António M. Antunes Fiuza

Fundamentação das Variaveis Essenciais

DEMIN
FEUP
1989

FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO

FUNDAMENTAÇÃO DAS VARIÁVEIS ESSENCIAIS DO PROJECTO MINEIRO APLICAÇÃO A UM CASO - EXEMPLO

Disserção apresentada à Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto para obtenção do grau de Doutor em ENGENHARIA DE MINAS

ANTÓNIO MANUEL ANTUNES FIUZA

PORTO 1989

(446) 2 exemplares registados FEUP B-J.

043D
F585f
622(048) FInb/FEUP cat
UNIVERSIDADE DO PORTO
Faculdade de Engenharia
SIBLIOTECA
N.º
CDU
Data 19
N.N.º 2167

Quando numa obra estão envolvidos muitos anos de investigação e de reflexão, inúmeras foram os colegas que, de um modo ou de outro, de uma forma mais vincada ou mais ténue, contribuiram, geralmente sem o notar, para a perspectiva e as concepções apresentadas neste trabalho. Na impossibilidade de a todos mencionar deixo expresso os meus sinceros agradecimentos a quem quer me leia e sinta algures o reflexo duma discussão ou duma troca de impressões.

Uma menção especial é, no entanto, devida ao Prof. Carlos M. NOVAIS MADUREIRA pela sugestões inovadoras e pela frontalidade com que críticamente (re)leu este trabalho.

CAPITULO 1
PREFACIO, HISTORIA E RESUMO

1.1 Um prefácio e um propósito..... 1.1
1.2 Uma história de recursos perdidos
1.2.1 Generalidades..... 1.3
1.2.2 Súmula histórica..... 1.3
1.2.2.1 O início da investigação..... 1.3
1.2.2.2 A associação com os óxidos de ferro hidratados..... 1.5
1.2.2.3 A purificação e a concentração..... 1.6
1.2.2.4 O segundo período de investigação..... 1.6
1.2.2.5 A lixiviação estática e tecnologias alternativas..... 1.9
1.2.2.6 A última fase de investigação..... 1.10
1.3 Resumo..... 1.13

CAPITULO 2
OS OBJECTIVOS E O CONTEXTO

2.1 Os objectivos
2.1.1 Os estágios de evolução do projecto mineiro.. 2.1
2.1.2 A mineralurgia como engenharia do processo.. 2.5
2.1.3 A especificidade do projecto mineiro..... 2.8
2.1.4 Produtos mineiros que são matérias primas energéticas..... 2.10
2.1.5 A estrutura do projecto mineiro..... 2.11
2.1.6 Qual a dimensão para um projecto mineiro?... 2.15
2.1.7 O problema e o seu contexto..... 2.16
2.1.8 As componentes do sistema - os sub-modelos.. 2.21
2.2 Forças intervenientes no mercado
2.2.1 Factores determinantes da procura..... 2.23
2.2.1.1 Factores tecnológicos..... 2.23
2.2.1.2 Factores políticos..... 2.26
2.2.2 Caracterização sumária da oferta..... 2.27
2.2.3 Interacção entre oferta e consumo..... 2.29
2.3 Evolução das cotações no mercado de ocasião..... 2.31

CAPITULO 3
RELAÇÕES QUANTIDADE-QUALIDADE, APLICAÇÃO AO JAZIGO DE NISA

3.1 Preâmbulo. Definição de objectivos. Referências..... 3.1
3.2 Conceitos, definições, terminologia..... 3.2
3.3 Uma análise histórica das relações quantidade-qualidade

3.3.1 A contribuição inicial de LASKY..... 3.6
3.3.2 As relações exponenciais de MUSGROVE..... 3.10
3.3.3 A relação de CARGILL..... 3.11
3.3.4 O trabalho de COSTA: uma lei de Lasky generalizada..... 3.14
3.4 Sumário de análises críticas..... 3.16
3.5 Fundamentação estatística do modelo
3.5.1 Preâmbulo..... 3.20
3.5.2 Determinação do teor médio duma distribuição de probabilidade truncada..... 3.21
3.5.3 Determinação do teor médio duma distribuição log-normal truncada..... 3.23
3.5.4 Relação entre os parâmetros de corte e de localização central numa distribuição log-normal.3.25
3.9 Um primeiro teste para o modelo: aplicação às reservas geológicas..... 3.27
3.10 Independência estatística entre tonelagem e teor.. 3.33
3.11 As reservas mineiras; considerações gerais..... 3.34
3.12 Um modelo para o jazigo de Nisa..... 3.36

