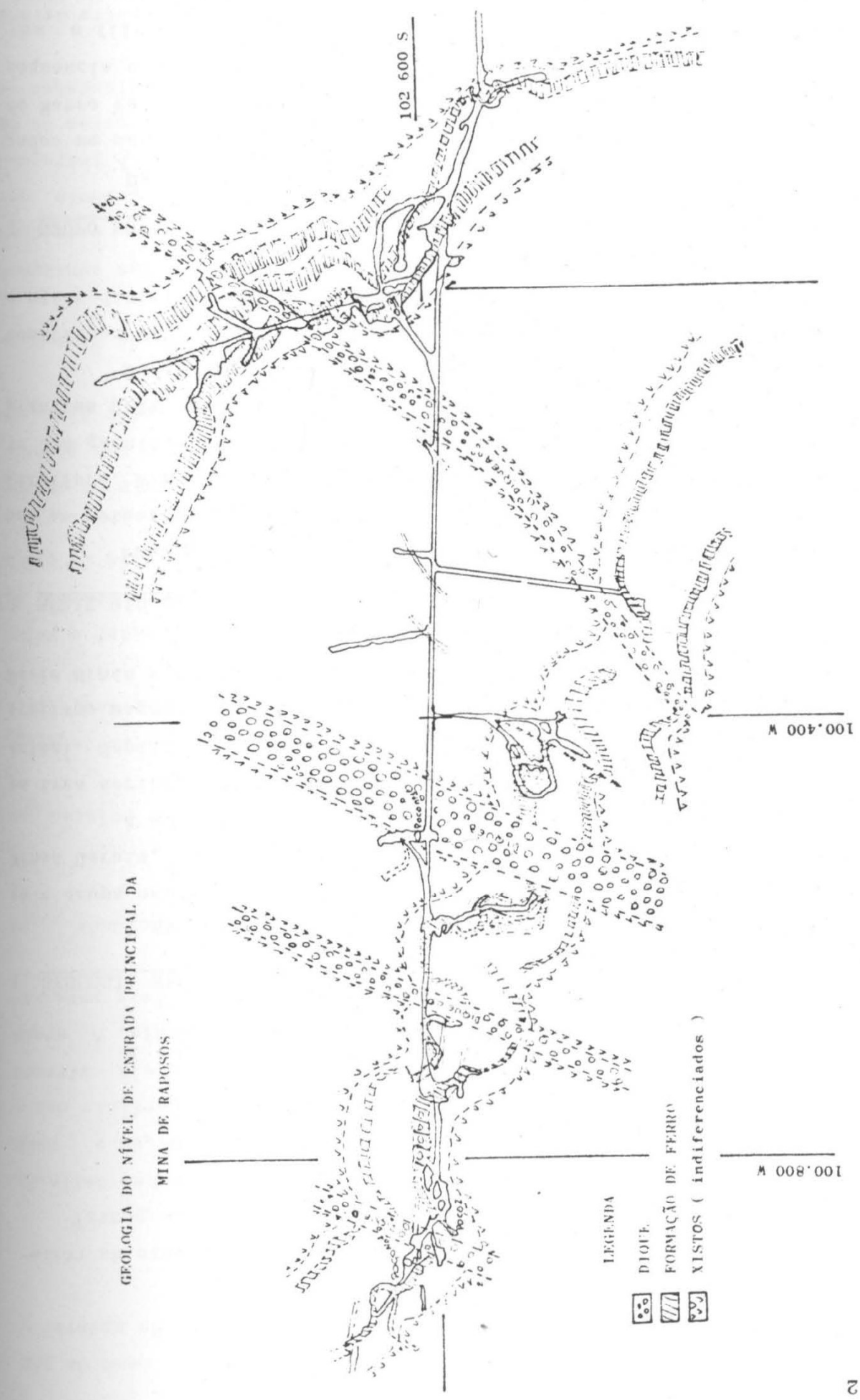
2. SÉRIE RIO DAS VELHAS

Sabe-se que as rochas que constituem a Série Rio das Velhas são as metassedimentares mais antigas que se conhece no Quadrilátero Ferrífero. A sua idade pode ser dada como menor do que a idade absoluta dos granitos, ou seja, 2.400 milhões de anos, e maior do que os granitos nela intrusivos de 1.300 milhões de anos.

Os xistos, filitos, rochas meta-vulcânicas, dolomita, etc., constituem as rochas do Grupo Nova Lima, onde encontra-se localizado o maior distrito aurífero conhecido no Brasil.

3. GRUPO NOVA LIMA

Dr. Eugene Callaghan (1958) dividiu os horizontes mineralizados em ouro em três zonas: Zona Inferior ou do Faria, Zona Média ou do Morro Velho e Zona Superior ou de Raposos. Gair anota a seguinte sequência estratigráfica, do mais velho para o mais novo: além de xistos e filitos, nas quais todas as outras rochas ocorrem como camadas lenticulares, formação de ferro, grauvaca, quartzo-dolomito, quartzo-anquerita (lapa seca), conglomerado xistoso, quartzito-sericítico, formação de ferro e quartzito sericítico, com uma espessura de aproxima-



GEOLOGIA DO NÍVEL DE ENTRADA PRINCIPAL DA

MINA DE RAPOSOS

LEGENDA

-
- ▨
- ⋈

DIOFE.

FORMAÇÃO DE FERRO

XISTOS (indiferenciados)

100.800 W

100.400 W

102.600 S

damente 4.000 metros.

4. ZONA SUPERIOR OU DE RAPOSOS

Nesta zona os trabalhos de mapeamento de detalhe na superfície são muito difíceis, pois a maior parte das rochas já se encontra alterada. Contudo, consegue-se distinguir o diabásio, a formação de ferro e o xisto.

Os melhores afloramentos são de formação de ferro, por se tratar de uma rocha bastante resistente ao intemperismo. O xisto somente é mapeado de um modo genérico, pois tanto as suas propriedades físicas quanto químicas variam segundo direção e espessura. Assim, quase todos os dados que temos são inferidos.

Em mapeamento de sub-superfície podemos distinguir vários tipos de rochas sendo que as principais são na ordem da mais velha para a mais nova: xisto-quartzo carbonato clorita, formação de ferro bandada, xisto sericita quartzo carbonato de cor verde (xisto-cromo sericita), xisto-quartzo-carbonato-clorita, novamente formação de ferro bandada, xisto sericita quartzo carbonato e xisto quartzo clorita com bandas pretas de carbonato, grafita e sericita subordinados. Além dessas rochas temos 4 diques de diabásio, localmente chamados de A, B, C e D, que cortam transversalmente as lentes de formação de ferro. Baseado neles podemos dar nomes aos vários corpos de minério dentro de uma mesma lente da rocha hospedeira (mapa da geologia do nível de entrada principal da Mina de Raposos).

5. ROCHA HOSPEDEIRA (Formação de Ferro).

De todas essas rochas citadas a única hospedeira do minério de ouro é a formação de ferro. Trata-se de uma rocha constituída de lâminas alternadas claras e escuras, semelhante a itabirito, onde as claras são de quartzo e carbonatos e as escuras de siderita e magnetita, grafita, clorita, sericita, quartzo e às vezes albita. Os carbonatos encontrados são de ferro, cálcio e magnésio. James (1954) classificou a formação de ferro como sendo de três fácies:

- a. formação de ferro rica em magnetita, como F.F. fácies óxidos;
- b. formação de ferro siderítica quartzosa, como F.F. fácies

carbonatos;

c. formação de ferro pirítica, como F.F. fácies sulfetada.

O primeiro tipo é tipicamente estéril

Em Raposos temos duas estruturas dessa formação possuindo, cada uma delas, duas ou mais lentes separadas por xistos. A direção principal do alinhamento é aproximadamente leste-oeste, a oeste do dique B, passando a sudeste a leste do mesmo dique.

Em alguns locais da mina a formação de ferro encontra-se metamorfozizada em consequência da intrusão dos diques, originando uma rocha de lentes alternadas verdes e escuras. As lentes verde são constituídas principalmente de um clino-anfibólio, e por suas propriedades ópticas foram classificadas como pertencentes à série da cumingtonita-grunerita e as faixas escuras são constituídas de siderita com magnetita, grafita, stilpnomelana, clorita e quartzo.

6. GÊNESE DO MINÉRIO

Em Arqueogênese do Ouro na Região Central de Minas Gerais - boletim 139 do D.N.P.M., 1970, o professor Djalma Guimarães escreve o seguinte:

" A mineralização foi facilidade pelo sistema de fraturas de idade Proterozóica e reavivadas durante o diastrofismo Tacônico-Caledoniano, que determinou a deformação e falhamentos nas rochas encaixantes, com reflexos nos corpos de minério. O estilo tectônico é o habitual desse diastrofismo, isto é, dobramento e falhamento por deslocamentos tangenciais, com arrastamento e que durante o episódio, teria formado lençóis de recobrimento (mapas de charriage) mais tarde destruídos, em grande parte, pela erosão instalada desde o Eo.-Paleozóico até a era Psicozóica."

" A segunda epeirogênese verificou-se no início da sedimentação da Série Itacolomí e desencadeou vulcanismo pelos depósitos piroclásticos da base do arenito desta série."

" A terceira fase é atestada pela atividade de magma basáltico cujos representantes em forma de diques cortam a Série de Lavras, mas não atingem a de Bambuí, o que sugere a idade Cambriana; a confirmação da idade atribuída é o fato dos diabásios e basaltos terem sido parcial ou totalmente anfibolitizados durante o metamorfismo regional Tacônico-Caledoniano (450 milhões de anos)."

Baseado em análises espectroquímicas do minério e rochas encaixantes, considera o Prof. D. Guimarães que:

" A reativação da fratura abriu caminho para soluções termais que promoveram a remineralização de anteriores corpos de minério."

" O que caracterizou a última fase, cujas condições físico-químicas foram epitermais, foi a mobilização do ouro e cromo."

7. CORPOS DE MINÉRIO

A rocha hospedeira do minério é a formação de ferro, principalmente as de fácies carbonatada e sulfetada. A forma dos corpos é a mais variável possível, contudo, é comum encontrá-los estreitos, alongados e sinuosos.

O ouro ocorre associado aos sulfetos sendo a pirita, pirrotita e arsenopirita os mais importantes e cuja porcentagem na composição do minério varia de 5% a 10%. Dentre os sulfetos os melhores indicadores de ouro são a pirrotita e arsenopirita e o quadro abaixo pode mostrar, aproximadamente, em que parâmetros podem ser correlacionados:

| <u>CORPO</u> | <u>PIRROTITA</u> (%) | <u>PIRITA</u> (%) | <u>ARSENOPIRITA</u> (%) | <u>OURO</u> (G/T) |
|------------------|-------------------------|----------------------|----------------------------|----------------------|
| Mina Grande | 59 | 28 | 5 | 13-17 |
| Nº 11 | 61 | 22 | 16 | 10-12 |
| Espírito Santo | 29 | 48 | 22 | 9-12 |
| Nº 10 | 0 | 67 | 27 | 5- 8 |
| Américo | 35 | 53 | 12 | 14-18 |
| Santa Catarina 1 | 0 | 75 | 25 | 4- 6 |
| E. Oeste | 25 | - | 75 | 8-11 |
| Apolinário | 0 | 100 | - | 0.4 |

Esta associação pode ocorrer de várias maneiras como preenchimento de fendas entre sulfetos diferentes, entre sulfetos e a ganga e em vazios de um cristal. Raramente o ouro é encontrado na ganga.

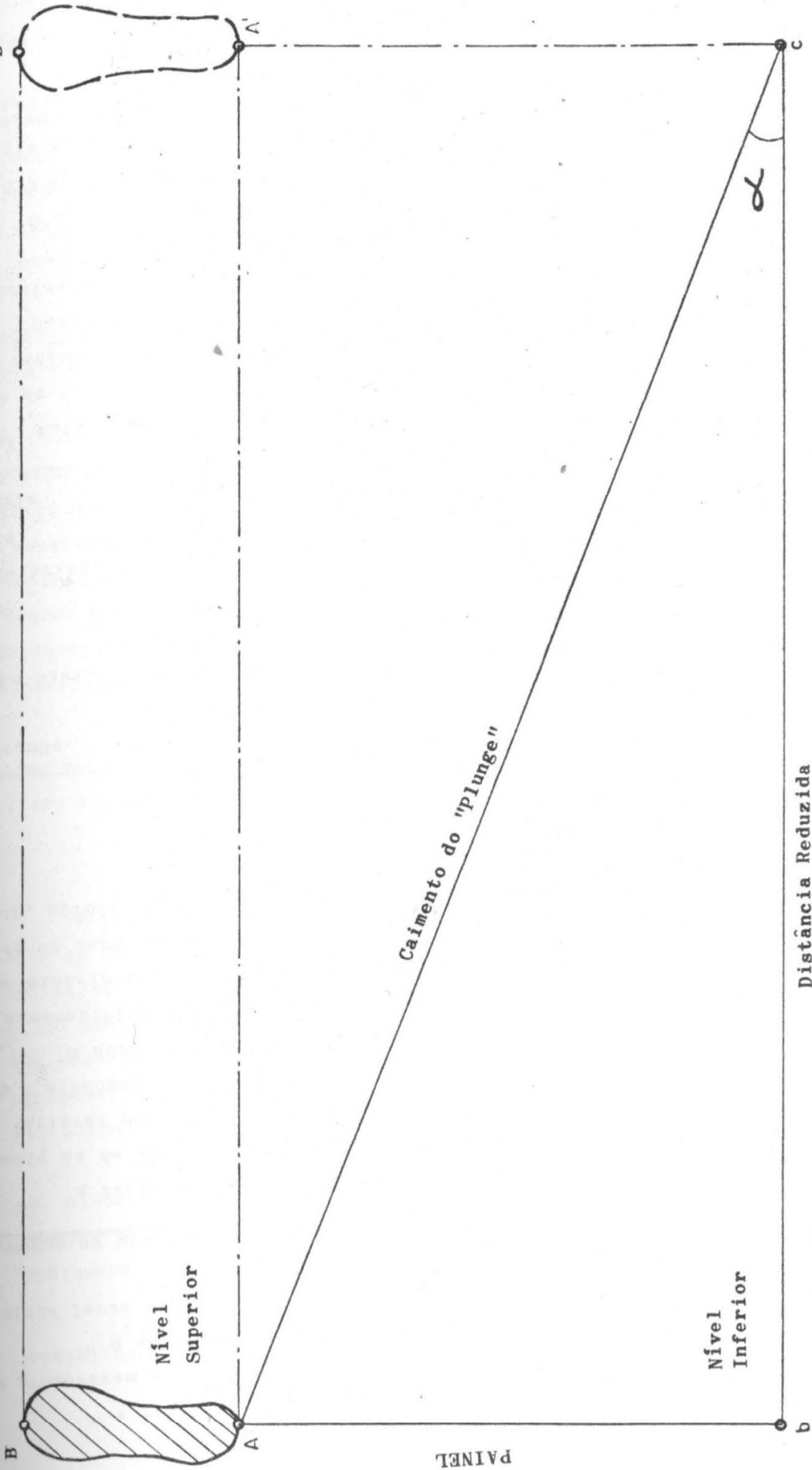
Outra associação do ouro é com a prata, formando uma ligativa destes dois elementos, na proporção de 77% de ouro e 23% de prata.

O ouro livre visível é muito raro. Em alguns níveis do corpo Mina Grande já encontramos fendas tapetadas de metal, mas sempre em cristais minúsculos.

MÉTODO DE PROJEÇÃO DE CORPOS DE MINÉRIO

Projeção do Corpo de Minério no Nível Inferior B'

Corpo de Minério no Nível Superior B



PAINEL

$bc = \overline{AA'} = \overline{BB''}$

B - GEOLOGIA APLICADA À ENGENHARIA DE MINAS

Em consequência das grandes linhas estruturais e metamorfismo regionais a direção das rochas na mina está entre 20° e 30° NE, mergulhando para SE e o "plunge" das dobras e corpo de minério com direção S 85° E, variando localmente, e caimento para E, com ângulos de caimento variáveis, porém não ultrapassando a 45° .

Baseados no caimento e direção do "plunge" orientamos toda a nossa pesquisa e lavra.

1. PROJEÇÃO DE CORPO DE MINÉRIO.

Como a nossa lavra é do tipo ascendente, torna-se necessário que a Geologia determine a posição dos corpos de minério em níveis inferiores. Como normalmente o caimento do "plunge" varia de um nível a outro, provocado por dobras de arrastamento ascensionais, é mister que se determine a curva dessas variações e verificar qual o que melhor se aplica ao caso.

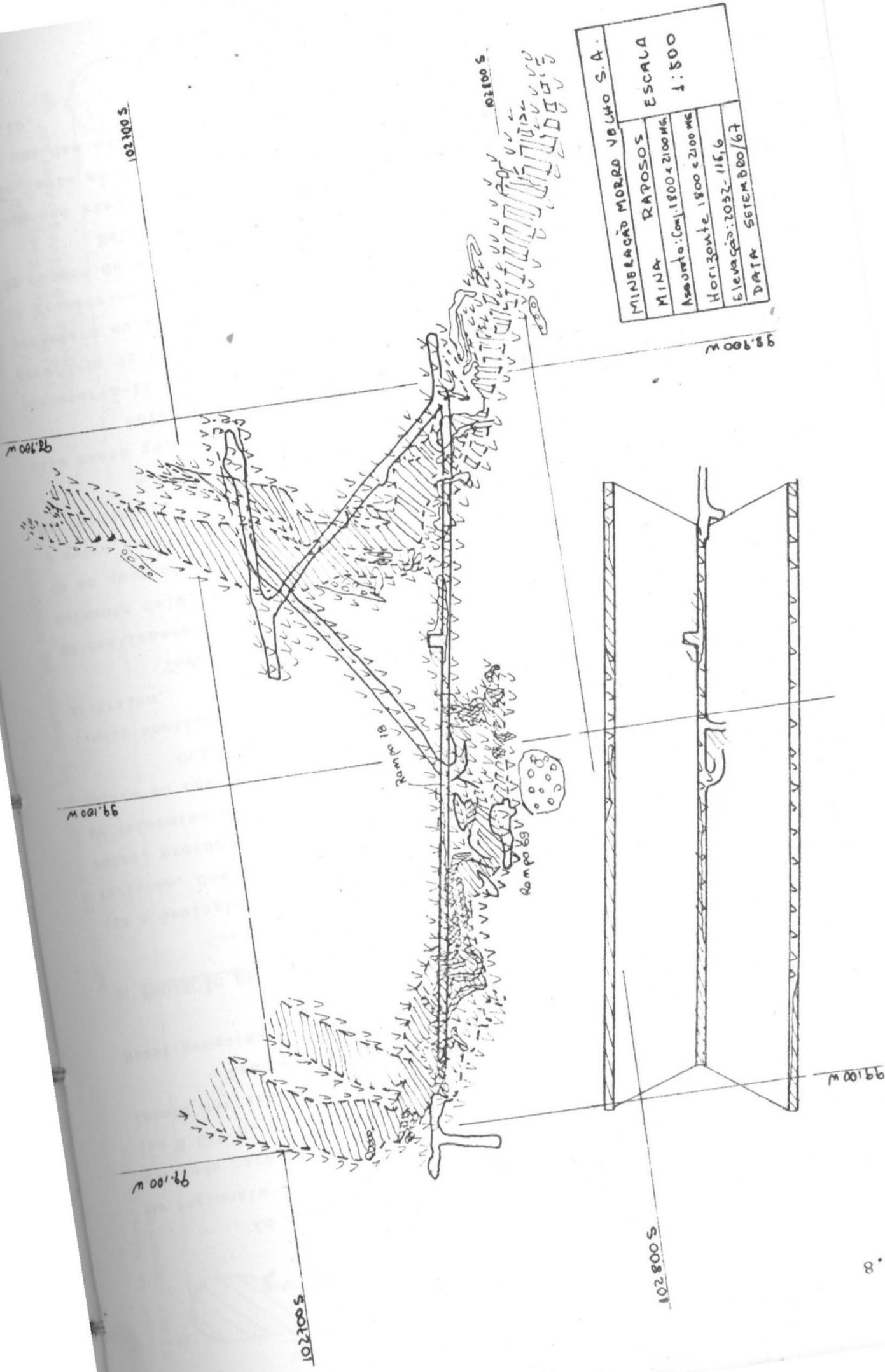
Outro dado necessário é a altura do painel, ou seja, a distância vertical entre os dois planos horizontais que representam os distritos.

Tudo se passa como se o corpo de minério estivesse sofrendo um deslizamento segundo a direção do "plunge" e com o mesmo ângulo de caimento dele. Assim caímos na resolução de triângulos retângulos quando se quer conhecer um cateto ($bc =$ distância reduzida) quando é dado o outro cateto ($ab =$ altura do painel) e o ângulo oposto ($\alpha =$ ângulo de caimento).

A resolução por processo analítico além de mais rápido é mais exato que o processo gráfico.

Determinado o cateto \overline{bc} , que é a distância reduzida, é só transportá-lo para segmentos de reta com origem em pontos tomados na periferia do corpo e direção coincidente com a do "plunge". Assim A se projetará em A', B em B', etc., e a união dos pontos nos dará uma figura geométrica semelhante à original (vide desenho: método de projeção de corpos de minério).

Embora estas medidas sejam tomadas com o máximo de cuidado e como não executamos furos inclinados para testar a veracidade da projeção, esta só é confirmada por galeria inclinada (rampa) que executamos em uma das extremidades do corpo até atingir a elevação do futuro distrito.



| | |
|------------------------------|-------------|
| MINERAÇÃO MORRO VELHO S. A. | |
| MINA | RAPOSOS |
| Escala 1:500 | |
| Assunto: Com. 1800 x 2100 MG | |
| Horizonte 1800 e 2100 MG | |
| Elevações: 2032 - 116,6 | |
| DATA | SETEMBRO/67 |

2. SONDAGEM

Já na elevação desejada inicia-se o trabalho de confirmação por sondagem para determinar a verdadeira posição do corpo ou corpos de minério. Ela normalmente é feita em leque e há casos em que a execução de galerias auxiliares com a finalidade de reduzir a distância e melhorar o ângulo de sondagem se torna uma necessidade.

Considera-se bom ângulo de sondagem todo aquele que formado entre a direção do furo e a do corpo de minério seja o maior possível.

A sondagem paralela é menos frequente e só é usada para localizar e conhecer o comportamento de estruturas, em profundidade, ainda ausente em mineralização.

Praticamente todos os furos são horizontais, bem como não são muito profundos, 60 metros em média, variando de 20 m a 200 m.

Já executamos na Mina de Raposos um total de 27.895 metros - de furos, numerados de R-1 a R-468, dados de 11/51 a 07/72.

Um furo representativo para o conjunto teria as seguintes rochas, em porcentagens:

| | | |
|----|----------------------------|---------|
| | a. Formação de ferro | 19,78 % |
| | b. Xistos diversos | 70,69 % |
| c. | c. Diabário | 4,55 % |
| | d. Minério | 2,38 % |
| | e. Outras | 2,60 % |

O índice de aproveitamento de furos positivos para minério é de 48,50 %.

Os testemunhos de sondagem são recebidos em caixas de madeira, havendo 5 divisões em cada uma, com gabarito para diâmetro EX e comprimento de 4 pés, com capacidade total para 20 pés de testemunho. Este é enviado para a superfície onde é estudado macroscopicamente e o furo descrito. O minério é amostrado e cada amostra representa 50 % do testemunho naquele intervalo, cortado segundo um plano que passa pelo eixo do cilindro amostra.

A outra metade é arquivada juntamente com o restante do furo, em galpões construídos para esta finalidade.

As amostras são enviadas ao laboratório para serem preparadas e analisadas via fogo.

De posse dos resultados faz-se a média ponderada deles, em intervalos contínuos de cada furo e lança-as no mapa. Do mesmo modo procede-se com todos os furos que serviram para delimitar o corpo e determinar a sua forma (mapa: Horizonte 2.100 MG).

O teor sendo compensador, toca-se uma galeria de exploração

Plano Distrito Superior

Corpo de minério

Caimento do Plunge

Direção do Plunge

Plano Distrito Inferior

Proj. Ortogonal

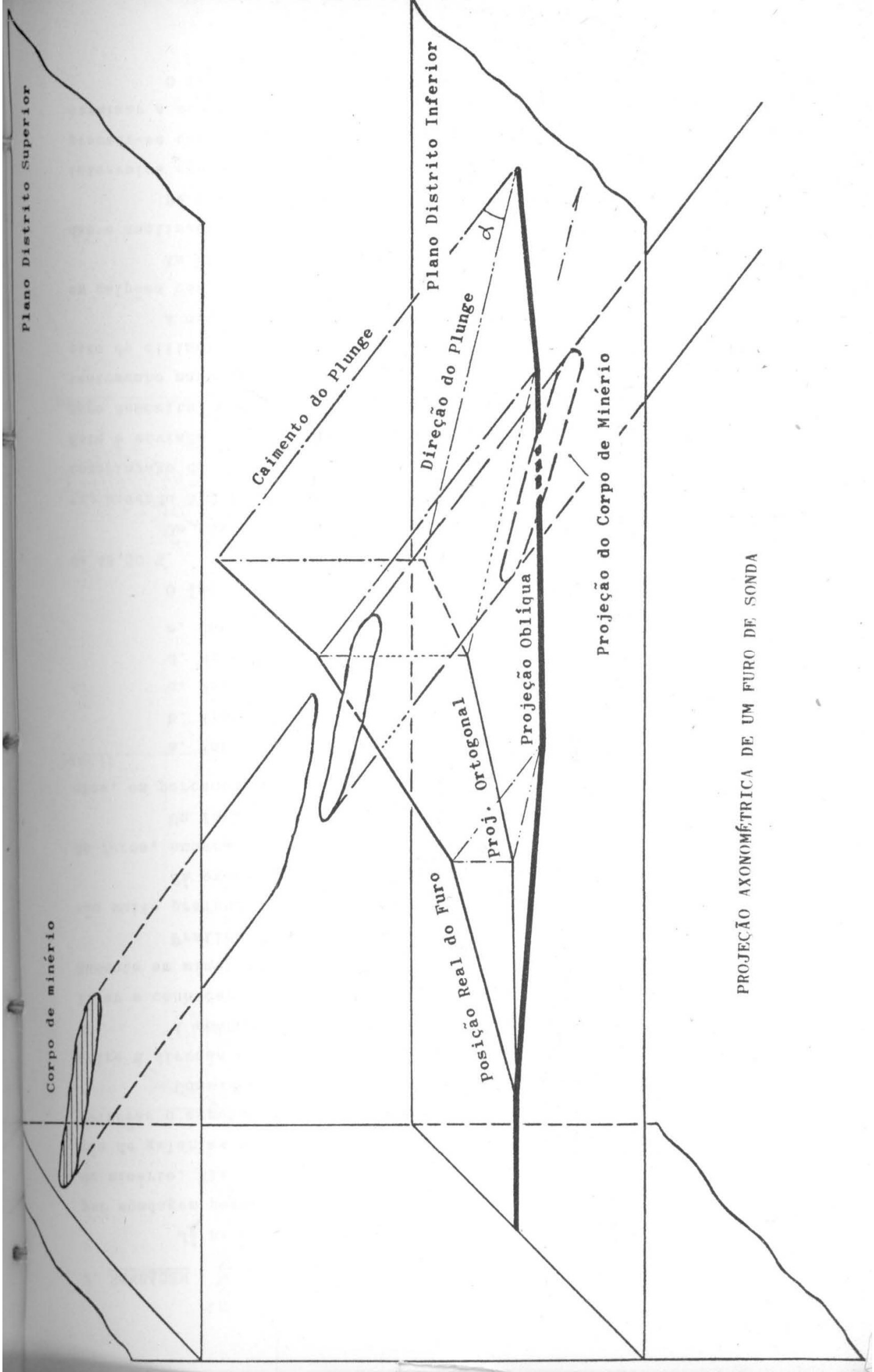
Projeção Oblíqua

Projeção do Corpo de Minério

posição Real do Furo

α

PROJEÇÃO AXONOMÉTRICA DE UM FURO DE SONDA



para atingir a uma das extremidades do corpo de minério e o desenvolvimento dele é feito na elevação do sub-nível.

3. CORREÇÃO DE FUROS

O levantamento topográfico fornece as coordenadas da boca do furo, sua elevação e direção.

Embora os furos sejam curtos, temos sempre que corrigir seus desvios. A correção desse desvio é feita pelo Tro-Pari.

Para o levantamento com Tro=Pari adotamos as seguintes anotações campo, conforme exemplo abaixo:

Mina: Raposos
Furo: R.298
Distrito: 2.100 MG

| <u>HORA</u> | <u>TEMPO MARCADO</u> | <u>PROFUNDIDADE</u> | <u>INCLINAÇÃO</u> | <u>RUMO MAGNÉTICO</u> |
|-------------|----------------------|---------------------|-------------------|-----------------------|
| 9h 30m | 25m | 197' | - 6º | N 15º 30' E |
| 10h 30m | 20m | 50' | - 3º | N 16º 30' E |
| 11h 00m | 20m | 110' | - 6º | N 16º 30' E |

OBS.: Tempo marcado é o tempo necessário ao relógio do Tro-Pari, findo o qual o aparelho é travado por meio de um dispositivo, fornecendo a inclinação e rumo magnético na profundidade medida.

O furo que foi embocado horizontalmente registrou na profundidade de 50 pés um desvio de - 3º e aos 110' estava com - 6º. Houve um desvio com sinal negativo, logo o furo desceu.

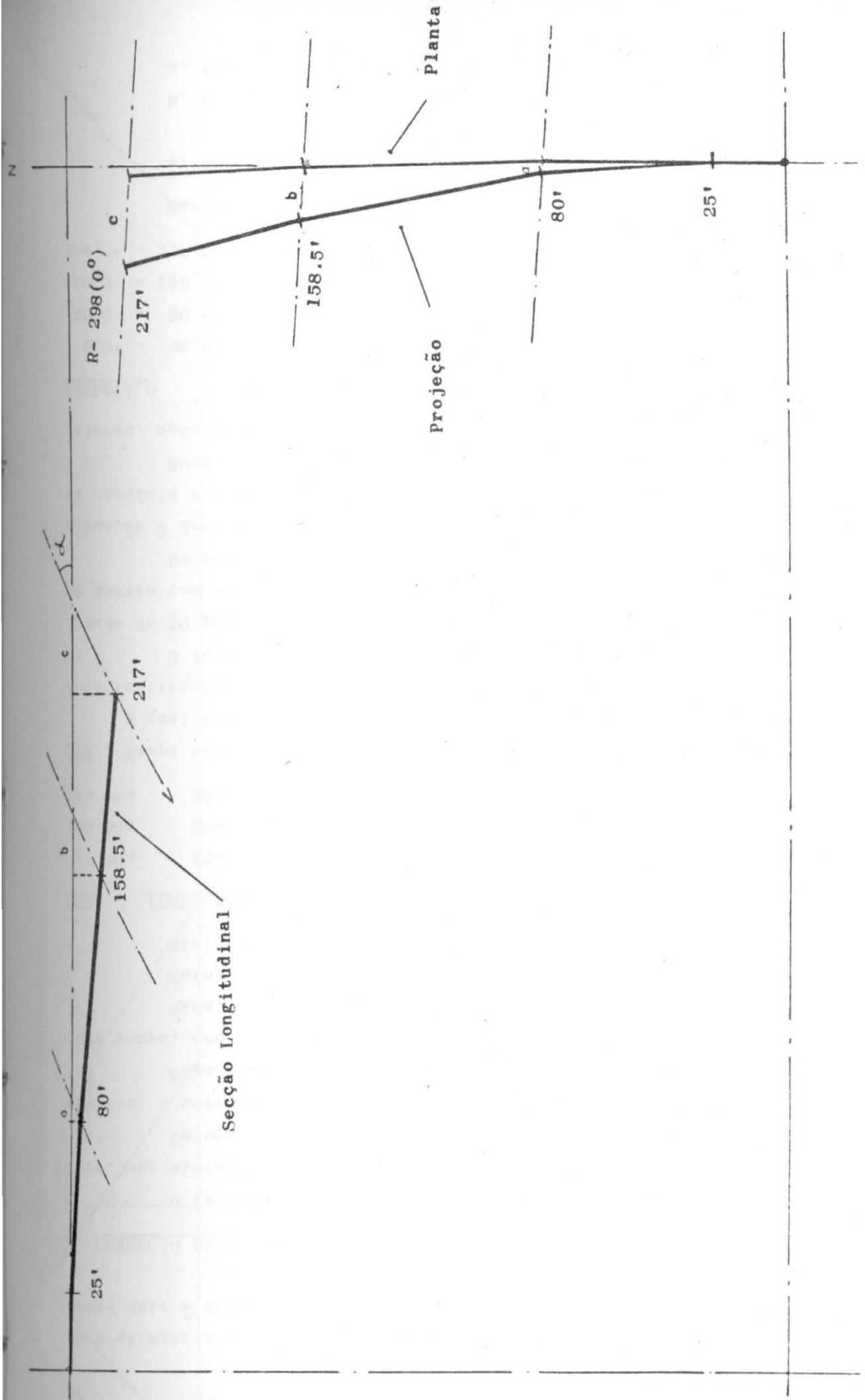
Os rumos magnéticos são convertidos para verdadeiros e a declinação é de 17º W. A influência de cada medida é válida até a metade da seguinte e o número delas varia com a profundidade do furo.

