

GEOLOGIA



E



METALURGIA

«III Simpósio de Mineração»



Nº 38

1976

Publicação do Centro Moraes Rêgo, Órgão 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 38

Direção: Osvaldo Yutaka Tsuchiya

ANO 1976

Direção e Redação: CIDADE UNIVERSITÁRIA - DEPTO. MINAS - SÃO PAULO

COMISSÃO EDITORIAL:

- Osvaldo Yutaka Tsuchiya
- Patrício Ambrósio Santos
- Fábio José Prati

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO

ESCOLA POLITÉCNICA

No presente boletim, publicamos os trabalhos apresentados no III SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO promovido pelo Gabinete Mineralógico "Louis Buch" da E.E.U.F.M.G. e o Centro Moraes Rego no ano de 1973 em Belo Horizonte. Conferências iniciais realizadas no Centro Moraes Rego em 1975 sobre como trabalho de pós-graduação e a conferência pronunciada pelo Dr. Tharciso Dany de Souza Santos na comemoração de 20 anos do Centro Moraes Rego.



Queremos expressar nossos agradecimentos pela cediência de algumas fotos.

Aços Ipiranga Indústria e Comércio S/A
Aços Bochler do Brasil Ltda
Aços Copon Brasileira S/A
Banco Nacional de Desenvolvimento Econômico
Bayer do Brasil S/A
Brazoel
Caterpillar do Brasil S/A

GEOLOGIA E METALURGIA

Cia. de Cimento Portland Maringá
Cia. Estalvar São João Del Rei
COPAP - Cia. Calçados
Cia. Morrison-Knudsen
CPRM - Cia. Paulista de Cimento Portland
COBRAS

PUBLICAÇÃO DO
CENTRO MORAES REGO

BOLETIM Nº 38

1976

TIRAGEM 5.000 EXEMPLARES

C. M. R.

Cidade Universitária

— Depto. Minas —

São Paulo

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

No presente boletim, publicamos os trabalhos apresentados no III SIMPÓSIO DE MINERAÇÃO promovido pelo Grêmio Mínero-Metalúrgico "Louis Ensch" da E.E.U.F.M.G. e o Centro Moraes Rêgo no ano de 1973 em Belo Horizonte. Conferências mensais realizadas no Centro Moraes Rêgo em 1975 assim como trabalho de pós-graduação e a conferência pronunciada pelo Dr. Tharcisio Damy de Souza Santos na comemoração de 30 anos do Centro Moraes Rêgo.

Queremos expressar nossos agradecimentos pela confiança, às seguintes firmas:

Aços Ipiranga Indústria e Comércio S/A
 Aços Boehler do Brasil Ltda
 Atlas Copco Brasileira S/l.
 Banco Nacional de Desenvolvimento Econômico
 Bayer do Brasil S/A
 Brasimet
 Caterpillar do Brasil S/A
 Cia. Administradora Morro Vermelho
 CBMM -- Cia. Brasileira de Metalurgia e Mineração
 Cia. de Cimento Portland Maringá
 Cia. Estanho São João Del Rei
 COFAP -- Cia. Fabricadora de Peças
 Cia. Morrison-Knudsen de Engenharia
 CPRM -- Cia. Pesquisa de Recursos Minerais
 COPEBRÁS -- Cia. Petroquímica Brasileira
 Cia. Riograndense de Mineração
 Cia. Siderúrgica Barra Mansa
 Cia. Siderúrgica J. L. Aliperti
 Cia. Siderúrgica Mannesman
 CSN -- Cia. Siderúrgica Nacional
 Cia. Siderúrgica Pains
 COSIPA -- Cia. Siderúrgica Paulista
 Cia. T. Janer
 Cimimar -- Cimento, Cabotagem e Comercio Ltda.
 Combustol Ltda.
 Construtora e Comércio Camargo Corrêa
 DOCEGEO -- Rio Doce Geologia e Mineração

Du Pont do Brasil
Eletrometal – Aços Finos S/A
FAÇO – Fábrica de Aços Paulista S/A
Ferteco Mineração S/A
Fundição Tupy
Klabin Irmãos & Cia.
Gardner Denver do Brasil
Icomi – Indústria e Comércio de Minérios
Inal – Indústria Nacional de Aços Laminados S/A
Indústria Metalúrgica Nossa Senhora Aparecida S/A
Indústria e Comércio Ipiranga S/A
Magnesita S/A
Máquinas Piratininga S/A
METAGO – Metais de Goiás S/A
Metal Leve S/A
SAMA – Mineração de Amianto S/A
Mineração Boquira Ltda.
Mineração Morro Velho
Mineração Taboca
Paulo Abib Andery e Associados
Paranapanema S/A Mineração, Indústria e Comércio
Plumbum S/A – Ind. Brasileira de Mineração
Prometal
Serrana S/A de Mineração
SIBRA – Eletro-Siderúrgica da Bahia
USIBA – Usina Siderúrgica da Bahia
USIMINAS – Usinas Siderúrgicas de Minas Gerais S/A

que contribuíram financeiramente para a realização deste.

A Diretoria

INDICE

A influência do Curso de Metalurgia da Escola Politécnica na Metalurgia. . .	1
Critérios para determinação da altura ideal de bancada em desmonte de rocha com explosivo	11
Minério de Manganês	25
Histórico de Ipanema	49
Características gerais de desgaste de mandíbulas em britadores	57
Escavação contínua	67
Mineração aluvionar	75
Panorama do zinco no Brasil	89
Titânio	123
O Projeto Conceição: Planejamento de lavra na nova etapa de expansão da C.V.R.D.	185
Índice de Autores	215

Prof. Dr. THARCISIO DANY DE SOUZA SANTOS

Escola Politécnica - USP

IEA - Instituto de Energia Atômica

Palestra por Dr. Tharciso Damy de Souza Santos, do Instituto de Engenharia, em comemoração do 35º aniversário do estabelecimento do Curso de Engenheiros de Minas e Metalurgistas e 30 anos de Centro Moraes Rêgo.

Trinta e cinco anos são passados da organização do Curso de Engenheiros de Minas e Metalurgistas. Estes por isso aqui reunidos, pela iniciativa de um grupo de dedicados antigos alunos do curso original e de suas duas ramificações,

A INFLUÊNCIA DO CURSO DE METALURGIA DA ESCOLA POLITÉCNICA NA METALURGIA

Recebi com satisfação o convite para esta palestra, à qual se seguirá a de meu ilustre companheiro de Escola, recentemente aposentado, e amigo de quarenta anos, o Prof. Fernando Flávio Marques de Almeida. Aceitei o convite, principalmente pelo fato de ser eu hoje o único professor em efetivo exercício do grupo inicial, da primeira turma diplomada, em 1943. Na parte das Minas, há poucos dias perdemos Paulo Bohunoleta, de saudosa memória, e deixámo-nos, por aposentadoria ou chamadas a outros relevantes encargos Fernando de Almeida, Octávio Barbosa, Washington Moraes de Andrade, Alceu Barbosa, David Campos Ramos e Jacinto de Andrade Faria. Da parte de Metalurgia, convocados para outras importantes funções, perdemos Amaro Lins de Jesus e Albério Pereira de Castro. Moraes Rêgo faz parte muito antes da diplomada a primeira turma e Ribeiro Costa, com a reforma de 1940, passou a reger a cadeira de Química Orgânica, desenvolvida só no Curso de Engenheiros Químicos, sendo este antes professor de Metalurgia Gerd Hubertus Colpaert, que regiu Metalurgia nas duas primeiras turmas, continuou a dedicar ao IPT sua extraordinária colaboração, até seu falecimento, em pleno exercício das funções, por tempo acadêmico.

Prof. Dr. THARCISIO DAMY DE SOUZA SANTOS

Escola Politécnica – U S P

I E A – Instituto de Energia Atômica

Se recordarmos o ambiente de São Paulo em 1939, verificamos um estágio muito incipiente de desenvolvimento industrial. Já se apresentava a indústria nacional, com seu cortejo de sacrifícios e dificuldades, a produção siderúrgica brasileira não atingia ainda 150.000 toneladas brutas, e não havia sido ainda iniciada a metalurgia do alumínio e a de zinco, os primeiros metais não-ferrosos produzidos no país. As indústrias de fundição só vieram depois, a partir de 1943 com o funcionamento da Divisão de Metalurgia do IPT, de que resultou um grande e revolucionário progresso tecnológico, refletido logo depois em todo o país. A então chamada "grande siderurgia" – siderurgia de escala inicial de 500.000 toneladas brutas, ainda dá caso de prolongados estudos e a Comissão Executiva do Plano

Palestra por Dr. Tharcisio Damy de Souza Santos, no Instituto de Engenharia, em comemoração do 35º aniversário do estabelecimento do Curso de Engenheiros de Minas e Metalurgistas e 30 anos de Centro Moraes Rêgo.

Trinta e cinco anos são passados da organização do Curso de Engenheiros de Minas e Metalurgistas. Estamos por isso aqui reunidos, pela iniciativa de um grupo de dedicados antigos alunos do curso original e de suas duas ramificações, à qual se associaram os atuais alunos e nós professores, todos sócios, com iguais direitos, do Centro Moraes Rêgo, a única associação existente no país que agrupa, como seus membros, professores, antigos-alunos e alunos de um curso.

Recebi com satisfação o convite para esta palestra, à qual se seguirá a de meu ilustre companheiro de Escola, recentemente aposentado, e amigo há quarenta anos, o Prof. Fernando Flávio Marques de Almeida. Aceitei o convite, principalmente pelo fato de ser eu hoje o único professor em efetivo exercício do grupo inicial, da primeira turma diplomada, em 1943. Na parte das cátedras de Minas, há poucos dias perdemos Paulo Bohomoletz, de saudosa memória, e deixaram-nos, por aposentadoria ou chamados a outros relevantes encargos Fernando de Almeida, Octavio Barbosa, Washington Moraes de Andrade, Alceu Barbosa, David Campos Ramos e Jacinto de Andrade Frois. Da parte de Metalurgia, convocados para outras importantes funções, perdemos Amaro Lanari Junior e Alberto Pereira de Castro. Moraes Rêgo faleceu muito antes de diplomada a primeira turma e Ribeiro Costa, com a reforma de 1940, passou a reger a cátedra de Química Orgânica, desenvolvida só no Curso de Engenheiros Químicos, sendo antes professor de Metalurgia Geral. Hubertus Colpaert, que regeu Metalografia nas duas primeiras turmas, continuou a dedicar ao IPT sua extraordinária colaboração, até seu falecimento, em pleno exercício das funções, por trágico acidente em 1956.

Se recuassemos no tempo e voltássemos ao ambiente de São Paulo e do Brasil de 1939, ver-nos-íamos em estágio ainda muito incipiente de desenvolvimento industrial. Já se aproximava a largos passos a II Guerra Mundial, com seu cortejo de sacrifícios e dificuldades; a produção siderúrgica brasileira não atingia ainda 150.000 t/ano de lingotes, e não havia sido ainda iniciada a metalurgia do chumbo e a de alumínio, os primeiros metais não-ferrosos produzidos no país. As indústrias de fundição só vieram depois, a partir de 1942 com o funcionamento da Divisão de Metalurgia do IPT, de que resultou um grande e revolucionário progresso tecnológico, refletido logo depois em todo o país. A então chamada "grande siderurgia" — siderurgia de escala inicial de 500.000 t/ano estava felizmente, saindo da fase de prolongados estudos e a Comissão Executiva do Plano

Siderúrgico Nacional, com o General Macedo Soares, com Ary Torres e poucos mais, ativava as medidas para a construção de Volta Redonda, que começou a funcionar em 1943. As indústrias de transformação metalúrgica eram muito limitadas, destacando-se no campo de não ferrosos a Laminação Nacional de Metais e a Pirelli.

Esse era o pano de fundo do ambiente metalúrgico e industrial, ao decidir a Congregação de nossa Escola a criação do novo curso de Engenheiros de Minas e Metalurgistas. Bem modesta era ainda, em dimensões físicas, nossa Escola, e seus cursos não contavam com senão 80 vagas ao todo. Pouco antes, em 1937, passara pela perda de muitos de seus professores, atingidos que foram pela proibição de acumular cargo de magistério com função técnica. Nem se sonhava ainda com Cidade Universitária, iniciativa que tomou corpo em 1942. É verdade que a limitação de espaço ainda não constituía um dos fatores que forçaram depois sua transferência, do que grandes benefícios resultaram. Nessa época, em nosso Estado, só existia uma outra escola de Engenharia, a Escola de Engenharia Mackenzie, de 1897. E no país, o número total de escolas de engenharia não passava de 14, nesse número contando a Escola Técnica do Exército, então estabelecimento de ensino superior exclusivamente militar.

Quando hoje nós olhamos para trás e percorremos a lista das escolas de engenharia do país, com 110 ao todo, 35 somente no nosso Estado, vemos que, em verdade, houve um imenso progresso, não somente do número de escolas e de alunos, mas também em qualidade de ensino e em laboratórios, principalmente nas nossas melhores escolas.

O único curso então existente reunindo Engenharia de Minas e Engenharia Metalúrgica, era o da Escola de Minas de Ouro Preto, que remonta a 1876, segunda escola mais antiga do país. É verdade que a Escola Politécnica do Rio de Janeiro mantinha Curso de Engenharia Industrial modalidade Metalurgia, mas esse curso tinha muito poucos alunos e o ensino era limitado a uma única cátedra, na qual passaram entretanto, como na de Ouro Preto, expoentes da metalurgia e da engenharia de minas do Brasil.

A nossa Escola já havia sido pioneira no país na implantação de muitos cursos, como de Engenharia de Eletricidade, de Química Industrial e de Engenharia Química. Seria, mais tarde, também pioneira nos cursos de Engenharia Naval e de Engenharia de Produção, como o foi também ao estabelecer em 1955 o Curso de Engenharia Metalúrgica, de estrutura própria, separando-o do de Minas. Cedo nós nos havíamos apercebido de que era imperiosa a necessidade de assegurar aos engenheiros a adequada densidade de conhecimentos de disciplinas específicas em cada um desses dois grandes domínios da tecnologia. Isso exigia a definição dos campos, para, ao mesmo tempo, aumentar a formação e ampliar a base tecnológica característica desses campos profissionais.

Trinta e cinco anos são passados desde essa iniciativa, e hoje, com todo o imenso progresso tecnológico em São Paulo e no país, contamos, somente em nosso Estado, com sete cursos de Engenharia Metalúrgica: além do nosso, mais os da Esco-

la de Engenharia da U. Mackenzie, da Faculdade de Engenharia Industrial (dois cursos, um sendo de Engenheiro de Operação modalidade Metalúrgica), o da Escola de Engenharia Mauá, o da Faculdade de Engenharia da Fundação Armando Álvares Penteado, e o da Escola de Engenharia da Organização Mogiana de Ensino e Cultura (Universidade de Mogi das Cruzes), este sem funcionar, a despeito de autorizado. Nos demais centros do país existem mais 7 cursos. Quanto à Engenharia de Minas, continua o nosso como o único curso existente no Estado; no resto do país só existem outros quatro (Ouro Preto, Belo Horizonte, Porto Alegre e Recife).

Evolução do currículo

Era natural que a estrutura inicial, decorrente da visão, da dedicação e da pertinência de Moraes Rego e de Ribeiro Costa, fosse adaptada da de Ouro Preto, como também que os primeiros professores fossem selecionados entre destacados engenheiros daquela tradicional Escola. Entretanto, mesmo adaptando a sua estrutura, já o curso da Escola apresentava inovações importantes, como a cadeira de Geofísica Aplicada, a de Metalurgia dos Metais Não-Ferrosos e a aula anexa de Metalografia. Cedo, entretanto, essa modesta estrutura inicial iria ser grandemente expandida. Os desenvolvimentos aqui verificados, acelerados com a grande contribuição que veio do Instituto de Pesquisas Tecnológicas, abrangendo múltiplos setores da metalurgia e contribuindo, pelos seus trabalhos de pesquisa e desenvolvimento, para a formação de uma mentalidade metalúrgica em nosso país; a criação da Associação Brasileira de Metais no âmbito do IPT e sempre tão ligada à Escola e sua grande influência no progresso tecnológico, e ainda, a vinda dos mestres norte-americanos Mehl e Phillips, e a ida de mais de uma dezena de jovens engenheiros para cursos nos Estados Unidos, notadamente no Carnegie Institute of Technology, então sob o brilho da orientação de Mehl, — todos esses fatores, aliados à mentalidade de trabalho experimental, iriam consolidar as bases do curso de seis anos de duração de estados e preparar sua evolução posterior.

Assim, a primeira grande modificação foi a que decorreu dos prolongados e pacientes estudos de 1953-1955 e que levou à reforma do Curso de 1955; simultaneamente, com essa reforma, outra maior foi pela Escola levada a cabo: a de ampliar as suas vagas e, por isso, planejar, e realizar, sua transferência para a Cidade Universitária, onde desde 1949 o Instituto de Pesquisas Tecnológicas implantara seu núcleo de metalurgia. Assim, as vagas foram ampliadas, de forma planejada e escalonada, à medida que se ampliavam recursos humanos e materiais, para 180, depois para 270, em 1962, para 360, para 420, para 450 em 1968 e depois, já na Diretoria do meu sucessor Prof. Oswaldo Fadigas Fontes Torres, a 600, em 1969. Pela primeira vez existiu um plano coerente, corajoso mas realista, de progressiva ampliação de vagas e de construção de novas instalações na Cidade Universitária. Esse plano foi executado a duras penas, de 1959 a 1973, quando foi inaugurado, já na gestão do Prof. Rubens Guedes Jordão, o prédio do Departamento de Engenharia Civil, que, com os demais, totaliza quase 130.000 m² de área construída.

Com a reforma de 1955 separaram-se os dois cursos, cada qual adquirindo individualidade e orientação próprias, para melhor assegurar a densidade de conhecimentos, básicos e tecnológicos, julgados imprescindíveis para a formação de homens à altura dos problemas a defrontar, tanto em engenharia de minas como em engenharia metalúrgica. Sobre a estrutura do curso de Minas falará o Prof. Fernando de Almeida.

Deixem-me entretanto lembrar que a primitiva estrutura, que de metalurgia só compreendia metalurgia geral, siderurgia, metalurgia dos metais não-ferrosos e metalografia, evoluiu para nova, com 10 disciplinas anuais, nas três últimas séries do curso de 5 anos.

É justo que se lembre que, muito antes da chamada “reforma universitária”, de novembro de 1968, havia esta Escola instalado sua estrutura Departamental e que considerável ampliação foi dada na reforma de Regimento de 1963, uma das primeiras iniciativas que tivemos de levar a cabo como Diretor, de 1962 a 1968. Muitas novas cátedras foram criadas, entre elas a de Metalografia, e pela primeira vez conceituaram-se no Regimento da Escola disciplinas subordinadas e autônomas das cátedras existentes, reunidas em Departamentos. Assim, aquilo que na estrutura federal só foi posto em vigor em 1968 com a lei 5.540, na Escola, cinco anos antes, havia sido implantado naturalmente, e em todos os cursos.

Com essa experiência e com essa evolução de currículo, era apenas lógico que, ao serem estabelecidos pelo Conselho Federal de Educação, logo após sua criação como consequência da Lei de Diretrizes e Bases da Educação Nacional, os currículos mínimos, fossem baseados quase exclusivamente nos da nossa Escola, adaptados, como natural à realidade nacional, que não permitia que fossem os mesmos adotados como mínimos. Essa orientação, que se deve ao trabalho pessoal do Prof. Maffei, de saudosa memória e nosso antecessor na Diretoria e membro daquele Conselho, trouxe grande progresso no ensino da engenharia; pela sua importância, e pela visão que teve o Prof. Maffei ao estabelecê-los, devem ser devidamente lembrados aqui nesta ocasião.

Por certo, os currículos-mínimos necessitam hoje de revisão, para adequá-los à atual situação. Devem ser assim modificados os atuais, mas em parte. Não há dúvida que serviram — e serviram muito bem — nestes últimos 12 anos, para nortear a evolução de quase 110 escolas de engenharia em todo o país e 35 neste Estado.

Com a nova estrutura implantada na Universidade de São Paulo e efetivada em 1970, passou o curso por nova — e ampla — expansão de disciplinas, as quais passaram a ter duração semestral. Hoje o curso é constituído de 25 disciplinas do Departamento de Engenharia Metalúrgica (equivalente assim a 12,5 cadeiras simples da estrutura anterior), e isso permitiu aumentar ainda mais a densidade de conhecimentos de metalurgia, tanto de ciência metalúrgica com de engenharia metalúrgica. Outras modificações estão em estudo, procurando — como sempre temos procurado — adaptar a formação dos futuros profissionais em metalurgia ao papel que desempenham, e continuarão a desempenhar, no desenvolvimento metalúrgico de São

Paulo e do Brasil.

Ampliação na Cidade Universitária e Pós-Graduação

Nos últimos anos, dois grandes passos foram dados para a expansão de todos os cursos da Escola, e do de metalurgia em particular e para alargar sua área de influência; a construção, implantação e equipamento dos novos edifícios dos Departamentos na Cidade Universitária, e a implantação e aprimoramento dos cursos de pós-graduação, abrangendo os níveis de Mestrado e de Doutorado.

Como já disse, os novos edifícios resultaram de cuidadoso e corajoso planejamento, concebido na Diretoria do Prof. Maffei, e executado no período 1959-1973, com os prédios: Monteiro Camargo e anexos (1959-1963); Engenharia de Eletricidade e Engenharia Mecânica-Engenharia Naval-Engenharia de Produção (1965); Engenharia Metalúrgica (1967); Engenharia Química (1968); Engenharia de Minas (1969) e Engenharia Civil (1973). Prestaram assinalada colaboração à efetivação desse plano os Professores Eméritos Monteiro Camargo e Anhaia Melo, entre outros, de saudosa memória.

O prédio do Departamento de Engenharia Metalúrgica tem 6.700 m² de área construída e o do Departamento de Minas, 8243 m². A placa que assinala a inauguração do edifício de Metalurgia, de 8 de maio de 1967, foi fundida com o mesmo modelo que serviu para a fundição de outra, a que marca a inauguração das oficinas da Escola em 17 de dezembro de 1902, à rua Três Rios. Lá estão elas, lado a lado, junto ao velho cubilô da Escola de 1902, marcando uma continuidade de esforços de sessenta e cinco anos de trabalhos e frisando a vocação de trabalhos experimentais que sempre caracterizou o ensino da Escola.

O outro marco foi o estabelecimento, sua consolidação e desenvolvimento, dos cursos regulares de pós-graduação. Em agosto de 1964 foram eles implantados com caráter de *regulares*, com estrutura mais simplificada que a atual, mas que encerravam em seu bojo todos os característicos que hoje distinguem os cursos de pós-graduação em níveis de Mestrado e de Doutorado. Passaram assim a substituir, e com o caráter de *regulares*, os cursos especiais que eram ministrados visando o Doutorado nas estruturas definidas nos Decretos 20.390 e 39.558. Em 1968, em março, passaram à estrutura de cursos de Mestrado e de Doutorado, antecipando-se assim à estrutura geral dos cursos de pós-graduação na nossa Universidade, baixada em agosto de 1969 com a Portaria 885/69 e regulamentos na Escola pela Portaria 1079/70 e depois pelo Regimento Geral. Mesmo na esfera federal, sua conceituação foi feita pela Lei 5540, de 28 de novembro de 1968 e sua regulamentação só veio em fevereiro de 1969.

O curso atual de pós-graduação refere-se à área de concentração "Engenharia Metalúrgica". Compreende cerca de 20 disciplinas semestrais desenvolvidas cada ano. Parte das disciplinas visa fundamentos científicos da metalurgia e parte as aplica-

ções tecnológicas, desenvolvidas, com natural, em nível elevado. É importante lembrar aqui que o nosso constituiu o primeiro curso de pós-graduação em qualquer ramo de engenharia, a conquistar o credenciamento do Conselho Federal de Educação (Parecer nº 779/72, de 8 de agosto de 1972). Posteriormente, alguns outros cursos de outros ramos da engenharia obtiveram o credenciamento, mas o único outro de metalurgia, e só para o nível de Mestrado, é o da COPPE, da Universidade Federal do Rio de Janeiro.

O corpo docente do Departamento é hoje constituído de 17 professores, 16 dos quais politécnicos e 13 dos quais antigos alunos do curso de minas e metalurgistas ou de metalurgistas. Dos professores, 11 têm pelo menos título de Doutor, um estando em vias de obtê-lo, outro sendo já Mestre e um terceiro devendo conquistá-lo dentro de seis meses.

Os Engenheiros Metalurgistas da Escola Politécnica

Para um professor que durante trinta anos, sem interrupções, ajudou a formar metalurgistas, distribuídos por vinte e nove turmas, é uma real satisfação encontrá-los hoje aqui. Uns já amadurecidos no trabalho e marcados pelos embates da vida; outros, ainda muito jovens, estão iniciando uma carreira que hoje lhes oferece as grandes perspectivas abertas aos engenheiros de escol e aos homens de fibra e de coragem.

Estão eles por toda a parte, e em todas as partes do país e alguns até em importantes postos no exterior: nas usinas siderúrgicas, nas fábricas de ferro-ligas, nas usinas de metais não-ferrosos, nas fábricas de automóveis, nas forjarias, nos estaleiros, nos escritórios de consultoria, nas empresas fabricantes de equipamentos e de bens de consumo e materiais, metálicos e de refratários, nos laboratórios de pesquisa metalúrgica, nos bancos, nas escolas de engenharia — formando novos alunos e continuadores — nos conselhos governamentais e em organizações mundiais, e até no governo! Com seus colegas, oriundos de outras escolas, realizaram e realizam uma obra de grande importância: a da implantação e do desenvolvimento da indústria metalúrgica brasileira. Por isso, muito lhes deve São Paulo e o Brasil.

Estão todos aqui, aqueles que passaram pelos bancos da nossa Escola. Não todos em pessoa, mas certamente em espírito, representados pelos seus colegas, nesta reunião de confraternização, festa de reverência ao passado, mas também de confiança no futuro, para rever colegas e amigos e relembrar um tempo que já passou, mas que esta sempre presente na presença constante dos espíritos que sabem ser sempre jovens.

CRITÉRIOS PARA DETERMINAÇÃO DA ALTURA IDEAL DE BANCADA EM DESMONTE DE ROCHA COM EXPLOSIVO

Aproveitando o tema do curso de exploração de jazidas minerais da Faculdade de Engenharia de Rochas (EP-USP) realizado em São Carlos, Minas Gerais, em 1984, sobre a altura ideal de bancadas em desmonte de rocha com explosivo, com o objetivo de maximizar a eficiência do processo.

Confrontando esta realidade com a situação de exploração de jazidas de rocha em desmonte de perfuração em bancadas, é possível determinar convenientemente a altura ideal de bancadas em desmonte de rocha com explosivo.

Eng.^o João Marcos de Arruda Corsini
RUPTURITA S.A. EXPLOSIVOS/EPUSP

Coordenador:
Dr. Carlos Dinis da Gama
IPT / EPUSP

— RESUMO —

Aproveitando o tema de um seminário do curso de pós-graduação de Dinâmica das Rochas (EP-USP) o autor analisa teoricamente o problema da fixação da altura ótima de bancadas submetidas ao desmonte por explosivos, com o objetivo de maximizar a eficiência destes.

Confrontando essa análise com os critérios práticos habituais (baseados na velocidade de perfuração ou na remoção do material detonado) conclui-se que é possível determinar convenientemente, para cada caso, a altura ideal de bancada, que corresponde ao menor custo de desmonte.

I INTRODUÇÃO

Antigamente, os serviços de desmonte de rocha com explosivos, particularmente aqueles em pedreiras, eram realizados em bancadas de grande altura. Acreditava-se que com maiores alturas obtinha-se maiores produções, com menores gastos de limpeza, decapagem e preparação da pedreira.

Talvez, na época, essa condição fosse prioritária, uma vez que não se dispunha dos equipamentos de grande capacidade e alto grau de aperfeiçoamento técnico como se tem hoje em dia. Dessa forma, era imperioso que se conseguisse grandes volumes de rocha com um mínimo de limpeza e preparação da jazida.

Com o passar dos anos, sentiu-se que a bancada de grande altura gerava altos custos de perfuração, grandes dificuldades na remoção do material detonado, além da insuficiente fragmentação que exigia a realização de onerosos fogos secundários (“fogachos”).

No intuito de atenuar essas deficiências, passou-se a aproveitar desníveis naturais na jazida, numa tentativa de introduzir menores alturas de bancada. Essa solução, no entanto, não foi totalmente satisfatória, pois criou diversificação de alturas de bancada, impossibilitando assim, a padronização dos esquemas de fogo. Ainda hoje constatamos, nas pedreiras mais antigas, vestígios desse procedimento. (Bancada de diversas alturas e inclinações variadas).

Mais recentemente, com os recursos dos modernos equipamentos, das novas técnicas de detonação e dos conceitos de otimização dessas operações, observou-se que para cada uma das etapas do desmonte com explosivos, existiam alturas ideais de bancada com as quais se atingiam resultados ótimos. Assim, a partir dessas observações, formularam-se critérios, de caráter prático, para estimar essas alturas.

Paralelamente a estes, com a evolução da Teoria da Dinâmica de Rochas, desenvolveu-se critério teórico para determinação das alturas, mínima e máxima, de uma bancada, em função das características físicas da rocha e do explosivo empregado.

A seguir, apresentamos alguns dos critérios práticos que visam otimizar as principais etapas do desmonte, e do critério teórico que fundamenta-se na condição de garantir máximo rendimento no trabalho realizado pelo explosivo.

II. CRITÉRIOS PRÁTICOS

II. 1. CRITÉRIO DA VELOCIDADE DE PERFURAÇÃO

Em um projeto de desmonte com explosivos, quando do estabelecimento da altura da bancada, é fundamental, termos conhecimentos da influência que a rocha exerce sobre a velocidade de perfuração do equipamento empregado.

Sabe-se que a velocidade de perfuração de uma rocha é função, inicialmente, de sua dureza e resistência mecânica e que, posteriormente, essa velocidade inicial vai sofrendo decrementos sucessivos, causados principalmente, pela abrasividade da rocha que diminui gradativamente o poder de corte da ferramenta ("bit") e pela perda de energia, também gradativa, sob a forma de energia de deformação das hastes de perfuração, à medida que se aumenta a profundidade do furo.

Como ilustração dos conceitos, acima apresentados, vemos, na Fig. 1, gráfico da variação da velocidade de perfuração com o tempo, resultado de investigações feitas pelo Prof. Mello Mendes (1) do Instituto Superior Técnico de Lisboa, e na Fig. 2, gráfico da variação da velocidade de perfuração com a profundidade do furo, resultado de medições que tivemos oportunidade de fazer em nosso trabalho de campo, em uma pedreira, na região de Cumbica (São Paulo).

Por esse gráficos podemos ver claramente que, do ponto de vista de economia e eficiência, é muito mais interessante que se realize perfurações de menor altura, ainda que se tenha que efetuar mais operações de posicionamento do equipamento.

Outro conceito prático, que deve ser considerado, ao definir a altura de uma bancada, é o de fazer coincidir o término da perfuração de um furo com a interrupção desta para afiação da ferramenta de corte ("bit"). Em rochas abrasivas, por exemplo, a cada 10 - 12 m tem-se que efetuar a afiação da coroa de perfuração, e, dessa forma, se a altura da bancada for igual ou sub-múltiplo desse valor, evitamos a perda de tempo de retirar a cora "cega" e introduzir outra afiada no mesmo furo.

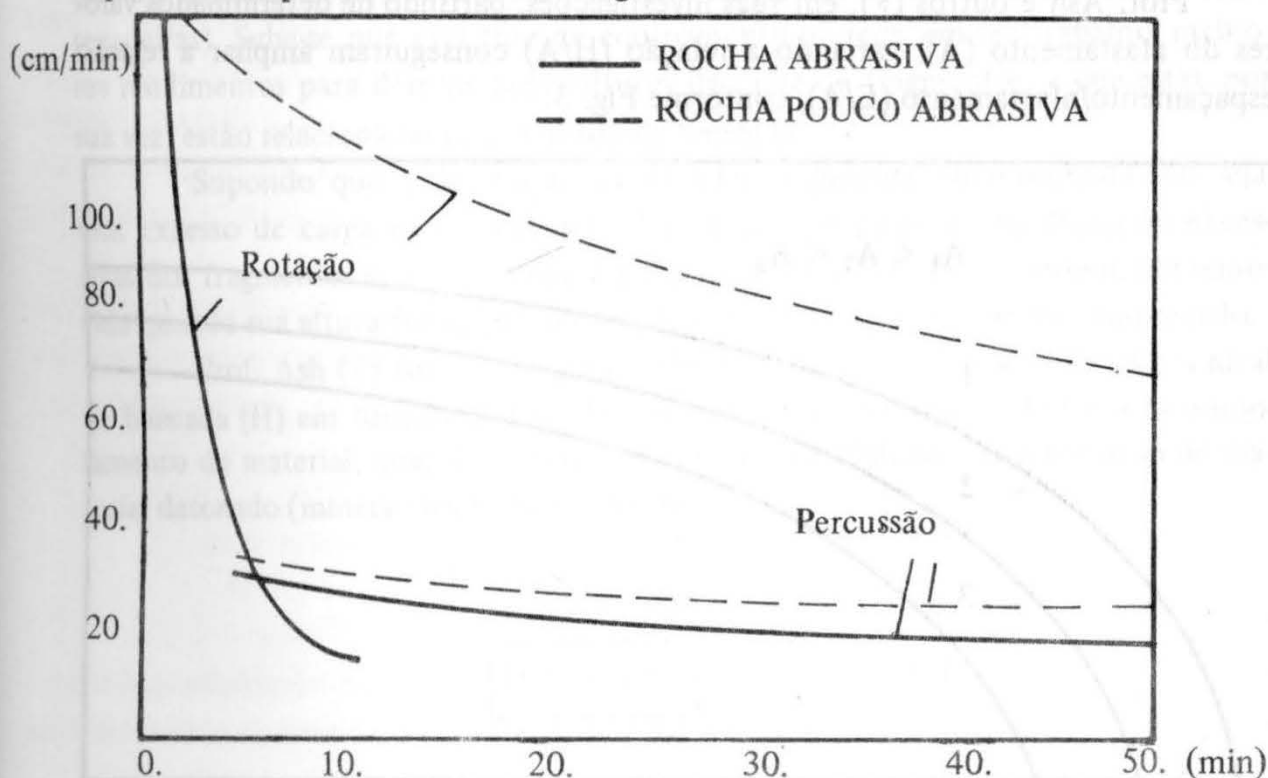


Fig. 1

II.1. CRITÉRIO DA VELOCIDADE DE PERFURAÇÃO

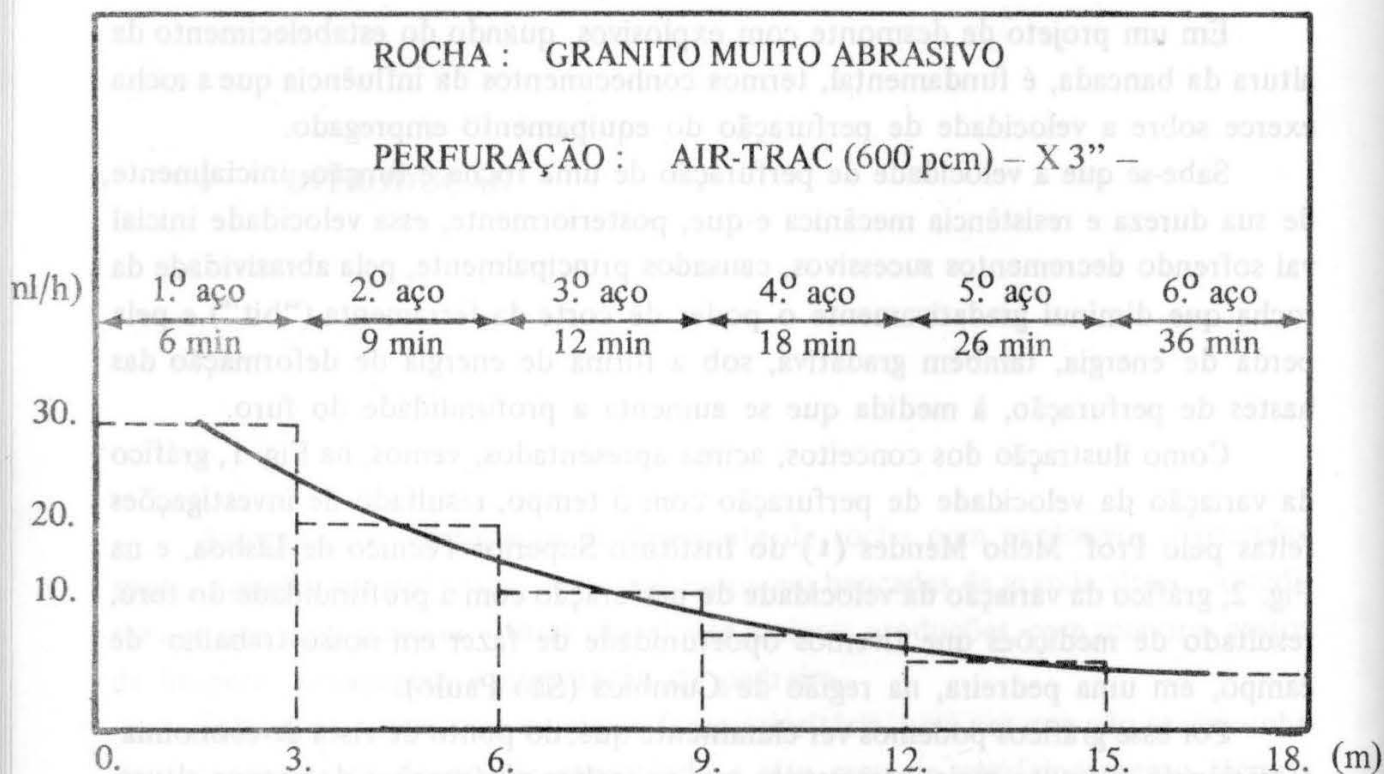


Fig. 2

II.2. CRITÉRIO DA DETONAÇÃO

A eficiência de uma detonação é função de diversas variáveis (15 a 20 aproximadamente) sendo, a altura da bancada (H), uma delas.

Existem inúmeros trabalhos publicados (2) (3) (4), que nos orientam no projeto de esquemas de fogo, em função das alturas da bancada.

Prof. Ash e outros (5), em suas investigações, partindo de determinados valores do afastamento (A), variando a relação (H/A) conseguiram ampliar a relação espaçamento/afastamento (E/A), conforme Fig. 3:

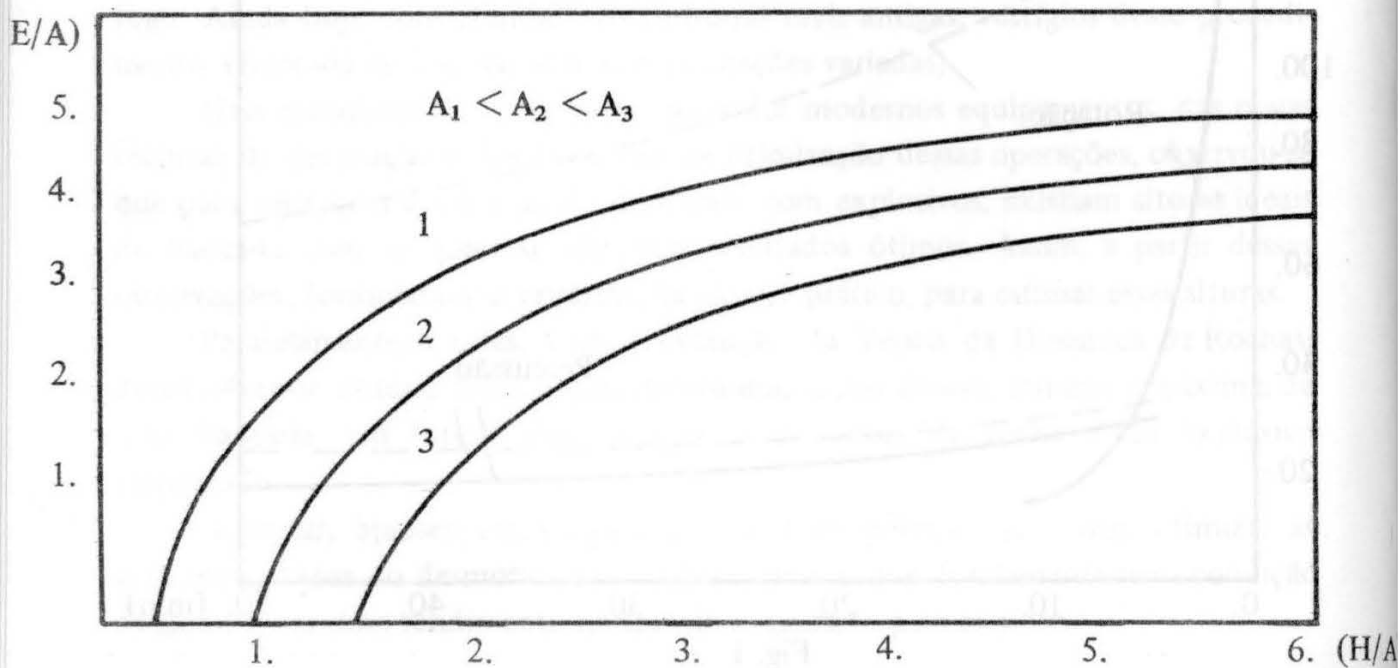


Fig. 3

Em nosso trabalho, acompanhando detonações em Granito, com Slurry, em perfurações de 3", adotando afastamento $A = 3,00$ m, notamos que a partir de determinada altura, somos obrigados a reduzir a relação (E/A) para garantir a mesma fragmentação do material. Nossas conclusões estão na Fig. 4, que nos mostram que, ao contrário das investigações feitas em laboratório, com corpos de prova perfeitamente elásticos, contínuos e isotrópicos, no campo, ao detonarmos maciços não perfeitamente elásticos, anisotrópicos e descontínuos, somos obrigados, a partir de uma determinada altura de bancada, a reduzir a relação (E/A) para garantir a mesma fragmentação do material, e evitar insuficiências de corte ao nível da praça e do lançamento do material fragmentado.

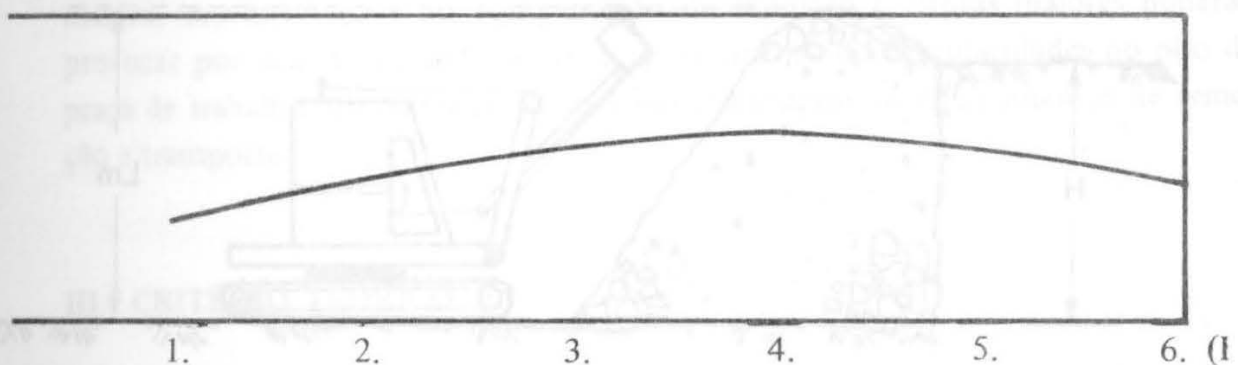


Fig. 4

II.3. CRITÉRIO DA REMOÇÃO DO MATERIAL DETONADO

Nas operações de desmonte com explosivos, comumente realizadas, a remoção do material detonado é feita por meio de pás-mecânicas (escavadeiras ou carregadeiras). Sabe-se que este tipo de equipamento oferece, em seu trabalho, melhores rendimentos para determinadas alturas da pilha de fragmentos, e que estas, por sua vez, estão relacionadas com a altura da bancada.

Supondo que a detonação esteja adequadamente dimensionada (ou seja, sem excesso de carga explosiva), não deverá ocorrer projeção ou dispersão excessivas dos fragmentos e, dessa forma, a pilha formada será mais eficientemente removida quando sua altura for igual à altura ideal de carga do equipamento empregado.

Prof. Ash (§) sugere a seguinte fórmula para determinação da altura ideal de bancada (H) em função do tipo de desmonte a ser executado, do fator de empolamento do material, quando se emprega escavadeira ("Shovel") na remoção do material detonado (minerações principalmente).

$$H = L_m \cdot S_f^x$$

onde,

- H — altura da bancada
 L_m — altura máxima de carga da escavadeira.
 S_f — Fator de empolamento do material.
 x — 1/2 ou 1/3 para desmontes, respectivamente, confinados (“box cut”) ou cantos livres (“corner cut”).

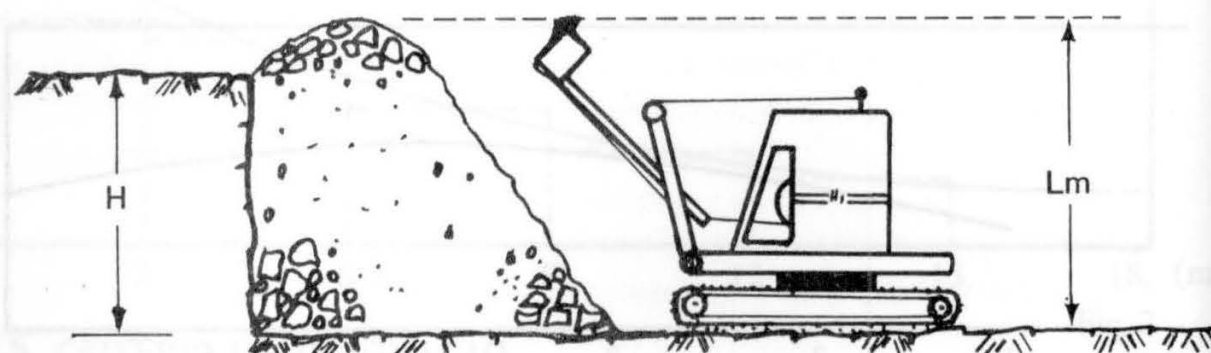


Fig. 5

No caso da remoção do material ser feita com pás-carregadeiras sobre esteiras ou pneus (pedreiras ou pequenas obras) não se pode aplicar o critério acima, pois a altura ideal de carga desse tipo de equipamento é bem inferior à altura de bancada normalmente adotada. Nesse caso costuma-se realizar detonações de apenas uma linha de furos por vez, aplicando maiores cargas explosivas, para garantir melhor espalhamento dos fragmentos.

Langefors (2) apresenta, em gráfico, a distância do centro de gravidade da pilha de fragmentos em função do excesso de carga explosiva empregada, para um desmonte de uma linha de furos com o uso de micro-retardos, considerando como carga mínima a razão de 160 g/m^3 .

Excesso de carga (kg/m^3)	0	0,10	0,20	0,30
Distância do CG (m)	0	6.	12.	18.

Como altura ideal de carga desse tipo de equipamento (pás-carregadeiras) a prática recomenda que esta seja da ordem de 1,5 vezes a altura de sua caçamba na posição de enchimento, conforme Fig. 6.

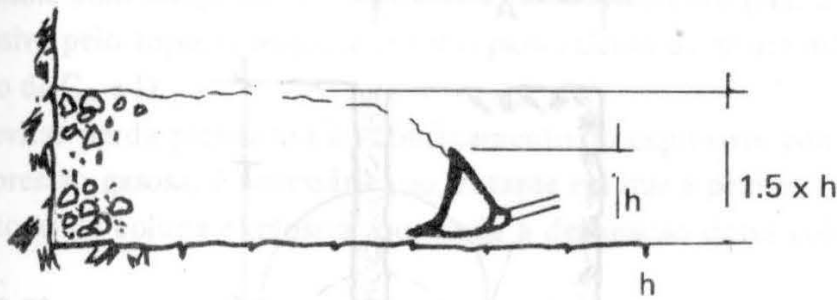


Fig. 6

Podemos acrescentar ainda que alturas menores que a recomendada exigirão maiores movimentações do equipamento de remoção e alturas maiores poderão provocar por ocasião da detonação, o aparecimento de irregularidades no piso da praça de trabalho, dificultando assim a movimentação dos equipamentos de remoção e transporte.

III. CRITÉRIO TEÓRICO

A velocidade de detonação (D) dos explosivos comerciais, em condições normais de trabalho no campo, varia entre 2.000 e 6.000 m/s, e a velocidade de propagação (C_p) de uma onda longitudinal em uma rocha (6) dada pela fórmula,

$$C_p = \sqrt{\frac{E \cdot (1 - \nu)}{\rho(1 + \nu)(1 - 2\nu)}} \quad \text{onde}$$

E — módulo de elasticidade dinâmica

ν — Coeficiente de Poisson da rocha

ρ — massa específica da rocha

é da ordem de 3.000 a 5.000 m/s.

A forma da frente da onda longitudinal que se propaga pela rocha, por ocasião de uma detonação, é função de ambas C_p e D , conforme Fig. 7, para uma iniciação da coluna explosiva pelo topo. (procedimento mais frequente.).

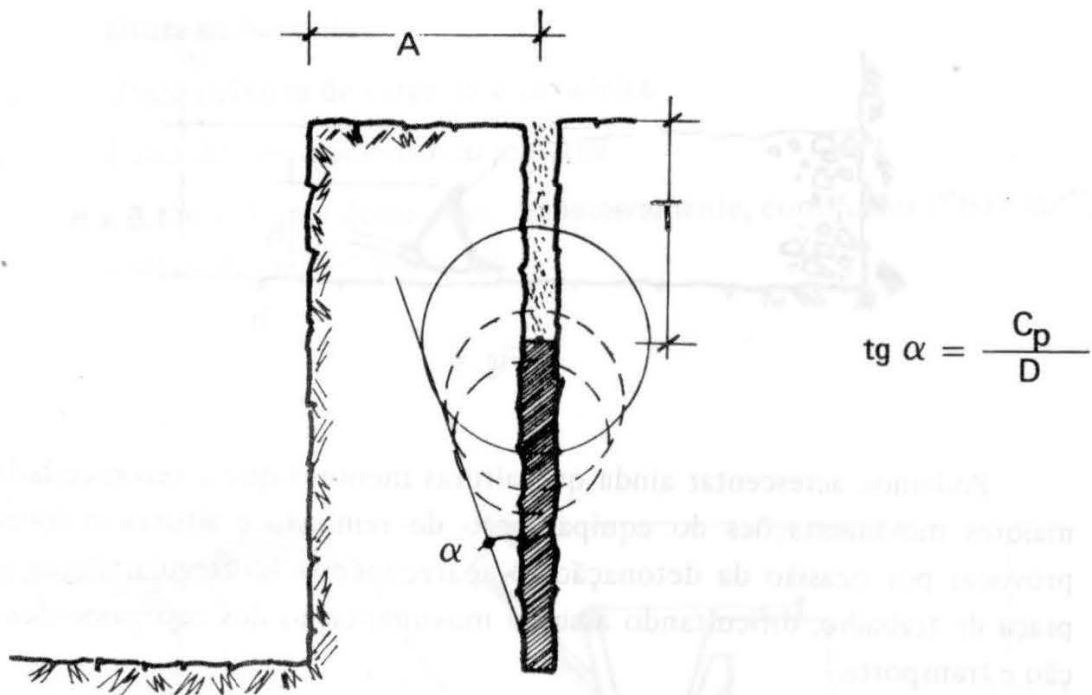


Fig. 7

Assim, as ondas longitudinais de compressão geradas, incidirão na face livre da bancada com um ângulo de incidência $i = \alpha$ e se refletirão sob a forma de ondas longitudinais e transversais de tração, que retornando da face livre para o interior da bancada causarão o aparecimento de sucessivas fraturas.

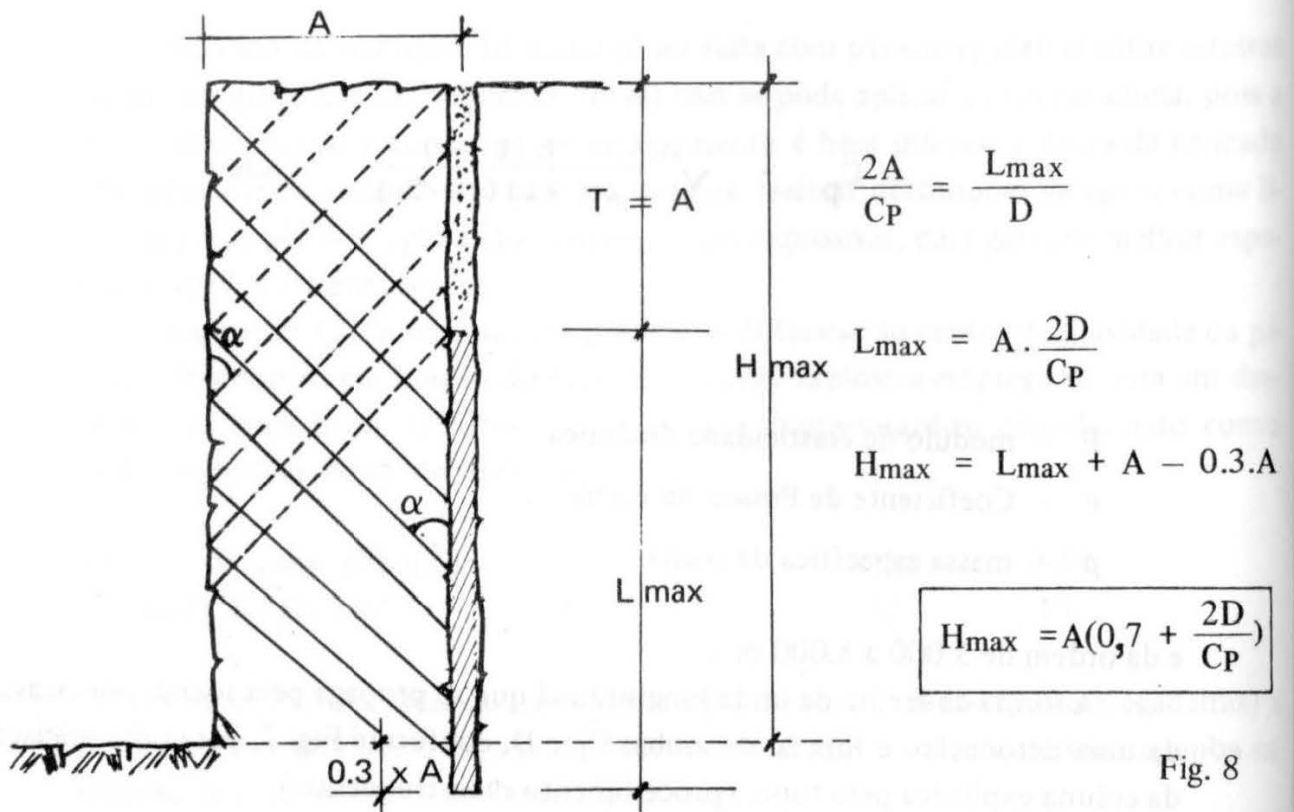


Fig. 8

Com base nessa sucessão de acontecimentos o Prof. Ash (4) estabeleceu para um furo de mina com tamponamento (T) igual ao afastamento (A), e iniciação da coluna explosiva pelo topo, o seguinte critério para cálculo da altura máxima do furo, em função de C_p e D:

“Para evitar perda prematura do confinamento do explosivo, com consequente perda de pressão gasosa, é necessário, no instante em que a primeira onda refletida atingir o topo da coluna explosiva, que toda a detonação dessa coluna tenha se completado”.

Por outro lado, para evitar o efeito de cratera (quando o explosivo trabalha para cima) define-se também, a altura mínima da bancada, para uma detonação com afastamento A e tamponamento $T = A$, e altura de carga $J = 0.3 \times A$ como sendo:

$$H_{\min} = T + J = 1.3 A$$

IV. CONCLUSÕES

Ao procedermos um estudo para determinação da altura de bancada em um desmorte com explosivos, aplicando os critérios acima apresentados, é certo que para cada uma das etapas encontraremos um valor da altura ideal de trabalho. Dessa forma, precisaremos fazer, em seguida, uma análise conjunta para definir a altura ótima final.

Como ilustração, apresentamos os resultados da análise conjunta feita para a pedreira, que estudamos, na região de Cumbica (São Paulo), com as seguintes condições de trabalho:

Rocha	Granito (muito abrasivo) $C_p = 3.000 \text{ m/s}$ $\rho_R = 3.0 \text{ t/m}^3$
Explosivo	Slurry (Preço – Cr\$ 10,00/kg) $D = 6.000 \text{ m/s}$ $\rho_E = 1,5 \text{ g/cm}^3$
Perfuração	Air-Trac com Compressor Port. (600 pcm) Coroa de perfuração de 3" (em X) Custo total final horário do equipamento (M.O., Comb., Mat.Extens., L.Soc., etc.) Cr\$ 200,00/hora Velocidade de Perfuração (conforme gráfico Fig. 2)

Tempo de Posic. da Perfuratriz – 3 min.

Tempo de Acoplam/Desacopl. Haste – 0,5 min.