Desta maneira as mesmas leituras passaram a ter os seguintes valores, após as correções:

| <u>INTERVALO</u> | <u>PROFUNDIDADE</u> | <u>INCLINAÇÃO</u> | <u>RUMO VERDADEIRO</u> |
|------------------|---------------------|-------------------|------------------------|
| 0,0' - 25,0' | 25,0' | 0º | N 1º 32' E |
| 25,0' - 80,0' | 55,0' | - 3º | N 0º 30' W |
| 80,0' - 158,5' | 78,5' | - 6º | N 0º 30' W |
| 158,5' - 207,0' | 43,5' | - 6º | N 1º 30' W |

Dados fornecidos pela topografia:

- a. Coordenadas da boca = 102.712 479 S
 98 944 820 W
- b. Direção N 1º 32' E
- c. Elevação 113,811 m



De posse destes dados faz-se, primeiramente, a representação do desvio vertical em relação ao plano horizontal base. Cada ponto do intervalo tanto ortogonal quanto obliquamente no plano horizontal de referência. O ângulo da projeção oblíqua coincide com a do caimento do "plunge". O segmento de reta determinado pelos pontos onde as projeções furam o plano horizontal dá a medida do desvio vertical no plano horizontal. A segunda correção é feita com o desvio horizontal ou seja, em relação ao rumo verdadeiro. Faz-se a planta com os dados obtidos, orientados segundo o norte verdadeiro. Para cada ponto onde houve uma mudança de rumo transporta-se a medida do desvio vertical no plano horizontal equivalente, segundo a direção do "plunge". Depois unindo-se os pontos temos a projeção do furo. (Fig. do método de projeção de furo de sonda).

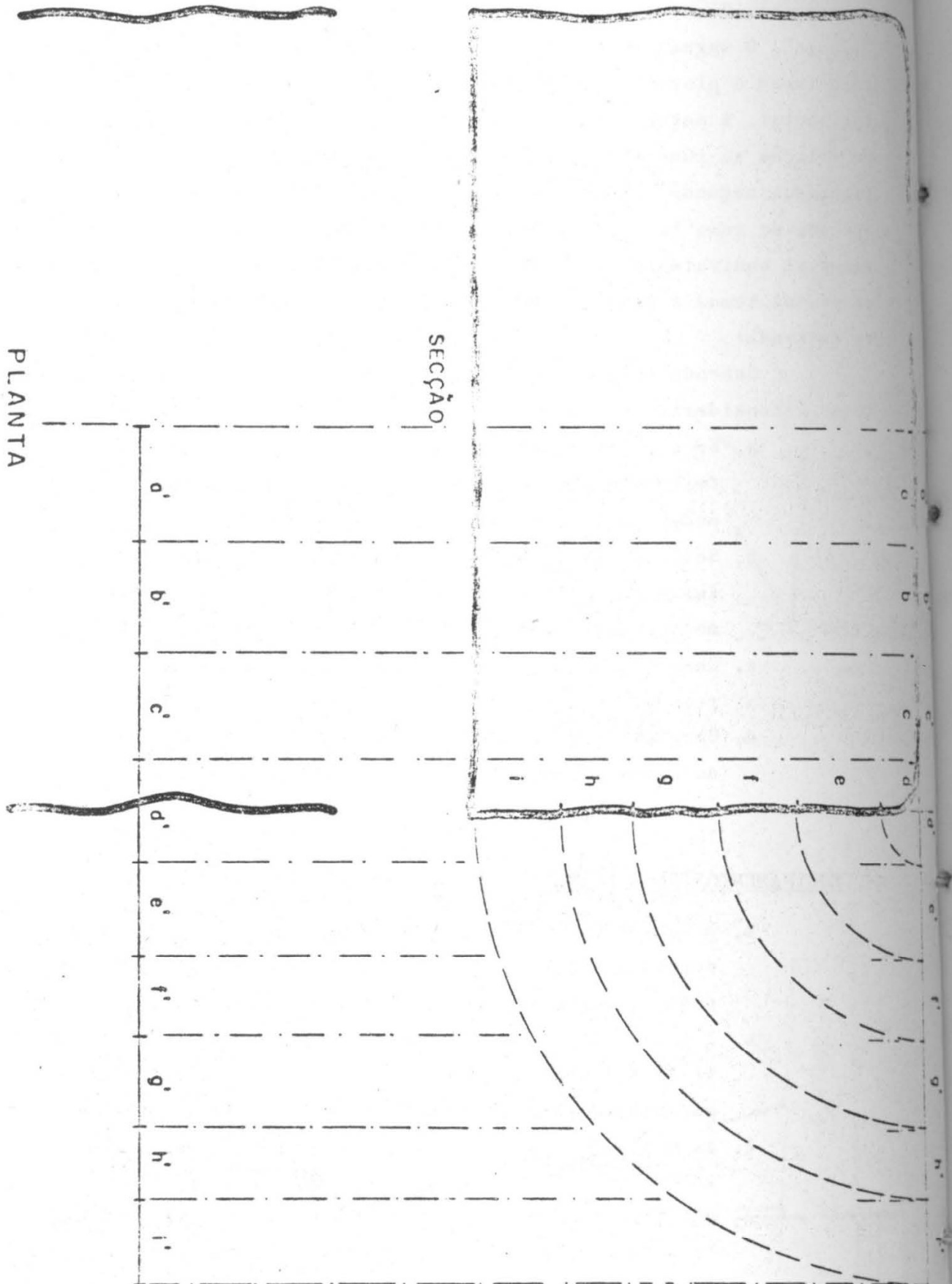
Sabendo-se que o caimento do "plunge" é para leste, 4 casos temos a considerar:

- a. Se o desvio vertical é para cima (positivo) a correção é feita para baixo. O desvio vertical no plano horizontal é medido para leste.
- b. Se o desvio vertical é para baixo (negativo) a correção é feita para cima. O desvio vertical no plano horizontal é medido para oeste.
- c. Caso não haja desvios o furo é representado em verdadeira grandeza.
- d. Caso não haja desvio de rumo em um furo segundo a direção do "plunge" há necessidade apenas da correção horizontal no desvio vertical, se houver.

4. EQUIPAMENTOS DE SONDAGEM

- a. 3 (três) sondas Boyles, JV, rotativas, acionadas a ar comprimido, motor reversível e parafuso alimentador incorporado ao tornel de água. Sustentação por colunas.
- b. 1 (uma) sonda Craelius XH-50 rotativa, elétrica, motor trifásico, montada em uma prancha de 0,65 m de bitola e capacidade para 500 pés.
- c. As coroas e alargadores são a diamante, com diâmetro máximo EX.
- d. Barriletes duplos, rígidos com 2', 5' ou 10', sendo o de 2' para coroamento e os demais para desenvolvimento do furo.

MÉTODO DE PROJEÇÃO DE AMOSTRAS EM VERDADEIRA GRANDEZA



5. AMOSTRAGEM

Todo o desenvolvimento e lavra são acompanhados de perto - pela geologia. Na fase de desenvolvimento é feito o mapeamento de - sub-níveis, marcando todas as ramificações (entradas) do minério para que haja exposição de todo o corpo. Durante a lavra, procura-se selecioná-la com a finalidade de controlar a qualidade do minério, sem torná-la ambiciosa.

As amostras são coletadas em canais de $1,00 \times 0,10 \times 0,03\text{m}$, marcadas em secções espaçadas de 2 metros. Todas elas são projetadas em um plano superior em projeção oblíqua ou em verdadeira grandeza. A escala usada é de 1:100.

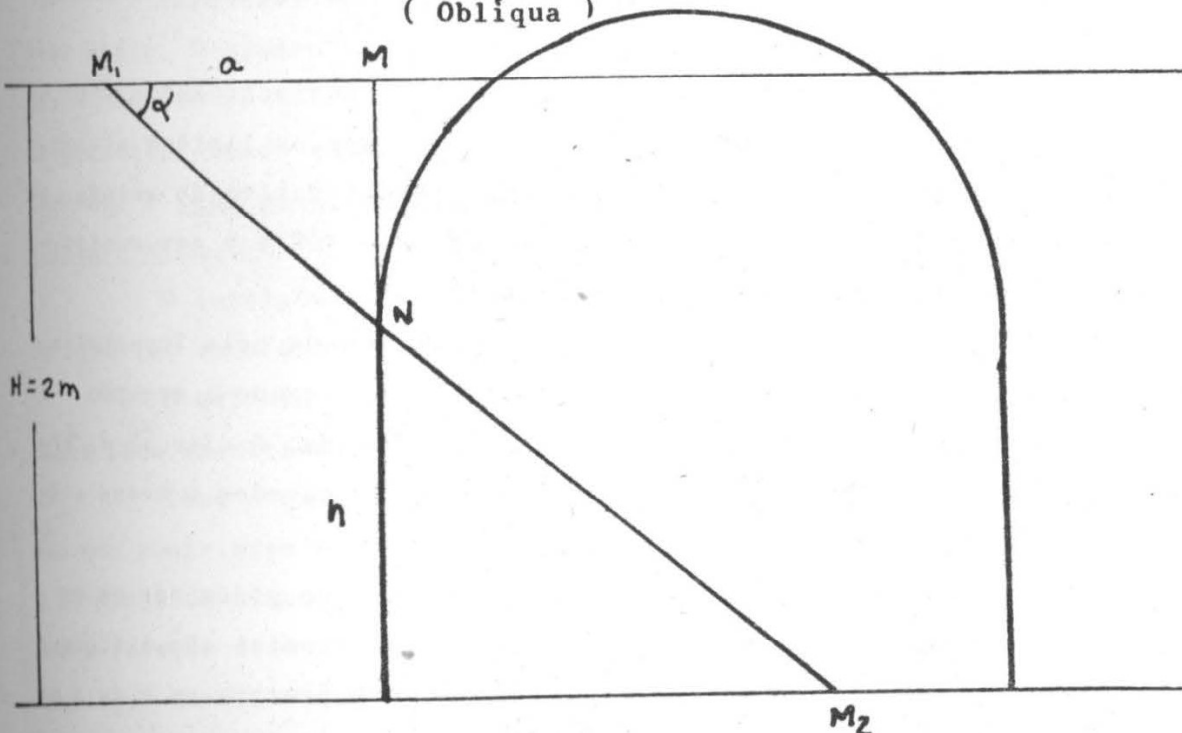
5.1. PROJEÇÃO EM VERDADEIRA GRANDEZA

Este processo é usado em realces abertos e rampas, onde os pisos são inclinados, não havendo, portanto, um plano horizontal de referência. As amostras do teto são projetadas no plano do teto e as das paredes laterais ou da frente são rebatidas, por rotação, no plano do teto, usando a intersecção deste plano com o plano da frente, ou das paredes laterais, como charneria de rebatimento.

Sabe-se pelo mapa, que uma amostra pertence ao teto quando sua projeção está dentro da linha que delimita o contorno da rampa - ou realce (off-set). Quando está fora deste contorno a amostra foi coletada na parede (desenho: método de projeção de amostra em verdadeira grandeza).

MÉTODO DE PROJEÇÃO DE AMOSTRAS

(Oblíqua)



$$M M_1 = MN \operatorname{Cotg} \alpha$$

$$M M_1 = a$$

$$M N = (H - h)$$

$$H = 2 \text{ m}$$

$$a = (2 - h) \operatorname{Cotg} \alpha$$

$$M_1 M_2 = \text{Caimento do "Plunge"}$$

Tabela de Valores de a para $\alpha = 40^\circ$

| <u>h</u> | <u>a</u> | <u>h</u> | <u>a</u> | <u>h</u> | <u>a</u> |
|----------|----------|----------|----------|----------|----------|
| 0.00 | 2.38 | 0.70 | 1.54 | 1.35 | 0.77 |
| 0.10 | 2.26 | 0.75 | 1.48 | 1.40 | 0.71 |
| 0.15 | 2.20 | 0.80 | 1.42 | 1.45 | 0.65 |
| 0.20 | 2.14 | 0.85 | 1.36 | 1.50 | 0.59 |
| 0.25 | 2.08 | 0.90 | 1.30 | 1.55 | 0.52 |
| 0.30 | 2.02 | 0.95 | 1.24 | 1.60 | 0.47 |
| 0.35 | 1.96 | 1.00 | 1.19 | 1.65 | 0.41 |
| 0.40 | 1.90 | 1.05 | 1.01 | 1.70 | 0.35 |
| 0.45 | 1.84 | 1.10 | 1.07 | 1.75 | 0.29 |
| 0.50 | 1.78 | 1.15 | 1.01 | 1.80 | 0.23 |
| 0.55 | 1.72 | 1.20 | 0.95 | 1.85 | 0.17 |
| 0.60 | 1.66 | 1.25 | 0.89 | 1.90 | 0.11 |
| 0.65 | 1.60 | 1.30 | 0.83 | 1.95 | 0.05 |
| | | | | 2.00 | 0.00 |

5.2. PROJEÇÃO OBLÍQUA

Este processo é usado para todas as galerias horizontais, sub-níveis, realces de corte e aterro e realces de recalque.

Consiste em projetar as amostras, contatos do minério e rochas encaixantes em um plano horizontal, a 2 m acima do piso, segundo um plano determinado pelas retas que representam a direção e o caimento do "plunge".

Para facilitar o trabalho no local já confeccionamos tabelas para todos os ângulos entre 14° e 45° , que são os limites atuais do caimento do corpo de minério. Um quadro demonstrativo do método e uma tabela de valores de a para o ângulo igual a 40° é o que mostramos no desenho do método de projeções (obliquas).

Na prática partimos de um ponto coordenado pela Topografia no qual colocamos a extremidade de uma trena, esticando-a segundo o maior comprimento da área a ser amostrada e mapeada. A direção da trena é tomada à bússola. Mede-se as distâncias das paredes à trena e desenha-se o seu contorno.

Em seguida projeta-se ponto por ponto que podem ser os extremos das amostras, medindo a sua distância horizontal até a trena e a vertical do ponto ao piso (h). Pelo valor de h procura-se o de a na

tabela, lançando-o segundo a direção do "plunge" local.

Se a altura do ponto for superior a 2 m, o valor de a desce na projeção e se for inferior, sobe nela, sendo lançado para leste e oeste, respectivamente, a partir da distância horizontal à trena.

6. CONFECCÃO DE MAPAS

Unindo-se as folhas confeccionadas no campo, após correções das distorções das leituras à bússola, prepara-se o mapa de amostragem do local, na escala de 1:100.

Faz-se a eliminação dos intervalos cujos teores não compen-sam uma lavra econômica e calcula-se o teor médio ponderado da econômica lavrável. Este critério é rígido para os intervalos extremos da secção pois a área lavrável deve ser contínua e nunca com uma largura menor do que 2 metros.

Quando em uma mesma frente de trabalho encontramos duas ou mais secções com teores baixos, a área correspondente é abandonada como minério e aproveitada para pilares nos casos de realces abertos ou de recalque para enchimento do próprio realce quando se tratar de lavra por corte e aterro (vide mapa 1.650 E.E.).

A noção de teor baixo é relativa, pois depende da profundidade em que o minério se encontra, da maior ou menor facilidade de transportá-lo e principalmente o fator preço de mercado.

Com o recente aumento do preço de ouro, um teor que foi considerado baixo no ano passado, já não o é mais no momento.

7. CONTROLE DE QUALIDADE DO MINÉRIO

Para cada realce conhecemos, através da amostragem, o seu teor médio. O número de carros de minério que sai de cada realce por dia é anotado em folhas apropriadas que chamamos de relatório diário de produção. Tendo estes dois elementos, teor e tonelagem, é fácil de terminar o teor médio ponderado previsto para cada frente de trabalho e para a mina.

O laboratório coleta as amostras durante o beneficiamento do minério, após a britagem 3/8", e fornece o teor amostrado.

O cálculo da diluição pode ser feita, diariamente, pela relação teor amostrado por teor previsto.

Como o que mais nos interessa é saber qual o realce ou realces que contribuem com ela, deve-se anotar todos os dias de diluição e no final da semana ou do mês, determinar a contribuição de cada um com a relação dias de diluição por dias de produção, ou com a relação tonelagem de diluição por tonelagem total produzida no realce.

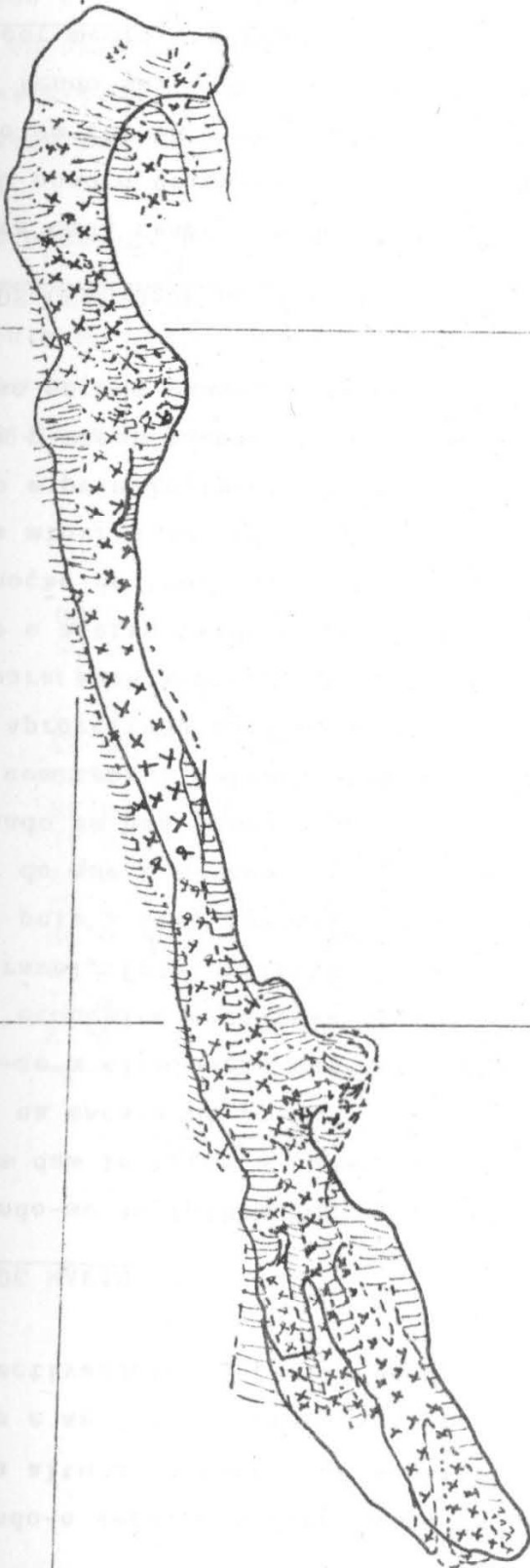
Este sistema de controle por estatística está sendo implan-

103360 S

99100

| |
|-----------------------------|
| AREA = 115,0 m ² |
| TBOK MEDIO = 81 g/ton |

99120



| | |
|----------------------------|-----------|
| MINERAÇÃO MORRO VELHO S.A. | |
| MINA | RAPOSOS |
| ASSUNTO | GEOLOGIA |
| HORIZONTE | 1650 EE |
| ELEVACÃO | 258787 m |
| DATA: | AGOSTO/71 |

QUADRO DAS RESERVAS DA MINA DE RAPOSOS EM 31 DE DEZEMBRO DE 1971

| CATEGORIA | 1965 | | 1966 | | 1967 | | 1968 | | 1969 | | 1970 | | 1971 | |
|----------------|-----------|------------|-----------|------------|-----------|------------|-----------|------------|-----------|------------|-----------|------------|-----------|------------|
| | TONELAGEM | Teor g/ton | TONELAGEM | Teor g/ton | TONELAGEM | Teor g/ton | TONELAGEM | Teor g/ton | TONELAGEM | Teor g/ton | TONELAGEM | Teor g/ton | TONELAGEM | Teor g/ton |
| MINÉRIO MEDIDO | 724 750 | 9.8 | 716 116 | 10.6 | 741 078 | 10.5 | 785 060 | 10.2 | 658 060 | 10.6 | 663 270 | 10.2 | 809 193 | 9.5 |
| " | 554 339 | 9.2 | 419 764 | 8.7 | 387.000 | 8.9 | 255 140 | 9.3 | 242 928 | 9.3 | 212 946 | 8.7 | 353 745 | 8.2 |
| " | 805 766 | 9.1 | 756 766 | 9.0 | 718 000 | 9.1 | 468 800 | 9.0 | 440 568 | 8.6 | 425 205 | 8.3 | 441 732 | 8.2 |
| T O T A I S | 2 084 855 | 9.3 | 1 892 646 | 9.5 | 1 846 078 | 9.6 | 1 509 000 | 9.6 | 1 342 222 | 9.7 | 1 301 421 | 9.3 | 1 604 670 | 8.9 |

MINÉRIO LAVRADO NO MESMO PERÍODO

(1965 A 1971)

| | | | | | | | | | | | | | |
|-----------|---|---------|-----|---------|-----|---------|-----|---------|-----|---------|-----|---------|-----|
| NO ANO | - | 148 356 | 8.7 | 156 131 | 9.1 | 166 664 | 8.6 | 156 065 | 9.0 | 140 396 | 8.7 | 140 050 | 8.6 |
| ACUMULADO | - | 148 356 | 8.7 | 304.487 | 8.9 | 471 151 | 8.8 | 627 216 | 8.8 | 767 612 | 8.8 | 907 662 | 8.8 |

tado agora na Mineração Morro Velho e para isto uma série de medidas está sendo tomada. A principal medida é conhecer o teor médio de cada avanço da cachoeira, quando o controle estatístico deverá atingir a sua plenitude.

8. RESERVAS

A Mineração Morro Velho tem sido muito feliz com as pesquisas por ela realizadas. A cada ano as reservas são aumentadas e, em alguns casos compensou o que foi lavrado no mesmo período. Para isto - procedemos a uma comparação entre as reservas de 31/12/65 a 31/12/71, conforme quadro.

Por ele, vemos que houve um decréscimo aparente nas reservas de 480.185 t no período de 31/12/65 a 31/12/71, enquanto foram lavradas 907.662 t de minério, portanto houve um acréscimo real de 427.477 t.

Percebe-se, também, que a categoria de medida sofreu pequenas oscilações, para mais ou para menos, e conseguimos, no mesmo período, medir uma reserva de 992.105 t para compensar o que foi lavrado e aumentar a tonelagem da categoria.

O quadro de "Reserva da Mina de Raposos, em Dezembro de 1971", mostra que o maior volume de minério das categorias R. Indicada e R. Inferida encontra-se nos níveis mais profundos, principalmente nos de números 2.600 e 2.800, ainda não totalmente prospectados.

Agradecemos ao Centro Moraes Rego a oportunidade que nos deu de podermos participar deste II Simpósio de Mineração, o que muito nos sensibiliza.

Nova Lima, 19 de setembro de 1972.

BIBLIOGRAFIA

- Graton, L.C. e Bjorge, G.N. - Relatórios Internos não Publicados - (1929 - 1931).
- Guimarães, D. - Arqueogênese do Ouro na Região Central de Minas Gerais (Boletim 139, D.N.P.M. - 1970).
- Guimarães, D. - Geologia Estratigráfica e Econômica do Brasil (1958).
- Tolbert - Structure and Ore Deposits of the Raposos Mine - 1962.
- USGS-DNPM - Physiographic, Stratigraphic and Structural Development of the Quadrilátero Ferrífero Minas Gerais, Brazil - (1969).
- Outros relatórios Internos.

- RESERVA DA MINA DE RAPOSOS, EM DEZEMBRO DE 1971 -

| NÍVEIS | ÁREA-M2 | ALTURA-M | VOLUME-M3 | P.Σ | TONELAGEM | ALTURA | TONELAGEM | RESERVA | RESERVA | RESERVA | RESERVA | TEOR | |
|--------|----------------|----------|-----------|--------|-----------|---------|-----------|---------|----------|----------|------------|-------|-----------|
| | | | | | | PILAR | PILAR | MEDIDA | INDICADA | INFERIDA | ABANDONADA | | C/ TONEL. |
| | MAL - EW | 12.0 | 40.0 | 480 | 3 | 1.440 | - | - | 1.440 | - | - | - | 15,1 |
| MAE - | 300 -A, Limpa | 15.0 | 47.0 | 705 | 3 | 2.115 | - | - | 2.115 | - | - | - | 8,6 |
| | 300 -Nº 11 | 84.0 | 18,5 | 1.554 | 3 | 4.662 | - | - | 4.662 | - | - | - | 10,7 |
| 900 | -1.200 - EW | 65.0 | 64,0 | 4.160 | 3 | 12.480 | - | - | 12.480 | - | - | - | 10,4 |
| | 1.200 -Nº 10 | 160.0 | 31,0 | 4.960 | 3 | 14.880 | - | - | 14.880 | - x | - | - | 7,0 |
| | 1.200 -2, 3 | 60.0 | 30,0 | 1.800 | 3 | 5.400 | - | - | 5.400 | - | - | - | 10,8 |
| 1.200 | -1.500 - EW | 197.0 | 72,0 | 14.184 | 3 | 42.552 | - | - | 42.552 | - | - | - | 6,8 |
| | 1.500 - EW | 50.0 | 72,0 | 3.600 | 3 | 10.800 | - | - | - | 10.800 | - | - | 6,8 |
| | 1.500 - MG | 381.0 | 29,3 | 11.163 | 3 | 33.489 | - | - | 33.489 | - | - | - | 19,1 |
| | 1.500 - Nº 10 | 110.0 | 45,0 | 4.950 | 3 | 14.850 | - | - | 14.850 | - | - | - | 7,0 |
| | 1.500 - nº 11 | 45.0 | 30,0 | 1.350 | 3 | 4.050 | 2 | 270 | - | - | - | 3.780 | 11,0 |
| 1.500 | -1.650 - Nº 10 | 131.0 | 45,0 | 5.895 | 3 | 17.685 | 2 | 786 | 16.899 | - | - | - | 7,7 |
| | 1.650 - Nº 11 | 30.0 | 20,0 | 600 | 3 | 1.800 | - | - | - | - | 1.800 | - | 13,0 |
| | 1.650 - EE | 100.0 | 45,0 | 4.500 | 3 | 13.500 | - | - | - | 13.500 | - | - | 8,1 |
| | 1.650 - EW | 370.0 | 45,0 | 16.650 | 3 | 49.950 | - | - | 49.950 | - | - | - | 7,9 |
| | 1.650 - ES | 1.606.0 | 12,0 | 13.272 | 3 | 39.816 | 2 | 6.636 | 33.180 | - | - | - | 10,5 |
| | 1.650 - MG | 183.0 | 19,0 | 3.477 | 3 | 10.431 | - | - | 10.431 | - | - | - | 18,1 |
| 1.650 | -1.800 - MG | 105.0 | 22,0 | 2.310 | 3 | 6.930 | 2 | 630 | 6.300 | - | - | - | 16,8 |
| | 1.800 - EE | 240.0 | 26,3 | 6.312 | 3 | 18.936 | - | - | 18.936 | - | - | - | 8,9 |
| | 1.800 - Nº 10 | 158.0 | 45,0 | 7.110 | 3 | 21.330 | 2 | 946 | 20.382 | - | - | - | 7,4 |
| | 1.800 - EV | 190.0 | 26,3 | 4.997 | 3 | 14.991 | - | - | 14.991 | - | - | - | 7,6 |
| 1.800 | -1.950 - EV | 116.0 | 25,0 | 2.900 | 3 | 8.700 | - | - | 8.700 | - | - | - | 8,3 |
| | 1.950 - MG | 177.0 | 45,0 | 7.965 | 3 | 23.895 | - | - | 23.895 | - | - | - | 15,4 |
| | 1.950 - Nº 10 | 217.0 | 45,0 | 9.765 | 3 | 29.295 | 2 | 1.302 | 27.993 | - | - | - | 9,6 |
| | 1.950 - EE | 340.0 | 45,0 | 15.300 | 3 | 45.900 | - | - | 45.900 | - | - | - | 11,8 |
| 1.950 | -2.100 - EE | 348.0 | 31,0 | 10.788 | 3 | 32.364 | - | - | 32.364 | - | - | - | 9,8 |
| | 2.100 - Nº 20 | 283.0 | 45,0 | 12.735 | 3 | 38.205 | 2 | 1.698 | 36.507 | - | - | - | 7,9 |
| | 2.100 - EW | 190.0 | 35,5 | 6.745 | 3 | 20.235 | - | - | 20.235 | - | - | - | 8,3 |
| | 2.100 - MG | 67.0 | 35,6 | 2.385 | 3 | 7.155 | 3 | 603 | 6.552 | - | - | - | 25,1 |
| 2.100 | -2.200 - ES | 1.365.0 | 9,4 | 12.831 | 3 | 38.493 | 3 | 12.285 | 26.208 | - | - | - | 11,5 |
| | 2.200 - EW | 190.0 | 30,0 | 5.700 | 3 | 17.100 | 2 | 1.140 | 15.960 | - | - | - | 8,5 |
| | 2.400 - EE | 225.0 | 90,0 | 2.025 | 3 | 6.075 | 2 | 1.350 | - | 4.725 | - | - | 8,5 |
| | 2.400 - Nº 10 | 283.0 | 90,0 | 25.470 | 3 | 76.410 | 2 | 1.698 | - | - | 74.712 | - | 7,9 |
| 2.200 | -2.400 - ES | 1.365.0 | 51,4 | 70.161 | 3 | 210.985 | 3 | 12.285 | 198.198 | - | - | - | 8,0 |
| | 2.400 - EW | 439.0 | 51,4 | 22.565 | 3 | 61.695 | 3 | 3.951 | 63.744 | - | - | - | 9,2 |
| 2.400 | -2.600 - ES | 1.365.0 | 60,0 | 81.900 | 3 | 245.700 | - | - | - | 245.700 | - | - | 8,0 |
| | 2.600 - EW | 439.0 | 60,0 | 26.340 | 3 | 79.020 | - | - | - | 79.020 | - | - | 9,2 |
| | 2.600 - EE | 225.0 | 60,0 | 13.500 | 3 | 40.500 | - | - | - | - | 40.500 | - | 8,5 |
| | - | - | - | - | 3 | - | - | - | - | - | - | - | - |
| 2.600- | 2.800 - ES | 1.365.0 | 60,0 | 81.900 | 3 | 245.700 | - | - | - | - | 245.700 | - | 8,0 |
| | 2.800 - EW | 439.0 | 60,0 | 26.340 | 3 | 79.020 | - | - | - | - | 79.020 | - | 9,2 |

| | | | | |
|--------|---------|---------|---------|-------|
| Tonel. | 809.193 | 353.745 | 441.732 | 3.780 |
| Teór | 9,5 | 8,2 | 8,2 | 11,0 |

RESERVA MEDIDA + INDICADA = 1.162.938 Tonel. - 9,1 C/Tonel.

RESERVA MEDIDA + INDICADA +

RESERVA INFERIDA = 1.604.670 Tonel. - 8,9 C/Tonel.

CAPÍTULO VIII

PANORAMA DA ESTATÍSTICA MINERAL BRASILEIRA

(A PESQUISA NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL)

ANTONIO CRUZ VASQUES

Seção Econômica-DNPM

S U M Á R I O

- 1 - INTRODUÇÃO
- 2 - A IMPORTÂNCIA DA ESTATÍSTICA NO DNPM
- 3 - A CRIAÇÃO DA DIV. DE ECON. MINERAL (DEM)
- 4 - A SEÇÃO DE ESTATÍSTICA DA DEM
 - 4.1 - A Pesquisa Nacional da Produção Mineral
 - 4.1.1 - O Questionário
 - 4.1.2 - O Universo da Pesquisa
 - 4.1.3 - Descrição Geral dos Trabalhos
 - 4.1.4 - Divulgação dos Resultados
 - 4.1.5 - Novo questionário para 1972
 - 4.2 - Atividades Programadas
 - 4.2.1 - Cadastramento de Licenciados
 - 4.2.2 - Produção de Garimpos
 - 4.2.3 - Coleta da Produção Mineral através do Imposto Único sobre Minerais
 - 4.2.4 - Pesquisa Mensal por Amostragem
 - 4.2.5 - Novo Relatório Anual
 - 4.2.6 - Pesquisa Setorial
 - 4.2.7 - Outras Atividades
- 5 - CONCLUSÃO
- 6 - ANEXOS:
 - 6.1 - Fases da Pesquisa Nacional da Produção Mineral
 - 6.2 - Dados Pedidos no Questionário da PNPM
 - 6.3 - Coleta de Dados
 - 6.4 - Finalidade dos Dados obtidos pela PNPM
 - 6.5 - Número de Questionários Enviados
 - 6.6 - Alguns Resultados da PNPM

I. INTRODUÇÃO

Como é do conhecimento de todos que se dedicam à mineração de maneira geral, a carência de dados estatísticos sobre a produção de substâncias minerais é fato comprovado, mercê das dificuldades na obtenção de indicadores pela dispersão da atividade extrativa por nosso vasto território, pelo desentrosamento entre os diversos órgãos fornecedores de estatísticas e pela ausência, até o ano passado, de um planejamento global que visasse solucionar o problema.

Como resultado da falta de informação sobre o setor mineral, tem-se dificuldade no delineamento de uma política governamental à altura da importância do setor dentro do contexto da economia nacional.

Alertado para o contínuo agravamento do problema, o Departamento Nacional da Produção Mineral tomou uma série de medidas, entre as quais se destaca a implantação de uma Seção de Estatística responsável pelo levantamento de dados que permitissem, em tempo hábil, um diagnóstico da economia mineral do País.

Esta palestra tem por objetivo divulgar os trabalhos realizados pelo D.N.P.M. no campo da Estatística e apresentar o programa de atividades previsto para futura execução.

2. A IMPORTÂNCIA DA ESTATÍSTICA NO D.N.P.M.

A importância de dispormos de dados estatísticos que expresse fidedignamente o comportamento de um fenômeno qualquer é provada quando do fracasso de muitos planos baseados em informações desvinculadas da realidade.

Nos dias atuais cresce exponencialmente a importância da Estatística quer como método, ciência ou arte na solução dos mais diversificados problemas. Tida antigamente como simples maneira de representação gráfica de resultados obtidos, hoje é uma das fontes seguras de apoio do administrador moderno, auxiliando-o a tomar decisões mais fundamentadas, menos empíricas e conseqüentemente mais científicas.

A implantação de um setor de Estatística no DNPM tornou-se necessário para nortear as linhas diretrizes a serem traçadas e fornecer dados indispensáveis para a boa consecução das suas atribuições específicas. A Estatística serve não apenas de fonte de informações através da coleta, análise e divulgação de dados, como também para fornecer indicadores dentro do rigor teórico da Inferência Estatística.

3. CRIAÇÃO DA DIVISÃO DE ECONOMIA MINERAL

A crescente demanda de informações fez com que vários órgãos se equipassem de setores de Estatística. Durante muito tempo o DNPM não pode dedicar-se à coleta, análise e divulgação de dados. Diversos outros estavam na pauta de prioridades. Há poucos meses, entretanto, foi proposta a criação de uma Divisão de Economia Mineral, cujo organograma previa o funcionamento de uma Seção de Estatística.

A tarefa prioritária da nova Seção era obter os dados estatísticos gerais sobre o setor mineral, para elaboração de estudos globais e setoriais pelos técnicos da Divisão. 7

Devidamente aparelhada de recursos humanos e materiais a Seção iniciou de imediato suas atividades, mesmo sem estar aprovado o novo Regimento do DNPM.

4. A SEÇÃO DE ESTATÍSTICA DA DIVISÃO DE ECONOMIA MINERAL

A maior parte das indagações feitas à Seção Econômica do Departamento eram sobre a quantidade e o valor da produção mineral brasileira. Assim sendo, o objetivo principal da nova Seção seria o de suprir o DNPM, a curto prazo, dos dados de que necessitava.

Pensou-se, inicialmente, coletar os dados sobre produção em âmbito interno, junto aos Relatórios anuais enviados pelos concessionários de Decretos de Lavra e Manifestos de Mina. Grande dificuldade foi encontrada pois os relatórios não são padronizados pelo Departamento para preenchimento pelas Empresas. Além disso, o Código de Mineração estabelece um prazo até o final do primeiro semestre do ano posterior para apresentação do Relatório pelas Empresas, o que provocaria uma desatualização dos dados apurados quando de sua divulgação.

Tendo em vista a dificuldade de coleta de dados pelos Relatórios, foram mantidos contatos com o Instituto Brasileiro de Estatística da Fundação IBGE, através do Departamento de Estatísticas Industriais, Comerciais e de Serviços (DEICOM), responsável pela coleta e divulgação de alguns dados sobre produção mineral. O DNPM desejava fazer um levantamento trimestral junto aos produtores brasileiros de substâncias minerais através de um formulário que seria implantado na coleta rotineira daquele órgão. Com a realização do censo Econômico, na ocasião, o DEICOM estava por demais atarefado e não pode atender as necessidades do Departamento.

Não podendo permanecer sem as informações ficou decidido que

o próprio DNPM realizaria uma pesquisa por todo o Brasil, através de um questionário preenchido pelos detentores de Decretos e Manifestos. Tal levantamento ficou conhecido internamente como "Pesquisa Nacional da Produção Mineral", de que iremos nos referir de agora em diante.

4.1 A Pesquisa Nacional da Produção Mineral

A Pesquisa Nacional da Produção Mineral surgiu, pois, da necessidade imediata de ser conhecido o valor e a quantidade da produção mineral brasileira, como dados prioritários.

A princípio foi estabelecida uma periodicidade trimestral para o envio dos questionários. Tendo em vista os poucos recursos humanos disponíveis e a inexperiência da maioria dos técnicos do Departamento - em tal tipo de trabalho, ficou decidido que o levantamento seria semestral.

4.1.1 O Questionário

O Questionário utilizado na Pesquisa foi elaborado visando pedir o mínimo de informações ao minerador. Não era desejo do DNPM obter dados que não viesse a utilizar de imediato, nem onerar as Empresas com o preenchimento de um formulário mais complexo e que demandaria maior tempo e dificuldade.

As informações desejadas eram:

- a) características físicas e químicas da substância
- b) quantidades produzidas, vendidas e transferidas
- c) valor das vendas e transferências.

Até chegar a este pequeno universo de informações muitas horas/homem foram dispendidas, pois a tarefa de elaboração de um questionário padrão para substâncias, que vão desde água mineral a minério de ferro, não é simples. Sendo o questionário idêntico para todos os tipos de substâncias minerais produzidos no País é óbvio que não poderia descer a particularidades. Somente poderemos descer a detalhes específicos por substância quando implantarmos um questionário específico para cada uma delas, o que já está em nossos planos para futuro próximo.

Os dados pedidos eram referentes ao primeiro e segundo semestres de 1971. Em um anexo, solicitava-se a produção de 1970, em termos anuais. Para quase todos os Estados, foram pedidos dados semestrais do ano passado, com exceção de Minas Gerais, Rio de Janeiro, Espírito Santo e Guanabara, para os quais o questionário pedia dados anuais, dado o

grande número de lavras, principalmente em Minas Gerais.

A distribuição dos questionários foi feita obedecendo certas peculiaridades. Assim, a Empresa que possuísse um Decreto de Lavra, explorando, entretanto, várias substâncias, recebeu tantos questionários quantas fossem as substâncias exploradas, especificando-se em cada um dos formulários a substância respectiva. A Empresa que possuísse vários Decretos de Lavra para a exploração de uma mesma substância recebeu tantos questionários quantos fossem os Decretos de Lavra. Para as firmas que possuíssem um Decreto para a exploração de uma só substância, foi enviado apenas um questionário.

Obedecendo-se ao esquema acima mencionado, foram distribuídos nada menos que 3,396 questionários em 1971, pelas diversas unidades da Federação. Estes formulários buscavam apenas a produção dos Decretos de Lavra nos anos de 1970 e 1971, sendo poucos os Manifestos de Mina que os receberam. Até o final deste ano, entretanto, todos eles deverão participar da PNPM.

4.1.2 O Universo da Pesquisa

O Universo da PNPM seria formado pelos detentores de decretos de lavra e manifestos de mina. Um dos grandes problemas surgidos na formação do universo foi a obtenção do endereço das Empresas. O Departamento sabia como e quem pesquisar, mas não onde coletar as informações, pois grande parte das Empresas mudam de endereço e não comunicam o fato. Na busca de endereço foi perdido tempo precioso provocando a diminuição do cadastro com a não inclusão dos Manifestos de Mina.

4.1.3 Descrição Geral dos Trabalhos

Sendo a primeira tentativa já feita no País visando conhecer parte da realidade mineral, é óbvio que vários problemas haveriam de surgir no transcorrer dos trabalhos de "Pesquisa Nacional da Produção Mineral". Talvez o principal deles tenha sido a falta de pessoal nos diversos Distritos do Departamento.

Com a criação da Divisão de Economia Mineral, há bem pouco tempo, ainda não se tinha cuidado de um dimensionamento das necessidades de pessoal dos Distritos, mesmo porque as diversas Seções de Economia Mineral neles existentes ainda não estavam devidamente estruturadas.

Como consequência da falta de pessoal os questionários não puderam merecer uma crítica mais esmerada e não se pode visitar o maior nú

mero de Empresas possível. Em alguns Distritos boa parte dos questionários foi distribuída através do Correio, não sendo possível um contato direto com o minerador como era desejo original.

A intenção do Departamento foi antes de tudo, azeitar as engrenagens de uma gigantesca máquina de coleta de dados, visando aprimorar e treinar seu pessoal para os futuros levantamentos a serem realizados. Assim sendo, os resultados até agora obtidos com a realização da PNPM, se não inteiramente satisfatórios, ultrapassam as previsões mais otimistas com os trabalhos sendo executados dentro de uma eficiência muito maior do que se poderia desejar.

4.1.4 Divulgação dos Resultados

Atualmente encontra-se o DNPM empenhado no processamento dos dados contidos nos questionários já chegados. Conforme foi frisado anteriormente, não era desejo do Departamento manter um enorme volume de informações em estoque, sem utilização imediata. Assim, encontra-se inteiramente processadas pelo Departamento de Processamento de Dados da Cia. Auxiliar de Empresas Elétricas Brasileiras (CAEB) a produção mineral de todos os Estados e Territórios do País, exceção feita a Minas Gerais, São Paulo, Espírito Santo e Rio de Janeiro, em fase final de codificação.

Durante a Codificação dos questionários, diversos problemas surgiram. O principal deles foi, talvez, os diferentes tipos de unidades de medidas utilizados pelas Empresas. Assim, por exemplo, vários produtores de água mineral, deram sua produção em função do número de banhos vendidos, o que prejudica a transformação de unidade para litros. Outro fato muito comum foi a confusão feita por muitos informantes entre venda e transferência da substância.

Quando da chegada dos questionários à Direção Geral do DNPM, no Rio de Janeiro, os dados neles contidos são transportos para duas fichas de codificação e depois enviados para processamento eletrônico. Como resultado ainda provisório da "Pesquisa Nacional da Produção Mineral", apresentamos, como ilustração desta palestra, alguns mapas relativos à produção mineral de diversos Estados. Tais dados, estão sujeitos à pequenas retificações e serão divulgados no "Anuário Mineral Brasileiro".

Vários tipos de informações serão divulgados pelo DNPM ainda em 1972, baseados nos dados da "Pesquisa Nacional da Produção Mineral" e referentes aos anos de 1970 e 1971. São as seguintes as informações que

serão divulgadas:

- a) quantidade e valor da produção mineral por Estado e Município;
- b) quantidade e valor da produção mineral dos Estados e Municípios, por tipo de substância;
- c) classificação do número de empresas por quantidade vendida;
- d) classificação do número de empresas pelo valor das vendas;
- e) relação dos produtores nacionais por tipo de substância mineral explorada;
- f) relação dos endereços dos produtores de cada tipo de substância;
- g) relação das Empresas, com os respectivos endereços, segundo os Estados e Municípios onde possuem lavra.

É importante ressaltar que os dados sobre produção serão divulgados de maneira a não permitir a identificação desta ou daquela Empresa.

4.1.5 Novo Questionário para 1972

Aperfeiçoado e um pouco modificado com as experiências obtidas, foi lançado há poucas semanas o novo questionário para coleta de informações referentes ao primeiro semestre do corrente ano.

Um dos itens que mereceu especial atenção foi o referente à quantidade e valor das transferências. Foram fornecidas maiores explicações visando, assim, diminuir as muitas dúvidas surgidas quando do preenchimento do questionário anterior.

4.2 Atividades Programadas

Apesar dos dados obtidos na Pesquisa efetuada serem dos maiores produtores nacionais, é óbvio que o cadastro em que foi baseada constitui-se numa amostra significativa da produção real do País. Assim, para cobertura total do universo produtor, precisam ser adicionados à produção levantada, dados sobre garimpos, licenciados pelas Prefeituras Municipais e das lavras clandestinas.

4.2.1 Cadastramento de Licenciados

As substâncias utilizadas na construção civil, enquadradas na classe II do Código de Mineração, são exploradas com licenças expedidas geralmente pelas Prefeituras Municipais.

Como a maior parte da produção destas substâncias não é do conhecimento do DNPM, está sendo realizado em todo o País um cadastramento de licenciados visando aumentar o número de informantes da Pesquisa.

Foram enviados questionários específicos às Prefeituras objetivando-se conhecer a situação da exploração Mineral de cada município e solicitando-se a remessa de informações sobre os licenciados. Estes formulários estão sendo recebidos pelos Distritos do Departamento servindo para formação de um cadastro de Licenciados, que passarão a integrar a relação de informantes da "Pesquisa Nacional de Produção Mineral".

4.2.2 Produção de Garimpos

Obter a produção de garimpos é uma das metas a atingir. Sabemos da dificuldade de se ter acesso a tais informações, principalmente pela característica nômade do Garimpeiro e as dificuldades de acesso às zonas de garimpo.

Entretanto, paulatinamente, está o DNPM tentando contornar os obstáculos que se lhe antepõem à consecução de seus planos. No início deste ano foi firmado um Convênio entre o Departamento Nacional de Produção Mineral e a Fundação de Assistência ao Garimpeiro (FAG), para execução dos trabalhos de cadastramento, orientação técnica e fiscalização dos garimpeiros em todo o território nacional.

A tarefa de obter dados estatísticos de garimpos é árdua, mas muito esforço e trabalho serão desenvolvidos para agregarmos esta produção aos dados oriundos da "Pesquisa Nacional da Produção Mineral".

4.2.3 Coleta da Produção Mineral através do Imposto Único sobre Minerais

A utilização do Imposto Único sobre Minerais como fonte de coleta de dados sobre produção mineral está em estudos através de contatos mantidos entre o DNPM e o Ministério da Fazenda.

Pretende-se implantar uma nova Guia de Recolhimento, mais completa que a atual, além de uma "Declaração de Informações" que será preenchida em períodos ainda não acertados quando do pagamento do imposto.

A adoção do Imposto Único sobre Minerais como fonte de dados, desde que sejam adotadas as medidas previstas, será de vital importância para obtermos o total da produção mineral do país, pois no conjun-

to geral estariam incluídos os dados pertinentes aos garimpos, licenciamentos, lavras clandestinas e das Empresas detentoras de Decretos de Lavra e Manifestos de Mina.

4.2.4 Pesquisa Mensal por Amostragem

Há poucas semanas foram reiniciados contatos com o Departamento de Estatísticas Industriais, Comerciais e de Serviços (DEICOM) da Fundação IBGE. Os entendimentos mantidos resultaram proveitosos e serão adotadas as seguintes providências ainda este ano:

- a) o DNPM deverá fornecer ao DEICOM seu cadastro geral de informantes;
- b) Com base neste cadastro, aquele órgão do IBGE deverá selecionar uma amostra significativa composta pelas Empresas de Mineração, as quais deverão receber um questionário mensal. Com as respostas a este formulário poder-se-á ter uma noção mais expressiva da evolução da taxa de crescimento, além de outras informações de interesse imediato sobre o setor mineral.

4.2.5 Novo Relatório Anual

As dificuldades sentidas para coleta de dados pelos Relatórios Anuais estão, diretamente, em função da não homogeneização dos mesmos.

Atento para este problema o DNPM deverá, ainda este ano, enviar o Relatório Anual para preenchimento pelas Empresas. Esta tarefa está entregue à Seção de Fiscalização da Divisão do Fomento da Produção Mineral que, conjuntamente com a Seção Econômica, providenciarão a remessa aos titulares de Decretos de Lavra e Manifestos de Mina.

Faz-se mister ressaltar a importância de tal empreendimento, que deverá carrear para o DNPM e por extensão, a todo o setor mineral - sensíveis benefícios com o advento de dados bem mais sistematizados e homogêneos do que os atualmente inseridos nos Relatórios apresentados.

4.2.6 Pesquisas Setoriais

Também faz parte das atividades programadas para execução pela Seção Econômica do DNPM, a realização de Pesquisas Setoriais visando obter um diagnóstico específico das substâncias minerais de maior importância para o País.

4.2.7 Outras Atividades

Embora fugindo um pouco do tema que estamos abordando - produção mineral - faz-se necessário salientar as medidas adotadas para dotar o Setor de Economia Mineral do DNPM de dados estatísticos sobre o comércio exterior de substâncias minerais. Assim sendo já foram apuradas todas as exportações e importações brasileiras de minerais no período 1960-1971, para subsídio às monografias do "Anuário Mineral Brasileiro".

Estão programados levantamentos nas guias de importação fornecidas pela Carteira de Comércio Exterior (CACEX), com o objetivo de apurar características específicas de nossas importações de minerais visando substituição por similar nacional, se fôr o caso.

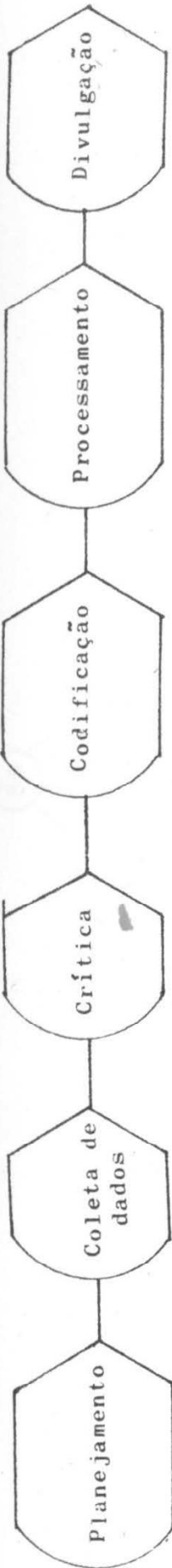
5. CONCLUSÃO

Não foi outro o objetivo desta palestra senão divulgar as atividades realizadas pelo DNPM visando sanar o problema da falta de informações sobre o setor mineral.

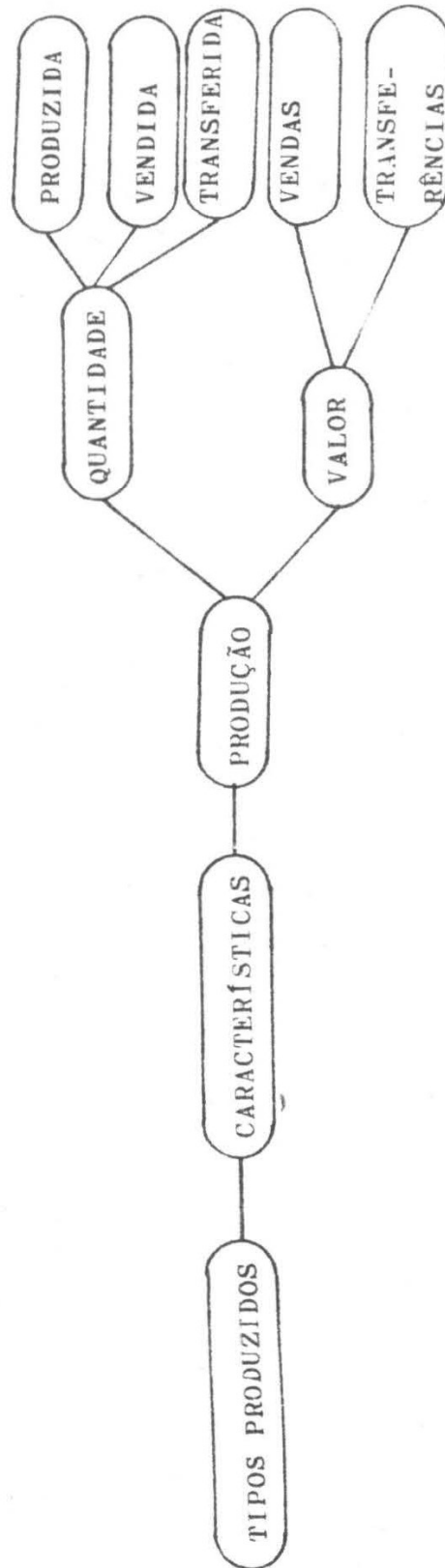
Queremos, na oportunidade, ressaltar a importante colaboração dos mineradores quando do preenchimento dos Questionários da "Pesquisa Nacional da Produção Mineral". Eles serão os principais beneficiados com o acréscimo substancial de dados sobre o setor, após a realização deste primeiro levantamento.

Ao "Centro Moraes Rego" nossos parabens pela realização deste Simpósio, importante elemento de comunicação entre os que trabalham para colocar a mineração do Brasil na posição de destaque em que merece figurar.

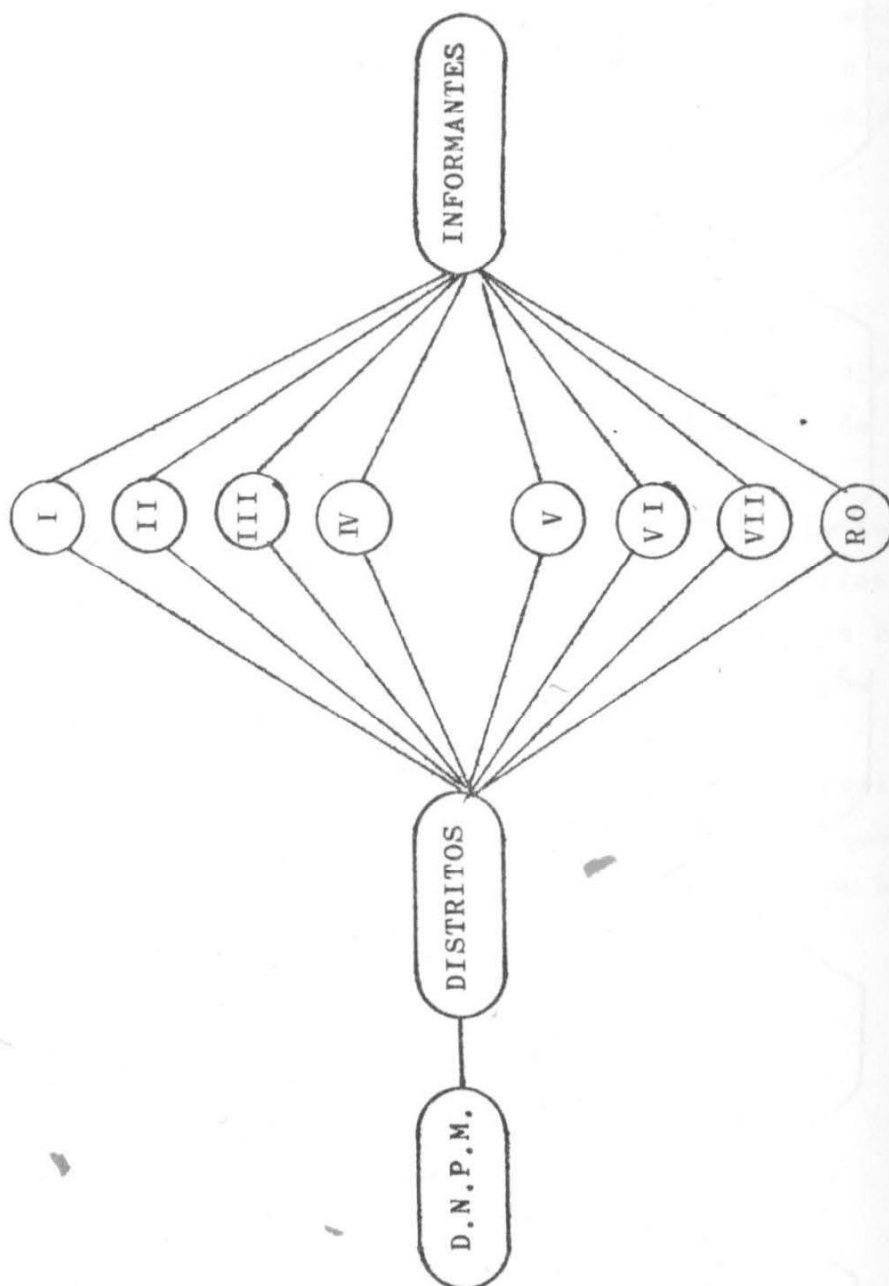
FASES DA PESQUISA NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL



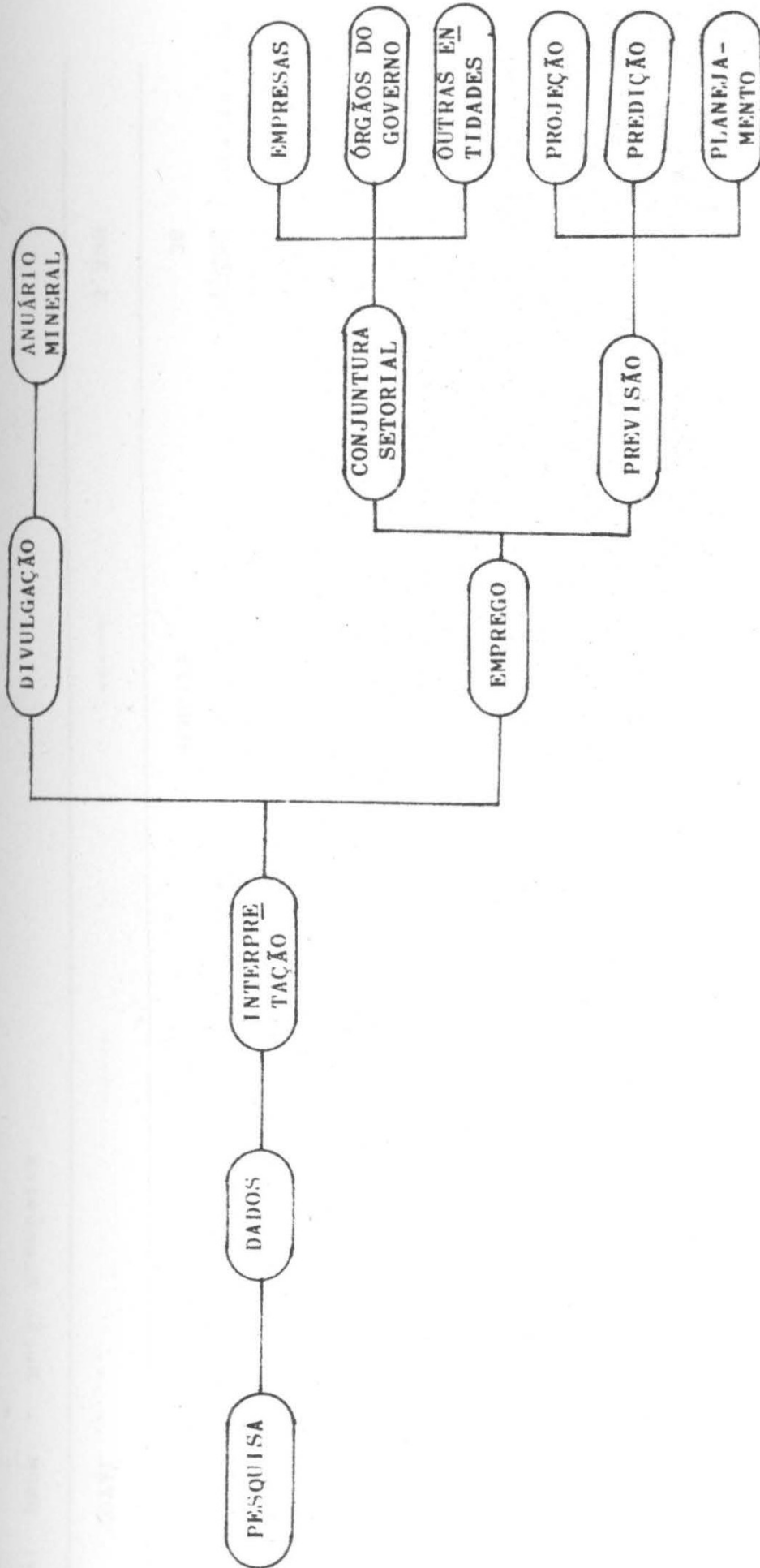
DADOS PEDIDOS NO QUESTIONÁRIO DA PNPM



COLETA DE DADOS



FINALIDADES DOS DADOS OBTIDOS PELO PNPM



PESQUISA NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - DNPM

1970 - 1971

| UNIDADES DA FEDERAÇÃO | QUESTIONÁRIOS ENVIADOS | UNIDADES DA FEDERAÇÃO | QUESTIONÁRIOS ENVIADOS |
|-----------------------|------------------------|-----------------------|------------------------|
| ALAGOAS | 10 | PARÁ | 54 |
| AMAPÁ | 12 | PARAÍBA | 24 |
| AMAZONAS | 34 | PARANÁ | 211 |
| BAHIA | 186 | PERNAMBUCO | 112 |
| CEARÁ | 76 | PIAUÍ | 20 |
| D. FEDERAL | 4 | RIO GRANDE DO NORTE | 34 |
| ESPIRITO SANTO (*) | 65 | RIO GRANDE DO SUL | 132 |
| GOIÁS | 46 | RIO DE JANEIRO (*) | 105 |
| GUANABARA (*) | 11 | RONDONIA | 42 |
| MARANHÃO | 6 | SANTA CATARINA | 172 |
| MATO GROSSO | 68 | SÃO PAULO | 1.032 |
| MINAS GERAIS (*) | 881 | SERGIPE | 26 |
| TOTAL | ----- | ----- | 3.396 |

Fonte: DNPM - Seção Econômica

(*) Questionários anuais.

6.6 - Alguns Resultados da PNPM

Observação: Ao Estoque Existente deverá ser adicionado o Estoque Anterior.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

M.M.E. MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M. DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

| PERÍODO-1971 | AMIANTO - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|--------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|-------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDAS | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| ALAGOAS | - | 1.443.840 | 659.240 | 1.107.726 | 784.600 | 1.393.638 | - |
| GOIAS | 103.830 | 17.411.794 | 17.328.108 | 25.868.844 | - | - | 83.686 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 103.830 | 18.855.634 | 17.987.348 | 26.976.570 | 784.600 | 1.393.638 | 83.686 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

BARITA - UNID. DE MEDIDA - KG

PERIODO - 1971

| ESTADO | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | VALOR VENDIDA | DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
|---------------------|------------------|----------------------|---------------|------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| BAHIA | 1.390.000 | 39.639.300 | 32.938.500 | 1.686.016 | 324.000 | 14.580 | 6.376.800 |
| PARANA | 58.000 | 53.000 | - | - | - | - | 53.000 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 1.448.000 | 39.692.300 | 32.938.500 | 1.686.016 | 324.000 | 14.580 | 6.429.800 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

M.M.E.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DE MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M.

DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

PERIODO - 1971

CALCITA - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR | | QUANTIDADE | | VALOR | | ESTOQUE EXISTENTE |
|---------------------|------------------|----------------------|--------------------|--------|--------|-------------|----------------|-------------|----------------|-------------------|
| | | | | VENDAS | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | |
| PARANA | - | 91,945 | 91,945 | 5,345 | - | - | - | - | - | - |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | - | 91,945 | 91,945 | 5,345 | - | - | - | - | - | - |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

M.M.E. C.A.E.E.B. - C.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M. DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

PERÍODO - 1971

CASSITERITA - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE | QUANTIDADE | VALOR | DAS | QUANTIDADE | VALOR | DAS | ESTOQUE |
|---------------------|----------|------------|---------|-----------|-------------|----------------|-----------|---------|
| | ANTERIOR | PRODUZIDA | VENDIDA | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | EXISTENTE | |
| RONDONIA | - | 191.740 | 176.000 | 1.875.456 | - | - | - | 15.740 |
| CEARA | - | 430 | 430 | 4.730 | - | - | - | - |
| PARAIBA | - | 1.594 | 1.594 | 44.313 | - | - | - | - |
| GOIAS | 1.413 | 78.517 | - | - | 71.638 | 286.552 | - | 6.879 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 1.413 | 272.281 | 178.024 | 1.924.499 | 71.638 | 286.552 | - | 22.619 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

| E S T A D O | CAULIM - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|-------------------------------|------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|
| | PERIODO - 1971 | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS |
| RIO GRANDE DO NORTE | 47.200 | 2.748.520 | 2.738.520 | 298.921 | 49.000 | 5.300 | 39.000 |
| PERNAMBUCO | - | 3.140.970 | 3.140.970 | 160.278 | - | - | - |
| BAHIA | - | 234.210 | 14.730 | 7.676 | 219.480 | 29.148 | - |
| PARANA | - | 7.774.000 | 2.472.000 | 285.850 | 5.302.000 | 335.849 | - |
| SANTA CATARINA | - | 15.108.000 | 15.108.000 | 448.234 | - | - | - |
| RIO GRANDE DO SUL | - | 1.480.830 | 1.280.860 | 136.789 | - | - | 200.000 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 47.200 | 30.486.580 | 24.755.100 | 1.337.748 | 5.570.480 | 370.297 | 161.000 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

| ESTADO | PERIODO - 1971 | CAULIM - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|----------------|-------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| | | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| RIO GRANDE DO NORTE | | 47.200 | 2.748.520 | 2.738.520 | 298.921 | 49.000 | 5.300 | 39.000 |
| PERNAMBUCO | | - | 3.140.970 | 3.140.970 | 160.278 | - | - | - |
| BAHIA | | - | 234.210 | 14.730 | 7.676 | 219.480 | 29.148 | - |
| PARANA | | - | 7.774.000 | 2.472.000 | 285.850 | 5.302.000 | 335.849 | - |
| SANTA CATARINA | | - | 15.108.000 | 15.108.000 | 448.234 | - | - | - |
| RIO GRANDE DO SUL | | - | 1.480.830 | 1.280.860 | 136.789 | - | - | 200.000 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | | 47.200 | 30.486.580 | 24.755.100 | 1.337.748 | 5.570.480 | 370.297 | 161.000 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

M.M.E.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M.

DEPARTAMENTO MINERAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

| PERIODO - 1971 | GIPSITA - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|--------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| MARANHÃO | 4.569.000 | 30.110.000 | 11.259.000 | 1.905.269 | 18.063.000 | 796.807 | 788.000 |
| PIAUI | - | 2.246.000 | 8.078.000 | 246.374 | - | - | 5.852.000 |
| CEARA | 3.618.000 | 20.237.410 | 13.889.795 | 2.758.604 | - | - | 6.347.615 |
| PERNAMBUCO | 27.258.000 | 186.658.335 | 125.090.260 | 1.581.733 | 57.418.440 | 749.499 | 4.149.635 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 35.445.000 | 239.251.745 | 158.317.055 | 6.491.980 | 75.481.440 | 1.546.304 | 5.453.250 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPIRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

M.M.E.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M.

DEPARTAMENTO MINERAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

| PERÍODO - 1971 | GIPSITA - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|--------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| MARANHÃO | 4.569.000 | 30.110.000 | 11.259.000 | 1.905.269 | 18.063.000 | 796.807 | 788.000 |
| PIAUI | - | 2.246.000 | 8.078.000 | 246.374 | - | - | 5.832.000 |
| CEARA | 3.618.000 | 20.237.410 | 13.889.795 | 2.758.604 | - | - | 6.347.615 |
| PERNAMBUCO | 27.258.000 | 186.658.335 | 125.090.260 | 1.581.733 | 57.418.440 | 749.499 | 4.149.635 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 35.445.000 | 239.251.745 | 158.317.055 | 6.491.980 | 75.481.440 | 1.546.304 | 5.453.250 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

| PERIODO - 1971 | | MAGNESITA - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | |
|---------------------|------------------|----------------------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| | | | | | | | |
| CEARA | 837.419 | 10.426.932 | 3.502.120 | 468.148 | 3.335.250 | 214.232 | 3.589.562 |
| BAHIA | 5.082.016 | 221.866.430 | 16.559.660 | 3.744.064 | 200.218.892 | 4.095.053 | 5.087.879 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 5.919.435 | 232.293.362 | 20.061.780 | 4.212.212 | 203.554.142 | 4.309.285 | 8.677.440 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

| PERÍODO - 1971 | | MANGANES - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | | |
|----------------|------------------|---------------------------------|--------------------|------------------|-------------|------------------------|--------------------------|-----|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | | ESTOQUE EXISTENTE |
| | | | | VALOR | DAS | | VALOR | DAS | |
| AMAPA | 69.237.000 | 2.081.387.000 | 1.647.437.000 | 95.512.000 | 124.454.000 | 14.204.079 | 309.406.000 | | |
| BAHIA | 23.666.060 | 78.578.480 | 88.459.830 | 5.731.341 | - | - | 9.921.350 | | |
| MATO GROSSO | - | 3.633.000 | 1.667.050 | 19.074 | - | - | 1.965.950 | | |
| GOIAS | 388.000 | 11.900.000 | 5.554.000 | 478.276 | 6.780.000 | 678.000 | 434.000 | | |
| TOTAL DA | | | | | | | | | |
| SUBSTÂNCIA | 93.291.060 | 2.175.498.480 | 1.743.157.880 | 101.740.691 | 131.234.000 | 14.882.079 | 301.106.600 | | |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C. A. E. E. B. - D. P. O.

M. M. E. MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972
 D. N. P. M. DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

| PERIODO - 1971 | | MARMORE - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | |
|---------------------|------------------|--------------------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| PARAIBA | 684.675 | 3.476.950 | 2.550.265 | 428.627 | 413.100 | 71.103 | 473.585 |
| BAHIA | - | 907.850 | 907.700 | 27.690 | - | 1.652 | 143 |
| PARANA | 476.428 | 449.027.478 | 470.111.114 | 354.230 | - | - | 21.083.636 |
| RIO GRANDE DO SUL | - | 1.008.000 | - | - | 1.008.000 | 10.140 | - |
| MATO GROSSO | - | 24.000 | 12.000 | 3.000 | - | - | 12.000 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 1.161.103 | 454.444.278 | 473.621.079 | 813.547 | 1.421.107 | 82.895 | 20.597.908 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

PERÍODO - 1971

QUARTZO - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE | QUANTIDADE | VALOR DAS | QUANTIDADE | VALOR DAS | ESTOQUE |
|---------------------|----------|------------|-----------|------------|-------------|-----------|
| | ANTERIOR | PRODUZIDA | VENDIDA | VENDAS | TRANSFERIDA | EXISTENTE |
| SANTA CATARINA | - | 197.692 | 386.620 | 83 | - | 188.928 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | - | 197.692 | 386.620 | 83 | - | 188.928 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

M.M.E.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

PERÍODO - 1971

QUARTZITO - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS | | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS | | ESTOQUE EXISTENTE |
|---------------------|------------------|----------------------|--------------------|-----------|--------|------------------------|---------------|---------------|-------------------|
| | | | | VENDAS | VENDAS | | TRANSFERÊNCIA | TRANSFERÊNCIA | |
| BAHIA | 141 | 132 | - | - | - | - | - | - | 132 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 141 | 132 | - | - | - | - | - | - | 132 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.A.E.B. - D.P.O.

M.M.E. MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M. DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

PERIODO - 1971

SERPENTINITO - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | | QUANTIDADE TRANSFERIDA | | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | | ESTOQUE EXISTENTE |
|---------------------|------------------|----------------------|--------------------|------------------|--------|------------------------|----------------|--------------------------|---|-------------------|
| | | | | VALOR | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | | | |
| PARANA | 16.984.000 | 73.430 | - | - | - | - | - | - | - | 73.430 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 16.984.000 | 73.430 | - | - | - | - | - | - | - | 73.430 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPIRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C. A. A. F. B. - D. P. O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M. M. E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D. N. P. M.

SODALITA SIENITO - UNID. DE MEDIDA - KG

PERIODO - 1971

| E S T A D O | ESTOQUE | QUANTIDADE | VALOR | DAS | QUANTIDADE | VALOR | DAS | ESTOQUE |
|---------------------|----------|------------|---------|--------|-------------|----------------|-----------|---------|
| | ANTERIOR | PRODUZIDA | VENDIDA | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | EXISTENTE | |
| BAHIA | - | 764.364 | 281.465 | 94.395 | 551.000 | 48.336 | 68.101 | |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | - | 764.364 | 281.465 | 94.395 | 551.000 | 48.336 | 68.101 | |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.A.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

| PERIODO - 1971 | TALCO - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| BAHIA | 752.070 | 9.070.097 | 3.338.690 | 566.898 | 3.924.800 | 629.216 | 1.806.607 |
| PARANA | 17.978.786 | 25.889.070 | 24.705.071 | 1.890.098 | 20.490.000 | 307.237 | 19.306.001 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 18.730.856 | 34.959.167 | 28.043.761 | 2.456.996 | 24.414.800 | 936.453 | 17.499.394 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

PERÍODO - 1971

CROMITA - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE | | QUANTIDADE | | VALOR | | QUANTIDADE | | VALOR | | ESTOQUE | |
|---------------------|-----------|------------|------------|---------|---------|-------------|-------------|----------------|-----------|--|---------|--|
| | ANTERIOR | PRODUZIDA | PRODUZIDA | VENDIDA | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | EXISTENTE | | | |
| BAHIA | 107.970 | 6.130.000 | 4.130.000 | - | 238.160 | - | - | - | 2.000.900 | | | |
| GOIAS | 9.700.000 | 66.050.000 | - | - | - | 66.050.000 | 990.750 | - | - | | | |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 9.807.970 | 72.180.000 | 4.130.000 | - | 238.160 | 66.050.000 | 990.750 | - | 2.000.900 | | | |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

M.M.E.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

PERIODO - 1971

DIATOMITA - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE | | QUANTIDADE | | VALOR DAS | | QUANTIDADE | | VALOR DAS | | ESTOQUE | |
|---------------------|-----------|-----------|------------|-----------|-----------|--------|-------------|-------------|----------------|----------------|-----------|-----------|
| | ANTERIOR | PRODUZIDA | VENDIDA | VENDAS | VENDAS | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | TRANSFERÊNCIAS | EXISTENTE | EXISTENTE |
| CEARA | 67.840 | 1.116.069 | 929.338 | 488.535 | - | - | - | - | - | - | 186.731 | 186.731 |
| RIO GRANDE DO NORTE | 1.695.883 | 3.254.888 | 2.297.272 | 1.108.993 | 620.000 | 8.575 | 620.000 | 620.000 | 8.575 | 8.575 | 337.616 | 337.616 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 1.763.723 | 4.370.957 | 3.226.610 | 1.597.528 | 620.000 | 8.575 | 620.000 | 620.000 | 8.575 | 8.575 | 524.347 | 524.347 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.A.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972
 DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

M.M.E.

D.N.P.M.

| PERIODO - 1971 | | FLUORITA - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | |
|---------------------|------------------|---------------------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| | | | | | | | |
| SANTA CATARINA | 3.651.000 | 56.011.110 | 50.253.530 | 7.981.729 | - | - | 5.717.580 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 3.651.000 | 56.011.110 | 50.253.530 | 7.981.729 | - | - | 5.717.580 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO E RIO DE JANEIRO.

C. A. E. E. B. - D. P. O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M. M. E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D. N. P. M.

FOSFORITA - UNID. DE MEDIDA - KG

PERÍODO - 1971

| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | | ESTOQUE EXISTENTE |
|---------------------|------------------|----------------------|--------------------|------------------|-------|--------------------------|-------|-------------------|
| | | | | QUANTIDADE | VALOR | QUANTIDADE | VALOR | |
| PERNAMBUCO | - | 19.468.000 | 19.468.000 | 332.738 | - | - | - | |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | - | 19.468.000 | 19.468.000 | 332.738 | - | - | - | |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

M.M.E. MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972
 D.N.P.M. DEPARTAMENTO MINERAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

| PERIODO - 1971 | GIPSITA - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | | |
|---------------------|--------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | VALOR DAS TRANSFERIDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| MARANHÃO | 4.569.000 | 30.110.000 | 11.259.000 | 1.905.269 | 18.063.000 | - | 796.807 | 788.000 |
| PIAUI | - | 2.246.000 | 8.078.000 | 246.374 | - | - | - | 5.832.000 |
| CEARA | 3.618.000 | 20.237.410 | 13.889.795 | 2.758.604 | - | - | - | 6.347.615 |
| PERNAMBUCO | 27.258.000 | 186.658.335 | 125.090.260 | 1.581.733 | 57.418.440 | - | 749.499 | 4.149.635 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 35.445.000 | 239.251.745 | 158.317.055 | 6.491.980 | 75.481.440 | - | 1.546.304 | 5.453.250 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

| PERIODO - 1971 | | MAGNESITA - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | |
|---------------------|------------------|----------------------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| | | | | | | | |
| BAHIA | 5.082.016 | 221.866.430 | 16.559.660 | 3.744.064 | 200.218.892 | 4.095.053 | 5.087.879 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 5.919.435 | 232.293.362 | 20.061.780 | 4.212.212 | 203.554.142 | 4.309.285 | 8.677.440 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

| PERÍODO - 1971 | | MANGANES - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|------------------|---------------------------------|--------------------|------------------|---------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| | | | | VALOR | Q U A N T I D A D E | | | |
| AMAPA | 69.237.000 | 2.081.387.000 | 1.647.437.000 | 95.512.000 | 124.454.000 | 14.204.079 | 309.406.000 | |
| BAHIA | 23.666.060 | 78.578.480 | 88.459.830 | 5.731.341 | - | - | 9.921.350 | |
| MATO GROSSO | - | 3.633.000 | 1.667.050 | 19.074 | - | - | 1.965.950 | |
| GOIAS | 388.000 | 11.900.000 | 5.554.000 | 478.276 | 6.780.000 | 678.000 | 434.000 | |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 93.291.060 | 2.175.498.480 | 1.743.157.880 | 101.740.691 | 131.234.000 | 14.882.079 | 301.106.600 | |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C. A. E. E. B. - D. P. O.

M. M. E. MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972
D. N. P. M. DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

| PERIODO - 1971 | MARMORE - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|--------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| PARAIBA | 684.675 | 3.476.950 | 2.550.265 | 428.627 | 413.100 | 71.103 | 473.585 |
| BAHIA | - | 907.850 | 907.700 | 27.690 | - | 1.652 | 143 |
| PARANA | 476.428 | 449.027.478 | 470.111.114 | 354.230 | - | - | 21.083.636 |
| RIO GRANDE DO SUL | - | 1.008.000 | - | - | 1.008.000 | 10.140 | - |
| MATO GROSSO | - | 24.000 | 12.000 | 3.000 | - | - | 12.000 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 1.161.103 | 454.444.278 | 473.621.079 | 813.547 | 1.421.107 | 82.895 | 20.597.908 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.E.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

PERÍODO - 1971

QUARTZO - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE | QUANTIDADE | VALOR DAS | QUANTIDADE | VALOR DAS | ESTOQUE |
|---------------------|----------|------------|-----------|------------|-------------|-----------|
| | ANTERIOR | PRODUZIDA | VENDIDA | VENDAS | TRANSFERIDA | EXISTENTE |
| SANTA CATARINA | - | 197.692 | 386.620 | 83 | - | 188.928 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | - | 197.692 | 386.620 | 83 | - | 188.928 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

M.M.E.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

PERÍODO - 1971

QUARTZITO - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS | | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS | | ESTOQUE EXISTENTE |
|---------------------|------------------|----------------------|--------------------|-----------|--------|------------------------|---------------|---------------|-------------------|
| | | | | VENDAS | VENDAS | | TRANSFERÊNCIA | TRANSFERÊNCIA | |
| BAHIA | 141 | 132 | - | - | - | - | - | - | 132 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 141 | 132 | - | - | - | - | - | - | 132 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.A.E.B. - D.P.O.

M.M.E. MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

D.N.P.M. DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

PERIODO - 1971

SERPENTINITO - UNID. DE MEDIDA - KG

| E S T A D O | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | | QUANTIDADE TRANSFERIDA | | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | | ESTOQUE EXISTENTE |
|---------------------|------------------|----------------------|--------------------|------------------|-------------|------------------------|-----------|--------------------------|---|-------------------|
| | | | | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | EXISTENTE | | | |
| PARANA | 16.984.000 | 73.430 | - | - | - | - | - | - | - | 73.430 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 16.984.000 | 73.430 | - | - | - | - | - | - | - | 73.430 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPIRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C. A. A. F. B. - D. P. O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M. M. E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D. N. P. M.

SODALITA SIENITO - UNID. DE MEDIDA - KG

PERIODO - 1971

| E S T A D O | ESTOQUE | QUANTIDADE | VALOR | DAS | QUANTIDADE | VALOR | DAS | ESTOQUE |
|---------------------|----------|------------|---------|--------|-------------|----------------|-----------|---------|
| | ANTERIOR | PRODUZIDA | VENDIDA | VENDAS | TRANSFERIDA | TRANSFERÊNCIAS | EXISTENTE | |
| BAHIA | - | 764.364 | 281.465 | 94.395 | 551.000 | 48.336 | 68.101 | |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | - | 764.364 | 281.465 | 94.395 | 551.000 | 48.336 | 68.101 | |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

C.A.A.E.B. - D.P.O.

MINISTERIO DAS MINAS E ENERGIA - EMISSÃO 24 AGO 1972

M.M.E.

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - SEÇÃO ECONÔMICA - ESTATÍSTICA

D.N.P.M.

| PERIODO - 1971 | TALCO - UNID. DE MEDIDA - KG | | | | | | |
|---------------------|------------------------------|----------------------|--------------------|------------------|------------------------|--------------------------|-------------------|
| | ESTOQUE ANTERIOR | QUANTIDADE PRODUZIDA | QUANTIDADE VENDIDA | VALOR DAS VENDAS | QUANTIDADE TRANSFERIDA | VALOR DAS TRANSFERÊNCIAS | ESTOQUE EXISTENTE |
| BAHIA | 752.070 | 9.070.097 | 3.338.690 | 566.898 | 3.924.800 | 629.216 | 1.806.607 |
| PARANA | 17.978.786 | 25.889.070 | 24.705.071 | 1.890.098 | 20.490.000 | 307.237 | 19.306.001 |
| TOTAL DA SUBSTÂNCIA | 18.730.856 | 34.959.167 | 28.043.761 | 2.456.996 | 24.414.800 | 936.453 | 17.499.394 |

OBS.: EXCETO A PRODUÇÃO DE MINAS GERAIS, SÃO PAULO, ESPÍRITO SANTO E RIO DE JANEIRO.

II SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO

PESQUISAS GEOLÓGICAS E CONTROLE DE QUALIDADE DOS DEPÓSITOS DE MINÉRIO
POBRE E RICO DE ITABIRITO TOMANDO COMO EXEMPLO AS JAZIDAS DA BONG MINE
(LIBÉRIA) E MINERAÇÃO DE FÁBRICA (MINAS GERAIS).

JÜRGEN BRUNO KEGLER

Mineração Ferro e Carvão

RESUMO DO TRABALHO

Demonstração sobre a execução de pesquisas geológicas nas jazidas de Bong Mine e Fábrica, visando obter-se o melhor rendimento do minério.

Melhor planejamento da lavra e controle de qualidade do minério extraído, a fim de se obter o máximo aproveitamento das instalações de tratamento do minério.

Necessidade de tratamento do minério rico, em vista das exigências atuais da siderurgia, que, devido à sua crescente especialização, não pode mais utilizar o run-of-mine.

Chega-se à conclusão de que na mineração de minérios ricos e pobres só há poucas diferenças no tocante aos problemas técnicos, tendo os minérios ricos praticamente apenas a vantagem econômica do melhor rendimento.

INTRODUÇÃO

Apesar das reservas conhecidas de minério rico serem suficientes para várias décadas, os minérios pobres de itabirito ganham cada vez maior importância.

Enquanto no ano de 1.959 o suprimento mundial da ordem de 423 Mio de t. era constituído de 50% de run-of-mine, 38% de minérios classificados e somente 12% de concentrados, a proporção mudou no ano de 1.969 para 33% de run-of-mine, 39% de minérios classificados e 28% de concentrados, num total de 706 Mio de t.. Segundo estimativas, serão consumidas no ano de 1.980 um bilhão de toneladas, sendo que das quais apenas 20% de run-of-mine, 40% de minério classificado e 40% de concentrados.

O motivo disso é por um lado a falta de reservas de minério ri

co em países altamente industrializados, como por exemplo os Estados Unidos, Canadá e União Soviética, e por outro lado, o fato de ser necessário o aproveitamento futuro das dispendiosas instalações e da infra-estrutura existente atualmente para minério rico, que seriam aproveitadas para o minério pobre. Seria isso o caso da Suécia, Labrador, Libéria, África do Sul, Perú, Chile e atualmente também do Brasil.

Esta realidade traz novas atribuições à geologia.

Enquanto as pesquisas geológicas em uma mina produtora de run-of-mine poderiam se restringir a uma avaliação de reservas e a determinação de qualidade com relação à química e à granulometria; outros fatores contariam no caso de uma mina de minério pobre, fatores esses que forçariam os geólogos a se dedicarem intensamente a técnicas de beneficiamento, além da metalurgia.

MINÉRIOS POBRES DE ITABIRITO

A seguir cito como exemplo a Bong Mine, em Libéria:

A figura 1 mostra a situação dos escudos precambrianos com os depósitos principais dos itabiritos. A serra de Bong Range está localizada no escudo de Libéria-Nigéria na África Oeste.

A Bong Mining Company lavra um minério (figura 2), o qual está localizado na parte mais baixa do conhecido perfil de intemperismo. Os horizontes A e B, os horizontes da Canga e de minério de enriquecimento supergênico, nunca se formaram na Bong Range, ou então foram destruídos pela erosão. A BMC então lavra os itabiritos duros e decompostos sem enriquecimentos.

As pesquisas geológicas se dividiram em duas fases:

1. Constatação das reservas e das qualidades, com a finalidade de elaborar um fluxograma para a instalação de beneficiamento, sendo que na constatação das qualidades precisam ser observadas as distribuições de teores de ferro, as proporções de hematita e magnetita, bem como características físicas, ou seja, tamanho dos grãos, intercrescimento dos grãos, para desta forma chegar à constatação da dureza e da possibilidade de moagem.

O mapeamento superficial em conjunto com a abertura de trincheiras e galerias, além de furos de sondagem, nos forneceram dados sobre a situação geológica. Testes microscópicos e de beneficiamento, acompanhados de testes pilotos em aproximadamente 3.000 toneladas de minério bruto, forneceram a base para o fluxograma da instalação de

beneficiamento.

Foi constatado o seguinte (figura 3):

Dentro do embasamento encontra-se um sinclinal com metasedimentos do precambriano inferior, composto principalmente de itabiritos, quartzitos, micaxistos e anfibolitos. Os itabiritos formam o interior do sinclinal, que se alonga por cerca de 14 km. Estruturas similares, são encontradas no corpo norte, e são separadas do corpo principal por um anticlinal de gneisse. As reservas chegam a um total de 650 milhões de toneladas, no corpo principal 350 milhões de toneladas, com uma relação de minério/estéril de 1:0,56 toneladas.

A análise química média é a seguinte:

38,5% Fe, 41,1% SiO₂, 1% Al₂O₃, 1% CaO, 1,5% MgO, 0,05% P e 0,02% S.

Aproximadamente 1% do ferro total está contido no silicato ferroso e na pirita.

A composição mineralógica do itabirito é de:

40% Magnetita, 10% silicatos (principalmente hornblenda)
11% Hematita 0,3% apatita
39% Quartzo traços de pirita

Do itabirito, 18% é decomposto, 23% de decomposição intermediária e 59% duro.

Quanto aos grãos, foram conseguidos os seguintes tamanhos:

14,1% mais que 0,25 mm, 45,4% entre 0,25 e 0,10 mm, 40,5% menos que 0,10 mm.

Enquanto as duas primeiras frações mostram uma ligação do quartzo com os minerais de ferro numa superfície mais ou menos lisa, os cristais da fração menor estão intercrescidos. Estes resultados foram utilizados na confecção de um fluxograma para a instalação de beneficiamento, que deverá fornecer um concentrado comercializável de 65% Fe (figura 4).

O minério bruto, depois de passar pelo britador primário em blocos de 300 mm, cai em moinhos tipo cascata, onde o minério é reduzido para um tamanho mais ou menos dos cristais naturais, por moagem autógena. O minério liberado é bombeado para um sistema de espirais Humphreys, em três etapas, formando um circuito fechado, isto é, os estéreis correm para o cleaner e recleaner e depois mais uma vez são bombeados para o rougher. Como os estéreis das espirais ainda têm um teor de ferro de 20% até 26%, são dirigidos aos separadores magnéticos de baixa intensidade, a fim de ser conseguida magnetita de grãos finos. Porém, devido ao intercrescimento intenso na fração fina, é necessário uma nova moagem nos moinhos tipo bola. O rejeito contém então no máximo ainda 15% de Fe, o qual

é encontrado na hematita ultrafina, na limonita e nos silicatos. Os concentrados "magnéticos" correm em conjunto com os concentrados das espirais para o embarque e pelotização. Com esta combinação de separação espiral e magnética, o rendimento do concentrado com 65% de Fe é de 45 - 50% no peso.

Desta forma foi encerrada a primeira fase dos estudos.

A finalidade da fase dois era a programação da lavra, bem como conseguir um controle de qualidade eficaz.

Foi constatada a necessidade de subdividir a jazida em tipos de minérios, não só do ponto de vista geológico, mas também técnico, isto é, tipos de minérios com o mesmo comportamento no beneficiamento.

Estes grupos são caracterizados pelos seguintes dados:

Teor de ferro e magnetita, também do grão e o consumo de energia dos moinhos tipo cascata na moagem, que é uma equivalência para a dureza do minério.

Foram diferenciados três grandes grupos (figura 5), que por sua vez foram subdivididos em doze tipos, de acordo com teores de ferro e magnetita e características de moagem.

1. Minério para espirais: de granulação grossa, na sua maioria minérios hematíticos de pouca dureza.
2. Minérios intermediários: minérios hematíticos finos, em partes, com grande dureza.
3. Minérios magnéticos: isto é, minérios com teor de magnetita de mais que 25%.

Para lavar somente um dos diferentes tipos de minério, seria anti-econômico: os minérios para espirais deixariam os separadores magnéticos praticamente se esvaziarem devido à pequena quantidade de magnetita.

Os minérios intermediários se deixam enriquecer com dificuldade, tanto nas espirais por causa da granulação fina, quanto nos concentradores magnéticos, por causa do baixo teor de magnetita. Também em caso de grande dureza a carga dos moinhos é muito baixo.

Os minérios magnéticos sobrecarregam os separadores magnéticos pela grande quantidade de magnetita, tendo como consequência concentrados magnéticos com baixo teor de ferro, por uma má classificação.

Como a instalação está calculada pela média química, granulométrica e da dureza, esse tipo de minério precisa ser conseguido arti-

ficialmente. A mistura homogênea é conseguida pelo controle da alimentação do britador, atualmente por uma homogeneização.

A gênese do minério se explica da seguinte forma (figura 6) :

Já durante a sedimentação constatou-se uma mudança vertical de facies, onde se sedimentou em baixo um itabirito com magnetita e quartzo, no meio com hematita e quartzo, e em cima um itabirito argiloso com magnetita e quartzo, que devido ao metamorfismo regional, se transformou em um itabirito com magnetita, quartzo e anfibólios.

As diferenças primárias foram mais uma vez modificadas por dois processos:

1. Elevação de uma frente de gneiss. Devido a esse fato, constatou-se principalmente nas proximidades do gneisse, um aumento de granulação.
2. Intemperismo e decomposição dos 30 até 40 m. superiores e martitização dos cristais de magnetita.

Desta forma encontramos agora uma jazida com as seguintes características:

1. Minérios magnéticos situados na parte inferior do sinclinal - quando próximos do gneisse possuem granulação grossa, e o restante de granulação fina.
2. Minérios para espirais na mesma posição que os minérios magnéticos de granulação grossa, porém somente próximos da superfície.
3. Minérios intermediários situados na parte central até a parte superior da sinclinal.

De posse destes elementos, pode ser preparado o planejamento da lavra. Para isso, serão feitos mapas geológicos para cada nível, com altura de bancos de quinze metros. Serão transferidos para os mapas as partes extraídas dos perfis, que haviam sido colocados na jazida com distâncias de oitenta metros entre si. Além dos dados geológicos, são considerados também o seguinte (figura 7):

- a) Localização e quantidades do minério bruto e estéril.
- b) Tipos de minério e dados específicos, com teor de ferro e magnetita, tamanho dos grãos e consumo de energia na moagem.
- c) Quantidades e qualidades de partes da jazida, com dados sobre o beneficiamento, isto é, rendimento, carga em toneladas por sistema e hora, quantidade de concentrado em toneladas por sistema e hora.

Com a ajuda deste plano pode ser calculada com exatidão, a produção desejada de cada mês e todo o ano.

Caso se constate pelos mapas geológicos dos bancos que a produção planejada para o ano não pode ser alcançada, poderá ser feita uma al

teração na lavra.

Para planejamento a curto prazo, principalmente para o controle de qualidade diário, rigorosamente, não basta a exatidão dos mapas. Para isto são elaborados planos especiais durante o correr da lavra, no qual constam os resultados dos furos de sondagem, de amostragem da frente da lavra e dos furos para desmonte.

A figura 8 mostra parte de um desses planos.

Para as detonações, os furos são feitos com um espaçamento de sete metros e uma profundidade de dezoito metros, sendo o pó da perfuração amostrado e analisados os teores de ferro e magnetita. A frente da lavra é então mapeada, principalmente no sentido da dureza e da granulação. Agora que os tipos de minério foram bem localizados, a topografia marca com estacas bem visíveis, os tipos semelhantes de minério, para o operador da escavadeira.

Com a ajuda deste mapa, será determinada a produção diária, pela geologia com a ajuda do engenheiro de produção.

MINÉRIO RICO

Quanto aos minérios ricos, antigamente as pesquisas geológicas em quase todas as jazidas de minério rico, entre eles a Mineração da Fábrica, se preocuparam em assegurar as reservas e a qualidade do minério compacto de fácil colocação no mercado.

Considerando o desenvolvimento do mercado de minério de ferro, é preciso levar em conta, que se torna cada vez mais importante tratar o minério rico, minérios que até então eram vendáveis sem beneficiamento.

O motivo para isso são as exigências cada vez maiores a que o minério está sujeito por parte das técnicas cada vez mais aprimoradas de siderurgia. No caso de sinterização, características de redução e decrepitação em alta e baixa temperatura no alto forno, foi sempre constatado que poucos minérios podem ser vendidos sem beneficiamento. A exigência de um sinterfeed bem peneirado com pequena quantidade de ultra-fino, causa o aparecimento de grãos, que em virtude da sua composição química, não podem ser sempre utilizáveis para a sinterização ou para a pelotização, tendo que ser enriquecidos. Um importante passo nesse sentido está sendo dado no momento pela CVRD em Itabira, onde futuramente minérios ricos e os itabiritos pobres a eles ligados passarão por um beneficiamento de vários estágios.

Dentro em pouco a Cia. de Mineração Ferro Carvão, também co-

mecará com a construção de uma instalação de beneficiamento, que deverá beneficiar os minérios ricos das jazidas de João Pereira e Fábrica em produtos que correspondam às justas exigências das usinas siderúrgicas.

Para isso seria necessário uma outra pesquisa dentro dos novos aspectos.

A situação geológica e as reservas totais eram conhecidas por mapeamentos anteriores, galerias e furos de sondages (figura 9).

Os itabiritos do grupo Itabira da Serra do Mascate mostram intenso falhamento de empurrão e foram acavalados sobre os filitos do grupo Piracicaba. A situação foi modificada por falhas verticais. As influências de intemperismo formaram pela solução selectiva e lixiviação do quartzo, uma capa de minério rico superficial com a espessura de trinta até quarenta metros. Corpos de minério compacto são situados nas áreas de falhamento.

Nossos produtos futuros serão:

Pebble, Sinterfeed e Pelleta. Na nova pesquisa foram portanto utilizadas partes da fase 1 e partes da fase 2.

1. Determinação da composição média da jazida inteira com um cut-off de 59% de Fe, do ponto de vista granulométrico e químico,
2. Localização exata dos diferentes tipos de minério, cálculos das reservas e das qualidades dos mesmos.

Foram elaborados perfis geológicos com separação de setenta metros utilizando todos os dados estruturais e analíticos disponíveis.

A figura 10 exemplifica um corte típico da jazida de João Pereira. O corpo de itabirito com os minérios ricos na superfície limita-se com os filitos do grupo Piracicaba por falhas de empurrão. As interligações dos vários tipos de minério mostram uma mudança frequente de fácies.

Foram desenhadas também plantas das bancadas com espaçamento de dez metros entre os futuros níveis de lavra como mostra a figura 11.