Remoção

Pá-carregadeira sobre pneus

Capacidade da Caçamba – 3,0 m³

Altura da Caçamba – 1,80 m

Altura ótima de carga – 2,70 m

Custo horário total – Cr\$ 100,00/h

Produção – conforme gráfico abaixo

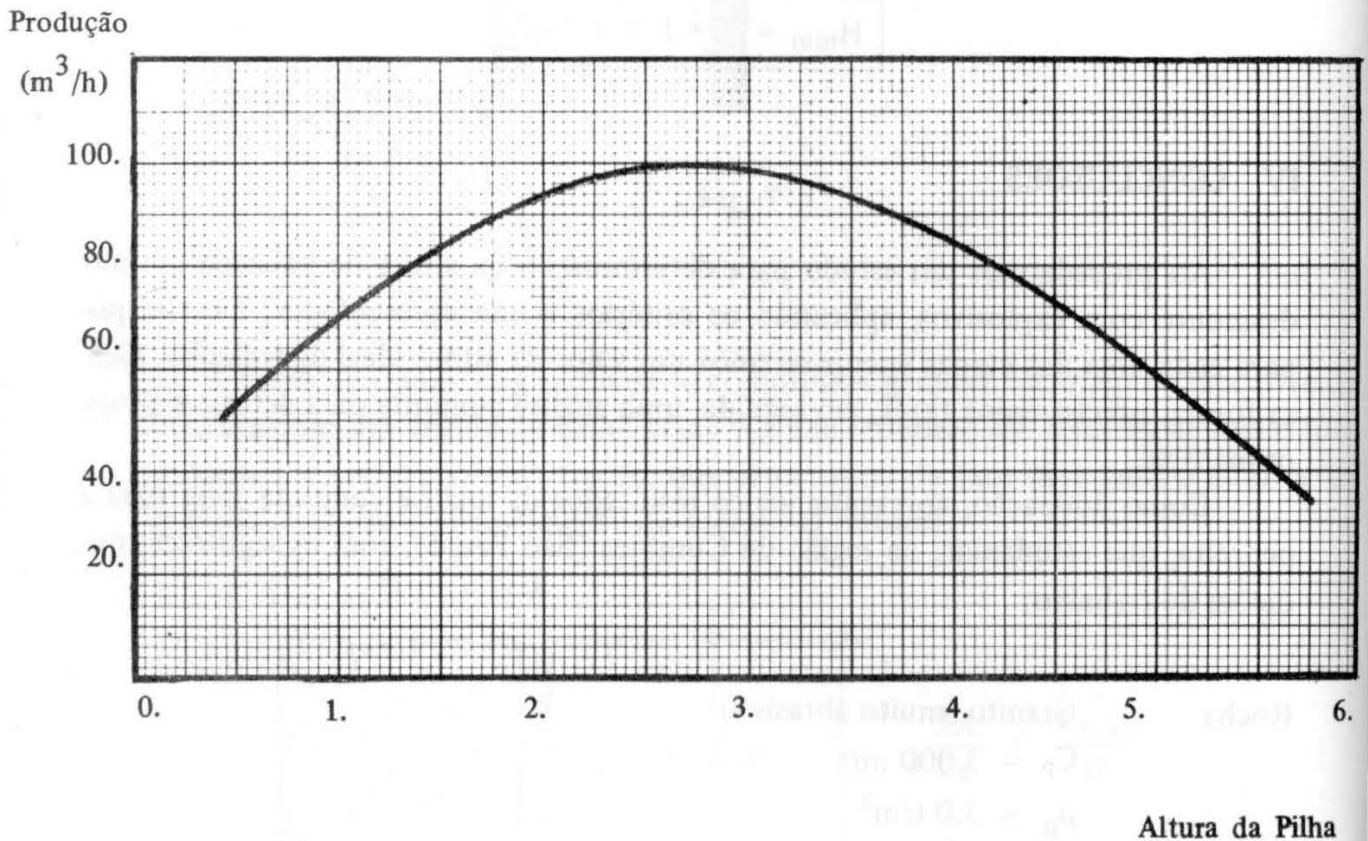


Fig. 9

1. Aplicando o critério teórico, com os dados do problema determinamos,

$$H_{\max} \cong 18,00 \text{ m}$$

$$H_{\min} \cong 3,00 \text{ m}$$

2. Aplicando o critério da detonação, para alturas de bancada de 3,00 a 18,00 m, obtemos a seguinte tabela,

H (m)	A (m)	H/A	E (m)	VOLUME P.FURO	CARGA P. FURO (kg)	RAZÃO DE CARGA (kg/m ³)	CUSTO (Cr\$/m ³)
3.	2.4	1.25	2.4	17.3	6.00	0.346	3.46
6.	3.	2.	4.2	75.6	24.00	0.313	3.13
9.	3.	3.	5.1	137.5	39.00	0.285	2.85
12.	3.	4.	5.7	205.0	54.00	0.263	2.63
15.	3.	5.	5.1	230.0	72.00	0.313	3.13
18.	3.	6.	4.2	227.0	90.00	0.396	3.96

3. Aplicando o critério da velocidade de perfuração para as alturas de 3,00 a 18,00 m, com os dados do problema e com os volumes por furo fornecidos pela tabela anterior, obtemos:

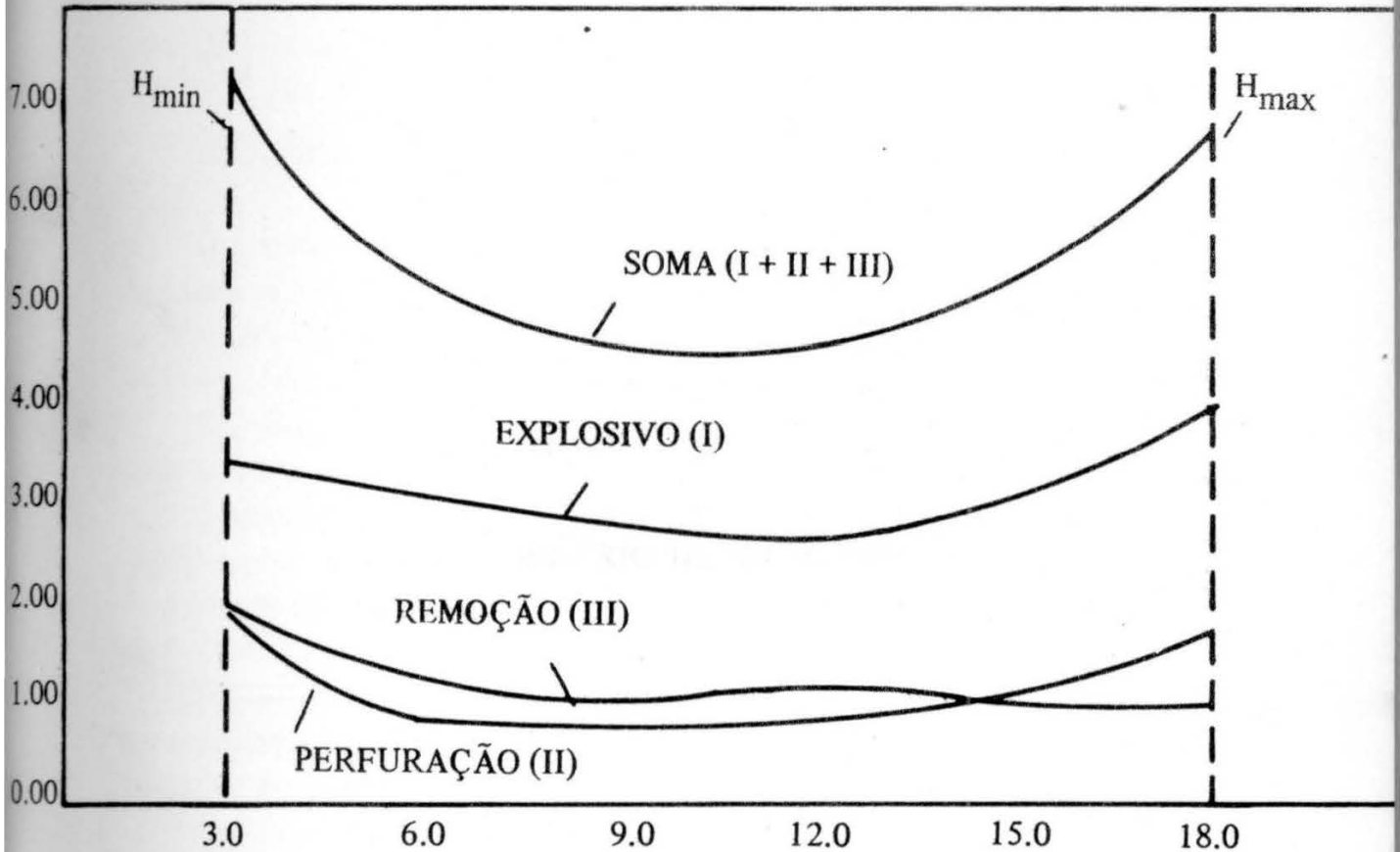
H (m)	Tempo		CUSTO P. FURO (Cr\$/furo)	CUSTO P. METRO (1) (Cr\$/ML)	VOLUME P. FURO (m ³)	RAZÃO PERF. (2) (ml/m ³)	CUSTO (1) x (2) (Cr\$/m ³)
	(min)	(h)					
3.	10.	0.166	33.30	11.10	17.30	0.174	1.93
6.	20.	0.333	66.60	11.10	75.60	0.079	0.88
9.	33.	0.555	111.00	12.30	137.50	0.065	0.80
12.	52.	0.866	172.20	14.40	205.00	0.058	0.83
15.	79.	1.320	264.00	17.75	230.00	0.065	1.15
18.	116.	1.940	388.00	21.50	227.00	0.079	1.70

4. Aplicando o critério da remoção do material detonado para o caso de utilização de pá-carregadeira, admitindo fator de empolamento do material $S_f = 50\%$, supondo forma triangular para secção transversal da pilha de fragmentos com início à distância $D_i = 3.D_{CG}$ (distância do centro de gravidade da pilha à face da bancada) obtemos,

H (m)	Razão de Carga (kg/m^3)	Excesso (>160) (kg/m^3)	Dcg (m)	D_i ($3 \times D_{cg}$) (m^2)	Área sec. tran. Pilha (m^2)	h_{max} (m)	$h_{\text{med.}}$ ($2/3h_{\text{max}}$) (m)	PRO- DU- ÇÃO (m^3/h)	CUS- TO ($\text{Cr}\$/\text{m}^3$)
3.	0.346	0.186	11.20	33.60	10.80	0.64	0.43	50.0	2.00
6.	0.313	0.153	9.15	27.45	27.00	1.98	1.32	79.0	1.26
9.	0.285	0.126	7.00	21.00	40.50	3.80	2.53	99.0	1.01
12.	0.263	0.103	6.20	18.60	54.00	5.80	3.90	87.0	1.15
15.	0.313	0.153	9.15	27.45	67.00	4.90	3.26	96.0	1.04
18.	0.396	0.236	14.10	42.30	81.00	3.90	2.60	99.0	1.01

Somando os valores obtidos através da aplicação de cada um dos critérios e lançando-os em gráfico, teremos condições de estabelecer a altura final ótima para esse desmonte.

ALTURA H (m)	3.0	6.0	9.0	12.0	15.0	18.0
Explosivo ($\text{Cr}\$/\text{m}^3$)	3.46	3.13	2.85	2.63	3.13	3.96
Perfuração ($\text{Cr}\$/\text{m}^3$)	1.93	0.88	0.80	0.83	1.15	1.70
Remoção ($\text{Cr}\$/\text{m}^3$)	2.00	1.26	1.01	1.15	1.04	1.01
SOMA ($\text{Cr}\$/\text{m}^3$)	7.39	5.27	4.66	4.61	5.32	6.67

(Cr\$/m³)

Por esse gráfico verificamos que para cada etapa do desmonte (perfuração, detonação e remoção) existe uma altura ideal de bancada, em função do critério aplicado.

Através da análise dos custos totais, feita para cada altura de bancada em estudo, determinamos pela curva SOMA, entre as alturas ideais, a altura ótima de bancada, ou seja, aquela que nos proporcionará a maior eficiência no desmonte e o menor custo específico.

BIBLIOGRAFIA

- (1) Mello Mendes, F. (1967-68) – Mecânica de Rochas – Edição da AEIST – Lisboa
- (2) Langefors, U and Kihlstrom, B (1963) – The Modern Technique fo Rock Blasting. J. Wiley & Sons Inc. NY
- (3) Gama, CD. – Otimização do Arranque de Rochas com Explosivos. Memoria MI-4 – Univ. de Luanda. Angola.
- (4) Ash, R.L. (1968) – The Design of Blasting Rounds. In Surface Mining. Ed. E.F. Pflieger. AIME. NY.
- (5) Ash, R.L. Konya, C.J. and Rollins, R.R. (1969) – Enhancement Effects from simultaneously Fured Explosive Charges. AIME – Mining Transactions Vol. 244 – pp 427-435. NY.
- (6) Kolsky, H. – Stress waves in solids (1963) Dover Publ. Inc. – NY.

MINÉRIO DE MANGANÊS

Prof. Dr. IPHYGENIO SOARES COELHO

Escola de Engenharia da UFMG

Minerações Brasileiras Reunidas – MBR

Coordenador:

Dr. João Gilberto Lyrio

INTRODUÇÃO

O assunto que nos foi proposto expor a esta seleta assistência, é assaz debatido e durante alguns anos passados, fazia parte obrigatória de quase todas as reuniões de Centros e Grêmios geológicos ou metalúrgicos; isto por causa de sua importância no desenvolvimento do País.

Nós mesmos participamos de vários desses conclave, expondo nossa opinião sobre as reservas existentes, discutindo o assunto e apresentando observações pessoais.

O minério de manganês fora estudado sob o ponto de vista genético, metalúrgico e econômico. Hoje muito pouca nova causa poderemos apresentar.

Nunca se pode negar a importância do manganês na obtenção do aço, pois ele é o redutor por excelência para esta operação siderúrgica.

Por esse motivo o minério de manganês é procurado em todo o mundo e o seu consumo atinge vários milhões de toneladas anuais, embora participando com poucos quilos (20 a 25 kg de minério de 35% de Mn), para a obtenção de uma tonelada de aço.

Não sendo raro na crosta terrestre, entretanto as suas concentrações econômicas se limitam a poucas áreas, estando estas, principalmente, nos seguintes países: Rússia, Índia, Gabon, África do Sul, Brasil e Austrália. Vamos encontrá-las também na China, Tailândia, Marrocos, México, etc., em reservas relativamente pequenas. As reservas da América Central acham-se quase exauridas, contribuindo com parcelas muito pequenas ao suprimento da Siderurgia Mundial.

MINERAIS DE MANGANÊS

Os minerais de manganês mais comuns são: a pirolusita e a polianita (MnO_2), a psilomelana (bióxido hidratado contendo Ba), a criptomelana (bióxido hidratado contendo K), braunita ($Mn_2O_3 \cdot 2MnSiO_3$) ou ($3MnMnO_3 \cdot MnSiO_3$), hausmanita (Mn_3O_4) e manganita ($Mn_2O_3 \cdot H_2O$).

Além deste temos a rodonita (silicato da fórmula $MnSiO_3$), a rodocrosita ($MnCO_3$) e a espessartita (silicato complexo do grupo das granadas). Estes três últimos são considerados como minérios primários, podendo, por alteração, dar os óxidos e hidróxidos citados. A hausmanita também pode ocorrer como mineral primário, a tegroita (Mn_2SiO_4) e a braunita.

EMPREGOS DOS MINÉRIOS DE MANGANÊS

O minério de manganês é largamente empregado, principalmente nas indústrias metalúrgicas, química e elétrica, nesta como despolarizante.

Somente a indústria metalúrgica consome cerca de 90% do minério de manganês produzido no mundo; os 10% restantes são absorvidos pelas outras indústrias.

Na metalurgia é ele utilizado quer na forma elementar, quer como liga ou mesmo minério natural. O emprego deste, diretamente, é limitado aos seguintes casos:

- a) dessulfurante, no alto forno;
- b) ainda no alto forno, como fornecedor de manganês ao guse;
- c) no forno de aço "Siemens-Martin", LD, etc., como redutor, prática esta que não é seguida por todas as usinas e que exige qualidades especiais do minério, principalmente quanto ao teor em SiO_2 e P.

Nas usinas siderúrgicas de Minas Gerais esta prática é comum; assim temos na Companhia Belgo Mineira, na Mannesmann, Usiminas, etc.

CARACTERÍSTICAS QUÍMICAS DO MINÉRIO, DE ACORDO COM SEUS EMPREGOS

1 — Metalurgia

a) Para obtenção de ligas de alto teor em Mn.

Para a obtenção de ligas ferro-manganês de alto teor (mais de 70% Mn) exige-se que o minério seja compacto, de granulação entre 1/4" e 2", contendo Mn acima de 42%, com a relação Mn:Fe = 7,0 a 7,5: 1, sílica e alumina em menor porcentagem possível (5 a 6%). pois grandes valores, isto é, mais de 6%, aumenta a produção de escória, trazendo reflexos econômicos, O fósforo não deve passar de 0,10%. Nesta liga o C está em torno de 6%.

b) Na obtenção de ligas de baixo teor em Mn.

Para a liga de baixo teor, quase sempre uma liga ternária, Fe-Si-Mn (ferro-silício-manganês) o minério já pode apresentar uma relação: Mn:Fe de 5,5:1; fósforo 0,10% máximo. A sílica pode ser mais elevada, isto é, acima de 13%. Neste caso teremos uma liga com teor de Mn 65% — Fe 12% — Si 12 a 16% e contendo cerca de 2% de C.

A liga de ferro-silício manganês vem hoje também sendo obtida com o produto da calcinação do rodocrosito de Morro da Mina, que nos dá um teor em Mn metálico, de cerca de 40%, com impurezas tais como Fe 3% — SiO_2 + 13% — Al_2O_3 5 a 6%.

c) Como emprego direto

A siderurgia emprega muito frequentemente o minério natural, em suas operações metalúrgicas, para isto é necessário que o teor em sílica seja o mais baixo possível, pois esta combina-se com o revestimento do forno, destruindo-o rapidamente. As usinas exigem menos de 15% SiO_2 . Aqui também o fósforo deve ser o menor possível, não passando de 0,10 ou no máximo 0,12%.

Não há limite para o valor do ferro que pode chegar a 20% e mesmo 25% ou mais, pois esse metal é incorporado ao aço.

Como o minério de manganês com estas características é comum no "Quadrilátero Ferrífero", pode economicamente substituir, pelo menos parcialmente, a liga nas usinas da região. Tal tipo de minério de manganês é conhecido no mercado como "minério ferro-manganês; em geral a soma Fe + Mn varia de 56 a 60%. O teor em Mn em minério comerciáveis está hoje compreendido entre 27 e 35%, havendo casos de até menos de 24% de Mn.

Com o desenvolvimento da Siderurgia, vem subindo bastante o seu consumo. Jazidas destes tipos de minério são encontradas em várias áreas do Quadrilátero. Ocorrem formando bolsões em corpos de canga ou em fraturas de Itabirito, da Série de Minas, como produto do enriquecimento supergeno; neste último caso, os depósitos são mais conspícuos e mostram maior volume. Podemos dizer que, para o abastecimento de usinas siderúrgicas do Centro do País, somente o Estado de Minas é fornecedor deste tipo de minério. Temos diversos depósitos em produção, todos eles trabalhando por métodos rudimentares. Dificilmente se pode estabelecer uma produção mecanizada, em face da precariedade dos depósitos, não só quanto à sua capacidade, como também quanto a uniformidade do minério e do próprio corpo mineralizado.

DEPÓSITOS DE MINÉRIO DE MANGANÊS DO BRASIL

Minério de alto teor metálico, isto é, superior a 44% de Mn, vem se tornando escasso. Atualmente, temos as seguintes fontes:

- a) Serra do Navio, no Amapá, pertencente à Indústria e Comércio de Minérios S.A. — ICOMI. As reservas apresentadas pela direção da Empresa, são atualmente:

Minério de teor comerciável

Medida	—	22.000.000 t
Indicada	—	7.000.000 t
Inferida	—	1.500.000 t

A produção em 1972 foi de 1.526.870 t e vendas 1.117.853.

As estimativas de produção para 1973 são de 1740.000 t e as vendas deverão atingir 1.370.000 t.

A mina, além de uma instalação para beneficiamento de minério bitolado, acima de 1/4", já descrita em várias publicações e que vem operando desde o início da lavra, vem de completar a construção de uma usina de beneficiamento, mais ou menos complexa, que recebendo o minério de teor baixo, nos tipos miúdo — 5/16"

a 20 malhas — e minério fino, menos de 20 malhas, eleva seu teor a 47,5% de Mn, com impurezas tais como:

Fe	6,5%
Al ₂ O ₃	5,0%
SiO ₂	2,5%
(K ₂ O+Na ₂ O).	1,5%
P	0,08%

A capacidade desta usina de concentração é de 130 t/hora.

Este minério concentrado é pelletizado em usina situada no Porto Santana, no rio Amazonas, local de embarque, usina esta que ainda está em regime de pré-operação, tendo a capacidade diária de 630t, ou sejam 212.000 t/ano.

As pelotas são produzidas na granulação de 3/4 a 1/4".

A usina de concentração situa-se junto à mina, em Serra do Navio. Durante cerca de 20 anos esta mina vem produzindo substancial volume de minério com teor em torno de 48% de Mn, quase todo destina à exportação. Nestes últimos 4 ou 5 anos vem suprindo, em pequena escala os fornos de SIBRA, na Bahia e, oradicamente, indústrias em São Paulo, para ligas de manganês-alumínio térmico. Cremos que a Usina de Saramenha, em Ouro Preto, está ou esteve em negociações para também adquirir esse minério para alimentação, pelo menos em parte, de seus fornos, devido à dificuldade em adquirir minério com mais de 40% de Minas, Goiás e Bahia.

b) As minas próximas a Corumbá, em **Urucum**, Mato Grosso, são estimadas perto de 100.000.000 de toneladas de minério com 46% de Mn, contendo 12% de Fe. Vêm sendo lavradas pela Cia Meridional, associada à United States Steel em pequena escala. Existem algumas dificuldades no sentido do transporte, principalmente para exportação e também pela presença nociva de álcalis (K₂O + Na₂O) que varia de 6 a 8%, com grande predominância do K₂O.

c) **Região de Lucas**, município de São Domingos do Prata, em Minas Gerais. Podemos dizer que se acham praticamente esgotadas. Só se obtém pouco bióxido, aliás de excelente qualidade, porém catado a dedo; no mais, o corpo da jazida é de minério gondítico ou mesmo gondito alterado, com Mn menos que 35%.

d) **Morro da Mina** e outras áreas do distrito manganésífero de Lafaiete. Estão no mesmo caso da Mina do Lucas, no que diz respeito a minério oxidado, de teor superior a 42% Mn.

Poder-se-ia, talvez, considerar a mina do Cocuruto, como possuindo, de acordo com estudos recentes, cerca de 200.000 t de minério, com teor de 40% em média. Cremos que no máximo 50.000 toneladas nos dariam mais de 40% de Mn.

As reservas de Morro da Mina constituem-se hoje, quase que exclusivamente de minério carbonático, que sofreu pouca ou nenhuma ação de intemperismo. Tal minério é transformado em óxidos por operação de calcinação.

- e) No Estado de Goiás ainda são encontradas reservas remanescentes de minério de alto teor, porém estão em torno de algumas centenas de milhares de toneladas. Assim, calcula-se que na área de São José da Aliança, área mais promissora, incluindo a mina mais famosa da Pedra Preta, ainda restam 300 ou mesmo 500 mil toneladas.

No município de Uruaçu é possível contar-se com 100 a 150 mil toneladas.

Em Itaboraí as reservas já podem ser consideradas com em fase de exaustão.

Em Caldas Novas há depósitos que alguns técnicos otimistas calculam em algumas centenas de toneladas de minério de teor elevado, porém outros já dizem que além de serem reservas relativamente pequenas — menos de 100.000 toneladas — mostram teor entre 35 e 40%.

- f) Ainda em Minas Gerais, outras áreas já chegaram a nos fornecer bom minério, como as minas da região do Rio das Mortes, porém hoje exce- tuando-se as reservas das minas Germinal e Castanheira, com 40 a 42% de Mn, cujas reservas são estimadas em 150.000 t, todas as demais mostram minério supergeno de teor inferior a 36% ou então gonditos com menos de 28% e elevado teor em sílica e alumina (22 a 28 de $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$).

- g) Na Fazenda dos Penas, junto à Serra do Cipó, encontra-se um depósito de minério com alto teor de fosforo e ferro, já quase um “ferro-manga- nês”, onde esporadicamente são encontradas áreas com bióxido (MnO_2). As reservas não são conhecidas, uma vez que a mina nunca foi pesquisada.

- h) As reservas da Bahia, região de Urandi, tem alimentado os fornos da SIBRA, em mistura com minério baiano da área de Maraú (gondítico de baixo teor em Mn e alto em Al_2O_3) e de minério de alto teor, do Amapá.

Poderíamos citar outras ocorrências, porém, para não nos tornar-mos maça- ntes, deixamos de fazê-lo, mesmo porque são reservas pequenas de pouca expressão econômica.

Pelo visto, no que diz respeito a minério de teor elevado, para obtenção de ligas de 75% do Mn ou mais, nossas perspectivas não são boas, pois as reser- vas expressivas estão apenas no Amapá e Urucum.

Em Minas Gerais já não se fala mais em minério com mais de 44% de Mn, pois esse tipo de minério de manganês existe em volumes reduzidíssimos, cujas produções são disputadas a alto preço para uso em química, pilhas secas ou fluxos. São os casos da mina do Lucas, da Empresa Continental de Minérios Ltda., que fornece por mês cerca de 80 t de bióxido para a Ray-O-Vac, em São Paulo, a um preço superior a Cr\$ 500,00 a tonelada e do minério referido da Fazenda dos Penas, vendido à FILIBRA para fluxo ou produtos químicos (sulfato de manganês), a produção não passa de 100 ou 150 toneladas mensais.

DEPÓSITOS DE MINÉRIO TIPO FERRO-MANGANÊS

A procura de minério deste tipo tem se intensificado bastante, no Brasil e principalmente em Minas, onde quase todas as pequenas e grandes usinas o empregam diretamente em seus fornos, ou de gusa ou de aço.

Tem-se notado que o Japão vem adquirindo da China, Índia e África do Sul, grandes tonelagens de minério de manganês ferruginoso, para sua indústria. Para exemplificar, de janeiro a junho de 73, receberam um total de 808.600 toneladas, embora tenham comprado no mesmo período 385.900 t de minério de teor elevado fora o tipo bióxido, perto de 6.000 t para usos diversos, química, pilhas, etc.

Há alguns anos passados, considerávamos nossas reservas de "ferro-manganês" como substâncias, não só pelo volume estimado, como pelo pequeno consumo. Hoje esse consumo é relativamente grande e não se encontraram reservas além das já conhecidas há 10 anos atrás.

De um modo geral, situam-se nas formações ferríferas de Minas Gerais, entretanto excetuam-se alguns, entre eles a já referida da Fazenda dos Penas em Pirapama (Serra do Cipó), estimada em 180.000 t.; Conselheiro Mata (Fazenda Batatal), 20.000 t e mina da Cachoeira, na região de São João del Rei, estimada em 120.000 t é outra mina que está fora das formações ferríferas.

No "Quadrilátero Ferrífero", temos as minas da Lagoa Grande no contra-forte este da Serra da Moeda que se estende por perto de 20 Km. Tem sido trabalhada com maior intensidade a partir de 1940 e desde então já forneceu mais de 150.000 t de minério que no início acusava valor em Mn metálico em torno de 38 a 42%, mas que hoje, já bastante trabalhada e em fase de exaustão chega a 24% de Mn, apenas. A produção mensal não passa de 800 toneladas.

Atualmente, é difícil até obter-se o minério com 32% de Mn. Trata-se, em alguns casos, de fratura, com direção concordante com as camadas, mas com mergulho diferente, tomada por óxidos de Mn e Fe e algum material sílico-artiloso. A precipitação seletiva do Mn concentrou, em determinadas áreas, o minério acima referido. O enriquecimento supergeno nesta fratura, que teve dois a três metros de arremesso, vai aproximadamente até uma profundidade máxima de 40 m abaixo da superfície topográfica e acompanha, mais ou menos paralelamente, esta superfície.

Em varanda de Pillatos, o minério é resultante de enriquecimento supergeno, em camada maganesífera singenética.

O minério requer beneficiamento cuidadoso, que vem sendo feito manualmente; consta de uma escolha por operários treinados, que o separam pelo aspecto.

Uma vez feita essa escolha visual, na mina, torna-se necessário o controle químico. Não raro, uma mistura é obrigatória para conseguir-se o teor dos contratos de venda.

A separação é feita tendo-se em conta a cor escura (preta) do óxido de Mn e amarela dos óxidos de ferro, que contaminam o manganês. O rigor desta separação fica dependendo da aptidão e da honestidade do operário encarregado dos trabalhos.

Também encontramos reservas em torno de 2 centenas de milhares de toneladas, na Fazenda do Gandarela e imediações. Nesta região, na Fazenda Bento de Oliveira, a COMEXMIL lavra um dos corpos existentes, beneficiando e vendendo a USIMINAS um tipo entre 10 mm e 40 mm; o minério é britado, peneirado e lavado. A produção deste tipo está em torno de 2500 toneladas mensais. Desta operação de beneficiamento resulta um minério abaixo de 10 mm, com cerca de 26% de Mn, que está sendo estocado e, eventualmente é vendido a pequenas siderúrgicas do Centro de Minas Gerais.

A procura de minério destes tipos é relativamente grande e usinas como as da Siderúrgica J. L. Aliperti S. A., em São Paulo, M. Dedini S. A. Metalúrgica, em Piracicaba(SP); diversos pequenos fornos em Minas Gerais, como em Itaúna, Pitanqui, Betim, Corinto, Matozinhos, Pedro Leopoldo, etc., usam-no. As especificações são mais ou menos as já referidas, porém, exigindo grande uniformidade nos teores, principalmente de Mn, SiO₂ e P.

Como já nos referimos, também a Cia Belgo Mineira, Usiminas e Mannesmann usam em escala média, o minério de manganês ferruginoso.

Os estudos até aqui feitos, mostram que os óxidos de Mn resultaram de precipitação ou reprecipitações de Mn, lixiviado de rochas sobrejacentes aos atuais depósitos; é enriquecimento secundário típico. Os óxidos precipitaram-se em fraturas, fendas ou vazios preexistentes.

Minério de Mn ainda deste tipo (ferro-manganês) é encontrado na região de Antônio Pereira e Alegria, no município de Mariana, aquele em terrenos pertencentes à CICOMINA, subsidiária da Phillips Brothers e este à Mineração Trindade.

No caso de Alegria e Antônio Pereira, temos camadas singenéticas, sedimentares, primitivamente constituídas de vasa ferromanganesífera, que posteriormente sofreram ações metassomáticas ou simplesmente metamórficas, que, ocasionando enriquecimento secundário, nos dá minério que em alguns locais chega a alcançar mais de 44% de Mn.

Em Antônio Pereira, o mesmo processo nos deu minério do mesmo tipo, porém a não ser excepcionalmente, atinge 42%. A reserva é estimada em 300.000 toneladas.

O melhor minério produzido na pesquisa acusou teores entre 36 e 38%. Já em Alegria, é de 38 a 40%.

As reservas em Alegria (Conta História) são as seguintes:

Minério medido	—	663.400 t
Minério indicado	—	262.500 t
Minério inferido	—	262.500 t
		1.188.400 t
Total		1.188.400 t

Nos três últimos anos a produção e fornecimento foi

1970	—	14.908 t
1971	—	12.876 t
1972	—	8.591 t

O minério é todo usado em fornos da Cia. Siderúrgica Belgo Mineira, classificado em 2 tipos, um fino com granulação de 1/2 e 3/4", empregado na sinterização e outro de 1/2 a 2", usado quer no alto forno, quer nos convertedores LD. Desde o início da lavra já foram produzidos mais de 200.000 t. A composição química média para o minério fino é:

Mn	31 a 32%
Fe	28 a 29%
Al ₂ O ₃ + SiO ₂	5 a 6%
P	0,09%

sendo que a sílica raramente passa de 1,5%.

A lavra é a céu aberto, porém é possível que dentro em breve torne-se subterrânea, devida à grande cobertura da camada.

Além destes, temos notícias de um depósito singenético, na região de Timbopeba, município de Mariana, pertencente à Usina Queiroz Junior, que prospectado revelou uma próspera de perto de 3.000.000 de toneladas, conforme informação colhida.

1 — Empregos em Química

Todos os tipos de minério de manganês na forma de óxidos e carbonato podem ser usados para a obtenção de produtos químicos. É certo que maior solubilização bem como a maior porcentagem em metal favorecem e barateiam a operação.

Neste aspecto incluem-se os óxidos resultantes da calcinação do carbonato de Morro da Mina e que praticamente constituem as reservas dessa mina.

Na rocha rodocrosítica o teor em Mn varia de 26 a 31%. Depois de calcinada, nos dá uma mistura de MnO₂, Mn₃O₄ com os silicatos de manganês originais: rodonita, granada e tefroita, passando o manganês a acusar valores entre 38 e 40%.

A proporção dos compostos de manganês no produto calcinado é, em média

88% de Mn_3O_4 , 8% de MnO_2 e 4% de silicatos. As impurezas revelam Al_2O_3 5 a 6%, Fe 3%, $SiO_2 \pm 13\%$, sendo o P em torno de 0,08%.

A perda por calcinação é de 18%. O produto calcinado mostra ainda 14% de P.F.

As reservas de carbonato são de 3.000.000 de toneladas, reduzindo-se na calcinação a 2.250.000 toneladas. A Cia. Meridional tem 2 fornos de calcinação em funcionamento, cada um com cerca de 300 t de capacidade, está construindo mais um. Fornece à Saramenha e à firma do Sr. Joaquim de Salles que mantém fornos em vários municípios de Minas Gerais e parece-nos que vai instalar outro em Lafaiete.

A química emprega o manganês para a obtenção de diversos compostos, muito deles usados também em produtos farmacêuticos.

3 – Emprego em eletricidade

Neste setor, o uso importante do minério de manganês, embora em pequena quantidade, é para o fabrico de pilhas secas, como despolarizante. Para este caso exige-se que o minério esteja na forma de bióxido ou que contenha mais de 72% de MnO_2 , com menos de 5% de Fe, 2 a 3% de BaO, traços de cobalto, traços de cobre, de estanho, de zinco ou qualquer metal solúvel em HCl.

Além disto, a sua rede cristalina deve ter arranjo tal que permita a fácil e rápida liberação do oxigênio.

Não é só o teor elevado de MnO_2 e a ausência de impurezas que indicam um bióxido para confecção de pilhas secas; neste sentido tenhamos em vista um minério de Ghana, com 96% de MnO_2 , que não dá boas pilhas.

No Brasil, os melhores minérios foram encontrados na Serra do Cipó, próximo ao “Chapéu de Sol”, principalmente na jazida do Sr. Joaquim, praticamente esgotada. Tratava-se de uma camada residual com potência pouco superior a 0,50 m, jazendo sobre quartzito e capeada por um conglomerato quartzoso.

Ainda na região da Serra do Cipó, de propriedade do Sr. Geraldo Macian de Souza Filho foi encontrado minério que, em experiências na “Microlite”, em São Paulo, produziu pilhas com elevada descarga (superior a 1.000 minutos) e que comportou como os melhores bióxidos da África do Sul e Gabon e com o de Molango no México. Este depósito fica perto de São José dos Almeidas. As reservas são pequenas.

Fora estes locais, podemos dizer que outrora o Morro da Mina produzira minério com as mesmas características do africano, porém hoje está completamente esgotado.

O depósito que até hoje ainda mantém uma produção de cerca de 100 t mensais e é vendido à Microlite do Brasil por mais de Cr\$ 500.000 a tonelada, é a mina do Lucas, da Empresa Continental de Minério Ltda., porém já quase exaurida.

Os depósitos da Urandi S.A. também já não possuem minério com as características necessárias ao fabrico de uma boa pilha, porém ainda abastecem mercado

em Recife, em pequena quantidade. O grosso do minério da Região de Urandi é para tipo metalúrgico (ferro ligas de várias concentrações 45 a 80% de Mn).

O Amapá, Serra do Navio, nunca foi produtor de bióxido para pilhas, porém o é em grande escala para os outros usos, quer metalúrgico, quer químico.

Outro emprego de minério de manganês relacionado à operações químicas é para a obtenção do bióxido eletrolítico, como vem sendo feito em Itapecerica, Minas Gerais, pela firma Grafite do Brasil S.A. (pilhas Alex) que hoje acha-se ligada à Eveready do Brasil. A produção até há pouco tempo, estava em torno de 50 t mensais e falava-se em duplicá-la.

Usam minério oxidado, da região de São João del Rei, principalmente da mina denominada "Aquino", de propriedade daquela empresa.

Outros depósitos da área do Rio das Mortes poderão fornecer minério para o processo eletrolítico, pois aqui a principal qualidade é o maior teor em Mn facilmente solúvel em ácido sulfúrico, uma vez que todas as impurezas são eliminadas em forma de lama na precipitação por eletrólise.

Obtém-se um produto praticamente com 99% de MnO_2 .

Os mesmos tipos de minério adaptáveis à eletrólise são também usados no fabrico de produtos químicos e fluxos de solda elétrica.

Não queremos concluir esta palestra, sem abordar um assunto que achamos oportuno.

Não só pelo que foi exposto, mas também pelo conhecimento de todos aqueles que se dedicam ao estudo ou produção de minério de manganês, é sabido que as reservas de minério de manganês em Minas Gerais são bastante restritas.

Desde que o consumo vem crescendo com a produção de aço, dentro de muito poucos anos será difícil encontrar-se minério oxidado, mesmo para a produção de ferro-sílico-manganês ou adição direta em altos fornos e, principalmente, em fornos de aço.

Tal fato vem nos preocupando bastante e por esse motivo temos procurado solução na concentração de gonditos, que em média contém de 24 a 26%, sendo que pelo menos 85% desse Mn em forma de silicato (rodonita, granada e tefroita, esta em valores mínimos), porém com resultados todos negativos sob o ponto de vista econômico.

Entretanto, pensamos que o caso não é para engenheiros de minas e sim, quem sabe, metalurgistas ou químicos, pois cremos que a solução somente poderá ser encontrada em processamentos químicos ou pirometalúrgicos.

Há tempos consultamos alguns metalurgistas que foram unânimes em dizer da possibilidade de se obter, em fornos elétricos, uma liga de ferro-sílico-manganês de baixo teor em Mn, porém, podendo ser empregada como redutor na siderurgia. Esta liga teria a vantagem de apresentar-se com baixo valor de C.

Esta nossa preocupação vem de longa data, desde 1953, quando em nossa tese para Catedrático de Geologia da Escola de Engenharia da UFMG., dizíamos:

"Interessando-nos de perto a utilização do manganês de baixo teor metálico

(36 a 38%), geralmente só empregado na siderurgia para dessulfuração do gusa, no alto forno, procuramos obter, por intermédio dos técnicos da Mineração Geral do Brasil, informações sobre o emprego que aquela Empresa lhe vem dando, com resultados surpreendentes.

Assim é que o Dr. Roberto Jafet, Diretor-Técnico daquela Companhia está procedendo, nos fornos de redução localizados em Honório Gurgel e São Paulo, às seguintes aplicações do Minério de teor compreendido entre 36 a 38% de Mn, desde que não contenha mais de 8% de Fe, caso geral do minério da região de São João del Rei.

- 1º) Emprego constante da adição em alto forno, para produção de gusa próprio para aciaria, porém inadequado para a segunda fusão, com cerca de 1% de manganês metálico.
- 2º) Produção da liga ferro-manganês de baixo teor (60 a 65% de Mn), cuja aplicação como desoxidante é perfeitamente viável desde que a liga seja adicionada no banho (forno) e não na "panela".
- 3º) Na produção de "spiegel", cuja aplicação clássica é o "bloqueamento", do banho, isto é, a estabilização do mesmo por certo tempo, a fim de se procederem análises de laboratório.
- 4º) Por último, a aplicação mais importante que, na opinião do metalurgista engenheiro Roberto Jafet, revolucionou o processo de desoxidação, principalmente dos aços doces, e que consiste na utilização do referido minério de baixo teor em Manganês metálico (36 a 38%), na produção da liga Fe-Si-Mn de 45 a 60% de Mn metálico.

O teor em carbono da liga 75 a 80% Mn é de cerca de 6% ao passo que, no ferro-silício-manganês, é apenas de cerca de 1 ou 2%. Isto significa que a primeira liga incorpora carbono ao banho em porcentagem maior do que a segunda, quando é adicionada para desoxidar.

Estas aplicações valorizam muito as reservas de minério de manganês do Vale do Rio das Mortes, pois que sua capacidade poderá ser duplicada ou mesmo triplicada com o aproveitamento de minérios com teores metálicos iguais ou inferiores a 34% de Mn. Este minério poderá ser misturado ao minério de 38 a 40%, fazendo-se uma média compreendida entre 36 e 38% de Mn metálico."

As reservas de gondito pouco alterado e mesmo fresco em Minas Gerais são muito grandes, atingindo várias dezenas de milhões de toneladas. A faixa gondítica da região do Rio das Mortes se estende até ao norte de Conselheiro Lafaiete.

Temos notícias de gondito em alguns municípios do sul de Minas. A região manganífera de D. Silvério e São Domingos do Prata mostra uma faixa de gondito que tem mais de 40 km de extensão, com potência perto de 80 metros.

Não só em Minas são eles encontrados em abundância. Assim em São Paulo,

em Juquiá, no Espírito Santo em Guaçui; na Bahia, em Marau no Ceará, em Fortaleza, etc.

Seria o que consideramos a salvação para futuro, do nosso suprimento de manganês à siderurgia.

DEBATES

Eng^o Guilherme Gazzola — Cia. Vale do Rio Doce — Inicialmente quero cumprimentar o Dr. Iphygênio, pela brilhante exposição do Manganês no Brasil e queria perguntar sobre quais seriam as estimativas de demanda para consumo de manganês digamos a partir de 1980, quando a indústria terá passado por uma explosão e também com o aparecimento natural de outros consumos para o minério de manganês, e como seria feito o abastecimento do mercado interno e quais as medidas que o sr. sugeriria para que fossem alcançadas as garantias de fornecimento.

Dr. Iphygênio Soares Coelho — Quero lembrar aqui, uma estimativa de consumo do minério de manganês feita em 1960 pelo Sr. Edmundo Fonseca, quando na ocasião nós, nas reuniões de congresso da SICEG, apoiávamos o deputado Dilermando Cruz, no sentido de sustar a exportação do minério de manganês do Centro de Minas Gerais, que naquela ocasião estava em torno de 170 mil toneladas. Naquela época era previsto que os nossos depósitos de minério de manganês, estimados em 7 milhões e 600 mil toneladas, estariam esgotados em menos de 30 anos. Considerando que estariam esgotadas em 1985, quer dizer, em mais ou menos 25 anos. Hoje nós vemos que essa estimativa foi otimista porque o Morro da Mina, sustentáculo da nossa produção de manganês, hoje se reduz a 2 milhões e 250 mil toneladas de minério carbonático, empregado em vários ramos da metalurgia. Atualmente no Brasil, o consumo anual do minério de manganês está, em resumo, nessa situação. Para a siderurgia e metalurgia em geral, 250 mil toneladas, para produtos químicos 80 mil toneladas e para pilhas, 60 mil toneladas. E como a nossa siderurgia deve desenvolver até 1980, pelo menos 4 vezes mais, nós devemos chegar ao consumo de perto de 1 milhão de toneladas de minério de manganês, anualmente, só para a metalurgia. Vimos então que todo esse minério terá que ser suprido pelo Amapá, porque até lá nós já teremos exaurido as reservas minerais. Poderia informar que o custo da produção do minério de baixo teor já está bastante elevado. Vemos mesmo que a USIMINAS, que emprega esse minério diretamente em seu forno, já paga mais de 80 cruzeiros por tonelada. Em 1980, talvez os minérios usados para ligas e para produtos mais nobres como pilhas, fluxos, etc, seja importado da África, principalmente porque é uma das minas mais perto de nós e porque a nossa produção não vai ser suficiente. É evidente, isso ainda não acontece. Tenho em mãos uma nota que nos informa que já estamos importando minério de manganês — é uma nota meio sigilosa — mas aqui tem: a Microlite, na produção de suas pilhas estava usando em 1970, 25% de manganês africano misturado com 25% de minério de manganês da mina de Lucas, que já está em fase de exaustão; essa mina já não tem mais minério de Mn com 45%. Podemos dizer que ela não tem vida para mais um ano, então esse minério de pilha seria todo importado, e, parte dele, derivado de bióxido eletrolíti-

co, que é empregado em certa percentagem na pilha, principalmente para corrigir o defeito do minério de manganês natural. Não sei se respondi à sua pergunta como o senhor desejava, ou se houve alguma falha.

Guilherme Gazzola (CVRD) – Gostaria que o Sr. Conferencista sugerisse uma maneira de se solucionar o problema.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Uma das medidas seria a proibição da exportação de minério de manganês, do centro de Minas Gerais, isso não resta dúvida. Vimos notícias no boletim do sindicato dos exportadores de minério de ferro que o mês passado foram exportadas perto de 3 mil toneladas de minério de manganês, certamente de Minas Gerais, pois o foram pelo Porto de Arará. Isso nos surpreendeu porque sabemos que há vários anos Minas já não exportava minério de manganês. Mas, as principais medidas que eu acho que poderiam ser tomadas é junto à metalurgia; primeiro pesquisar um meio de reduzir ao máximo o consumo de manganês na produção de aço e o segundo é pesquisar nossas jazidas de gondito. O governo deveria empregar técnicos fazendo um esforço grande para estudar o aproveitamento dos minérios silicitados. Acho que deve haver uma solução, não sei, posso estar completamente errado mas se nós não aproveitarmos o manganês dos nossos gonditos, certamente vamos ter minério de manganês por muito tempo. Aqui em Minas a siderurgia estaria dependendo totalmente do Amapá, porque as reservas da Bahia também, cremos que não irão a mais de 4 anos; estarão totalmente esgotadas. Se o governo procurar uma solução, acredito que esses problemas sejam resolvidos. Porém, são difíceis e tão difíceis que não foram resolvidos em alguns outros países. A meu ver, penso ainda que os outros países estariam em condições de pôr um técnico pesquisando esse assunto porque não tinham interesse e é que a Alemanha, a Rússia, têm reservas fabulosas de mais de 400 milhões de toneladas, o Gabon que vocês sabem também, é a segunda reserva de manganês do mundo, exhibe 250 milhões de toneladas de minério, 50% de minério de manganês e ainda uma reserva indicada de quantidade igual. Eles não têm o menor interesse em vendê-los, pelo contrário, têm interesse em retardar porque eles podem colocar o produto mais tarde, com melhor preço.

Eng^o OSNI DE MELLO (EPUSP) – Dr. Iphygênio, eu gostaria que o Sr. me respondesse qual a tendência do mercado mundial quanto ao preço do minério.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – A tendência atual é de alta do preço, o que se pode comprovar em revistas especializadas, com queda do teor padrão. O Japão está comprando minério com alto teor em Fe e 26% de Mn a perto de 16 dólares, posto no navio, em portos da África.

Eng^o Regis Fernando Ramos – ICOMI – Complementando a informação do Prof.

Iphygênio, o minério tipo exportado pelo Amapá, de 4 meses para cá começou uma subida, pode-se dizer, espantosa. O minério de baixo teor que nós anteriormente tínhamos dificuldade de colocar, no mercado internacional tem hoje seu preço, por unidade metálica, superior ao nosso minério tipo nobre (minério de 48%) de 5 anos passados. As informações que nós temos sobre a tendência do mercado é de que o preço deve subir, porque o minério de 43 está a perto de um dólar por unidade metálica. Isto é muito mais do que nós obtínhamos com o minério de 48 até 50%, há poucos anos. Completando ainda mais a sua informação, tem aqui uma cópia do *Jornal Report*, do dia 18 de julho de 1973, em que ele diz que os preços do minério de manganês aumentaram de 25% para o comércio do Japão e que o mercado indiano que fornece ferro-manganês de 35% Mn para o Japão e em quantidades substanciais aumentou 25% e o minério sul africano 24,4%; isso agora, no mês passado. O minério indiano tem estado em torno de 15 dólares e o minério era de 32% Mn. Agora, o minério da África do Sul não dá 32% e está a 16 dólares. Verifica-se uma tendência vertiginosa para o aumento do preço.

(?) – Eu queria perguntar a ele se encontra na praça e o preço atual, hoje, fazer uma comparação.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Há alguns anos atrás estava em torno de 23 dólares. O minério do Amapá foi vendido a 19 dólares e hoje parece que está a 50 ou mais.

Eng^{do} Osni de Mello (EPUSP) – Certo, quer dizer que houve um declínio...

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Não. Não se pode dizer que caiu a produção ou se houve um maior consumo de minério no mundo.

Eng^{do} Osni de Mello (EPUSP) – Já estava pensando no caso de uma substituição do minério de manganês por algum outro produto.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Isso é um assunto muito discutido, mas que até hoje os metalurgistas ainda não chegaram a uma conclusão econômica razoável. Inclusive eles têm procurado até recuperar e têm recuperado. Vocês sabem que na sinterização tem muita escória de forno justamente para aproveitar o manganês...

Eng^{do} Osni de Mello (EPUSP) – Eu não tenho certeza que essa minha notícia é fidedigna, mas comenta-se que na Alemanha, por exemplo, já se descobriram o substituto do manganês.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Substituto há, mas não é substituto econômico, alguns processos de redução com hidrogênio já não adotados em escala semi-industrial. Eu não posso afirmar porque não sou metalúrgista, mas me lembro que essa produção de ferro já diminuiu bastante o consumo de manganês. Tal processo exige

uma usina de hidrogênio de grande investimento e que tem que produzir o volume necessário. Eu acho que a aprte econômica torna um pouco remota a aplicação desses processos.

Eng^{do} – Muito Obrigado.

Fábio Soares de Metos – CVRD – Tendo em vista, mantendo esse ritmo de produção da ICOMI, o ritmo atual de produção dentro de 10 a 15 anos quando nós estaremos com toda essa capacidade de produção de aço instalada, capacidade essa proposta pelo governo, a reserva da ICOMI já estaria se exaurindo também, então obrigatoriamente nós estaríamos importando manganês para a nossa indústria metalúrgica.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – É um assunto difícil de responder pelo que nós temos aqui. O que está acontecendo no Amapá o colega Régis poderia dizer. Sabemos que a ICOMI vem desenvolvendo pelo seu departamento de geologia uma pesquisa sistemática não só na área da Serra do Navio como em outras áreas que se estendem por alguns quilômetros para norte e os resultados não foram ainda divulgados pois essa pesquisa está ainda em início e pode ser que reforcem os 30 milhões de toneladas que hoje dão como reservas e é importante salientar como diz o Prof. Benedito que as reservas do Amapá eram estimadas a principio em 10 milhões de toneladas. Depois foram ampliadas para 28 milhões de toneladas. Vimos que as reservas pelos dados fornecidos pela Cia. e que mantém ainda esse valor, são 22 milhões de toneladas e estão procurando anualmente suprir o manganês, lavrado por novas descobertas ou pela transformação de reserva indicada em reserva medida. Eu pediria também ao colega Régis se tem algum dado mais positivo nesse sentido, e que poderia esclarecer. O Dr. Régis está chegando hoje do Amapá.

Eng^o Régis Fernando Ramos (ICOMI) – Ainda apenas complementando a informação do Dr. Iphygênio e pode estender sua reserva procurando um uso melhor para os minérios de teor mais baixo. Nossa usina de pelotização foi um passo grande nesse sentido, porque ela vai permitir quando for o caso, ainda não é o caso, nós não temos necessidade de lançar mão dos minérios de baixo teor através da nossa usina de concentração de Serra do Navio, nós poderemos trabalhar com os minérios que agora não têm colocação. Esses minérios poderiam ser reduzidos em granulometria de maneira a serem concentrados e pelotizados lá no Porto de Santana embora obviamente conduza a um minério de teor mais baixo, mas paralelamente a isso a ICOMI tem desenvolvido e, está em pleno desenvolvimento agora, um programa vastíssimo, vultuosíssimo para uma empresa privada, de pesquisa nas regiões do distrito Serra do Navio e nas regiões circunvizinhas, incluindo-se aí o norte do Pará. Nós temos lá cerca de 11 geólogos trabalhando em prospecção e pesquisa com vistas principalmente para o minério de manganês. Eu acredito que isso, ainda não temos resultados oficiais, são apenas prospecções de algumas áreas já em pesquisa, mas é pelo vulto, pela grandeza da coisa, que os senhores podem ver que a empresa tem maior interesse, não sendo possível um aumento das reservas já existentes em se localizar novas reservas.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Esse fato, Dr. Régis, é importante porque o minério que vai ser aproveitado é minério de até 30%, passíveis de serem concentrados na usina e eu quero crer mesmo, não sei se estou certo, o Régis pode confirmar se eles já pensam em montar outra usina de concentração na Serra do Navio.

Eng.º Régis Fernando Ramos (ICOMI) – É. Essa usina seria no caso de se concentrar para minério grosso os minérios atualmente estocados, com baixo teor porque a concentração atual é para minério fino. Ela usa o subproduto da produção do grosso e o miúdo e o fino, e sendo o caso, seria construído uma nova usina de concentração para se produzir um grosso com teor em torno de 47% de manganês, partindo de um minério bruto de baixo teor. Seria essa também uma possibilidade.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Não sei se a resposta foi satisfatória...

João Gilberto Lyrio – Terraservice Pesquisa Geológica Ltda. – Apesar de em Minas a reserva mais substancial ter sido citada (as reservas de Urucum), não se falou nada sobre a possibilidade de aproveitamento das reservas no nosso parque siderúrgico, nem o que existe com esse minério que está tão marginalizado.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – O minério de Urucum, eu confesso que muito poucas informações eu pude conseguir, mas o que eu sei sobre o minério de Urucum é que eles têm seu emprego pouco limitado porque eles devem ser misturados com minérios de outras procedências para diminuir a porcentagem de álcalis que prejudicam as operações metalúrgicas. Há também a questão do transporte: esse minério está a alguns milhares de quilômetros de distância dos centros siderúrgicos, mas ultimamente já se vem tentando trazer esse minério de Urucum para nosso parque siderúrgico: eu creio mesmo que isso deve se dar em um tempo muito restrito; nós sabemos que há uns anos atrás quando se falava em trazer minério de Goiás, para ser industrializado em Lafaiete, era quase como se se fizesse um crime e hoje as reservas já chegaram aqui, já vieram quase todas e diminuíram assustadoramente, pois chegam aqui em caminhão. Quanto às de Urucum, possivelmente o transporte ferroviário certamente trará o minério aqui em condições razoáveis. Agora há outro problema da solução que também não sei se os metalurgistas estão procurando solucionar: o da presença de álcalis seis que há 8%, o que é muito elevado, pois a média parece estar em torno de 2%; mas eu acho que não vai demorar muito se nós estaremos recebendo minério de Urucum.

Prof. Everaldo Gonçalves – USP – Gostaria de dar um dado a respeito da reserva de Urucum. Sem dúvida nenhuma é a maior reserva do Brasil e nos últimos anos ela vem sendo estudada com um pouco mais de detalhes no aspecto geológico e também genético do minério. Está mais ou menos definindo uma bacia em Urucum cujo centro da bacia seria exatamente o depósito grande de Urucum explorado até agora

pela Cia Meridional de Mineração que apresenta alto teor em ferro e alto teor em potássio; então, o minério impróprio da adição direta no alto forno por causa do potássio e para ferro liga impróprio por causa do alto teor em ferro. Nas pesquisas em áreas vizinhas a Urucum definiram-se camadas menos possantes de minério de Manganês, mas com teor menos elevado em ferro e também em potássio e reservas substanciais que nós poderíamos também, sem dúvida, jogar da ordem aí de 30 milhões de toneladas. E a respeito do potássio, também é uma idéia que vem sendo levantada há muito tempo: a de que o potássio de qualquer maneira prejudica o refratário, facilita a passagem no alto forno, mas o manganês não é o único responsável pela introdução de potássio no alto forno. No ano passado eu e alguns colegas apresentamos um trabalho no Congresso de Belém e ponderávamos um teor introduzido no alto forno a partir do minério de manganês que é o máximo de 4% que seja até 2 e que sem dúvida nenhuma o manganês introduz potássio no alto forno mas ele não é o responsável exclusivo. A Belgo Mineira, por exemplo, aqui em Minas Gerais, trabalha exclusivamente com carvão vegetal e a gente sabe que o carvão vegetal tem um alto teor de potássio; então, eu acho que o problema do potássio deve merecer um estudo maior porque há variação no próprio depósito e além disso há a possibilidade de eliminação desse potássio, porque o potássio é um elemento muito fácil de ser lixiviado; já estamos tentando em São Paulo, fazer essa lixiviação por uma exposição do minério numa parte de estocagem. Já fizemos algumas análises que diminui o teor de potássio do Minério, após o tempo de estocagem e também com processos físicos e químicos que talvez pudessem facilitar essa lixiviação do potássio e eu tenho quase certeza de que o minério de Urucum vai entrar a longo prazo no mercado de Minas Gerais principalmente, já que os preços estão em ascensão constante; o fator limitante que eu considero maior é o fator geográfico desses depósitos e o preço. à medida que aumente, vai permitir trazer esse minério para Minas Gerais sem problema nenhum. É isso que eu tinha a complementar.

Dr. Ephygenio Soares Coelho — Eu agradeço ao colega pela informação porque veio trazer um subsídio muito bom para nossa palestra e uma grande esperança em que não se há de trazer minério de manganês da África. Sob a questão dessas pesquisas que o Sr. falou que estão sendo feitas lá, eu já tive notícias inclusive e as suas informações confirmaram as notícias que eu tive sobre área em que os álcalis são bastante razoáveis, mas eu não quis trazer aqui porque eu não sabia o nome da fonte e isso traria uma notícia assim muito duvidosa. Talvez desse certo com álcali sendo reduzido a 3% se não me engano por isso eu fico muito satisfeito e agradeço.

SOLANGE — O minério de 28% seria considerado junto com minério de baixo teor ou teria um tratamento especial?

Dr. Ephygenio Soares Coelho — O sílico carbonatado, que é o encontrado na mina, é calcinado; então ele é aproveitado já aqui. Mas o simples sílico manganês até hoje

não tem sido aproveitado a não ser em condições muito especiais. Ele entra no eixo de fusão do alto forno, em quantidade mínima. Esse minério é um minério de baixo teor e é justamente para isso que eu chamei a atenção no sentido de pesquisadores e metalurgistas para a solução da recuperação desse manganês, realizando um processo químico, econômico, ou então um processo metalúrgico porque a simples concentração de outros processos clássicos usados no beneficiamento do minério não resolvem porque o manganês está na estrutura íntima do minério. Está na rede atômica do mineral.

Prof. Everaldo Gonçalves – USP – Cheguei no final da sua exposição. Das inúmeras perguntas feitas que se referem às reservas da Bahia, pode ser que o senhor tenha feito alguma referência no texto inicial e eu perdi infelizmente, mas o sr. disse que as reservas da Bahia são pequenas e eu tenho defendido uma tese que as reservas da Bahia são grandes.

Dr. Iphygenio Soares Coelho – Eu não dei números. Digo que estive na Bahia e as reservas a que me refiro são as reservas de dois tipos: a parte central da Bahia, na região de Urandi. Essas reservas, posso dizer aos senhores que elas estão bastantes gastas. São pequenas e hoje indispensáveis ao consumo que vem tendo na Bahia o minério de manganês. A FERBASA está produzindo uma quantidade bem razoável de ferro-liga usando minérios dessa região. A FERBASA atualmente tem 6 fornos elétricos de 5 mil Kwa cada um, produzindo 900 ton. mensais de ligas. E essas ela produz um liga com 65% de manganês e 35% de Fe. O ferro sílico manganês, 65% de manganês 17% de ferro e 12 ou 16% de silício e mais desses 6 são 4 que fazem ferro manganês produzindo 2.600 ton. mensais com 67% de manganês e 17% de ferro, agora está construindo mais 2 fornos de 22 mil Kwa, quer dizer, cada forno desse vai ter maior capacidade, então ela vai precisar de quantidade de minério muito grande, hoje está misturando minério importado do Amapá, está comprando minério da Urandi, cerca de 4 mil ton. por mês e comprou as jazidas de minério de Marau.

Prof. Everaldo Gonçalves – (Instituto de Geociências – USP) – Eu acho que o Sr. se referiu a Ferbasa, mas é à Sibra que o Sr. queria se referir.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Sim, a Sibra e não a Ferbasa. É claro que o minério de manganês da Bahia com esse consumo que ele está tendo, as reservas são muito fracas mesmo porque a maior reserva é a de Marau. Eu estive lá, em Marau a mina interessou à nossa Companhia e eu calculei que poderia ter uma reserva de 10 a 12 milhões de toneladas de minério, com 36%, da 36% de manganês e 15, 16 até 20% de alumina. Essa alumina é inteiramente prejudicial para a produção metalúrgica.

Prof. Everaldo Gonçalves (USP) – Eu discordo em parte do Sr., as reservas eu concordo plenamente, posso até dizer não maior de 10 milhões de toneladas, mas diria com segurança que existem 5 milhões de ton.. Eu tenho acompanhado as pesquisas. O teor de manganês é maior do que os 38% a que o Sr. se refere ele já está dando média de 40%. A Alumina realmente é alta mas não chega aos 20%, ela está de 12 a 14% e quanto ao problema de alumina ser prejudicial, eu diria que ela é prejudicial no alto forno, para forno de liga nem tanto e especialmente com o alto forno uma série que eu tenho comentado com metalurgistas é de que há uma possibilidade do mercado do minério ser suprido por reservas da Bahia, como já vem sendo feito com minério de Urandi e que o minério de Maraú daria um grande e excelente resultado com o calcário de Lafaiete que apresenta o mesmo conteúdo metálico, alto teor em sílica, baixo teor em ferro e baixo teor em alumina e poderia ser facilmente composto com o minério de Maraú, representando 40% de manganês; 5, no máximo 6% de ferro, 4, no máximo de 6% de sílica e 12% de alumina seria uma mistura bastante interessante a ser aproveitada. Então é uma outra possibilidade que o mercado venha a se suprir com o minério da Bahia também.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – (USP) – Aqui, o mercado de Minas Gerais, eu não sei se posso dizer. Primeiro eu quero dizer aos srs. que os dados que eu tive nas jazidas de Maraú eram de 2 anos passados quando as jazidas estavam virgens, de certo que possivelmente com a pesquisa, é uma notícia boa, a melhoria desse teor. Se nós não conseguirmos nem com concentração lá no Amapá e os resultados não foram assim tão compensadores no que diz respeito à elevação do teor do manganês e a baixa de teor da alumina.

Prof. Everaldo Gonçalves (USP) – Esse Teor alto de alumina se deve à ocorrência da litiopirita, um óxido de manganês e alumínio.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Certo. Mas isso somente na superfície é possível.

Prof. Everaldo Gonçalves (USP) – Profundidade não existe modificação do teor até um aspecto bastante interessante daquele depósito, são vários até 60 metros pegando um mesmo tipo de minério de 38, 40%.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Pois é, nós estivemos lá com Dr. Adelmo e Dr. Scarpelli que trabalhava no Amapá e ele tirou cerca de 20 amostras e algumas acusaram teor superior a 38%, mas a média geral de todas as amostras foi 38% até 22 de alumina. Possivelmente deve ter sido uma questão local, nós sabemos que essas jazidas de manganês são como jazidas de Urucum: o teor é variável de um para outro. E eu fico muito satisfeito de ver que essas pesquisas estão progredindo. Com relação à qualidade de minério da Bahia eu acho que talvez o aspecto venha a melhorar. A Saramenha já comprou minério da Urandi. Essa mistura de óxido que o sr.

falou com minério carbonático é uma pergunta que faço, não sei se seria compatível uma mistura de um minério calcinado, de pouca resistência física como um minério compacto como é esse minério de Urandi, na Bahia. Não daria problemas no forno?

Prof. Everaldo Gonçalves (USP) – De qualquer maneira com minério de Maraú ou não o calcinado, está sendo blendado com outros minérios, quer dizer, está sendo misturado com outros minérios e eu desconheço exatamente até onde varia a proporção desse minério.

Dr. Iphygênio Soares Coelho – O sr. sabe que esse minério calcinado tem um teor muito elevado de sílica, digamos 12 a 13% de sílica. Praticamente quase que dobra por causa do silicato de manganês. Penso que a média no forno seria aceitável, não não posso dar informações na parte metalúrgica.

(?) – Professor, e a respeito do manganês do Ceará, o sr. tem alguma informação?

Dr. Iphygênio Soares Coelho – Visitei as jazidas ao sul de Fortaleza. São de muito pouco minério. As condições de lavra bastante precárias devido à topografia. A maior elevação é de cerca de 30 metros e acho que realmente não tem reserva muito grande. A Companhia Urandi requereu lá perto de 7 áreas para pesquisas. Nós temos em Jupia em São Paulo o mesmo caso. Em Guacui no Espírito Santo, há também na região de Minas. Os japoneses estão fazendo pesquisas e estão gastando boas somas de dinheiro na procura de minério de manganês de todos os tipos porque parece-nos que todos os industriais estão mais ou menos conscientes de que o manganês está muito escasso.

– Muito obrigado.

O Sr. Coordenador – Quero agradecer ao conferencista, em nome do Simpósio, pelo brilhante trabalho apresentado e convidar os Srs. presentes para a conferência da tarde.

... (faint text) ...

HISTÓRICO DE IPANEMA

... (faint text) ...

Engº Jesuíno Felicíssimo Jr.

I.G.G. – Instituto Geográfico e Geológico

... (faint text) ...

... (faint text) ...

... (faint text) ...

... (faint text) ...

... (faint text) ...

Engº Jesuíno Felicíssimo Jr. — Ipanema, praticamente, já foi motivo de duas tentativas avançadas de exploração de suas jazidas de minério de fósforo. A primeira partiu do Governo do Estado de São Paulo, ao Tempo de Júlio Prestes como presidente e Fernando Costa como secretário da Agricultura. Essa iniciativa teve início em 1927, quando pela lei estadual 2.219 de 9/12/27, foi autorizada a abertura de um crédito de três mil contos de reis (3.000:000\$000) para o estudo de sub-solo do Estado de São Paulo. Essa importância foi destinada ao estudo do petróleo, na sua maior parte, e a organização do Serviço de Estudo e Aproveitamento das Jazidas de Apatita de Ipanema, cuja direção foi entregue ao Engº Guilherme Florence, chefe de seção de geologia da Comissão Geográfica e Geológica, que desde logo contou com o concurso do Engº Theodoro Knecht, que vinha trabalhando nas jazidas de chumbo, zinco e prata da região Apiai-Iporanga, Vale do Ribeira. Foi instalada uma usina de beneficiamento de minérios para a produção de 200 toneladas mensais de apatita e uma fábrica de superfosfato para 400 toneladas mensais, essa concluída em Outubro de 1930. O minério concentrado e moído fino foi, a princípio, empregado no estado natural, com sucesso pouco satisfatório. O superfosfato não teve boa aceitação e foi considerado pelo Instituto Agrônômico de Campinas como de baixa solubilidade, alto teor em ferro, e inadequado para as culturas em uso e condições dos solos do Estado, geralmente também de alto teor em ferro, que provocava a retrogradação da parcela solúvel.