Nestas plantas são localizados as quantidades e qualidades dos vários tipos de minério com os teores de Ferro, alumina, sílica e fósforo e com os dados principais de granulometria, isto é, a percentagem acima de 6,0 mm., para calcular o rendimento de pebble, e a percentagem abaixo de 0,1 mm. para calcular o rendimento de pellet-feed.

Em uma média de:

35,8% + 6,0 mm e 30,9% - 0,1 mm

podem, portanto, depois de terminado o beneficiamento, ser separados 36%

de pebble, 33% de sinterfeed e 31% de pellet-feed.

Considerando o atrito na instalação, aumentará o pellet-feed em aproximadamente 15%, às custas do sinterfeed e do pebble.

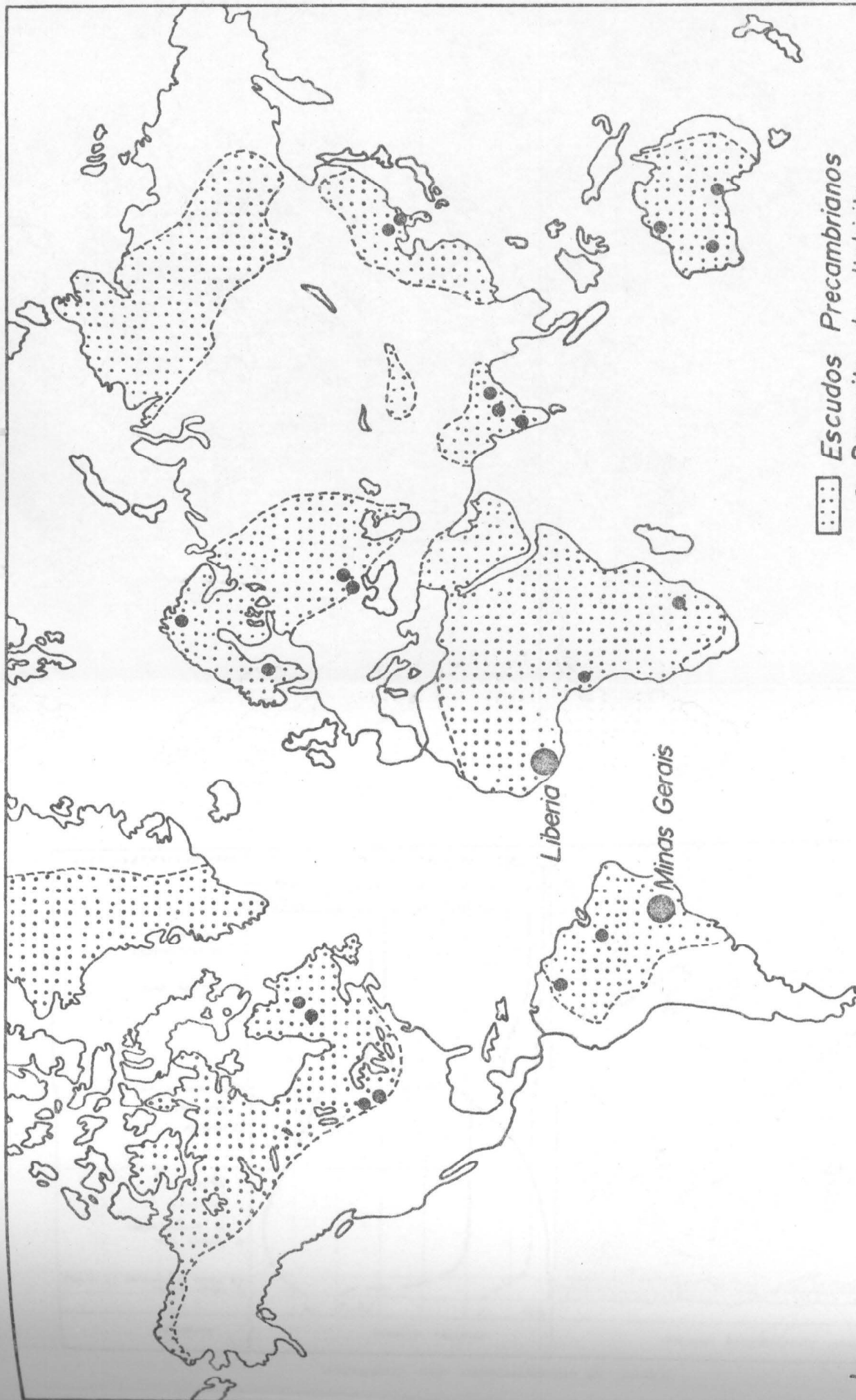
Em virtude da distribuição dos grãos e da química da jazida, tornou-se mais adequado para o beneficiamento um sistema de classificadores espirais e células de flotação.

Desta forma será montada uma instalação que terá uma alimentação de minério bruto com a mesma sensibilidade mencionada para a Bong Mine.

O planejamento da lavra deve, portanto, levar em conta uma alimentação homogênea até a última tonelada produzida. Isto por outro lado, faz necessária a confecção dos mapas de lavra futuro, para o controle diário rigoroso da qualidade.

Bibliografia:

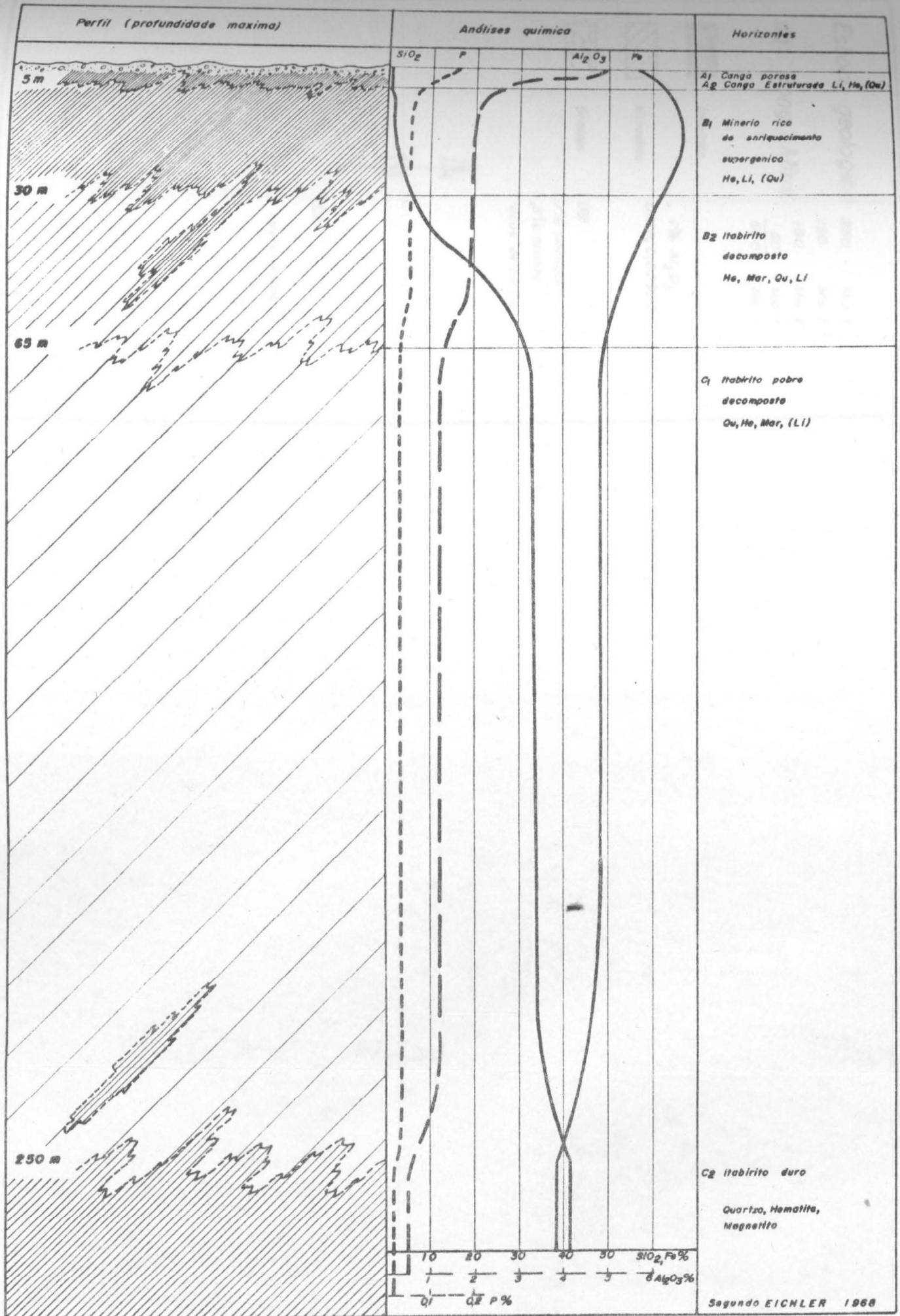
- EICHLER, J. : Geologie und Entstehung der itabiritischen Reicherze im "Eisernen Viereck" von Minas Gerais/Brasilien. Habilitationsschrift, Clausthal - Zellerfeld, 1968.
- JACOBS, W. : Neue Entwicklung in der Aufbereitungstechnik fuer Eisen erze. Stahl und Eisen, 91, 14, 801-808, Duesseldorf - 1971.
- LERSCH, J. : Montangeologische Grundlagen der betriebsgeologischen Abbausteuerung auf der Eisenerzlagerraette Bong Range in Liberia/Westafrika. Clausthaler H. zur Lagerstaettenk. u. Geochem. der min. Rohst. 9, 108-140, Berlin-Stuttgart, 1970.



- ⋯ Escudos Precambrianos
- Depósito dos Itabiritos

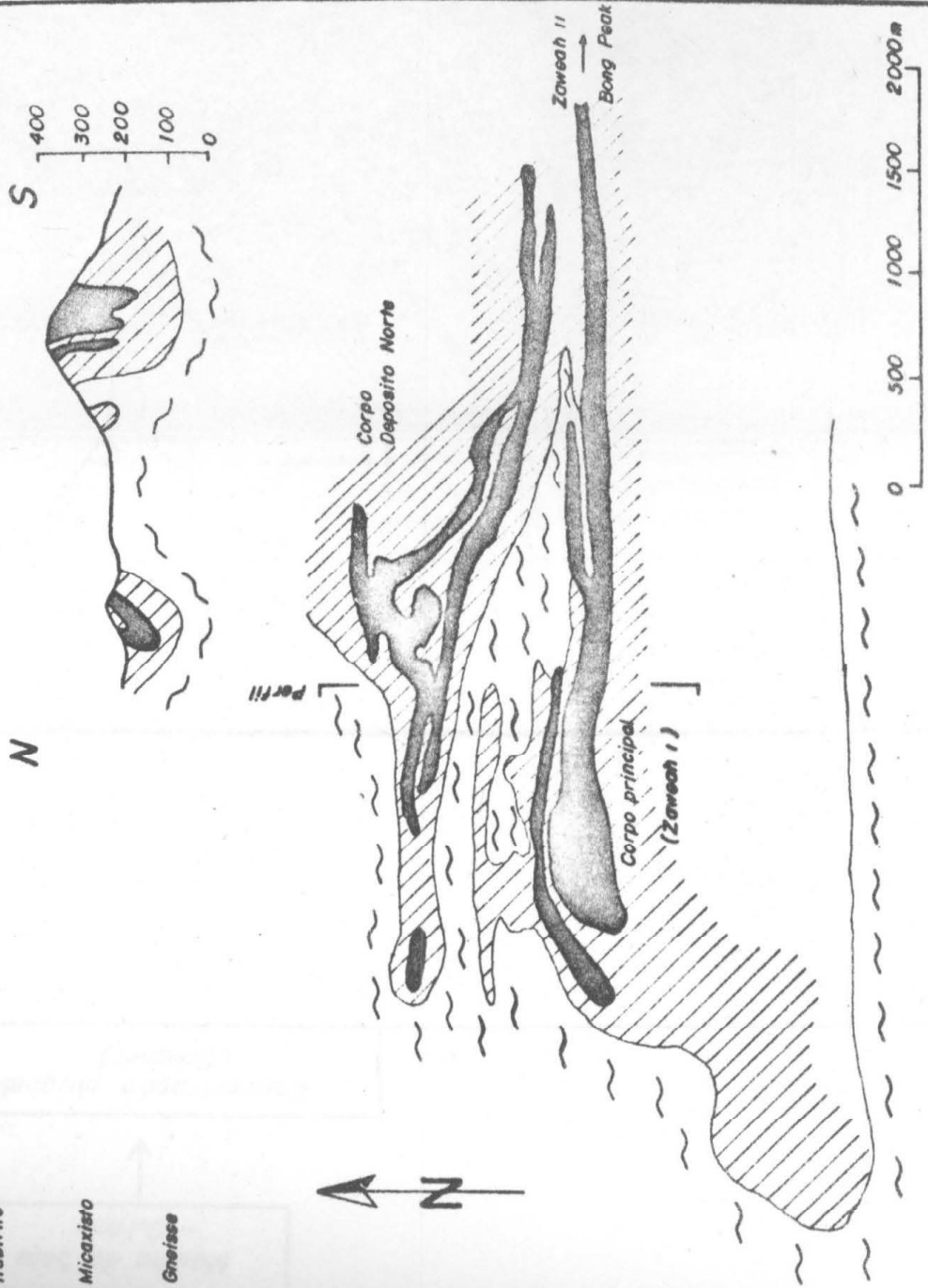
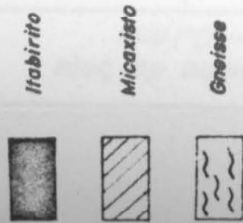
Localização dos Itabiritos e minério rico de Itabiritos

Perfil de intemperismo dos itabiritos



Esboço geológico do depósito de minério pobre de Itabirito

da Bong Mine, Liberia



Reservas:

| | | |
|-----------------|------------|--------------|
| Corpo principal | 350 | Mio t |
| Corpo Norte | 160 | Mio t |
| Zaweah II | 100 | Mio t |
| Bong Peak | 50 | Mio t |
| Total | 660 | Mio t |

Análise química média

38,5% Fe, 41% SiO₂, 1% Al₂O₃
 1% CaO, 1,5% HgO, 0,05 P, 0,02% S

Composição mineralógica

40% magnetita 10% silicados
 11% hematita 0,3% apatita
 39% quartzo traços de pirita

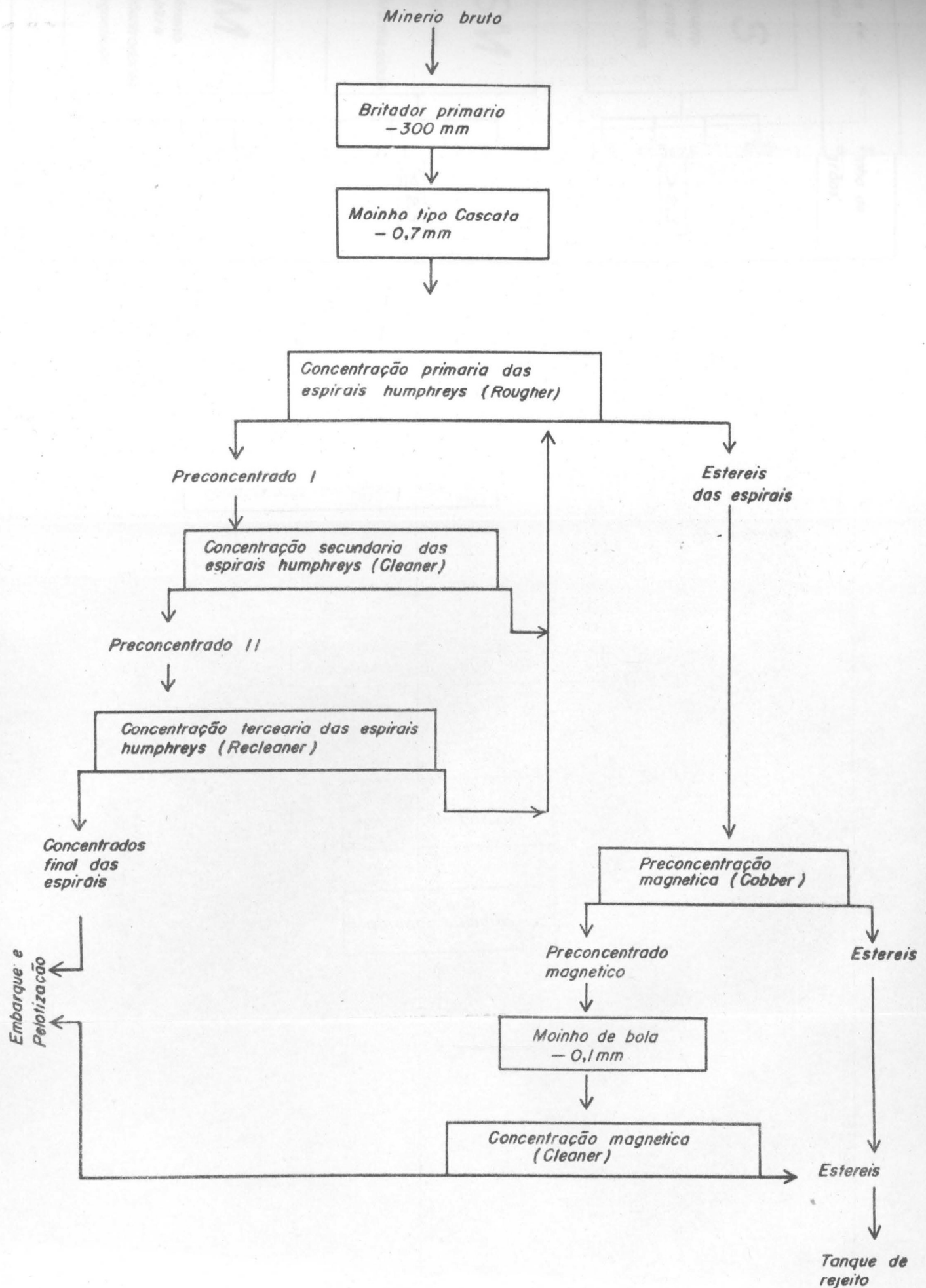
Tamanho das grãos

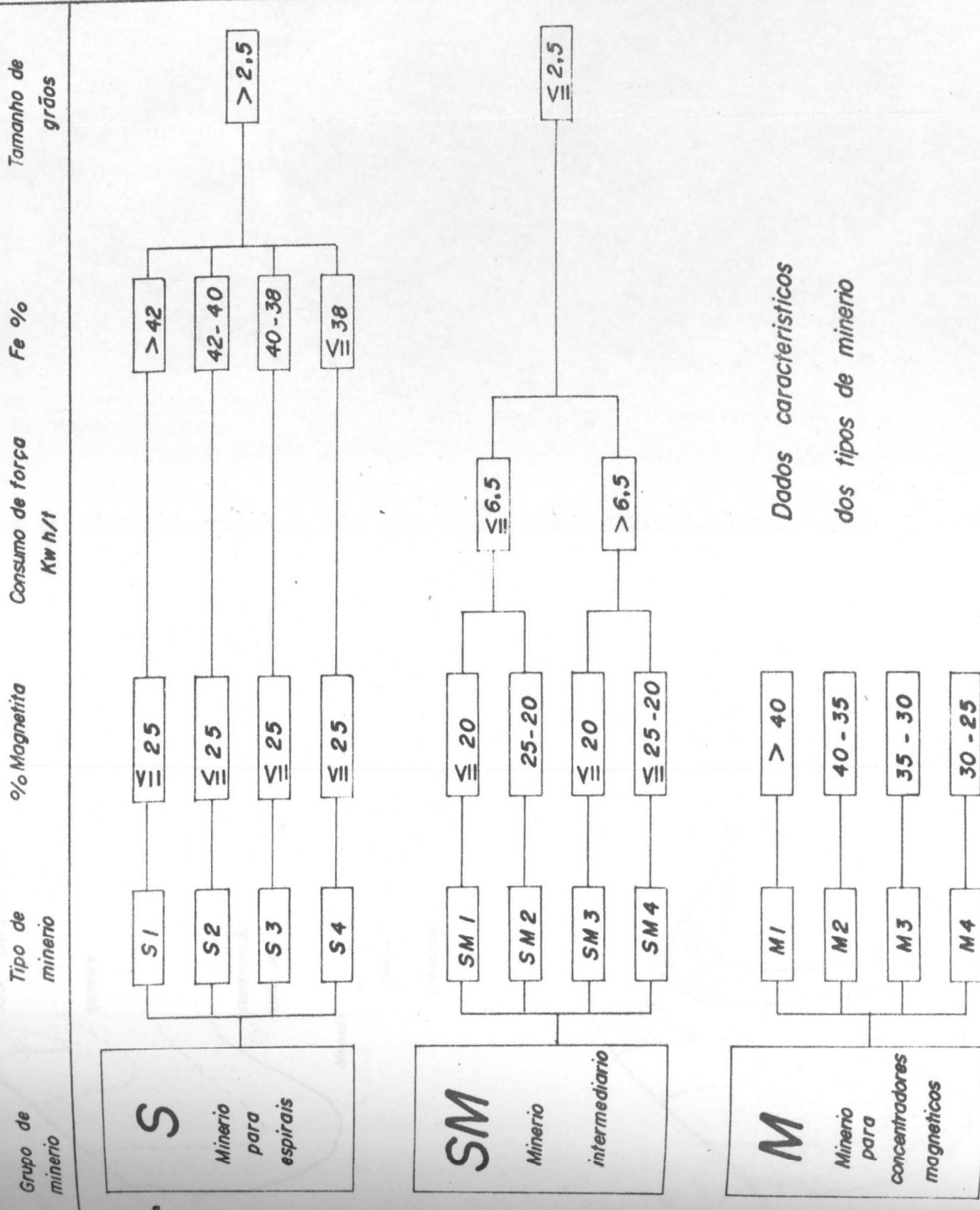
14,1% + 0,25 mm
 45,4% 0,25 - 0,10 mm
 40,5% - 0,10 mm

Dados de decomposição

18% decomposto
 23% de decomposição intermediária
 59% duro

Esquema da instalação de concentração da Bong Mine, Liberia

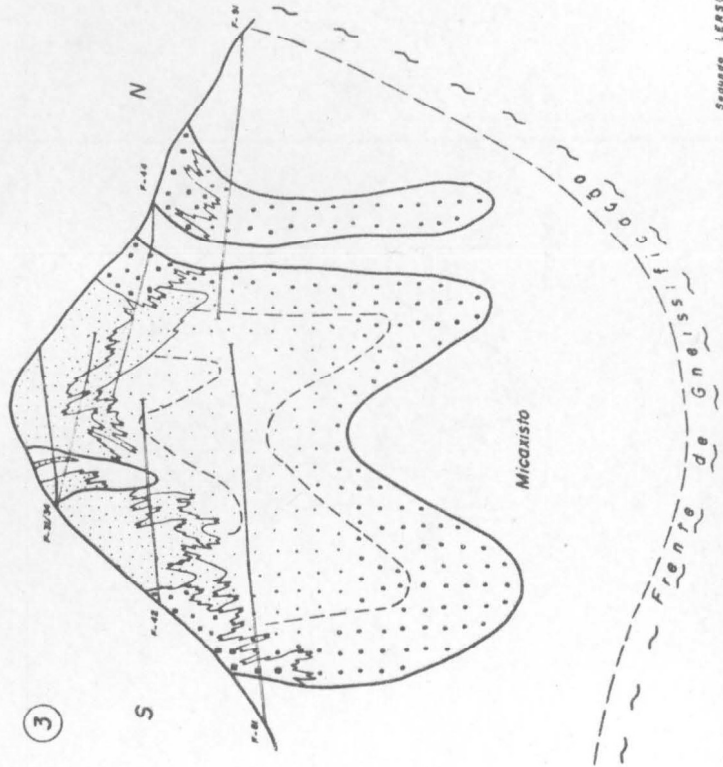
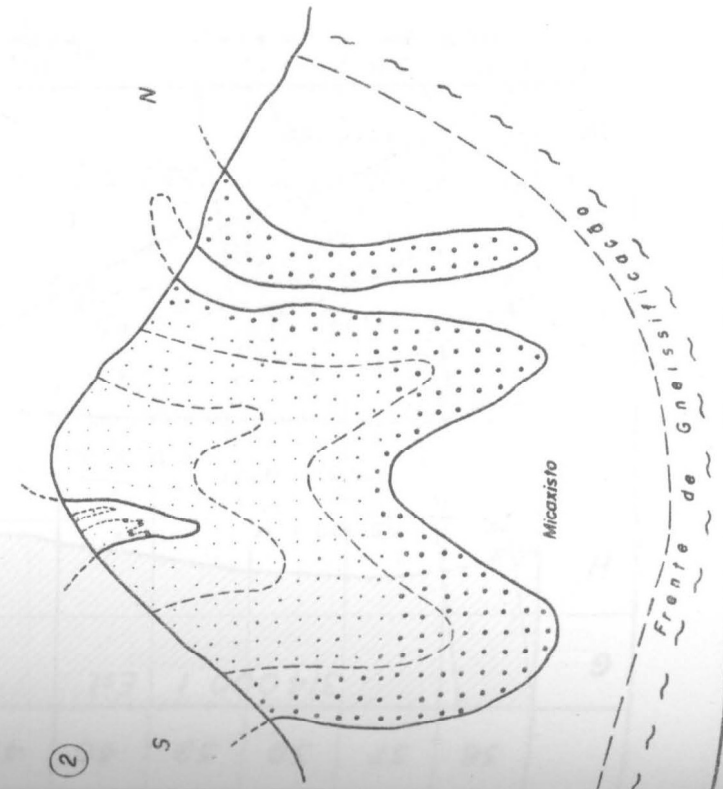
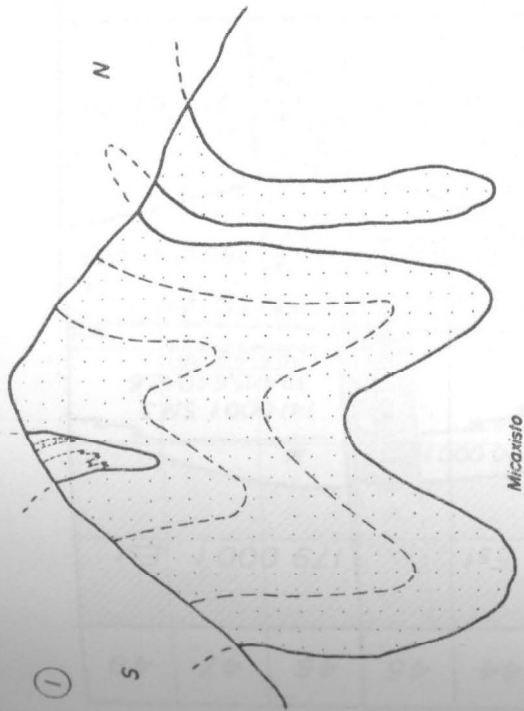
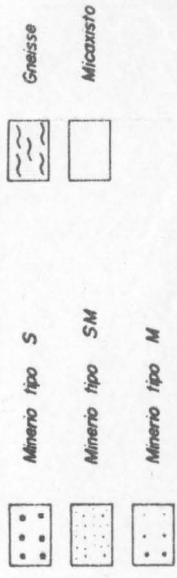


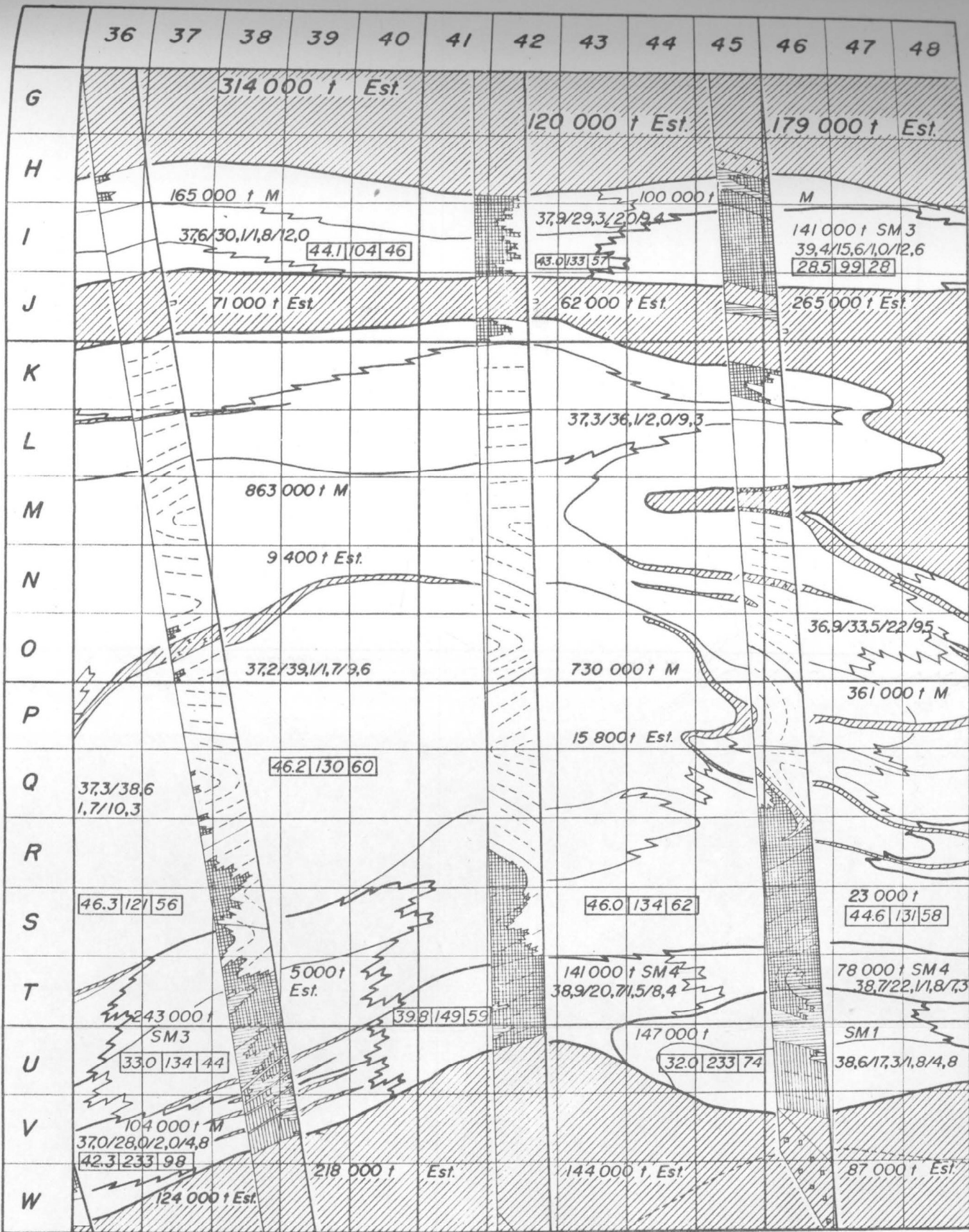


Dados característicos dos tipos de minério

Esquema de formação dos diferentes tipos de minério

- 1 Situação primária depois de orogenesis e metamorfismo regional
- 2 Elevação de gneissificação (aumento dos grãos)
- 3 Influência de intemperismo (decomposição dos grãos, martitização, diferenciação dos tipos de minério)