Após a revolução de 1932, as atividades de Ipanema ficaram reduzidas a estudos de laboratório realizados pelo químico Franz Loibel, situação essa que perdurou cerca de 5 anos.

Em fins de Novembro de 1937, por determinação do Dr. Fernando Costa, agora no posto de Ministro da Agricultura do Presidente Vargas, ainda grande entusiasta do fosfato de Ipanema, foram retomados os estudos para o aproveitamento, sendo designado o saudoso geólogo Luciano Jacques de Moraes para inspecionar suas jazidas e instalações e propor o plano para a concentração do minério e, além da produção de superfosfato, aconselhou a do fosfato tipo Rhenânia e do fosfato defluorizado com vapor de água.

Do estudo de Luciano Moraes, surgiu o novo empreendimento sob a égide federal, sendo deslocados para Ipanema renomados técnicos do Departamento Nacional da Produção Mineral, entre os quais os Engenheiros de Minas Benedito Jaime de Araujo e Gabriel Mauro de Oliveira, o primeiro para chefiar os trabalhos de remodelação da Usina de Beneficiamento e da Fábrica de Superfosfato e o segundo para prosseguir os estudos das reservas aproveitáveis, durante os quais o Departamento fez sua estréia no emprego de sondagem a diamante.

Interessante assinalar que o Engº Benedito Jaime de Araujo, a princípio grande entusiasta do emprego do processo de flutuação acabou optando pelo processo gravimétrico, face aos resultados dos ensaios de amostras feitas pela Denver Equipment Company e American Cyanamid Company. O processo de flutuação foi, infelizmente, renegado a favor da aplicação da concentração gravimétrica em mesas, com

polpa emulsionada com reagentes de flutuação, que foi suspensa por ser uma simulação do processo de flutuação, então protegido por patente universal.

À vista do impasse e das instalações já montadas, decidiu-se adotar a concentração gravimétrica compatível com a maquinaria adquirida, mas o insucesso foi grande visto à impossibilidade do bom aproveitamento dos finos argilosos de alto teor em fósforo, que se apresentavam em alta proporção e eram lançados e perdidos no curso do Ribeirão Ipanema. O concentrado de menor granulação possuía alto teor em ferro, o que o tornava inadequado para a preparação do superfosfato, produto final visado pela iniciativa então perfilhada. Preparava-se dois tipos de concentrados: o concentrado I, com cerca de 32% de P_2O_5 e 12% de Fe_2O_3 era destinado à fabricação do fosfato calcinado; o concentrado II, com cerca de 36% de P_2O_5 e menos de 3% de Fe_2O_3 era destinado à fabricação do superfosfato.

As novas instalações pela gestão federal proporcionavam maior produção do que as montadas pelo Serviço de Aproveitamento das Jazidas de Apatita, já dotadas de excelente separação eletromagnética para a retirada da fração rica em ferro, mas pouca inovação e aumento de eficiência foram acrescidas em confronto com o esquema precedente.

As novas instalações de Ipanema foram inauguradas oficialmente em 6 de janeiro de 1940 pelo Presidente Getúlio Vargas, estando presente o Ministro Fernando Costa e outras altas autoridades estaduais e federais.

Já em fins desse ano, o Departamento Nacional da Produção Mineral convenceu-se da impossibilidade de se manter à frente desse empreendimento e optou pelo seu arrendamento para empresas particulares. A SERRANA S/A foi a vencedora da concorrência, baseada num sistema contratual para si pouco animador que estabelecia o prazo de vigência por dois anos, com cláusula de reversão das benfeitorias de sua iniciativa para o patrimônio do Ministério da Agricultura, sem qualquer modalidade de indenização.

A gestão da SERRANA S/A, iniciada em 1941, já estava, antes de findar 1942, praticamente desinteressada pela renovação contratual nas mesmas condições vigentes e, em vista da descoberta das jazidas de apatita de Jacupiranga pelo geólogo Theodoro Knecht, Chefe do Serviço de Geologia Econômica do Instituto Geográfico e Geológico, em 1940, que vinha apresentando resultados animadores tanto pelas suas reservas quanto pela qualidade do minério, entrou em entendimentos com o Governo do Estado, concessionário de sua pesquisa, e suspendeu suas atividades em Ipanema para aplicá-las em Cajati e no Morro da Mina, no município de Jacupiranga, Vale do Ribeira.

Assim, mais uma vez, o interesse pela exploração de fosfato da Fazenda Ipanema desapareceu e grande parte da maquinaria ali instalada por ambos órgãos oficiais, Secretaria da Agricultura e Serviço do Fomento da Produção Mineral, foi cedida e transferida para Olinda, Pernambuco.

As reservas de fosfato da Fazenda de Ipanema, nas alturas de 1940, eram consideradas como superiores a um milhão de toneladas com teor em torno de 16% de

P_2O_5 e tidas, nessa época, como as mais importantes do Brasil. As outras reservas conhecidas como as da Ilha de Fernando Noronha, as de Camissão na Bahia e as de Truaira Gurupi no Maranhão, face sua situação geográfica e pequena possança não despertavam interesse de aproveitamento econômico, nem mesmo local.

A princípio, as próprias jazidas das reservas de Jacupiranga, face aos estudos até então realizados, não permitiam avaliação superior a 3 milhões de toneladas, representadas por minério de acumulação eluvial proveniente de intemperismo da rocha calcária portadora das disseminações de apatita. Com a exaustão das reservas de superfície e a maior eficiência da usina de beneficiamento, tornou-se imperativo a realização de um estudo mais avançado das reservas jacentes em profundidade, que embora admitisse, após sua conclusão, a existência de 5 milhões de toneladas, não autorizava inversão muito grande de capital para seu aproveitamento.

A partir de 1942, o panorama das reservas de fosfato no Brasil e o melhor conhecimento da gênese das jazidas de maior importância, contribuíram para situar nosso país entre os maiores detentores dessa riqueza mineral. As descobertas dos depósitos de aratita de Araxá, Minas Gerais, seguidas pelo fosforito de Olinda, PE, após estudos não muito profundos de sua composição química e área de ocupação, admitiram a estimativa de mais de cem milhões de toneladas de minério de fósforo para cada uma delas, com teor médio entre 12 e 15% de P_2O_5 .

Posteriormente, em 1947, a descoberta da jazida de fosfato do Morro de Serrote, no município de Registro, São Paulo, embora de reservas então avaliadas em menos de dois milhões de toneladas de fosfato de alto teor, em torno de 27% de P_2O_5 , permitiu que a interpretação de sua gênese, de responsabilidade do discorredor deste relato, como de natureza ígnea semelhante à dos fosfatos de Uganda, África, denominados fosforitos carbonatíticos para diferenciá-los geneticamente, dos fosforitos de precipitação em ambiente marinho, como os de Marrocos e Argélia, proporcionasse novos parâmetros para avaliação de seu posicionamento nos corpos circundantes e da disseminação mineral sob forma de fosfato.

O Prof. Geraldo Conrado Melcher, após apreciar a comunicação da ocorrência do carbonatito do Morro de Serrote e de sua analogia com os minérios de fósforo de Jacupiranga e Ipanema, desenvolveu estudos minuciosos no Morro da Mina, em Jacupiranga, entre os quais os de observações petrográficas, admitindo a natureza carbonatítica do minério dessa jazida e divulgando seus resultados em duas excelentes teses apresentadas e defendidas com distinção perante as bancas examinadoras da Universidade de São Paulo.

A partir dos trabalhos de Melcher, a jazida de Jacupiranga foi objeto de estudos detalhados que permitiram avaliar suas reservas em mais de cem milhões de toneladas de minério contendo o mineral apatita em torno da proporção de 15%. O Prof. Paulo Abib Andery, então técnico do Serviço de Geologia Econômica do Instituto Geográfico e Geológico foi, nessa ocasião, posto à disposição da SERRANA S/A, para estudar o melhor processo de concentração desse minério, que recaiu no de flutuação, utilizando alguns reagentes de nossa indústria doméstica, nunca antes

empregados, que foram fatores decisivos para o grande sucesso de seu original experimento, hoje de projeção internacional.

A idéia da natureza magmática do calcário dos Morros do Serrote e do Morro da Mina, ambos situados no Vale do Ribeira, embora hoje francamente predominante, ainda encontra oposição à sua admissão, como a que foi mantida pelo nosso saudoso cientista Djalma Guimarães, sem nenhum favor, uma das maiores autoridades em gênese mineral e petrografia destes últimos anos. Djalma Guimarães seguia a idéia de que o calcário é um retentor de emanações pneumatolíticas e hidrotermais e ele somente tem importância local na modificação da composição do magma. Ipanema prestava-se muito para essa interpretação ótica, também perfilhada por Derbi, Florence, Knecht, Luciano Jacques de Moraes, Moraes Rego, Otávio Barbosa, Victor Leinz e outros, em vista do conhecimento, de longa data, da existência de possantes camadas de calcário metamórfico num dos bordos do corpo ígneo desse local.

Em 1966, o Instituto Geográfico e Geológico retomou o estudo das jazidas de Ipanema, fazendo realizar uma série de furos de sonda, sendo que dois deles atravessaram diques pouco espessos de carbonatito branco baixo em magnésio, aumentando o interesse tanto científico como econômico dessa iniciativa. Essa campanha, que não chegou a atingir a fase de extração do minério, foi estabelecida por um protocolo entre o Ministério da Agricultura e a Secretaria da Agricultura de São Paulo e, representa a terceira tentativa governamental para a exploração do fosfato de Ipanema. Concomitantemente, tendo em vista o insucesso do passado em se obter concentrados de baixo teor em ferro e alumínio, sem satisfatória recuperação do fosfato contido no minério bruto, foram realizados ensaios em improvisados fornos cubilô de pequeno porte, visando a obtenção de fosfato fundido, utilizando-se carvão vegetal, refrigeração a jato de água e concentrado de alto teor em ferro e alumínio sob forma de pelotas. O produto obtido foi de boa qualidade e o processo adotado mostrou-se tecnicamente exequível, embora sua produção, de pequena monta, não oferecesse dados compatíveis para a segura apreciação do preço de custo do produto.

O grande mérito dessa campanha foi o de reavivar o interesse para o aproveitamento do minério de Ipanema, logo manifestado pela SERRANA S/A.

Por uma gentileza do Grupo José Papa, graças às solicitações iniciais mantidas com o Sr. Eduardo Saigh, um dos seus credenciados integrantes, foi posto à disposição deste rememorador ora em descrição, e responsável por eles, montado na Usina São José, em Utinga, município de Santo André, um forno elétrico industrial com todo o pessoal necessário para sua operação, inteiramente custeada pelo mencionado Grupo. Nesses ensaios foram realizados mais de 25 corridas de fosfato fundido, com excelentes resultados técnicos e precisos dados para a estimação do custo do produto.

O consumo de energia elétrica, para o atendimento de todas as fases participantes da operação preparatória do produto, situou-se em torno de 1.000 kwh, cujo custo de aquisição é superior ao do ácido sulfúrico necessário para a fabricação da

correspondente quantidade de super-fosfato, um fertilizante mais tradicional e de maior aceitação no nosso meio agrícola.

A tecnologia para a produção do fosfato fundido é hoje de nosso pleno conhecimento contudo, salvo a produção reclamada para certos cultivos onde sua eficiência é notoriamente mais acentuada, devido à presença de magnésio de alta solubilidade e alta porcentagem, esse tipo de fertilizante não apresenta condições para competir economicamente com o superfosfato simples, que possui o mesmo teor em P_2O_5 . O grande alcance do domínio de sua tecnologia se atém à possibilidade de vir faltar ácido sulfúrico na praça e, se isso acontecer, a solução mais indicada já está conhecida e é de rápida adoção.

Os resultados apresentados pelo conferencista de hoje, nosso caro colega Vladimir Aps, sobre os trabalhos recém concluídos da revista dos estudos das reservas de fosfato de Ipanema, que devem ter contado também com a colaboração do Prof. Geraldo Melcher, sempre ligado a esses problemas quando de interesse da SERRANA, representam uma auspiciosa contribuição para a fiel avaliação de nossas reservas de fosfato, hoje ocupando um lugar de alto destaque no confronto internacional entre os principais detentores dessa matéria prima.

O conhecimento das reservas de fosfato de Ipanema com teor médio em torno de 12% a 15% de P_2O_5 antes da revelação ora feita nesta palestra, não autoriza, com segurança, afirmar a existência de potencial medido acima de 1 milhão de toneladas. Embora adotando agora um teor médio de P_2O_5 da ordem de 6,8% considerado hoje, face ao avanço da tecnologia de recuperação mineral, como de aproveitamento econômico possível, a afirmação da existência de 10 milhões de toneladas medidas e 50 milhões de toneladas prováveis de minério com essas características em Ipanema, mercê de sua ótima situação geográfica, é de grande significado para nossa atividade agrícola.

As recentes descobertas de importantes jazidas de fosfato na região leste do Triângulo Mineiro, envolvendo Araxá, Tapira, Patos, Patrocínio e projetando-se para as circunvizinhanças de Passos, em território mineiro, e também as recentes revelações situadas nas proximidades de Catalão, no Estado de Goiás, nos autoriza a afirmar, com realismo, que já somos possuidores de uma reserva superior a 1 bilhão de toneladas de minério fosfatado com teor médio acima de 15%, o que nos assegura um suprimento de fertilizantes dessa natureza por mais de 50 anos, mesmo considerando o aumento elevado e contínuo de sua demanda.

Era essa a lembrança, aliás bastante longa para esse encontro, que desejava prestar aos colegas presentes.

CARACTERÍSTICAS GERAIS DE DESGASTES DE MANDÍBULAS EM BRITADORES

Dr. Fernando Amos Siriani
FAÇO / EPUSP

Coordenador:
Sr. Manoel Benites Gasquez

Dr. Fernando Amos Siriani, engenheiro de minas e metalurgia (1960) e Doutor em Engenharia pela Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, ocupa atualmente as funções de Diretor Industrial da Fábrica de Aço Paulista S/A e é professor de "Tratamento de Minérios" na Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, na Escola de Engenharia Mackenzie de São Paulo e na Escola de Engenharia Mauá de São Paulo.

I – INTRODUÇÃO

Dentre os vários componentes do custo direto industrial de britagem, o consumo metálico dos revestimentos ocupa um lugar bastante privilegiado.

Conjuntamente com a potência consumida, representam os itens mais caros do custo da operação de britagem. Enquanto que os custos provenientes da potência consumida podem ser analisados e previstos com razoável aproximação, o mesmo não ocorre com os provenientes do desgaste metálico.

A necessidade de consumo de uma determinada rocha ou minério leva, entretanto, a uma preocupação apriorística com relação ao custo que possa representar essa parcela, ficando sempre uma grande dúvida nas mãos das empresas mineradoras, indústrias de pedras britadas, pavimentadoras e empreiteiros, que geralmente necessitam participar de concorrências com cotações previamente fixadas, porém totalmente inseguros quanto à participação desta parcela no custo total estimado.

Este trabalho apresenta e discute uma série de dados sobre desgaste de mandíbulas de britadores de um e de dois eixos (Blake), quer obtidos em laboratório especialmente criado para esta finalidade, quer levantados em 83 pedreiras em operação na ocasião da pesquisa.

Sua finalidade é criar condições de se poder julgar a priori, o provável desgaste esperado nas mandíbulas dos britadores, operando com determinados tipos de rocha.

II – ENSAIOS DE LABORATÓRIO

Foram executadas duas séries de ensaios de laboratório:

II.1 – *Determinação da perda por atrito nos britadores*

As perdas de energia, que ocorrem num britador, têm as seguintes origens:

- perda por transmissão de correias
- perda por atrito nos rolamentos
- perda por atrito no conjunto mola-tirante
- perda elétrica do motor
- perda por atrito no conjunto abanadeira-calhas
- perda por atrito nas buchas, nos britadores de 2 eixos.

O rendimento mecânico da máquina foi obtido, realizando-se testes que consistiram na aplicação de esforços num britador FAÇO 2015, causados pela pressão de uma mola calibrada de tamanho e diâmetro do fio bastante maiores que a habitualmente utilizada na máquina, medindo-se o consumo de energia correspondente.

Os valores médios de uma série de 20 ensaios, estudados estatisticamente, forneceram uma reta representada pela equação:

$$y = 0,63 + 0,0000653 x$$

onde: x = esforço na mola (kgf)
 y = energia consumida (kWh)

II.2 – Determinação da energia consumida e desgaste na mandíbula fixa na britagem de várias rochas

Foram realizados mais de uma centena de ensaios, em laboratório especialmente criado para esta finalidade, na unidade industrial da Fábrica de Aço Paulista S/A., em Sorocaba (SP).

Os ensaios consistiram na verificação do desgaste das mandíbulas em função do correspondente consumo de energia.

Ensaio complementares de abrasão Los Angeles, resistência à compressão de agregados, "strain gage" e análise das texturas e estruturas mineralógicas em exames microscópicos e adição de água, também foram realizados.

O estudo estatístico dos pares x_i representativos do desgaste da mandíbula fixa (g/t) e y_i , representativos da energia consumida na operação de britagem propriamente dita (kWh/t), demonstrou a existência de uma correlação, expressa pela equação de uma reta passando pela origem.

III – DETERMINAÇÃO DO DESGASTE DE MANDÍBULAS NO CAMPO

Uma ampla pesquisa, realizada em 83 pedreiras, permitiu o levantamento de dados sobre o desgaste de mandíbulas no campo, bem como o rendimento útil das mesmas e a relação entre o consumo de mandíbulas fixas e móveis.

Também se estudou comparativamente o comportamento do desgaste nas mandíbulas de 1 eixo e do tipo Blake, quando operando com gnaisses.

Foram pesquisadas, principalmente, as seguintes rochas: calcário, basaltos, diabásios, gnaisses, granodioritos, granitos e quartzitos.

IV – CONCLUSÕES

As principais conclusões do trabalho são:

- 1) O desgaste é desigual ao longo da superfície das mandíbulas, sendo que a parte inferior sempre se desgasta mais rapidamente que a superior.
- 2) As mandíbulas de face reta apresentam, normalmente, um desgaste mais acentuado na zona de descarga.
- 3) O desgaste das mandíbulas pode ser atribuído ao:
 - a) tipo de máquina
 - b) características do material, forma e curvatura das mandíbulas
 - c) características da operação
 - d) desgaste da rocha
- 4) O desgaste das mandíbulas nos britadores de 1 eixo é sempre maior que no de 2 eixos, quando operando com a mesma rocha.
- 5) As características de operação que podem influenciar o desgaste são:
 - a) tamanho alimentado
 - b) tamanho do produto
 - c) grau de redução
 - d) quantidade de finos alimentada
 - e) grau de enchimento da máquina
 - f) adição de água e umidade
 - g) forma da alimentação
- 6) Os fatores de natureza mineralógica que podem influenciar o desgaste das mandíbulas são:
 - a) presença de minerais duros
 - b) textura
 - c) alteração por intemperismo
- 7) Como as mandíbulas quando encruadas têm dureza equivalente a 5 na escala Mohs, podemos admitir que os minerais de dureza superior àquela podem riscar ou mesmo penetrar na sua superfície, propiciando os mecanismos posteriores de arrancamento das partículas metálicas.
- 8) O estudo das energias envolvidas no processo de britagem mostra que:

$$E_B = (E_L - E_V) \cdot \eta_e \cdot \eta_t$$
 onde: η_e = rendimento elétrico do motor
 η_t = rendimento mecânico da transmissão por correia
 E_L = consumo de energia lido no medidor, na britagem de uma determinada quantidade de material
 E_V = consumo de energia lido no medidor, com a máquina em vazio.
- 9) Os testes executados mostram que as perdas por atrito interno dos britadores sob carga, em britagem, permanecem praticamente constantes, estando representadas na sua quase totalidade pela perda de energia em vazio.
- 10) Estudando-se, em laboratório, a correlação entre a energia consumida na bri-

tagem (kWh/t) e o desgaste das mandíbulas fixas (g/t) para diversas rochas, foram encontrados coeficientes de correlação suficientes para justificar, com elevados níveis de probabilidade, a existência de correlação entre ambas as variáveis.

11) Os ensaios executados, em laboratório, para várias rochas, correlacionando a energia consumida na britagem (kWh/t) com o respectivo desgaste da mandíbula fixa (g/t) mostraram uma interdependência que pode ser expressa por uma reta que passa pela origem.

12) As equações das retas para os ensaios de laboratório são as seguintes:

$$\text{Amostra nº 24 - GRANITO} \quad y = 0,0137 x$$

$$\text{Amostra nº 40 - GRANITO} \quad y = 0,0211 x$$

$$\text{Amostra nº 50 - GRANITO} \quad y = 0,0159 x$$

$$\text{Amostra nº 59 - DIABÁSIO} \quad y = 0,0690 x$$

$$\text{Amostra nº 70 - GNAISSE} \quad y = 0,0266 x$$

onde: x_i = desgaste em g/t

y_i = energia consumida na britagem em kWh/t

13) O desgaste das mandíbulas aumenta quando se diminui a abertura de saída do britador.

14) As mandíbulas se desgastam muito mais rapidamente no início da operação, devido à ausência de encruamento, que vai sendo gerado no próprio processo de britagem.

15) De forma análoga, as mandíbulas, quando invertidas, apresentam maior desgaste no início de sua operação.

16) A quantidade de testes realizados foi insuficiente para uma definitiva conclusão sobre a influência da adição de água. Entretanto, aparentemente, o desgaste diminui com essa adição, quando em quantidade suficiente para não aglomerar os finos.

16) A umidade ou uma quantidade insuficiente de água podem aglomerar os finos, aumentando o desgaste pela formação de um pó abrasivo, quando existirem minerais duros na rocha.

18) O rendimento útil médio de uma mandíbula é 37,1%, com um desvio padrão de 5,3 para as observações efetuadas, o que garante que, em 95% dos casos, esse rendimento se situe entre 26,5% e 47,7%, no caso de uma só inversão.

19) Na prática de duas inversões das mandíbulas, pode-se ganhar 2% a 5% do rendimento útil com relação a uma só inversão, devendo ser julgado se a paralisação da máquina pode representar um custo superior àquele aumento do rendimento.

20) A relação de consumo entre mandíbulas fixas e móveis para britadores e re-britadores de mandíbulas de 1 eixo é igual a 1,72 (valor médio de 108 pesquissados).

O desvio padrão é 0,40, o que garante que, em 68,3% dos casos, essa relação se situe entre 1,32 e 2,12.

- 21) A relação de consumo entre mandíbulas fixas e móveis para britadores de 2 eixos é igual a 1,45 (média de 12 dados).
O desvio padrão é 0,40, o que garante que, em 68,3% dos casos, essa relação se situe entre 1,05 e 1,85.
- 22) As equações das retas que correlacionam os consumos de energia (y_i — em kWh/t) e os desgastes das mandíbulas fixas (x_i — em g/t) são os seguintes:
- | | |
|---------------|----------------|
| Quartzitos | $y = 0,0058 x$ |
| Granitos | $y = 0,0102 x$ |
| Granodioritos | $y = 0,0111 x$ |
| Gnaisses | $y = 0,0178 x$ |
| Diabásios | $y = 0,0465 x$ |
| Basaltos | $y = 0,0743 x$ |
- 23) Não existe nenhuma correlação entre o índice de abrasão Los Angeles e o desgaste das mandíbulas.
- 24) O desgaste nas mandíbulas do britador tipo Blake é cerca de 30% do que ocorre nos de 1 eixo, quando consumindo a mesma energia e operando com gnaisses.
- 25) Os resultados obtidos permitem que se estabeleça a seguinte sequência de abrasividade crescente:
calcários, basaltos, diabásios, gnaisses, granodioritos, granitos e quartzitos.
- 26) Os dados levantados em campo permitem uma previsão do consumo de mandíbulas, baseados nos dados de operação, sem necessidade de nenhum trabalho de laboratório. Utiliza-se apenas a 3ª teoria da cominuição de BOND para a determinação da energia consumida na britagem e, entrando-se a seguir nos gráficos ou tabelas construídos a partir dos dados de campo, pode-se obter a previsão do consumo.

DEBATES

(?) – Eu gostaria de saber do Senhor porque motivo esse trabalho não foi estendido sobre a parte de minério.

Dr. Fernando Amos Siriani – Por absoluta falta de tempo. É nossa intenção continuar o trabalho. Nós já estamos começando a trazer para a fábrica alguns minérios de ferro e nossa intenção agora é trabalhar nesses campos. Provavelmente nós teremos muitas surpresas, não vai ser fácil comparar o trabalho feito com rochas com os resultados obtidos com minérios, devido à sua heterogeneidade.

Guilherme Gazzolla – Cia Vale do Rio Doce – Eu queria saber se essa ampla pesquisa a que o senhor procedeu, se isso forneceu também algum subsídio para modificação do projeto da mandíbula visando então dar uma maior duração colocando-se, digamos mais aço na parte onde ela sofreria maiores desgastes, mudança de forma, etc.

Dr. Fernando Amos Siriani – O trabalho não foi feito com essa intenção. É evidente, que a partir dos dados que nós temos agora em mãos, nós poderemos pensar em tipos diferentes de composição química para as mandíbulas ou mesmo de forma. Uma das coisas que influencia muito o desgaste da mandíbula é a sua forma. Neste trabalho, por exemplo, foram estudados dois tipos principais de mandíbulas: mandíbulas de face reta e mandíbulas tipo “non-choking”. Nas mandíbulas tipo reto, o desgaste é muito mais acentuado do que nas mandíbulas “non-choking”. Depois que notamos isso no início do nosso trabalho, passamos a observar só mandíbulas tipo “non-choking” para não ficarmos com dados misturados que permitissem qualquer confusão.

Notem que apesar de termos feito um trabalho típico de engenharia, também há nele um elevado sentido científico. Tratamos pois de diminuir o número de variáveis que pudessem invalidar o processo de análise dos dados obtidos. Poderíamos também haver estudado, por exemplo, a influência da adição de vanádio, molibdênio ou mesmo de níquel na confecção da mandíbula. As variáveis seriam muitas e então o trabalho poderia ficar prejudicado. Eu gostaria também de lembrar que a mandíbula ficaria mais cara e nem sempre o usuário está disposto a pagar mais. Relembro, entretanto, que o nosso trabalho não foi encaminhado nessa direção. Foi feito com a intenção de podermos avaliar de alguma maneira o desgaste nas mandíbulas sem precisarmos fazer ensaios de laboratório ou mesmo sofrendo na vida prática vendo uma mandíbula ser corroída às vezes em apenas algumas horas. De qualquer maneira, o trabalho permite agora que se faça comparações. Então, eu gostaria de lhes dizer que, no momento, em nossa fábrica de Sorocaba, nós estamos com

uma série de mandíbulas com tipos de ligas, composição de tratamentos térmicos diferentes sendo analisados em relação a uma das pedreiras que foi pesquisada no trabalho. Estes dados dessa pedreira foram adotados como valores significativos por uma razão muito simples: trata-se de um gnaiss com altíssimo teor de feldspato, consumindo muito depressa as mandíbulas devido à sua elevada abrasividade.

G. Gazzolla (CVRD) – Queria só complementar que talvez as pequenas pedreiras se preocupem mais com o preço em si da mandíbula, mas provavelmente as grandes pedreiras e as minerações que têm sistemas de custos bem organizados, elas se preocupariam mais com o custo por tonelada e talvez o Senhor pudesse realmente entrar numa linha dessas de tentar melhorar o projeto. Não só o projeto, como a composição das mandíbulas. Acho que isso seria bem recebido pelos compradores.

Dr. Fernando Amos Siriani – Acho muito oportuna e bastante bem lembrada essa posição das minerações. Lembro que desde o começo eu disse que não era o caso das minerações, porque normalmente nelas há controles bastante rígidos, bastante severos da influência desse custo de desgaste por tonelada.

Cleber Dutra (Geociências) – Eu queria saber do senhor se o encruamento provocado tem validade para prolongar a vida da mandíbula, porque as fábricas de eletrodos costumam aconselhar fazer um depósito superficial com o fim de provocar esse encruamento. Isso tem validade?

Dr. Fernando Amos Siriani – O que o Senhor acha que eu fiz quando estive na assistência técnica numa pedreira onde a mandíbula era totalmente desgastada em 12 horas? Exatamente isso: utilizei alguns eletrodos especiais, pois o Sr. sabe que é muito difícil soldar o aço manganês exatamente porque deteriora a sua estrutura. Infelizmente, os resultados não foram satisfatórios, nem animadores, tentativa também frustrada em algumas outras pedreiras. A partir de então, eu tomo como norma minha pessoal não recomendar em hipótese alguma colocar eletrodos sobre a mandíbula. Não somente sobre a mandíbula mas sobre qualquer peça de aço manganês. A alteração estrutural introduzida no aço-manganês pela elevação da temperatura quando da adição do eletrodo, muito embora aumente a dureza na região da camada depositada, é responsável pelo aparecimento de trincas que podem comprometer irremediavelmente a mandíbula e, por vezes, conduzir a problemas mais sérios na máquina pela quebra das mesmas.

Eng^{do} Osni de Mello – Politécnica da USP – Gostaria de saber se o desgaste é função das dimensões do britador, ou melhor, da sua capacidade.

Dr. Fernando Amos Siriani – Teoricamente, não deve ser. Porém o projeto da máquina influi. Eu mencionava o caso do britador de dois eixos, em que muito embora a relação de desgaste de mandíbulas fixas para móveis devesse ser igual a 1, não é assim na prática. Entretanto, eu gostaria de lembrar que existem alguns tipos de britadores que têm forma apropriada, tal que o queixo exerce só compressões na brita-

gem, mesmo que ele seja de um só eixo. Os desgastes ocorrentes nas suas mandíbulas serão portanto menores. Enquanto o projeto da máquina pode influir no desgaste, o mesmo não ocorre quanto à sua capacidade.

Eng^{do} Osni de Mello (EPUSP) – Certo, eu queria saber quanto ao porte mesmo.

Dr. Fernando Amos Siriani – Quanto ao porte eu posso lhe dizer que é de se esperar que num britador pequeno de laboratório que guarde determinadas proporções em relação a uma máquina grande de pedreira, se: 1º) a forma das mandíbulas for semelhante; 2º) as mandíbulas tiverem a mesma composição química; 3º) observados controles de qualidade semelhantes; provavelmente o desgaste em gramas por tonelada deverá ser igual. Desculpe: se a rocha for a mesma, no mesmo local. Aparecem mais problemas de maior complexidade. Não se pode dar uma resposta simples assim não. Vou complementar mais um pouco. Provavelmente, existem outros fatores ainda que podem influenciar, por exemplo, o curso do queixo, a inclinação da abanadeira, ângulos de mordência diferentes. O tamanho da máquina não influenciaria se fossem guardadas e respeitadas as condições semelhantes entre a máquina pequena e a máquina grande. Se ela tiver algumas dessas condições diferentes, então o assunto é outro, provavelmente o desgaste poderá ser diferente. É um assunto a ser investigado.

Sr. Coordenador – Encerramos agradecendo o professor Fernando Siriani por essa contribuição ao estudo do desgaste de mandíbulas. Esperamos que ele continue essa pesquisa para minérios que é interessante para nós e evidentemente eu tenho certeza, o Grêmio terá prazer em novamente trazê-lo aqui para conferenciar sobre esse trabalho.

Mr. Moderator,

Labour and Gen. ... also known as ... of suitable BHP ... with three ... the limited use through ... levels, drag lines or ... high speed bucket wheel ... about handles without ... capable of excavating ... once will become ... sides cover property ...

Bucket wheels, ... fired, blasted and dug ... its overburden of the ... the hard interbedded ...

ESCAVAÇÃO CONTÍNUA

A few years ago ... project in Alameda ... to a hard sandstone ... at a combined ...

Dr. Jorge Eikan

Kaiser / Rio Doce Engenharia e Planejamento

... hard material, the ... ground in the winter ... crushers. Early exper ... This was per ... her percentage of ... considerable time and ...

Coordenador:
Dr. Peter Zwetkof

The result of this work ... the excavator. Each ... meter, drill holes. ... it was fast enough ... work more easily with ... high speed, sandstone ... for the operators ne ...

Normally when ... sets of coarse un ... re-off where drilling ... demonstrated by the ...

Mr. Moderator,

Ladies and Gentlemen I have been asked to speak to you today on bucket wheels, also known as continuous excavators. However, I believe this group will have more interest in learning something of how to select a BWE. This includes a discussion of suitable BWE material, output capacity, and design considerations. An unfamiliarity with these factors as applied to wheels is probably a major reason for their limited use throughout the world. The operator is more used to working with shovels, drag lines or other more conventional excavators. However, the modern high speed bucket wheel excavators frequently dig material which other excavators cannot handle without blasting. Given the proper conditions, the bucket wheel is capable of excavating at a lower unit cost than any other excavator. Cost performance will become increasingly important as more and more low-grade, high overburden cover property must be developed.

Bucket wheels, at present, are handling some very hard materials formerly drilled, blasted and dug with power shovels. Some of these materials are shale and slate overburden of the mid-west coal fields. A few years ago a wheel excavator was digging a hard interbedded quartzite and earthy formation in California. The shaving or milling effect of wheel buckets at the mining face permits them to dig materials too hard for conventional excavators.

A few years ago, two large wheels were purchased for the Great Canadian Oil Sands project in Alberta, Canada. This material has been classed by some as equivalent to a hard sandstone. These two wheels are now successfully excavating the tar sands at a combined rate exceeding 100,000 tons per day. In addition to digging this hard material, the mining is further complicated by the frozen conditions of the ground in the wintertime. Temperatures frequently drop do 50° below zero and even more. Early experience in the frozen tar sands gave mining considerable difficulties. This was particularly true in the lower grade materials which contained a higher percentage of water. To help this problem, Great Canadian Oil Sands spent considerable time and money in field research.

The result of this work was a successful program of drilling and blasting ahead of the excavator. Drilling and blasting involved the placing of wide spaced, large diameter, drill holes. The holes, 18 inches in diameter carried a low load of powder. This was just enough to shake up the frozen ground permitting the excavator to work more easily with less lost time. The ground also contained some very large, widely spaced, sandstone boulders. At first these were troublesome but with experience the operators have learned to work around them with a minimum of lost time.

Normally wheel excavators are not applied in material containing large amounts of coarse unsorted rock. It also used to be thought that wheel excavators leave off where drilling and blasting begin. This may not always be true as has been demonstrated by the tar sands operation in Canada. There is also an operation in

India, at Neyveli, where sandstone overburden is shot before excavating by a wheel. Approximately 15% of this material is broken, which allows them to maintain better performance and reduce wear when working the hardest overburden areas.

Actually the wheel could dig this material but only at a high cost and increased maintenance downtime. Usually blasting produce a high percentage of large chunks which the wheel and ladder conveyor cannot handle. Most large wheels experience excessive slow downs and stoppages when rocks larger than 20 to 24 inches are encountered. These rocks plug chutes and damage transfer belts. Frequently, if the percentage of large rocks is not great, they can be disposed of economically by auxiliary means. Each operation and its material must be thoroughly investigated as was demonstrated by Great Canadian Oil Sands.

Due to the continuous digging cycle of a bucket excavator, it is physically smaller than conventional excavators of equivalent output.

Compared to a shovel or dragline, the bucket wheel excavator has:

- (1) Lower instantaneous power demands
- (2) Less weight for greater output
- (3) No shock loading

Average power consumption for a BWE will be 0.30 to 0.50 Kwh per cubic meter compared to 0.50 to 0.71 Kwh per cubic meter for a power shovel. The BWE exerts different digging forces on the material than the forces required by a power shovel to pull the dipper through the bank. The milling or cutting of thin slices is the technique used in wheel mining for hard materials. On the other hand, the slow shovel bail speeds require high cutting and lifting forces to push the large heavy dipper through the weight of the bank material. Shaving or milling action of the wheel buckets work equally well in soft or hard materials with good indexing control. In some cases wheel power and maintenance costs can be decreased by inserting cutting teeth between the buckets. The ultimate speed of a wheel is only limited by the centrifugal force on the bucket load and the high mechanical wear. Developments since World War II in sophisticated steel alloys, solid state electrical controls, and steel cord conveyor belts plus improved hardware permit peripheral speeds of more than 1,000 feet per minute. High speeds have allowed expansion of the BWE into the digging of medium hard materials. The harder the material normally the faster the wheel must turn. In the last 20 years average wheel speeds have increased from 98 meters-per minute to close to 183 meters per minute.

The mining engineer who is unfamiliar with the wheel excavator will find it difficult to select the correct wheel design for his particular job. This situation comes about through a lack of published design controls. A number of years ago, I was in this situation and had to develop much of this information for my own use. The engineer must consider all of the operating elements and work conditions before choosing a wheel of specific size and design. He must evaluate in his own job the type of materials to be handled, the mining plan he will use, the BWE output capa-

city, and the method of material transport away from the excavator.

The mining plan must be reflected in the final selection of the BWE design. In a sophisticated operation, the wheel is designed to fit a specific plan to product the lowest ownership and operating costs. Frequently, the design of the wheel will require specific design changes to meet the job conditions. The extent of these changes will determine the final price of the machine. One can pay, for wheels of equivalent rated output, up to \$1,000,000 difference in cost. This difference in cost is a measure of the changes required to the basic wheel design.

A formula frequently used to compare BWE of equal sizes is:

The BWE service weight less ballast divided by true hourly capacity and multiplied by the digging height.

The most efficient BWE should have the lowest guide number. However, this cannot be the only criterion used in final selection.

When installing a wheel keep moving and maneuvering of the machine to a minimum.

The most favorable operating costs are obtained using long mining faces and the maximum reach of the BWE boom in each of the mining cuts. However, multiple benches may be required in thick ore overburden. But, it is more desirable and cheaper to maintain the fewest working levels possible. To do this may require high face mining or subgrade digging, which both require an increase in the design boom length. Again a rule-of-thumb here is that for each 1/3 meter increase in digging depth, 1 meter must be added to the digging ladder length. Axiomatically, when boom length is increased, service weight and cost go up. A short boom, close coupled design, machine will have the lowest capital cost. In some cases, it can be less expensive to buy two short boom machines instead of one high face digger. This decision will require a detailed economic analysis of both capital and operation cost. Usually any reduction in weight can be made in the weight of the front and digging wheel will produce 5 to 10 times as much reduction in the overall machine weight.

Mining slopes in the pit plan design should be 5 to 10 degrees. This is the normal range of permissible operating slopes for a bucket wheel excavator, and imposes restrictions as to the shape and condition of the deposit that can be worked. Straight travel of the machine can be on slopes up to 20 degrees. In addition, the mining plan must consider wheel diameter and the auxiliary equipment required for the operation. Mining slopes must be related to the position of the leading crawler relative to the toe of the digging face. This position affects design wheel diameter and boom length. The interaction of these factors require selection of the optimum method for wheel cutting at the face.

One of the major factors the mining engineer must consider in selecting a bucket wheel excavator is its sizing in relation to the output required. Ratings are readily available for the entire range of power shovels versus type of material to be dug. In the case of a bucket wheel excavator, the buyer most often must develop his own criteria for operating factors. Bucket wheels are rated according to their

bucket capacity. For example, a 700 liter machine means that each bucket has a capacity of 700 liters. Within the basic size range of machine very often profile dimensions, weight, and horsepower will vary considerably. A large mining wheel excavator is not a standard model item as are power shovels and other conventional excavators. For this reason, no standards are available for these large special machines as to digging rates, bucket factors, or performance to be expected. However, once a machine has been agreed upon with the vendor, it is normal to negotiate performance guarantees. Some typical applications of bucket wheel excavators can be found in the American Institute of Mining Engineers book "Surface Mining". BWE's have been made in rater output from midgets of 100 tons per hour to giants producing more than 200,000 tons per day. Bucket wheel excavator capacity must be based on a specific machine, the job and estimated cost but these are often complex to derive. The entire procedure, in a sophisticated operation, to determine wheel capacity is beyond the scope of today's talk, and frequently it is necessary, when considering large wheel excavators, to engage a consultant to assist in selecting the proper machine.

The theoretical capacity of a bucket wheel is easily determined. However, the theoretical and true design capacity are never the same quantity. You can calculate theoretical output by the product of three factors:*

- (1) Number of buckets on the wheel
- (2) Struck bucket capacity
- (3) Wheel PPM at the mid-speed point

In operation, you control wheel output by:

- (1) Its speed
- (2) The depth of its cut
- (3) Slewing speed

Slewing refers to the revolving speed of the entire machine as it swings across the face. Attempts have been made to automate wheel slewing. However, these have proved unsuccessful due to variations in bank material.

When calculating true bucket wheel excavator output capacity, the theoretical output must be derated for the probable conditions. These will reflect items as maintenance outages, type of material, excavation plan and job management efficiency. The effective working hours per week are usually established by considering the maintenance and work schedule required. Common practice is to schedule four hours a day for wheel maintenance, six days per week, and 12 hours of maintenance every 7th day. Using this schedule, a large bucket wheel excavator has 132 hours for effective digging per week.

Because of the large capital expenditure for a bucket wheel excavator, operating must be scheduled for a 24-hours day. As indicated above, depending on the operating plan adopted, varying periods of no productivity will occur. A rule-of-thumb I frequently use to size a bucket wheel excavator as a mining machine

is to take 50% of its theoretical output. However, this again must be adjusted in the final analysis depending upon conditions and method of transport. The calculation of wheel output capacity can be done in various ways depending upon the designer. Most wheels built today are of the cell-less type with an annular ring which holds a substantial quantity of excavated material. This ring may give the wheel an increase of up to as much as 50% over output. Depending on the manufacturer, his guarantee may exclude or partially include the material in the annular ring. When buying a machine you should ask the manufacturer to state the design method he is using. The cell type bucket wheel does not have the ring filling complication and true output is easier to calculate.

Often a poor operator can seriously affect production, particularly if he is inefficient in the reverse swing. The major cause of production outages can be attributed to digging and maneuvering delays of the wheel. It has to cut ramps, make box cuts, and if working with a belt conveyor system, will be out of production for conveyor or rail shifting. By careful planning, major moves are kept to a minimum in good mining lay-outs. The digging maneuvers are an inescapable feature of the BWE and result in the biggest production outages other than maintenance.

Some correction can be made for maneuvering losses by buying a machine with a boom-crowd mechanism. The crowd mechanism operates similar to that on a power shovel, allowing the boom and wheel to be extended and or retracted. This can increase efficiency by:

- (1) Minimizing excessive movement on unstable ground by making deep terrace cuts.
- (2) Easier mining of interbedded waste bands.

Probably the major reason for a crowd type machine would be for interbedded selected mining. Normally less skilled operators and reliance on swing speed control are required. While some advantages do result from a crowd mechanism in the proper circumstances, its disadvantages are in the greater maintenance cost and a higher capital investment. In today's market, very few machines are being produced with a crowd mechanism. This is because the crowd results in a greater machine weight, height and higher cost; and therefore, can seldom be economically justified.

Bucket design can be either of the closed-back or the open chain-back. The closed-back bucket is generally used for free flowing non-sticky material and the chain-back bucket for sticky, hard-to-discharge, soft or wet material. Combined with the chain-back in sticky material the bucket can be flared to give additional dumping ease.

It is not unusual to encounter cost of 2.5 to 4.0¢ U.S. per cubic meter for wheel excavated material. Some of the high strip ratios encountered in mid-western United States coal mining are only possible due to the use of bucket wheels. Throughout the mining industry wheels have established a name for low unit cost in earth moving and reclaiming operations. It is difficult to compare direct operating costs between operations. Each user generally reflects in his costs the elements re-

quired for his own purposes. But there are some accepted cost rules on excavators

- (1) Costs of the digging wheel itself represent 80-95% of the total excavator maintenance.
- (2) Repair parts for an excavator amount to about 6-8% of the total excavator cost per year.

The biggest single variation in cost is found in tooth wear. Likewise power costs will vary considerably from area to area.

Some representative BWE operating costs show a range of 2.0¢ U.S. to 10¢ U.S. per cubic meter. These costs do not include depreciation. The wide range of costs experienced can be attributed to the amount of auxiliary equipment required for each operation. This equipment might be tractors, a belt wagon, belt shifter, or a cable reel car. Most of the maintenance costs will occur for teeth, lips and liner plates. The other big item of expense on the excavator is the ladder belt. Outside of these items very little maintenance is required on a wheel since they do not experience the same impact and shock loads as power shovels. Most commonly direct operating costs fall in the range of 3 to 4¢ per cubic yard. Nearly all of these operations have wheels which are associated with auxiliary equipment. Generally speaking, capital cost on a wheel will amount to approximately \$2 U.S. per pound of excavator weight.

The most common transport system for a wheel is a shiftable belt conveyor system. However, wheel excavators work well using trucks or rail haulage if designed for these initially. The continuous output of the BWE and the advances made in recent years make it potentially machine for high production and at even lower costs than those presently achieved.

MINERAÇÃO ALUVIONAR

Eng^o Alexandre Misk
Mineração Tejuçaná S.A.

Coordenador:
Dr. José Maurício Neto

GENERALIDADES

Diamantes nada mais são senão uma forma cristalina e transparente de carbono. Apresentam duas qualidades notáveis, inigualadas por qualquer outra substância conhecida, natural ou sintética: a dureza e a condutividade calorífica. A dureza de recorte é da ordem de 10 toneladas por mm^2 , mais do dobro do nitreto cúbico de boro (4,5 ton. por mm^2). Sua condutividade calorífica é cinco vezes maior que a do cobre, seu concorrente mais próximo. A natureza foi sábia em aliar essas duas qualidades numa só substância. Com efeito, de nada valeria a extraordinária dureza que permite cortes e ação abrasiva que geram calor, se o diamante não possuísse a condutividade térmica que dispersa o calor gerado, sem o que a área de contato se deterioraria. O diamante apresenta também o mais alto índice de refração entre todas as gemas. Como resultado, concentra em seu interior mais luz do que as demais pedras; e lapidado convenientemente, essa luminosidade refletirá essa luz através de sua superfície superior, decompondo-a. A alta refração, aliada à dureza, faz do diamante uma beleza duradoura. — A rainha das pedras — No entanto, a natureza foi bastante avara na gênese do diamante a ponto de fazer com que o diamante da mais baixa qualidade, que só serve para socar e produzir pó abrasivo, vale mais de 10 milhões de dólares a tonelada! Tão avarenta, que cristais limpos, sem rachaduras, de boa cor, com uma grama de peso, valem hoje qualquer coisa como 20 mil contos, antes mesmo de lapidados.

Os aluviões considerados os mais ricos do mundo (Consolidated Diamond Mines — na foz do Orange), têm teor de cerca de 1 grama por 100 toneladas de areias e cascalho (0,1 quilates por m^3).

Na rocha eruptiva, matriz do diamante, — o kimberlito — o teor explorado é 0,3 quilate por tonelada. Isso, quando o kimberlito não é estéril. As notícias que temos é que alguns kimberlitos já foram encontrados no Brasil, mas todos estéreis em diamante. Portanto, não se conhece, a rocha matriz do diamante no Brasil, apesar da grande distribuição de depósitos aluvionares e eluvionares.

No papel impresso, incluímos uma lista das principais ocorrências brasileiras, tiradas de um trabalho do Prof. Rui Ribeiro Franco mas que não leremos aqui para não nos alongarmos demais.

“A exploração do diamante no Brasil começou na terceira década do Século XVIII, em Minas Gerais, na região do arraial Tejuco, hoje Diamantina. O diamante ocorre na parte nordeste do Estado, nas bacias dos rios São Francisco e Jequitinhonha, e na parte oeste do alto São Francisco, seus tributários da margem esquerda e nas bacias dos rios Parnaíba e Grande.

A nordeste, as principais jazidas estão situadas no município de Diamantina, que foi o principal centro produtor de diamante no período colonial, e algumas nos municípios de Grão-Mogol e Serro. Na parte ocidental, é explorado nos municípios

de Patos, Coromandel, Estrela do Sul, Tiros e outros, e se caracteriza pela maior frequência de pedras grandes.

Na região nordeste de Minas Gerais, já têm sido exploradas com aparelhagem mecanizada, as minas de Boa Vista, São João da Chapada, Serrinha e Cavalão Morto. Atualmente, vêm sendo tratados mecanicamente, os cascalhos do rio Jequitinhonha.

Em Mato Grosso, o diamante já era conhecido desde o último quartel do século XVIII, revelando sua presença na toponímia (Diamantino), mas a exploração ali não se desenvolveu por causa da proibição da Coroa, que enfeixava nas mãos o monopólio e porque havia dificuldade de acesso à região. Na primeira década do Século XIX, tomou incremento na parte norte do Estado e depois arrefeceu com o fastígio da borracha, para ressurgir no centro e sudeste, no princípio deste século, e tomar grande importância nos últimos trinta anos.

Outros depósitos de exploração mais recente, como os de Tibaji (PR), Tepequém (RO), Gilbués (PI) e Tocantins (GO PA), Manuel Alves (GO MA), têm menor importância do que em Mato Grosso.

Na Roraima, os diamantes acham-se nos aluviões das bacias dos rios Maú e Tacutú, Cotingo e Uraricoera, na Serra do Tepequém e nas encostas da Serra Pacarima.

No Amapá, encontram-se diamantes nos aluviões, na região de Sta. Maria; segundo Luciano Jacques de Moraes, o diamante ali deve provir dos sedimentos pré-cambrianos, altamente metamorfoseados que ocorrem nesse território.

No Pará, Município de Marabá, têm-se praticado garimpagem com produção irregular, que atinge porém, às vezes, 10% da produção nacional (25.000 a 30.000 quilates).

No Piauí — em Serra Grande — Município de Gilbués, foi descoberto um campo diamantífero em aluviões provenientes da desagregação de arenitos considerados devonianos.

Já tem sido explorado no rio Tocantins, no Estado do Maranhão, bem próximo a Imperatriz, no alto Parnaíba e no Rio Manuel Alves Grande, lindeiro com o Estado de Bahia.

A zona diamantífera da Bahia compreende vários municípios da Chapada Diamantina, como Morro do Chapéu, Palmeiras, Andaraí, Lençóis e Mucugê.

A garimpagem é ainda o meio principal de produção do diamante no Brasil, mas tende a cair. As dificuldades encontradas no trabalho manual, a valorização do homem, a inflação nacional e internacional, as incertezas e o caráter errático da ocorrência do diamante, fazem com que o garimpo se torne cada vez menos econômico.

As condições de vida do garimpo tornam-se cada vez mais infra-humanas e os louváveis esforços de assistência ao garimpo são pouco eficientes.

A mecanização parcial na enorme maioria dos casos resume-se ao uso de bombas para esgotamento ou desmonte hidráulico.

MINERAÇÃO TEJUCANA S.A.

Essa empresa, fundada por brasileiros, posteriormente foi adquirida por um grupo americano. Iniciados os serviços de prospecção, Dragagem de Ouro S.A. (50% nacional — 50% americana na participação acionária) foi convidada a participar no empreendimento. Hoje, Dragagem de Ouro S.A. com 80,35% do capital em mãos brasileiras possuem mais de 60% do capital de Mineração Te jucana S.A.

A fase de prospecções levou mais de 10 anos. Em 1966, conscientes das dificuldades em pesquisar quantitativamente o diamante, mas convencidos de que um teor de 0,01 quilate por m^3 tornaria o empreendimento econômico pelos métodos pioneiros que se pretendiam empregar, providenciou-se a instalação da 1ª draga. O teor mencionado corresponde a 1 miligrama por ton. ou seja, uma frequência em peso de 1:1.000.000.000 .

O teor necessário parecia tão ridiculamente baixo e fácil de ser atingido, que a Te jucana resolveu arriscar os grandes investimentos necessários à infraestrutura da Cia. e a aquisição de uma grada, mesmo não tendo condições para conhecer com precisão o teor do aluvião em Cr\$ ou US\$ por m^3 .

Esse valor depende evidentemente de dois fatores: a quantidade média de quilates em metro cúbico de aluvião e do valor médio do diamante em função da qualidade e tamanho.

A qualidade média e o tamanho médio são facilmente determináveis. Se bem que varie, sobretudo o tamanho, num mesmo rio, em função das condições de sedimentação, influenciadas pelo gradiente e conformação do leito, a variação significativa é desprezível. Isto é, para uma extensão de rio de 50 Km, o valor médio normalmente não varia mais de 15%. Anormalmente, encontraremos concentrações com valores por quilate — duplos ou triplos — da média geral. Essas concentrações são agradáveis surpresas, mas são esporádicas e pouco sinificam.

A dificuldade maior encontrada na prospecção é a frequência errática do diamante no aluvião - ou seja - a inconstância do teor: quilates por m^3 de aluvião.

A experiência da Te jucana no Jequitinhonha, nesse aspecto, é a mais frustrativa possível. Aliás, nas minerações de todo o mundo não existe método de prospecção quantitativa de diamante aluvionar. O que se faz é uma lavra-piloto, com volumes significativos. Os usuais métodos de sondagem fornecem um volume de prova por demais insignificante para justificar a lei das probabilidades.

A título de ilustração, podemos estabelecer uma comparação entre dois aluviões economicamente exploráveis — um de ouro — outro de diamante, com o mesmo valor econômico: seja de 40 centavos de dólar por metro cúbico. Vamos ainda estabelecer que a profundidade média de ambos seja tal que uma sonda de 4" produza uma amostra de 100 lts. = $0,1 m^3$ por furo.

Deduziremos que cada furo dará 4 centavos de ouro ou de diamante, conforme o caso. Ora — 4 centavos de ouro pode representar mais de 100 pintas de ouro, mas

representará apenas 1/100 de um diamante de 10 pontos, no aluvião. Em outras palavras, enquanto no aluvião aurífero, cada furo teria a probabilidade de recuperar 100 partículas valiosas, no aluvião diamantífero, a probabilidade seria de que para recuperar uma partícula valiosa (1 diamante), seriam necessários 100 furos. Teoricamente, portanto, para que uma sondagem de aluviões diamantíferos apresentasse o mesmo fator de confiança de uma sondagem de aluvião aurífero, o volume de amostragem deveria ser 10.000 vezes maior.

A Mineração Tejucana S.A. tentou ainda estabelecer uma correlação entre teor em minerais satélites e teor em diamantes, mas aí também fracassou.

Efetuamos também catas a céu aberto, mas o custo é oneroso. Finalmente, usamos um equipamento Bade com furos de 66 cm. de diâmetro. Uma amostra desse equipamento equivale a 44 furos de 4", mas ainda é insuficiente, em volume de amostragem.

Em resumo, a pesquisa quantitativa é tão onerosa que perde a finalidade principal que é a de evitar o risco do investimento para lavra. Com efeito, muitas vezes para o diamante aluvionar, uma vez constatada a reserva de cascalho diamantífero, é mais econômico instalar a lavra do que efetuar pesquisa de teor.

Esse fato deveria ser compreendido pelo D.N.P.M. a fim de se evitar as exigências de determinação de teor na fase de pesquisa.

A 2ª grande dificuldade – da recuperação de diamantes, a bordo de dragas foi resolvida com sucesso pela Tejucana. Apesar do baixo peso específico do diamante – 3,52 – provou-se ser perfeitamente possível a recuperação por simples processos gravimétricos.

A lavra de aluviões por dragas, quando possível, constitui o método de custo operacional unitário mais baixo que se conhece. A draga efetua a escavação do material e a bordo, efetua o tratamento, graças ao maior peso específico do mineral a ser recuperado. Para o diamante aluvionar, a Mineração Tejucana S.A. é pioneira em dois aspectos importantes:

- Lavra por dragas de alcatruzes
- Lavra de aluviões de teor baixo

Conseguiu-se tornar econômica a lavra de aluviões com teores abaixo de 0,01 quilates por metro cúbico, correspondendo a valores de US\$ 0,20 por metro cúbico.

O método consiste em escavar-se continuamente, areia e cascalho e em cerca de 100 segundos, encontrar em cada 20 toneladas de material, uma pedrinha do tamanho de 1/4 de grão de arroz, pesando 2 centésimos de grama. Para isso, as dragas, acionadas por eletricidade, escavam o aluvião e o tratam a bordo. Elas se movimentam em leque, com o centro de giro fixo em uma âncora vertical, situada a ré do equipamento. O material dragado é inicialmente peneirado em um "trommel" de 7' de diâmetro, sob jatos de água. O peneiramento separa o cascalho de mais de 3/4", – que é empilhado atrás da draga por meio de correias transportadoras. O material com menos de 3/4" é conduzido a jigs de concentração gravimétrica, sendo

aí apurado um concentrado primário. Este concentrado contém os minerais satélites, os diamantes e uma quantidade de areia quartzosa que se elimina em concentração secundária, também feita em jigs. O rejeito do jig secundário é recirculado, o concentrado secundário é peneirado e dividido em três parcelas, a saber:

- 1) + 5 mm
- 2) + 16 mesh e - 5 mm
- 3) - 16 mesh

A fração + 5 mm é novamente jigada, em um jig especial, ficando os diamantes presos na tela e triados de três em três dias. O concentrado + 16 mesh e - 5 mm é conduzido através de caminhões brooks a uma instalação de moagem localizada em Lavrinha. Os moinhos são movimentados a baixa rotação (40% da velocidade crítica). Assim, moem-se somente os minerais satélites, evitando-se que se quebrem os diamantes. A instalação de moagem é descarregada periodicamente (dois a três dias). O produto é peneirado manualmente, levando-se a fração + 16 mesh ao laboratório. Esta fração contém os diamantes a serem recuperados, os minerais satélites que resistem à moagem, e aparas de metal resultantes do desgaste de lábios de caçamba que, dado o processo gravimétrico, reúnem-se no concentrado final.

A fração - 16 mesh é tratado a bordo da draga para recuperação de ouro livre. A operação consiste em conduzir a fração a sluice que são limpos diariamente. O material colhido é levado a Lavrinha para amalgamação. A ocorrência de ouro é fortuita e irregular. A título de ilustração, informamos que em 1973, a menor produção foi em Dezembro - 1.540,40 gr. e a maior em Agosto - 12.466,00 gr. Os respingos das caçambas são recolhidos numa peneira rotativa adicional de 4' de diâmetro sendo que a fração - 3/4" é concentrada em um jig, indo este concentrado reunir-se ao dos jigs principais.

Anexamos quadros de produção da Tejucana.

Diamantes industriais e gemas são o mesmo mineral. Um diamante lapidável - gema portanto - apresenta boa cor, pureza, forma, uniformidade. Quando a soma-tória de defeitos é tal, que o produto lapidado não seria agradável à vista, seu valor passa a ser maior para a indústria.

Para o desenvolvimento de uma nação, - dizer que o diamante é útil, é um erro. Ele é absolutamente indispensável. E seu alto preço não deve assustar ninguém. É comum pensar que o uso industrial do diamante só se justifica quando nada mais pode servir. - Errado - O diamante pode cortar, usinar, polir, serrar, trefilar, furar - não só quando outras substâncias não podem fazê-lo, mas mesmo quando outros podem fazê-lo, o diamante o fará, melhor, mais depressa e mais barato. Não se pode confundir preço de ferramenta com custo operacional.

O valor pode variar de US\$ 2.00 o qm. a \$ 10, 20, 50, 100 e mesmo \$ 200.00. O Brasil deve consumir anualmente 1 milhão de quilates. É portanto, importante promover a lavra nacional.

COMÉRCIO INTERNACIONAL

A De Beers controla cerca de 45% da produção de diamante no mundo e 85% do total das vendas. É portanto, ditadora dos preços, o que faz com padrões conservadores.

O comércio internacional de diamantes brutos em geral não sofre ação restritiva por parte das alfândegas — e em geral, os impostos de venda de brutos são baixos ou não existentes.

Já o mesmo não se passa com as pedras lapidadas, em muitos países, onde seu comércio está sujeito a tributos pesados. Tratando-se de uma mercadoria facilmente contrabandeável (por enorme valor em pequenos volumes) a tendência é de que se faça nesses países, um contrabando de lapidados de fora para dentro, e em diamantes brutos, de dentro para fora, em virtude das dificuldades em se vender o produto legalmente, as lapidações legais.

As grandes nações lapidárias dão-se conta deste fato e praticamente não exercem tributação alguma sobre a venda, tanto de bruto, como de lapidados. É o caso da Holanda, Bélgica, Alemanha, USA e Israel. Este último país, sem produzir um quilate de bruto, exporta de lapidados, mais de 300 milhões de dólares anualmente.

PROBLEMAS BRASILEIROS

No Brasil, o poder fiscal e a opinião pública impressionaram-se com as notícias esporádicas e sensacionalistas de diamantes de grande porte, comprados no garimpo, por 100 mil cruzeiros, revendidos nas grandes cidades por 300 mil; exportados por 1 milhão, lapidados e vendidos para Elizabeth Taylor, por um milhão de dólares. Que enorme margem de lucro! Esquecem-se que a grande ocorrência de diamantes é dos de menos de 1 quilate; que 95% ou mais, do volume em dinheiro, das transações, se referem a diamantes e brilhantes de 0 a 50 pontos (1 ponto é = 0.01 quilate).

É que nesses diamantes, a concorrência de brutos e lapidados é tão grande, que não comporta, internacionalmente falando, tributações da ordem de 30% (IPI + ICM).

Se o Gálaxie custa no Brasil, 30% ou mais, do que nos Estados Unidos, não importa; quem quiser comprar um, terá que pagá-lo. Mas se um brilhante no Brasil custar 30% mais, haverá sempre quem traga boas quantidades no bolso do colete — o que não se pode fazer com o Gálaxie.

É necessário que nossas entidades se compenetrem desse fato: é impossível fiscalizar o comércio clandestino de diamantes, tanto o contrabando, como o nacional. Já o compreenderam a Holanda e Israel e contentam-se com o imposto sobre o lucro (que é o imposto de renda), e a canalização das divisas para os Bancos Centrais.

O argumento de que brilhante é luxo e como tal deve ser taxado, é válido até que se tenha que recolher o imposto. Chegado esse momento, constata-se com tris-

teza que 30% de zero é zero.

Existe outro fator que tem atuado, no sentido de clandestinidade da lapidação: a existência de um mercado negro (antes era chamado livre). Não vai longe a época em que a taxa do dólar nesse mercado era 2, 3, até 5 vezes maior do que a taxa do dólar no mercado oficial. No momento, a diferença situa-se em torno de 14%. — Ora, quando se sabe que num maço de cigarro cabem 50.000 dólares de diamante bruto, ou 100.000 a 200.000 de lapidados (reparem que nos referimos a diamantes de 30 pontos — brilhantes de 10 a 15 pontos), é difícil esperar que alguém deixe de ser tentado a usar o contrabando, abrindo mão de um lucro dessa ordem.

Estou nas vésperas de completar 50 anos e desde menino ouço falar em subfaturamento na exportação. Não seria mais fácil, meu Deus, colocar o dólar oficial e negro no mesmo nível? Após a última grande guerra, há 30 anos atrás, o Brasil tinha 150 grandes lapidações. Estrangeiros especialistas, aqui se estabeleceram, para logo descobrir que a própria legislação brasileira marginalizava (como marginaliza até hoje) os lapidários. Para eles só havia 2 alternativas — a falência ou a fraudulência. Nessas condições e com as incursões periódicas do fisco, nem sempre excedentes em amabilidades, a lapidação nacional reduziu-se há 3 anos atrás, a 10% do que era em 1944.

De certo tempo para cá, o Governo preocupou-se com o problema e realiza estudos. Comenta-se que nova legislação está prestes a ser decretada: isenção sobre a lapidação e anistia para reajustamento de capitais e declaração de bens. Penso que isso não é favor algum, pois foi o próprio governo quem marginalizou a classe.

Existe hoje para a exportação de lapidados, um incentivo de 12%, créditos no IPI e 12% no ICM. O ICM, na maioria dos Estados, não se recebe. (Em Minas, o incentivo foi cancelado) e os 12% de incentivo de IPI não chegam, atualmente, a compensar o confisco cambial.

A Tejucana, quer me parecer, é uma das raras produtoras, além do garimpo. O imposto de 1% “ad-valorem” é de extrema razoabilidade e desencoraja o produtor, quanto à clandestinidade. Mas é preciso entender que se o mercado comprador é clandestino, os produtores são levados, em grande maioria, à clandestinidade.

E não é por outro motivo, que a Tejucana tem aparecido em algumas estatísticas oficiais, com 95%, quando na realidade, não chega a produzir 20% da produção brasileira.

A legislação sobre o garimpeiro, é totalmente inadequada. Imaginar que homens situados, às vezes, à 500 km da cidade mais próxima, possam ter sua Carteira de Registro, com fotografia e tudo mais, excede os limites do razoável.

Como consequência, a grande maioria de verdadeiros garimpeiros não é registrada — e a grande maioria de garimpeiros registrados, não são garimpeiros — são apenas agentes legalizadores de mercadoria — clandestina ou contrabandeada.

PERSPECTIVAS E SUGESTÕES

Temos todas as condições para tornar o Brasil um grande produtor de metais

e pedras preciosas, um grande centro mundial de lapidação e de indústria joalheira e auto-suficiente em diamante industrial.

Temos o ouro, temos as pedras. Temos também, a mão-de-obra em potencial, a custo razoável. Faltam-nos apenas a seriedade e o Realismo. Com todos os tropeços e apesar de tudo, já demonstrou-se que a indústria de lapidação e joalheria, pode representar para o país, mais do que a exportação de minério de ferro e com investimentos incomparavelmente menores.

Mediante uma legislação adequada simples e realista, o governo propiciaria à Nação, 2 fabulosas riquezas: as divisas da exportação e promoção humana do lapidário, com sua volta à dignidade do trabalho que ele — Governo — subtraiu.

Para isso sugerimos:

No Setor de Produção:

Livre importação de todos os equipamentos necessários à lavra.

Liberdade integral à atividade do garimpeiro, sem registros do mesmo.

Isenção de Imposto de Renda para o garimpeiro.

Livre compra do produto do garimpo, com a extração da guia fiscal da mercadoria pelo próprio comprador e posterior legalização.

Incentivo à legalização do produto da lavra, mediante concessão de empréstimos aos produtores, para capital de giro, em função da venda interna de brutos à lapidações nacionais ou à exportação, a juros baixíssimos que compensassem o confisco cambial.

Existência de um escritório central (Bolsa) para financiamento e opção de compra da produção brasileira bruta excedente. Denominamos aqui excedentes, os lotes que não encontrassem comprador, no país, apesar das importações serem autorizadas.

A Bolsa teria a função também de providenciar o suprimento de brutos, por importação, sempre que a produção nacional não atendesse à demanda.

Diamantes industriais deveriam receber tratamento idêntico. A propósito, em 30/9, do corrente ano, o Sr. H.B. Dyer estimou que o Brasil só de diamantes industriais, deveria ter um consumo de cerca de 1.000.000 de quilates. De que fonte vem essa produção?

No Setor da Lapidação:

É absolutamente indispensável que o Governo restitua aos que atuam nessa indústria, condições de um trabalho honesto e digno. A anistia fiscal que permita correção dos valores patrimoniais de empresas e sócios é medida imprescindível.

Sou daqueles que acham que a exportação de lapidados não necessita de incentivos, desde que o exportador receba o justo valor pelas dívidas que entre à Nação. Para tirar a atividade da clandestinidade e do contrabando, a medida seria financiar a matéria-prima a juros abaixo dos vigentes, na mesma defasagem percentual do câmbio oficial para o negro.

A eliminação pura e simples do IPI e ICM é também medida sensata, lógica e obrigatória. Temos que competir com as indústrias estrangeiras, com as mesmas regras do jogo. E não se diga que isso só seria válido para o mercado de exportação.

Nas vendas internas, o lapidado estrangeiro contrabandeado circula livremente, ameaçando o desenvolvimento da lapidação brasileira. E, pelo amor de Deus, não me venham dizer que a solução é combater o contrabando — porque não existe essa condição. Não é o Brasil que é incompetente; é o Brasil, a Inglaterra a Alemanha, os Estados Unidos — todos. — Vamos concentrar nossos esforços no combate à maconha, cocaína, drogas em geral — Deixem o diamante LIVRE.

Estou à disposição dos Senhores — Antes, porém, gostaria de dizer que os conceitos aqui emitidos referem-se aos diamantes, mas acreditamos que a maior parte aplica-se às pedras preciosas em geral, tanto mais quanto maior seu valor unitário.

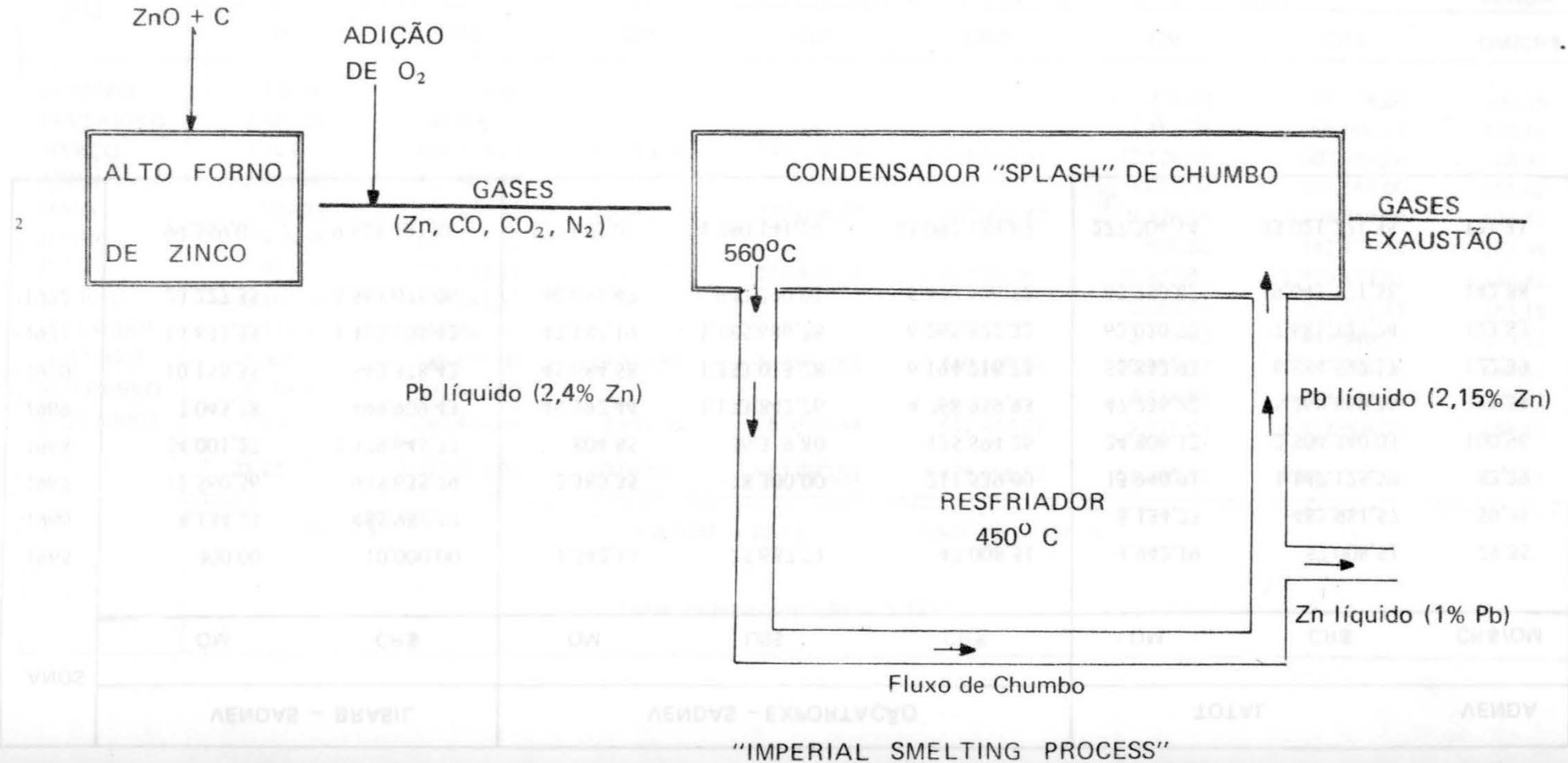
OBRIGADO

QUADRO DE VENDAS – DIAMANTES – 1.972								
1972	VENDAS – BRASIL		VENDAS – EXPORTAÇÃO			TOTAL		VENDA
	QM	CR\$	QM	US\$	CR\$	QM	CR\$	QM/CR\$
JANEIRO	356,00	35.728,00	–	–	–	356,60	35.728,00	100,19
FEVEREIRO	1.482,08	196.606,35	–	–	–	1.482,08	196.606,35	132,66
MARÇO	1.395,89	169.504,63	11.130,79	259.654,38	1.438.484,63	12.526,68	1.607.989,26	128,37
ABRIL	3.051,60	321.685,00	–	–	–	3.051,60	321.685,00	105,42
MAIO	3.689,32	421.411,52	5.640,24	137.686,57	787.429,47	9.329,56	1.208.840,99	129,57
JUNHO	876,56	142.475,12	–	–	–	876,56	142.475,12	162,54
JULHO	2.923,31	357.672,18	9.913,71	270.421,74	1.552.761,63	12.837,02	1.910.433,81	148,82
AGOSTO	2.162,56	396.141,35	–	–	–	2.162,56	396.141,35	183,18
SETEMBRO	2.139,42	447.846,77	–	–	–	2.139,42	447.846,77	209,33
OUTUBRO	1.005,00	189.675,00	9.386,97	192.673,08	1.167.603,08	10.391,97	1.357.278,08	130,61
NOVEMBRO	2.388,82	503.842,50	–	–	–	2.388,82	503.842,50	210,92
DEZEMBRO	1.756,19	380.486,64	3.981,76	86.854,44	532.417,71	5.737,95	912.904,35	159,10
	23.227,35	3.563.075,06	40.053,47	947.290,91	5.478.696,52	63.280,82	9.041.771,58	142,88
	QM/CR\$ – 153,		Cts./US\$ – 23.65		QM/CR\$ – 136,78			
	Dolar médio exportação – 5,783							

QUADRO GERAL DE VENDA – DIAMANTES

ANOS	VENDAS – BRASIL		VENDAS – EXPORTAÇÃO			TOTAL		VENDA
	QM	CR\$	QM	US\$	CR\$	QM	CR\$	CR\$/QM
1965	400,00	10.000,00	1.542,19	25.687,71	47.008,51	1.942,19	57.008,51	29,35
1966	8.134,23	485.981,57	–	–	–	8.134,23	485.981,57	59,75
1967	11.560,56	935.635,79	2.380,35	78.300,00	211.539,60	13.940,91	1.147.175,39	82,29
1968	24.001,27	2.378.645,77	804,85	36.319,80	125.894,26	24.806,12	2.504.540,03	100,96
1969	7.043,78	499.909,43	40.192,44	1.173.842,76	4.768.959,93	47.236,22	5.268.869,36	111,54
1970	10.158,35	640.378,42	45.684,58	1.333.013,28	6.194.218,75	55.842,93	6.834.597,17	122,39
1971	14.833,53	1.415.505,42	47.187,19	1.185.686,78	6.265.822,32	62.020,72	7.681.327,74	123,85
1972	23.227,35	3.563.075,06	40.053,47	947.290,91	5.478.696,52	63.280,82	9.041.771,58	142,88
	99.359,07	9.929.131,46	177.845,07	4.780.141,24	23.092.139,89	277.204,14	33.021.271,35	121,31

ANEXO II: FLUXOGRAMA DO PROCESSO DE ALTO Forno PARA ZINCO.



Zinco - Br

PANORAMA DO ZINCO NO BRASIL

O Dr. Edmundo J. Martins, Engenheiro de Minas, do Departamento de Zinco do Brasil

Está, pois, com a publicação de um livro sobre o assunto.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS, Engenheiro de Minas, do Departamento de Zinco do Brasil

e o diretor do Centro de Estudos de Zinco do Brasil, apresenta este livro.

A finalidade deste livro é fornecer ao leitor uma visão geral sobre o zinco no Brasil, sob o ponto de vista econômico, geológico, metalúrgico e químico. O livro é dividido em duas partes: a primeira trata da produção e do consumo de zinco no Brasil, e a segunda trata da metalurgia e da química do zinco.

Antes, porém, de entrar no assunto, é necessário definir o que se entende por zinco. O zinco é um elemento químico de símbolo Zn e número atômico 30. É um metal branco-prateado, maleável e dúctil.

1. - INFORMAÇÕES GERAIS

1.1. - Características

O zinco é um metal branco-prateado, maleável e dúctil. É um elemento químico de símbolo Zn e número atômico 30. É um metal branco-prateado, maleável e dúctil.

O zinco não se altera na superfície quando exposto ao ar atmosférico. É resistente à corrosão.

Em comparação com o ferro, o zinco é um metal mais leve e mais resistente à corrosão.

É usado na fabricação de ligas metálicas, especialmente o zinco-níquel e o zinco-cobalto. Também é usado na fabricação de baterias e em processos de galvanização.

1.2. - Tipos Comerciais

O metal é obtido na forma de barras, fios e placas. É usado na fabricação de ligas metálicas, especialmente o zinco-níquel e o zinco-cobalto. Também é usado na fabricação de baterias e em processos de galvanização.

O SR. COORDENADOR – Vamos dar início à nossa conferência de hoje, que será proferida pelo Dr. Edmundo J. Martins, engenheiro-metalurgista, formado por Belo Horizonte, e que, atualmente assessora o Ministério da Fazenda, no setor dos, não-ferrosos.

O Dr. Edmundo Martins falará sobre o “Panorama do Zinco no Brasil”

Está, pois, com a palavra, o nosso conferencista de hoje.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Agradeço as palavras do Sr. Coordenador e o convite do Centro Moraes Rego, para vir aqui conversar com os senhores.

A finalidade desta conferência – que, aliás eu gostaria que fosse muito mais uma “mesa redonda”, já que estão presentes aqui vários professores ligados ao assunto, – será a de apresentar uma visão geral da situação do zinco no Brasil, principalmente nos últimos três anos.

Antes, porém, repassaremos rapidamente as propriedades, aplicações, processos de obtenção do metal e o situaremos dentro do Panorama Internacional.

1. – INFORMAÇÕES GERAIS

1.1. – Características do Metal

O zinco é um metal de cor branca azulada, relativamente denso ($6,82 \text{ g/cm}^3$) e de baixo ponto de fusão (419°C). Seu peso atômico é 65,38. Entra em ebulição a 907°C e, devido a isto, nos processos pirometalúrgicos de extração é obtido sob a forma de vapor e, posteriormente, condensado.

O zinco não se altera no ar seco, ar úmido ou água contendo CO_2 , entretanto na sua superfície forma-se pequena película de oxidação que o protege contra ataques posteriores.

Em comparação com os outros metais o zinco, possui resistência à tração da mesma ordem que a do alumínio e magnésio e peso específico próximo ao do ferro e cobre. Pode ser trabalhado a frio como estanho e o chumbo, mas não possui a plasticidade destes metais.

1.2. – Tipos Comerciais

O metal é obtido no comércio em seis tipos que se expressam segundo os teores de zinco e os máximos de impurezas. As normas ASTM e ABNT especificam os vários tipos, o que é dado no quadro I.

QUADRO I – Classificação dos tipos de Zinco

TIPO	Teor máximo de impurezas %			Teor mínimo de zinco %
	Pb	Fe	Cd	Zn
Extra fino A	0,003	0,002	0,003	99,995
Extra fino B "Special High Grade"	0,003	0,003	0,003	99,990
Fino B "High Grade"	0,07	0,02	0,03	99,90
Intermediário A "Intermediate"	0,20	0,03	0,04	99,5
Intermediário B "Brass special"	0,6	0,03	0,50	99,0
Comum "Prime western"	1,6	0,05	0,50	98,0

1.3. – Aplicações

As propriedades do zinco não o indicam como metal para ser utilizado isoladamente mas sim para *melhorar* e corrigir propriedades de outros metais.

Sua maior aplicação é como elemento de proteção contra a corrosão.

A galvanização ou zincagem a quente consiste na imersão de uma peça, previamente limpa, em zinco aquecido entre 430 e 460° C.

Outras técnicas de revestimento de peças são também empregadas (metalização, zincagem eletrolítica e sherardização) mas, dentre elas, a aplicação de tintas ricas em zinco, alcança maior destaque.

Outra aplicação do zinco é na produção de ligas diversas das quais as mais importantes são:

- a) latões: cobre-zinco (Zn: até 45%)
- b) bronzes: cobre-zinco-estanho (Zn + Sn: de 5 a 40%)
- c) ligas para fundição sobre pressão: conhecidas como Zamak; o zinco é o metal predominante sendo o alumínio, cobre e magnésio em menores proporções, os outros constituintes.

O zinco também é aplicado na indústria química, na fabricação de pigmentos e óxidos para a indústria da borracha. Um produto de zinco bastante usado é o litopônio que é um pigmento branco produzido pela interação de sulfato de zinco e sulfeto de bário.

1.4. – Minerais de Zinco

O zinco é encontrado na natureza sob a forma de poucos minerais. O principal deles é o sulfeto de zinco, ZnS , conhecido como esfalerita ou “blenda de zinco” e sua variedade, a marmatita, a qual é uma mistura isomórfica de sulfeto de zinco e ferro $(Zn, Fe)S$. Em seguida, na ordem de importância, estão o carbonato de zinco, $ZnCO_3$, conhecido como smithsonita e o silicato $Zn_2SiO_4 \cdot H_2O$, denominado hemimorfita ou calamina. Os outros minerais (Quadro II) ocorrem mais raramente. No Brasil, a Willemita reveste-se de importância especial devido à sua presença no minério da região de Vazante.

QUADRO II – Principais Minérios de Zinco

<i>MINERAL</i>	<i>FÓRMULA QUÍMICA</i>
Esfalerita	ZnS
Marmatita	$(Zn,Fe)S$
Smithsonita	$ZnCO_3$
Hemimorfita	$Zn_2SiO_4 \cdot H_2O$
Willemita	Zn_2SiO_4
Zincita	ZnO
Franklinita	$(Fe,Zn,Mn) \cdot (Fe,Mn)_2O_4$

2. – TECNOLOGIA

A maior parte dos minérios de zinco do mundo ocorre como sulfetos, embora haja notáveis exceções a esta generalização, como os casos do Brasil e da Região Ocidental dos Estados Unidos onde minérios complexos requerem tratamento especial.

De modo geral, o processamento do minério de zinco envolve moagem, flotação, filtragem e secagem, ustulação e, só então, a conversão do concentrado ustulado em metal por:

- a) um processo térmico, envolvendo redução pelo carbono (pirometalurgia);
ou
- b) lixiviação química seguida por deposição eletrolítica (hidrometalurgia).

O ácido sulfúrico é o principal subproduto.

O processo térmico produz um zinco impuro embora, por redistilação obtenha-se qualidade "high grade" com 99,99% de pureza. O processo eletrolítico é largamente empregado, e, nos Estados Unidos, é responsável por cerca de 50% do total produzido, a maior parte com 99,99% de pureza.

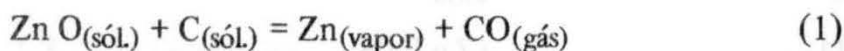
2.1. — Pirometalurgia

2.1.1. — Princípios Gerais:

Os concentrados sulfetados são inicialmente ustulados para a eliminação quase completa do enxofre e produção do óxido de zinco. Os gases gerados nesta operação podem ser aproveitados para a fabricação de ácido sulfúrico, à semelhança do que ocorre com a metalurgia de outros metais (cobre, chumbo, níquel).

A operação de ustulação é feita nos fornos convencionais para tal fim, isto é, soleiras múltiplas, máquinas de sinterizar, leitos fluidizados ou em suspensão ("flash roasting").

Em seguida à ustulação o óxido é reduzido pelo carbono, produzindo o Zn metálico e o monóxido de carbono, segundo a reação:



A reação (1) é resultante das duas seguintes:



O zinco obtido sob a forma de vapor pode oxidar-se rapidamente. Procura-se evitar que tal aconteça mantendo-se uma baixa proporção de CO_2 na mistura gasosa, o que é conseguido trabalhando-se com excesso de carvão e em temperaturas mais altas.

A redução começa a cerca de 950°C e já a 1100°C o conteúdo de CO_2 nos gases é bastante pequeno em relação ao de CO .

O zinco deve ser condensado pelo resfriamento *brusco* do vapor, evitando-se assim a sua reoxidação. É mantida uma temperatura de condensação entre 500 e 550°C . Como o metal líquido contém ainda impurezas (sendo cádmio, chumbo e ferro as principais) o zinco assim obtido deve ser, posteriormente, refinado.

2.1.2. — Processos:

(a) Retorta Horizontal (Forno Belga)

Uma mistura de concentrado pré-ustulado e redutor, é carregada numa retorta (Anexo I — fig. 1), a qual é então colocada num forno aquecido a 1400°C , pela queima de gases.

Na retorta, o zinco é reduzido de acordo com a reação (1) e, daí juntamente

com os outros gases, passa a um condensador a ela acoplado onde, em contacto com as suas paredes, é resfriado. Gotas do metal escorrem pelas paredes e são coletadas no fundo do condensador.

O zinco que escapa do condensador é precipitado no seu *prolongamento* sob a forma de uma poeira denominado “pó azul”.

(b) *Retorta Vertical*

O processo da retorta horizontal apresenta como principais inconvenientes à sua natureza intermitente, operação e manutenção trabalhosa, rendimento térmico e recuperação de metal não suficientemente satisfatórios.

Visando minimizar tais desvantagens, foi desenvolvido pela New Jersey Zinc Co. o processo denominado de retorta vertical.

A retorta (fig. 2 – Anexo I), na forma de uma chaminé de seção retangular, é fabricada de tijolos refratários de alta condutividade térmica (carbeto de silício) e, sua capacidade de carga é maior do que a retorta moldada de paredes finas do processo horizontal.

A questão da descontinuidade do processo foi solucionada pela remoção dos resíduos acumulados no fundo da retorta por meio de um mecanismo de descarga contínua.

O concentrado e o redutor são aglomerados como briquetes e estes pré-queimados antes de serem carregados pelo topo da retorta. Os gases contendo zinco vapor e monóxido de carbono passam por uma câmara inclinada de condensação onde o zinco é coletado e o monóxido de carbono, após purificação, é usado como combustível na mistura de aquecimento da retorta.

A recuperação total de zinco é de 90 a 95%.

(c) *Forno Termoelétrico*

Embora mais eficiente que o processo de retorta horizontal, o processo de retorta vertical é ainda desvantajoso, pois o calor tem que ser transmitido através das paredes da retorta.

Este fato deu origem ao processo eletrotérmico. O forno (fig. 3 – Anexo I), de forma cilíndrica e tendo entre 12 e 14 m de altura, possui um jogo de elétrodos na sua parte mais alta e outro na sua parte inferior. O aquecimento é feito pela passagem de corrente elétrica através da carga de briquetes. A temperatura média da carga é de 1200°C. O resíduo é descarregado continuamente e contém em torno de 15% de zinco.

O pré-aquecimento da carga a 800°C, visa a economia da energia elétrica, cujo consumo é próximo de 3000 Kwh por tonelada de zinco.

A rápida condensação do vapor é assegurada pela aspiração dos gases através de um banho de zinco fundido contido num condensador em forma de U. Os gases são lavados e o zinco neles restante é recuperado sob a forma de “pó azul”.

Uma alternativa para a produção do metal, via eletrotérmica, é o emprego do

forno elétrico a arco, de três elétrodos. A carga consiste de minério oxidado (sintetizado) ou concentrados, redutor, e adições de cal, sílica para manter a relação CaO/SiO_2 entre 0,8 e 1,4/1.

Produz-se ferro e escória que ficam acumulados no fundo do forno, e o zinco vapor, juntamente com monóxido de carbono, deixa o forno por meio de saídas refratárias passando para um condensador como o anteriormente mencionado.

(d) *Forno de Cuba* (Imperial Smelting Process)

Desenvolvido na Inglaterra, o alto forno para zinco trabalha com ar pré-aquecido entre 550 e 750°C, que é injetado no forno através de ventaneiras resfriadas a água.

Os gases produzidos no interior do forno contendo CO , CO_2 , N_2 e zinco vapor, são parcialmente queimados no trajeto do forno ao condensador. O aumento de temperatura resultante evita a reoxidação do zinco pelo CO_2 .

O condensador consiste de uma câmara onde um banho de chumbo líquido a 560°C, mantido em agitação violenta, é usado para condensar e dissolver o zinco vapor sem reoxidação apreciável. O chumbo líquido (contendo cerca de 2,4% de zinco em solução) é removido do condensador e resfriado a 450°C, temperatura na qual a solubilidade máxima do zinco é 2,15%. O zinco em excesso (com 98,5% de pureza) é expulso da solução e flutua sobre o chumbo, de onde é removido. O chumbo é então re-introduzido no condensador, em circuito fechado (fluxograma do processo do Anexo II).

Aproximadamente 400 toneladas de Pb devem ser circuladas no condensador para a obtenção de 1 tonelada de zinco. Usando-se concentrados com 20 a 38% de Zn e 16 a 27% de Pb, as recuperações destes metais atingem 90 e 94% respectivamente.

Este processo parece ter sido bem sucedido apenas em minérios mistos de Pb e Zn onde a concentração por meios mecânicos ou flotação não permite obter concentrados distintos dos dois metais. Há notícias de que a própria Imperial Smelting teria já encerrado a operação de uma de suas instalações, pelo fato de não mais dispor de minério adequado (alto teor de Pb) para carga do forno.

2.2. – Hidrometalurgia

O processo objetiva a produção de uma solução de sulfato de zinco tão livre de impurezas quanto possível e a deposição do zinco da solução por eletrólise.

Parte-se, normalmente, de concentrados pré-ustulados porém, concentrados oxidados obtidos por processos pirometalúrgicos (forno Waelz), ou mesmo minérios oxidados de alto teor como no caso brasileiro, podem ser atacados diretamente pelo ácido.

Embora seja um processo aparentemente simples, ele se complica pela dissolução simultânea de elementos indesejáveis juntamente com o zinco.

Básicamente, é desenvolvido em três etapas:

- (a) — lixiviação do concentrado;
- (b) — purificação da solução de sulfato de zinco;
- (c) — eletrólise da solução de sulfato de zinco.

Na terceira etapa obtém-se o zinco em cátodos após o que o metal é normalmente fundido em fornos de reverbero (ou de indução, mais modernamente), e vazado como lingotes com forma de um tronco de pirâmide retangular, conhecido como "slab".

(a) — Lixiviação do Concentrado

O principal objetivo da lixiviação é dissolver o óxido de zinco:



A total recuperação do zinco requer um excesso de ácido sulfúrico. Por outro lado, a solução deve ser praticamente neutra ao fim da lixiviação, para a eliminação do ferro ser completa. Para se conseguir estes objetivos conflitantes, a operação de lixiviação deve ser efetuada em dois estágios:

No primeiro, o concentrado ustulado é tratado com uma solução de ZnSO_4 , contendo cerca de 100 a 130 gramas de zinco por litro e 1 a 5 gramas de ácido sulfúrico livre por litro. O ácido presente não irá lixiviar todo o zinco — somente uma parte passará para a solução a qual será neutra, e desta maneira, livre de ferro. Este estágio é denominado de lixiviação neutra.

O resíduo insolúvel do estágio neutro ainda contém muito zinco e é retratado pelo eletrólito que recircula, contendo cerca de 100g de H_2SO_4 por litro, num segundo estágio, chamado de lixiviação ácida. No fim deste, a concentração do ácido na solução cai para 1–5 g/l e ela é usada para a lixiviação neutra.

Muitas impurezas podem ter reduzidas suas quantidades ou mesmo serem eliminadas pela neutralização da solução de sulfato de zinco com óxido de zinco, com a formação e precipitação de hidróxido férrico.

Este método é comumente chamado "purificação de ferro" e é usualmente levado a efeito com a lixiviação.

O arsênico e o antimônio são removidos da solução juntamente com o ferro.

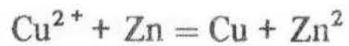
O equipamento para lixiviação consiste em grandes tanques onde se promove a agitação da polpa minério-ácido por ar comprimido ou por agitadores mecânicos.

Uma série de filtrações e espessamentos visando a separação dos resíduos da solução culmina com o envio desta para a etapa seguinte.

(b) — Purificação da solução neutra de zinco

Mesmo se presentes em quantidades diminutas, impurezas tais como cobre, cobalto, ferro, arsênico e antimônio podem reduzir apreciavelmente a eficiência de corrente na etapa subsequente da eletrólise.

A remoção de cobre e cádmio é feita pela adição de zinco em pó, ocorrendo então a precipitação dos dois metais segundo as reações:



O resíduo de cobre e cádmio contém também zinco nas seguintes percentagens:

Cu : 2-8%

Cd : 6-12%

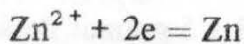
Zn : 30-40%

e constitui uma fonte valiosa para a obtenção de cádmio, tendo o cobre como subproduto. Metais raros como thálio e índio também vão para este resíduo.

(c) – Eletrólise da solução de sulfato de zinco

A solução netra purificada é enviada á eletrólise, contendo ions Zn^{2+} , SO_4^{2-} , e OH^- .

A reação principal se dá no cátodo, resultando da deposição de zinco metálico.



Os cátodos são de alumínio que logo se revestem de zinco passando a funcionar como se fossem de tal material. Os ânodos são de chumbo, e os tanques de concreto, revestidos com material ácido-resistente, ou de madeira.

Opera-se com densidade de corrente entre 300 e 600 A/m² e tensões de 3,2 a 3,9 volts. O consumo de energia está entre 3.000 e 3.200 Kwh/t de zinco.

A solução é alimentada nas células contendo de 110 a 130 g/l de zinco e recirculada para o circuito de lixiviação contendo de 100 a 150 g/l de ácido sulfúrico livre e 40 a 60 g/l de zinco.

3 – PANORAMA MUNDIAL

3.1 – Produção Mundial

A produção mundial de minério de zinco evoluiu de 3,35 milhões de toneladas em 1960 para 5,91 milhões de toneladas de zinco contido, em 1973, apresentando portanto um crescimento de 76%, correspondente a um aumento anual de 4,4%.

A produção mundial de zinco metalúrgico no mesmo período passou de 3,15 milhões de toneladas para 5,52 milhões de tonelada com um aumento portanto de, 75% correspondendo a um crescimento de 4,4% a.a.

Os dez primeiros produtores de minérios de zinco nos anos de 1960 e 1972 foram responsáveis, respectivamente, por 73% e 76 % da produção mundial.

O Quadro III lista os principais produtores e as modificações ocorridas em seu posicionamento no período 1960/1972.

A mudança de posição mais importante é a do Canadá que num período de apenas 12 anos dobra sua participação dentro da produção mundial, passando de 11% em 1960 a 22% em 1972. Note-se ainda que 50% da produção se concentra nos 4 países do topo da lista.

QUADRO III – Principais Produtores de Minério de Zinco

% DA PRODUÇÃO MINERAL MUNDIAL

1960		1972	
U.S.A.	13	Canadá	22
U.R.S.S.	11	U.R.S.S.	11
Canadá	11	Austrália	9
Austrália	9	U.S.A.	8
México	7	Peru	7
Japão	5	Japão	5
Peru	5	México	5
Polônia	4	Polônia	4
Itália	4	Coréia	3
Alemanha (R.F.)	4	Alemanha (R.F.)	2
Total	73	Total	76

Os principais produtores metalúrgicos mundiais nos anos de 1960 e 1972 estão listados no Quadro IV. Em 1960 os dez primeiros eram responsáveis por 83% da produção mundial e em 1972 por cerca de 77%.

QUADRO IV – Principais Produtores de Zinco Metálico

% DA PRODUÇÃO METALÚRGICA MUNDIAL

1960		1972	
U.S.A.	25	Japão	15
U.R.S.S.	13	U.R.S.S.	12
Bélgica	8	U.S.A.	12

Canadá	7	Canadá	9
Alemanha	6	Alemanha R.F.	7
Japão	6	Austrália	5
Polônia	6	França	5
França	5	Bélgica	5
Austrália	4	Polônia	4
Itália	3	Itália	3
Total	83	Total	77

3.2 — Consumo Mundial

Entre os anos de 1960 e 1973 o consumo se elevou de 93% correspondendo um crescimento de 5,2%, tendo passado de 3,07 para 5,94 milhões de toneladas.

Os principais consumidores em 1960 e 1970 estão listados no Quadro V. A grande modificação na classificação dos consumidores se deve ao Japão, que passou de um quinto lugar em 1960, consumindo cerca de 6% do consumo mundial para o segundo lugar em 1970 consumindo 12%.

QUADRO V — Principais Consumidores de Zinco

% DO CONSUMO MUNDIAL

1960		1970	
U.S.A.	26	U.S.A.	24
U.R.S.S.	12	Japão	12
Alemanha	10	U.R.S.S.	11
Reino Unido	9	Alemanha R.F.	8
Japão	6	Reino Unido	5
França	6	França	5
Bélgica	3	Itália	4
Itália	3	China	3
China	2	Bélgica	3
Canadá	2	Canadá	2
Total	79	Total	77

4 — PANORAMA NACIONAL

4.1 — Um "Flash" da situação atual

Produzindo menos da metade do Zinco necessário para o seu consumo, o Brasil é um tradicional importador do metal, que ocupa a terceira posição entre os não-ferrosos mais consumidos e importados pelo país, logo após o cobre e o alumínio. Nos últimos três anos foram dispendidos cerca de US\$ 145 milhões (CIF) com a compra de zinco no exterior, 54% dos quais somente no ano passado.

Como pode ser observado pelo quadro VI, 1973 foi um ano anormal. Ocorreu que, prevendo uma alta exagerada nos preços durante o ano seguinte, os importadores compraram além de suas necessidades ocasionando níveis de estoque acima dos usuais. E alta realmente aconteceu pois, enquanto o preço médio CIF da tonelada importada foi de US\$ 560 em 1973, no ano seguinte atingiu a US\$ 1.250.

QUADRO VI — Importações de Zinco

<i>ANO</i>	<i>QUANTIDADE (t)</i>	<i>VALOR — CIF (US\$ 1.000)</i>
1972	54.294	21.944
1973	77.854	43.615
1974	63.500	79.239

Fonte: CIEF — CONSIDER

Atualmente, o mercado internacional atravessa um período em que se busca a estabilização dos preços mediante cortes de produção e outros expedientes. E parece que o objetivo está sendo alcançado pois a cotação do metal tem oscilado pouco estando, no momento, a US\$ 782/t (23/04/75), após uma queda acelerada iniciada em maio de 1974.

Internamente o preço está fixado em Cr\$ 7.380,00/t contra Cr\$ 4.490,00 em janeiro do ano passado.

A produção nacional iniciada em 1965 com a Cia. Industrial e Mercantil Ingá, evoluiu lentamente até 1969 quando entrou em funcionamento a usina da Cia. Mineira de Metais. A partir de então o crescimento foi mais rápido, tendo ultrapassado 30 mil toneladas no último ano.

O metal produzido a partir da sucata (metal secundário) oscila em torno de 5% do consumo aparente. A composição deste valor com os quadros VI (importação) e VII (produção primária) resulta no quadro VIII de consumo aparente.

QUADRO VII – Produção Nacional de Zinco Primário

<i>ANO</i>	<i>QUANTIDADE</i> (t)
1972	16.200
1973	22.300
1974	30.519

Fonte: CONSIDER – ICZ

QUADRO VIII – Consumo Aparente de Zinco

<i>ANO</i>	<i>QUANTIDADE</i> (t)
1972	74.400
1973	104.200
1974	99.063

Fonte: CONSIDER – ICZ – CIEF

4.2. – Problemas Básicos da Indústria do Zinco no Brasil

As dificuldades de produção do zinco no Brasil começam exatamente com a matéria prima, isto é, o minério. Enquanto na maioria dos países produtores do metal, o zinco é obtido a partir de minérios sulfetados, de fácil concentração e que permitem obter como subproduto o ácido sulfúrico, aqui, até há pouco tempo, só se conheciam jazidas de minérios oxidados.

A utilização desta matéria-prima implicou no desenvolvimento de um processo específico, considerado um trunfo da tecnologia nacional. Embora tal fato auspicioso seja motivo de orgulho, a realidade é que muito ainda se pode fazer para melhorar o processo, permitindo a utilização de minérios com menores teores de zinco e reduzindo o consumo de ácido sulfúrico.

Atualmente, numa das empresas produtoras, o consumo de ácido por tonelada de metal produzido ultrapassa 1.000 kg contra os 147 kg previstos no projeto!

Pesquisas já realizadas mostraram que mediante tratamentos considerados simples (separação magnética e calcinação) podem ser obtidos concentrados relativa-

mente ricos e resultados positivos têm sido obtidos também por flotação.

É vital o desenvolvimento da tecnologia nacional pois, do contrário, as jazidas terão sua vida reduzida, já que os minérios alimentados nas usinas têm teores acima da média das jazidas, significando, pois, que o aproveitamento das mesmas não é o ideal (ver quadro IX).

QUADRO IX – Teores Médios: Jazidas e Usinas

<i>EMPREZA</i>	<i>TEOR MÉDIO DE Zn (%)</i>	
	<i>Jazida</i>	<i>Alimentação</i>
C.M.M.	16	41
INGÁ	8	22

Fonte: Empresas Produtoras

O outro grande problema da indústria nacional do zinco consiste na localização das usinas. Por falta da infra-estrutura no local das ocorrências de minério, as duas empresas viram-se obrigadas a estabelecer suas usinas em locais distantes das minas, onerando, conseqüentemente, os custos de produção do metal com a necessidade de transportar o minério até as respectivas unidades metalúrgicas. A usina da INGÁ está situada em Itaguaí (RJ) e a da C.M.M. em Três Marias (MG) distando, respectivamente, 1.100 km e 350 km de Vazante (MG) onde ficam as jazidas.

O caso da INGÁ é particularmente, mais grave pois, considerando que o teor médio do minério utilizado na alimentação da usina é de 22% de Zn isto significa que cerca de 80% do material transportado por 1.100 km é estéril, isto é, será rejeitado no processo.

4.3. – As Empresas e os seus Planos

A produção das duas empresas durante o ano passado foi próxima da capacidade total instalada (quadro X) e ambas já têm planos de expansão elaborados, estando o da C.M.M. já em andamento enquanto o da Ingá permanece em análise pelo BNDE.

Juntamente com a Mineração Morro Agudo (subsidiária da METAMIG), cuja produção anunciada será 35 mil toneladas/ano, a INGÁ e a CMM constituem as três únicas empresas em condições de operarem a partir de minérios nacionais, por disporem de jazidas próprias.

QUADRO X – Capacidade Instalada e Produção por Empresa

<i>EMPRESA</i>	<i>CAPACIDADE (t/ano)</i>	<i>PRODUÇÃO 1974 (t)</i>
INGÁ	8.400	6.877
CMM	24.000	23.642
TOTAL	32.400	30.519

Fonte: CONSIDER – ICZ

4.3.1. – Companhia Mineira de Metais (CMM)

Localização: a mina está situada no município de Vazante, M.G., cidade distante cerca de 120 km da rodovia Belo Horizonte-Brasília, a partir de Paracatu. A instalação metalúrgica foi construída em Barreiro Grande (Três Marias) devido à facilidade de obtenção de energia elétrica a baixo custo. A ligação entre as duas cidades pode ser feita por rodovia (cerca de 350 km) ou por aviões monomotores.

Reservas – Tipo de Minério: o minério cubado, até o momento, atinge 6.200.000 t com um teor médio de 16% o que corresponde a 1 milhão de toneladas de zinco contido. Já foram efetuados 12 mil metros de sondagens, 3 mil metros de poços e 300 metros de galerias.

O minério ocorre em dois corpos semi-paralelos distintos, tendo um deles a forma de uma calha e, no qual predomina o mineral Calamina ou Hemimorfita, um silicato hidratado de zinco. O outro corpo, no qual predomina a Willemita (Zn_2SiO_4), tem forma tabular, e o minério está associado com hematita. Em ambos ocorre também com maior ou menor frequência a smithsonita, hidrozincita e zincita. Apenas em pontos localizados o chumbo atinge valores consideráveis podendo chegar a 0,8%.

No momento está sendo minerado o corpo de willemita e apenas o minério mais rico é utilizado como alimentação da usina. O restante é estocado em pilhas próximas à mina, para posterior emprego no processo Waelz a ser implantado.

Lavra – Beneficiamento: a mineração, à céu aberto, nada difere das operações deste tipo. A relação estéril/minério está entre 5/1 e 6/1. Após o descapamento, é dado o fogo no minério que, em seguida, é carregado, em caminhões Alfa de 10 e 20 toneladas, por meio de pás carregadeiras, e transportado até um pátio de estocagem. Daí é alimentado em um britador primário e um secundário, ambos de mandíbulas, sendo todo ele reduzido a menos de 1 polegada. Posteriormente, é transportado por caminhões até Três Marias.

Metalurgia: o minério britado, proveniente de Vazante, é moído em moínhos de bola a uma granulometria tal que 80% passe na peneira de 100 mesh (147 microns). A lixiviação é feita com ácido sulfúrico, obtido a partir de enxofre importado, em duas fábricas próprias. A solução de sulfato de zinco obtida pela lixiviação do minério, é diluída, filtrada em filtros prensa e depois reconcentrada por evaporação.

Após purificação, pela adição de pó de zinco, óxido de arsênio e sulfato de cobre, para a precipitação de impurezas (Cd, Cu, Sb, As, etc.), a solução é enviada para a eletrólise. Até o momento não é recuperado o cádmio precipitado na fase de purificação. Com a expansão da produção será construída uma instalação para tal fim.

Processo Waelz: os planos de expansão da empresa prevêm atingir 50 mil toneladas em 76/77 e 75 mil em 1980. Para isto vão passar a empregar, simultaneamente com o processo hidrometalúrgico atual, o processo Waelz.

Em síntese, o processo consiste em reduzir o óxido de zinco do minério a zinco metálico sob a forma de vapor. O metal em contacto com a atmosfera oxidante do forno reoxida-se e é recolhido novamente como óxido numa câmara própria, extração de 90 a 93% do zinco inicial.

O forno industrial será localizado próximo às instalações de beneficiamento de Vazante.

O Grupo Votorantim, do qual faz parte a CMM, pretende assegurar o fornecimento total do carvão e para isto, ampliará as suas plantações de eucaliptos.

O óxido produzido no processo Waelz será lixiviado da mesma maneira como o é atualmente o minério "in natura".

4.3.2. — Cia. Industrial e Mercantil Ingá

Localização: A mina está situada em Vazante, M.G.. A metalurgia extrativa é feita em Itaguaí, R.J., localizada na Baía de Sepetiba, distante cerca de 82 km da cidade do Rio de Janeiro.

Reservas: São controvertidos os dados sobre as reservas da Ingá. Segundo o DNPM ("Perfil do Zinco") os números conhecidos são os apresentados no quadro XI. Isto corresponde a um total de 900.000 toneladas de minério com um teor médio de 17% de Zn, ou seja, 153.000 t de metal contido.

Embora o minério silicatado ocorra predominantemente, é ainda considerável a presença do carbonato de zinco, a smithsonita, como pode ser constatado pelo quadro XII:

O minério é lavrado pela "Mineração Areiense S.A. = MASA", criada em dezembro de 1972, e que está sob controle acionário do mesmo grupo da Ingá (Senador Domício Gondim Barreto).

QUADRO XI – Reservas de Minério da Ingá Segundo o DNPM

<i>RESERVAS</i>	<i>TEOR DE Zn</i>	<i>TONELADAS DE MINÉRIO</i>
Medida	> 30%	50.000
	> 14%	725.000
Indicada	—	—
Inferida	> 30%	115.000

QUADRO XII – Composição Aproximada do Minério da Ingá

<i>COMPOSIÇÃO QUÍMICA</i>		<i>COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA</i>		
<i>Composto</i>	<i>%</i>	<i>Mineral</i>	<i>Fórmula</i>	<i>%</i>
ZnO	37	Smithsonita	ZnCO ₃	17
SiO ₂	18	Hemimorfita	Zn ₄ (Si ₂ O ₇)(OH) ₂ H ₂ O	36
Fe ₂ O ₃	18	Hematita	Fe ₂ O ₃	18
CaO+MgO	6	Dolomita	(Ca.Mg) CO ₃	12
Al ₂ O ₃	3	Alumina	Al ₂ O ₃	3
Outros	6	Sílica	SiO ₂	9
Perda ao Fogo	15	Outros	—	3

(Fonte: V.F. Campos e outros – “Processamento Pirometalúrgico do Minério de Zinco de Vazante”)

De Vazante, por estrada sem asfalto, o minério é levado até Paracatú e de lá até Itaguaí, num percurso de aproximadamente 1.100 Km.

O material tem seu tamanho reduzido através de britador de mandíbulas e moinho de rolos. A moagem é feita em moinhos de bolas até que toda a carga passe em peneira de 150 mesh.

Metalurgia

extrativa: O método empregado foi especialmente desenvolvido pelo prof. Hugo Radino e patenteado como “Processo Ingá-Radino”. Baseia-se o

também na lixiviação direta do minério por ácido sulfúrico.

Com adições de sulfato de alumínio consegue-se precipitar a sílica, que, de outra maneira, iria dificultar a filtração posterior em filtros a vácuo. O ferro, arsênio e antimônio são também precipitados juntamente com a sílica.

Tratamentos posteriores, seguidos de filtrações visam eliminar outras impurezas como Cu, Cd, Ni, etc... obtendo-se ao final uma solução adequada para ser submetida à eletrólise.

Estudos recentes, realizados por V. F. Campos e outros com o minério da Ingá mostraram que uma separação magnética a úmido seguida de calcinação poderia reduzir em cerca de 90% o ferro e em 30% o magnésio contidos no minério antes de lixiviado, com uma recuperação de 91% do zinco. Se tal tratamento fosse realizado próximo a mina, poder-se-ia obter grande economia no transporte do minério e seu aumento do rendimento do processo hidrometalúrgico.

4.3.3 – Mineração Morro Agudo S.A.

Localização: A empresa recém criada é uma subsidiária da Metais de Minas Gerais S.A. – Metamig, com sede em Belo Horizonte.

A sua jazida está localizada em Morro Agudo, município de Paracatu, M.G.

Reserva: As reservas minerais indicadas, *até o momento*, atingem a 15 milhões de toneladas de *minério sulfetado*, ao contrário das outras jazidas conhecidas no Brasil, que são de minérios oxidados. Trata-se de sulfetos de chumbo e zinco de fácil separação e concentração. Outras áreas selecionadas pela METAMIG continuam sendo pesquisadas e as reservas poderão ser ampliadas.

Lavra: A mineração será subterrânea, já que o corpo de minério se estende até uma profundidade de 250m. Prevê-se uma recuperação entre 85 e 90% na lavra e uma vida útil de 15 anos a um ritmo de mineração de 600.000 t/ano.

Meturgia

Planos de

Produção

A concentração de minério por flotação será extremamente beneficiada, pois os sulfetos Pb e Zn estão em minerais distintos, e de fácil liberação. Os estudos de beneficiamento estão sendo realizados pela firma de consultoria Paulo Abib Andery e pelo Depto. de Metalurgia Extrativa da UFMG.

O início das operações está previsto para janeiro de 1978 com uma produção de aproximadamente 35 mil t/a de zinco metálico e 12 mil t/a de chumbo. Como sub-produtos, será produzido ácido sulfúrico,

e ainda, provavelmente, prata, cádmio e corretivo para solos a partir do rejeito de concentração.

Não foi decidido ainda o processo metalúrgico para a extração do zinco, mas, provavelmente, o hidrometalúrgico será o preferido, já que haverá disponibilidade de ácido sulfúrico no local.

Para a consolidação do projeto a METAMIG deverá associar-se com um ou mais grupos, de preferência nacionais.

4.4 — Cometários sobre os planos futuros

Os programas de produção anunciados estão mostrados no quadro XIII.

A CMM terá sua capacidade aumentada mediante modificação nas linhas de eletrólise e implantação de uma usina em Vazante (MG), para a produção de óxido com alto teor em zinco (processo Waelz), a ser lixiviado nas instalações de Três Marias (MG). O plano de expansão já está sendo realizado, montando os investimentos a cerca de Cr\$ 140 milhões.

Permanece aqui uma dúvida quanto ao completo sucesso do processo Waelz que caso não tenha resultado esperado, poderá atrasar o cronograma previsto.

Quanto ao projeto da Ingá, não se trata de uma simples expansão pois a intenção é passar de uma produção de 30 t/dia para 140 t/dia! E uma nova usina com capacidade 4 vezes maior!

Assim, a empresa deverá se preocupar em aprimorar o seu processo tecnológico visando a diminuir a quantidade de material estéril a ser transportado.

A Mineração Morro Agudo, por sua vez, está prevendo iniciar a produção em 1978. Como a jazida será explorada por lavra subterrânea, método do qual se tem relativamente pouca experiência no Brasil, é de se esperar que surjam problemas que fatalmente atrasarão os planos ou quando muito reduzirão a produção inicial. Assim é mais prudente pensar em 1980 como o ano mais provável para início da produção.

Diante pois, dos fatos relacionados com cada uma das três companhias produtoras de zinco, pode-se considerar o quadro XIII como muito otimista.

QUADRO XIII — Planos de produção

EMPRESA	1975	1976	1977	1978	1979	1980
INGÁ	7.000	7.000	19.400	31.000	38.700	38.700
CMM	24.000	40.900	50.000	50.000	50.000	75.000
MORRO AGUDO	—	—	—	—	35.000	35.000
TOTAL	31.000	47.900	69.100	81.000	123.700	148.700

Fonte: Empresas Produtoras

4.5 – O Crescimento da demanda

No Programa Nacional de Desenvolvimento da Indústria de Não-Ferrosos, a demanda de zinco foi projetada a uma taxa de 13% a.a.. Para tentar uma correlação da mesma com o crescimento dos últimos anos, foram levantados os dados do quadro XIV, para o PIB e Consumo Aparente, no período compreendido entre 1966 e 1974.

QUADRO XIV

		Taxas de crescimento anual do PIB e do consumo aparente de zinco (% a.a.)								
		1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974
CONS.AP.		35,44	(10,74)	21,98	8,45	12,10	18,40	11,21	40,05	(4,89)
PIB		5,1	4,8	9,3	9,0	9,5	11,3	10,4	11,4	10,0 *

FONTE: FGV – MINIFAZ

*OBS: * Estimado; valores entre parenteses = taxas negativas*

A média aritmética das taxas de consumo aparente foi de 14,6% a.a. e do PIB de 9,0% a.a. Calculando-se pelo sistema de médias tri-anuais, chegou-se a valores próximos destes: 14,5% a.a. e 9,3% a.a., respectivamente.

Como em 1973 ocorreu estocagem não usual, a taxa deste ano para o consumo aparente situou-se em nível bem elevado: 40%. Taxas anormais parecem ter ocorrido também em 1966 e, em consequência, em 1967. Desta maneira, a escolha de um período considerado “normal” fica difícil, embora, analisando o quadro XV os anos de 1968 a 1972 pareçam ser os melhores para qualquer referência. Neste espaço as taxas médias foram, respectivamente, de 14,4% a.a. e 9,9% a.a. para o consumo aparente e o PIB.

Evidentemente que se o PIB crescer a uma taxa de 7% a.a. nos próximos anos, uma taxa de 13% (Como prevista no Programa) ou de 14,6% para o consumo, como indica a média dos últimos anos, podem ser consideradas altas.

Um outro critério de análise é tentar estabelecer uma correspondência entre o consumo de aço e o de zinco já que o maior emprego deste metal é justamente na galvanização de chapas, tubos e arames.

O comportamento do mercado de aço no Brasil anteriormente a 1969 foi marcado por uma série de crises e consumos irregulares e só após este ano é que passou a crescer mais uniformemente. Para o zinco, como visto anteriormente, o período de maior normalidade foi o de 1968 e 1972. Deste modo, os melhores anos para uma correlação são os de 1969 e 1972 que, embora reflitam um espaço curto de tempo mostram (quadro XV) que realmente há uma relação mais ou menos constante entre os dois consumos.

QUADRO XV

Relação entre o consumo do aço e o do zinco

	AÇO	ZINCO	AÇO/ZINCO
1969	4.925	50,4	97,7
1970	5.695	56,5	100,8
1971	6.583	66,9	98,4
1972	7.016	74,4	94,3

Fonte: IBS – ICZ – MINIFAZ

O valor médio resultante do quadro XV é 94,8. Aplicando este índice à demanda de aço projetada pelo estudo “Mercado Brasileiro de Aço (MSA-3)” realizado pela TECNOMETAL, resulta a tabela XVI.

Uma correlação mais apurada entre zinco e aço deve ser feita considerando-se o crescimento setorial de chapas, tubos, etc. que na realidade, não tem as mesmas taxas que o consumo global de aço.

Fica evidenciado, porém, que qualquer que seja o critério adotado, o “deficit em 1980 se situará acima das 60 mil toneladas elevando-se em 1983 para cerca de 150 mil. Isto, supondo-se a concretização dos planos anunciados. Urge pois, encontrar uma solução que vise minimizar este “deficit”.

VELOCIDADE – RAMPAS DE 8 e 10% – TRANSP. ASCENDENTE

MODELO DO CAMINHÃO	CARGA	RAMPA	DISTÂNCIA EM PÉS	VELOCIDADE – MILHAS POR HORA	
				COM TROLLEY	SEM TROLLEY
Dart 85 tons	Minério	8%	2360	15,5	4,6
Dart 85 tons	Rejeito	8%	2360	15,8	4,9
Dart 85 tons	Rejeito	10%	890	9,7	2,8
Unit Rig M-85	Minério	8%	2360	14,9	5,1
Unit Rig M-85	Rejeito	8%	2360	15,3	5,9
Unit Rig M-85	Rejeito	10%	890	10,1	3,3
Unit Rig M-100	Minério	8%	2360	12,9	6,8
Unit Rig M-100	Rejeito	8%	2360	13,5	7,6
Unit Rig M-100	Rejeito	10%	890	9,4	4,4

4.6 – Comercialização de Concentrados Sulfetados

Embora todas as cláusulas contratuais de compra e venda de concentrados de zinco no mercado internacional só sejam inteiramente conhecidas pelas partes, modelos disponíveis permitem avaliar com certa precisão o método de cálculo do preço por tonelada.

A fórmula empregada estipula o preço do zinco contido em função do preço do metal no mercado tomando como referência a cotação de Londres ou às vezes, uma média entre esta e o Producer's Price. Em geral, paga-se por 85% do zinco contido. Pela prata e pelo cádmio, após a dedução de uma certa quantidade, pagam-se prêmios. Por impurezas, como o antimônio e o ferro, são feitos descontos. Ambos, prêmios e descontos, entretanto, não alteram consideravelmente o valor final do concentrado.

Há ainda uma parcela referente ao custo de extração do zinco e que também "corrige" o valor do metal contido fixando um preço base e adicionais proporcionais às variações em torno deste preço.

Supondo um concentrado com 50% de Zn e com teores de Ag, Cd e outros em teores não suficientes para pagamento de multas ou prêmios, fórmula de cálculo é do tipo:

$$C = 0,85 \times 0,50 \times P - F$$

C = preço do concentrado por tonelada

0,85 = paga-se 85% do zinco contido

0,50 = concentrado com 50% de Zn

P = preço do metal em lingotes

F = taxa de refino

A primeira parte da fórmula varia em função do período e do preço de referência. Já a segunda parcela (F) só é mesmo estabelecida em função de acordos específicos.

De três modelos disponíveis foram encontrados os seguintes valores para F, em termos de percentagem da primeira parcela:

$$A = 24,5\%$$

$$B = 47,3\%$$

$$C = 35,6\%$$

Dos três, o primeiro data de 1971 e pode ser considerado desatualizado; o segundo estima um valor alto para F e o terceiro parece ser o mais razoável.

Ao preço atual de US\$ 782/t (23/04/75) para o Zinco na LME, a tonelada de concentrado com 50% custaria US\$ 212. Considerando-se um rendimento de 85% na metalurgia seriam necessárias 2,35 toneladas de concentrado para produzir uma de metal, ou sejam, $2,35 \times 212 = 498,20$ dólares.

Este valor representa 64% do preço do Zinco em lingote. Conclui-se pois por uma economia de divisas de 34% devidas ao diferencial “preço do zinco em lingotes menos preço do zinco contido no concentrado necessário à produção de uma tonelada do metal”.

Evidentemente, no cálculo da economia líquida de divisas deve considerar as questões de frete, percentagem paga à firma comercializadora do minério, remessa de lucros e pagamento de “royalties”, etc. . . Por outro lado, os benefícios indiretos que advêm de um empreendimento deste tipo, pesam como pontos a favor.

5. — CONCLUSÕES

Os diversos aspectos da indústria do zinco no país, analisados sucintamente nos itens anteriores, permitem enumerar algumas conclusões consideradas mais importantes ou sejam:

1ª) — a constatação de importações crescentes devido à diferença cada vez maior entre a oferta e a demanda interna;

2ª) — o emprego de tecnologia não totalmente satisfatória na extração do metal, com conseqüente sub-aproveitamento das jazidas;

3ª) — a localização não adequada das usinas, obrigando ao transporte do minério e estéril a longas distâncias e onerando, deste modo, os custos de produção;

4ª) — o desconhecimento das reais potencialidades das jazidas brasileiras, devido à ausência de uma pesquisa criteriosa nas mesmas e nas regiões promissoras onde, só agora, foram iniciadas;

5ª) — as boas perspectivas da descoberta de novas ocorrências mineralizadas, principalmente na série Bambuí;

6ª) — a possível economia de divisas, importando-se minérios concentrados de zinco preferencialmente ao metal refinado.

As conclusões acima estão a exigir sugestões no sentido de que possamos minimizar as nossas importações do metal e desenvolver a indústria interna do país. Gostaria agora, pois, de ouvir dos senhores alguma coisa com relação a isto.

Obrigado

O SR. COORDENADOR – Gostaria de agradecer ao Engenheiro Edmundo J. Martins por sua palestra, que trouxe muitos dados atualizados e estatísticos.

Vamos, agora, passar à fase dos debates.

Está livre a palavra para quem quiser fazer uso dela.

O SR. THARCISIO DAMY DE SOUZA SANTOS (EPUSP/IEA) – A respeito da possibilidade de recuperação do zinco de folhas de flandes, em latas, há evidente erro. Deve-se referir a processo de desestanhamento.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Correto, a notícia é de desestanhamento. O zinco é um campo que continua em aberto para a pesquisa. Um Instituto de Pesquisa, como o I.P.T., poderia cuidar de aproveitamento como esse.

O SR. THARCISIO DAMY DE SOUZA SANTOS (EPUSP/IEA) – E tem feito isso. Já há 20 anos passados executamos, no I.P.T., extensas séries de estudos sobre recuperação de zinco de crostas de galvanização. Nessa importante aplicação perdem-se massas consideráveis de zinco; eu até estranho que, com tantos dados econômicos como foram apresentados, não tivesse sido prestada atenção ao problema de perda de zinco nas instalações de galvanização. E não se teria, também, a impressão de que, na galvanização, o zinco é consumido muito mais em chapas, tubos e arames muito provavelmente, um dos maiores consumos de zinco está na galvanização de peças fundidas de aço e ferro fundido maleável. O que se perde de zinco, em galvanização é considerável, principalmente considerando que boa parte desse zinco das crostas vai ser usada em latões, prejudicando suas propriedades. Já há 20 anos passados, estimávamos esse consumo numa perda de cerca de mil toneladas por ano; hoje o índice deve ser muitas vezes maior.

Outra observação é a que o senhor fez, ao passar em revista os processos. Não chamaria o processo da Imperial Smelting de alto forno. É um forno de cuba de redução.

Outro reparo é a ter mencionado para minérios silicatados apenas o processo Inga-Radino, esquecendo-se, entretanto, de outra patente tão importante quanto essa (na prática, é mais importante do que a Ingá-Radino) que é o processo usado pela Companhia Mineira de Metais, o processo patenteado “P.S.P.”. Tem esse processo funcionado, de fato, bastante bem.