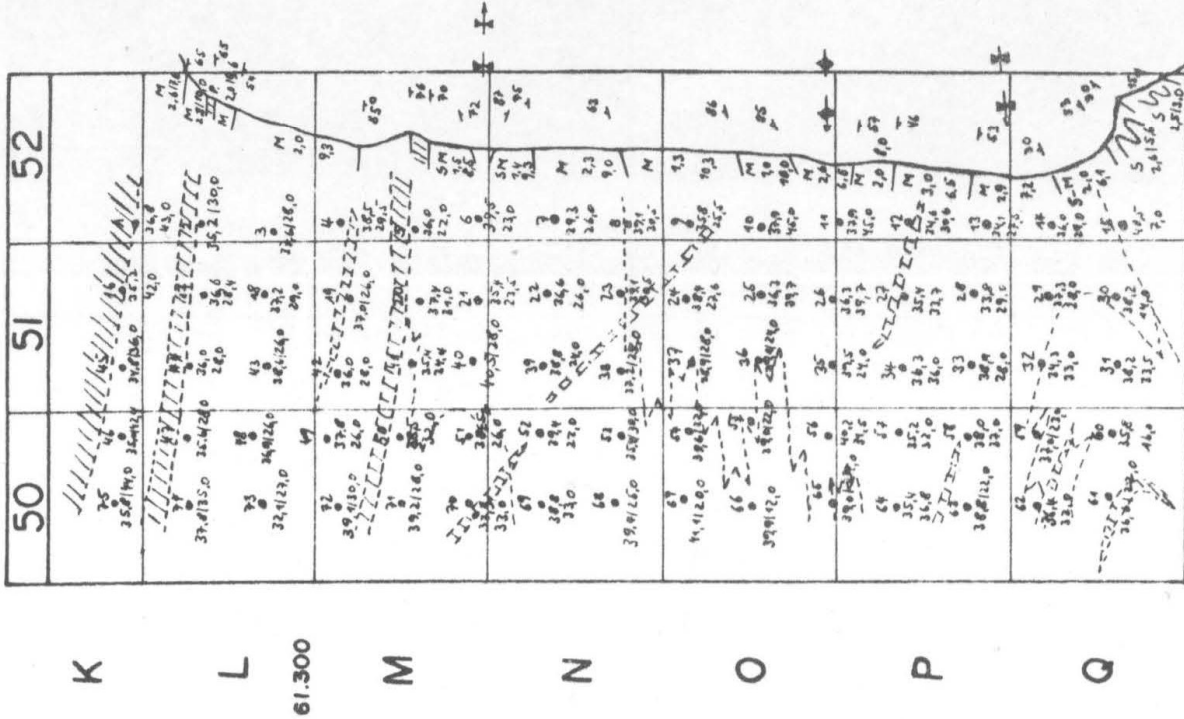
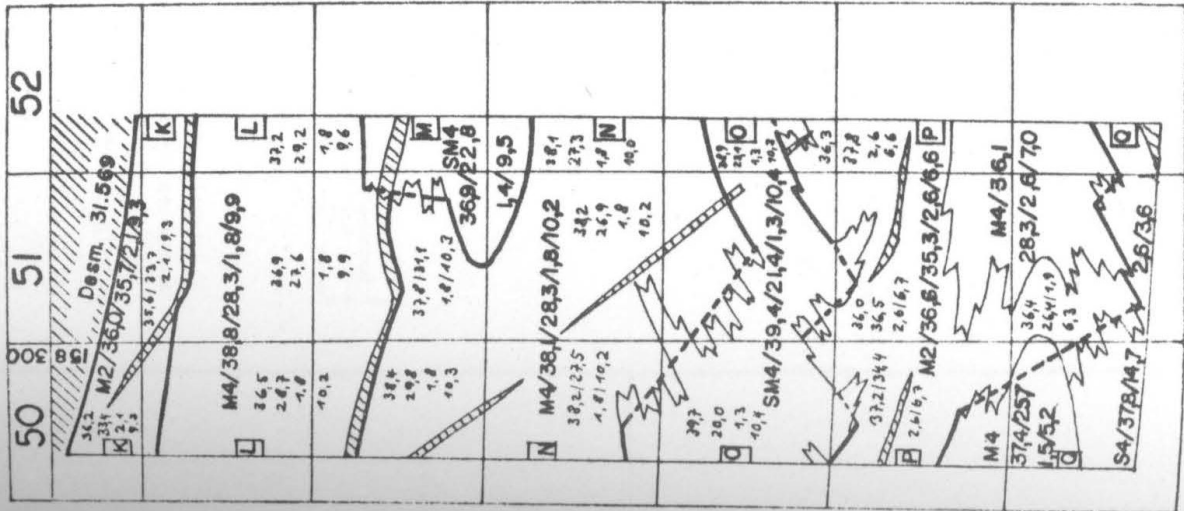


37.3 / 36.1 / 2.0 / 9.3
 Fe % / Magn.% / grão / cons. de energia

| | | |
|--------------|----------------|-----------------|
| 46.0 | 134 | 62 |
| Rendimento % | Capacidade t/h | Concentrado t/h |

20m

Plano de Lavra



Banco 315 m
Legenda:
 35 Furo para desmonte
 36,0/28,0 Fe%, Magnetita %
 - - - - - Limite dos tipos de minério
 Veio de Quartzo, Pegmatito

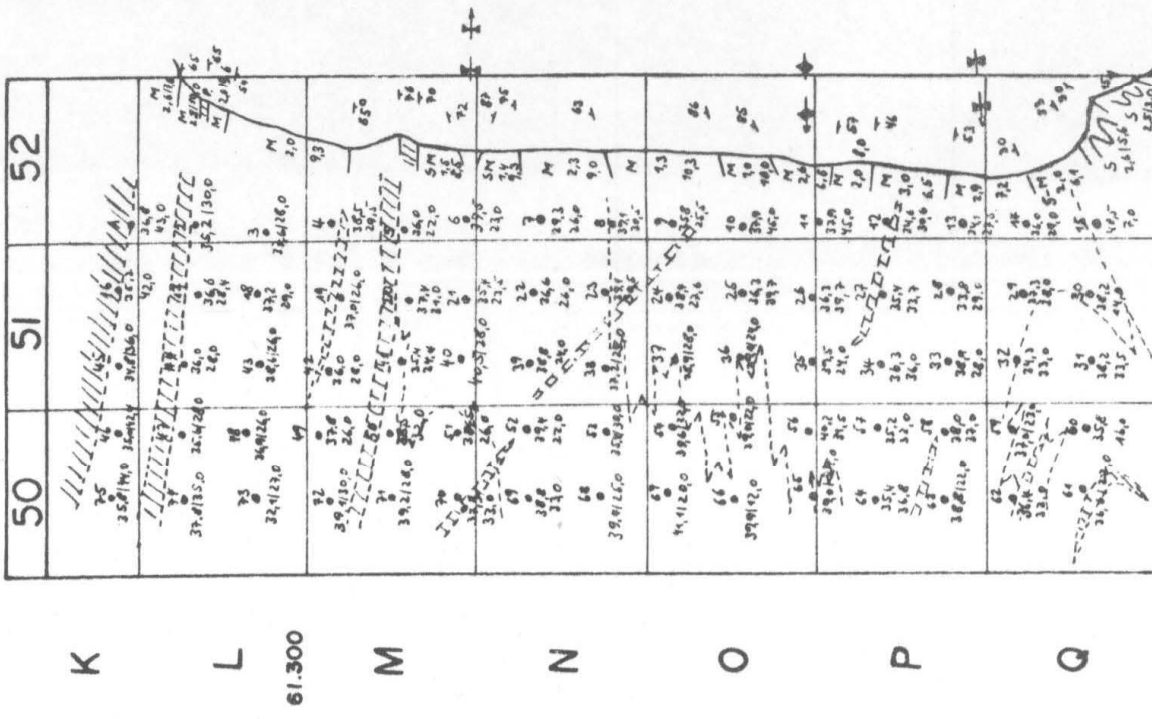
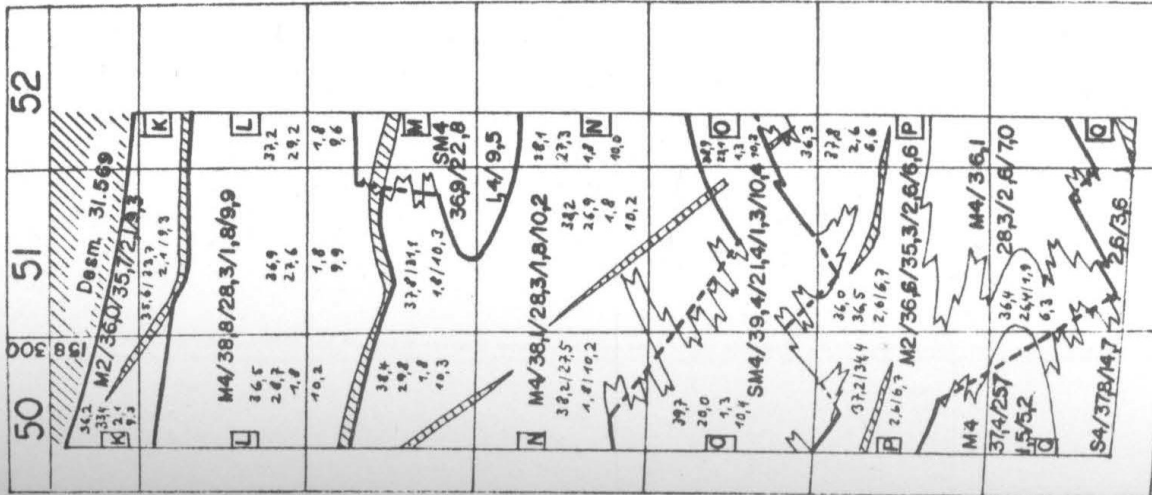
| | | | | |
|---------------------|-------|------|-------|------|
| SM4 Tipo de minério | 38,1 | 28,3 | 1,8 | 10,2 |
| Fe% | Magn% | grão | Kwh/t | |

| | | |
|----------------|--------------|-----------------|
| 230 | 39,3 | 90 |
| Capacidade t/h | Rendimento % | Concentrado t/h |

Desmonte de 31/05/69
 245,950 t minério bruto
 37,4 % Fe
 28,1 % magnetita
 1,9 tamanho de grão
 8,9 consumo de força Kwh/t
 2.300 m3 esteril

Tipos de minério
 S: 9.600 t (3,9%) : 37,8/14,7/2,6/3,6
 230 39,3 90
 SM: 43.200 t (17,5%) : 39,7/21,7/1,3/10,1
 124 37,8 47
 M: 193.150 t (78,6%) : 37,1/30,1/2,0/8,8
 142 42,8 61

Plano de Lavra



Banco 315 m

Legenda:

- 36 Furo para desmonte
- 36,0/28,0 Fe%, Magnetita %
- Limite dos tipos de minerio
- Veio de Quartzo, Pegmatite

SM4 Tipo de minerio

38,1 | 28,3 | 1,8 | 10,2
Fe% | Magn% | grão | Kwh/t

| Capacidade t/h | Rendimento % | Concentrado t/h |
|----------------|--------------|-----------------|
| 230 | 39,3 | 90 |

Desmonte de 31/05/69

245,950 t minerio bruto
37,4 % Fe
28,1 % magnetita
1,9 tamanho de grão
8,9 consumo de força Kwh/t
2300 m³ esteril

Tipos de minerio

S: 9.600 t (3,9%): 37,8/14,7/2,6/3,6

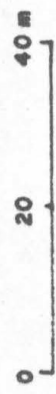
| | | |
|-----|------|----|
| 230 | 39,3 | 90 |
|-----|------|----|

M: 43.200 t (17,5%): 39,7/21,7/1,3/10,1

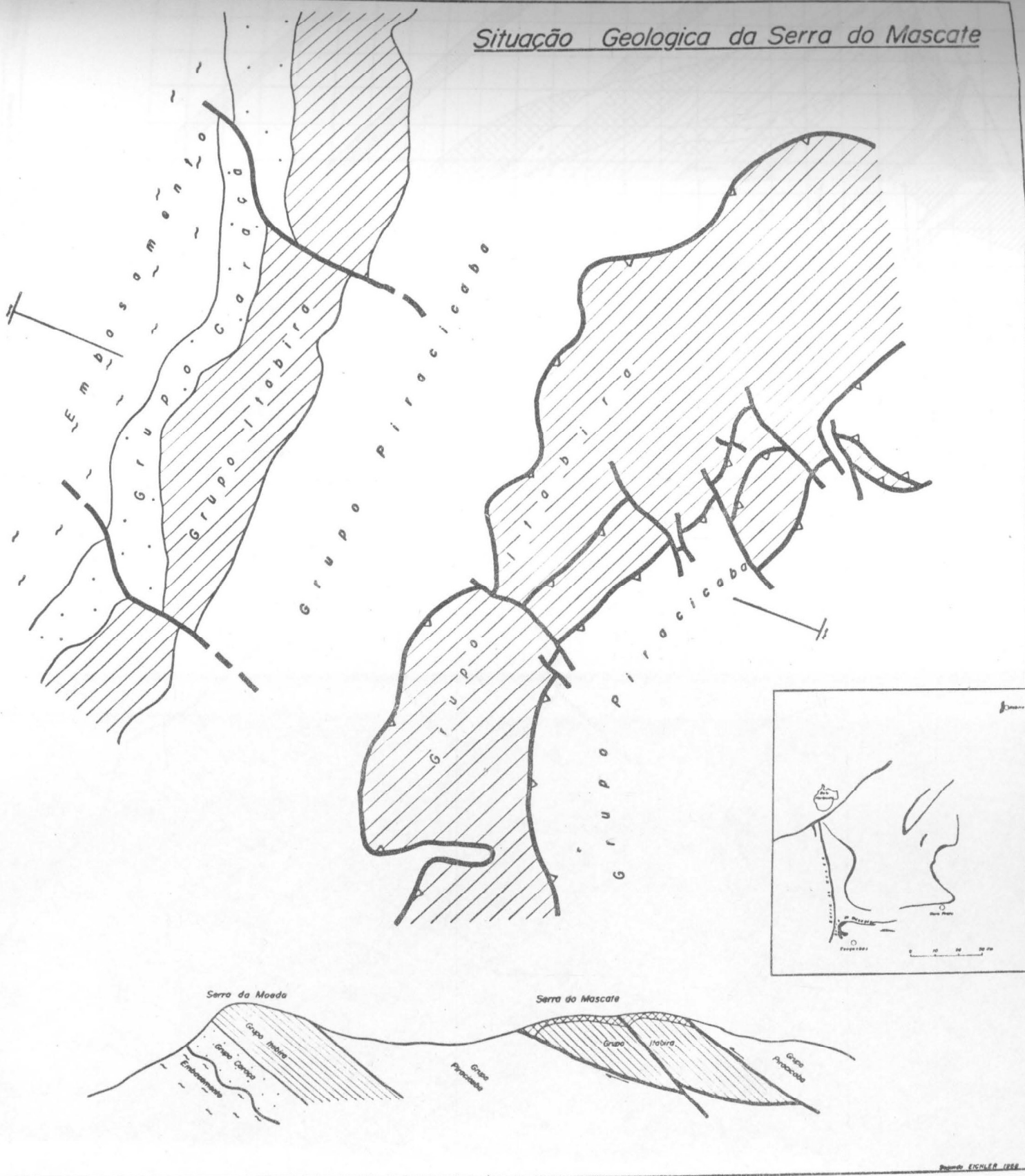
| | | |
|-----|------|----|
| 124 | 37,8 | 47 |
|-----|------|----|

M: 193.150 t (78,6%): 37,1/30,1/2,0/8,8

| | | |
|-----|------|----|
| 142 | 42,8 | 61 |
|-----|------|----|

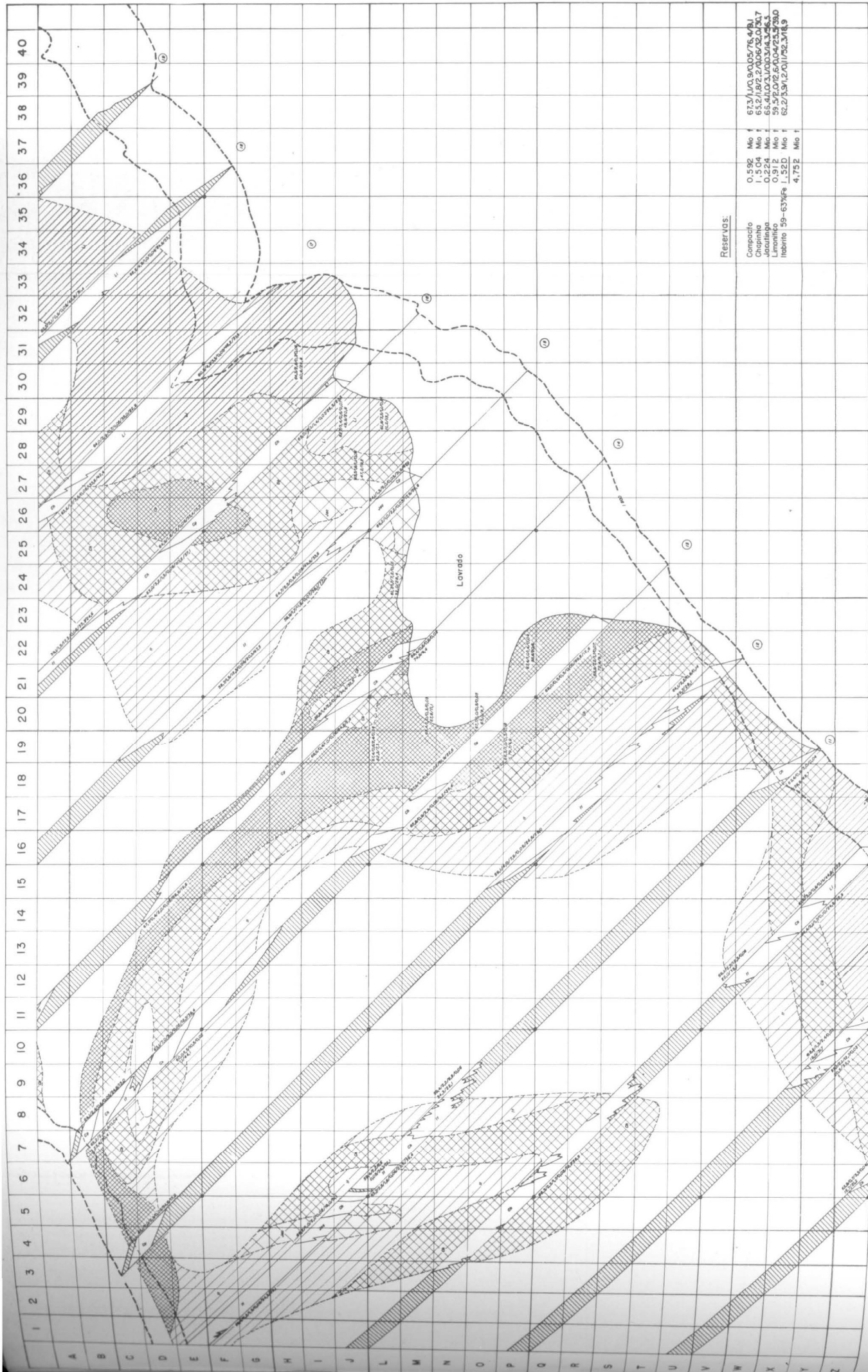


Situação Geológica da Serra do Mascate



Reproduzido EICHLER 1966

Figura 7.



Reservas:

| Reserva | Mio t |
|-------------------|--------|
| Compacto | 0,592 |
| Chapinho | 1,504 |
| Jacutinga | 0,375 |
| Limonítico | 55,210 |
| Inabrito 59-63%Fe | 1,320 |
| | 4,752 |

| Reserva | Mio t |
|------------------------------|-------|
| 67,311/0,9/0,05/76,4/81 | |
| 63,211/0,2/2,0/0,6/30,0/30,7 | |
| 55,210/3,1/0,3/0,4/2,4/2,8 | |
| 59,210/1,3/0,3/0,4/2,4/2,8 | |
| 62,215/1,2/0,1/0,2/3,1/4,9 | |

**Cia. de Mineração de Ferro e Carvão
Mina João Pereira**

- ▨ Inabrito decomposto (It)
- ▨ Limonítico (L)
- ▨ Jacutinga (Jac)
- ▨ Chapinho (Ch)
- ▨ Compacto (Cp)
- ▨ Estereis (Canga, filito)
- ▨ Estereis (Inabrito < 59% Fe)

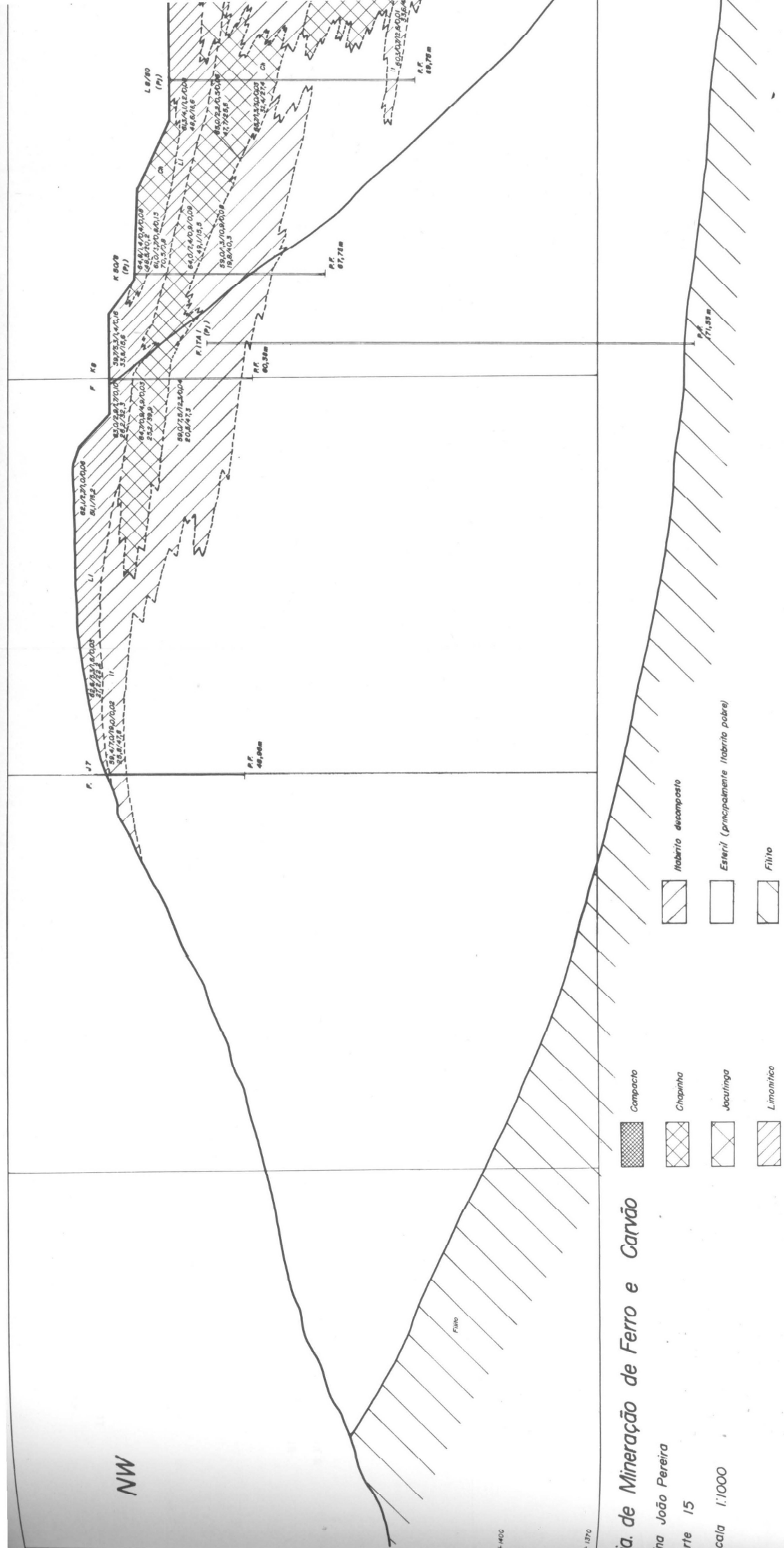
Planta parcial D6
Escala: 1:1000
Banco 1500

Ord. Nr.

Geol. Bearbeitung: Dr. Jürgen Kögler

Nachgerungen bis: Dez. 1971

Übersicht: Peter



NW

Cia. de Mineração de Ferro e Carvão

Mina João Pereira

Corte 15

Escala 1:1000

- Compacto
- Chapinha
- Jacutinga
- Limonítico
- Itaberrito decomposto
- Estéril (principalmente Itaberrito pobre)
- Filtro

CENTRO MORAES REGO
II SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO
CAPÍTULO X

HISTÓRICO E PERSPECTIVA DA LAVRA
E PRODUÇÃO DE ESTANHO EM RONDÔNIA.

- Hitler Nantes dos Santos
- Roberval Matos Rocha

INDICE

Fl.

| | |
|---|--|
| I - Introdução | |
| II - Histórico | |
| III - Estrutura Atual | |
| IV - Atividades de Geologia | |
| V - Atividades de Fomento | |
| - (1) Método de Pesquisa Empregado em Rondônia | |
| - (2) Método de Lavra Empregado em Rondônia | |
| VI - Garimpagem | |
| VII - Produção de Cassiterita em Rondônia . . . | |
| VIII - Perspectiva da Lavra | |
| IX - Critério Usado pela D.E.R. para Estimar a Produção de Cassiterita em Rondônia . . . | |

X - A N E X O S

I - INTRODUÇÃO

O trabalho que ora apresentamos, relata de um modo geral, as atividades desenvolvidas pelo DNPM na Província Estanífera de Rondônia, a produção de cassiterita e perspectiva de lavra.

Dentre os trabalhos realizados pela Delegação Especial de Rondônia, o mais importante foi, sem dúvida, a aplicação da Portaria Ministerial nº 195/70 de 15/04/70, que determinou o encerramento da garimpagem de cassiterita na Província Estanífera de Rondônia, em 31 de março de 1971.

Embora tivesse sido o fato explorado pela imprensa e, sobretudo, pela ação inconveniente de parlamentares menos avisados, a operação foi concluída com êxito e hoje já não vemos nossas reservas depredadas pela ação inconsciente dos garimpeiros. Na concretização desse objetivo, contamos com o apoio e a coragem cívica de autoridades governamentais, assim como, o desempenho enérgico, mas disciplinado, da valorosa equipe de jovens desta Delegação Especial.

A ação de nossa equipe se estendeu permanentemente por toda a região, desde a orientação técnica até a fiscalização, independente de processos para verificações, o que tem sido coroado de êxito, pelos resultados objetivos e promissores observados, no aprimoramento dos trabalhos de campo das empresas de mineração, além de uma melhor observação por parte dos mineradores, as normas expressas no Regulamento do Código de Mineração.

II - HISTÓRICO

A descoberta de cassiterita no Território Federal de Rondônia remonta de 1952 no seringal do Sr. Joaquim Pereira da Rocha.

Oito anos após, com o preço elevado do minério e lucros compensadores, foi despertado o interesse de "pesquisa" em outras áreas, que se mostraram mais tarde, de substancial potencialidade econômica.

Para conhecer melhor as ocorrências de cassiterita no Território Federal de Rondônia e visando fomentar a pesquisa racional nessa parte da Amazônia, o Departamento Nacional da Produção Mineral contratou em 1963, os serviços da LASA (Levantamentos Aerofotogramétricos S/A), tendo sido cobertos, aproximadamente 210.000 km² do Território, resultando mapas aerofotogramétricos na escala de 1:100.000 e um relatório final - Boletim nº 125 da D.E.P.M. - com mapa geológico de semi detalhe na escala 1:1.000.000.

Pela confirmação dos resultados previstos, foi criada em janeiro de 1968, a Residência de Rondônia, em Porto Velho, subordinada ao 6º Distrito - Centro-Oeste, com sede em Goiânia, a fim de orientar e controlar a racionalização dos trabalhos das empresas de mineração na região.

A equipe de técnicos dessa Residência estudou e sugeriu providências para o maior dinamismo deste núcleo do DNPM e o equacionamento do problema da cassiterita, envolvendo empresas, garimpeiros e comerciantes de minério, resultando:

- Portaria 2.140 de 16/05/1969 - criando a Residência Especial de Rondônia, com uma área de jurisdição de 612.075 km². (anexo 1).

- Decreto-Lei 1.101 de 30/03/1970 - estabelecendo normas especiais aplicáveis às autorizações de pesquisa de cassiterita na "Província Estanífera de Rondônia". (anexo 2).

- Decreto-Lei 1.102 de 30/03/1970 - estabelecendo regime especial para o comércio de cassiterita na "Província Estanífera de Rondônia". (anexo 3).

- Portaria 195 de 15 de abril de 1970 - suspensão dos trabalhos de garimpagem na "Província Estanífera de Rondônia". (anexo 4).

- Portaria Interministerial Nº 5 de 27/04/1970 - estabelecendo um preço mínimo de cassiterita na "província Estanífera de Rondônia". (anexo 5).

- Portaria Ministerial Nº 826 de 16/11/1970 - criando a Delegação Especial do DNPM em Rondônia. (anexo 6).

Na jurisdição desta Delegação atuam 12 (doze) grupos econômicos, englobando mais de 100 empresas de mineração, as quais já fizeram 5.370 pedidos de pesquisa, tendo sido outorgados 928 alvarás de pesquisa e concedidos 33 decretos de lavra.

III - ESTRUTURA ATUAL

A área de jurisdição da Delegação Especial do DNPM em Rondônia, compreende uma superfície de 612.075 Km², englobando parte dos estados de Mato Grosso, Amazonas e Acre, além de todo o Território Federal de Rondônia.

Foram instaladas pelo interior da Província Estanífera, 6 sub-delegações, que servem de apoio aos trabalhos de campo:

| | |
|---------------|------|
| Guajará Mirim | (RO) |
| Alto Candeias | (RO) |
| Massangana | (RO) |
| Ariquemas | (RO) |
| FAG - 2 | (MT) |
| Igarapé Preto | (AM) |

Todas estas sub-delegações possuem rádios trans-receptores que mantêm contato com a sede em Porto Velho.

Em Porto Velho, o escritório do DNPM funciona com os seguintes setores: Chefia, Serviços Técnicos Auxiliares, Administração, Fomento, Geologia e Mineralogia, Economia Mineral, Serviços Gerais e Secretaria. (anexo 7).

Contamos atualmente com uma equipe composta de 7 geólogos, um engenheiro de minas, um auxiliar de administração, 4 auxiliares de escritório, um desenhista, dois operadores de rádio, uma recepcionista, um motorista e sete auxiliares de campo.

IV - ATIVIDADES DE GEOLOGIA

Técnicos desta Delegação realizaram diversas incursões no interior da Província Estanífera de Rondônia, objetivando quase sempre os reconhecimentos geológicos expeditos ao longo de rios, igarapés e áreas com informações de ocorrências minerais, bem como, estudos geológicos em cortes de estradas.

Durante os trabalhos de verificação "in loco" dos relatórios de pesquisa das empresas de mineração ou mesmo durante o acompanhamento dessas pesquisas, são feitas algumas observações geológicas ao tempo em que, procura-se coletar amostras de rochas representativas da área.

As jazidas de Rondônia, são constituídas de imensos depósitos elúvio-aluvionares de alta concentração em cassiterita. Este minério, está relacionado aos "rings complexes" das formações graníticas datadas do paleozóico.

O cascalho mineralizado dos aluviões constitui a parte mais rica, com um teor de cassiterita que varia entre 5 a 10 Kg por metro cúbico, com uma espessura em torno de 20 a 80 cm. A Profundidade média deste cascalho em relação a superfície é de 5m.

Já o teor médio de cassiterita desde o capeamento até a superfícies de bed-rock é de 1,5 Kg por metro cúbico.

O conteúdo de estanho metálico na cassiterita está na ordem de 66%.

Atualmente a Seção de Geologia vem acompanhando e fiscalizando o Projeto Noroeste de Rondônia, em execução pela Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais (CPRM), consistindo num mapeamento geológico de natureza básico, numa área de 60.000 Km² aproximadamente, de alta importância geo-política desde quando, cobre grande extensão da fronteira Brasil-Bolívia.

O projeto Sudeste de Rondônia, de características semelhantes ao anterior, abrangendo uma área de 72.000 Km², foi suspensa a sua execução em virtude da existência de índios na região.

Sugerimos em bases preliminares a implantação para o próximo ano de um projeto de mapeamento básico, numa área de 90.500 Km² localizada quase que totalmente na parte oriental do Estado do Acre.

Está também a cargo da Seção de Geologia a obtenção de dados referente a trabalhos de prospecção geofísica, prospecção geoquímica ou outros de características geológicas, efetuados por entidades privadas e ou governamentais.

ANEXO 8 - Mapa de localização de jazidas e ocorrências de cassiterita na Província Estanífera de Rondônia.

ANEXO 9 - Mapa de Ocorrências Minerais na Província Estanífera de Rondônia.

V - ATIVIDADES DE FOMENTO

A maior parte dos trabalhos da Delegação Especial, em Rondônia está concentrada na seção de fomento.

A Delegação mantém seus técnicos acompanhando e fiscalizando os trabalhos de pesquisa e lavra das empresas de mineração, orientando tecnicamente quando necessário e exigindo o cumprimento do Regulamento do Código de Mineração e Legislação Correlativa.

O trâmite normal de um processo é quase totalmente movimentado no Rio de Janeiro. O mesmo é enviado para Rondônia, para verificar se o titular deu início aos trabalhos de pesquisas e posteriormente para ser verificado o relatório de pesquisa. Finalmente, comprovada a existência de jazida economicamente explorável e tendo o titular requerido a posse da jazida, é dada a Imissão de Posse por esta Delegação.

O titular tem 2 anos para pesquisar toda área e excepcionalmente mais 1 ano, quando devidamente justificado a insuficiência de tempo para concluir as pesquisas.

O prazo para ser iniciada a lavra é dado pelo - DNPM, após análise criteriosa do plano de lavra apresentado pelo concessionário.

1) METODO DE PESQUISA EMPREGADO EM RONDÔNIA

A pesquisa tem como objetivo a definição da jazida, sua avaliação e a determinação da exequibilidade de seu aproveitamento econômico.