Ainda uma observação que queria fazer, por não corresponder à realidade, é a menção de que o processo Radino teria sido desenvolvido para concentrados de 35% de zinco. Não é exato. Foi desenvolvido para minérios silicatados.

É verdade, entretanto, que a experiência do processo não correspondeu à expectativa do laboratório, resultante de minérios muito melhores do que os que vêm sendo usados na usina de Itaguaí. Todos os que trabalham no campo experimental sabem que existe uma boa distância entre a experiência de laboratório e os problemas de usina industrial.

Infelizmente, por uma série de razões, na passagem de dados de laboratório para a fase da usina de produção, pouco se tem feito. Parece que até hoje este problema não está solucionado, mas poderia ter sido se tivesse havido no Brasil uma política de amparo à pesquisa tecnológica. Como não há essa política de amparo, muitos têm desistido. É mais cômodo se amparar estudos econômicos à compra de "Know-how" estrangeiro do que promover o desenvolvimento de uma tecnologia metalúrgica local. Por isso é que processos que são promissores em laboratório esbarram com dificuldades na fase industrial. Isto ocorre com qualquer processo que pretende saltar da etapa preliminar a uma etapa final, sem passar pela etapa de usina-piloto. Essa crítica, eu a faço porque me parece muito importante que seja feita.

Nos dados que o senhor apresentou, uma parte muito importante, caberia a a esse desenvolvimento da METAMIG. Todos nós fazemos votos para que esses planos não sejam só no papel; se convertam em realidade.

Gostaria, por isso, que nos informasse sobre tipo de minério e sobre quais o custos esperados. De uma maneira geral, muitos projetos são analisados mais com base em analogias do que em custos estudados com cuidado.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Pois não. Aliás, agradeço esses esclarecimentos que foram muito oportunos e gostaria de completar com alguns dados sobre a galvanização das peças, que é bastante importante, realmente, mas, segundo o I. C. Z., na distribuição do zinco para galvanização tem-se:

Chapas: 23,5

tubos: 26,1

arames: 16,2

Frisei o consumo para três produtos, por serem os mais expressivos, perfis representa 8,5%, peças (fundições) 14,0% e chapas e peças (de pequenas indústrias) mais de 11,7%. Quanto à questão do processo da C.M.M. evidentemente foi um lapso. Esse processo foi desenvolvido na Itália, mas atualmente a patente é nacional; eu estive visitando a empresa que é realmente digna de se visitar.

Evidentemente, estão tratando minério rico: 41% é a alimentação na usina. Para esse minério é um processo muito bom.

Agora, quanto ao processo Ugo Radino, realmente isso foi mal interpretado. A questão é a seguinte: uma publicação do D.N.P.M. bem antiga, datada justamente no início da operação dá os números previstos para a usina. A alimentação seria de 35% de Zn e o consumo de 147 quilos por tonelada de zinco produzido. Isso não implica em dizer que o processo Radino tenha sido desenvolvido para minério rico. Foi bom e oportuno o esclarecimento do Prof. Souza Santos, mais uma vez.

Quanto ao projeto da METAMIG eu não poderia ir muito além do que já foi dito aqui, justamente porque a empresa ainda não divulgou esses dados. Ela está fazendo estudos de viabilidade, que deverão ficar prontos em breve, mas o que se sabe é que são sulfetos de zinco e chumbo, e não há intercrescimento; aliás sobre

isso, com maior autoridade do que eu, poderia falar o Prof. Paulo Abib. Quer dizer, os sulfetos são individualizados daí eles poderem ter uma concentração relativamente fácil.

Quanto aos números poderia dizer que são:

35 mil toneladas de zinco e 12 mil toneladas de chumbo; ácido sulfúrico, e calcáreo fino que é um corretivo para solos e a jazida subterrânea vai a uma profundidade de até 200 e tantos metros.

O SR. THARCISIO DAMY DE SOUZA SANTOS (EPUSP/IEA) – O senhor nos poderia dizer qual seria o raio de ação para esses corretivos de solos? O calcáreo, sabemos que ele vale o que ele vale, e só atinge um raio muito curto devido aos altos custos de transportes – sempre rodoviários.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Perfeito. Ele é um subproduto, tanto pode ser jogado fora como ser aproveitado. É um subproduto da menor importância. Há uma possibilidade de se produzir cádmio. Esse foi um lapso, inclusive, da nossa conversa aqui. O cádmio, para quem não sabe, normalmente só é obtido como subproduto da metalurgia do zinco. A Companhia Ingá já o produz no Brasil, enquanto que a Companhia Mineira de Metais acha que por enquanto, não compensa uma instalação só para este fim.

No processo da Morro Agudo há possibilidade, mas ainda não se sabe, de se produzir o cádmio. Parece que os estudos sobre a concentração estão sendo feitos com a assessoria do Prof. Paulo Abib.

O SR. PAULO ABIB ANDERY (EPUSP) – Poderia apenas dar alguns dados porque não vim preparado para isso: fui pego, agora, de surpresa.

Mas trata-se, realmente, de um minério sulfetado misto de chumbo e zinco, e todo o chumbo e o zinco estão na forma primária; a ganga é um calcáreo dolomítico; praticamente não tem nada de zinco oxidado. O teor médio da jazida é da ordem de 5% de zinco e 1,7% de chumbo, cerca de 9% de enxofre. Não há associação íntima entre galena e blenda. Portanto, é possível obter-se um concentrado de zinco independentemente do concentrado do chumbo. Não há, portanto, obrigatoriamente de se usar um processo metalúrgico mais complexo, como o da Imperial. O que implicaria em custos mais elevados. Sobre os custos de tratamento, ainda é muito cedo para se falar, mas devem ser os custos normais do minério de bom teor, uma vez que a liberação se faz com uma moagem acerca de 70% mesh. Com os ensaios descontínuos se chegou a mais de 90% de recuperação na concentração. A lavra, será subterrânea e não muito simples, ao menos para o Brasil, uma vez que se trata de lavar um complexo com controle estratigráfico; o minério se apresenta em três zonas superpostas, razoavelmente espessas, e com uma inclinação um pouco desagradável para quem faz lavra entre 20 e 30°. Não se trata propriamente de mergulho das camadas da formação e sim inclinação das zonas mineralizadas.

A lavra, portanto, provavelmente será feita utilizando-se métodos semelhantes aos do Missouri. Vai ser necessário trabalho de desenvolvimento razoável, um projeto muito bem feito, controle de subsidiência. Mas provavelmente, vai ser conveniente, fazer uma lavra "trackless", com transporte no fundo da mina por equipamento de pneus, com britagem no fundo e extração através de "skipper", custos de lavra, evidentemente, não são ainda conhecidos.

Estamos terminando o anteprojeto de tratamento e trabalhamos juntos com, a Morro Agudo, no anteprojeto de lavra, para fins de estudos de viabilidade. Não tenho dúvidas de que a conclusão do estudo de viabilidade será satisfatória, demonstrando-se tratar-se de um empreendimento bastante rentável. Todo o enxofre, transformado em ácido sulfúrico, que não for utilizado na metalurgia do zinco terá mercado seguro na região. Porque, 80 Km a oeste, temos Catalão, onde vai ser implantado um complexo de fosfato e 120 ou 130 Km para o sul, temos Araxá, outro centro de consumo de ácido sulfúrico.

Já que estou de pé aproveito — embora, infelizmente, tenha perdido a parte inicial da palestra — primeiro para manifestar minha opinião, em desacordo com o conferencista, de que fazer uma usina com concentrado importado, seja uma boa solução para o Brasil. Na minha opinião pessoal, não é. Por exemplo, para não prejudicar o possível aproveitamento de outras reservas na formação Bambuí, que tem potencialidade, essa usina deveria ser instalada a oeste ou noroeste de Minas, com todos os problemas de levar concentrados importados e outros insumos para aquela região.

Eu acho que, com todo o respeito devido às realizações da Ingá e da Companhia Mineira de Metais, realizações especialmente na área da metalurgia extrativa, não há dúvida de que os recursos naturais do zinco, no Brasil, não estão sendo consertados naqueles empreendimentos. Porque, a lavra tem-se mantido num minério rico. O sucesso do processo metalúrgico da C.M.M. baseia-se na utilização somente do minério rico. Muito resta fazer no campo de beneficiamento e da metalurgia, especialmente na pesquisa integrada de metalurgia e beneficiamento para esses minérios mais pobres que não estão sendo aproveitados e que, em parte, não poderiam mais vir a ser aproveitados no futuro, após a lavra do minério rico.

Se sairmos para solução fácil, de implantar uma usina metalúrgica, com concentrados importados, especialmente se for no litoral, que é o lugar aparentemente ideal, certamente a pressão de quem pode fazer essa pressão que é o Governo Federal, no sentido daquela melhoria tecnológica, vai quase deixar de existir. Porque, resolvido o problema cambial, ficará, eventualmente, só a cargo do Departamento Nacional da Produção Mineral, quando estiver aparelhado para isso, a reivindicação da conservação dos recursos naturais.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS — Agradeço as palavras do Prof. Paulo Abib que vieram complementar as informações sobre a METAMIG e quanto a questão dos concentrados importados, gostaria de frisar o seguinte: não quero dizer que eu

seja partidário e que acho a importação dos concentrados resolveria o problema nacional do zinco. Porém, desejo mostrar aqui, nesta palestra que baseado naquela fórmula de cálculo, o preço do concentrado necessário para produzir uma tonelada de zinco representaria 64% do preço da tonelada de metal. Ou se não for 64%, está em torno disso.

O SR. PAULO ABIB ANDERY (EPUSP) – Eu só queria acrescentar o seguinte: não há dúvida que importar concentrados resulta não só em uma economia cambial, como em resultante do consumo de mão-de-obra um benefício real para a economia nacional. Em parte pelo valor acrescido, de insumos nacionais, sem contar o benefício de produção de ácido sulfúrico do país, pelo aproveitamento do enxofre contido, importado de graça. Esse benefício real existe e é dele que eu tenho medo. Pois assim fica transferida a pressão para a resolução do problema. Se ainda se falasse no cobre, em que não vemos grandes perspectivas de suprir a demanda nacional com os recursos minerais conhecidos, acho que havia muito sentido no assunto. Mas, exatamente quando aparece uma jazida primária no Bambuí, quando aparecem novas concorrências que, provavelmente, vão dar novas jazidas primárias no Bambuí, ao norte de Paracatu, parece que não é, realmente, ocasião apropriada para se fazer uma recomendação desse tipo. Vamos esperar pelo menos mais alguns meses para ver como é que ficam esses recursos.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Exatamente. Essa é a preocupação que o pessoal está tendo no momento: se vale a pena esperar um pouco para ver o que acontece no Bambuí, porque realmente Bambuí é muito promissor devido a fatores sobre os quais falei durante essa palestra, e mais ainda, pelas evidências. No Bambuí atualmente, estão fervendo, igual abelha africana”. (empresas estrangeiras – risos); tem japonesa, inglesa, americana, elas estão realmente investindo em pesquisas geológicas ali, e elas são bastante conhecedoras desse tipo de ocorrência. Evidentemente que a área é importante.

O SR. PAULO ABIB ANDERY (EPUSP) – Gostaria de dizer, ainda, que no caso de Morro Agudo, havia um bocado de gente de fora com esses conhecimentos; chegaram lá, mas não encontraram a jazida. A jazida foi encontrada pela nossa gente. (—aplausos—)

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Deve ter sido por outras razões. Não é professor?

O SR. JOSÉ EPITÁCIO PASSOS GUIMARÃES (I.G.G.) – A respeito daquela fórmula que o senhor usou no concentrado e aquele exemplo citado, eu desejaria saber quais foram os fatores comerciais que prevaleceram para se estabelecer esses 35%.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Pois não. Evidentemente, como eu disse,

essas cópias de contratos são mais ou menos privativas de quem assina o contrato. Mas vou ver se posso esclarecer.

Nesta fórmula, pelo cádmio e pela prata paga-se um adicional, um prêmio. O ferro e o antimônio são impurezas, têm deduções. Mas nos teores de prata e de cádmio faz-se uma dedução e paga-se pelo restante, às vezes, com essa dedução, não se paga mais nada. A prata, por exemplo, deduz-se 3 onças por tonelada seca de concentrado, e paga-se 60% do balanço ao preço do mercado. Essas três onças, na maioria das vezes, é o que contém o concentrado. Então se deduz essas três onças, não se paga mais nada. O cádmio, deduz-se por meio por cento e paga-se 60% do balanço ao preço do produtor.

O DR. THARCISIO DAMY DE SOUZA SANTOS (EPUSP/IEA) – Esses seus cálculos incluem o níquel e cobalto?

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Não. Mas os contratos reais são muito mais complexos do que os que a gente conhece.

O DR. THARCISIO DAMY DE SOUZA SANTOS (EPUSP/IEA) – Isso é especificamente em relação as impurezas do concentrado?

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Não, esse não. É só com relação ao cádmio, prata, ferro e antimônio. Então o concentrado real pode alterar bastante esse cálculo, dependendo do concentrado. Então, a economia de divisas pode cair um pouco. Acontece também que, em geral, os concentrados contendo teores mais altos de cádmio e prata não são vendidos, não são exportados.

O “F”, o preço tomado como referência, foi de aproximadamente 700 dólares.

O SR. JOSÉ EPITÁCIO PASSOS GUIMARÃES (I.G.G.) – Eu quero saber em função do que, esse “F”. Só das multas ou dos prêmios, ou há algum outro fator?

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Não. O fator gira em torno do preço de referência que neste caso é de 700 dólares por tonelada. Paga-se mais de três dólares e meio, ou menos de dois dólares e meio, para cada 23 dólares: mais ou menos, em torno de 700 dólares.

Agora, evidentemente, essa parcela pode sofrer alteração em função do preço de referência. A cotação pode ser a do dia (I.M.E.), pode ser uma média, etc...

O SR. COORDENADOR – Gostaria de um esclarecimento maior sobre a notícia de exportação de cerca de 10 mil toneladas de concentrados de zinco da Mina de Boquira.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – O que acontece lá é que à medida em que

se vai aprofundando a extração do minério, o teor do zinco vai aumentando. E eles estão produzindo já um concentrado de zinco. Se não me engano, esse ano devem ter sido exportadas umas 10 mil toneladas de concentrado, com 50% de zinco. E, evidentemente, como a jazida está se esgotando — há jazida só para mais 7 anos não vai existir mais concentrado de zinco. Eles estão procurando um meio de recuperar os rejeitos antigos de concentrado que estão estocados. Dá cerca de 20 mil toneladas de metal, zinco e chumbo, contidos. Este é um estudo interessante também. Parece que eles estavam até querendo contratar o CETEC para fazê-lo. Houve intenção da Ingá em comprar esse concentrado, mas não chegaram a bom termo e agora estão exportando.

O SR. WALDEMAR CONSTANTINO (EPUSP) — Eu posso informar alguma coisa porque acompanhei a construção do separador magnético, que está sendo executado pela Ingá. Esse separador magnético foi baseado em projeto do pessoal da Vale do Rio Doce e é um separador tipo Johnes no qual se faz uma tentativa de, num minério hematítico, separar a hematita do restante. E, a Ingá fez um separador com capacidade de cerca de três toneladas por hora, a úmido, mas ainda está em fase de experiência. Porque a dificuldade maior, aí, reside no fato de que a liberação é extremamente fina. O minério hematítico, provavelmente, vai abaixo de 200 “mesh”.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS — Essa é uma notícia interessante, o que mostra que a Ingá está atenta ao assunto.

O SR. WALDEMAR CONSTANTINO (EPUSP) — Porque o separador já está praticamente pronto e já está em fase de experiência.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS — A alimentação seria de quanto? Depois desse tratamento, qual seria o teor médio da usina?

O SR. WALDEMAR CONSTANTINO (EPUSP) — O problema é que a Ingá está atacando esse problema que o Prof. Paulo Abib apontou aqui: um desenvolvimento de uma tecnologia do aproveitamento do minério em Vazante. Em primeiro lugar, infelizmente, os técnicos que estão interessados em Vazante, não estão levando em consideração a existência de dois minérios bem distintos, lá em Vazante: um hematítico e uma brecha. Inclusive, esse minério de brecha não está sendo aproveitado em Vazante. Trata-se de um minério realmente rico. Mas não está sendo aproveitado. Esse minério hematítico está sendo somente lavrado, aproveitando-se só a parte mais rica. Porque o pessoal lá reconhece, na fonte da demanda um minério de alto teor. Esse minério é lavrado numa instalação primitiva, com uma recuperação metálica bem baixa. Inclusive, posso dar uma informação, de que cerca de quase 50% do minério lavrado é perdido. Trata-se de um material fino, lavra fina.

De modo que é uma informação que eu tenho, que a mim mesmo me surpreendeu, essa perda muito grande na jazida, pela não existência de um processo de concentração adequado. Sem levar em consideração o fato consumado, de dois tipos de minérios naturais, existentes na jazida: um hematítico, ao qual ela está tentando aplicar o separador magnético, apenas para eliminar esse ferro. E, paralelamente com isso, estudos que estão sendo feitos em Belo Horizonte, ela tenta também eliminar, por flotação, uma parte do magnético, que causa grande perturbação na eletrólise.

Os resultados obtidos na França, estão sendo resultados bastante interessantes. No minério de entrada com 12 e até 17% de zinco, e um teor de magnésio até 2 a 3%, consegue-se passar esse magnésio 0,6% e elevar o teor acima de 40%.

O SR. EDMUNDO J. MARTINS – Muito obrigado por mais essas informações a respeito da Ingá.

O SR. PAULO ABIB ANDERY (EPUSP) – Eu gostaria de lembrar que o Ministério da Indústria e Comércio contratou um trabalho para levantamento da situação do zinco no Brasil. O primeiro programa proposto nesse trabalho foi o de caracterização dos minérios oxidados de zinco porque, na verdade, ninguém, e aparentemente muito menos as concessionárias das jazidas de zinco oxidado, sabem realmente que tipos de minérios têm, que quantidade de cada tipo possuem, o que se pode esperar do comportamento metalúrgico, especialmente no beneficiamento, de cada um desses tipos. Concentrado silicatado ou sulfetado, para cada um tem um sentido e, na verdade não tem sentido tecnológico nenhum. Parece que o primeiro passo deveria ser estabelecer o que é minério silicatado, oxidado e que diferenças existem, como, quando e onde existem.

O conferencista, certamente, deve saber isso melhor do que eu. Infelizmente, esse trabalho parece que não pode ser concluído ainda porque os proprietários das jazidas não se interessam em deixar que o seu minério seja investigado e caracterizado. De forma que pesquisas de processo do tipo da que a Ingá está fazendo, isto é, levar uma amostra a um laboratório muito bem aparelhado, seja daqui ou da Cochichina e fazer um teste isolado sobre ela não vai resolver o problema. Porque, tal como aconteceu para com o processo Radino, tal como aconteceu com a usina de beneficiamento da Companhia Mineira de Metais, que teria adquirido processos criados no exterior, construiu a usina, e nunca pode utilizá-la, as dificuldades encontradas se baseiam no fato de terem sido estudadas algumas amostras de minérios que não correspondem a nenhuma quantidade apreciável ou que, às vezes podem corresponder a grandes reservas, mas não são reservas passíveis de serem lavradas sozinhas.

Na verdade, abaixo das jazidas oxidadas deve também haver sulfetos mas mesmo as jazidas oxidadas, ninguém sabe que tipos de minério contém.

De forma que esse é um dado para o problema. Eu não considero que, gastar

dinheiro em ensaio de beneficiamento, neste momento, seja a forma adequada de resolver o problema. A forma adequada é caracterizar os minérios e caracterizar as jazidas.

O SR. COORDENADOR – Bom, vamos dar por encerrada a sessão, agradecendo ao Sr. Conferencista e aos participantes desta palestra, a participação nestes debates esclarecedores.

ANEXO I – PROCESSOS PIROMETALÚRGICOS
PARA OBTENÇÃO DO ZINCO

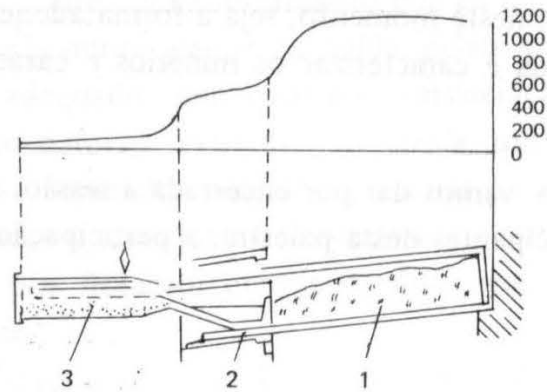


FIGURA. 1 – RETORTA HORIZONTAL

- (1) – Retorta
- (2) – Condensador
- (3) – Prolongamento

FIGURA 2 – RETORTA VERTICAL

- (1) – Retorta
- (2) – Câmara de combustão do gás.
- (3) – Dispositivo de carregamento
- (4) – Dispositivo de descarga
- (5) – Condensador

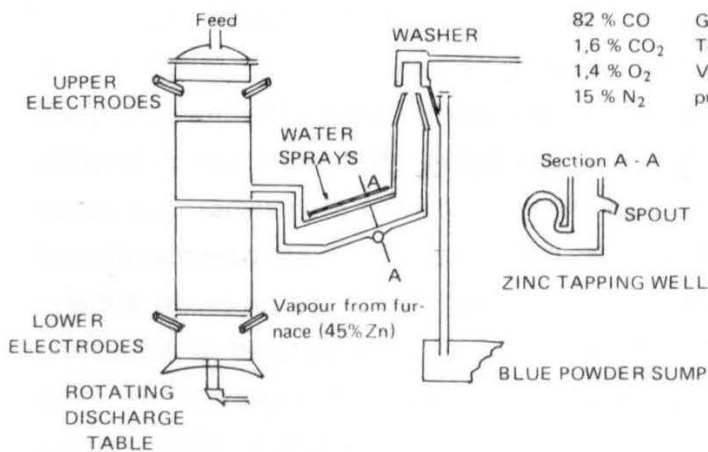
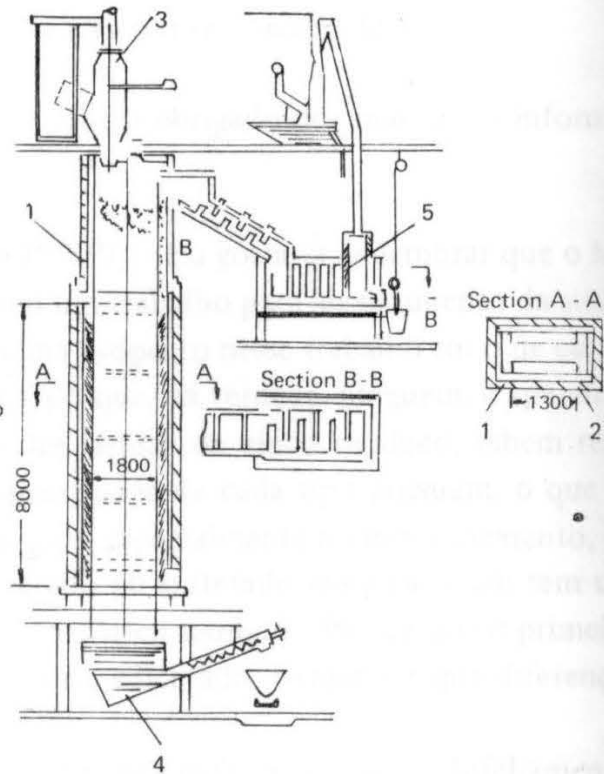


FIGURA 3 – FORNO ELETROTÉRMICO
(St. Joseph Lead Co.)

TITÂNIO

Dr. João Henrique Grossi Sad
Geologia e Sondagens Ltda.

Coordenador:
Dr. Benedito Paulo Alves

"The project is too ambitious. The topic is gigantic. One short essay must inevitably distort, omit, exaggerate, oversimplify, dogmatize, and make outright errors. Worse, the material is not static. No matter how accurate, an account grows obsolete as it is being written"

Paul Anderson, 1969.

1. - INTRODUÇÃO

O titânio foi descoberto pelo clérigo inglês Willian Gregor, em 1790. Em 1906 foi comercialmente aplicado na produção de ferro-liga, nos EEUU. Desde 1918 o titânio é empregado no fabrico de pigmento de bióxido de titânio. A utilização do metal na cobertura de elétrodos de solda data de 1935.

A partir de 1948 o titânio, sob forma metálica, tornou-se comercialmente importante.

Os E.E.U.U. são atualmente o maior consumidor mundial de titânio, na forma de pigmento ou na forma metálica.

O titânio é predominantemente usado na produção de pigmento branco. Este tipo de uso totaliza cerca de 92% da aplicação do elemento.

As duas fontes principais de titânio são a ilmenita e o rutilo. O pigmento branco, preparado a partir desses minerais e comercialmente vendido na forma de substâncias que têm estrutura cristalina idêntica ao do rutilo e anatásio, modificações polimórficas do óxido de titânio. Em geral a ilmenita é usada no preparo de pigmento e o rutilo, de pigmento e metal.

A tendência mundial é cada vez mais usar a ilmenita, pois que as reservas conhecidas de rutilo não são grandes e o custo de produção do mineral é comparativamente elevado.

O pigmento branco, em vista da sua brancura, elevado índice de refração e poder de dispersão da luz, é excelente para o preparo de tintas, papel borracha e outros materiais. Todo o papel usado na impressão leva pigmento branco, exceto papel de jornal, papel de catálogo telefônico e papel higiênico.

A aplicação de titânio metálico tem crescido sobremaneira, em vista de suas peculiares propriedades, tais como leveza e resistência à corrosão. Pode-se prever o progressivo aumento do consumo de material, sob forma metálica.

O consumo mundial de minerais de titânio, como matéria-prima, está em torno de 1,5 milhões de toneladas por ano. Até o fim do século, isto é, daqui a 27 anos, prevê-se que o consumo situar-se-á entre um mínimo de 3 milhões de toneladas e um máximo de 7 milhões de toneladas (1,2).

Um balanço entre o consumo mundial de titânio e o suprimento de matéria-prima mostra que a ilmenita contribui com 85% para o suprimento, e o rutilo, 15%. Com base nas reservas conhecidas de rutilo, pode-se prever que elas se esgotarão em meados da próxima década.

Se considerarmos o contextro brasileiro, verifica-se ser pequena a produção de ilmenita e rutilo, assim como as reservas (3,4). A reserva medida de minério de ilmenita é de 1.643.000 ton., sendo de 53.000 ton. as reservas indicada e inferida. A produção de ilmenita tem decrescido de modo irregular; era de 7.687 em 1960, atingindo 1.460 ton em 1971; a maior parte do material é estocado.

A importação de ilmenita foi iniciada em 1970, atingindo cerca de 10.000 ton e tal valor vem aumentando progressivamente.

A importação de pigmento de bióxido de titânio cresce na ordem de 2000 ton anuais. Em 1970 importou-se 18.307 ton de pigmento.

⊕ O panorama brasileiro referente a depósitos de ilmenita e rutilo é pouco encorajador, especialmente se lembrarmos que os depósitos de areias de praias, portadoras dos minerais mencionados, em geral contém apenas 2% de material aproveitável, conforme o demonstra a experiência de mineração em países produtores.

É possível que áreas com areias de praias, quando forem convenientemente pesquisadas possam vir a suportar nossas necessidades de ilmenita. Contudo tal trabalho de pesquisa não vem sendo realizado.

Por outro lado, existem dois importantes cinturões de rochas granulares básicas de facies charnockítica no leste brasileiro (estados de Bahia, Minas Gerais, Espírito Santo). Como cerca de 50% das reservas conhecidas de ilmenita são encontradas em anortositos não seria temerário prever a descoberta de ilmenita comercialmente explorável em anortositos dos dois cinturões mencionados. É relevante mencionar que os depósitos de praia, portadores de ilmenita, no estado do Espírito Santo (90% das reservas brasileiras conhecidas) parecem derivar dos cinturões de rochas charnockíticas.

No tocante ao rutilo, acreditamos ser pouco provável o achado de depósitos importantes. As ocorrências conhecidas associam-se especialmente a rochas quartzozas metassedimentares dos grupos Canastra e Araxá, em Minas Gerais e Goiás.

Recentemente foram descobertos enormes depósitos de anatásio e leucóxênio em complexos silicocarbonatíticos, em Minas Gerais e Goiás (5). Um enorme esforço vem sendo feito por uma das firmas detentoras dos direitos minerais em dois dos mais importantes complexos, para desenvolver um processo comercialmente factível de utilização dos minerais de titânio. Caso o desenvolvimento tecnológico conduza ao bom aproveitamento dos depósitos, eles se constituirão, sem sombra de dúvida, nas mais importantes reservas mundiais de titânio, sob forma de um polimorfo de TiO_2 .

2. — CONSIDERAÇÕES GEOQUÍMICAS (6, 7, 8, 9)

O titânio é um elemento litófilo e dos elementos que mais se relacionam com o Silício, a saber Titânio, Hafnio e Zircônio, é o mais abundante. Seu clarke de concentração é 0,44%, sendo o nono mais importante elemento da crosta terrestre, em volume.

Sua contribuição em algumas séries rochosas vem mostrada a seguir (10, 11) em partes por milhão.

Conteúdo médio do titânio em séries rochosas

Rochas ultramáficas	300
Rochas máficas	9000

Rochas intermediárias	8000
Rochas felsicas	2300
Folhelhos	4600
Arenitos	1500

Em relação aos elementos que pertencem ao mesmo período químico, é o Vanádio, com carga igual a 4 que substitui algum titânio, pois seus raios iônicos são semelhantes e a energia de ionização é igual. Exibe afinidades químicas com o magnésio, nióbio e fósforo, que pertencem ao mesmo grupo químico.

O potencial iônico do titânio situa-se entre 3 e 10 e por isso, quando solubilizado, precipita-se sob forma de um hidrolizado.

A percentagem do caráter iônico da sua ligação com o oxigênio é de 60% para o titânio trivalente e 51% para o titânio tetravalente.

Vários minerais contém titânio como um constituinte maior; ocorre também oculto em muitos minerais de importância petrográfica.

Os principais minerais de titânio que ocorrem em quantidades suficientemente grandes para terem importância comercial serão aqui mencionados. Apresenta-se maiormente como titânio tetravalente nos minerais independentes.

Os minerais independentes de titânio, mais abundantes, são a ilmenita (FeTiO_3), rutilo (TiO_2), anatásio (TiO_2), Titanita (CaTiSiO_5) e perofskita (CaTiO_3). O conteúdo teórico em TiO_2 nesses minerais é 52,7% (ilmenita), 100% (rutilo e anatásio), 41% (titanita) e 58,9% (perofskita).

Os cinco minerais são acessórios comuns em várias sequências rochosas, a ilmenita sendo a mais abundante. É fácil entender tal fato, bastando considerar que os óxidos de ferro são os acessórios mais frequentes em muitos tipos rochosos. Dada a especial atração que o elemento tem pelo oxigênio, fica explicado serem óxidos os constituintes mais comuns de titânio.

Rochas alcalinas, especialmente as séries ultramáficas—máficas, tem o titânio fixado principalmente na titano-magnetita, na perofskita e no anatásio.

O rutilo mostra especial preferência para se associar a pegmatitos graníticos e nefelínicos e a filões de quartzo, em sequências metassedimentares.

A ilmenita associa-se maiormente a rochas gabro-anortosíticas presentes em cinturões charnockíticos, de idade precambriana.

O titânio mostra uma tendência a se separar na fase inicial de cristalização magmática (7,12), concentrando-se como ilmenita e titano-magnetita. Nesse caso a proporção de magnetita é superior a àquela dos minerais de titânio. Se a cristalização é tardia, a ilmenita ocorre maiormente, quando comparada a magnetita.

A presença de titânio em minérios de ferro é considerada por muitos autores como indicadora da origem primária do minério (magma). Contudo, os minérios de ferro pertencentes à Série Minas, situados fora dos limites do Quadrilátero Ferrífero, em Minas Gerais, portam normalmente alguma ilmenita e apatita. Nenhum dos dois minerais é encontrado no Quadrilátero Ferrífero. Sabe-se que os minérios

COMPARAÇÃO ENTRE PROPRIEDADES DE MINERAIS DE TITÂNIO

	<i>ILMENITA</i>	<i>RUTILO</i>	<i>ANATÁSIO</i>	<i>TITANITA</i>	<i>PEROFSKITA</i>
Sistema	trigonal	tetragonal	tetragonal	monoclínico	monoclínico
Simetria	3	4/m 2/m 2/m	4/m 2/m 2/m	2/m	
Retículo	R	P	I	C	
Elementos axiais	a:c=1:2,76	a:c=1:0,6439	a:c=1:2,514	a:b:c=0,753:1: 0,854; $\beta=119^{\circ}43'$	
Dimensões	a = 5,093 c = 14,06	a = 4,594 c = 2,958	a = 3,783 c = 9,51	a = 6,55, b=8,70 c = 7,43	a = 7,58, b ou c = 15,26
Conteúdo	6 [FeTiO ₃]	2 [TiO ₂]	4 [TiO ₂]	4 [CaTiO ₅]	8 [CaTiO ₃]
Clivagem	—	{ 110 }	{001}{101}	{110}	
Dureza	5-6	6-6,5	5,5-6	6	5,5
Densidade	4,79 (pura)	4,25 (calc.)	3,90	3,5	4,0
Geminação	{0001}	{101}		{100}	
Cor	Negra	Castanho	Amarelo Verde Castanho lilaz	Castanho Amarelo, cinza	Amarelo a Casta- nho
Brilho	Met. a sub- met.	Adamantino	Adamantino a opalino	Adamantino	Adamantino
Traço	Negro	Castanho claro a branco	Incolor a amarelado	Branco	Incolor a cinza

enriquecidos supergenicamente contém, via de regra, centésimos a décimos por cento de titânio e fósforo. É possível que durante o metamorfismo catazonal a que a Série Minas foi submetida fora dos limites do Q.F., tenham ocorrido condições para transformação dos produtos oxidados em ilmenita e apatita. Nesse particular é importante mencionar que uma elevada proporção do minério de ferro contém magnetita, ao contrário do minério típico do Q.F., que é essencialmente hematítico.

O rutilo é comum em diferenciados tardios, ocorrendo em pegmatitos gabiocos e ácidos. Analogamente, nas variedades básicas de pegmatitos alcalinos o rutilo é encontrado.

Os minerais petrográficos de titânio (ilmenita, rutilo e titanita) são estáveis em condições meteóricas. Contudo, quando atacados, dão origem a um produto de decomposição denominado leucóxênio, que é uma mistura de óxidos e hidróxidos de titânio.

O titânio contido nos minerais petrográficos ferromagnesianos (piroxênios, anfíbolios, micas) é normalmente dissolvido durante a meteorização, mas hidroliza-se facilmente, originando anatásio, rutilo, ilmenita, brookita, etc., nos sedimentos derivados (bauxitas, lateritas), nos quais o teor em TiO_2 pode atingir valores elevados.

3. — GEOLOGIA DOS DEPÓSITOS

(2, 5, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23)

Nesta parte do trabalho serão descritos alguns depósitos de minerais de titânio. Visando simplificar a apreciação da geologia dos depósitos, oferecemos à consideração crítica um esboço tipológico dos depósitos, ou dito de modo mais tradicional, em esboço de classificação geológica.

Os depósitos de minerais de titânio de maior expressão econômica associam-se a certas sequências rochosas específicas. No esboço ora apresentado, certos depósitos de pequena expressão econômica foram incluídos, apenas com objetivo didático. É claro que alguns deles poderão se transformar no futuro em depósitos comercialmente exploráveis.

Classificação dos Depósitos de Titânio.

- I. Depósitos associados a sedimentos aluviais, em ambiente costeiro.
 - 1) com ilmenita dominante sobre rutilo;
 - 2) com rutilo dominante sobre ilmenita.
- II. Depósitos associados a sedimentos eluvio-aluviais, em ambiente continental.

Rutilo Dominante.
- III. Depósitos associados a sedimentos originados por concentração residual e enriquecimento supergênico.
 - 1) Em mantos de bauxita e/ou lateritas ferruginosas.
 - 2) Em mantos de bauxita granular sobre complexos máficos c/carbonatito.

- IV. Depósitos associados a rochas ultramáficas piroclásticas.
- V. Depósitos filonianos associados a rochas metassedimentares.
- VI. Depósitos associados a pegmatitos nefelínicos.
- VII. Depósitos associados a complexos silicocarbonatíticos.
 - 1) Em diferenciados máficos (piroxenólitos e megacrídotos).
 - 2) Em filões.
- VIII. Depósitos associados a sequências charnockíticas (em anortositos e noritos).

A apreciação do esquema exposto acima mostra que sob um ponto de vista comercial, apenas depósitos do tipo I e VIII têm sido objeto de mineração. Depósitos do tipo II têm sido trabalhados, especialmente no Brasil, em regime de garimpagem.

Até 1942, a ilmenita e o rutilo eram produzidos maioritariamente a partir de depósitos do tipo I (depósitos de areia). A partir desse ano alguns depósitos do tipo VIII, de grande tonagem, foram descobertos e desenvolvidos; atualmente, mais ilmenita é produzida a partir de depósitos do tipo VIII, que do tipo I. A maior parte da produção do rutilo ainda provém de depósitos de areia.

Em virtude da enorme tonagem de material titanífero descoberto em complexos silicocarbonatíticos, de Minas Gerais e Goiás, impõe que consideremos como sendo de grande importância os depósitos do tipo III 2, ou seja, depósitos em mantos de laterita granular sobre tais complexos.

Alguns dos principais tipos de depósitos de minerais de titânio serão examinados a seguir; preliminarmente, uma breve revisão sobre os depósitos dos tipos I, III 2 e VIII será apresentada.

A. Depósitos do tipo I

Areias presentes em dunas, praias e sedimentos de corrente são caracteristicamente enriquecidas em minerais pesados, resistentes à meteorização química e física. Alguns desses minerais incluem a magnetita, a hematita, a ilmenita, o rutilo, a monazita, o zircão e a granada.

A ilmenita e o rutilo são comuns em muitas praias de várias partes do mundo, assim como em dunas costeiras. Na Austrália existem areias de praia nas quais o mineral dominante, sob um ponto de vista econômico é a ilmenita; em outras, é o rutilo. Praias atlânticas, da Flórida ao Espírito Santo, contêm ilmenita.

No Brasil, de estados nordestinos até o estado do Rio existem várias espécies de depósitos costeiros com areias ilmeníticas, em ambientes como a) barreiras elevadas; b) praias elevadas, c) dunas e d) placers de idade quaternária.

Os depósitos de maior importância econômica associam-se a areias de praia. Contêm como principais substâncias recuperadas a ilmenita, o rutilo e leucoxênio.

As condições de formação de tais depósitos incluem condições climáticas tropicais, recentes ou passadas, com peneplanação de massas continentais. Uma característica comum dos mesmos é a alta semelhança entre a associação mineral presente, a diferença mais notável sendo a desigual percentagem dos minerais que constituem

as areias.

Outra característica da associação mineral das areias de praia é a fonte supridora, que sempre se constitui de rochas cristalinas.

Muitos autores têm esboçado os passos necessários à constituição dos depósitos de areias de praia (24); sua história geológica compreende: a) existência de um embasamento de rochas cristalinas, nas quais os minerais pesados aparecem normalmente como acessórios. Tal embasamento quando submetido a uma b) fase de peneplanação ou pediplanação, com formação de solos e lateritas, constitui-se em fonte de abastecimento; com soerguimento continental são destruídas as coberturas, transportadas diretamente ao mar. (Se o transporte não é direto formam-se depósitos continentais associados a sedimentos de corrente, mas de baixo teor, em geral). O nível de base dos cursos d'água varia, por vezes de modo abrupto, devido a falhamento que flanqueia muitas das costas continentais; isto provoca um incremento na taxa de desmonte e transporte do material. (No caso da costa Espiritossantense ocorreu a deposição dos sedimentos transportados pelos cursos d'água na Formação de Barreiras e posterior concentração na orla oceânica, devido ao soerguimento continental, com retomada da fase erosiva e concentração além da linha de falésias). O afogamento parcial da linha de costa faz com que os depósitos de areia em construção, a partir de deposição deltaica ou não, sejam retrabalhados pelas ondas do mar. As areias são espalhadas ao longo da linha de costa. O processo envolve construção de barreiras e de planícies e costeiras. Os minerais mais leves são levados pelas ondas c) Em uma fase posterior o recuo do mar faz com que depósitos previamente formados sejam afetados pela ação do vento ou das ondas. Uma nova concentração ocorre nesta oportunidade, com a retirada de minerais mais leves e formação de depósitos econômicos.

Depósitos brasileiros

As principais ocorrências brasileiras de ilmenita situam-se no estado do Espírito Santo. Neste estado as areias costeiras têm como principal mineral pesado a ilmenita; as próprias areias monazíticas contêm a ilmenita em abundância. O mineral ocorre em grãos subarredondados a subangulares, com tamanho variável entre 0,2mm a 1,2mm. As praias de areias pretas de Guarapari, famosas pelas suas propriedades terapêuticas, constituem depósitos onde a ilmenita é o principal constituinte pesado. Outros minerais pesados presentes incluem a monazita, o zircão e o rutilo. O quartzo é o mineral leve mais abundante.

A identificação das áreas costeiras onde existem os depósitos é simples, de vez que eles constituem faixas pretas nas praias, contrastantes com a monótona cor esbranquiçada das areias não mineralizadas.

Os principais depósitos economicamente exploráveis situam-se nos municípios de Primeira Cruz, Barreirinhas, Tutoia (Maranhão), Touros (R.G.do Norte), Porto Seguro a Mucuri (Bahia), Aracruz, Serra, Vitória, Espírito Santo, Guarapari, Anchieta, Itapemerim (Espírito Santo), Itabapoana, Campos (Rio de Janeiro).

A geologia dos depósitos de ilmenita ocorrentes na orla costeira acima mencionada (superior a 1000 Km de extensão) pode ser sintetizada do modo seguinte (25):

A ilmenita concentra-se em duas variedades de depósitos: em praias (atuais e pretéritas) e em restingas (paralelas às praias atuais ou de barragem de estuários). A espessura dos depósitos de praias é de 1 a 3m, enquanto os de restinga atingem 4m.

Durante o período cretácico ocorreu desmonte da cobertura de solos portadores de ilmenita, na região interior do país. Em nossa opinião a fonte abastecedora da maior parte da ilmenita (e de alguns outros minerais pesados) da orla costeira é a sequência charnoclítica que bordejia grande extensão da costa brasileira, em geral a distâncias não superiores a 150 Km da linha da praia. Esse desmonte foi originado por soerguimento continental ou rebaixamento do mar, o que provocou rejuvenescimento da drenagem. É possível que o processo de soerguimento continental ou rebaixamento do mar tenha sido controlado pela linha de falhas que bordejia o litoral e que permitiu a deposição de centenas de metros de sedimentos cretácicos e terciários. No litoral do Espírito Santo, em sondagens realizadas no porto de Tubarão, sedimentos semelhantes aos da Formação de Barreiras foram cortados, abaixo do nível do mar.

O material transportado pelos cursos d'água rejuvenescidos foi em parte depositado nas baixadas da costa e em parte carregado ao mar. A inspeção das camadas de arenitos argilosos da Formação Barreiras, em cortes da nova rodovia litorânea que interliga o Rio a Salvador, especialmente no Espírito Santo, demonstra que tais sedimentos portam em seus horizontes basais concentrações de minerais pesados. Neste estado é possível se examinar o contato entre a Formação Barreiras e o embasamento, que é bruscamente marcado por uma linha paralela à costa e que corresponde a uma linha de escarpa de falha. Esta linha dista, em geral de uma a duas dezenas de quilômetros da linha da costa.

Durante a deposição dos sedimentos da Formação Barreiras, condecciona-se uma linha de praia, movel para leste. A faixa da Formação Barreiras, a partir de Cabo Frio, alarga-se progressivamente para o norte, atingindo várias dezenas de quilômetros na altura de Salvador. Já entre Aracajú e Fortaleza, a faixa de Formação Barreiras é estreita; atualmente, a região interiorana correspondente a tal faixa é um planalto de pequeno relevo. É claro que tal fato contribuiu para a dispersão dos minerais pesados, carregados pelos cursos d'água.

A Formação Barreiras, entre o sul da Bahia e o norte do Rio de Janeiro situa-se sobre um nível entre 20 e 60 m acima do nível do mar. O soerguimento da costa provocou a destruição parcial da formação e afogamento da drenagem existente. A simples inspeção do mapa topográfico do estado do Espírito Santo demonstra tal fato. Os cursos d'água passaram a escavar a própria formação Barreiras, durante o soerguimento da costa. É interessante observar que esses cursos são mais ou menos retilíneos, profundamente escavados e destituídos de tributários menores. Formou-se então uma linha de falésias ou barreiras, em cujo sopé se depositavam os detritos

trazidos pelos cursos d'água. Nesses depósitos restavam a ilmenita, enquanto materiais mais leves eram carregados para o mar.

Os terraços formados constituem as jazidas de praias antigas, que se caracterizam também pelo ataque das ondas do mar durante as fases de maré. Com o recuo progressivo do mar, o material desmontado pelas ondas era levado para a constituição de restingas de areia, que bloqueavam os estuários. O trabalho do mar removeu boa parte dos minerais leves das restingas, deixando novos depósitos de areias mineralizadas.

A emergência recente da costa brasileira, inferior a uma dezena de metros, alçou os depósitos de praia e de restingas desnudando-os da água que os recobria.

A concentração das areias para a recuperação da ilmenita é feita por meio de mesas e espirais Humphrey. A separação da ilmenita, da monazita e zircão é feita em campo de alta intensidade magnética.

As areias contém desde 5 a 90% de ilmenita, variando de ponto a ponto o teor. Níveis ricos contém um máximo de 5% de quartzo, o restante sendo ilmenita, monazita e zircão. De nível a nível pode variar a qualidade da ilmenita. Análises de concentrados de ilmenita da Bahia e Espírito Santo contém entre 51 e 58% de óxido e titânio, o que indica a presença de produtos secundários, oxidados, de titânio, no material.

B. Depósitos do tipo III 2

Lateritas granulares, contendo uma extensa gama de minerais, alguns primários, outros secundários, tais como magnetita, ilmenita, rutilo, zircão, anatásio, apatita, pirocloro, barita, quartzo, leucoxênio, perofskita, monazita, goyazita, gorceixita, goethita, etc., são presentes como mantos residuais sobre complexos silicocarbonatíticos em Minas Gerais e Goiás, principalmente.

Dada a complexidade da mineralização oxidada, é sempre difícil a concentração econômica de alguns dos minerais de interesse, a saber: pirocloro, apatita e anatásio. Aparentemente, o problema já foi resolvido no tocante ao pirocloro e à apatita, encontrando-se em investigação a concentração do anatásio.

Os depósitos são de três espécies principais: pirocloro, apatita e apatita-anatásio, existindo transições entre os mesmos. Os concentrados obtidos visam ter uma fase homogênea, com apenas um dos minerais.

Os principais complexos portadores de tais mineralizações são os de Tapira, Barreiro, Salitre e Catalão, este último em Goiás.

A descrição do depósito de minerais de titânio de Tapira é suficiente para a caracterização tipológica desta classe de jazida (26).

A maior parte do complexo é recoberto por um potente manto residual de produtos de meteorização. Esses produtos são lateríticos, de cor tijolo, granulados, com matriz argilosa considerável. Sua espessura média é de 60 metros, a máxima atingindo 150 metros. O manto tem sua base horizontalizada a um nível próximo de 1.200 metros.

O manto tem em sua parte inferior uma zona de transição (10 metros em geral) entre rocha decomposta e rocha fresca. A parte média é formada por material granular, friável e é capeada por material mais rico em argilas e em óxidos de ferro.

Os seguintes minerais foram identificados no manto: apatita, anatásio, perofskita, rutilo, limenita, goethita, magnetita, hematita, limonita, barita, piritita, goyazita, gorceixita, monazita, vermiculita, silicatos decompostos, argilo-minerais, quartzo, pirocloro, calcedônia, zircão, titanita, óxidos de manganês, calzirtita, etc.

O titânio é maiormente contido pelo anatásio e, secundariamente pela ilmenita, perofskita, rutilo. Uma elevada proporção desses minerais encontra-se leucoxenizada.

Estudos de detalhe efetuados pelas firmas que detêm interesses minerais em Tapira permitirão se conhecer a exata proporção entre os minerais de titânio; é certo porém que uma das características do depósito é a extrema variabilidade nesta proporção.

A perofskita é predominantemente encontrada apenas em rocha fresca a semidecomposta disseminada nas mesmas; seus grãos têm entre 0,1 a 6 mm de diâmetro, são euédricos ou anédricos. O mineral é transparente a semiopaco, exhibe hábito pseudocúbico, cor castanha. Decompõe-se originando anatásio, rutilo e leucoxênio. Mostra-se recortada por magnetita e ilmenita. Atinge até 10% em volume da rocha, que é principalmente piroxenólito e micaperidotito.

A perofskita ocorre também em veios portadores de magnetita e ilmenita. Pseudomorfos de cristais de perofskita de veio atingem até 50 cm de diâmetro. O material encontrado nos cristais é anatásio e leucoxênio, maiormente.

Estimamos que a perofskita presente no manto atingem percentagem em peso de até 5%. São raros grãos frescos do mineral.

A ilmenita (sempre associada à magnetita) é o mineral mais comum em todos os tipos petrográficos detectados em Tapira. São raros os grãos de magnetita, que ao microscópio, não revelem a presença de lemelas de ex-solução de ilmenita. Não se determinou a presença de grãos individuais de ilmenita no manto. Os grãos de magnetita-ilmenita têm em média 0,4 mm de diâmetro. Estima-se que a proporção volumétrica de ilmenita, nos grãos de magnetita, atinja 30%.

Entre 30 a 60 por cento dos materiais do manto são constituídos por magnetita-ilmenita.

Anatásio leucoxenizado ocorre em qualquer amostra de material laterítico. Isso significa que a maior parte do titânio do manto encontra-se fixado ao mineral. Estimamos em 60% a proporção de TiO_2 , sob forma de anatásio, presente em Tapira.

O material tem cor esverdeada a esbranquiçada. Geralmente, os grãos individuais soldam-se uns aos outros, o cimento sendo limonítico. O tamanho médio dos grãos é de 3-5 mm, sua forma é octaédrica; é opaco a translúcido, com estrutura colofânica. Os grãos individuais contêm inclusões de óxidos de ferro e fosfatos (goyazita e gorceixita), assim como películas recobridoras das mesmas substâncias.

O rutilo é um mineral raro e exhibe-se em manchas, em cristais de perovskita.

A área de ocorrência dos minerais de titânio, no manto, tem cerca de 4 por 3 Km. A parte superior do manto é argilosa, porta até 10% de TiO_2 e tem espessura máxima de 30 metros. Segue-se uma faixa ferruginosa, com até 30% de TiO_2 ; sua espessura varia entre 20 e 40 metros. A faixa inferior, transicionando para rocha fresca, tem em média 5% de TiO_2 e a própria rocha fresca, 3% de TiO_2 .

A distribuição dos minerais de titânio (em Planta), em termos de TiO_2 , se faz a partir de várias áreas arredondadas, de teor mais elevado. Em perfil a forma dos corpos químicos assemelha-se a uma barrica, muito achatada.

O DNPM executou em Tapira cerca de 6.800 m de furos de sonda, vertical, além de outros trabalhos de pesquisa mineral. Tais trabalhos permitiram uma primeira avaliação do potencial mineral da área. Em termos de óxido de titânio (TiO_2) não especificado em que tipo de material o óxido ocorre, atinge-se uma reserva global superior a 100 milhões de toneladas de material, com teor próximo de 21% TiO_2 . A diluição do teor permite obter uma reserva de cerca de 500 milhões de toneladas de material, com teor próximo de 16% TiO_2 .

As reservas mencionadas englobam o titânio contido no manto decomposto.

Recentemente, professores da Escola de Engenharia da UFMG produziram em escala de laboratório concentrados de óxido de titânio, por flotação. Após ataque por ácido clorídrico diluído e calcinação, o material titulou mais de 93% TiO_2 (informação do Prof. Noé Chaves). O minério utilizado foi de Tapira e continha teor inicial de 16% TiO_2 .

Esse trabalho mostra a possibilidade de se obter um produto comercial a partir das substâncias ocorrentes nos mantos de decomposição dos complexos.

C. Depósitos do tipo VIII

Os depósitos de ilmenita (maiormente), em rocha, associam-se a rochas anortosíticas e gabróides. Os principais depósitos são de ilmenita-magnetita, ilmenita-hematita e ilmenita-rutilo. A primeira associação exhibe intercrescimentos separáveis de modo fácil. A associação ilmenita-hematita é normalmente tão íntima que o concentrado obtido contém os dois minerais. A terceira associação ocorre em complexos que exibem ora os dois minerais juntos, ora separados.

Não existem depósitos do tipo VIII conhecidos no Brasil. Encaramos a possibilidade de sua descoberta com enorme esperança.

Por razões didáticas oferecemos algumas observações sobre um grupo de jazidas alienígenas desse tipo.

Nos arredores dos lagos Sanford e Henderson, Nova York (Estados Unidos) ocorrem grandes massas de anortosito precambiano, que compõe parte da sequência rochosa das Montanhas Adirondack. O anortosito é muito puro, porfirítico, composto de labradorita. Os corpos de ilmenita magnetita situam-se nas faixas de gradação entre anortosito e gabro, são grosseiramente tabulares, mergulham fortemente e têm até 600 m de extensão, com muitas dezenas de metros de espessura. O miné-

rio pode ser maciço, com grãos próximos de 5 mm, ou se disseminar com a encaixante, tendo grau mais fino. Sulfetos, carbonatos, apatita e turmalina ocorrem de pequena quantidade no minério.

O minério lavrado na área tem 60–70% de magnetita e 40–30% de ilmenita. Contém 20% TiO_2 . A magnetita contém lamelas exsolvidas de ilmenita. O concentrado de magnetita porta 10% de TiO_2 em média.

Na região de Sokndal, próxima do Fjord Jossing, na Noruega são conhecidas e lavradas jazidas de ilmenita-noritos e ilmenita-anortositos ocorrendo corpos puros de ilmenita-magnetita.

Um dos corpos, o de Storgangen, ocorrem ao longo de uma fratura no anortosito e tem 1.200 m de extensão, por 50 metros de largura. O minério tem cerca de 40% de ilmenita, o restante sendo hipertênio, labradorita, magnetita, biotita, calcopirita, pirita e espinela. Os grãos de ilmenita podem conter lamelas de hematita. A magnetita não exhibe intercrescimentos. O depósito tem 300 milhões de toneladas de minério.

4. O MODELO INDUSTRIAL DO TITÂNIO(1, 1, 27)

Ao contrário de muitas das indústrias minerais (por exemplo, a do ferro), a indústria do titânio é integrada, isto é, às organizações operadoras atuam desde a fase da lavra até a fase de produção de semiacabados, incluindo-se a sua comercialização.

Apenas uma organização associada (que inclui a Titanium Metals Corporation of América, a National Lead Company e a Alleghenu Ludlum Steel Corporation é totalmente integrada, incluindo em sua linha de produção o titânio metálico.

Os principais países produtores de ilmenita são os Estados Unidos (6 minerações), Canadá (1 mineração), Noruega (1 mineração), Austrália (5 minerações) e a URSS (várias minerações); no tocante ao rutilo, a Austrália tem 12 minerações, Serra Leoa, 1 mineração e a URSS, várias minerações.

Vinte e dois países (incluindo o Brasil são os maiores consumidores de pigmento de óxido de titânio; as unidades industriais existentes nesses países produzem de poucos milhares de toneladas até 125.000 toneladas por ano.

Os percentuais de consumo mundial de pigmento e titânio metálico pode se apreciados a partir do quadro seguinte:

	Pigmento	Metal
<i>Estados Unidos</i>	35%	50% (1 ^o)
<i>União Soviética</i>	25%	(2 ^o)
<i>Inglaterra</i>	8%	(4 ^o)
<i>Alemanha (R.F.)</i>	7%	
<i>Japão</i>	6%	(3 ^o)
<i>França</i>	4%	

O controle das reservas mundiais de ilmenita, nos Estados Unidos e Noruega, é feito pela National Lead Co., que detêm 50% das mesmas. Cerca de 90% das reservas australianas pertencem à Consolidated Goldfields of South Africa Ltd. Os restantes 10% são controlados em sua grande parte pela Conzinc Rio Tinto e pela National Lead Co. As reservas de rutilo de Serra Leoa pertencem à PPG Industries, Inc. (80%) e a British Titan Products Company, Ltd. (20%).

A produção mundial de ilmenita mostra o seguinte panorama, no tocante às companhias:

Companhias

National Lead Co.	
E.I. do Pont de Nemour & Co., Inc	35%
British Titan Products Company, Ltd.	
La porte Titanium Ltda.	20%
Companhias de Governos Comunistas	25%
American Cynamid Co.	
Glidden-Durkec Division of SCM Corp.	
The New Jersey Zinc Co.	
Ferbenfabriken Bayer A.G.	20%
Montecatini Edson S.P.a.	
Ishiharo Sangyo Kaisha, Ltda.	
Outras	

Do total da produção dos 22 principais países que operam com titânio, 85% deles é realizado nos próprios países, por firmas particulares ou pelos governos locais. Os 15% restantes estão distribuídos assim: a National Lead Controla 7,5%, trabalhando na Alemanha (R.F.), no Canadá e na Noruega. Os restantes 7,5% são operados pela Pont, BTP e La Porte.

5. TERMINOLOGIA DAS MATÉRIAS PRIMAS E DE PRODUTOS DE TITÂNIO

a) **Ilmenita.** Os concentrados têm entre 56% a 60% de TiO_2 . Quando se pretende produzir pigmento com a ilmenita, os concentrados não podem ter mais que 0,2% de Cr_2O_3 e 0,5% de V_2O_5 . **Observação:** Nos Estados Unidos e do Pont trabalha com misturas de ilmenita, rutilo e leucoxênio, que titulam entre 60% e 80% de TiO_2 .

b) **Escória de Titânio.** Esse material é produzido a partir da fusão, em forno elétrico, de uma mistura de ilmenita (em geral) e carbono. A escória vendida pela Quebec Iron and Titanium Corp. tem 70% TiO_2 .

c) **Tetracloroeto de titânio.** Líquido incolor, volátil, usado na fabricação do metal e pigmentos. É produzido pela cloretação da matéria prima a uma temperatura de 850-900°C, em presença de coque de petróleo. É operado em ambientes inertes, para evitar contaminação com ar ou água com os quais o tetracloroeto reage violentamente. A principal matéria-prima é o rutilo, empregando-se também a ilmenita e a escória.

d) **Esponja de titânio.** Produto metálico obtido pela redução do tetracloroeto, com magnésio (processo KROLL).

e) **Pigmento.** É produzido por 2 métodos. No **processo cloreto**, o $TiCl_4$ é oxidado com oxigênio ou ar e o bióxido resultante, de grão fino, é calcinado a 500/600°C, para remoção do cloro é ácido clorídrico residuais. Adiciona-se $AlCl_3$ ao tetracloroeto para assegurar que todo o titânio se oxide sob forma de bióxido de titânio cristalino, de estrutura igual à do rutilo. Após a calcinação, o material é moído.

No *processo sulfato* utiliza-se ilmenita (ou escória), que é diluída por ácido sulfúrico em presença de aparas de ferro. O ferro é atacado pela solução, transformando-se em ferro ferroso, que com o resfriamento precipita-se como sulfato de ferro hidratado (*copperas*). O titânio restante na solução é precipitado por hidrólise, filtrado e calcinado a 900-1000°C, após o que, é moído.

No processo cloreto apenas bióxido com estrutura igual à do rutilo é produzido, enquanto no processo sulfato, forma-se material com estrutura de anatásio e rutilo.

Um balanço nas quantidades de matérias-primas necessárias nos dois processos mostra que as dependências são o próprio processo, o teor do minério e a fonte. Em relação ao processo tem-se, para cada tonelada de bióxido produzido:

	<i>Processo sulfato</i>	<i>Processo Cloreto</i>
Ilmenita (ou escória)	1,45 – 2,36	—
Rutilo	—	0,99 ton
Ácido sulfúrico (60° Baumé)	2,72 – 3,63	—
Cloro	—	0,90 – 0,18
Ferro	0,09 – 0,18	—
Coque	—	0,90 – 0,18
Oxigênio	—	0,33 – 0,45
Cloreto de alumínio	—	0,027

f) **Metal.** O titânio metálico é tenaz, leve (densidade = 4,5) refratário (p.f. = 1800°C). Sua cor é semelhante à da prata. Por ser leve, mecanicamente resistente e exibir fraca corrosão, é importante industrialmente.

O principal método de preparação é o processo KROLL, que envolve redução

do tetracloreto de titânio em um ambiente inerte, usando-se magnésio. Na obtenção de 1(um) quilo de esponja metálica são necessários 2,3 quilos de rutilo ou anatásio (ou outro material de teor equivalente) 5 quilos de cloro, 1,3 quilos de magnésio, 51,5 litros de gás inerte e 0,3 quilos de coque. Na preparação de 1(um) quilo de esponja dispense-se entre 12 a 30 quilowatt/hora de energia.

Os processos de transformação da esponja em peças metálicas são variados. Lingotes podem ser produzidos por fusão em arco voltaico, gastando-se 4 a 5 quilowatt/hora por quilo de lingote. São transformados em peças de uso comercial, de modo diversificado. Existem cerca de 30 produtos de especificação diferente.

Algumas das ligas de titânio são: Ti - 6Al - 4V, Ti - 8Al - 1Mo - 1V e Ti - 5Al - 2,5Sn. Existem ligas com Zr, Nb e Cr. As ligas são muito mais resistentes que as de alumínio, assemelhando-se sob o ponto de vista de dureza e tenacidade a ligas especiais de ferro. Em relação ao alumínio o titânio é mais inerte. Resiste melhor à corrosão por água do mar do que aços especiais.

Sob um ponto-de-vista comparativo, as desvantagens do titânio metálico são: a) custo elevado de fabricação, b) dificuldade de fabricação, c) excessiva reatividade em temperatura elevada (absorve facilmente oxigênio, nitrogênio e hidrogênio, tornando-se quebradiço após prolongada exposição ao ar, a 660°C).

6. USOS

O rutilo é mais utilizado na fabricação de pigmento, de metal e para cobertura de fios de solda. A ilmenita tem mais de 80% da sua aplicação destinada ao fabrico de pigmento.

O metal é aplicado principalmente na indústria aeroespacial, isto é, na fabricação de aviões militares e civis, balísticos, turbinas de jatos, veículos espaciais, etc. Apenas dois países consomem quase todo o titânio metálico produzido (E.E.U.U. e U.R.S.S.).

Os balísticos e veículos espaciais utilizam 10 por cento de todo o titânio metálico comercialmente produzido.

O pigmento é empregado para cobertura de tintas, conferindo às mesmas brancura, opacidade, brilho e proteção à corrosão. Tintas de brancura não permanente utilizam 0,132 a 0,396 quilos de TiO_2 , por litro de tinta.

A indústria de papel de impressão consome cerca de 17% de todo o pigmento produzido.

A indústria de produtos plásticos a cada ano aumenta o consumo de pigmentos.

7. RESERVAS

As reservas estimadas de ilmenita e rutilo vêm expostas no quadro dado a seguir:

PAÍS	Ilmenita (t x 1000)	Equivalente Ti (t x 1000)	Rutilo (t x 1000)	Equivalente Ti (t x 1000)
Noruega	108.000	27.000	—	—
Canadá	90.000	22.500	450	225
Estados Unidos	90.000	22.500	450	250
URSS	90.000	22.500	270	135
Índia	54.000	13.500	90	45
Egito	36.000	9.000	—	—
Austrália	18.000	4.500	3.600	1.600
Serra Leoa	—	—	2.700	1.600
Outros *	21.150	5.287	—	—
	507.150	126.787	7.560	3.780

* Inclui Finlândia, China, Malásia, Japão e Espanha.

A questão das reservas de ilmenita nas areias litorâneas do Brasil permanece aberta, em nossa opinião. Já mencionamos que a reserva oficialmente admitida é de aproximadamente 1,7 milhões de toneladas, (3) o que nos parece um dado extremamente conservador. Por outro lado, a pesquisa mineral que conduziu ao valor adotado foi muito pouco intensa.

Até que se realize um programa intensivo que objetive a determinação das reservas lavráveis de ilmenita nos quase mil quilômetros de litoral potencialmente mineralizados, admitiremos o dado de 1,7 milhões de toneladas como reserva mínima, provável.

As reservas de rutilo aceitas oficialmente são de 400.000 toneladas (3). O dado se refere ao rutilo de depósitos eluviais existentes no divisor de águas dos rios Jaguaribe e Acaran (28), abrangendo faixas dos municípios de Sobral, Independência, Uruburetama, Quixadá e outros. O mineral é certamente derivado do desmonte de xistos reguinais, que contém rutilo como porfiroblastos e em veios de quartzo (28). É provável que a reserva seja muito maior, mas não se fez pesquisa na região.

Do mesmo modo que a ilmenita, os depósitos brasileiros de rutilo necessitam ser submetidos a um intenso programa de pesquisa mineral que objetive sua quantificação.

Mencionamos estimativas das reservas de minerais de titânio em Tapira (26). Além desse distrito existem reservas importantes em Salitre e Catalão.

Não temos dúvida que as reservas nos três distritos atinjam cerca de 150 milhões de toneladas, com cerca de 20% de TiO_2 . Apenas para efeito de raciocínio; se admitirmos que 50% das reservas se apresente sob forma de anatásio, teremos u-

ma reserva final de 75 milhões de toneladas com 20% TiO_2 ou 15 milhões de toneladas de anatásio. Se apenas 40% do material for recuperável, a reserva será de 7 milhões de toneladas de anatásio, valor comparável à reserva mundial de rutilo.

Somente com uma intensa e extensa investigação tecnológica, será possível obter um produto comercial a partir dos depósitos brasileiros de anatásio, produto esse que deverá ser compatível com as especificações técnicas, para poder concorrer com o produto alienígena.

Julgo que as reservas justificam tal investigação.

8. PREÇOS

As cotações internacionais publicadas em revistas técnicas indicam:

a) o preço da ilmenita tem se mantido estável, entre 10 e 35 dólares por tonelada. Um produto com 54% de TiO_2 custa cerca de 23 dólares a tonelada (fob, portos no Atlântico).

b) o preço de rutilo tende a subir progressivamente, variando hoje entre 140 a 180 dólares a tonelada. Um produto com 96% de TiO_2 custa 175 dólares a tonelada.

c) o preço da esponja varia em torno de 2,4 a 2,5 dólares o quilo. O lingote de titânio (dureza 115 Brinell) custa 2,64 dólares o quilo. *laminado 4,5 a 5*

d) a escória contendo 70% TiO_2 é cotada a 50 dólares a tonelada.

e) o pigmento com estrutura de anatásio é vendida a 51 cents de dólar por quilo e aquele com estrutura de rutilo, a 57 cents de dólar.

9. PESQUISA MINERAL

Não existem regras fixas para a pesquisa dos depósitos minerais. Algumas observações de carácter geral podem contudo ser apresentadas no tocante aos depósitos de titânio. Examinemos um modelo para cada tipo de jazimento.

a) Jazimentos do tipo VIII

Imaginemos o caso ideal em que grandes massas de anortositos sejam cartografadas em uma certa região. Passemos agora a um caso concreto: A massa de anortosito tem 145 quilômetros de extensão por 30 a 50 quilômetros de largura, em planta, isto é, o corpo é igual ao do Lago Allard, na província de Quebec, no Canadá (19).

Esse corpo foi pesquisado a partir de prospecções de superfície e subsuperfície. Um dos depósitos mineralizados, o do Lago Tio, tem forma tabular, com cerca de 1 quilômetro de diâmetro e 90 metros de espessura. Afloramentos de ilmenita foram detectados na superfície (em 1942) e a partir de 1944 foi iniciada a cartografia da área. O mapeamento foi seguido por amostragem detalhada segundo seções espaçadas de 400 metros, no sentido leste-oeste. Os afloramentos distribuem-se segundo formas alongadas ou ovaladas, em superfície, com azimutes variando ao redor do norte. Ao mesmo tempo, as seções de amostragem foram levantadas magne-

ma reserva final de 75 milhões de toneladas com 20% TiO_2 ou 15 milhões de toneladas de anatásio. Se apenas 40% do material for recuperável, a reserva será de 7 milhões de toneladas de anatásio, valor comparável à reserva mundial de rutilo.

Somente com uma intensa e extensa investigação tecnológica, será possível obter um produto comercial a partir dos depósitos brasileiros de anatásio, produto esse que deverá ser compatível com as especificações técnicas, para poder concorrer com o produto alienígena.

Julgo que as reservas justificam tal investigação.

8. PREÇOS

As cotações internacionais publicadas em revistas técnicas indicam:

a) o preço da ilmenita tem se mantido estável, entre 10 e 35 dólares por tonelada. Um produto com 54% de TiO_2 custa cerca de 23 dólares a tonelada (fob, portos no Atlântico).

b) o preço de rutilo tende a subir progressivamente, variando hoje entre 140 a 180 dólares a tonelada. Um produto com 96% de TiO_2 custa 175 dólares a tonelada.

c) o preço da esponja varia em torno de 2,4 a 2,5 dólares o quilo. O lingote de titânio (dureza 115 Brinell) custa 2,64 dólares o quilo. *laminado 4,5 a 5*

d) a escória contendo 70% TiO_2 é cotada a 50 dólares a tonelada.

e) o pigmento com estrutura de anatásio é vendida a 51 cents de dólar por quilo e aquele com estrutura de rutilo, a 57 cents de dólar.

9. PESQUISA MINERAL

Não existem regras fixas para a pesquisa dos depósitos minerais. Algumas observações de carácter geral podem contudo ser apresentadas no tocante aos depósitos de titânio. Examinemos um modelo para cada tipo de jazimento.

a) Jazimentos do tipo VIII

Imaginemos o caso ideal em que grandes massas de anortositos sejam cartografadas em uma certa região. Passemos agora a um caso concreto: A massa de anortosito tem 145 quilômetros de extensão por 30 a 50 quilômetros de largura, em planta, isto é, o corpo é igual ao do Lago Allard, na província de Quebec, no Canadá (19).

Esse corpo foi pesquisado a partir de prospecções de superfície e subsuperfície. Um dos depósitos mineralizados, o do Lago Tio, tem forma tabular, com cerca de 1 quilômetro de diâmetro e 90 metros de espessura. Afloramentos de ilmenita foram detectados na superfície (em 1942) e a partir de 1944 foi iniciada a cartografia da área. O mapeamento foi seguido por amostragem detalhada segundo seções espaçadas de 400 metros, no sentido leste-oeste. Os afloramentos distribuem-se segundo formas alongadas ou ovaladas, em superfície, com azimutes variando ao redor do norte. Ao mesmo tempo, as seções de amostragem foram levantadas magne-

tometricamente, com estações a cada 60 metros. Os mapas geológicos e magnetométrico mostram uma excelente correlação entre os corpos e as anomalias (valores até 2000 gamas).

Uma malha de furos de sonda, rotativos, a diamante, foi lançada na área, com linhas equidistantes de 400 metros, com furos de profundidade média de 90 metros, executados a cada 60 metros. As partes mais ricas foram sondadas em seguida, em malha de 15 por 15 metros. A campanha de sondagens foi realizada em dois anos entre 1946 e 1947.

A reserva do depósito é de cerca de 125 milhões de toneladas de minério rico (32–35% TiO_2).

O restante do corpo de anortosito foi investigado geofísicamente, entre 1948 e 1949. A pesquisa visou selecionar áreas anômalas. Foram executados 7000 quilômetros de perfis, com magnetômetro aerotransportado, a uma altura de 150 metros.

Verificou-se que as anomalias coincidiam com os corpos mineralizados já conhecidos, não se descobrindo outros depósitos.

b) Jazimentos do tipo III 2

A presença de anatásio nos mantos de material decomposto sobre os complexos silicocarbonáticos na Região do Alto Paraíba, em Minas Gerais e Goiás foi comprovada em 1965 e 1966, durante uma campanha empreendida pelo Departamento Nacional de Produção Mineral, que contratou uma firma particular para tal campanha.

Os complexos estudados foram os de Tapira, Barreiro, Salitre, Serra Negra e Catalão, conhecidos há muitos; até a época, nenhum deles dispunha de uma base geológica suficientemente boa para orientar uma pesquisa mineral.

Após a execução da cartografia geológica, (entre 1965–1967) segundo seções entre 25 e 50 metros, foi possível separar as unidades de interesse para a pesquisa. Ao mesmo tempo, o material coletado durante a investigação geológica foi estudado petrográfica, química e rontgenograficamente.

Selecionadas as áreas a prospectar, lançou-se uma malha de furos de sonda, (sondagem rotativa, a diamante) com linhas espaçadas de 400 metros. Em cada linha alternavam-se os furos de sonda, a cada 800 metros. Em certas áreas, as linhas foram furadas a cada 400 metros ou mesmo 200 metros. A campanha de sondagens desenvolveu-se entre 1966 a 1968, sendo parcialmente superposta à cartografia geológica.

Em Salitre e Catalão foram executados poços, e a sondagem foi reduzida ao mínimo

É interessante observar que apenas depois de 4 anos a partir do início dos trabalhos de pesquisa nos complexos é que os mesmos passaram a atrair o interesse de organizações de mineração. Uma dessas organizações detém atualmente boa parte dos direitos minerais, em Tapira, e Salitre, distritos que consideramos os de maior

is to take 50% of its theoretical output. However, this again must be adjusted in the final analysis depending upon conditions and method of transport. The calculation of wheel output capacity can be done in various ways depending upon the designer. Most wheels built today are of the cell-less type with an annular ring which holds a substantial quantity of excavated material. This ring may give the wheel an increase of up to as much as 50% over output. Depending on the manufacturer, his guarantee may exclude or partially include the material in the annular ring. When buying a machine you should ask the manufacturer to state the design method he is using. The cell type bucket wheel does not have the ring filling complication and true output is easier to calculate.

Often a poor operator can seriously affect production, particularly if he is inefficient in the reverse swing. The major cause of production outages can be attributed to digging and maneuvering delays of the wheel. It has to cut ramps, make box cuts, and if working with a belt conveyor system, will be out of production for conveyor or rail shifting. By careful planning, major moves are kept to a minimum in good mining lay-outs. The digging maneuvers are an inescapable feature of the BWE and result in the biggest production outages other than maintenance.

Some correction can be made for maneuvering losses by buying a machine with a boom-crowd mechanism. The crowd mechanism operates similar to that on a power shovel, allowing the boom and wheel to be extended and or retracted. This can increase efficiency by:

- (1) Minimizing excessive movement on unstable ground by making deep terrace cuts.
- (2) Easier mining of interbedded waste bands.

Probably the major reason for a crowd type machine would be for interbedded selected mining. Normally less skilled operators and reliance on swing speed control are required. While some advantages do result from a crowd mechanism in the proper circumstances, its disadvantages are in the greater maintenance cost and a higher capital investment. In today's market, very few machines are being produced with a crowd mechanism. This is because the crowd results in a greater machine weight, height and higher cost; and therefore, can seldom be economically justified.

Bucket design can be either of the closed-back or the open chain-back. The closed-back bucket is generally used for free flowing non-sticky material and the chain-back bucket for sticky, hard-to-discharge, soft or wet material. Combined with the chain-back in sticky material the bucket can be flared to give additional dumping ease.

It is not unusual to encounter cost of 2.5 to 4.0¢ U.S. per cubic meter for wheel excavated material. Some of the high strip ratios encountered in mid-western United States coal mining are only possible due to the use of bucket wheels. Throughout the mining industry wheels have established a name for low unit cost in earth moving and reclaiming operations. It is difficult to compare direct operating costs between operations. Each user generally reflects in his costs the elements re-

quired for his own purposes. But there are some accepted cost rules on excavators

- (1) Costs of the digging wheel itself represent 80-95% of the total excavator maintenance.
- (2) Repair parts for an excavator amount to about 6-8% of the total excavator cost per year.

The biggest single variation in cost is found in tooth wear. Likewise power costs will vary considerably from area to area.

Some representative BWE operating costs show a range of 2.0¢ U.S. to 10¢ U.S. per cubic meter. These costs do not include depreciation. The wide range of costs experienced can be attributed to the amount of auxiliary equipment required for each operation. This equipment might be tractors, a belt wagon, belt shifter, or a cable reel car. Most of the maintenance costs will occur for teeth, lips and liner plates. The other big item of expense on the excavator is the ladder belt. Outside of these items very little maintenance is required on a wheel since they do not experience the same impact and shock loads as power shovels. Most commonly direct operating costs fall in the range of 3 to 4¢ per cubic yard. Nearly all of these operations have wheels which are associated with auxiliary equipment. Generally speaking, capital cost on a wheel will amount to approximately \$2 U.S. per pound of excavator weight.

The most common transport system for a wheel is a shiftable belt conveyor system. However, wheel excavators work well using trucks or rail haulage if designed for these initially. The continuous output of the BWE and the advances made in recent years make it potentially machine for high production and at even lower costs than those presently achieved.

- (22) Ross, C.S. *Econ. Geology*, V. 42, pp. 194-198, 1947.
- (24) Derruan, M. *Précis de Geomorphologie*. Masson et Cie., Paris, 1958.
- (25) Gilson, J.L. *Min. Metal.*, Vol. XXXIII, n.º 197, 1961.
- (26) Grossi-Sad. J.H. & Torres, N. (Relatório inédito, apresentado por Geologia e Sondagens Ltda. ao Departamento Nacional da Produção Mineral, Setembro, 1971
- (27) International Directory of Mining and Mineral Processing Operations. *Eng. Min. Journal*, 1971.
- (28) Albuquerque, O.R. *Min Metal.*, Vol. VII, n.º 41, 1943.
- (29) Cassedane, J.P. *Min. Metal.*, Vol. XXXVII, n.º 342, 1973.

10 - Introdução
20 - Planejamento
21 - Planejamento
22 - Planejamento
23 - Planejamento
24 - Execução
25 - Ferramentas
30 - Operação
31 - APLICAÇÕES DE COMPUTADORES A PLANEJAMENTO,
3.1.1 OPERAÇÃO E CONTROLE DE MINERAÇÃO NA
3.1.2 AMÉRICA DO NORTE
3.1.3

32 - Simulação
33 - Ferramentas
3.3.1
3.3.2

Eng.^o Eduardo de Almeida Gazzola.
Cia. Vale do Rio Doce

40 - Controle
4.1 - Controle
4.2 - Controle
50 - Controle
(Usina Hidrelétrica)
5.1 - Controle
60 - Controle
6.1 - Controle
70 - Organização
7.1 - Organização
80 - Conclusão

Coordenador:
Dr. Elcio Marques Coelho

- ÍNDICE -

- 1.0 - Introdução
- 2.0 - Planejamento de Mina
 - 2.1 - Planejamento a Longo Prazo
 - 2.2 - Planejamento a médio Prazo
 - 2.3 - Planejamento a Curto Prazo
 - 2.4 - Exemplos de sistemas de planejamento
 - 2.5 - Estágio atual do planejamento da CVRD
- 3.0 - Operação de Mina
 - 3.1 - Aumento de produtividade por "dispatching" de caminhão
 - 3.3.1 - Dispatching por rádio
 - 3.3.2 - Dispatching por minicomputador
 - 3.1.3 - Sugestões para implantação
 - 3.2 - Simulação do sistema de escavação e transporte
 - 3.3 - Inovações Técnicas
 - 3.3.1 - Maiores produtividades no transporte pesado pelo uso de trolleys.
 - 3.3.1.1 - Finalidades e restrições
 - 3.3.1.2 - Distribuição da energia e adaptação dos caminhões
 - 3.3.1.3 - Resultados obtidos
 - 3.3.2 - Facilidades operacionais
 - 3.3.2.1 - Sistema de abastecimento e lubrificação na Kaiser
 - 3.3.2.2 - Observações Gerais
- 4.0 - Controle computadorizado de Dados de Produção e Manutenção Preventiva.
 - 4.1 - Resumo dos principais pontos observados.
 - 4.2 - Exemplos de relatórios
- 5.0 - Controle Computadorizado de Processo contínuo (Usinas de Concentração)
 - 5.1 - Resumo dos principais pontos observados
- 6.0 - Controle computadorizado de Almoxarifados
 - 6.1 - Resumo dos principais pontos observados
- 7.0 - Organização Empresarial
 - 7.1 - Resumo dos principais pontos observados
- 8.0 - Conclusão

1.0 – INTRODUÇÃO

Sob o título anteriormente transcrito pretende-se dissertar a respeito de opiniões e observações pessoais sobre aplicações de computadores à mineração na América. As idéias aqui expressas foram colhidas em viagem de estudos patrocinada pela Cia. Vale do Rio Doce e, apesar de julgarmos representativas da situação atual as minas visitadas, não se pode afirmar pela generalização dos conceitos e técnicas observados

As aplicações específicas de computação, a serem descritas, referem-se a planejamento de lavra, geologia de Mina, controle de processo contínuo (Usinas de Concentração), controle de dados de produção, aprovisionamento e controle de almoxarifados, controle e programação de manutenção, racionalização do transporte de minério por “dispatching” (alocação variável de caminhões às escavadeiras).

Na oportunidade, serão apresentadas algumas técnicas recentemente desenvolvidas aplicáveis à operação de minas, tais como a adaptação de caminhões pesados para uso em linha de trolley elétrico em transporte ascendente.

Discutir-se-á ainda alguns pontos de organização empresarial dos departamentos de mineração.

As empresas visitadas foram The Anaconda Mining Co. (Mina de Twin Buttes) Pima Mining Co. (Mina de Pima) Duval Corporation, (Minas de Sierrita e Esperanza) Cia. Minera Cananea (Mina de Cananea – México). Kaiser Steel (Mina Eagle Mountain) Kennecott Copper Corporation (Mina de Bingham Canyon) The Hanna Mining Co. (Minas Butler e National) e Quebec Cartier Mining Co. (Mina Lac Jeannine – U.S. Steel-Canadá), às quais somos gratos.

Apresentaremos apenas exemplos específicos de sistemas de processamento e inovações já divulgados na literatura técnica, de modo a nos restringirmos às limitações éticas.

2.0 – PLANEJAMENTO DE MINA

2.1. – *Planejamento a Longo Prazo*

2.1.1 – Todas as minas visitadas apresentam planos de lavra a longo prazo, notadamente no que se refere à determinação dos limites econômicos de lavra dos pits (“ultimate pit limits”). Estes estudos são revisitos com frequência em função de variações de mercado, custos operacionais, evoluções tecnológicas, alterações no teor e limite econômico (“cut off Grade”).

Como exemplo de minas que alteraram substancialmente a geometria de seus pits, citamos Lac Jeannine, Cananea, Eagle Mountain.

- 2.1.2 – A determinação dos limites econômicos, enfatizada em todas as companhias, é executada normalmente em computador, segundo as técnicas amplamente divulgadas na literatura técnica sobre Pit Design. A atribuição de valores a blocos de minério “*in Situ*” (preços FOB menos custos totais) permite confrontar o faturamento líquido com as despesas decorrentes da extração do rejeito associado, definindo-se os limites de economicidade para rentabilidades mínimas pré-fixadas.
- 2.1.3 – Estudos de viabilidade técnico-econômico de lavra são executados criteriosamente antes da compra de qualquer jazida ou execução de quaisquer projetos de abertura ou ampliação de minas. São exemplos marcantes as minas de Twin Buttes e Mount Wright. No projeto Mount Wright, (Quebec Cartier Mining Co.) a escolha e o dimensionamento do equipamento foi executada por simulação determinística em computador.
- 2.1.4 – Os planos de produção a longo prazo propriamente ditos cobrem horizontes definidos, e normalmente não superiores a 10 anos.
- 2.1.5 – Para os estudos a longo prazo, a maioria dos setores de Planejamento dispõe de Arquivos de Dados de Blocos nas memórias dos computadores, constituídos a partir das informações da sondagem (malhas normalmente de 30 a 100 metros) e de informações econômicas. As variáveis associadas a cada bloco usualmente são tonelagens, teores, graus de moabilidade, recuperação em produtos após beneficiamento, valor “*in situ*”; as dimensões dos blocos são *normalmente as da malha de sondagem*, com altura igual à dos bancos.
- 2.1.6 – A sondagem, (vertical ou inclinada), normalmente é executada em função da atitude dos leitos, e os desvios dos furos são medidos.

2.2 – Planejamento a Médio Prazo

- 2.2.1 – Os planos a médio prazo normalmente cobrem períodos de 1 a 3 anos e são executados utilizando o mesmo arquivo de Dados de Blocos do Computador, preparado com os dados da sondagem.
- 2.2.2 – Algumas companhias adicionaram aos blocos de sondagem as informações de química da geologia de detalhes. Notamos, entretanto, que não foi considerada a diferente confiabilidade de amostras de natureza diferente (testemunhos de sondagem, amostragens de pó, de canal), ponderando-se os teores apenas pelas posições relativas das amostras.
- 2.2.3 – Os planos são traçados manualmente, pelos setores de planejamento em seções horizontais, verticais ou modelos reduzidos e são tentadas alternativas em número limitado por diretrizes operacionais. O computador é o instrumento de avaliação das alternativas, pelos resulta-

dos econômicos alcançados e pela blendagem em termos gerais.

- 2.2.4 – Os inputs para a computação são preparados na maioria das companhias por listagem simples dos blocos.

Na Kennecott Copper, utiliza-se um “digitizer” que percorre as secções horizontais ou verticais como um planímetro, preparando os inputs relativos às coordenadas dos blocos extraídos.

Em Cananea, as linhas limites dos planos em cada secção horizontal são subdivididas em arcos de círculo aos quais se associam as coordenadas do centro, raio, ângulo central, identificação de concavidade ou convexidade, inputs estes que permitem ao computador calcular as coordenadas do bloco.

Os out puts de um plano de lavra são tonelagens, teores, moabilidade, faturamento, rentabilidade, etc. . . banco a banco e globais.

2.3 – *Planejamento a curto prazo*

- 2.3.1 – Os planos operacionais ou a curto prazo, normalmente cobrem períodos entre 3 a 6 meses.

- 2.3.2 – As firmas que planejam a curto prazo sem utilizar a computação, normalmente valem-se da geologia de detalhes e de análises do pó da perfuração.

As detonações e conseqüentemente a blendagem são programadas cobrindo todo o período, mantendo-se o desmonte bastante adiantado em relação à lavra.

- 2.3.3 – Nas empresas que utilizam computador, usualmente existe um outro Arquivo de Dados para blocos mais reduzidos, preparado basicamente a partir da extrapolação dos dados de análises químicas da geologia de detalhes, mas, também utilizando a informação da sondagem. Em Bingham Canyon, esta dimensão chega a ser equivalente à malha da perfuração primária para desmonte, o que nos pareceu excessivamente pequena.

Quanto à preparação dos inputs para o computador e aos relatórios emitidos, são válidas as mesmas considerações para os planos a médio prazo.

- 2.3.4 – Os planos a curto prazo são desenhados em secções ou modelos tridimensionais pelos engenheiros de planejamento. O computador é o instrumento de avaliação do atendimento da demanda, das restrições de qualidade e da rentabilidade de alternativas diferentes.

- 2.3.5 – Não vimos aplicações de técnicas de otimização da lavra através de computador.

- 2.3.6 – O controle da execução dos planos a curto prazo, quando computadorizado, é executado normalmente em conjunto com os relatórios

diários de produção, através de índices de efetividade (Kennecott Copper) e custos (Quebec Cartier) e simulação de equipamentos.

2.4 – Exemplos de sistemas de planejamento

KENNECOTT COPPER (Bingham Canyon)

A partir dos dados da sondagem e dos dados econômicos, foi preparado um arquivo de dados em computador relativo a blocos de 100 x 100 x 50 pés. As interpolações de químicas foram feitas por ponderação das análises pelo inverso do quadrado das distâncias aos centros de gravidade dos blocos.

Utilizando este arquivo são executados:

- Estudos de Viabilidade
- Pit Design
- Planos a Longo Prazo (10 anos)
- Relatórios Geológicos

Adicionando-se às informações do arquivo, restrições operacionais, são executados os chamados planos intermediários (3 anos) e a Médio Prazo (anual).

O computador imprime secções horizontais e verticais com químicas. O Setor de Planejamento desenha os Pits percorrendo posteriormente as linhas traçadas com um DIGITIZER, que identifica as coordenadas dos blocos lavrados no plano preparando os inputs para o computador.

Os relatórios do computador fornecem tonelagens, teores, receitas, rentabilidades etc. . . , nível a nível e globais. Para os planos a curto prazo, foi preparado um outro arquivo de dados de blocos de 20 x 20 x 50 pés, dimensão equivalente à área de influência de um furo de desmonte primário. As amostragens são feitas no pó da perfuração. Utiliza-se o DIGITIZER e é feita uma composição destes blocos de geologia de detalhes com os blocos da sondagem. O plano a curto prazo cobre 6 meses. O pit é fechado e de forma regular, e os bancos são muito estreitos (Plataforma de 40 pés com berma intermediária de 80 pés a cada 4 bancos), de modo que mudanças só se fazem sentir naquele prazo.

Julgamos bastante apropriado o sistema de controle da execução do plano a curto prazo, que simultaneamente apresenta os relatórios de dados da produção e propicia meios para a alocação dos equipamentos (caminhões ou vagões).

O Setor de Planejamento dispõe de um terminal próprio e alimenta o computador com as tonelagens previstas por área, os perfís das estradas e as frotas alocadas a cada escavadeira, a cada 2 dias. Estes da-

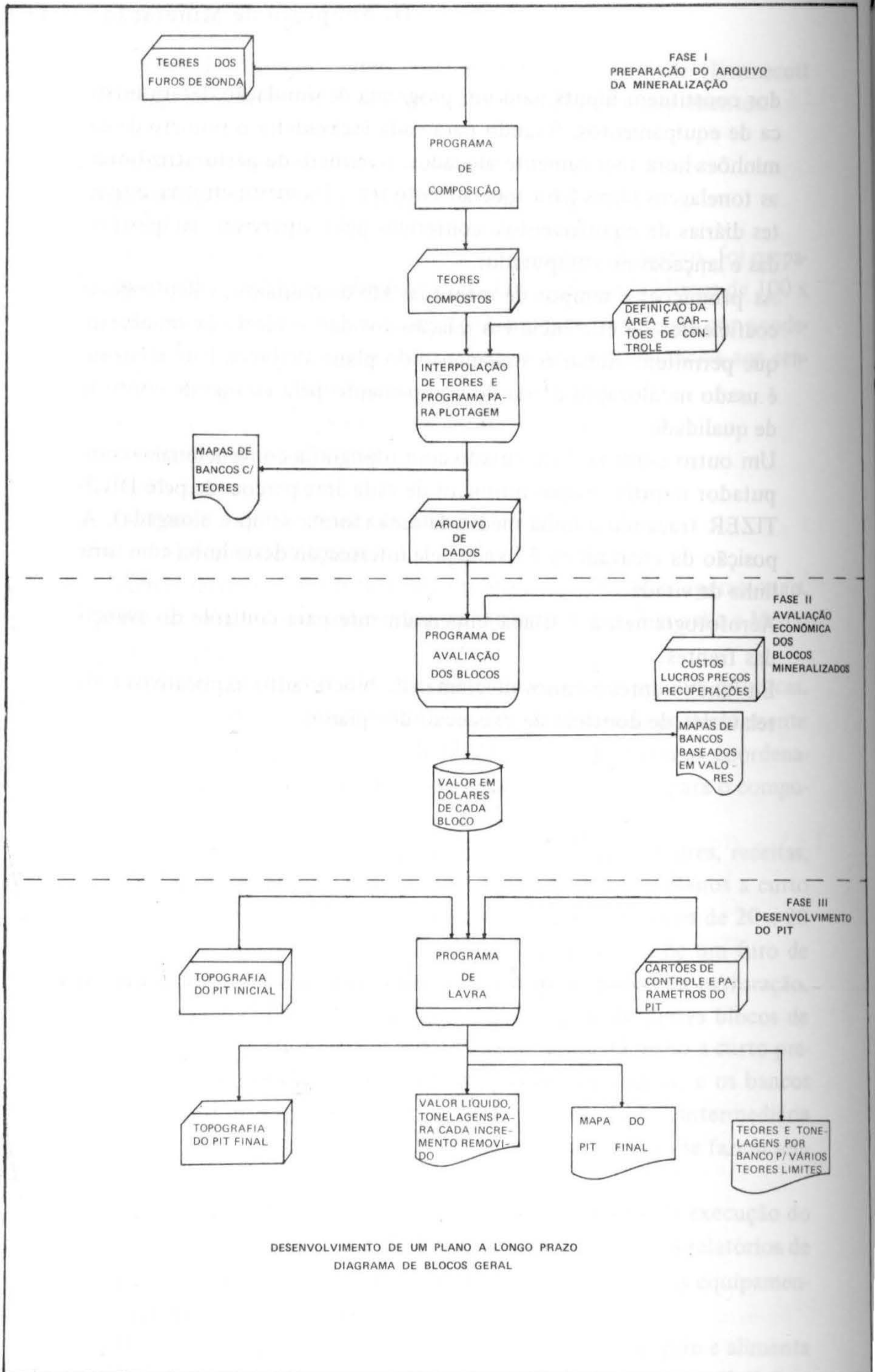
dos constituem inputs para um programa de **simulação** determinística de equipamentos, fixando para cada escavadeira o número de caminhões-hora teoricamente alocados, o número de perfuratriz-horas, as tonelagens ideais para aquela frente tec... Da mesma forma, as partes diárias de equipamentos, conferidas pelo supervisor, são perfuradas e lançadas no computador.

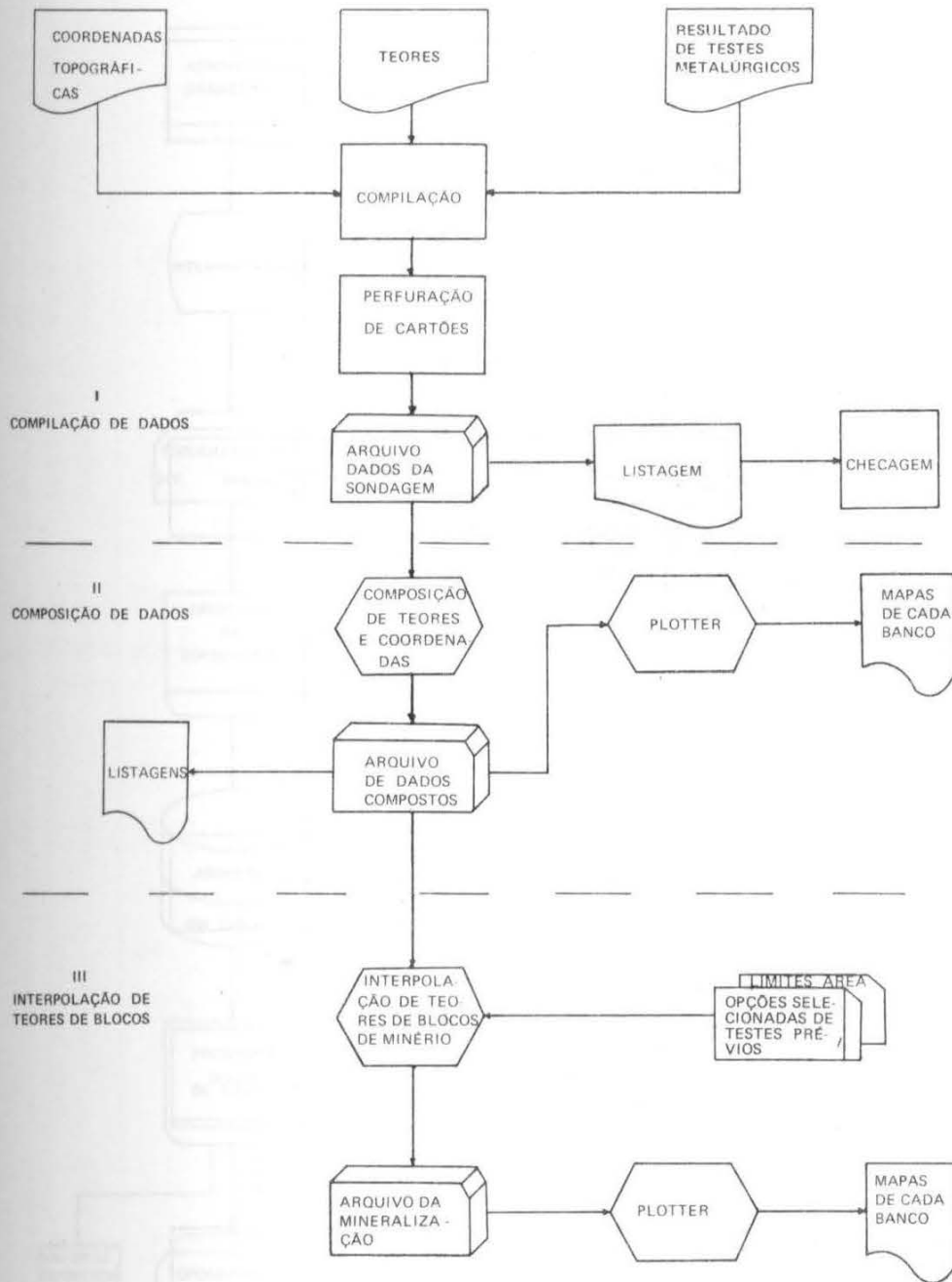
As produções e tempos de máquinas são acumulados, calculando-se coeficientes de eficiência em relação aos dados ideais da simulação, que permitem avaliar o andamento do plano de lavra. Este relatório é usado na alocação diária do equipamento pela equipe de controle de qualidade.

Um outro controle é executado com topografia convencional o computador imprime mapas químicos de cada área percorrida pelo DIGITIZER traçando a linha média da área (forma sempre alongada). A posição da escavadeira é fixada pela intersecção desta linha com uma linha de visada.

Aerofotogrametria é usada bimensalmente para controle do avanço das frentes.

Em anexo apresentamos diagramas de blocos auto explicativos e os relatórios de controle de execução dos planos.

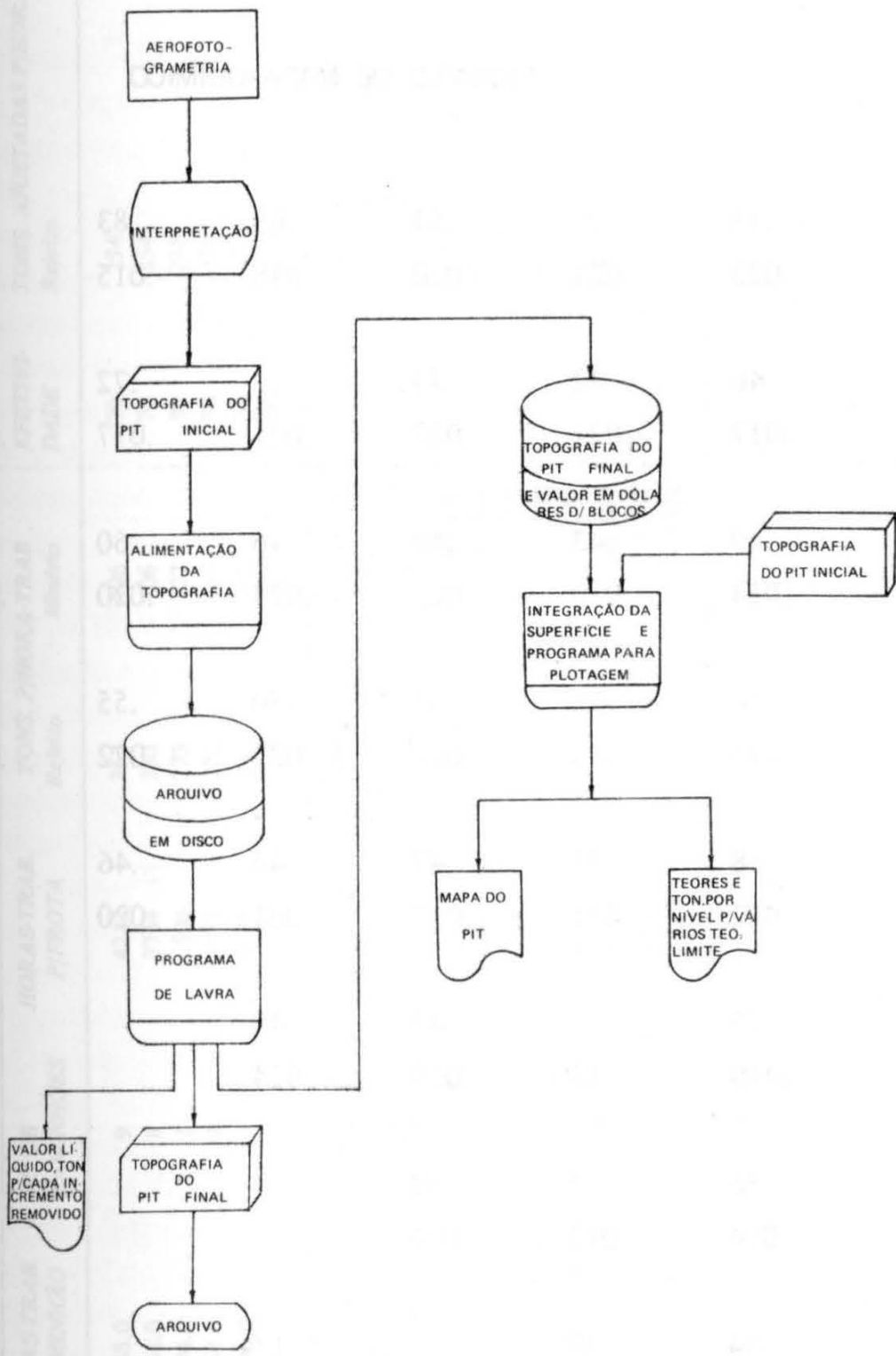




FASE I = PREPARAÇÃO DO ARQUIVO DE DADOS DA MINERALIZAÇÃO



AVALIAÇÃO ECONÔMICA DOS BLOCOS MINERALIZADOS
FASE II: PREPARAÇÃO DO ARQUIVO DE DADOS ECONÔMICOS



FASE III: DESENVOLVIMENTO DO PIT SISTEMA DE PLANEJAMENTO DA LAVRA

EXEMPLO DE MAPA QUÍMICO

.48	.50	.53	.65	.83	.89
.022	.021	.020	.018	.015	.014
.46	.42	.43	.52	.72	.82
.017	.021	.023	.021	.017	.015
.49	.43	.40	.46	.60	.79
.014	.020	.023	.023	.020	.018
.56	.49	.44	.50	.55	.61
.011	.013	.020	.022	.022	.021
.58	.51	.47	.46	.46	
.012	.011	.017	.021	.020	
.58	.57	.49	.48		
.010	.013	.020	.024		
.56	.52	.50			
.024	.023	.026			
.54	.50				
.028	.020				

— LEGENDA —

.32 Teor Cu (%)
 .006 Teor MoS₂ (%)

ANÁLISE DO SISTEMA DE ESCAVAÇÃO E TRANSPORTE
 DEZEMBRO DE 1971
 30 DIAS DE OPERAÇÃO

TONELAGENS DE REJEITO A REMOVER 2.875.000
 TONELAGENS DE MINÉRIO A REMOVER 645.000

FROTA	UTILIZ. MAX.	HORAS-TRAB. P/CAMINHÃO	Nº DE CAMINHÕES	HORAS-TRAB. P/FROTA	TONS. P/HORA-TRAB		EFETIVI- DADE	TONS. AJUSTADAS P/HORA-TRAB.	
					Rejeito	Minério		Rejeito	Minério
308	65	468.0	9	4212	363	406	70	254	284
441-442	65	468.0	8	3744	363	406	70	254	284
301-307	70	504.0	1	504	273	327	80	218	282
401-412	65	468.0	4	1872	220	260	80	176	208
421-424	55	396.0	11	4356	206	235	80	165	188
450	55	396.0	3	1188	204	235	80	163	188

MATERIAL	FROTA	HORAS DISPONIV.	UTILIZAÇÃO (%)	HORAS UTILIZ.	HORAS RESTANTES	TONELADAS	TONELADAS ACUMULADAS	TONELADAS RESTANTES
Minério	308	4212	35	2271	1941	645.000	645.000	
Rejeito	309	1041	65	1941	0	493.014	493.014	
Rejeito	441-442	3744	65	3744	0	950.976	1.443.990	
Rejeito	301-307	504	70	504	0	109.872	1.553.862	
Rejeito	401-412	1872	65	1872	0	329.472	1.883.334	
Rejeito	413-415	1296	60	1296	0	228.096	2.111.430	
Rejeito	421-424	4356	55	4356	0	718.740	2.830.170	
Rejeito	450	1188	12	275	913	44.830	2.875.000	

RELAÇÃO DE PRODUTIVIDADE DE CAMINHÕES E ESCAVADEIRAS POR SIMULAÇÃO

Folha de Alocação das Frotas

PERFIL N.º	CONDIÇÕES DE TRAB.	TOTAL TEMPO P/TURNO		TIPO DE CAMINHÃO	TEMPO DE CICLO	CAMINHÕES		ESCAVADEIRAS		CAMINHÕES A ALOCAR
		Escavad.	Caminhões			VIAGENS P/ TURNO	TON P/ TURNO	Ciclo	Ton p/Turno	
3	A	420.0	405.0	A	12.16	33.3	2775	0.54	11.666	4.2
3	B	420.0	405.0	A	13.60	29.8	2482	0.85	7.411	3.0
5	A	420.0	405.0	E	12.69	31.9	3169	0.54	11.666	3.7
2	B	420.0	405.0	E	14.40	28.1	2792	0.85	7.411	2.7
3	A	420.0	405.0	H	15.50	26.1	4180	0.54	11.666	2.8
7	B	420.0	405.0	H	18.26	22.2	3549	0.85	7.411	2.1
4	A	420.0	405.0	I	12.17	33.3	4160	0.54	11.666	2.8

PERFIL N.º	DATA	DISTÂNCIA HORIZONTAL	DISTÂNCIA VERTICAL	RAMPA	RESISTÊNCIA AO ROLAMENTO	I D A		VOLTA	
						VELOC. LIMITE	VELOC. FINAL	VELOC. LIMITE	VEL. FINAL
3		400	400	0.0	4.00	30	30	30	0
3		250	250	0.0	4.00	30	30	30	30
5		950	951	5.16	4.00	30	30	25	25
2		1.520	1.522	5.99	4.00	30	30	25	25
3		600	600	0.0	4.00	30	30	30	30
7		1.800	1.800	0.0	4.00	30	30	30	30

TIPO 1 PERFIL – 2.229 COTA DA ESCAVADEIRA – 6860
 COTA DO PONTO DE DESCARGA – 7.000
 DISTÂNCIA = 5.523

CIA. MINERA CANANEA

A sondagem em Cananea foi conduzida em malha de 50 metros, perpendicularmente à orientação preferencial da mineralização. Os testemunhos foram agrupados em amostras representativas de 6 pés de comprimento. Determinaram-se os teores de cobre, molibdênio, enxofre, óxidos e material para lixiviação. Inicialmente, foram executados manualmente mapas químicos, por intervalo de classe de teores, dirigindo-se a lavra perpendicularmente à direção de mineralização, para uniformização de teores entre os veios principais e a região de disseminações.

Calcularam-se teores de blocos por ponderação das análises circunvizinhas com o inverso do quadrado das distâncias. O volume de cálculos era enorme, tornando impraticável o sistema (manualmente). A firma decidiu então contratar consultoria, externa (Universidade do Arizona) e foi montado um arquivo de dados em blocos em computador.

A dimensão dos blocos foi fixada em 10 x 10 pés e altura de 36 pés (banco no minério) e 42 pés (banco no decapeamento).

Determinado o centro de gravidade deste bloco, a ele foi associado um elipsóide hipotético, dentro do qual qualquer amostra porventura existente seria ponderada pelo inverso do quadrado da distância ao centro, fornecendo os teores médios estimados. As dimensões deste elipsóide de influência foram determinadas experimentalmente, fixando-se a altura igual á do banco, e variando os eixos horizontais maior e menor. Calculava-se o teor pelo computador e checava-se o dado lavrando o bloco.

Obteve-se um eixo de 50 pés na direção da mineralização e outro de 25 pés no sentido perpendicular.

O computador estimou teores dos blocos e os imprimiu secções horizontais com químicas; cada classe de teores era representada por um número de código.

Além disso, na memória da máquina, a cada bloco corresponde uma série de parâmetros, representando o tipo da rocha (minério, min. oxidado, rocha ígnea, etc), os teores (cobre, ferro, molibdenio, enxofre) e o valor do bloco "in situ" (preço FOB menos somatória de custos). Pretende-se melhorar o dado de valor do bloco colocando o custo do transporte em função de distâncias e desníveis. Sobre as secções horizontais o engenheiro de Planejamento traça as linhas dos pits, *por tentativa*, identificando-as pelas associação de centros, raio de curvatura, ângulos centrais, etc... a segmentos destas curvas.

O computador, por estes dados, identifica as coordenadas dos blocos, calculando e emitindo relatórios de tonelagens, teores, faturamento, custos, rentabilidade, etc...

Tal sistema foi implantado em 2 anos.

2.5 – Estágio Atual do Planejamento na C.V.R.D.

Concluindo nossas considerações sobre o assunto, mencionaremos, suscinta-

mente, o estágio atual do planejamento de lavra na CVRD e os melhoramentos que deverão ser implantados como frutos das observações efetuadas.

- O planejamento a longo prazo de nossas minas foi executado nos moldes anteriormente descritos. Os cálculos de tonelagens aproveitáveis, planos intermediários de lavra e cubagens foram executados em computador IBM 360/40. O traçado dos limites econômicos de lavra foi executado manualmente, pela utilização de valores médios.
- Para os planos a médio e curto prazos, usamos a técnica de simulação em modelo reduzido tridimensional, executando os cálculos em computador de mesa Hewlett Pachard 9100 B.
- Para a checagem qualitativa dos planos a curto e médio prazo desenvolvemos uma Simulação em Computador da lavra de blocos de minério, aos quais foram atribuídos tonelagens e teores. O modelo matemático foi apresentado no XI^o International Symposium on Computer Applications in the Mineral Industry (Tucson, Arizona, Abril de 1973) sob o título “A Shove Production Scheduling Model.
- Para que este sistema seja colocado em uso, é necessário finalizar estudos em andamento de estimativa de químicas de blocos e constituir o Arquivo de Dados de Blocos nas memórias do IBM. A atribuição de valores aos minérios “in situ” será feita colocando os custos de lavra em função do tipo de material e da sua posição na mina em relação ao britador ou depósito. Para a avaliação dos blocos poderemos utilizar estudos semelhantes aos elaborados pelo Grupo Equipamentos do Projeto Conceição, colocando os custos de transporte em função dos perfis das estradas.
- Ao programa da simulação deverá ser acrescentada uma verificação preliminar de estimativas de despesas, custos e rentabilidade do plano global. Estes melhoramentos nos permitirão decidir, entre alternativas viáveis (sujeitas a restrições operacionais e diretrizes dos planos) a mais econômica.
- Não julgamos adequado o uso de computadores para a blendagem diária ou mesmo para planos semanais. Acreditamos que o horizonte coberto pela computação no planejamento da lavra não deva ser inferior a 3 meses.
- Julgamos válido realizar o controle da execução dos planos a curto prazo simultaneamente à confecção dos relatórios de produção, porém imprimindo relatório à parte, destinado à análise dos setores de planejamento e produção.

3.0 – OPERAÇÃO DE MINA

3.1 – *Aumento de produtividade por “dispatching” de caminhões*

Conceituamos como “dispatching” a alocação variável dos caminhões às escavadeiras em função de suas disponibilidades momentâneas.

3.1.1 – *Dispatching por rádio*

- A maioria das firmas vistas utiliza o sistema de dispatching de caminhões pelo uso de rádios nos mesmos; o comando é executado por um operador em uma torre de controle, situado em ponto de visão panorâmica, que dispõe normalmente de um quadro com a escala de programação dos caminhões.
- Segundo informações verbais colhidas, o dispatching propiciou aumentos de produtividade da ordem de 20%.
- Em todos os sistemas de dispatching por rádio, o controle sempre se refere ao ciclo dos caminhões e à eficiente utilização da escavadeira. O operador não controla a blendagem (dosagem para atendimento de qualidade); recebe do supervisor de mina instruções para limitar o número de caminhões em determinada máquina, por problemas de qualidade ou operacionais.
- Normalmente existe uma frequência de onda nas comunicações por rádio especialmente reservada para o dispatching.
- Como exemplo da aplicação do sistema, descrevemos um dos sistemas operacionais colocado à disposição do operador da central de rádio para o melhor desempenho de suas funções. Na cabine existe uma folha de papel para registro contínuo, graduada em tempo e montada sobre dois carretéis. A folha gira com velocidade constante, acionada por um mecanismo tipo relógio.
- A parte superior desta mesa é coberta por uma chapa de acrílico dotada de “janelas” em número equivalente ao de escavadeiras.

No momento em que o caminhão avisa que saiu da escavadeira, o operador assinala a partida anotando, através da janela, o número do caminhão. Através da análise dos tempos dos ciclos, ou seja, as diferenças de tempo entre duas partidas sucessivas de um mesmo caminhão, o controlista avalia se a máquina está ociosa ou com excesso de carros.

O operador conhece as informações do setor de Controle de Qualidade, podendo restringir a alocação de carros a uma certa frente, se necessário. A alocação do caminhão a uma determinada máquina disponível no momento, é decidida quando determinado ponto da estrada de retorno é atingido.

3.1.2 – *Dispatching por minicomputador*

Exponemos, em linhas gerais, o sistema de “dispatching” através de minicomputador (Nova 1200, da Data Process), em estudo na Quebec Cartier Mining Co.

As experiências ainda não foram publicadas pelos autores, uma vez que não

faremos menção a detalhes do sistema de computação referentes a lógica, análise e programação, julgamos não ferir os preceitos da ética profissional.

- A função do minicomputador no dispatching é executar uma simulação determinística do ciclo do caminhão, adicionando tempos médios para cada diferente perfil de trechos da estrada, inclusive computando tempos de espera.

Esta divisão do ciclo é fornecida pelo supervisor ao computador no início do turno ou quando uma escavadeira muda de posição na mira.

O caminhão avisava pelo rádio o momento de saída da escavadeira e, através de um toque do operador no teclado, a simulação principiava, cobrindo o ciclo de ida e volta até que, em dado momento o computador projetava o que estaria acontecendo em cada escavadeira no momento em que aquele caminhão ali chegasse, decidindo a que máquina alocá-lo.

Esta informação é fornecida ao operador através de um vídeo, e a ordem ao caminhão é transmitida oralmente.

Como o ciclo simulado era longo, qualquer variação mais sensível em torno do ciclo médio causava a decisão antes ou depois do ponto de Dispatching, ocorrendo com frequência que a situação de vacância ou ocupação da escavadeira não se confirmava na chegada do caminhão.

O sistema foi operado durante 3 meses, com resultados duvidosos, tempo este aproveitado para ajustagem na lógica e no hardware.

Atualmente, o sistema está sendo programado de modo a permitir que se forneça ao computador os momentos de saída do caminhão da escavadeira e do britador. Esta divisão do ciclo permitira maior acerto no instante da decisão. Os out puts são divididos em três áreas no vídeo:

- A área reservada ao dispatching, onde aparecem códigos, instruções, números do caminhão, da escavadeira, etc...
- Uma área na qual se visualiza os tempos-padrões em vigor para cada máquina, o posicionamento de caminhões (Britador, em trânsito, carregando) e das escavadeiras (disponível, manutenção, etc...)
- A terceira área registra o número de viagens de cada escavadeira, a produção por máquina, por turno, diária, os teores médios dos desmontes para cada máquina e o teor obtido por ponderação pelas toneladas.

Os números destas duas últimas áreas são chamados ao vídeo apenas para consulta, de modo a não confundir o operador.

Cumpramos ressaltar que o minicomputador não decide a alocação considerando restrições de blendagem. Tal procedimento exigiria um computador de dimensões consideráveis, pois a simulação se tornaria complexa. O registro dos teores ponderados permite ao operador acompanhar a blendagem e ordenar a mudança das escavadeiras se necessário.

3.1.3 – *Sugestões para implantação*

Do exposto, acreditamos poder emitir as seguintes opiniões:

- O dispatching de caminhões é eficiente e conduz a excelentes resultados.
- Julgamos que o procedimento correto para a adoção do sistema é o seguinte:
 - Implantar o controle por rádio
 - Avaliar o aumento da produtividade
 - Determinar, através da simulação em computador do sistema escavadeira – caminhão, britador, a produtividade ideal dos caminhões.
 - Orçar o projeto e implantação do sistema que utiliza o minicomputador.
 - Avaliar o custo da produtividade marginal conseguida pelo minicomputador em relação aos índices dos dispatchings não computadorizados.
 - Decidir sobre a economicidade da computação.

3.2 – SIMULAÇÃO DO SISTEMA DE ESCAVAÇÃO E TRANSPORTE

Aplicação das mais usuais é a simulação em computador do sistema de escavação e transporte.

São exemplos de simulação o “dispatching” de caminhões através de minicomputador e o cálculo dos índices de efetividade para o controle de execução dos planos de lavra da Kennecott Copper. Estas aplicações são descritas em outros locais desta exposição. Note-se que em ambos os casos a simulação é *determinística*, isto é, os cálculos são efetuados considerando valores médios para cada variável (velocidade de caminhão, ciclo, tempos de carga e descarga, etc...)

Julgamos mais realistas as simulações *probabilísticas* que reproduzem o sistema físico escolhendo aleatoriamente os valores das variáveis dentro de suas curvas de distribuição de probabilidade de ocorrência.

O dimensionamento de equipamentos do projeto da mina de Mount Wright foi executado por simulação.

No Vale do Rio Doce a simulação probabilística foi aplicada com êxito ao dimensionamento da frota da mina do Cauê; o estudo é objeto de uma das palestras deste Simpósio.

3.3 – INOVAÇÕES TÉCNICAS

3.3.1 – *Maiores produtividades no Transporte Pesado pelo Uso de Trolleys*

3.3.1.1 – *Finalidade e Restrições*

Tivemos oportunidade de presenciar na Mina Lac Jeannine, da Quebec Cartier Mining Co, os excelentes resultados obtidos pelo suprimento de energia elétrica aos caminhões através de uma linha de trolley. Sabe-se que a velocidade de um caminhão em transporte ascendente é limitada pela voltagem suprida aos

motores elétricos que acionam as rodas; se esta fonte for externa em substituição ao conjunto motor diesel-gerador que equipa os caminhões, a produtividade aumentará em função da maior capacidade e regularidade daquela alimentação.

A primeira utilização do trolley em minas foi realizada pela Kennecott Copper, em China, New México, em 1967. A Quebec Cartier, em conjunto com a Unit Rig and Equipment Co, e a Canadian Johns – Manville Company, implantou tal melhoramento em Lac Jeannine. Os principais critérios para que o sistema fosse eficiente foram assim fixados:

- Capacidade de acomodar 5 caminhões continuamente ou até dez para períodos ocasionais de 2 minutos.
- Minimização da possibilidade de danos pela dinamitagem na mina.
- Facilidade de desmontagem e assentamento das torres.
- Não restrição da largura útil das estradas
- Alta disponibilidade mesmo sob condições adversas de clima.
- Desvios na elevação do piso deveriam ser tolerados até 1/2 metro e o sistema teria que permitir um afastamento do caminhão de até 1 1/2 metros da linha central de trolley.
- Segurança e facilidade para os motoristas.
- O equipamento montado no caminhão deveria ser protegido contra danos durante a carga, transporte, ou descarga, e deveria se localizar de modo a não prejudicar a visibilidade do motorista.

3.3.1.2 – Distribuição da Energia e a Adaptação dos Caminhões

A instalação na mina de China utilizou contactos de ferro deslizando ao longo dos condutores do cobre, que exigiam constantes aplicações de lubrificantes. Uma vez, que, em minas subterrâneas, aplicar-se com sucesso sapatas de carbono deslizando sobre barras de aço, projetou-se um sistema similar para Lac Jeannine. Optou-se pelo uso de barras de alumínio ao invés de aço. O desgaste é mínimo e não se exige lubrificante.

Torres de aço ancoradas em bases de concreto, espaçadas de cerca de 15 metros, suportam as duas barras de alumínio (positivo e negativo) suspensas a 10 metros acima do solo. Existem guias para dirigir as sapatas de contato, suspensas hidráulicamente através de um braço articulado, acionado pelo motorista.

As barras são seccionadas em segmentos, de modo a se evitar os danos com as detonações próximas que afetariam um sistema rígido. Preliminarmente, foi instalada uma linha-piloto de 300 metros, em rampa de 10%, que possibilitou algum aperfeiçoamento adicional. As variações no leito da estrada são compensadas por anéis ajustáveis nos contactos; o mecanismo de sustentação dos braços articulados é capaz de rotação, de modo que o motorista pode afastar-se do centro da linha sem perder o contacto.

Para proteção, enquanto o caminhão se move pela sua própria tração diesel-elétrica ou durante o carregamento pela escavadeira, os braços giram 90 graus e se colocam entre o topo da cabine do operador e a caçamba.

Quando o contacto com a linha se verifica, um contactor é aberto isolando o suprimento de força (conjunto motor-gerador) dos motores elétricos de tração das rodas; um outro contactor fecha e conecta a linha do trolley com estes motores através de uma série de resistências (resistance grid). Este sistema limita a 1.000 amperes a corrente em cada roda prevenindo contra o efeito de sobrecarga.

A aceleração é provida em 3 estágios através, de contactores controlados pela própria velocidade do caminhão; o motorista também dispõe de interruptores que lhe permitem diminuir a velocidade em 25% quando o veículo da frente é mais lento, ou desconectar-se da linha.

Por razões de segurança, o contacto se desfaz automaticamente se o motorista deixa de acelerar o caminhão.

O motor diesel permanece trabalhando em baixa rotação, quando o trolley é usado, para acionamento das bombas hidráulicas, refrigeração etc. . .

O peso total do conjunto montado ao caminhão é de cerca de 1,4 toneladas (3.000 libras).

O sistema entrou em operação em dezembro de 1970. Foram instalados um transformador de 5.000 KW e uma estação retificadora como uma fonte permanente de corrente contínua capaz de manter as barras a um máximo de 850 volts.

3.3.1.3 – Resultados Obtidos

O sistema propiciou os excelentes resultados resumidos nos quadros abaixo:

QUADRO XVI

Projeções de consumo do aço e do zinco

	1975	1976	1977	1978	1979	1980	1981	1982	1983
	(tx10 ³)								
Aço(MBA-3)	11.710	14.110	16.040	17.540	19.850	22.400	25.100	28.300	31.700
Zn (Correlação C/Aço)	123,5	148,8	169,2	185,0	209,4	236,3	264,7	298,5	334,4
Zn (Programa)	118,0	133,0	151,0	170,0	192,0	217,0	246,0	278,0	315,0

Fonte: MINIFAZ – IBS – CONSIDER

AUMENTO DE PRODUTIVIDADE – DADOS DE 1.971

MODELO DO CAMINHÃO	CARGA	DISTÂNCIAS			TEMPO/CICLO/IN		ACRÉSC. PRODUTIV.
		COMPRIMENTO DO TROLLEY	EM NÍVEL	RAMPA SEM TROLLEY	COM TROLLEY	SEM TROLLEY	
Dart 85 tons	Minério	2.360 ft	3400	2.210 ft	24,69	29,55	13,2%
Dart 85 tons	Rejeito	3.250	5.250		22,48	29,78	20,0%
Unit Rig M-85	Minério	2.360	3400	2.210	23,14	26,60	10,7%
Unit Rig M-85	Rejeito	3.250	5.250		28,70	28,20	15,5%
Unit Rig M-100	Minério	2.360	3400	2.210	23,18	25,75	8,0%
Unit Rig M-100	Rejeito	3.250	5.250		23,21	27,03	11,2%

DISPONIBILIDADE DO SISTEMA – 80%

No final de 1972, foi ampliada a linha e o percurso típico atual do minério é de 6.230 pés com trolley para um total de 10.178 pés.

A disponibilidade aumentou para cerca de 90% e a produtividade média para as frotas de 85 a 100 tons. é acrescida de 25% pelo uso do trolley.

A equipe da Quebec Cartier, considera que a redução de equipamentos compensou a despesa em menos de um ano.