Os trabalhos de pesquisa são divididos em duas partes:

a) Reconhecimento geológico geral da área com observação de igarapés, afloramentos de rocha e das características do solo (relevo).

b) Pesquisa sistemática por poços e ou furos de sonda, em locais previamente selecionados decorrentes das observações colhidas na primeira fase.

A abertura de poços é feita com aparelhos manuais e a profundidade dos furos variam em função da espessura do corpo geológico mineralizado até a superfície do "BED-ROCK".

Nas paredes dos poços, são abertas canaletas verticais com aproximadamente 1 (um) decímetro quadrado de área, onde o material recolhido é bateado obtendo-se um concentrado que é posteriormente analisado em laboratório.

Na cubagem da jazida, os furos deverão ser feitos por meio de sondas mecanizadas ou manuais, dependendo das condições geológicas locais.

Através dos dados obtidos durante a pesquisa e análises de outros fatores tais como: situação geográfica da área, vias de comunicação, gastos previstos para a implantação e manutenção de lavra, etc., chega-se a conclusão de ser ou não a área economicamente favorável a exploração das reservas.

2) MÉTODO DE LAVRA EMPREGADO EM RONDÔNIA

Este método de extração consiste no conjunto de operações coordenadas para o aproveitamento industrial de uma jazida, desde a extração de suas substâncias minerais úteis, até um beneficiamento (art. 36 do Código de Mineração).

A concessão da lavra só é outorgada a empresa de mineração (pessoa jurídica) e através de decreto Presidencial.

O método de lavra empregado na "Província Estanífera de Rondônia" é a "lavra a céu aberto".

O processamento da lavra das nossas jazidas obedecem a 4 fases distintas:

- Desmatamento;
- Decapagem;
- Desmonte, e
- Beneficiamento.

O desmatamento do terreno é geralmente feito por derrubagem e queima das árvores, sendo o destocamento feito por máquinas cartepilar, tipo D-6, D-7 e D-8.

O desmonte é feito através de dois processos:

- 1 - Desmonte hidráulico
- 2 - Desmonte mecânico.

No primeiro são aplicados jatos d'água por meio de monitores, com pressão de aproximadamente 125 a 150 libras.

O segundo pode ser feito por três processos distintos:

- a - "Dragline" e/ou "Shovel";
- b - Dragagem flutuante, e
- c - Pá mecânica (traxcavator).

O primeiro processo é empregado pela Mineração Rocha (Oriente Novo); o segundo, pela MIBRASA (Santa Bárbara) e o terceiro, pela Mineração Angelim, em Igarapé Preto.

As empresas que ora estão lavrando, usam quase os mesmos tipos de equipamentos de beneficiamento, variando apenas o Fluxograma de um em relação a outro (ou outros).

Via de regra, os equipamentos empregados são:

- a) Correia transportadora e basculante (desmonte mecânico).

- b) Bombas de cascalho (desmonte hidráulico)
- c) Grelha
- d) Peneira vibratória
- e) Alimentador
- f) Pug-Mill
- g) Tromel
- h) Ciclones
- i) Jigs (YUBA, MINERSA, DENVER, PANAMERICAN, etc.)

Em virtude do concentrado final conter impurezas de minerais magnéticos (ilmenita, magnetita), o mesmo é submetido a separação eletro-magnética para melhor enriquecimento do concentrado de cassiterita.

VI - GARIMPAGEM

Aquele método rudimentar e predatório de extração atingiu toda sua plenitude nos anos de 1969 e 1970, quando então a representação do DNPM em Rondônia, através de seus técnicos, houve por bem sugerir a adoção de medidas controladoras do comércio de cassiterita e que viessem impedir a dilapidação das reservas de estanho, considerado elemento estratégico quanto ao grau de essencialidade para o Brasil.

Surgiram então os GDGs nrs. 137/69 e 947/69 dirigidos ao Senhor Ministro das Minas e Energia que os acolheu e autorizou as providências propostas para a "Província Estanífera de Rondônia" citados nos históricos.

Todas as determinações impostas pelos decretos e por portarias foram cumpridas com o mais absoluto sucesso.

A erradicação do garimpo, de acordo com a portaria ministerial nº 195, apresentou os seguintes resultados positivos :

a) - Atualmente a exploração das reservas de cassiterita da Província Estanífera de Rondônia, está sendo efetuada de maneira racional através de lavra mecanizada. Como consequência dos trabalhos mecanizados, temos um aproveitamento de quase 100% do minério. Na garimpagem, a recuperação do minério atingia no máximo a 50%. Os restantes 50%, não aproveitados ficaram em condições difíceis de serem pesquisados e lavrados, uma vez que, para explorar através de mecanização é necessário um controle exato do comportamento do corpo geológico mineralizado;

b) Melhor cumprimento, por parte das empresas, do Regulamento do Código de Mineração, com orientação técnica e fiscalização permanente mais eficaz do DNPM, aos trabalhos de pesquisa e lavra.

c) O acentuado desenvolvimento tecnológico do país, em todos os seus setores, tornava inadmissível a aplicação desenfreada de processos empíricos na indústria extrativa mineral, em detrimento - aos métodos de níveis técnicos convincentes.

d) Nenhum problema da malfadada época dos garimpos (motins, depredação, assassinatos, etc.), persiste e a constelação de providências de alto nível, tomadas pelo Ministério, tem visado, constantemente, atingir os seguintes objetivos:

- 1 - Impedir a dilapidação do bom mineral;
- 2 - Organizar e regularizar, de acordo com a lei, a pesquisa e a lavra;

- 3 - Incentivar a uma maior produtividade a mineração econômica e tecnicamente bem dirigida, garantindo às empresas capacitadas, reservas adequadas ao vulto de investimentos reclamados criando portanto, fontes geradoras de divisas, indispensáveis ao progresso da nação.

Cerca de 1478 garimpeiros foram admitidos para trabalhar nas empresas de mineração, enquanto que 1906 receberam passagens gratuitas para suas terras de origem.

Os números acima resultam do cadastramento feito - pelo DNPM nas zonas de garimpo e em Porto Velho.

Na época de encerramento do prazo estabelecido (31 de março de 1971), existiam cerca de 4.000 garimpeiros, dos quais aproximadamente 700 não procuraram o DNPM, em Porto Velho.

VII - PRODUÇÃO DE CASSITERITA EM RONDÔNIA

A partir do ano de 1962, Rondônia passou a ser o maior produtor de cassiterita do Brasil, firmando-se definitivamente a partir de 1965 com uma produção de 2.459 toneladas de SnO_2 crescendo normalmente e atingindo em 1970, 5.106 toneladas.

Até este ano, mais de 90% da produção era proveniente da garimpagem, existindo entretanto, 2 frentes de lavra mecanizada com rendimento insignificante.

Com a erradicação do garimpo em 31/03/71, a pro-

dução anual caiu para 3.153 toneladas de cassiterita apresentando um decréscimo de 38,2% em relação a do ano anterior. Deste total 53,33% do minério produzido resultaram de lavras mecanizadas.

| | |
|------------------------------|-----------------|
| Garimpagem (até 31/03/71)... | 1.451.927,00 Kg |
| Lavra mecanizada..... | 1.701.740,50 Kg |
| Total | 3.153.667,50 Kg |

Nêste ano de 1972 a produção de cassiterita até o mês de julho foi de 2.091.658 Kg com a seguinte discriminação mensal:

| | |
|----------------|-------------------|
| Janeiro..... | 312.609 Kg |
| Fevereiro..... | 376.282 Kg |
| Março | 234.993 Kg |
| Abril | 219.775 Kg |
| Maió..... | 219.865 Kg |
| Junho..... | 335.469 Kg |
| Julho..... | <u>392.665 Kg</u> |
| Total | 2.091.658 Kg |

Espera-se um aumento gradativo até o final do ano podendo inclusive superar a 500 toneladas a partir do mês de outubro.

A estimativa inicial feita por esta Delegação para o ano de 1972 foi de 5.230t. Muito embora ainda não tenhamos atingido a 50% da previsão, há perspectiva de um aumento crescente da produção nos próximos 5 meses.

Devemos salientar, que em 1971 a produção mecanizada durante os 12 meses atingiu a 1.701.740,50 Kg, enquanto nos sete primeiros meses deste ano (1972) a produção já atingiu a 2.091.658 Kg, que corresponde a 40% da nossa estimativa.

Com a publicação do decreto-lei 1.102 de 30/03/70, toda produção e comercialização de cassiterita em Rondônia, passou a ser controlada pelo DNPM, através de emissão de Guias de Transporte na "boca da mina".

ANEXO 10 - Gráfico da Produção de Rondônia (1960 a 1972).

ANEXO 11 - Gráfico da Produção Brasileira por Unidades Federativas (1960 a 1972).

ANEXO 12 - Distribuição de Produção de Cassiterita por Região da Província Estanífera de Rondônia (1970 e 1971).

ANEXO 13 - Gráfico da Produção Mundial de Estanho por Países (1960 a 1972).

VIII - PERSPECTIVA DA LAVRA

Logo após o término da garimpagem existia na Província Estanífera de Rondônia, apenas duas frentes de lavra mecanizadas com uma produção quase que insignificantes:

Mineração Jacundá - 1 frente

Mineração Rocha - 1 frente

Novas frentes de lavra foram implantadas chegando ao seguinte panorama atual:

| Mineração | Frente de lavra | Capacidade de produção em projeto | Produção Efetiva Mensal/média |
|----------------------|-----------------|-----------------------------------|-------------------------------|
| Rocha | 3 | 150 t | 110 t |
| Jacundá | 2 | 40 t | 20 t |
| Angelim | 1 | 150 t | 40 t |
| Mibrasa | 1 | 110 t | 117 t |
| Minérios de Rondônia | 2 | 15 t | 10 t |

Está prevista para o fim deste ano e início do próximo, a implantação de mais 6 frentes de lavra nas seguintes regiões:

| | |
|---------------|--------------------------------------|
| Sta. Bárbara | - Mibrasa - Mineração Brasileira S/A |
| Massangana | - Paranapanema S/A MIC |
| Alto Candeias | - Mineração Araçazeiro Ltda. |
| São Lourenço | - Mineração São Lourenço |
| Cachoeirinha | - Mineração Jamari S/A. |
| Jacundá | - Mineração Jacundá S/A. |

Como podemos observar, o número de frentes de lavra aumentou consideravelmente de 2 no fim da garimpagem, para 9 atualmente, estando prevista a implantação de pelo menos 6 até o início do próximo ano.

Baseado nesta previsão, acreditamos que a produção de 1973 possa ultrapassar 8.000 toneladas de cassiterita, o que colocará o Brasil numa posição mais destacada dentro do cenário mundial de produtores de concentrados de estanho.

Além destas perspectivas de implantação de no-

vas frentes de lavra dentro de um prazo relativamente curto, promissoras também as são a médio e longo prazo.

Isto é demonstrado pelos resultados das pesquisas que ora se desenvolvem em várias regiões, as quais apresentam condições altamente favoráveis a grandes depósitos de cassiterita, economicamente aproveitáveis. Como exemplo, podemos citar as regiões da Bacia do Rio das Garças, Alto Madeirinha, além de inúmeras outras.

IX - CRITÉRIO USADO PELA D.E.R. PARA ESTIMAR A PRODUÇÃO DE CASSITERITA EM RONDÔNIA.

Baseando-se nos resultados das pesquisas efetuadas pelas Empresas de Mineração e apresentados ao DNPM através de um relatório de pesquisa que é posteriormente verificado "in loco" por técnicos da Delegação, ficamos assim, conhecendo entre outros dados, a reserva total cubada da área, o teor médio de concentrado de cassiterita, as zonas de maior concentração de minério, a espessura média do capeamento, a espessura do cascalho mineralizado, etc.

Com a apresentação do Plano de Lavra, no qual consta a capacidade da produção mensal da lavra, o DNPM analisa criteriosamente a fim de optar ou não pela sua aprovação.

Portanto, de posse destes dados técnicos, além da constante fiscalização pelos técnicos da Delegação exigindo das empresas o cumprimento do código de Mineração e Legislação Correlativa, podemos estimar com um certo grau de segurança a produção anual de cassiterita, na Província Estanífera de Rondônia.

Assim teremos:

| <u>ANO</u> | <u>TONELADAS DE CASSITERITA</u> |
|------------|---------------------------------|
| 1972 | 5.200 |
| 1973 | 7.500 |
| 1974 | 9.500 |
| 1975 | 12.000 |
| 1976 | 15.000 |

A N E X O S

- 1 - Portaria 2.140 de 16/05/69
- 2 - Decreto-Lei 1.101 de 30/03/70
- 3 - Decreto-Lei 1.102 de 30/03/70
- 4 - Portaria 195 de 15/04/70
- 5 - Portaria Interministerial Nº 5 de 27/04/70
- 6 - Portaria 826 de 16/11/70
- 7 - Organograma da Del. Esp. em Rondônia
- 8 - Mapa de localização de jazidas e ocorrências de cassiterita na Província Estanífera de Rondônia.
- 9 - Mapa de Ocorrências Minerais na Província Estanífera de Rondônia.
- 10 - Gráfico da Produção de Rondônia (1960 a 1972)
- 11 - Gráfico da Produção Brasileira por Unidades Federativas (1960 a 1972)
- 12 - Distribuição da Produção de Cassiterita por Região da Província Estanífera de Rondônia (1970 e 1971)
- 13 - Gráfico da Produção Mundial de Estanho por países (1960 a 1972).

PORTARIA DE 16 DE MAIO DE 1969

O Ministro de Estado das Minas e Energia, usando da atribuição que lhe confere o Art. 5º, inciso IX do Regulamento aprovado pelo Decreto nº 57.810, de 14 de fevereiro de 1966, nos termos do Título IV, Capítulo II do Decreto nº 63.951, de 31 de dezembro de 1968, tendo em vista o que consta do GDG - DNPM-947, de 12 de março de 1969 (MME nº 648-69), resolve:

Nº 2.140 - I - Até que, nos termos do Art. 2º do Decreto nº 63.951, de 31 de dezembro de 1968, seja revisto ou adaptado o atual Regimento do Departamento Nacional da Produção Mineral aprovado pelo Decreto nº 59.875, de 26 de dezembro de 1966, fica criada a Residência Especial do D.N.P.M. em Rondônia, subordinada diretamente ao Diretor Geral do Departamento Nacional da Produção Mineral;

II - A Residência Especial do D.N.P.M. em Rondônia, com sede em Porto Velho, Território Federal de Rondônia abrange o Território Federal de Rondônia, partes dos municípios de Lábrea, Canutama, Manicoré, Humaitá e a totalidade do município de Novo Aripuanã, todos no Estado do Amazonas, e partes dos municípios de Aripuanã, Diamantino e Mato Grosso, no Estado de Mato Grosso, tendo sua área de jurisdição os seguintes limites: ao Norte a partir do ponto de encontro do meridiano 60º00' (sessenta graus) Oeste com o Rio Madeira, até o ponto de encontro do Rio Madeira com o paralelo 8º00' (oito graus) Sul; do ponto de encontro do Rio Madeira com o paralelo 8º00' (oito graus) Sul, até o ponto de encontro do paralelo 8º00' (oito graus) Sul, com o meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste; do ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste, com o paralelo 8º00' (oito graus) Sul até o ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste, com o limite internacional entre o Brasil e Bolívia; do ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste com o limite internacional entre Brasil e Bolívia, seguindo por este limite internacional até o ponto de encontro deste com o paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul; do ponto de encontro do limite internacional entre o Brasil e Bolívia com o paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul, até o ponto de encontro do paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul com o meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste; do ponto de encontro do paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul com o meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste, até o ponto de encontro do meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste, com o paralelo 9º45' (nove graus, quarenta e cinco minutos) Sul - Cachoeira Figueira, Rio Juruena; do ponto de

encontro do meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste com o paralelo 9º45' (nove graus, quarenta e cinco minutos) Sul, seguindo o Rio Juruena até o encontro deste com o limite interestadual entre o Mato Grosso e Amazonas; do ponto de encontro do Rio Juruena com o limite interestadual do Mato Grosso e Amazonas até o ponto de encontro do limite interestadual do Mato Grosso e Amazonas até o ponto de encontro do limite interestadual do Mato Grosso e Amazonas com o meridiano 59º00' (cinquenta e nove graus) Oeste; do ponto de encontro do limite interestadual de Mato Grosso e Amazonas com o meridiano 59º00' (cinquenta e nove graus) Oeste, seguindo pelo limite internacional entre os municípios de Novo Aripuanã e Borba até o encontro do meridiano 60º00' (sessenta graus) Oeste com o Rio Madeira, ponto inicial.

III - A Residência Especial do D.N.P.M. em Rondônia, na área de sua jurisdição, compete executar as tarefas de que trata o Artigo 23 do Regimento do Departamento Nacional da Produção Mineral, antes da competência do 5º Distrito-Norte e do 6º Distrito Centro-Oeste, do D.N.P.M.;

IV - Mediante Portaria do Diretor-Geral do D.N.P.M. poderão ser criadas sub-Residências da Residência Especial do D.N.P.M. em Rondônia, subordinadas diretamente à sede de Porto Velho;

V - O Chefe da Residência Especial do D.N.P.M. em Rondônia e seu substituto serão designados por Portaria do Diretor-Geral do DNPM;

VI - Os Chefes das Sub-Residências serão designados por Portaria do Chefe da Residência Especial do D.N.P.M. em Rondônia, ouvido o Diretor-Geral do D.N.P.M.;

VII - Ao Chefe da Residência Especial do D.N.P.M. - em Rondônia, incumbe, no que couber as atribuições de que trata o Artigo 30 do Regimento do D.N.P.M.;

VIII - Os casos omissos serão resolvidos, no que couber, pelo Diretor-Geral do D.N.P.M.;

IX - A presente Portaria entra em vigor na data de sua publicação.

- Antônio Dias Leite Júnior.

DECRETO-LEI Nº 1.101 DE 30 DE MARÇO DE 1970

Estabelece normas especiais aplicáveis às autorizações de pesquisa de cassiterita na Província Estanífera de Rondônia.

O Presidente da República, usando da atribuição - que lhe confere o art. 55 ítem I da Constituição decreta:

Art. 1º - É facultado aos titulares de autorização de pesquisa de cassiterita, em área inferior a 1.000 ha, na Província Estanífera de Rondônia, ceder mediante instrumento público e em caráter irrevogável e irretratável, os respectivos direitos, no prazo de noventa (90) dias, contados da publicação deste Decreto-Lei, à empresa de mineração que se proponha a realizar pesquisa nas condições estabelecidas nos parágrafos 1º e 2º do artigo 29 do Regulamento do Código de Mineração, com a redação dada pelo artigo 1º do Decreto nº 64.590, de 27 de maio de 1969.

Parágrafo único. A Província Estanífera de Rondônia compreende a área territorial definida pelo Ministro das Minas e Energia.

Art. 2º - A empresa de mineração, cessionária dos direitos de que trata o artigo anterior, deverá requerer perante o D.N.P.M., no prazo de trinta (30) dias, contados da efetivação da cessão, o agrupamento, até o limite máximo de 10.000 ha., de cada conjunto de áreas correspondentes às autorizações cedidas.

1º - Indeferido o requerimento, por despacho do Diretor-Geral do D.N.P.M., ou findo o prazo estabelecido neste artigo sem que a empresa de mineração cessionária haja requerido o agrupamento das áreas correspondentes às autorizações de pesquisa cedidas, caducará seu direito, ficando liberadas e disponíveis as áreas, para serem requeridas por terceiros interessados, na data da publicação do Diário Oficial da União do despacho de indeferimento, ou automaticamente após o decurso do referido prazo de trinta (30) dias.

2º - Após a liberação e disponibilidade de que trata o parágrafo anterior, é vedado à empresa de mineração cessionária requerer autorização de pesquisa objetivando, no todo ou em parte as áreas cedidas.

3º - Deferido o pedido de agrupamento, será outorgada nova autorização de pesquisa, com prazo de validade de dezoito (18) meses, contado da data de publicação do respectivo Alvará en-

globando cada conjunto de áreas correspondentes às autorizações cedidas, mediante o pagamento da taxa de publicação e emolumentos, nos termos do artigo 22 e seus parágrafos do Regulamento do Código de Mineração.

4º - É vedada a renovação, de que trata o item II do artigo 22 do Código de Mineração, na Nova autorização de pesquisa outorgada nos termos do parágrafo anterior, quaisquer que sejam os motivos que tenham impedido a realização da pesquisa.

Art. 3º - A cessão de direitos efetivada com a inobservância da forma, prazo e condições estabelecidas no artigo 1º acarretará a anulação das autorizações de pesquisa cedidas, declarada mediante o processo administrativo de que trata o artigo 68 do Código de Mineração.

Art. 4º - Os processos administrativos em curso, instaurados pelo D.N.P.M., até a data da publicação deste Decreto-Lei, para apuração de infrações ao item I do artigo 31 do Regulamento do Código de Mineração, contra titular de autorização de pesquisa cedida, nos termos do artigo 1º serão arquivados por despacho do Diretor-Geral do Departamento Nacional da Produção Mineral, ainda que haja despacho de imposição da multa, caso em que será esta relevada.

Art. 5º - Este Decreto-Lei entrará em vigor na data de sua publicação.

Brasília, 30 de março de 1970, 149º da Independência e 82º da República.

Emílio G. Médici

Antônio Dias Leite Júnior.

Publicado no D.O.U. de 31 de março de 1970.

DECRETO-LEI Nº 1.102 DE 30 DE MARÇO DE 1970

Estabelece regime especial para o comércio de cassiterita na Província Estanífera de Rondônia.

O Presidente da República, usando da atribuição que lhe confere o artigo 55, ítem I da Constituição, decreta:

Art. 1º - O comércio de cassiterita em área objeto de autorização de pesquisa, na Província Estanífera de Rondônia, somente poderá ser exercido pelo titular da aludida autorização ou pelo Banco do Brasil.

Parágrafo único. A Província Estanífera de Rondônia compreende a área territorial definida pelo Ministro das Minas e Energia.

Art. 2º - A cassiterita extraída em área objeto de autorização de pesquisa na Província Estanífera de Rondônia, só poderá ser comercializada e transportada nas quantidades e sob as condições especificadas em "Guia de Utilização", expedida pelo Departamento Nacional da Produção Mineral.

Parágrafo único. A "Guia de Utilização" mencionará, expressamente o prazo de validade e as quantidades mensal e total a serem comercializadas.

Art. 3º - A cassiterita negociada nos termos dos artigos anteriores, somente poderá ser transportada da área titulada em que fôr extraída, até o local mais próximo, onde exista repartição do Ministério da Fazenda ou agência do Banco do Brasil, para recolhimento do imposto único sobre minerais, mediante "Guia de Transporte", a ser expedida pelo Departamento Nacional da Produção Mineral.

Parágrafo 1º - A "Guia de Transporte" indicará:

- a) a origem do minério;
- b) o nome do titular da autorização de pesquisa;
- c) o número do respectivo alvará;
- d) a quantidade do minério;
- e) o número da "Guia de Utilização".

Parágrafo 2º - O imposto único será arrecadado, mediante guia própria, acompanhada obrigatoriamente da "Guia de Transporte".

Parágrafo 3º - É vedado aos transportadores em geral, e aos responsáveis pelos veículos, embarcações ou aeronaves, aceitar despachos ou efetuar o transporte de cassiterita, entre os locais de que trata o capítulo deste artigo, sem que a carga esteja acompanhada

de "Guia de Transporte" expedida pelo Departamento Nacional da Produção Mineral.

§ 4º - O transporte realizado sem a observância do disposto no parágrafo anterior, sujeitará o transportador e os responsáveis ali referidos à multa de 3 (tres) maiores salários mínimos vigentes no País e à cassação da respectiva habilitação profissional, independentemente da apreensão da cassiterita.

Art. 4º - O preço mínimo de cassiterita, para efeito do comércio de que trata o artigo 1º, será fixado, conjuntamente, pelos Ministérios da Fazenda e das Minas e Energia de seis em seis meses, através de Portaria.

Art. 5º - Se o titular da autorização de pesquisa não efetuar a compra de cassiterita extraída até o limite da "Guia de Utilização", pelos preços mínimos fixados pelo D.N.P.M., fica o Banco do Brasil autorizado a adquiri-la.

Art. 6º - A fiscalização do regime especial do comércio estabelecido no presente Decreto-lei será exercida, em conjunto pelos Ministérios, da Fazenda e Minas e Energia, com a colaboração dos Ministerios da Marinha, Exército, Aeronáutica e Interior, nas respectivas áreas de competência.

Art. 7º - Este Decreto-lei entrará em vigor na data de sua publicação. Brasília, 30 de março de 1970; 149º da Independência e 82º da República.

Emilio G. Médici

Antônio Dias Leite Júnior

Publicado no D.O.U. em 31-03-1970.

PORTARIA DE 15 DE ABRIL DE 1970

O Ministro de Estado das Minas e Energia, usando de suas atribuições e nos termos do art. 78 do Decreto-Lei nº 227, de 28 de fevereiro de 1967 - Código de Mineração - resolve:

Nº 195 - I - Determinar o fechamento, a partir de 31 de março de 1971, da Província Estanífera de Rondônia às atividades de extração de cassiterita pelo regime de matrícula previsto no art. 2º item III, combinado nos arts. 70, 71, 72 e 73 do Código de Mineração.

II - A Província Estanífera de Rondônia, mencionada no ítem anterior e para os efeitos dos Decretos-Leis nºs. 1.101 e 1.102, ambos de 30 de março de 1970, compreende a área territorial abrangendo o Território Federal de Rondônia, partes dos municípios de Lábrea, Canutama, Manicoré, Humaitá e a totalidade do município de Novo Aripuanã, todos no Estado do Amazonas, e partes dos municípios de Aripuanã, Diamantino e Mato Grosso, no Estado de Mato Grosso, e dentro dos seguintes limites:

Ao Norte a partir do ponto de encontro do meridiano 60º00' (sessenta graus) Oeste com o Rio Madeira, até o ponto de encontro do Rio Madeira com o paralelo 8º00' (oito graus) sul; do ponto de encontro do Rio Madeira com o paralelo 8º00' (oito graus) sul até o ponto de encontro do paralelo 8º00' (oito graus) sul, com o meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste; do ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste, com o limite internacional entre o Brasil e Bolívia; do ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste com o limite internacional até o ponto de encontro deste com o paralelo 14º00' (quatorze graus) sul; do ponto de encontro do limite internacional entre o Brasil e Bolívia com o paralelo 14º00' (quatorze graus) sul, até o ponto de encontro do paralelo 14º00' (quatorze graus) sul com o meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste; do ponto de encontro do paralelo 14º00' (quatorze graus) sul com o meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste com o paralelo 9º45' (nove graus, quarenta e cinco minutos) sul - Cachoeira Figueira, Rio Juruena; do ponto de encontro do meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste com o paralelo 9º45' (nove graus, quarenta e cinco minutos) sul, seguindo o Rio Juruena até o encontro deste com o limite interestadual entre Mato Grosso e Amazonas; do ponto de encontro do Rio Juruena com o limite interestadual de Mato Grosso e Amazonas com o meridiano 59º00' (cinquenta e nove graus) Oeste; do ponto de encontro do

limite interestadual de Mato Grosso e Amazonas com o meridiano 59°00' (cinquenta e nove graus) Oeste, seguinte pelo limite intermunicipal entre os municípios de Nôvo Aripuanã e Borba até o encontro do meridiano 60°00' (sessenta graus) Oeste com o Rio Madeira, ponto inicial - Antônio Dias Leite Júnior.

Publicado no D.O.U. em 16-04-1970.

MINISTÉRIO DA FAZENDA

GABINETE DO MINISTRO

PORTARIA INTERMINISTERIAL Nº 5 DE 27 DE ABRIL DE 1970

Os Ministros de Estado da Fazenda e das Minas e Energia, no uso de suas atribuições contidas no art. 4º do Decreto-Lei nº 1.102, de 30 de março de 1970, resolvam baixar as seguintes normas:

1.0 - Do preço mínimo de cassiterita.

1.1 - O preço mínimo de cassiterita a vigorar na Província estanífera de Rondônia, no período de 1º de maio de 1970, a 1º de novembro de 1970, será de Cr\$ 7,40 por quilo, em Pôrto Velho, para minério com teor de 66% de estanho.

1.2 - O preço mínimo fixado na presente portaria poderá variar para mais ou para menos, de conformidade com o teor de estanho contido no lote a ser adquirido, tomando-se para base de cálculo o valor de NCr\$ 0,11212 por unidade metálica acima ou abaixo de 66%. As frações de unidade metálica serão pagas proporcionalmente.

1.3 - O preço mínimo fixado na presente portaria poderá ainda ser diminuído das despesas nos locais de transportes a juízo do D.N.P.M. e até o limite máximo de NCr\$ 1,00 por quilo, quando a aquisição de cassiterita for efetuada em locais próximos da área de extração.

1.4 - Fica o Banco do Brasil desobrigado da aquisição de cassiterita, de que trata o artigo 5º do Decreto-Lei nº 1.102, de 30 de março de 1970, sempre que o minério contiver um teor de estanho inferior a 50%.

1.5 - O preço mínimo de cassiterita, para efeito do que dispõe o artigo 4º do Decreto-Lei nº 1.102 de 30 de março de 1970, será revisto e fixado, conjuntamente, pelos Ministros da Fazenda e das Minas e Energia, de seis em seis meses, através de portaria, levando em consideração as condições de produção prevalecentes no mercado interno e as cotações de cassiterita no mercado interno e as cotações de cassiterita no mercado internacional, tomando-se por base o preço da referida matéria prima na Bolsa de Londres.

2.0 - Da aquisição de cassiterita pelo Banco do Brasil S/A..

2.1 - De acordo com o disposto no artigo 5º do Decreto-Lei nº 1.102, de 30 de março de 1970, fica o Banco do Brasil autorizado a adquirir cassiterita na província estanífera de Rondônia - ao preço mínimo fixado na presente portaria, sempre que o titular da autorização de pesquisa não efetuar a compra de cassiterita extraída até o limite da "Guia de Utilização" a que se refere o artigo 2º do Decreto-Lei nº 1.102.

2.2 - O Banco do Brasil S/A, fica autorizado igualmente a adquirir a cassiterita extraída por garimpeiros nas áreas não autorizadas para pesquisa ao preço mínimo fixado na presente portaria.

- Antonio Delfin Netto - Antonio Dias Leite Júnior.

(*) Publicado no D.O.U. de 30-04-70.