Afirmam que, quando se dispõe de energia elétrica de baixo custo, e existe uma elevada densidade de tráfico para cargas nos sentido ascendente, o sistema de trolley deve ser seriamente considerado antes de finalizar qualquer dimensionamento de transporte.

3.3.2 – *Facilidades Operacionais*

3.3.2.1 – *Sistema de abastecimento e lubrificação na Kaiser Steel*

A Kaiser conseguiu excelentes resultados com a adoção de Estações Centralizadas para abastecimento e lubrificação de suas frotas. A vida útil dos motores e transmissão foi prolongada substancialmente.

A elevada temperatura ambiental exigia em demasia os sistemas de refrigeração; a água na região é altamente corrosiva e adiciona-se cromato de potássio para neutralização, visando evitar excessiva corrosão nos motores.

Os tempos de atendimento aos caminhões foi consideravelmente reduzido.

A Kaiser projetou e instalou duas estações móveis de serviço e modificou os caminhões para receber o diesel, óleo de motor, óleos hidráulicos e a mistura refrigerante em um só console, montado no equipamento, lateralmente, em local de fácil acesso. As mangueiras acoplam-se ao console e desligam-se automaticamente.

Cada estação de serviço é equipada com:

- Bomba para óleo diesel: 125 galões/minuto
- Bomba para óleo de motor: 5 galões/minuto
- Bomba para óleo do sistema hidráulico: 15 galões/minuto
- Bomba para óleo de transmissão: –15 galões/minuto
- Bomba para água de refrigeração: 15 galões/minuto
- Serviço de ar a 125 lb/pol².
- Tanques de armazenamento: 46.000 galões de óleo diesel, 12.000 galões de óleo de motor, 6.000 galões de óleo hidráulico, 6.000 galões de óleo de transmissão, 2.000 galões de água tratada, 1.500 galões de gasolina.

A operação completa é feita em 7 minutos, por 1 homem, por rodízio de caminhões durante o turno. Este operador preenche relatórios de abastecimento e lubrificação.

**PARTE DIÁRIA DE MANUTENÇÃO PREVENTIVA
DO EQUIPAMENTO PESADO**

DATA _____

OPERADOR _____

EQUIPAMENTO AUXILIAR

- A — REVISÃO DE 150 HORAS
- B — REVISÃO DE 500 HORAS
- C — REVISÃO DE 1000 HORAS
- D — VIDA MOTOR DESDE INSTALAÇÃO
- E — VIDA MOTOR APÓS RETÍFICA
- F — HORAS DA TRANSMISSÃO
- G — BRAÇO ESQUERDO DA DIREÇÃO
- H — BRAÇO DIREITO DA DIREÇÃO

C O D I G O	FROTA	UNIDADE NÚMERO	A	B	C	D	E	F	G	H	INFORMAÇÕES DO COMPONENTE			
											NOME	MODELO	SÉRIE - NÚMERO	

PARTE DIÁRIA PERFURATRIZ

C O D I G O	T U R O	1	2	3	D A T A				
		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>					
P I T	1	2	3	4	5	B A T O	T I P O	A	D
	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>			B	E
							C	F	
P R O D U Ç Ã O	FURO Nº	PROFUNDIDADE			FURO Nº	PROFUNDIDADE			
D I S T R I B U I Ç Ã O T E M P O	CÓD.	INÍCIO	FIM		CÓD.	INÍCIO	FIM		
D A D O S D O B I T	Nº	SÉRIE	BIT	TEMPO FURANDO	PÉS FURADOS	CÓDIGO			
						A T R A S O S	1	FURANDO	
						2	MOVENDO		
						3	MANUTENÇÃO		
						4	LUBRIFICAÇÃO		
						5	ALMOÇO		
						6	OUTROS		
OPERADOR:					AJUDANTE:				
SUPERVISOR:									

**INPUTS PARA CONTROLE DE DADOS
DE PRODUÇÃO E MANUTENÇÃO**

RELATÓRIO DE PRODUÇÃO

	DIA	NOITE	TOTAL DO DIA	META	ACUMULADA		MENSAL		ACUMULADA		ANUAL
					TOTAL	META	SALDO	RITMO	TOTAL	META	SALDO
Produção da Mina											
Alto Enxofre	14.500	14.100	28.600	15.852	507.200	393.307	110.893	588.352	2.554.274	1.972.311	681.963
Baixo Enxofre				8.844	213.600	221.096	7.496	247.776	1.101.466	1.086.616	14.850
TOTAL	14.500	14.100	28.600	24.696	720.800	617.403	103.397	836.128	3.655.740	2.958.927	696.813
Rejeito	46.500	58.600	105.100	98.781	2.798.400	2.469.613	328.787	3.246.144	12.128.100	11.835.709	292.391
TOTAL	61.000	72.700	133.700	123.477	3.519.200	3.087.016	432.184	4.082.272	15.783.840	14.794.636	989.204
Minério Britado											
Alto Enxofre	980	11.732	13.038	15.852	441.244	396.107	44.937	511.843	2.355.682	1.872.311	483.371
Teor Fe	31.20	29.00	29.35	36.70	36.41	36.70	.29-		35.24	34.84	.40
Teor S	.75	.61	.63	.97	.85	.87	.02-		7.90	.80	7.10
Baixo Enxofre				8.844	178.486	221.096	42.610-	207.044	989.082	1.080.610	97.534-
Teor Fe	.00	.00	.00	35.10	37.02	35.30	1.72		33.99	34.27	.28-
Teor S	.00	.00	.00	.57	.22	.57	.35-		.35	.41	.06-
TOTAL	980	11.732	13.038	24.696	619.730	617.403	2.327	718.887	3.344.764	2.958.927	385.837
Tailing	60.020	60.968	120.662	98.781	2.899.470	2.469.857	469.857	3.363.385	12.439.076	11.835.709	603.367
Relação de Decapeam.	61.24/1	5.20/1	9.25/1	4.00/1	4.68/1	4.00/1	.68/1-		3.72/1	4.00/1	.28
Pês Ferfurados	1.400	1.560	2.940		74.692			86.643	321.829		
Frota Perfuratrizes											
Disponibilidade	47.50	45.00	46.25	00.00	67.53	80.00	12.45		70.14	80.00	9.86-
Utilização	45.00	35.00	40.00		51.20				46.75		
Utiliz./Disponib.	94.74	77.78	80.49		75.88				66.65		
Frota Escavadeira											
Disponibilidade	80.00	75.00	77.50	80.00	75.99	80.00	4.01-		69.73	80.00	10.27-
Utilização	80.00	65.00	72.50		70.53				63.02		
Utiliz./Disponib.	100.00	86.67	93.55		92.88				90.38		
Frota Caminhões											
Disponibilidade	59.00	51.38	55.54	70.00	58.91	70.00	16.09-		58.95	70.00	11.05-
Utilização	57.09	48.00	52.52		48.48				47.05		
Utiliz./Disponib.	95.47	93.51	94.56		89.93				80.49		

3.3.2.2 – Observações Gerais

- Notamos uma tendência geral, nas grandes minas de padronização para escavadeiras de 15 jc e caminhões de 150 a 200 toneladas. Nas minas de médio porte, escavadeiras de 9 a 12 jc e caminhões de 85 a 100 toneladas. Em Cananea está sendo montada uma escavadeira P&H de 25 jc e em Pima um P&H de 20 jc.
- Em Bingham Canyon, observamos um novo tipo de caçamba de escavadeira, fabricação da AMSCO, constituída de uma peça inteiriça de aço-manganes onde se troca a unha dos dentes.
Além da maior durabilidade alegada, a grande vantagem da caçamba é o seu menor peso, o que permitiu o uso de 15 jardas cúbicas em escavadeiras de 12 jc.
- A equipe da Quebec Cartier Mining Co solicitou aos fabricantes o desenho de caçambas de escavadeiras mais largas e de menor altura, a serem usadas em Mount Wright. Desta forma, o peso e o volume útil seriam mantidos, diminuindo-se porém o tempo de enchimento da caçamba, permitindo ciclos mais rápidos.
- Na Kennecott Copper, foi adaptado um dromo enrolador de cabos em um caminhão leve, facilitando a locomoção das escavadeiras.
- No pit bastante fechado de Bingham Canyon, (com bermas de 40 pés em cada banco e intermediárias de 80 pés a cada 4 bancos), julga-se mais flexível o sistema de carregamento e transporte por escavadeira-vagões, uma vez que a pequena largura somente permitiria o acesso de caminhões ao banco que estivesse sendo alargado para 80 pés. Cada escavadeira é responsável por quatro níveis. A saída do minério é efetuada por três túneis.
- As rampas salva-vidas das estradas em Eagle Mountain são cobertas pelo oversize do circuito de jigagem, sem compactação, de modo a facilitar a retenção dos caminhões desgovernados.
- Em diversas minas, o controle de avanço das frentes é feito por interpretação de fotografias aéreas, bimensalmente, serviço mais econômico nos USA que a topografia convencional.
- As detonações são sempre de grande dimensão, de modo a manter o desmonte bastante avançado em relação à escavação.

4.0 – CONTROLE COMPUTADORIZADO DE DADOS DE PRODUÇÃO E MANUTENÇÃO PREVENTIVA

4.1 – *Resumo dos principais pontos observados:*

- Observamos uma absoluta simplicidade na elaboração dos relatórios de produção. Controlam-se periodicamente apenas as variáveis realmente importantes, evitando-se o excesso de informações.

- Sempre que se necessitam de dados mais detalhados, ou mesmo sobre assuntos mais específicos, recorrem-se aos processos de amostragem, interrompidos tão logo cesse o interesse pela informação.
- Normalmente, as partes diárias dos operadores e mecânicos, são conferidas pelos supervisores, ao final do turno, e encaminhadas ao setor de perfuração de cartões, para preparação de inputs de computação.
- Através de terminais, efetua-se a entrada dos dados para a constituição do relatório de produção, acompanhamento dos planos de lavra, custos, vida útil dos equipamentos, previsão de manutenção etc. . .
- A Kennecott Copper possui 4 terminais na mina de Bingham Canyon:
- Mina: Recebe principalmente as partes diárias, perfuradas, do desmonte (perfuração, dinamitagem, escavação).
- Escritório de Planejamento: Alimentado pelos dados de planejamento, toneladas previstas, alocação de frotas, perfis de estradas etc. . .
- Oficina de Manutenção: Partes diárias da manutenção, subconjuntos substituídos etc. . .
- Escritório de Manutenção: Substituição de pneus e recebimento de partes diárias do transporte pesado e serviços auxiliares.

A utilização destes terminais é bastante baixa, mas prefere-se ganhar em flexibilidade.

Os dados são transmitidos ao computador central ao final de cada turno.

Pode-se estocar, sem processamento, informações até um total de 10 turnos, prevenindo-se contra eventuais defeitos na aparelhagem.

Os relatórios de produção e manutenção são diários.

- É usual executar-se uma classificação em classes A, B, e C de custos para a escolha dos subconjuntos a controlar nos sistemas de controle e de manutenção.

Aos itens mais onerosos é dada maior atenção.

- Os relatórios de manutenção preventiva são emitidos por frota e por subconjunto, comparando-se os dados com padrões pré-estabelecidos.

4.2 – Exemplos de Relatórios

Em anexo apresentamos exemplos de partes diárias dos operadores, relatórios de produção e de manutenção.

5.0 – CONTROLE COMPUTADORIZADO DE PROCESSO CONTÍNUO (USINA DE CONCENTRAÇÃO)

5.1 – *Resumo dos principais Pontos Observados.*

- Nas Usinas visitadas, o papel da computação no controle de processo contínuo é basicamente a coleta, o processamento e o registro das diversas variáveis, fornecendo a informação aos operadores para a atuação corretiva.
- A captação dos sinais emitidos pelas câmaras analisadores da polpa (Raios X) é executada pelo hardware convencional, terminais e minicomputadores. Os outputs normalmente são impressos ou enviados a terminais de saída com vídeos, em forma de números ou gráficos.
- Quando o computador atua diretamente na regulação do sistema físico, isto normalmente ocorre nos dispositivos de segurança das usinas, desligando sucessivamente a aparelhagem em casos críticos, através de servomecanismo, ou mesmo em ajustagens restritas de aparelhos específicos.
- Transcrevemos a seguir opiniões da equipe de Controle de Processo da Kennecott Copper, a respeito do assunto:
 - Os sistemas de controle “on-line” só se justificam em termos econômicos se o sistema físico reagir tão rapidamente a uma mudança de variável de modo a não permitir a intervenção humana em tempo hábil. Caso contrário, o melhor procedimento é o computador prover dados para a decisão e a conseqüente ação corretiva.
 - Os problemas de mais difícil resolução no controle de processos por computador são a emissão do sinal correspondente a uma determinada medição e o interface de regulação do sistema físico por servomecanismo. A instrumentação necessária é muito sensível e deve ser protegida do meio ambiente (pó, calor, umidade, vibrações, ruídos, etc...)

Os sistemas de controle de processo não diminuem substancialmente o pessoal do controle de uma usina, pela necessidade de mão-de-obra altamente qualificada para implantação, manutenção e operação de sistema.

- A implantação de um sistema de controle computadorizado de processo é lenta e trabalhosa. A Kennecott Copper possui equipe altamente qualificada, assistida por consultoria dos fabricantes de minicomputadores, em vem trabalhando no design e regulação da aparelhagem, por mais de 2 anos.

- Sempre que se necessitam de dados mais detalhados, ou mesmo sobre assuntos mais específicos, recorrem-se aos processos de amostragem, interrompidos tão logo cesse o interesse pela informação.
- Normalmente, as partes diárias dos operadores e mecânicos, são conferidas pelos supervisores, ao final do turno, e encaminhadas ao setor de perfuração de cartões, para preparação de inputs de computação.
- Através de terminais, efetua-se a entrada dos dados para a constituição do relatório de produção, acompanhamento dos planos de lavra, custos, vida útil dos equipamentos, previsão de manutenção etc. . .
- A Kennecott Copper possui 4 terminais na mina de Bingham Canyon:
- Mina: Recebe principalmente as partes diárias, perfuradas, do desmonte (perfuração, dinamitagem, escavação).
- Escritório de Planejamento: Alimentado pelos dados de planejamento, tonelagens previstas, alocação de frotas, perfis de estradas etc. . .
- Oficina de Manutenção: Partes diárias da manutenção, subconjuntos substituídos etc. . .
- Escritório de Manutenção: Substituição de pneus e recebimento de partes diárias do transporte pesado e serviços auxiliares.

A utilização destes terminais é bastante baixa, mas prefere-se ganhar em flexibilidade.

Os dados são transmitidos ao computador central ao final de cada turno.

Pode-se estocar, sem processamento, informações até um total de 10 turnos, prevenindo-se contra eventuais defeitos na aparelhagem.

Os relatórios de produção e manutenção são diários.

- É usual executar-se uma classificação em classes A, B, e C de custos para a escolha dos subconjuntos a controlar nos sistemas de controle e de manutenção.

Aos itens mais onerosos é dada maior atenção.

- Os relatórios de manutenção preventiva são emitidos por frota e por subconjunto, comparando-se os dados com padrões pré-estabelecidos.

4.2 - Exemplos de Relatórios

Em anexo apresentamos exemplos de partes diárias dos operadores, relatórios de produção e de manutenção.

5.0 – CONTROLE COMPUTADORIZADO DE PROCESSO CONTÍNUO (USINA DE CONCENTRAÇÃO)

5.1 – *Resumo dos principais Pontos Observados.*

- Nas Usinas visitadas, o papel da computação no controle de processo contínuo é basicamente a coleta, o processamento e o registro das diversas variáveis, fornecendo a informação aos operadores para a atuação corretiva.
- A captação dos sinais emitidos pelas câmaras analisadores da polpa (Raios X) é executada pelo hardware convencional, terminais e minicomputadores. Os outputs normalmente são impressos ou enviados a terminais de saída com vídeos, em forma de números ou gráficos.
- Quando o computador atua diretamente na regulagem do sistema físico, isto normalmente ocorre nos dispositivos de segurança das usinas, desligando sucessivamente a aparelhagem em casos críticos, através de servomecanismo, ou mesmo em ajustagens restritas de aparelhos específicos.
- Transcrevemos a seguir opiniões da equipe de Controle de Processo da Kennecott Copper, a respeito do assunto:
 - Os sistemas de controle “on-line” só se justificam em termos econômicos se o sistema físico reagir tão rapidamente a uma mudança de variável de modo a não permitir a intervenção humana em tempo hábil. Caso contrário, o melhor procedimento é o computador prover dados para a decisão e a conseqüente ação corretiva.
 - Os problemas de mais difícil resolução no controle de processos por computador são a emissão do sinal correspondente a uma determinada medição e o interface de regulagem do sistema físico por servomecanismo. A instrumentação necessária é muito sensível e deve ser protegida do meio ambiente (pó, calor, umidade, vibrações, ruídos, etc...)

Os sistemas de controle de processo não diminuem substancialmente o pessoal do controle de uma usina, pela necessidade de mão-de-obra altamente qualificada para implantação, manutenção e operação de sistema.

- A implantação de um sistema de controle computadorizado de processo é lenta e trabalhosa. A Kennecott Copper possui equipe altamente qualificada, assistida por consultoria dos fabricantes de minicomputadores, em vem trabalhando no design e regulagem da aparelhagem, por mais de 2 anos.

6.0 – CONTROLE COMPUTADORIZADO DE ALMOXARIFADOS

6.1 – *Resumo dos pontos principais observados*

O sistema de controle de almoxarifado da Kennecott Copper, único aqui descrito, se divide em:

- Controle de Mercado (“Marker System”).
- + Controle de Estoques e Aprovisionamento (“inventory and Purchasing System”).
- Relatórios de Responsabilidade por Setor (“Inventory Responsibility”).
- Relatórios de Contabilidade (“Accounting System”).
- Relatórios de Materiais Obsoletos.

O sistema global de controle abrange 210 subrotinas de computação. A implantação foi executada pela Kennecott e firmas de consultoria, em fases sucessivas.

- Mercado, em fins de 1969.
- Estoques e Aprovisionamento, em outubro de 1970.
- Responsabilização e Absolescência, em outubro de 1971.
- Contabilidade, em abril de 1972.

O sistema de Controle de Mercado mantém atualizados, para cada item, as suas especificações, endereços dos fornecedores, preços, consumos, a relação dos cinco últimos fornecedores, informações relativas a variações monetárias.

Os fornecedores são obrigados a manter a companhia continuamente informada e atualizada no tocante a preços e características de produtos. O departamento de compras recebe as propostas, consulta o “Marker” e aprova ou não os novos preços, atualizando as memórias do computador.

Desta forma, praticamente não existe perda de tempo com pesquisa de mercado ao se tornar necessária a aquisição de um item.

O programa “marker System” central (em Salt Lake City) já está interligando em “interface” com outro computador em Baltimore, região onde se concentram firmas fornecedoras.

O sistema de Estoques e Aprovisionamento (“Inventory and Purchasing System”), pelos tradicionais métodos de estoques mínimos, calcula os pontos de emissão das ordens de compra (economic order point) atualizando os itens selecionados para aprovisionamento.

Estes programas podem relatar todos os itens, mas normalmente só o fazem com os críticos. Os itens a aprovisionar são separados para os diversos setores pelo programa “Inventory Responsibility” e cada chefe técnico é responsabilizado pelo julgamento e requisição da ordem de compra.

O sistema é operado no computador a cada 2 dias.

Semanalmente são emitidas as ordens de compra.

Os relatórios de Contabilidade são processados mensalmente.

RELATÓRIO DE HORAS TRABALHADAS DE EQUIPAMENTO PESADO — 25/04/73**— EQUIPAMENTO AUXILIAR —**

UNIDADE N.º	HORAS TRABALHADAS					CONTROLE DE MANUTENÇÃO PREVENTIVA							
	TURNO 1	TURNO 2	TURNO 3	TOTAL	VIDA ACUMU- LADA	A	B	C	D	E	F	G	H
53	0	0	0	0	19.432.1	149.5	329.5	912.7	912.7	912.7	912.7	912.7	912.7
56	0	9.0	0	9.0	47.949.7	125.0	297.3	297.3	1.423.1	1.423.1	1.423.1	1.423.1	1.423.1
58	4.0	3.0	0	7.0	18.654.1	14.5	401.7	401.7	695.7	695.7	5.633.8	5.633.8	3.704.3
81	0	0	0	0	59.518.1	44.8	569.3	569.3	1.579.4	1.570.4	1.579.4	1.579.4	1.114.0

EQUIPAMENTO AUXILIAR:

- A — Revisão de 150 horas.
- B — Revisão de 500 horas.
- C — Revisão 1.000 horas.
- D — Horas do motor desde a instalação.
- E — Horas do motor desde a retífica.
- F — Horas da transmissão.
- G — Braço direito - Sistema Direção.
- H — Braço esquerdo - Sistema Direção.

Os relatórios de materiais obsoletos são obtidos mensalmente, apontando os itens não requisitados nos últimos 24 meses. Todo este material é deslocado para um almoxarifado próprio onde é colocado à disposição dos outros departamentos.

HISTÓRICO DE VIDA ÚTIL DOS MOTORES DAS RODAS – SUB-CONJUNTO ESCOVAS

Nº DE SÉRIE	DATA DE INÍCIO	DATA FINAL	RODA	POSIÇÃO A ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	POSIÇÃO B ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	POSIÇÃO C ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	DESCONHECIDA ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	ESCOVAS ESCOVAS INSTAL.	TOTAL HORAS TRABALHADAS		
7407922	11.04.68	05.04.73	ESQ.	16	10044	16	10044	20	9825	60	10044
7407922	11.04.68	05.04.73	DIR.	24	10044	24	10044	36	10763	108	10763
USO TOTAL DAS ESCOVAS				40	10044	40	10044	56	10763	176	10763
MÉDIA POR ESCOVA					251		251		192		
7407922	11.04.68	05.04.73	ESQ.	4	14887	4	14887	28	14192	40	
7407922	11.04.68	05.04.73	DIR.	24	10610	24	10610	44	9205	100	
USO TOTAL DAS ESCOVAS				28	14887	28	14887	72	14192	148	
MÉDIA POR ESCOVA					581		581		197		

7.0 – ORGANIZAÇÃO EMPRESARIAL DOS DEPARTAMENTOS DE MINERAÇÃO

7.1 – *Resumo dos Principais Pontos Observados*

Os executivos de linha normalmente são administradores ou engenheiros com formação voltada para as áreas de gerência.

Praticamente todos os executivos de linha possuem equipes de assessoria, em diversos níveis funcionais cobrindo as áreas de geologia, planejamento, controle de processo, manutenção e engenharia industrial. O engenheiro destas áreas normalmente é mantido em funções de caráter estritamente técnico-científico, dispondo de oportunidade de acesso profissional sem necessidade de deslocamento para funções de gerência.

Engenheiros recém-formados são admitidos na categoria de engenheiros-júnior, exercendo funções de supervisão (inclusive trocando turnos) durante período considerado como treinamento. Os engenheiros-senior são normalmente deslocados para os setores de planejamento, programação e controle.

A existência de mão de obra altamente qualificada permite a subordinação direta entre os superintendentes de mina e os supervisores.

A manutenção geralmente se subordina a cada setor de operação mina, planta, refino etc...

As companhias contratam profissionais em todos os níveis hierárquicos e não apenas recém-formados.

Tal medida promove competição externa aos ocupantes de determinadas funções, estimulando-as a produzir melhores resultados.

Os salários pagos normalmente obedecem a planos e níveis salariais, mas existe o sistema de promoções horizontais.

A realização de projetos internos interdepartamentais obedece a uma sistemática pré-estabelecida; emissão de pedido (contendo objetivos bem definidos, tempos previstos, estimativas orçamentárias) aprovação do órgão executante pelo custo excedente e finalmente a realização propriamente dita.

Os orçamentos setoriais são executados com 6 meses de antecedência e tornam-se extremamente difíceis reajustes posteriores, exigindo-se justificativas criteriosas e convincentes.

Em virtude do elevado custo da mão-de-obra, notamos extrema preocupação de minimização do pessoal. Como exemplo, os postos de abastecimento de combustível a veículos leves na Quebec Cartier são "self-service".

8.0 – CONCLUSÃO

Externamos nosso agradecimento à Comissão Organizadora do III Simpósio de Mineração pelo honroso convite para participarmos dos trabalhos desta jornada de estudos.

HISTÓRICO DE VIDA ÚTIL DOS MOTORES DAS RODAS – SUB-CONJUNTO ESCOVAS

Nº DE SÉRIE	DATA DE INÍCIO	DATA FINAL	RODA	POSIÇÃO A ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	POSIÇÃO B ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	POSIÇÃO C ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	DESCONHECIDA ESCOVAS INSTAL. HORAS-TRAB.	ESCOVAS ESCOVAS INSTAL.	TOTAL HORAS TRABALHADAS		
7407922	11.04.68	05.04.73	ESQ.	16	10044	16	10044	20	9825	60	10044
7407922	11.04.68	05.04.73	DIR.	24	10044	24	10044	36	10763	108	10763
USO TOTAL DAS ESCOVAS				40	10044	40	10044	56	10763	176	10763
MÉDIA POR ESCOVA					251		251		192		
7407922	11.04.68	05.04.73	ESQ.	4	14887	4	14887	28	14192	40	
7407922	11.04.68	05.04.73	DIR.	24	10610	24	10610	44	9205	100	
USO TOTAL DAS ESCOVAS				28	14887	28	14887	72	14192	148	
MÉDIA POR ESCOVA					581		581		197		

7.0 – ORGANIZAÇÃO EMPRESARIAL DOS DEPARTAMENTOS DE MINERAÇÃO

7.1 – *Resumo dos Principais Pontos Observados*

Os executivos de linha normalmente são administradores ou engenheiros com formação voltada para as áreas de gerência.

Praticamente todos os executivos de linha possuem equipes de acessoria, em diversos níveis funcionais cobrindo as áreas de geologia, planejamento, controle de processo, manutenção e engenharia industrial. O engenheiro destas áreas normalmente é mantido em funções de caráter estritamente técnico-científico, dispondo de oportunidade de acesso profissional sem necessidade de deslocamento para funções de gerência.

Engenheiros recém-formados são admitidos na categoria de engenheiros-júnior, exercendo funções de supervisão (inclusive trocando turnos) durante período considerado como treinamento. Os engenheiros-senior são normalmente deslocados para os setores de planejamento, programação e controle.

A existência de mão de obra altamente qualificada permite a subordinação direta entre os superintendentes de mina e os supervisores.

A manutenção geralmente se subordina a cada setor de operação mina, planta, refino etc...

As companhias contratam profissionais em todos os níveis hierárquicos e não apenas recém-formados.

Tal medida promove competição externa aos ocupantes de determinadas funções, estimulando-as a produzir melhores resultados.

Os salários pagos normalmente obedecem a planos e níveis salariais, mas existe o sistema de promoções horizontais.

A realização de projetos internos interdepartamentais obedece a uma sistemática pré-estabelecida; emissão de pedido (contendo objetivos bem definidos, tempos previstos, estimativas orçamentárias) aprovação do órgão executante pelo custo excedente e finalmente a realização propriamente dita.

Os orçamentos setoriais são executados com 6 meses de antecedência e tornam-se extremamente difíceis reajustes posteriores, exigindo-se justificativas criteriosas e convincentes.

Em virtude do elevado custo da mão-de-obra, notamos extrema preocupação de minimização do pessoal. Como exemplo, os postos de abastecimento de combustível a veículos leves na Quebec Cartier são "self-service".

8.0 – CONCLUSÃO

Externamos nosso agradecimento à Comissão Organizadora do III Simpósio de Mineração pelo honroso convite para participarmos dos trabalhos desta jornada de estudos.

Às diretorias do Grêmio Mínero-Metalúrgico Louis Ensck e do CENTRO MORAES RÊGO, a nossa palavra de incentivo pelo seu esforço em prol da indústria mineral brasileira.

Bibliografia e Publicações sobre os Assuntos Tratados

- Pana, M.T. – O'Brian, D.T. – Carlson, T.R. – Erickson, J.D. (Kennecott Copper)
 "A Description of Computer Techniques used in Mine Planning at the Utah Mine of Kennecott Copper Corporation"
 Symposium on Computers and Computer Applications – in Mining Exploration, University of Arizona. March, 1965.
- Pill, W. – Bigando, Giovanni (Cia. Mineira Cananea)
 "Estudio Financiero de la Explotacion de un Grupo Mineralizado a Tajo a Cielo Abierto Empleandose el Sistema de Computadoras – Octubre 1971.
 Apresentado em Congresso de Mineração no México em 1971.
- Olson, E.K. – (Kaiser Steel)
 "Review of Method Changes Shows"
 Mining Engineers – Society of Mining Engineering of AIME – December, 1972.
- Gagnon, J.M.R. – Rochefort, F. (Quebec Cartier Mining Co.)
 "Diesel Electric Truck Haulage Improved Through Trolley Assist"
 The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, December, 1972
- Gazolla, E.A. – "Planejamento Operacional e Sistema de Controle de Qualidade nas Minas da CVRD".
 Geologia e Metalurgia nº 32, I Simpósio de Mineração do Centro Moraes Rego – São Paulo, 1971.
- Pereira, P.F. – Fonseca, J.C. – Gazolla, E.A.
 "Geoestatística Aplicada à Estimativa de Qualidade de Minérios nas Minas da CVRD".
 Anais do XXVIº Congresso Brasileiro de Geologia – Sociedade Brasileira de Geologia – Belém, Pará, 1972.
- Favila, J.P. – Oliveira, F. – Yasbeck, M. – Gazolla, G.A. – Gazolla, E.A.
 "A Shovel Production Scheduling Model"
 Anais do XIº International Symposium on Computer Applications in the Mineral Industry – Tucson, Arizona – USA – 1973.
- Gazolla, G.A. – Oliveira, F.
 "Simulação em Computadores da Escavação e Transporte nas Minas da CVRD".
 Anais do II Simpósio de Mineração – Geologia e Metalurgia – Centro Moraes Rego – São Paulo – 1972.

1.0 - INTRODUÇÃO

2.0 - A FASE DE PROJETO

2.1 - Antecedentes

2.2 - Objetivos

2.3 - Metodologia

3.0 - PROJETO

3.1 - Descrição

O PROJETO CONCEIÇÃO:

3.2 - Objetivos

**PLANEJAMENTO DE LAVRA NA NOVA ETAPA
DE EXPANSÃO DA C.V.R.D.**

3.3 - Descrição

3.4 - Metodologia

3.5 - Resultados

4.0 - ESTUDOS

4.1 - Descrição

4.2 - Metodologia

4.3 - Resultados

4.4 - Conclusões

4.5 - Recomendações

4.6 - Anexos

5.0 - ESTIMATIVAS

5.1 - Descrição

5.2 - Metodologia

5.3 - Resultados

5.4 - Conclusões

5.5 - Anexos

Engº Eduardo Almeida Gazzola
Engº Guilherme Almeida Gazzola
Cia. Vale do Rio Doce

Coordenador:
Dr. Maurício Fonseca

1.0 – INTRODUÇÃO

2.0 – A FASE DE ANTEPROJETO

- 2.1 – *A estrutura geológica como condicionante da lavra*
- 2.2 – *Alternativas de produção*
- 2.3 – *Estudos econômicos e escolha do plano definitivo*

3.0 – PROJETO DE LAVRA

- 3.1 – *Descrição e Objetivos do Plano 7*
- 3.2 – *Metodologia para o Planejamento da Lavra*
- 3.3 – *Reservas Geológicas e Mineráveis*
- 3.4 – *Etapas Intermediárias de Planejamento*
- 3.5 – *Plano de Produção*
- 3.6 – *Retomada da Lavra por Falência do Plano 7*
- 3.7 – *Etapas subsequentes do Planejamento*

4.0 – ESTUDOS COMPLEMENTARES

- 4.1 – *Distribuição de Massas*
- 4.2 – *Locação das Instalações de Beneficiamento e dos conjuntos de britagem*
- 4.3 – *Lay out geral dos transportes*
- 4.4 – *Drenagem*
- 4.5 – *Deposição de Rejeitos e Estacagens*
- 4.6 – *Estimativas de Químicas*

5.0 – ESTIMATIVAS DE EQUIPAMENTOS

- 5.1 – *Introdução*
- 5.2 – *Coleta e Tratamento dos Dados*
- 5.3 – *Detalhamento da Distribuição de Massa e Lay out de Estradas e Depósitos*
- 5.4 – *Sequência de Cálculos*
- 5.5 – *Comentários*

1.0 – INTRODUÇÃO

A necessidade de ampliação do seu complexo de produção para fazer frente ao “boom” do mercado de minério de ferro levou a Vale do Rio Doce a projetar a expansão da Mina de Conceição de 9 para 22 milhões de toneladas anuais, meta a ser atingida em 1977. Adicionando-se este número à produção das minas de Cauê e Piçarrão, a lavra naquele período terá atingido a tonelagem de 71 milhões anuais, colocando a CVRD como primeira produtora mundial de minério de ferro.

A presente palestra descreve os estudos relativos ao Projeto de Lavra. Em fase de *anteprojeto* foram executados 11 diferentes planos de produção dos quais selecionaram-se 3 para análise econômica através de fluxo de caixa descontado. Escolhida a hipótese de maior rentabilidade, executou-se a fase de *Projeto* propriamente dito, constante de estudos detalhados de balanceamento de produção até 1991, determinação de limite econômico de lavra pelo “ponto de equilíbrio da relação de decapeamento”, locação dos conjuntos de britagem, estudos de layout básico, traçagem dos bancos atendendo às condições de drenagem, estimativas de qualidade ao longo do tempo, estudo das bacias de deposição de rejeitos, distribuição de massas na mina, dimensionamento de equipamentos de produção e auxiliares e estimativa de investimentos.

A produção de 22 milhões de toneladas anuais será atingida em etapas, através do reinício das atividades da mina de Dois Córregos em 1976, funcionamento de uma Planta de Classificação de finos de hematita no mesmo ano e de uma Usina de Concentração de Itabiritos em 1977.

O projeto foi elaborado sob a direção do Eng^o Darcy José Germani, Assistente Executivo de Mineração da CVRD, e contou com consultoria externa de mineração do Prof. René Dufour, da École Polytechnique de Montreal, em visitas periódicas.

Os trabalhos foram distribuídos em Grupos de Projeto constituídos por equipes de engenheiros da CVRD e contratados: Minas, Equipamentos, Beneficiamento, Estudos Econômicos, Oficinas, Captação de águas, Ramal Ferroviário, Sistema Elétrico, Laboratório, etc.

Os estudos aqui descritos referem-se somente aos trabalhos dos Grupos de Mina e Equipamentos, liderados pelos autores, desta apresentação.

2.0 – A FASE DE ANTEPROJETO

2.1 – *A estrutura geológica como condicionante da Lavra.*

As rochas ferríferas ocorrentes na área são pela ordem de interesse econômico, as seguintes:

- Hematitas (moles e duras) e blue dust (hematita pluverulenta)

- Itabiritos (moles, pluverulentos e duros)
- Cangas

Fisicamente, os tipos duros são compactos, os moles apresentam gran. milimétrica e os pluverulentos gran. micrométrica.

Em termos de produtos comercializáveis, os minérios moles produzirão, após beneficiamento, predominantemente SINTER FEED, ao passo que para os pluverulentos predominará o tipo PELLET FEED.

A estrutura geológica das jazidas é de tal ordem complexa que a lavra pode ser conduzida segundo alternativas fundamentalmente diversas em função dos tipos de produtos desejados para atendimento de faixas diferentes do mercado consumidor. Esta diferenciação se nota tanto nas áreas a minerar quanto na sequência das operações e no balanceamento das massas de minério e rejeito ao longo do tempo.

Os sinclinais de Conceição e Dois Córregos fazem parte do grande sinclinório que se estende pelo distrito ferrífero de Itabira.

(vide planta em anexo código 01)

Conceição situa-se na extremidade meridional da estrutura. Esta jazida é descrita como formada por 5 corpos de minérios, designados A, B, C, D e E. A aba sul do sinclinal principia pelo corpo B e estende-se através do corpo C até o nariz da dobra, o pico da Conceição ou corpo E. A aba norte é composta, em sequência, pelos corpos A e D.

Dois Córregos é um sinclinal fechado, constituído basicamente por um só corpo de minério, truncado por falhamentos de empurrão, responsáveis pela complexidade estrutural da jazida.

A hematita é o minério de mais difícil atendimento, sendo pois o principal condicionador da lavra. Sua lavra é subordinada, conforme a locação da massa, à extração de xisto, itabirito ou Blue dust.

O Blue dust se restringe a uma área definida na jazida de Conceição e sua lavra depende apenas do itabirito pluverulento.

O itabirito mole é de ampla distribuição e sua extração independe da remoção e condiciona a lavra dos outros minérios.

A extração de itabirito pluverulento se impõe pela necessidade de liberar hematita.

Os xistos constituem o estéril e sua rejeição tem caráter permanente. As cangas são tratadas como minério ou estéril, de acordo com o seu teor.

As profundidades maiores, onde o intemperismo não agiu foi preservado o itabirito duro, que se encontra pois, sotoposto às demais variedades de rochas ferríferas, não afetando as suas remoções.

2.2 – Alternativas de produção

Para diferenciação das alternativas de produção estudadas na fase de anteprojeto de lavra, definamos alguns conceitos básicos:

Chamemos de *materiais visados* àqueles que constituem o objetivo precípua de um plano. Como *materiais associados*, entendamos os minérios cuja lavra foi conduzida apenas para liberação dos primeiros. Os rejeitos serão considerados como *permanentes* (xisto, canga pobre etc.) ou *recuperáveis*, caso das rochas não aproveitáveis atualmente como minério mas que serão estocados tendo em vista a possibilidade de seu aproveitamento futuro, por alteração das condições de mercado ou evolução tecnológica.

De acordo com os materiais visados e associados, foram elaborados 11 planos de produção, a saber:

- 1) Plano visando hematita até 1975 (condições atuais)
- 2) Plano visando hematitas (porém evitando blue dust)
- 3) Plano visando hematita com concentração de itabirito mole associado
- 4) Plano visando hematita com concentração de itabirito mole e aproveitando do blue dust associados.
- 5) Plano visando hematita com estocagem de blue dust
- 6) Plano visando hematita e blue dust
- 7) Plano visando hematita e blue dust com concentração de Itabirito mole associado
- 8) Plano visando itabirito mole e hematita
- 9) Plano visando itabirito mole e hematita com aproveitamento do blue dust associado.
- 10) Plano visando todos os materiais, exceto itabirito duros e plúverulentos.
- 11) Plano visando todos os materiais, exceto o itabirito duro (Pit total).

Todos estes planos apresentam estocagem e recuperação de materiais ao longo do tempo, por ser impossível balancear todas as demandas. A sistemática de sua execução é a mesma descrita na fase de Projeto propriamente dito, razão pela qual não a descreveremos no momento.

As alternativas são intercambiáveis em casos de mudanças de mercado.

Os planos foram grupados de acordo com o material precipiamente visado, a saber:

Planos 2 - 3 e 4 – hematita

Planos 5 - 6 e 7 – hematita e blue dust

Planos 8 e 9 – hematita e itabirito mole

Planos 10 e 11 – hematita, blue dust e itabirito

De cada grupo acima foi selecionado apenas o de aproveitamento mais global, respectivamente 4, 7 e 9, para análise econômica. Os planos 10 e 11 foram considerados não condizentes com as condições atuais de mercado.

2.3 – Estudos econômicos e escolha do plano definitivo

Para cada um dos 3 planos escolhidos foram executados estudos de estimati-

vas de investimentos, receitas e custos, baseados na atual operação da Mina do Cauê e na expectativa de desempenho da sua planta de Concentração e Lavagem.

Tais levantamentos permitiram avaliar os planos pelo método de “fluxo de caixa descontado”.

O plano 7 foi adotado levando-se em conta os seguintes motivos:

- a) – A diferença de rentabilidade a seu favor.
- b) – O mercado crescente de minério tipo sinter feed compatibiliza o plano 7 com esta faixa de mercado não totalmente atendível pelo Cauê, sendo também boas as perspectivas para a produção de pellets.
- c) – Investimentos de menor vulto são necessários, por ser possível o aproveitamento de parte das instalações e equipamentos existentes.

3.0 – PROJETO DE LAVRA

3.1 – *Descrição e Objetivos do Plano 7*

A gerência da CVRD, por optar pela implantação do Plano 7 fixou as seguintes diretrizes de lavra para as minas de Conceição e de Dois Córregos.

– Lavra visando a remoção de hematita dura, mole e pluvulenta (blue dust) e limitando a extração de outros materiais apenas ao necessário para a liberação dos três primeiros.

– Beneficiamento das hematitas e oversize do blue dust produzindo granulados de pequena bitola e finos; classificação dos finos fornecendo produtos para sinterização e pelletização.

– Concentração do itabirito mole associado à lavra das hematitas com obtenção dos mesmos produtos.

– Colocação do blue dust peneirado como similar do pelled feed, para exportação direta ou alimentação das novas usinas de pelletização (“joint ventures”).

– Manutenção do ritmo atual de lavra em Conceição até o final de 1.975, utilizando as instalações existentes.

– Funcionamento das novas plantas de britagem e classificação de finos em princípio de 1976.

– Operação da Usina de Concentração de Itabiritos em princípios de 1977.

– O plano 7 cobre um período de 19 anos (1973-1991). Se o mercado o exigir, deverá ser transformado para outro plano que envolva uma maior diversidade de minérios aproveitáveis.

– A tendência para aproveitamento mais rentável do complexo Conceição – Dois Córregos é postergar a lavra e concentração maciça dos itabiritos mole e pluvulento, enquanto houver hematita e blue dust facilmente removíveis.

– A abundância de itabirito mole, de mais fácil extração e beneficiamento, permite relegar a análise do aproveitamento industrial do itabirito duro a futuro

mais remoto, quando se encontrarem em vias de exaustão as atuais reservas daquele minério.

O esquema de produção estabelecido para o atendimento da fatia reservada ao plano 7 é resumidamente o seguinte:

Hematita – 10 milhões de tons. anuais após 1976.

Blue Dust – 3 milhões anuais de 1976 a 1980 – 4,6 milhões anuais após 1981

Itab. mole – 7 milhões anuais após 1977.

O esquema global de produção do Projeto Conceição engloba as duas minas, Conceição e Dois Córregos, como uma só unidade, tirando-se proveito das características próprias de cada jazida para o balanço do fluxo de produtos.

Estabelecido porém o balanceamento de suas produções, a individualidade das jazidas foi restabelecida para efeito de planejamento.

3.1 – Metodologia para o planejamento de lavra.

O planejamento de lavra foi realizado de acordo com as seguintes etapas:

1) Traçagem dos bancos (13 metros de altura) nas secções transversais das jazidas, com declividade de 1% segundo a direção normal às secções, conforme explicitado no ítem Drenagem.

2) Divisão dos bancos em blocos de 40 metros de largura segundo as secções por 13 de altura e comprimento correspondente ao espaçamento das secções. Os blocos foram numerados à partir de linhas-base.

3) Cubagem dos blocos considerando todos os contatos geológicos, pequenas intrusões, etc e separando os materiais puros e os materiais em misturas.

4) Constituição de um arquivo de dados de cubagem de blocos em disco magnético para uso no computador IBM 360/40 da CVRD. Um exemplo dos relatórios de saída deste arquivo é apresentado em anexo (Relatório da Situação da Mina), mostrando por secção e por banco as quantidades de materiais puros e em mistura existentes em cada bloco.

5) Traçagem do pit final nas secções transversais atendendo aos taludes de equilíbrio e às relações limite de decapeamento, conforme se vê nas secções E 25 e F 09.

6) Compatibilização dos fundos do pit nas várias secções e limitação dos mesmos a 35 metros mínimos.

7) Traçagem do pit em planta.

8) Cálculo das reservas mineráveis por processamento em computador.

9) Estabelecimento da vida nas minas em função destas reservas e dos ritmos de extração adotadas nos diversos períodos de planejamento.

10) Traçagem dos pits intermediários nas secções transversais por recorrência dos ítems acima.

11) Lançamento de todos os pits em planta, em papel transparente, para planejamento por técnica de superposição.

12) Análise em planta, das características específicas dos pits com relação à drenagem, ao fluxo de materiais e estradas e compatibilização dos pits com as exigências deste item.

13) Lançamento das estradas finais nas secções transversais e retracagem dos pits com as compensações exigidas pelas estradas.

14) Compatibilização dos pits intermediários com o final, procurando-se estabelecer as vias permanentes, tão logo quanto possível.

15) Recubagem para verificação do atendimento do programa de produção nos diversos períodos dos planos com as necessárias compensações.

O planejamento foi condicionado pelas seguintes restrições, descritas pela ordem de prioridade.

- Atendimento do esquema de produção fixado para o plano 7.
- Atendimento dos taludes indicados pelo setor de Geologia de Minas.
- Atendimento dos limites econômicos de decapamento.
- Redução do remanuseio dos materiais que deverão sofrer estocagem provisória.
- Utilização de relações de decapeamento mais baixas nos primeiros anos de operação.
- Drenagem da mina.
- Estradas.

As limitações impostas pelos fatores descritos são a seguir analisadas.

– Taludes.

Os taludes de equilíbrio para o projeto dos pits foram estabelecidos por extrapolação das condições que atualmente prevalecem para a mina do Cauê.

Os taludes finais empregados são os seguintes:

XISTO

Talude médio de 30° , equivalente a bancadas de 13 m de altura com bermas de 6 m e ângulo de 45° ; de 5 em 5 bancos, a berma de 6 m é substituída por plataforma de 20 metros.

ITABIRITO

Para altura inferior a 100 m, o talude médio será de 50° obtidos por bancadas de 13 m de altura, bermas de 6 m e ângulos de 70° .

ITABIRITO

Para altura superior a 100 m, o talude médio será de 40° obtidos por bancadas do tipo acima indicado, com substituição da berma a cada 5 bancos por plataforma de 25 m.

– Limite econômico da Relação de Decapeamento.

Define-se como Limite Econômico da Relação de Decapeamento (break Even Stripping Ratio) a proporção máxima de rejeito (em relação ao minério) cujas despesas de extração ainda são cobertas pelo lucro de corrente da remoção da tonelagem de minério assim liberada, preservada uma rentabilidade mínima exigida pela empresa.

Este conceito é aplicável à fixação dos limites de lavra: para a remoção de um incremento a mais de minério no fundo do pit, o rejeito a extrair nas paredes do talude da mina deve ser pagável pelo lucro marginal.

O Limite Econômico é definido pela razão entre o valor do minério "in situ" e o custo de lavra do rejeito. Entendemos como valor do minério in situ o lucro que a sua extração propiciará, ou seja, diferença entre os preços FOB de venda e os custos totais de lavra, beneficiamento, transporte ferroviário, embarque portuário, comercialização, administração, impostos etc.

A condução da lavra até atingir-se este ponto de equilíbrio conduz ao máximo lucro. Aprofundando-se o pit a partir deste limite, o faturamento prossegue, podendo-se afirmar, entretanto, que parte do lucro anteriormente obtido começa a ser despendida na remoção do rejeito.

Ressalte-se que, ao se atingir a relação limite de decapeamento para o último incremento de extração de minério, computando-se todo o minério e rejeito lavrados anteriormente chega-se a uma relação global de decapeamento (overall stripping ratio), evidentemente menor que a relação no ponto de equilíbrio.

Para a traçagem dos pits, encontraram-se os seguintes valores da relação limite, em peso:

Rejeito/Hematita	7 : 1
Rejeito/Itabirito mole	2,5 : 1
Rejeito/Blue Dust	7 : 1

Redução do Remanuseio de Estoques.

Considerando-se que o itabirito mole somente será consumido a partir de 1977, para quando está prevista a entrada em operação da instalação de concentração, a lavra do itabirito deverá ser condicionada ao seu uso, procurando minimizar as operações de estocagem e retomada. De forma idêntica o blue dust, cuja demanda se avoluma a partir de 1981.

Redução do Decapeamento no Período Inicial.

Considerações econômicas indicam a conveniência de reduzir o decapeamento nos primeiros anos de lavra da mina para melhoria de rentabilidade geral do empreendimento. Tal restrição foi atendida dentro da ordem de prioridade adotada.

Drenagem.

O esgotamento por bombeamento da mina introduz problemas técnicos que se refletem na elevação do custo de lavra da jazida. Assim o planejamento da lavra levou em consideração a conveniência de obter drenagem natural no maior período de tempo compatível com a exaustão da jazida.

Os bancos foram projetados com declividade média uniforme em direção às saídas de superfície para atendimento de restrição da drenagem natural.

Estradas.

As estradas foram lançadas com largura de 20 m e rampas máximas de 8%. Tais características exigiram algumas vezes a retraçagem de pits intermediários para permitir o atendimento a locais de difícil acesso. Respeitadas as restrições anteriores, procurou-se condicionar os pits intermediários de tal maneira a permitir o traçado o mais cedo possível dos segmentos das vias do pit final.

A localização dos conjuntos de britagem e das praças de estocagem e rejeição introduziram restrições ao lançamento das estradas, o que exigiu a retraçagem de alguns elementos dos pits intermediários e finais.

3.3 – Reservas Geológicas e Mineráveis

Definimos como reservas geológicas as tonelagens de formação ferrífera cubadas durante a fase de pesquisa, englobando reservas medidas, indicadas e inferidas.

Tipo	Conceição	D.Córregos	Total
Hematita dura	202	68	270
Hematita mole	217	21	238
Blue Dust	140	7	147
Total de Hematita	<u>559</u>	<u>96</u>	<u>655</u>
Itabirito duro	618	33	651
Itabirito mole	462	149	611
Itabirito pulverulento	234	13	247
Total de Itabiritos	<u>1314</u>	<u>195</u>	<u>1509</u>
Xistos, Canga, Solos	81	102	183

As tonelagens de xisto, canga e solos são apenas referentes à massa cubada pelas áreas de influência dos furos de sonda. Se se computar os taludes para abertura da mina, considerável quantidade de rejeitos externos à formação ferrífera deverão ser removidos.

As reservas *economicamente mineráveis* segundo as diretrizes do plano 7 (minérios atualmente colocáveis no mercado) são as seguintes:

Tipo	Conceição	D.Córregos	Total
A beneficiar			
Hematita dura e mole	148	37	185
Blue Dust	77	—	77
Total de Hematita	225	37	262
Itabirito mole	58	34	92
<u>Total de minério</u>	<u>283</u>	<u>71</u>	<u>354</u>
Rejeição e estocagem			
Xistos, cangas, solo	114	21	135
Itabirito duro	3	—	3
Itabirito pulverulento	72	6	78
Minério com xisto	5	1	6
<u>Total</u>	<u>194</u>	<u>28</u>	<u>222</u>
<u>Movimentação total</u>	<u>477</u>	<u>99</u>	<u>576</u>
Relação Rejeito/minério	0,69:1	0,38:1	062:1

Admitindo como materiais *visados* pela lavra (item 2.2 - Alternativas de Produção) também os itabiritos moles e pulverulentos (plano 11), a *reserva minerável total*, decorrente do aprofundamento do pit será:

TIPO	Conceição e Dois Córregos
A Beneficiari	
Hematita dura e mole	253
Blue dust	90
<u>Total de Hematita</u>	<u>343</u>
Itabirito mole	347
Itabirito pulverulento	169
<u>Total de Itabirito</u>	<u>516</u>
<u>Total de Minério</u>	<u>859</u>
Rejeição	
Xisto, canga, solo	195
Itabirito duro	37
Minério com xisto	6
<u>Total de rejeição</u>	<u>238</u>
<u>Movimentação total</u>	<u>1097</u>
Relação Rejeito/Minério	027:1

3.4 – *Etapas intermediárias de Planejamento*

A vida da mina, resultante da reserva cubada e do ritmo de extração foi dividida em períodos para melhor detalhamento da lavra ao longo do tempo. Tal estudo se torna necessário para verificação da possibilidade de manutenção das relações rejeito/minério e balanceamento da produção dos diversos tipos de minério ao correr dos períodos.

As seguintes etapas foram planejadas para as minas de Conceição e Dois Córregos:

Pit até 1975
Pit 1976 - 1977
Pit 1978 - 1980
Pit 1981 - 1985
Pit 1986 - 1991.

O Planejamento da mina de Dois Córregos sofreu parcial alteração por ter sido projetada sua lavra a partir de 1976 e, por conveniência de realocação do conjunto de britagem, o pit 1981 – 1985 foi dividido em duas etapas 1981 – 1983 e 1984 – 1985, coincidindo o final da primeira etapa com a citada relocação.

3.5 – *Planos de Produção*

O quadro em anexo fornece as produções para cada etapa intermediária, planejada de acordo com a metodologia anteriormente exposta.

Os elementos fundamentais do planejamento estão representados no conjunto de plantas em anexo.

Tais plantas representam a feição final de cada etapa do planejamento, onde estão representados a posição final das cristas dos bancos, as vias de transporte do minério aos sistemas de britagem às áreas de estocagem, bem como os acessos às várias áreas de rejeição.

3.6 – *Retomada da lavra por falência do plano 7.*

Mudanças substanciais no mercado ou inovações tecnológicas poderão causar a alteração das diretrizes de lavra propostas pelo plano 7.

Tal transformação poderia ocorrer antes de 1991 ou tornar-se necessária após esta data como prosseguimento natural da lavra de itabiritos, após o esgotamento quase total das reservas mineráveis de hematita.

Por este motivo, torna-se patente a exigência de conservarem-se abertas em caráter permanente as estradas de minério e rejeito, possibilitando a retomada da lavra a qualquer época.

A situação mais crítica para alteração das diretrizes de lavra seria a manutenção do Plano 7 até o final do período, quando os pits estariam mais profundos e os depósitos de rejeito já constituídos.

C.V.R.D. - D.M. - A.S.Z.
 PROJETO CONCEIÇÃO
 PLANO VII

PLANOS DE PRODUÇÃO
 TOTAL GERAL

GRUPO PROJETO DE MINA
 QUADRO Nº 9

MATERIAL/ANO	73-74-75-TOTAL	76-77-TOTAL	78-79-80-TOTAL	81-82-83-84-85-TOTAL	86-87-88-89-90-91-TOTAL	TOTAL
MINÉRIO PARA BRITADOR						
HEMATITA DURA E MOLE	6,1 7,6 7,1 20,8	10,1 10,2 20,3	11,4 10,4 10,4 32,2	10,1 10,1 10,1 9,8 9,8 49,9	10,3 10,4 10,4 10,4 10,4 62,3	185,5
BLUE DUST LAVRA	2,8 0,1 0,6 3,5	2,9 2,8 5,7	4,5 4,5 4,6 13,6	3,8 3,8 3,8 3,8 3,8 19,0	5,8 5,8 5,8 5,8 5,8 34,8	76,6
APROVEITAM	2,8 0,1 2,9	3,0 3,0 6,0	3,0 3,0 3,0 9,0	4,6 4,6 4,6 4,6 4,6 23,0	4,6 4,6 4,6 4,6 4,6 27,6	68,5
ITABIRITO MOLE LAVRA	0,2 0,4 0,8 1,4	3,5 3,5 7,0	4,2 4,3 4,3 12,8	6,3 6,3 6,3 7,1 7,1 33,1	6,3 6,3 6,3 6,3 6,3 37,8	92,1
APROVEITAM			7,1 7,1 14,2	7,1 7,1 7,1 7,1 7,1 35,6	7,0 7,0 7,0 7,0 7,0 42,0	91,7
ESTOQUE	0,2 0,4 0,8 1,4	3,5 3,5 7,0	4,2-2,8-2,8	0,8-0,8-0,8-2,4	-0,7-0,7-0,7-0,7-0,7 4,2	12,6
TOTAL	9,1 8,1 8,5 25,7	16,6 16,7 33,3	20,1 22,0 22,1 64,2	21,8 21,8 21,8 21,5 21,5 108,4	23,1 23,2 23,2 23,2 23,2 139,1	
MATERIAL NÃO APROVEITÁVEL						
XISTO, CANGA, MIST. POBRE	2,2 3,3 3,4 8,9	6,6 6,7 13,3	9,3 9,4 9,4 28,1	11,7 11,7 11,7 12,1 12,2 59,4	4,1 4,1 4,1 4,3 4,3 4,3 25,2	135,0
ITABIRITO PULVERULENTO	2,4 0,5 0,6 3,5	4,5 4,5 9,0	4,8 4,9 4,8 14,5	5,0 5,0 5,0 5,3 5,3 25,6	4,2 4,2 4,2 4,2 4,2 25,2	77,8
ITABIRITO DURO		0,0 0,1 0,1	0,1 0,0 0,0 0,1	0,1 0,0 0,0 0,0 0,0 0,1	0,5 0,5 0,5 0,5 0,5 3,0	3,3
MINÉRIO CONTAMINADO COM XISTO		0,3 0,3 0,6	0,4 0,4 0,4 1,2	0,3 0,3 0,3 0,4 0,4 1,7	0,3 0,3 0,3 0,3 0,3 1,8	5,3
TOTAL	4,6 3,8 4,0 12,4	11,4 11,6 23,0	14,6 14,7 14,7 44,0	17,1 16,9 17,0 17,8 17,9 86,7	9,1 9,1 9,1 9,3 9,3 9,3 55,2	221,3
MOVIMENTAÇÃO TOTAL	13,7 11,9 12,5 38,1	28,0 28,3 56,3	34,7 36,7 36,8 108,2	38,9 38,7 38,8 39,3 39,4 195,1	32,2 32,3 32,3 32,5 32,5 32,5 194,3	
REJEITO/MINÉRIO	a 0,5 0,5 0,8 0,6 b 0,5 0,5 0,5 0,5	1,1 1,1 1,1 0,7 0,7 0,7	1,4 0,8 0,8 0,95 0,7 0,7 0,7 0,7	0,8 0,8 0,8 0,8 0,8 0,8 0,8 0,8 0,8 0,8 0,8 0,8	0,5 0,5 0,5 0,5 0,5 0,5 0,4 0,4 0,4 0,4 0,4 0,4	0,74 0,60
MOVIMENTO MÉDIO ANUAL	12,7	28,1	36,0	39,0	32,4	31,2
DISTÂNCIA MÉDIA TRANSP.	1790 m	1820 m	1980 m	2090 m	3290 m	
NOTA:	a - Considerando-se o itabirito mole e o blue dust estocados como somados ao rejeito b - Idem somados ao minério					

Estradas para o acesso às áreas externas ao pit do Plano 7 foram estudadas considerando estas condições extremas.

Com a manutenção da Usina de Concentração, parte destes acessos terá que ser preservada dentro do próprio pit.

Após o término do plano 7, a lavra deve evoluir para o plano 9 e posteriormente p/11.

3.7 – *Etapas subsequentes do Planejamento*

O planejamento *em nível operacional* deverá ser executado para horizontes mais definidos de demanda e recursos.

Sob o ponto de vista de planos detalhados de produção, a metodologia de planejamento por Simulação em Modelo Reduzido Tridimensional, em uso no Departamento das Minas, deverá ser adotada. Para que isto seja possível, os modelos existentes devem ser refeitos para toda a área de Conceição e Dois Córregos, com secções horizontais distantes de 13 metros e blocos de cubagem com dimensões reduzidas. Estimativas de química serão executadas por projeto em andamento de Planejamento em computador.

Os estudos detalhados em layout, drenagem, balanceamento de massas, taludes etc. serão executados no transcorrer da lavra.

4.0 – ESTUDOS COMPLEMENTARES

4.1 – *Distribuição de Massas*

O detalhamento da distribuição de massas nos planos de produção tem por finalidade fornecer dados para estudos de movimentação de minério e rejeito, dimensionamento de equipamentos, locação de conjuntos de britagem etc.

As minas de Conceição e Dois Córregos foram divididas em pits enumeradas de 01 a 24 e de 81 a 92 respectivamente.

O computador eletrônico, alimentado por listagens de blocos de minério correspondentes aos planos, consulta o arquivo de dados de cubagem e emite os seguintes relatórios, de que exemplos são apresentados em anexo a este Projeto:

– *Relatórios de materiais por pit:*

Fornece, para cada um dos pits que tenha sido total ou parcialmente minerado, as tonelagens acumuladas dos materiais, puros (MP) e associados em misturas a outros tipos (MIS).

– *Relatório global de misturas:*

Fornece, em função de histogramas das 19 mais frequentes classes de misturas, as tonelagens para cada uma delas a minerar em Conceição e Dois Córregos.

– *Relatório de Materiais por bancos:*

É um relatório complementar que fornece, para cada pit, a quantidade de cada material puro ou em mistura com outros tipos, existente em cada banco abrangido pelo pit.

– *Relatório de materiais resultantes:*

Constitui o relatório principal, por fornecer as tonelagens aproveitáveis para beneficiamento, as tonelagens a rejeitar e a estocar para futuro aproveitamento.

4.2 – *Localização das Instalações de Beneficiamento e dos Conjuntos de Britagem*

As instalações de beneficiamento (plantas de Classificação e Concentração) foram locadas após análise, pelo Grupo de Projeto de Usinas de 5 alternativas diferentes. Para cada local proposto, foram avaliados os investimentos em terraplanagem, ramal ferroviário, linhas de “tailing”, captação de água, etc. O critério usado para a decisão foi o estudo econômico pelo método de fluxo de caixa diferencial (diferenças de investimentos em cada área).

Devido à necessidade de tratamento simultâneo de 3 tipos de minérios diferentes, a constituição de uma central de britagem se mostrou a solução mais adequada.

Tendo sido definida a localização das instalações nas vizinhanças da mina de Conceição, fora dos limites finais de lavra do pit total, a posição da central de britagem foi ajustada integrando o mesmo conjunto.

Segundo orientação da Gerência do Projeto e do Grupo Projeto de Usina, o minério lavrado em Dois Córregos será britado em conjunto localizado nas proximidades da mina e o produto transportado, por correia, à Concentração em Conceição.

Entre as várias alternativas analisadas sob o ponto de vista de lavra revelou-se mais viável, tendo em vista as características topográficas da jazida de Dois Córregos, o planejamento de dupla localização para o conjunto de britagem: inicial para a primeira metade, aproximadamente, da vida da mina e a segunda para o período restante.

C.V.R.D. PLANO HEMATITA PROJETO CONCEIÇÃO		RELATÓRIO DOS MATERIAIS POR PIT								DEPTO. DAS MINAS PERÍODO: 73 a 75	
PIT		HEMATITA DURA	HEMATITA MOLE	HEMATITA PULV.	ITABIRITO DURO	ITABIRITO MOLE	ITABIRITO PULV.	CANGA	REJEITO INTERNO	REJEITO EXTERNO	TOTAL
05	MIN/PURO	1.404.000	764.400	31.515			550.331			159.250	2.909.496
	MISTURA	813.280	664.130	144.969		49.424	219.550		7.962	63.700	1.963.015
09	MIN/PURO	2.412.800	3.326.746	760.160			541.663		22.750	500.500	7.564.619
	MISTURA	347.360	472.500	357.210			98.219		11.375	49.140	1.335.804
13	MIN/PURO	468.000	241.500	351.372		7.722		277.788	81.900	27.300	1.455.582
	MISTURA	66.560	107.100	119.757	7.923				11.374		312.714
14	MIN/PURO	114.400				131.286				131.950	377.636
	MISTURA	81.120				43.246			9.100	13.650	147.116
18	MIN/PURO	2.427.360	52.500			537.501			688.186	837.200	4.542.747
	MISTURA	734.240		21.010		318.172			180.858	38.220	1.292.500
20	MIN/PURO	208.000								36.400	244.400
	MISTURA	72.800							22.750	4.550	100.100
22	MIN/PURO	1.116.778	882.000	252.120			64.998	139.500	1.609.556	36.400	4.101.362
	MISTURA	330.720	237.300	90.343	4.754	118.927	112.664		112.933	9.100	1.016.741
23	MIN/PURO	147.680	132.300		44.571	37.068		73.500	5.687	99.190	539.996
	MISTURA		44.100			18.534			9.100		77.734
24	MIN/PURO	2.188.160	1.100.400	252.120			18.777	600.000	2.275	808.080	4.969.812
	MISTURA	112.320	61.200	46.222			2.888		3.412	4.550	230.592
TOTAL	MINÉRIO PURO	10.487.178	6.499.846	1.647.287	44.571	713.577	1.175.769	1.090.788	2.410.354	2.636.270	26.705.640
TOTAL	MISTURA	2.558.400	1.586.330	779.511	12.677	548.303	433.321		368.864	182.910	6.470.316
TOTAL	MOVIMENTO	13.045.578	8.086.176	2.426.798	57.248	1.261.880	1.609.090	1.090.788	2.779.218	2.819.180	33.175.956

C.V.R.D.

DEPTO. DAS MINAS

PLANO HEMATITA
PROJETO CONCEIÇÃO

RELATÓRIO GLOBAL DE MISTURAS

MISTURA	CONCEIÇÃO / DOIS CÓRREGOS	TOTAL
HEMATITA DURA – HEMATITA MOLE	1.423.469	1.423.469
HEMATITA DURA – HEMATITA PULV.	517.625	517.625
HEMATITA DURA – ITABIRITO DURO		
HEMATITA DURA – ITABIRITO MOLE	970.547	970.547
HEMATITA DURA – ITABIRITO PULV.	452.922	452.922
HEMATITA MOLE – HEMATITA PULV.	647.031	647.031
HEMATITA MOLE – ITABIRITO DURO		
HEMATITA MOLE – ITABIRITO MOLE	194.109	194.109
HEMATITA MOLE – ITABIRITO PULV.	194.109	194.109
HEMATITA PULV. – ITABIRITO MOLE	64.703	64.703
HEMATITA PULV. – ITABIRITO PULV.	258.812	258.812
ITABIRITO DURO – ITABIRITO MOLE		
ITABIRITO MOLE – ITABIRITO PULV.	129.406	129.406
HEMATITA DURA – XISTO	647.031	647.031
HEMATITA MOLE – XISTO	452.922	452.922
HEMATITA PULV. – XISTO	129.406	129.406
ITABIRITO MOLE – XISTO	258.812	258.812
ITABIRITO PULV. – XISTO	258.812	258.812
REJEITO	129.406	129.406
TOTAL	6.470.316	6.470.316

RELATÓRIO DOS MATERIAIS RESULTANTES

C.V.R.D.

DEPTO. DAS MINAS

PROJETO CONCEIÇÃO

PLANO HEMATITA

PERÍODO: DE 73 a 75

TIPO DO MATERIAL		PURO	MISTURA	TOTAL
A. MATERIAL APROVEITÁVEL A2-ITABIRITO A1-HEMATITA	A-1-1 . DURA	11.032.572	1.281.122	12.313.694
	A-1-2 . MOLE	6.499.846	1.074.072	7.573.918
	A-1-3 . BLUE-DUST	1.647.287	892.903	2.540.190
	TOTAL DE HEMATITA	19.179.705	3.248.098	22.427.803
	A-2-1 . MOLE	713.577	1.048.191	1.761.768
	A-2-2 . PULVERULENTO			
	TOTAL DE ITABIRITO	713.577	1.048.191	1.761.768
TOTAL APROVEITÁVEL		19.893.282	4.296.289	24.189.571
B. MATERIAL NÃO APROV. B2 - A ESTOCAR B1	XISTO, MISTURAS E CANGA	5.592.018	873.492	6.465.510
	B-2-1 . BLUE-DUST			
	B-2-2 . ITABIRITO DURO	44.571		44.571
	B-2-3 . ITABIRITO MOLE			
	B-2-4 . ITAB. PULVERULENTO	1.175.769	815.259	1.991.028
	B-2-5 . CONTAMINADOS		485.273	485.273
	TOTAL A ESTOCAR	1.220.340	1.300.533	2.520.873
TOTAL NÃO APROVEITÁVEL		6.812.358	2.174.026	8.986.384
C	TOTAL DE MAT. A MOVIMENTAR	26.705.640	6.470.315	33.175.955

4.3 – *Lay out geral dos transportes*

O planejamento das vias de transporte da mina para a britagem, rejeição o estocagem resultou da conciliação de vários fatores cuja ordem de importância decorreu de algumas vezes de situações algumas vezes locais da jazida.

Fundamentalmente, no traçado das estradas, os seguintes critérios foram adotados.

1) O transporte foi suposto ser feito todo por caminhões e as vias principais foram projetadas com características geométricas idênticas, ou seja, rampas máximas de 8% e largura de 20 m.

2) Procurou-se estabelecer o menor comprimento possível para os trajetos, respeitar as características das estradas e da topografia dos pits.

3) Procurou-se manter sempre um único sentido para as rampas, evitando-se a elevação desnecessária das cargas e as excessões a esse critério foram impostos pela condição de menor custo de transporte ou pela geometria dos depósitos.

4) Procurou-se dar às vias principais caráter de grande permanência utilizando-se, quando possível, os trechos que já se encontram atualmente abertos. Dentro desse princípio, trechos definitivos das vias deixadas no pit final eram locados tão logo o desenvolvimento dos pits intermediários o permitisse.

5) Não se fez distinção entre estradas para minério ou para rejeitos e o fluxo de massas nessas vias é muitas vezes planejado nos dois sentidos, atendendo-se assim com contenção do custo de desenvolvimento, às peculiaridades do fluxo dos vários minérios e rejeitos aos diversos destinos específicos.

6) A largura dos bancos foi projetada de maneira a não interromper sua continuidade nos pontos de passagem das estradas. A ligação das frentes de lavra às vias de escoamento será feita portando, através dos próprios bancos.

7) Procurou-se finalmente, assegurar o acesso permanente aos vários pontos das paredes dos pits, de tal maneira a permitir uma fácil retomada de minérios abandonados, assegurando-se assim a possibilidade de alteração do programa de produção com a evolução da demanda.

A metodologia para o traçado das estradas pode ser assim resumida:

1) Lançamento da geologia nos pits intermediários e finais para análise de distribuição das massas e avaliação dos problemas de fluxo envolvidos.

2) Traçagem das estradas em planta, atendendo aos múltiplos materiais e seus destinos, a partir dos pits iniciais para o final, procurando-se o aproveitamento máximo possível das vias anteriormente projetadas. Tal traçado envolveu, algumas vezes, a alteração dos limites dos pits para atender à conveniência de simplificação do fluxo das massas.

3) Análise das locações, feita do pit final para o inicial, tendo em mira a simplificação dos traçados e a conciliação de detalhes revelados conflitantes.

4) Lançamento das estradas nas secções transversais e ajustagem dos taludes, e fundos das limitações introduzidas pelas estradas.

5) Replanejamento das vias nos pits já conciliados, iniciando-se do final para o inicial. Tal planejamento tomou por base o primeiro traçado realizado. Em decorrência da retraçagem das vias, alguns detalhes do pit mereceram reajustagem para a conciliação final dos elementos do projeto.

4.4 – *Drenagem*

Tendo em vista as exigências de drenagem das águas das frentes de serviço, os bancos foram projetados com declividade uniforme de 1% em direção às saídas da superfície.

As plataformas dos bancos não são, pois, planos horizontais.

A declividade de 1% nos bancos, entre secções, permite drenagem por gravidade durante parte da vida da mina. Em todos os bancos que cortam a topografia externa, a água flui naturalmente para os vales interceptados.

Em Conceição e Dois Córregos a drenagem natural poderá ser mantida até aproximadamente 1979 e 1982 respectivamente, épocas em que deverá iniciar o bombeamento da água acumulada dos bancos que não interceptam a topografia externa.

O máximo desnível para bombeamento em Conceição será de 260 metros, e em Dois Córregos 100 metros.

4.5 – *Deposição de Rejeitos e Estocagens*

Em função das elevadas tonelagens de materiais a rejeitar ou a estocar, das características topográficas desfavoráveis e das limitações locais de áreas, a constituição e “bota-foras” se torna um problema de solução complexa, que deverá merecer estudo detalhado posterior.

Estabeleceram-se alguns critérios para projeto que, evidentemente, deverão ser revistos. Tais critérios são resumidamente os seguintes:

1) Localização dos rejeitos permanentes ou estoques de longa imobilização exteriormente ao limite da lavra do “pit Total” (pit que lavra todos os materiais até a cota de 700 – limite do conhecimento geológico).

2) Estocagem de curto prazo (itabirito mole e blue dust), puderam ser planejadas dentro do atual pit, desde que a sua retirada esteja prevista para período anterior à da remoção do material subjacente.

3) O transporte foi projetado por caminhões, sendo as estradas traçadas com características idênticas às empregadas para o transporte de minério. Tal procedimento torna viável este meio de transporte.

4) Não se previu a compactação das bota-fora e dos estoques, dimensionando-se áreas que possam conter os volumes empolados dos materiais a elas encaminhados. Desta forma, trabalhou-se a favor da segurança.

5) A cubagem das áreas de estocagem foi feita de acordo com as seguintes

etapas:

- Delimitação dos depósitos pelas linhas topográficas de cumeeada e alongamento na direção dos talwegues;
- Rampa de 10% ascendentes para a constituição do topo de depósito;
- Ângulos de repouso das pilhas de 33° ou 36° respectivamente para xisto e itabirito, medidas estas tomadas em pilhas já existentes na mina de Conceição.

Para o cálculo das capacidades dos depósitos, foram adotados os seguintes parâmetros relativos aos materiais:

	<i>Densidade real in situ</i>	<i>Empolamento</i>	<i>Densidade aparente</i>
Blue Dust	4,0	65%	2,4
Itabirito Mole	3,2	65%	2,0
Itab. Pulverulento	3,0	65%	1,8
Xisto	2,1	50%	1,4

6) As áreas destinadas à deposição dos rejeitos foram previstas com capacidade, para conter o volume máximo de materiais, verificados no plano 10.

7) A planta em anexo mostra as locações das pilhas.

4.6 - Estimativas de químicas.

Para atender a necessidade de se conhecer em linhas gerais o comportamento químico dos diferentes minérios, foram fixados os seguintes objetivos básicos para um estudo de tal natureza:

- a) Determinação das curvas estatísticas de distribuição de teores e estimativas de teores médios.
- b) Definição da tendência de variação dos teores no decorrer da lavra.
- c) Verificação da possibilidade da existência de variações significativas de química entre áreas.

O método empregado pode ser assim descrito:

- Foram sorteados furos de sonda em toda a jazida, cuidando apenas que todos os corpos úteis fossem amostrados proporcionalmente às suas reservas.
- Determinaram-se os intervalos em que os furos atravessavam cada tipo de material para cada período planejado e por áreas.
- Compilaram-se as frequências absolutas dos teores de ferro divididos em intervalos de classe. Foram calculadas as frequências relativas (percentagens) simples e acumulada, traçando-se os diagramas dos percentis.

Assumindo como química média de cada intervalo de classe o seu ponto mé

dio (exceto o intervalo 68 a 70 cuja média foi considerada 68,5) foram estimadas, as químicas médias globais por ponderação utilizando como pesos as frequências absolutas.

- Para detectar a possível variação ao longo do tempo foram separados dois períodos, antes e após 1985.
- Não existe significativa variação de química ao longo do tempo.
- Não existem diferenças significativas de química entre áreas.

5.0 - ESTIMATIVAS DE EQUIPAMENTOS

5.1 - *Introdução*

Este estudo baseou-se nos equipamentos convencionalmente usados nas operações de mina da CVRD, devido à facilidade na obtenção de dados por ser permitida esta simplificação pelo escopo do PROJETO.

Tendo em vista a produção relativamente pequena de alguns corpos e a necessidade de blendagem considerou-se que 6 escavadeiras de 6 e 9 jardas que atualmente trabalham no Cauê (além das quatro de 6 jc que estão em Conceição) serão transferidas para o Projeto Conceição, sendo as do Cauê substituídas por maiores. Quando se fizer necessária a compra de novas máquinas para Conceição, estas serão de 12 jc; poderão entretanto ocorrer dificuldades de blendagem que obrigarão a aquisição de escavadeiras de menor porte, o que deverá ser então estudado frente as condições reinantes na época.

Foi assumido o uso de caminhões diesel eletricos de 100 tons, já bastante conhecidos e aprovados nas minas da CVRD.

O dimensionamento das máquinas e veículos auxiliares, bem como o de perfuratrizes, não foi executado com o mesmo detalhamento aplicado ao do equipamento de escavação e transporte, primeiro por representarem um investimento bem menor e segundo pela facilidade de obtê-los por avaliação, usando a experiência estabelecida na operação atual das minas da CVRD frente aos serviços que deverão ser executados. Desta forma, esta parte dos estudos não será apresentada neste trabalho.

As fases para o estudo foram a COLETA E TRATAMENTO DOS DADOS DETALHAMENTO DA DISTRIBUIÇÃO DE MASSAS, LAY OUT DE ESTRADAS E DEPÓSITOS, e finalmente CÁLCULOS PARA O DIMENSIONAMENTO.

5.2 - *Coleta e Tratamento dos dados*

5.2.1 - *Instalações de Tratamento e Ritmos de Produção*

As instalações de britagem estão programadas para funcionamento durante 5.000 horas por ano. A mina operará no regime de 3 turnos (22,25 horas por dia), 300 dias por ano.

O equipamento da mina deverá trabalhar simultaneamente na retirada de rejeito e abastecimento das instalações com Hematita, Blue-Dust e Itabirito, separadamente.

Considerando-se as produções anuais propostas neste projeto, as instalações receberão em média, 1000 t/hora de Blue-Dust, 1400 t/hora de Itabirito e 2000 t/hora de Hematita, a partir das duas minas. A Britagem primária de Conceição pode processar simultaneamente os três materiais, a ritmos máximos de 3000 t/hora para hematita e para itabirito e 1000 t/hora Blue-Dust. Em Dois Córregos o britador receberá alternativamente Hematita ou Itabirito, ao nível de 1000 t/hora; uma única correia drenará ora uma hora outra das pilhas dos materiais britados, lançando-os nas pilhas reguladoras existentes após a britagem de Conceição, onde serão agrupados para prosseguimento do processo.

5.2.2 – Escavadeiras

Considerando as escavadeiras que deverão trabalhar no projeto, foi feito um estudo de suas vidas totais previstas, comparadas com sua “idade” atual, que levou à determinação da época de “baixa” de cada máquina.

Os tempos de carregamento de caminhão de 100 ton por escavadeiras de 6, 9 e 12 jardas cúbicas de capacidade, trabalhando em hematita, itabiritos ou blue-dust, e xistos, foram estabelecidos a partir de amplo levantamento de dados.

Um estudo dos rendimentos operacionais, medidos pelo produto do “coeficiente de disponibilidade física” pelo “coeficiente de utilização”, completou os dados das escavadeiras. Estes rendimentos se traduzem no número de horas de operação por ano, naturalmente diferentes para cada dimensão e idade de escavadeira.

5.2.3 – Caminhões

Além de estudo do rendimento foram levantados os tempos de manobra e descarga e as velocidades médias em trechos de subida e descida em rampas de 8% e horizontais, longos e curtos, para os caminhões carregados e vazios.

Levantou-se ainda um conjunto de curvas representativas das variações do custo de transporte com a distância percorrida e a inclinação das rampas, para caminhões subindo ou descendo carregados e vazios. Tal estudo prestou-se a comparações entre as várias opções de estradas, para determinação dos percursos mais econômicos.

5.3 – Detalhamento da distribuição de massas Lay out de estradas e depósitos

5.3.1 – Distribuição de massas

Partindo dos relatórios de computador elaborados pelo Grupo de Projeto de

Mina foram cosntruídos quadros que mostram as produções anuais por tipo de material, para os corpos Conceição A, B, C, D, Dois Córregos, Total Conceição e Total Geral. A partir dos relatórios detalhados, que dividem os corpos em cerca de 35 regiões (denominadas "pits"), foram tomadas as quantidades de cada material por região.

5.3.2 *Lay out de Estradas e Depósitos*

O Grupo de Projeto de Mina forneceu a locação dos depósitos as estradas de de acesso (britadores ou depósitos aos corpos) e as estradas principais dentro da mina, para cada período (73/75, 76/77, 78/80, 81/85 e 86/91). O Grupo de Equipamento responsabilizou-se pela complementação das estradas até as massas dos diversos materiais nas regiões e pela escolha da hipótese mais econômica, quando havia esta oportunidade. A metodologia empregada foi a seguinte:

- Para cada região, com base nas secções geológicas e nos relatórios de materiais por bancos, foram encontrados os centros de gravidade das massas de cada material. Até estes pontos foram levadas estradas ligando às principais.
- A partir dos centros de gravidade foram tomados os desenvolvimentos médios necessários para se atingir todos os bancos que continham o material, naquela região.
- As estradas sobre os depósitos de materiais foram aumentadas à medida que a pilha se tornava maior.
- Foram então tomadas as somas de todos os trechos de estrada para cada material, inclusive com mais de uma opção. E, através do gráfico dos custos de transporte foi sempre escolhida a que conduzisse ao menor custo.

5.4 – *Sequência dos Cálculos*

5.4.1 – *Distribuição por Corpos*

a) *Distribuição por corpos*

Considerando-se que a Mina de Dois Córregos está bastante distante da de Conceição, foram para ela alocadas máquinas que deverão trabalhar sómente em seus serviços.

Do corpo B sairá uma produção anual muito pequena, insuficiente mesmo para justificar uma única máquina; como existe uma estrada praticamente em nível, com cerca de 1 Km, ligando-o ao corpo A, considerou-se que as máquinas a eles alocadas poderiam trabalhar ora em um, ora em outro. O corpo C, também por motivo de distância foi tomado separadamente.

Entretanto, a partir do 4.^o período (81/85) todos os corpos de Conceição estarão unidos e os equipamentos passam a ser comuns.

b) Distribuição das máquinas nos Corpos, por Material.

Considerando-se as quantidades de cada material nos corpos, as necessidades de blendagem e de retirada de rejeito, as capacidades das instalações de tratamento para a hematita, o itabirito e o blue dust separadamente, a proximidade entre os materiais que poderiam ser retirados com a mesma máquina, a capacidade dos diversos tamanhos das escavadeiras em cada material, as conveniências da época de baixa da máquina, etc. optou-se por uma distribuição preliminar das máquinas.

5.4.2 – Cálculos de Escavadeiras

Considerando-se a locação preliminar das escavadeiras e suas taxas de produção, calculou-se o número de horas gastas para cada material em cada região. Com base nos seus rendimentos foi então verificada a distribuição anteriormente feita e executada a correção necessária, chegando-se ao exposto no quadro abaixo. É oportuno observar que a recuperação de depósitos e mesmo algumas atividades de produção de Itabirito Mole e Blue Dust foram executadas com pás carregadeiras de 10/12 jc.

PERÍODO	76/77	78	79/80	81/85	86/91
N.º Unidade					
Escavadeira 6 jc	5	5	5	3	—
Escavadeira 9 jc	4	5	5	3	3
Escavadeira 12 jc	—	—	—	3	3
Pás carregadeiras 12 jc	—	—	1	1	2

5.4.3 – Cálculo para Caminhões

Tomando as estradas, os tempos de carregamento pelas escavadeiras e os dados dos caminhões foi calculado o ciclo da operação de carregamento e transporte para cada material região.

O tempo de ciclo, dividido pelo tempo de carregamento, fornece o número de caminhões (frota) necessários para o escoamento da produção no tempo previsto para aquele material/escavadeira/região. Como se obtiveram alguns números fracionários para as frotas, fez-se seu ajuste para números inteiros, elevando-se na proporção inversa o número de horas gastas pelas escavadeiras em caso de redução da frota e mantendo-se o mesmo em caso de elevação (haverá mais caminhões nas filas).

Somando-se os tempos para cada tamanho de frota, obteve-se um resumo por material para cada corpo ou mina. Trabalhando-se sobre estes números e respeitando-se as restrições quanto a:

- a) Produção simultânea dos rejeitos, itabirito mole, blue-dust e hematita, nas duas minas.
- b) Tonelagem horária dos minérios, médias e máximas, ditadas pelas instalações de tratamento.
- c) Rendimento das frotas de caminhões, logrou-se obter o número de unidades necessárias para cada período, assim resumido:

PERÍODO	N.º de Caminhões
76/77	19
78	24
79/80 (Usina de Concentração)	26
81/85	28
86/91	39

5.5 — *Por razões já expostas, este estudo abrangeu escavadeiras de 6, 9 e 12 jardas cúbicas e caminhões de 100 toneladas.*

Entretanto seria interessante, na fase de detalhamento, a análise de outros equipamentos ou técnicas que julgamos poderiam trazer vantagens. Por exemplo, a aplicação de despachador de caminhões poderia conduzir a economia no custo de transporte e mesmo melhor utilização das escavadeiras; a constituição de depósitos nas proximidades dos britadores como eliminar filas ocorrentes por defeito nas instalações, deveria ser examinado.

O uso de "trolley" para o transporte ascendente (que em uma das estradas chega a 4,5 Km) permite um aumento de velocidade de até 200%, devendo este incremento de produtividade ser comparado com os investimentos adicionais.

Também o tamanho das escavadeiras e caminhões poderia ser discutido, se bem que sempre levando em conta as necessidades de blendagem dos minérios e de produção de quantidades limitadas pelas instalações de tratamento.

Deve ainda ser lembrado que o cálculo de caminhões foi executado por período, representando portanto um número médio. Naturalmente no início do período poderá ser necessário menor número, e no fim, maior, em virtude do aumento das distâncias de transporte que poderá ocorrer, dependendo da forma como for executada a lavra.

Estudos por simulação probabilística em computador, que permitem a análise do inter-relacionamento de todas as variáveis envolvidas deverão ser conduzidos para a definição final do número e tamanho das unidades de equipamento, por ocasião da efetivação de suas compras. Um estudo deste tipo, que se revelou de grande utilidade prática, foi executado para o cálculo e compra do equipamento de escava-

ção e transporte do Cauê para 1974, sendo inclusive estudadas as influências de despachador de caminhões e depósito ao lado dos britadores.

O procedimento de cálculo do número de caminhões utilizando o conceito de **frotas hora**, e não caminhões hora, é bastante mais seguro e apropriado para a análise de uma operação em que há grande variação das distâncias de transporte.

A falibilidade do segundo processo pode ser vista no seguinte exemplo: 1 escavadeira trabalha 6 meses com uma frota de 4 caminhões e outros 6 meses com uma distância de transporte menor utilizando agora apenas 2 caminhões. Durante o ano foram utilizados 36 caminhões-mes. Assim uma frota de 3 ($36/12$) caminhões seria escolhida: faltariam caminhões no primeiro período e sobriariam no segundo, e a escavadeira não conseguiria dar sua produção. Mesmo fazendo-se o cálculo pelo sistema de frotas, que fornece um número mais seguro, verifica-se a necessidade de um acurado controle da utilização das máquinas quando em operação; caso contrário a produtividade poderia sofrer certa redução, considerando-se que a grande variação das distâncias de transporte trará certamente dificuldade na alocação das máquinas.

6.0 – Conclusão

Resta-nos agradecer ao Grêmio “Louis Ensch” e ao CENTRO MORAES REGO pelo convite feito; os nossos votos de apoio e que continuem lutando em prol do desenvolvimento mineiro-metalúrgico do país.

CENTRO MORAES REGO

30 ANOS DE GEOLOGIA E METALURGIA

Índice de Autores*

- ABREU, Álvaro de Paiva – O problema do enxofre no Brasil. nº 9, p. 170-196, 1952.
- ABREU, Sulvio Fróes – O problema dos fosfatos no Brasil. nº 9, p. 196-209, 1952.
- ALBUQUERQUE, Gildo de Araujo Sá C. de – O Centro de Tecnologia Mineral. nº 35, p. 5-22, 1974.
- ALMEIDA, Benedito de Sanctis Pires de – ALALC: Associação Latino-Americana de Livre Comércio. nº 26, p. 1-16, 1964.
- ALMEIDA, Fernando Flávio Marques de – Estudo petrográfico de rochas da jazida de cromita de Itaú. nº 3, p. 97-98, 1946.
- _____ Ocorrência de camadas supostas pliocênicas no rio Paraíba, estado de São Paulo. nº 2, p. 71-74, 1946.
- _____ A “roche moutonnée” de Salto, estado de São Paulo. nº 5, p. 112-118, 1948.
- _____ A vida pré-cambriana. nº 1, p. 81-90, 1945.
- ALMEIDA PRADO, João Baptista Anhaia de – Cobre: produção nacional e comercialização. nº 27, p. 7-16, 1965.
- ALVES, L. C. & LARGHER, G. N. – A mina experimental de xisto em São Mateus do Sul. nº 32, p. 319-330, 1971.
- AMBROSIO, Aluisio – Tentativa de dimensionamento da demanda e oferta dos principais minerais não-ferrosos. nº 34, cap. 16, 1974.
- ANAWATE, Henrique – O fundo nacional de eletrificação e o desenvolvimento da indústria metalúrgica. nº 13, p. 73-91, 1955.
- ANDERY, Paulo Abib – Beneficiamento de minérios não-metálicos, especialmente de matérias primas para indústrias cerâmicas e similares. nº 34, cap. 12, 1974.
- _____ & PAOCIELLO, Próspero C. – Notas sobre uma visita a indústrias extrativas de ouro em Minas Gerais. nº 2, p. 115-123, 1946.
- _____ & PEREIRA, Neuclair Martins – Fertilizantes. nº 27, p. 141-189, 1965.
- ANTUNES, Augusto T. Azevedo – Minério de ferro. nº 23, p. 5-33, 1961.
- ARAUJO, Paulo Lobo de – Panorama do cimento no Brasil. nº 36, p. 229-256, 1975.
- _____ Projeto Catalão. nº 36, p. 257-269, 1975.
- AZEVEDO, Renato Frota – Siderurgia baseada em coque no Brasil, possibilidades e planos de expansão. nº 10, p. 65-81, 1953.
- BARBOSA, Alceu Fábio – Estrutura, pesquisa e reserva de certos depósitos minerais. nº 4, p. 5-19, 1946.
- BARBOSA, Octávio – Urge uma política para o manganês. nº 6, p. 93-95, 1948.
- _____ & BARBOSA, Alceu Fábio – Avaliação de jazidas minerais. nº 1, p. 57-66, 1945.
- BARROSO, Geonísio – Petrobrás e uma nova perspectiva. nº 30, p. 74-87, 1969.

(*) Índice de Autores dos boletins de 1945 (nº 1) – 1975 (nº 36) elaborado pela Bibliotecária do Depto. de Minas da EPUSP – Marília Freire Sanches.

- BASTOS, Aníbal Alves – Posição do carvão nacional no panorama econômico brasileiro. nº 21, p. 93-155, 1960.
- BOHOMOLETZ, Paulo – Pelotização de minério de ferro. nº 25, p. 104-121, 1964.
- BRADASCHIA, Clóvis – Aglomerantes para areia de macho. nº 3, p. 129-138, 1946.
- BROSCH, Carlos Dias – Notas sobre uma ocorrência de cromita em Itáú, Minas Gerais. nº 3, p. 89-96, 1946.
- _____ O papel da mineralurgia na economia mineral brasileira. nº 31, p. 19-27, 1971.
- _____ O uso da areia de moldagem semi-sintética nas fundições de ferro fundido. nº 1, p. 91-99, 1945.
- CAMARGO, J. A. – Possibilidades de melhor organização do suprimento de sucata nacional, possibilidades de importação. nº 18, p. 54-58, 1958.
- CAMPOS, Roberto de Oliveira – Condições econômicas e atitude política capazes de determinar um surto mineiro no Brasil. nº 15, p. 55-69, 1956.
- _____ Financiamento do desenvolvimento industrial. nº 20, p. 143-193, 1959.
- _____ Panorama siderúrgico nacional. nº 28, p. 7-18, 1966.
- CANTANHEDE, Plínio – A Petrobrás e o problema dos combustíveis líquidos. nº 13, p. 7-28, 1955.
- CARVALHO, Romeu Diniz de – Política de incentivo para criação de tecnologia para indústria mineral. nº 35, p. 225-240, 1974.
- CASTRO, Alberto Pereira de – A sucata como matéria prima da indústria siderúrgica. nº 8, p. 78-86, 1951.
- _____ Tecnologia. nº 31, p. 5-18, 1971.
- CENTRO MORAES REGO – Manganês: Relatório elaborado por uma Comissão do Centro Moraes Rego, constituída por Alceu Fábio Barbosa, Fernando Flávio Marques de Almeida, José do Valle Nogueira Filho, Tharcísio Damy de Souza Santos e Vicente Mazzarella. nº 19, p. 9-115, 1959.
- CHIAVERINI, Vicente – Aços-carbono, aços-liga. nº 11, 1954.
- _____ Aços inoxidáveis: constituição, propriedades e tratamentos térmicos. nº 5, p. 13-67, 1948.
- COSTA, Aécio Ronald Gomes da – Economia mineral e perspectivas da mineração brasileira. nº 32, p. 7-46, 1971.
- _____ Moraes Rego e o Curso de Engenheiros de Minas e Metalurgistas da Escola Politécnica de S. Paulo. nº 1, p. 17-25, 1945.
- COSTA, Paulo Martins – O transporte ferroviário e o desenvolvimento da mineração e da metalurgia no Brasil. nº 14, p. 106-129, 1956.
- COTRIM, Ernani Bittencourt – A relação frete de minério frete de gusa na Estrada de Ferro Central do Brasil. nº 8, p. 111-135, 1951.
- DUFOUR, René – Some aspects of mine planning. nº 33, cap. 11, 1972.
- ENSCH, Louis J. – Siderurgia baseada em carvão vegetal no Brasil, possibilidades e planos de expansão. nº 10, p. 123-147, 1953.
- FELIX, Juvenil T. – A mineração em Morro Velho. nº 32, p. 373-410, 1971.
- FERNANDES, Roosevelt S. – Erosão eólica nas pilhas e no transporte. nº 35, p. 23-48, 1974.
- FERRAN, Axel de – Panorama do níquel no Brasil. nº 35, p. 101-124, 1974.

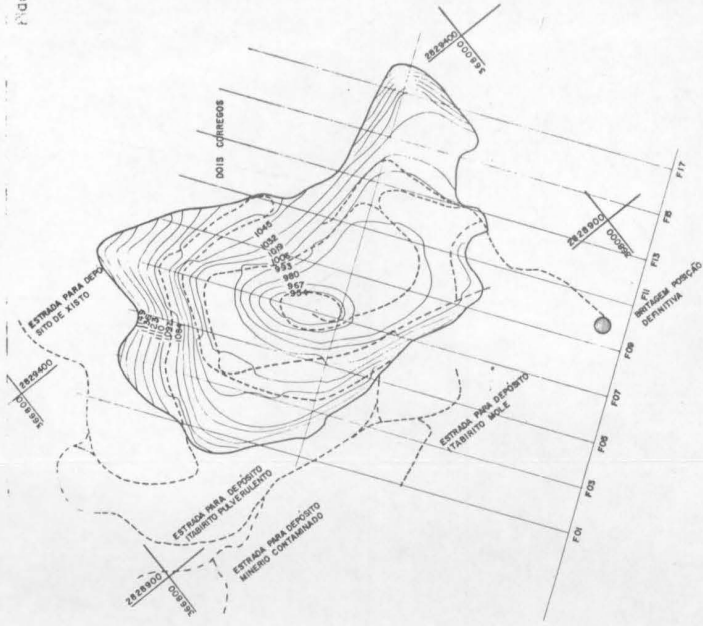
- FERRAZ, Celso Pinto – Vermiculita, um importante mineral industrial. nº 32, p. 153-193, 1971.
- FERRAZ FILHO, Eugênio N. – Mica: padronização e comércio. nº 32, p. 129-152, 1971.
- FERREIRA, Abel Benjamin Urghart – Desenvolvimento e lavra da Mina de Raposos, Mineração Morro Velho S.A., Raposos, MG. nº 34, cap. 15, 1974.
- FERRI, Walter – Metalurgia dos não ferrosos no Plano Decenal. nº 29, p. 67-77, 1967.
- FORTES, Hélio de Sá Rego – Aproveitamento do resíduo piritoso do carvão nacional. nº 28, p. 63-79, 1966.
- FRANÇA, João Mendes – Forjamento de aço, a quente, em matriz fechada. Matriçagem. nº 22, p. 11-67, 1961.
- FRANCO, Aldo B. – A importação de equipamentos para a indústria. Investimentos nacionais e estrangeiros em face dos regulamentos em vigor. nº 15, p. 101-116, 1956.
- FREITAS, Ulysses Rodrigues de – Princípios gerais do planejamento de mina na Cia. Vale do Rio Doce. nº 32, p. 195-222, 1971.
- GAMA, Carlos Diniz da – Modelo computacional de uma exploração mineira. nº 35, p. 289-313, 1974.
- GARCIA, Antonio Wander – Projeto Minas Brasil (Serrana). nº 35, p. 71-224, 1974.
- GAZOLLA, Eduardo Almeida – Planejamento operacional e sistema de controle de qualidade na Cia. Vale do Rio Doce. nº 32, p. 247-282, 1971.
- GAZOLLA, Guilherme Almeida & OLIVEIRA FILHO, Francisco – Simulação em computador da escavação e transporte nas minas da CVRD nº 34, cap. 18, 1974.
- GOIFMAN, José – Matérias primas para a expansão da indústria siderúrgica. nº 32, p. 81-128, - 1971.
- GOMES, Juvenal Osório – Minas e Energia no Plano Trienal. nº 25, p. 75-80, 1964.
- O problema do financiamento da indústria siderúrgica no Brasil. nº 16, p. 133-143, 1957.
- GROSSI, Aldo Waney Ribeiro – Pesquisa e mineração de bauxita. nº 35, p. 49-58, 1974.
- GUERRERO, Renato Imbiriba – Industrialização do xisto betuminoso de São Paulo. nº 10, p. 11-33, 1953.
- GUIMARÃES, José Epitácio Pessoa – Ilmenita. nº 4, p. 107-123, 1946.
- HAENEL, João Gustavo – Equipamento de base nacionais para a indústria siderúrgica. nº 27-, p. 37-57, 1965.
- IVANYI, Paulo – Aspectos técnicos da indústria automobilística no Brasil. nº 14, p. 4-17 1956.
- JACOB, Chafic – Transporte terrestre de minério de ferro. nº 27, p. 88-111, 1965.
- KLEGER, Jurgen Bruno – Pesquisa geológica e controle de qualidade de minério pobre e rico de itabirito, tomando como exemplo as jazidas de Bongmine (libéria) e Mineração de fábrica (minas Gerais). nº 33, cap. 9, 1972 / 73.
- LAGO, Antônio Correia do – Intercâmbio comercial com a América Latina. n. 16, p. 4-20, 1957.
- LANARI JUNIOR, Amaro – O consumo de carvão nacional na Siderurgia. nº 27, p. 213-259, 1965.
- Perspectivas da indústria siderúrgica em Minas Gerais. nº 4, p. 21-36, 1946.

- O Projeto da USIMINAS e sua justificativa no planejamento da siderurgia brasileira. n.º 23, p. 260-281, 1961.
- Siderurgia baseada em coque no Brasil; possibilidades de expansão. n.º 9, p. 52-58 1952.
- LARRABURE, Fernando Jorge – A energia e a indústria siderúrgica. n.º 29, p. 1-16, 1967.
- LATINI, Sydney A. – Indústria automobilística. n. 17, p. 6-23, 1958.
- LEDUC, Robert – A sílica. n.4, p. 37-46, 1946.
- LEINZ, Victor – A indústria de cobre. n.º 7, p. 194-197, 1949.
- LEME, Odi de Abreu Sampaio – Desmonte de minério de ferro na Cia. Vale do Rio Doce. n.º 33, cap. 2, 1972/73.
- LIMA, Themistocles Alvim de – Estudo de viabilidade técnica para obtenção de areia artificial de pedra. n.º 33, cap. 6, 1972/73.
- LOPES, Anqueses Carneiro – Processos visando à substituição de sucata. n.º 18, p. 58-68, 1958.
- LOZANO, Eduardo Pyles – Avaliação das necessidades de sucata: comparação entre os preços de gusa e laminados. n.º 18, p. 46-68, 1958.
- MACHADO, Dalcy et al. – Produção, forjamento, laminação e fundição de aços inoxidáveis e altamente ligados. n.º 23, p. 215-237, 1961.
- MADER, Jão Carlos – Panorama do estanho no Brasil e no mundo. n.º 36, p. 167-208, 1975.
- MAIA, Joaquim – Engenharia de minas, engenharia de geologia e geologia. n.º 25, p.1-10, 1964.
- Engenharia de minas, o ensino e a profissão. n.º 35, p. 261-288, 1974.
- Política aduaneira para produtos minerais e metalúrgicos. n.º 6, p. 80-92, 1948.
- MARGUERON, Claudio – O que é economia mineral e idéias sobre o possível ensino desta atividade profissional no Brasil. n.º 31, p. 29-44, 1971.
- MATTOS NETTO, Bernardino C. de – A indústria do alumínio. n.º 7, p. 132-147, 1949.
- MEIRA, Lucio Martins – A política de desenvolvimento da indústria automobilística no Brasil. n.º 12, p. 6-34, 1954.
- Possibilidades e planos para implantação da indústria de construção naval. n.º 18, p. 6-21, 1958.
- MELCHER, Geraldo Conrado – Desenvolvimentos recentes na pesquisa e prospecção de minérios de metais não ferrosos no Brasil: chumbo, zinco, cobre. n.º 16, p.45-60, 1957.
- MENDES, Hélio Camargo – Planejamento d lavra da jazida de Jacupiranga por computador. n.º 36, p. 7-44, 1975.
- MILEWSKY, J. P. – Mineração de amianto. n.º 36, p. 45-140, 1975.
- MORAES, Antônio Ermírio de – Alumínio. n.º 26, p. 36-47, 1964.
- MORAES, Luciano Jacques de – O passado e o futuro da mineração em Ouro Preto. n.º 1, p. 49-55, 1945.
- MORAES, Manoel A. & REFINETTI, Renato – Ferros fundidos maleáveis. n.º 3, p.53-87, 1946.
- Ferros fundidos maleáveis (2ª parte). n.º 4, p. 75-105, 1946.
- MORAES, Sergio Jacques de – Legislação mineira e desenvolvimento mineral. n.º 33, cap. 1 1972/73.
- MORAES REGO, Luiz Flores de – Nota sobre a localização de uma sondagem em Caelinha, município de Tatuí, estado de São Paulo. n.º 2, p. 5-12, 1946.

- Nota sobre a localização de uma sondagem no estado de São Paulo. n.º 1, p. 27-47, 1945.
- Possibilidades da existência de petróleo na Bahia. n.º 5, p. 5-12, 1948.
- Relatório da inspeção dos afloramentos dos veios de quartzo na Fazenda Santa Clara. n.º 2, p. 13-26, 1946.
- & ALMEIDA, Fernando Flávio Marques de – Seção geológica de Capela da Ribeira a Curitiba. n.º 3, p. 5-30, 1946.
- MOTTA, José do Patrocínio – Desenvolvimento da siderurgia brasileira em função do carvão mineral nacional e importado. n.º 7, p. 11-14, 1959.
- Quais as possibilidades de instalação de novas indústrias siderúrgicas no Brasil à base de carvão mineral, nacional e estrangeiro. n.º 6, p. 19-27, 1948.
- Reservas de carvão nacional. n.º 7, p. 44-47, 1949.
- Trabalho apresentado na Sessão Plenária da Mesa Redonda do carvão em 8-6-49, recomendando medidas a serem tomadas para a solução do problema de lavra do nosso carvão. n.º 7, p. 48-61, 1949.
- MOURA, Pedro de – Suprimento de hidrocarbonetos. n.º 24, p. 7-20, 1962.
- NASCIMENTO, Jarbas Oliveira – Aplicações de metalografia aos aços comuns e alguns tipos de aços liga ternários. n.º 2, p. 41-70, 1946.
- NIEMEYER, Theodoro – A produção de aços especiais; tendências, mercado, exportação. n.º 21, p. 43-92, 1960.
- NOGUEIRA, Paulo de Castro – Regiões fisiográficas do Rio Grande do Sul. n.º 5, p. 68-79, 1948.
- NOGUEIRA FILHO, José do Valle – Minérios não ferrosos: demanda, produção e reservas. n.º 31, p. 45-59, 1971.
- & MELCHER, Geraldo Conrado – Abastecimento de chumbo no Brasil e a Mina de Boquira. n.º 36, p. 141-166, 1975.
- OLIVA, José Tavares de – Panorama da indústria do cimento no Brasil. n.º 36, p. 231-255, 1975.
- OLIVEIRA, Araken de – Programa de produção de carvão. n.º 36, p. 209-228, 1975.
- OLIVEIRA, Avelino Ignácio de – Exploração de petróleo no país. n.º 2, p. 27-40, 1946.
- OROSCO, Eros – Aços para a indústria mecânica. n.º 20, p. 94-109, 1959.
- A produção de equipamento para as indústrias de base, no Brasil; suas possibilidades de expansão. n.º 15, p. 6-23, 1956.
- PAIVA, Glycon de – Características do comércio externo de minerais. n.º 6, p. 51-56, 1948.
- Exportação de minério de ferro. n.º 9, p. 9-28, 1952.
- PAOLIELLO, Próspero C. & ANDERY, Paulo Abib – Carvão no norte do estado do Paraná: notas de uma viagem. n.º 4, p. 125-155, 1946.
- PENIDO, Guido Jacques – Perspectivas de mineração de metais preciosos e sua metalurgia. n.º 30, p. 100-117, 1969.
- PENNA, Mário Simões – A crise do carvão de Santa Catarina. n.º 7, p. 33-43, 1949.
- Problema do carvão no Brasil. n.º 7, p. 24-32, 1949.
- PEREIRA, Luiz do Amaral de França – Avaliação econômica de jazidas minerais. n.º 33, cap. 3, 1972/73.
- PEREIRA, Mário Brandt – Política mineral. n.º 24, p. 41-80, 1962.
- PEREIRA, Neuclair Martins – Lavra de aluvião no T. F. de Rondonia. n.º 35, p. 125-170, 1974.

- PIMENTA, Demerval – Exportação de minério de ferro pela Vale do Rio Doce. nº 7, p. 62-74, 1949.
- PINTO, Francisco – Exportação de minério de ferro. nº 26, p. 138-188, 1964.
- PORTO, Tupy Corrêa – A indústria de máquinas operatrizes no país. nº 20, p. 47-91, 1959.
- RAMOS, David Campos – Situação da produção de chumbo no Brasil. nº 32, p. 359-372, 1971.
- REIS, Ananias Esteves – Evolução do imposto único sobre minerais. nº 34, cap. 13, 1974.
- RIBAS, Wilson Molina – Sistema de custos operacionais em lavra a céu aberto. nº 32, p. 331-358, 1971.
- ROCHA, Ronaldo Moreira da – Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais. nº 31, p. 61-86, 1971.
- ROSA, Paulo Juarez Mário da – Importância da areia para fins industriais. nº 33, cap. 4, 1972/73.
- SANTOS, Hitler Nantes dos – Histórico e perspectivas de lavra e produção de estanho na Rondônia. nº 33, cap. 10, 1972/73.
- SANTOS, Tharcísio Damy de Souza – Evolução e tendências no ensino da engenharia no Brasil. nº 29, p. 133-145, 1967.
- _____ A indústria do chumbo. nº 7, p. 168-169, 1949.
- _____ Problema do desenvolvimento da metalurgia do chumbo e do estabelecimento da de zinco no Brasil. nº 21, p. 157-202, 1960.
- _____ Situação econômica do mercado consumidor. nº 7, p. 104-108, 1949.
- _____ Sobre a constituição das escórias dos fornos de cuba de redução de sinters de chumbo. nº 3, p. 31-52, 1946.
- _____ Sobre o emprego de sinter de minério de ferro em altos fornos. nº 1, p. 67-79, 1945.
- _____ Suprimento dos principais metais não-ferrosos. nº 8, p. 170-186, 1951.
- SARCINELLI, E. B. – Resultados parciais de concentração de minério de manganês; curvas de lavabilidade. nº 34, cap. 14, 1974.
- SCHIFFINO, Rinaldo – Petrobrás. nº 28, p. 33-48, 1966.
- SEASHOLTZ, Arnold P. – Prática moderna de tratamentos térmicos (1ª parte). nº 4, p. 47-74, 1946.
- _____ Prática moderna de tratamentos térmicos (3ª parte). nº 5, p. 80-111, 1948.
- SILVA, Edmundo Barbosa da – Zona de livre comércio: perspectivas. nº 21, p. 5-42, 1960.
- SILVA, Edmundo de Macedo Soares e – Expansão da siderurgia no Brasil. nº 20, p. 5-45, 1959.
- _____ A grande indústria siderúrgica em S. Paulo dentro do complexo siderúrgico brasileiro. nº 12, p. 50-60, 1954.
- _____ Siderurgia baseada em carvão vegetal no Brasil; possibilidades de expansão. nº 9, p. 102-114, 1952.
- SILVA, Gerson Augusto da – A política tributária e a sua influência no desenvolvimento econômico-industrial. nº 16, p. 93-106, 1957.
- SILVA, Luiz Coelho Corrêa da – Fabricação de aço em forno elétrico básico. nº 2, p. 75-114, 1946.
- _____ Fabricação de aço em forno elétrico básico (2ª parte). nº 3, p. 99-128, 1946.
- _____ Novas técnicas siderúrgicas. nº 26, p. 65-86, 1964.

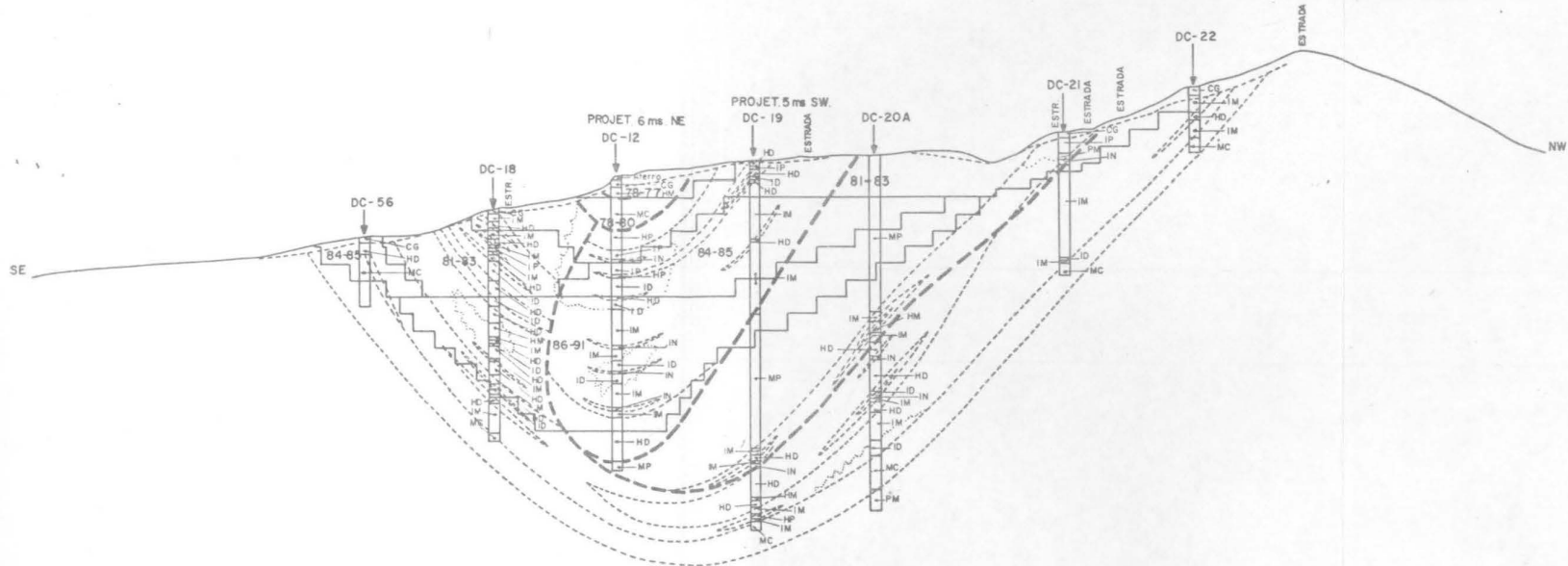
- SILVA, Urias Rodrigues da – Contribuição da produção mineral brasileira no produto interno bruto: situação dos não-ferrosos. nº 32, p. 47-80, 1971.
- SILVA PINTO, Mário Abrantes da – Crise de cimento do ponto de vista de reserva mineral e do abastecimento da escória siderúrgica. nº 30, p. 3-53, 1969.
- _____ Minério de manganês: suprimento interno e exportação. nº 23, p. 63-145, 1961.
- _____ Plano Nacional do Carvão. nº 8, p. 11-51, 1951.
- SIQUEIRA, Luciano Tavares – Geologia de Raposos. nº 33, cap. 7, 1972/73.
- _____ & OLIVEIRA, Geraldo Ibrahim de – Pesquisas feitas em Morro Velho. nº 35, p. 59-74, 1974.
- SOUZA, Henrique Capper Alves de – Aspectos atuais do comércio internacional do minério de manganês. nº 23, p. 149-176, 1961.
- SOUZA, Wilson Octávio de & CURVELO, José Loureiro – Método de Lavra de cassiterita na Província estanífera de Rondônia. nº 32, p. 283-318, 1971.
- TÁVORA, Juarez – O Código de Minas e o desenvolvimento da mineração no Brasil. nº 14, p. 153-167, 1956.
- THIBAU, Mauro – O Plano Mestre Decenal e a política da produção mineral do Brasil. nº 28, p. 103-120, 1966.
- TIMOFIECSYK, Basilio – A metalurgia do chumbo no Brasil. nº 34, cap. 17, 1974.
- VASCONCELLOS, Francisco Moacyr de – Novo Código de Minas. nº 29, p. 97-105, 1967.
- VASQUES, Antonio Cruz – Panorama da estatística mineral brasileira. nº 33, cap. 8, 1972/73.
- VAZ DE MELO, Marcos Tadeu & FONSECA, Juarez Cesar da – Geologia de detalhes, elementos básicos do: planejamento da mina, controle de qualidade. nº 32, p. 223-246, 1971.
- VEIGA, Oswaldo Pinto da – Produção e suprimento de carvão no Brasil. nº 25, p. 27-57, 1964.
- VIDAL, José Walter Bautista – Programa de desenvolvimento de não-ferrosos. nº 35, p. 241-260, 1974.
- VILLARES, Luiz Dumont – Rumos da indústria metalúrgica no Brasil. nº 6, p. 96-98, 1948.
- WENDEL, Clarence & SARMENTO, Paulo Cesar de Moraes – Valor da produção mineral no Brasil e no mundo. nº 33, cap. 5, 1972/73.
- WHATELY, Luiz Alberto – O petróleo boliviano e o consumo brasileiro; Ferrovia Brasil-Bolívia. nº 14, p. 50-60, 1956.
- WOOD, Renato – A siderurgia no Plano Decenal. nº 29, p. 33-43, 1967.
- ZORZANELLI, Arildo Cândido – Transporte de minério de ferro na Serra dos Carajás. nº 35, p. 75-100, 1974.



CIVIL	PROJETO CONCEBIDO
DM-1432	DOIS CORREGOS E CONCEICAO
PLANO DE LAVRA	
1981 A 1985	
ESCALA	DATA
0 100 200	00000
	Conferência



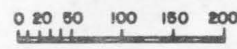
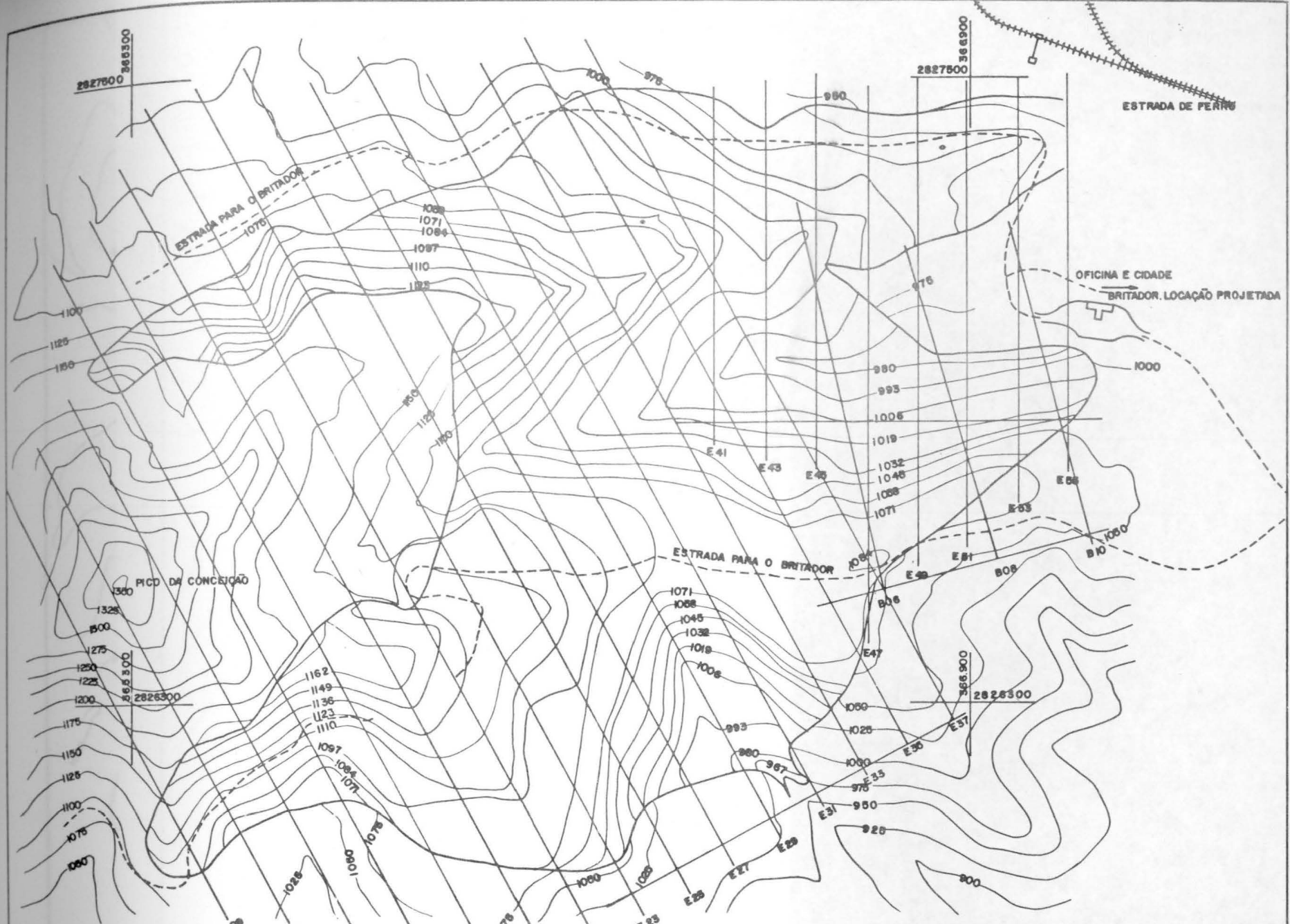
1200
1100
1000
900
800
700
600



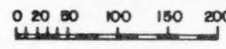
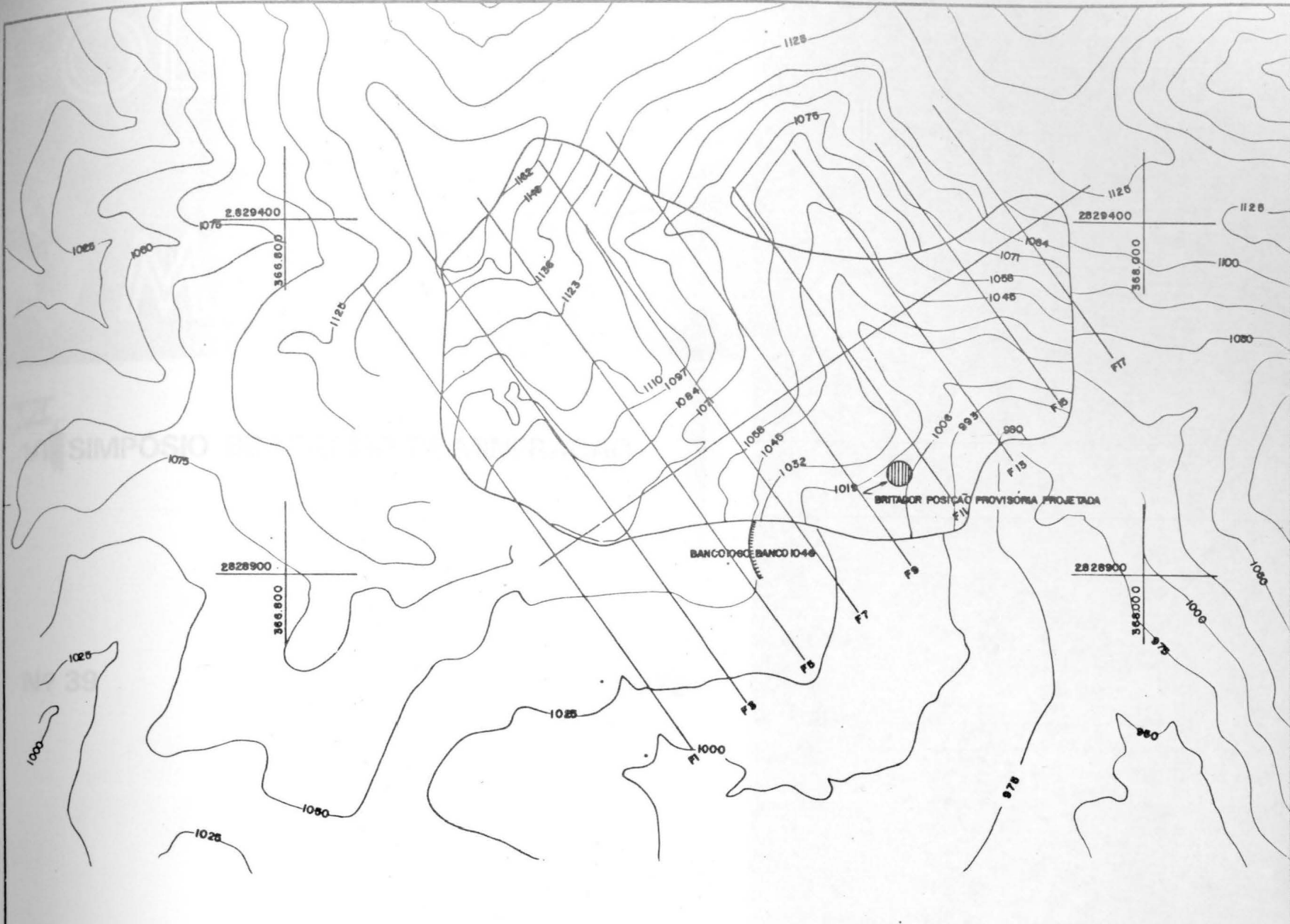
- LEGENDA**
- Limite de fácies tectonoformal
 - Contato geológico
 - Falha
 - Conga
 - Intrusiva
 - Grupo Piracicaba
 - Hematita dura
 - Hematita mole
 - Hematita pulverulenta
 - Itabirito dura
 - Itabirito mole
 - Itabirito pulverulento
 - Grupo caraca
 - Veio de quartzo
 - Pré-Minas

0 10 20 30 40 50 100 m
Esc. 1:2000

C.V.R.D. CENTRO DE PESQUISAS DE MINERIO	
DIVISAO DO DESENVOLVIMENTO	
SETOR DE PESQUISAS GEOLOGICAS I GPIT	
JAZIDA DE DOIS CORREGOS	
SECCAO - E - 9	
Geologia	Conferido
Ernesto Giveli Sobrinho	Chefe do GPIT
Carlos Alberto T. Pena	Chefe do M.D.
Thiers Manzoni Barzotti	
Data	Desenho
	NP Indiv. NP Geral
	Vely Marques



CVRD		PROJETO CONCEIÇÃO	
DM-ASZ		DOIS CORREGOS	
MAPA DE SUPERFICIE TOPOGRAFIA EXTERNA AO PIT E CURVAS DE NIVEL DOS BANCOS COM 1% DE DECLIVE.			
ESCALA	DATA	PLANTA	
		16	CONFERIDO



CVRD	PROJETO CONCEIÇÃO		
DM-ASZ	DOIS CORREGOS		
MAPA DE SUPERFICIE TOPOGRAFIA EXTERNA AO PIT E CURVAS DE NIVEL DOS BANCOS COM % DE DECLIVE.			
ESCALA	DATA	PLANTA	
		17	CONFERIDO