PORTARIA Nº 826 DE 16 DE NOVEMBRO DE 1970

O Ministro de Estado das Minas e Energia, usando da atribuição que lhe confere o artigo 5º, inciso IX, do Regulamento aprovado pelo Decreto nº 57.810, de 14 de fevereiro de 1966, nos termos do do Título IV. Capítulo II, do Decreto nº 63.951 de 31 de dezembro de 1968, resolve:

I - Até que, nos termos do artigo 28 do Decreto nº 63.951, de 31 de dezembro de 1968, seja revisto ou adaptado o atual Regimento do Departamento Nacional da Produção Mineral, aprovado pelo Decreto nº 59.873, de 26 de dezembro de 1966, alterado pelo Decreto nº 67.587, de 17 de novembro de 1970, fica criada a Delegação Especial do D.N.P.M. em Rondônia, subordinado diretamente ao Diretor-Geral do Departamento Nacional da Produção Mineral;

II - A Delegação Especial do DNPM em Rondônia, com sede em Porto Velho, Território Federal de Rondônia, partes dos municípios de Lábrea, Canutama, Manicoré, Humaitá e a totalidade do município de Nôvo Aripuanã, todos no Estado do Amazonas, e partes dos Municípios de Aripuanã, Diamantino e Mato Grosso, no Estado de Mato Grosso - Província Estanífera de Rondônia - tendo sua área de jurisdição os seguintes limites:

Ao Norte a partir do ponto de encontro do meridiano 60º00' (sessenta graus) Oeste com o Rio Madeira, até o ponto de encontro do Rio Madeira com o paralelo 8º00' (oito graus) Sul; do ponto de encontro do Rio Madeira com o paralelo 8º00' (oito graus) Sul, até o ponto de encontro do paralelo 8º00' (oito graus) Sul, com o meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste; do ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste, com o paralelo 8º00' (oito graus) Sul, até o ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste com o limite internacional entre Brasil e Bolívia; do ponto de encontro do meridiano 67º00' (sessenta e sete graus) Oeste com o limite internacional entre Brasil e Bolívia, seguindo por este limite internacional até o ponto de encontro deste com o paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul; do ponto de encontro do limite internacional entre Brasil e Bolívia com o paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul; até o ponto de encontro do paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul com o meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste; do ponto de encontro do paralelo 14º00' (quatorze graus) Sul com o meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste até o ponto de encontro do meridiano 58º00' (cinquenta e oito graus) Oeste com o paralelo 9º45' (nove graus, quarenta e cinco minutos) Sul - Cachoeira Figueira, Rio Juruena; do ponto de en-

contro do meridiano 58^o00' (cinquenta e oito graus) Oeste com o paralelo 9^o45' (nove graus, quarenta e cinco minutos) Sul, seguindo o Rio Juruena até o encontro deste, com o limite interestadual entre o Mato Grosso e Amazonas; do ponto de encontro do Rio Juruena com o limite interestadual do Mato Grosso e Amazonas até o ponto de encontro do limite interestadual do Mato Grosso e Amazonas com o meridiano 59^o00' (cinquenta e nove graus) Oeste; do ponto de encontro do limite interestadual do Mato Grosso e Amazonas com o meridiano 59^o00' (cinquenta e nove graus) Oeste, seguindo pelo limite intermunicipal entre os municípios de Nôvo Aripuanã e Borba até o encontro do meridiano 60^o00' (sessenta graus) Oeste com o Rio Madeira, ponto inicial;

III - A Delegação Especial do D.N.P.M. em Rondônia na área de sua jurisdição, compete executar as tarefas de que trata o artigo 28 do Regimento do Departamento Nacional da Produção Mineral, anteriormente de atribuições do 5^o Distrito Norte e do 6^o Distrito Centro-Oeste, do D.N.P.M.;

IV - Mediante portaria do Diretor-Geral do DNPM, poderão ser criadas sub-delegações da Delegação Especial do DNPM em Rondônia, subordinadas diretamente a sede, em Porto Velho;

V - O Chefe da Delegação Especial do D.N.P.M. em Rondônia, e seu substituto, serão designados por portaria do Diretor-Geral do D.N.P.M.;

VI - Os Chefes das sub-delegações serão designados por portaria do Chefe da Delegação Especial do D.N.P.M. em Rondônia, ouvido o Diretor-Geral do D.N.P.M.;

VII - Ao Chefe da Delegação Especial do D.N.P.M. em Rondônia incumbe, no que couber, as atribuições de que trata o artigo 30 do Regulamento do D.N.P.M.;

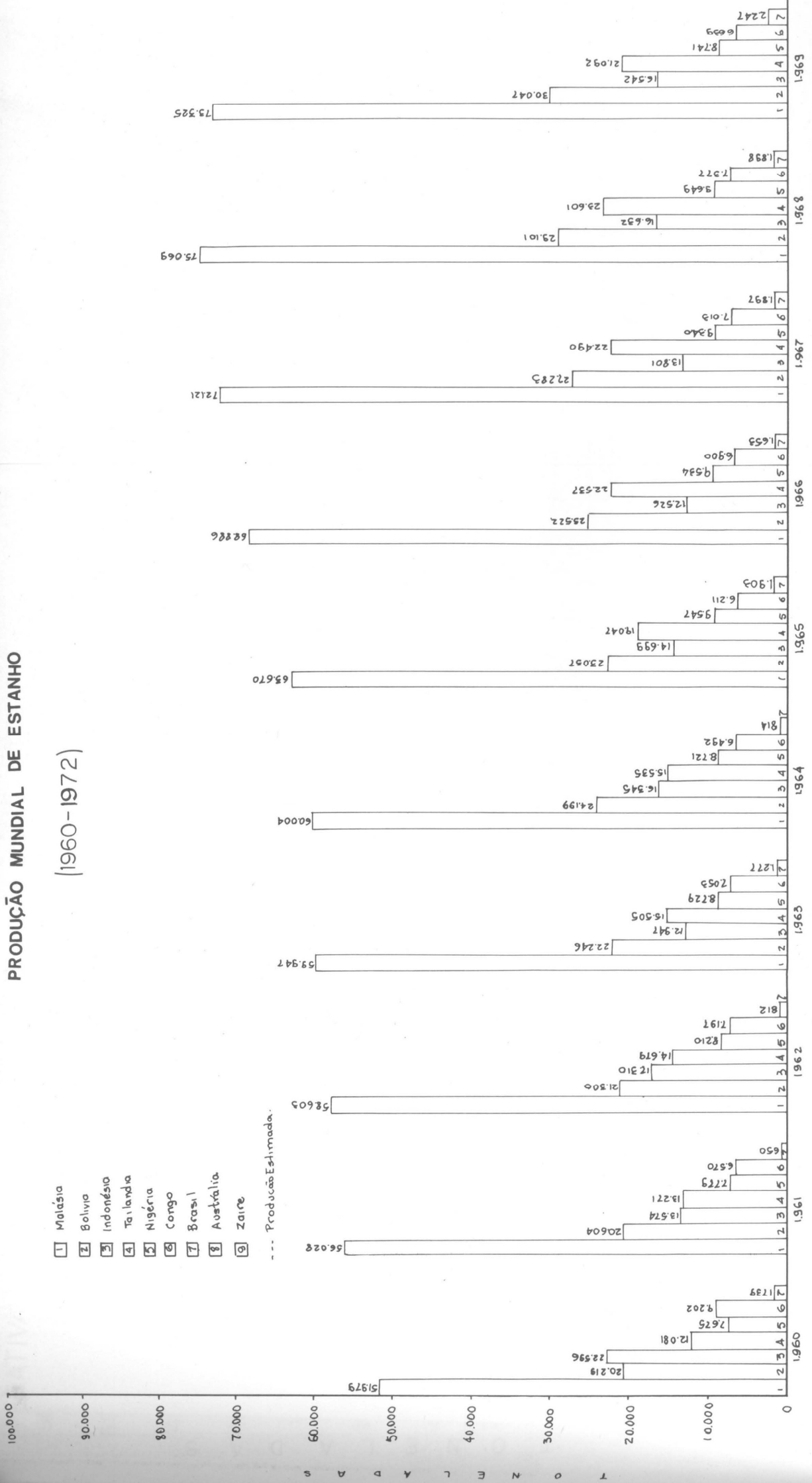
VIII - Os casos omissos serão resolvidos pelo Diretor-Geral do DNPM;

IX - A presente portaria entrará em vigor na data de sua publicação revogada a de nº 2.140, de 16 de maio de 1969.
- Antonio Dias Leite Júnior.

Publicado no D.O.U. em 23-11-1970.

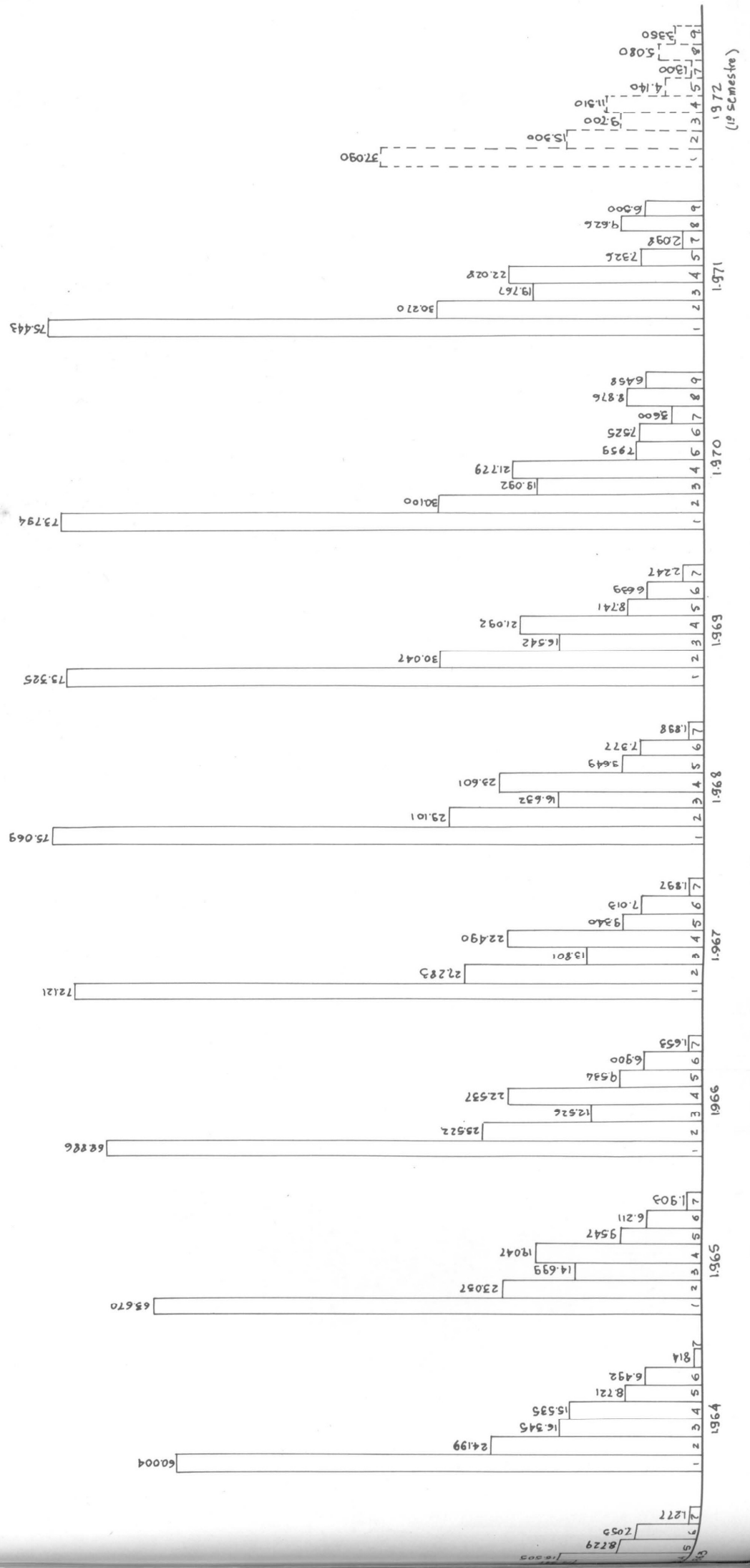
PRODUÇÃO MUNDIAL DE ESTANHO

(1960-1972)



CAÇÃO MUNDIAL DE ESTANHO

(1960-1972)



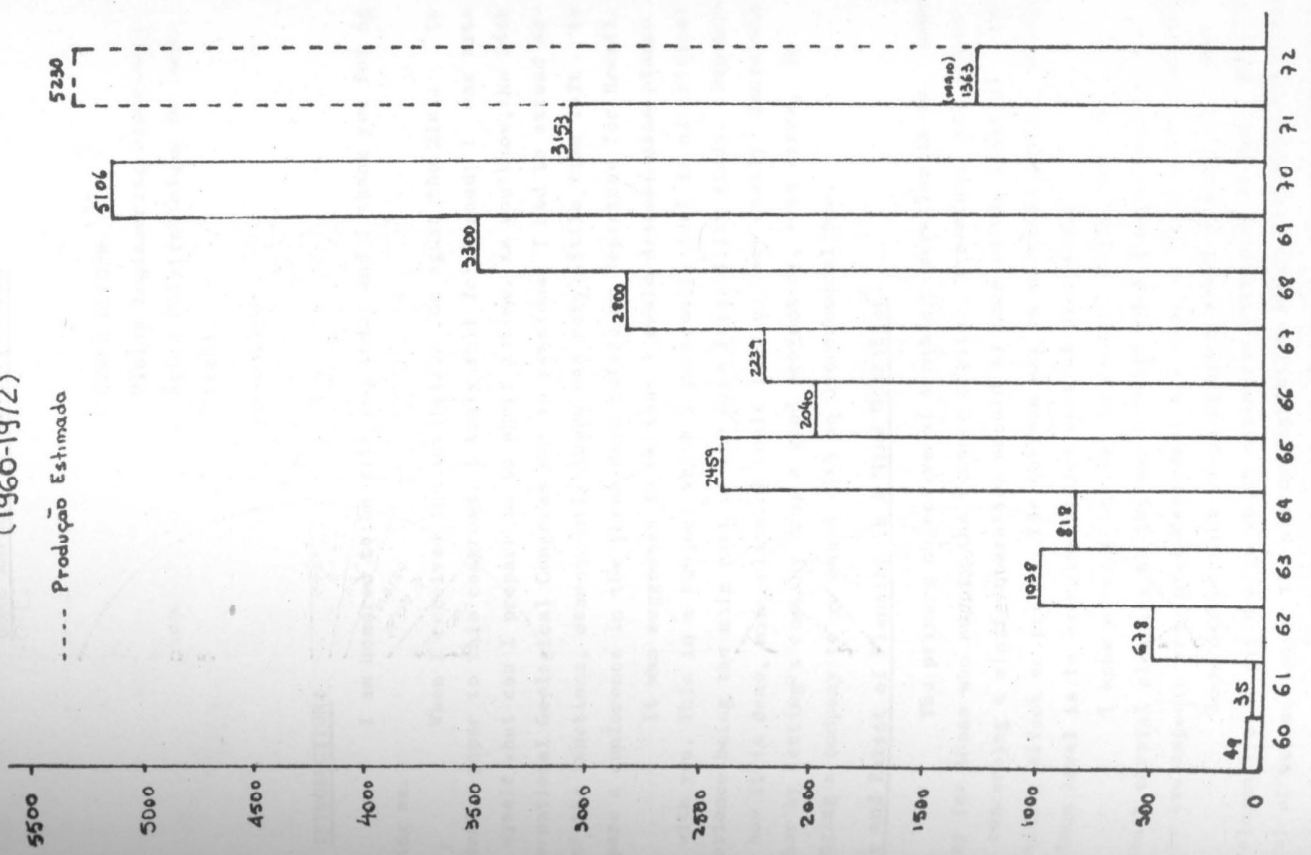
PRODUÇÃO BRASILEIRA DE CASSITERITA POR UNIDADES FEDERATIVAS (1960-1972)



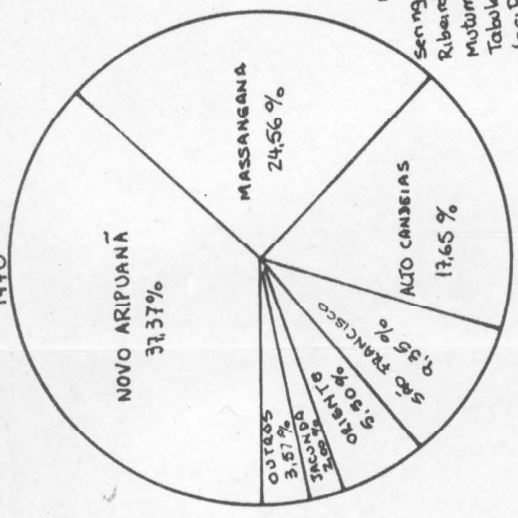
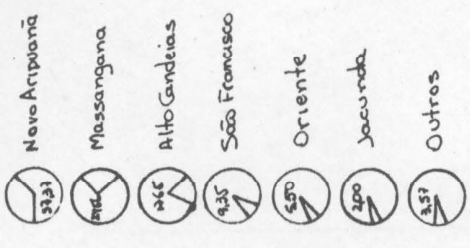
PIRÂMIDE DE CASSITERITA POR UNIDADES FEDERATIVAS (1960-1972)



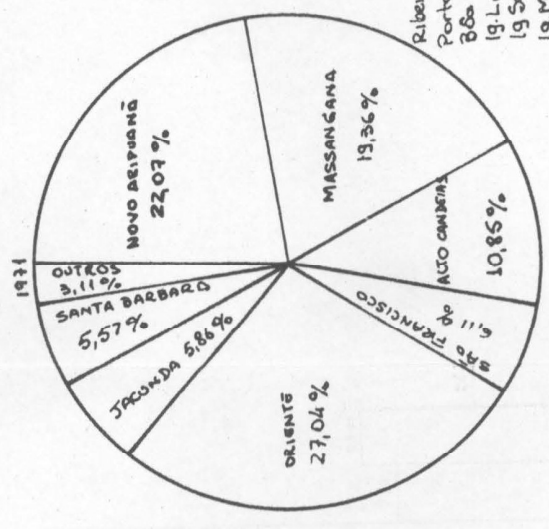
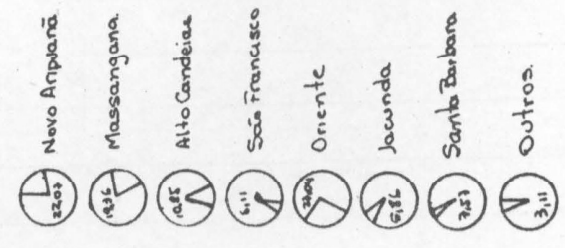
PRODUÇÃO ANUAL DE CASSITERITA NA
PROVINCIA ESTANÍFERA DE RONDÔNIA
(1960-1972)



DISTRIBUIÇÃO DA PRODUÇÃO DE CASSITERITA POR REGIÃO NA
PROVINCIA ESTANÍFERA DE RONDÔNIA
(1970-1971)



OUTROS
Sen. ngal Minas Novas
Ribeirão Riachuelo
Mutum Paraná
Tabuleta
Jaci Paraná
Rios das Garças
Pedrinhas



OUTROS
Ribeirão Riachuelo
Porto Franco
S. da Vista
Iq. Limoeiro
Iq. Sabor Hiclo
Iq. Machado
Rios das Garças

CENTRO MORAES RÊGO
II SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO

CAP. 11

SOME ASPECTS OF MINE PLANNING

RENEÉ DUFOUR (*)

Mining Engineering Department
École Polytechnique de Mon-
treal.

Mine-Plan.

I - INTRODUCTION:

I am honored to be with you today and I thank you for in
viting me.

When I received the invitation, on August the 21st. to
present a paper to this congress, I truly felt frightened; I was ask-
ing myself what can I prepare in so short a time. As you know, the 24th
International Geological Congress was in sessions; I had to attend so-
me of the functions, consequently there was very little time left to
prepare a conference in the three days before my departure for Brazil.

It was suggested to me that I could discuss mine plann-
ing with you. This is a subject which I personally feel is of critical
importance being the main part of any mine feasibility study. Depend-
ing how it is done, mine planning could lead to very costly decisions
either by letting a company drop a good project or, even worse, by
bringing a company to go ahead with an uneconomical one.

Role and Extent of Planning in a Mine Operation.

The primary objective of a mining operation is to make
money for those who supply the venture capital. Therefore, all decisi-
ons concerning a mining operation should be made in the light of the
resulting effect on profit. The obvious way to maintain profit at the
optimum level is to exercise strict control over costs.

I know of only one way to control costs, and that is
through careful planning at the early stage of a proposed operation.
These two aspects are inter-dependent and must be dealt with together.

Some define mine planning of a given orebody as the
development of a pit design which minimizes stripping at any desired
level of extraction or the pit configuration which maximizes the total
profit. It is certainly this but it is also more; mine planning starts

(*) Convidado especial da Cia. Vale do Rio Doce.

with the exploration phase, it includes ore reserves calculations, the determination of the rock properties and its structural defects for pit slope determination, the concentrating characteristics of the ore, marketing considerations, capital expenditures and evidently the cash flow of the venture and its present value. Mine planning must be correlated to all phases of a mining operation. All elements are so closely related to each other and are influencing each other in such a way that they must be considered as a whole. If more than one deposit is being mined in an area, the planning of both or more deposits should be integrated to assure optimal profitability to the company.

Proper planning is especially important in a country which is under great expansion, such as Brazil. This expansion requires important capital to be spent in a relatively short time, and unless the expenditures are made according to a logical plan, it will not benefit the country.

Mine Planning varies from company to company. Some companies use completely computerized methods starting with reserves calculations, going to pit limits selection and finishing with ore extraction scheduling. Others are using a combination of manual methods and computer assistance. Personally, I am not against manual methods; in certain cases they are still the best choice.

I have here a long list of articles reporting on the various facets of mine planning. I am not going to review these articles, you can do it yourself as well as I can. What I would like to do is to discuss some of the points of mine planning which, in my opinion, are neglected and would need improving. These problem areas are not restricted to Brazil.

② - SOME IMPORTANT ELEMENTS IN OPEN PIT PLANNING.

2.1 - Exploration: topographical map, diamond drilling, geological interpretation, ore reserves calculations, grade calculations, hardness of the ore, etc...

Mine planning is only as good as the accuracy of the basic information which is used. Too often there is a lack of effective communications between the geology department responsible for the exploration of an orebody and the operations department responsible for planning. When such a situation exists, there is a real danger that the basic information will not be sufficient or accurate enough for proper mine planning. Usually, bench plans are prepared from the geological sections; the main purposes of these bench plans are ore blending and short range planning. Both of these points have a great influence on the yearly profit of a company. It is evident

that the geological sections must be accurate otherwise, how can one make an accurate evaluation of a project ?

The human being has a tendency to forget and, more often than usual, the mining engineer will come to accept the bench plans as final even if he knew, at one time, that they had been prepared from poor sections.

Good geological sections do not happen by themselves, they must be planned right from the beginning. Before the main drilling campaign starts, it is beneficial to drill a few holes for structural interpretation to help select the proper distance between the proposed sections and to plan the drilling grid. Except for very special situations, as for example an horizontal sedimentary orebody, I am personally against vertical holes because of the resulting deviation which, I admit with you, can be controlled but is rarely done. At one time, I asked a geologist why he was drilling vertical holes in nearly vertical formations. He answered that, with vertical holes, he could draw sections in any direction; it did not occur to him that a vertical hole in steep formations gave information along a narrow bed only

To minimize deviation, it is usually good practice to drill holes nearly perpendicular to the formations. Knowing that deviation will occur no matter how careful one is, dip tests should be taken at 50 meter intervals. To save on drilling, each new hole should be located with the benefit of the information gained from the holes already completed. This implies that geological and structural interpretation be done concurrently with the drilling; otherwise, a fair percentage of the exploration budget is being wasted.

Besides tonnage and grade, there is other information which is as important. For certain orebodies, the hardness of the ore could become more important than grade itself; if so, hardness tests should be run concurrently with metal assaying. In other situations, the proportion of hematite to magnetite becomes the critical element. The assaying program should then be modified accordingly.

Before closing this subject, let us examine the domain of slope stability for open pit mines. Here again, the exploration program often fails to provide the information required for selection of the steepest slope consistent with human safety criteria. During the drilling campaign, there is a wide spectrum of information related to rock mechanics which should be collected, such as faults and shearing jointing, gauging in fractures, water level, etc...

You will have to admit with me that is rarely properly done. I do not want to create the impression that only the Geology Department is responsible for this situation, far from it. It is the responsibility of the Mine Planning Department to cooperate with the

Geology Department to jointly set up a system that will attain the objective which is the gathering of all information necessary for the preparation of accurate bench plans and subsequent mine planning.

The situation is never as bad as I just described it. I drew a black picture purposely to draw your attention to a phase which influences all other steps leading to management decisions to either accept or reject a project. I hope I have succeeded to alert you to this particular problem.

2.2 - Optimum Pit Ratio or Cut Off Ratio:

Brazil is fortunate in having huge reserves of high grade iron ores. Taking advantage of these reserves, hard and soft hematite have been selectively extracted from various orebodies for many years. Profit per ton for this very valuable type of ore has been good and costs have not been critical. Soft, hard and pulverized itabirite are mixed with the above types of easily marketed ores. However, to meet the demand for different products and to provide a more orderly depletion of the reserves, concentrating plants are being built to treat the soft itabirite that otherwise would have to be wasted or stockpiled. For this reason, Brazil might stand to lose some of the competitive edge it has over countries like Canada. Even if its concentrating plants will be handling high grade material by comparison with the low grade ores treated elsewhere, the fact that there is a plant will bring its costs closer to competition. This means that Brazillian companies have to become more cost-conscious. This is a philosophy that must prevail from top management down to the production people. This is not easy to achieve. Until now, hard and soft hematite has been extracted without bothering about ore-to-waste ratios. With the extraction of other types of material, it becomes imperative that pit limits be drawn along a predetermined ore-to-waste ratio. The value at the mine for each type of ore must be known to establish the ratios which will vary depending of the type of ore present in a particular section, and depending of the quantity and type of waste that has to be extracted to give access to the ore. To obtain this information, one must subtract from the sale price all expenses, including handling and loading costs at the harbor, railroad transportation, administration, etc... This accounting could become quite revealing: it could indicate for example that costs are not as well known as one believes. It could also indicate that the profitability of certain types of ore is much lower than realized by most people.

2.3 - Mine Personnel - Mine Equipment.

The same mining equipment utilized by most north ameri-

can companies are found in Brazil. Therefore, the number of employees per ton produced should be comparable. In fact, it appears much higher in Brazil. This situation might be considered tolerable considering that the workers' salaries are lower; but the situation will change in the future. An aggressive company must have definite long range plans which take into account changes that might affect its profitability. Mine personnel is certainly an item worth looking into.

Also, some mining operations have a tendency to use too much equipment. Experience shows that surplus equipment, even if it is considered as spare equipment only, normally results in an increase of maintenance costs.

At one stage during mine planning, the required equipment will be calculated and the list of workers needed to operate this equipment will be established accordingly. If the specialist responsible for this task takes into consideration the indirect costs, such as housing, townsite facilities, transportation, etc... which increase in proportion to additional employees, I am sure that the personnel roster would be decreased substantially.

At the time of expansion, a company can decrease its personnel without laying off any employee. One way to achieve this is as follows: at the end of the year, when the mining plan for the following year is being prepared to meet the ore sales, the number of pieces of equipment: shovels, trucks, dozers, etc... should be calculated and only these numbers should be used. The other units, particularly the trucks, should be stored away from the mine and no one permitted to use them except with special authorization. Knowing the number of pieces of equipment which will be operated, a list of personnel is prepared and only those persons whom the mine manager can account for should appear on that list. The surplus manpower thus created can be re-allocated to the expansion program. If the level of production is changed during the year, then the equipment and personnel requirements are modified accordingly.

2.4 - Shovel - Truck Efficiency.

This subject does not really belong to mine planning in the true sense of the word, but it certainly fits well in this cost-conscious philosophy that should prevail in any organization.

In the past, it was customary to overtruck the shovel because the shovel operating cost was 3 times higher than the truck operating cost. It is not so any longer. Trucks have increased in size and the amount of money invested in each unit is such that delays of any sort should be minimized to the absolute minimum not only for shovels but also for trucks.

During a recent visit to large mining operations, I inquired about the means used to optimize the tandem shovel-truck. Each company visited is trying to achieve better truck utilization; in Canada, one company is installing a small desk computer in the dispatching tower to help the foreman-type dispatcher in his task of combining blending with optimum utilization of trucks. That installation is the most advanced I have ever seen.

2.5 - Plant Site Selecection - Blending Pile.

It is evident that plant location and mining methods are closely related. The topography in the Minas Gerais Iron Range is quite hilly and it is rather difficult to find a location large enough to accomodate a concentrating plant. The surface area required is large, mostly because of the generally accepted 5 day blending stockpile ahead of the plant. This stockpile could be in the order of 1500 meter long, depending of the size of the plant.

There are advantages in having a blending stockpile ahead of a plant: first, it reduces blending in the mine and secondly the plant should operate in a more efficient manner because of narrower variations of grade or material mix. But, rehandling is expensive and because of the large area needed for such a stockpile, the plant might have to be located further away from the mine, thus increasing transportation costs. The plant people should ask themselves two questions: 1 - What is the optimal material mix the plant should handle? 2 - What increase in cost would the plant incur if variations from this optimal range were to occur? Knowing this information, the Mining Department should determine if they can blend the crude ores to meet these minima and maxima and at what costs. Only they can a rational decision be made on the necessity of a blending stockpile.

2.6 - Waste Dumps - Materials Stockpiles.

Some might not realize it but waste disposal could be a major problem in difficult terrain, especially if the valleys surrounding a deposit drain towards a town. Silting from waste material could seriously affect the drainage system of the area and endanger facilities such as roads and railroads.

One should resist the temptation to solve the immediate problems associated with waste disposal; a global approach should be taken. It is necessary to plan the waste disposal for the entire life of all the orebodies owned in an area.

Once the best sites have been selected considering the existing restriction: roads, railroad, tailing disposal, drainage, towns, etc... a quick evaluation of the expected damages from the

various possible disposal sites should be made.

When dealing with 67% Iron, one might be willing to waste material which would be called good ore elsewhere to gain access to the desired material required to meet the sales requirements. No matter how large the reserves of an area, there is always a limit to these reserves. Since material presently treated as waste will eventually become ore, one should stockpile it in such a way that it could be reached at a later date without undue expenses.

2.7 - Environmental Problems.

Before ending these brief considerations, I would like to raise the question of environment with you. Last year, I came to Brazil to give a course on open pit mining; at the end of the course I had in mind to present a lecture on environment which I had prepared before leaving Canada. Realizing the lack of interest towards this problem considered acute in other countries, I did not cover this subject. Moreover, some Brazillian specialists attending the course expressed the opinion that the environmental problem can be deferred until the country is more industrialized. It is hard to fight such a statement but, nevertheless, I believe it would be cheaper in the longer run to get ahead of government regulations which generally tend to be excessive when prompted by popular feelings.

There are other points of Mine Planning that could be discussed. However, I would like to take a few minutes to tell you what training, we in Canada, think the new mining engineer should be given to fill the job we expect of him.

3 - MINING ENGINEERING EDUCATION IN CANADA.

Here in Brazil you are fortunate to be mining rich ores but in other parts of the world, decreasing grade deposits are being mined. This requires the handling of ever greater tonnages, equipment units of larger capacity and more concentrated methods of mining. It also calls for increasingly sophisticated management. The range of permissible error in a low grade operation is so small that a mine manager must be familiar with modern engineering operation and business methods.

In Canada, the mining engineer as we used to know him about fifteen years ago is past history. Let me qualify this statement. In the past, most Canadian companies made use of the young mining engineer as a technician rather than as a professional man. His first job was usually as a surveyor or sampler. This was not wrong in itself, but what was wrong was to keep him in such a job for so long that he became bored and disillusioned. Eventually, he was promoted to a supervisory position in "production": he was expected to work as

a Shift Boss and than Mine Captain for several years. Finally, he could be promoted to Mine Superintendent or Chief Mine Engineer. Having been kept away from highly technical tasks for years, the new Chief Mine Engineer was no longer capable of assuming highly technical functions, but nobody really worried or even thought about it; the ore was rich and the profit good, so everything seemed right. This kind of a mining engineer's career used to be typical, but is no longer so. Because of the challenge of the newer analytical technologies, the young mining engineer of today is not willing to spend several years on shift work and to have to concentrate almost exclusively on productivity targets.

What then are the functions of the new mining engineer and what is the role he is expected to fulfill ?

Wide Knowledge.

The mining engineer must be familiar with the exploration methods used in search for new deposits, since this search must often proceed under his guidance coincidentally with ore extraction. He must have a good knowledge of rock mechanics, because mining is dealing with rock stability, and of environmental engineering to cope with the unusual conditions of work underground. Mineral industry economics is also essential: the mining engineer is concerned with the supply and demand of stores and products, the evaluation of mineral properties, operating costs and cost data analysis, and depletion and finance problems. He must know some mineralogy and geology, the factors controlling the formation of and mineral association in ore deposits, and also the principles of mineral dressing and beneficiation. He must be competent in statistical analysis, in the application of mathematical models and in programming the use of computers for the solution of complex problems. In addition, he must have a basic knowledge of industrial relations and managerial concepts.

After thus describing what I would term "the new mining engineer", I shall attempt to answer the question of whether or not he is really needed by the mining industry, since it has been said that other engineers (mechanical, electrical, civil, industrial engineers, all needed by a large mining operation) could replace him. This is a very relevant question, since it is for the mining industry that a special engineering curriculum has been created.

In view of the fact that the small underground mine is losing importance and that the trend is towards larger open pit operations (nearly 70% of all mining in Canada is by open pit), some think that the mining engineer should be replaced by specialists.

While this is subject to argument, I personally believe that the modern mining engineer should be regarded as a bridge or co-ordinator between the other engineering disciplines used in his own field, which is mining. He is a very special type of engineer who is hard to replace.

Trainee - Executive.

In a sense, because this makes him capable of coordinating the various disciplines that serve the industry, he should be regarded during his early professional years as a trainee-executive and after gaining greater maturity and experience in production and planning, he would eventually become a manager or comptroller, ultimately in charge of integrated operations.

This is why mining engineering departments of Canadian Universities now offer courses in the following:

- Probabilities and statistics
- Computer programming
- Minerals economics
- Mining evaluation
- Industrial legislation
- Corporate finance
- Corporate administration
- Cost analysis
- Operations research and optimization
- Human and industrial relations
- Environmental factors and controls

This is the type of mining engineer that is now highly valued and effective in mining and that is the prototype now produced by universities.

While some managements may still be of the opinion that they do not require engineers of this type, that they would not fit into their organization, others think highly of such a training and recognize that, if the Canadian mineral industry is to remain competitive in the world markets, this is the type of young executives who will help to maintain the industry on a technologically advanced level.