CAPITULO 4
MODELAGEM QUANTITATIVA DA LAVRA

4.1 Objectivo, resumo e referências..... 4.1
4.2 Introdução..... 4.1
4.3 Parâmetros da exploração a céu aberto
4.3.1 Altura do degrau..... 4.4
4.3.2 O ângulo de talude..... 4.6
4.3.3 Parâmetros do material..... 4.6
4.3.4 Diluição..... 4.7
4.3.5 A correcção da rampa de acesso..... 4.8
4.3.6 Parâmetros económicos..... 4.9
4.4 As Reservas Mineiras..... 4.11
4.5 A sequência de exploração..... 4.13
4.6 Análise do ciclo de trabalho
4.6.1 Perfuração..... 4.15
4.6.2 Tiro..... 4.16
4.6.3 Carregamento e transporte..... 4.16
4.6.4 Operações acessórias..... 4.17
4.7 Ritmo de extracção..... 4.18
4.8 Determinação do Investimento
4.8.1 Trabalhos sobre estimativas da ordem de grandeza..... 4.19

4.8.2 Metodologia adoptada na determinação do investimento..... 4.21
4.8.3 Um modelo parametrado do investimento..... 4.22
4.9 Determinação do custo operatório
4.9.1 Trabalhos sobre estimativas da ordem de grandeza..... 4.26
4.9.2 Metodologia adoptada na determinação do custo operatório..... 4.27
4.9.3 Um modelo parametrado do custo operatório... 4.28

CAPITULO 5
UM MODELO DA RECUPERAÇÃO

5.1 Introdução..... 5.1
5.2 Tipologia do comportamento
5.2.1 Metodologia..... 5.3
5.2.2 Resultados obtidos..... 5.6
5.2.3 Conclusões Gerais..... 5.14
5.3 Caracterização das populações
5.3.1 Objectivos..... 5.22
5.3.2 Metodologia
5.3.2.1 Breve referência às distribuições multivariáveis..... 5.22
5.3.2.2 Hipótese sobre a função de distribuição conjunta..... 5.25
5.3.2.3 Teste relativo à validade da função de distribuição..... 5.26
5.3.2.4 Testes relativos à identidade estrutural das populações..... 5.28
5.3.3 Resultados obtidos..... 5.32
5.4 Modelos parcelares de regressão
5.4.1 Considerações introdutórias..... 5.38
5.4.2 A população superficial..... 5.40
5.4.3 A população intermédia..... 5.41
5.4.4 Limites de confiança para a estimativa nos modelos 1 e 2..... 5.45
5.4.5 A população profunda..... 5.47
5.4.6 Exploração preliminar dos modelos..... 5.48
5.5 Estudo da distribuição uranífera
5.5.1 Metodologia..... 5.55
5.5.2 Comparação entre a amostra e o jazigo..... 5.58
5.5.3 Uma justificação conceptual e metodológica.. 5.71
5.5.4 Distribuições em função da profundidade..... 5.74
5.5.5 Reflexões finais..... 5.80

5.6 Previsão do teor dos resíduos e das recuperações
5.6.1 Metodologia..... 5.80
5.6.2 Estimativa do teor em ferro..... 5.81
5.6.3 Aplicação do modelo global..... 5.82
5.6.4 Uma integração e condensação do modelo global..... 5.86
ANEXO: Dados laboratoriais..... 5.89

CAPITULO 6
LIXIVIAÇÃO ESTATICA: ESBOÇO DUMA ABORDAGEM CINÉTICA GENERALIZADA

6.1 Cinética da dissolução. Resenha histórica..... 6.1
6.2 Teoria estabelecida da lixiviação..... 6.3
6.2.1 Efeito da agitação..... 6.7
6.2.2 Efeito da temperatura..... 6.7
6.2.3 Efeito da concentração..... 6.8
6.2.4 Relação de fases..... 6.8
6.2.5 Efeito da geometria da interface..... 6.8
6.3 Abordagens específicas
6.3.1 Lei parabólica de TAMMANN..... 6.10
6.3.2 Difusão através de um produto sólido poroso. 6.10
6.3.3 Processos não-associados com a superfície mineral..... 6.11
6.4 Factores a considerar no projecto duma eira..... 6.12
6.4.1 Granulometria do material..... 6.12
6.4.2 Débito da solução..... 6.13
6.4.3 Configuração da eira..... 6.13
6.4.4 Tempo do processo..... 6.14
6.4.5 Concentração dos iões em solução..... 6.15
6.5 Percolação atraves dum leito granular..... 6.15
6.6 Resenha de modelos difusionais de lixiviação estática..... 6.19
6.7 Condições de formulação dum modelo..... 6.23
6.7.1 Função exposição..... 6.24
6.7.2 Função teor extraível..... 6.25
6.7.3 Função teor médio extraível..... 6.25
6.7.4 Cinética do processo..... 6.26
6.8 Interpretação de alguns ensaios..... 6.32
6.9 Um modelo dinâmico de lixiviação estática..... 6.39
6.10 Determinação dos parâmetros..... 6.39
6.11 O algoritmo..... 6.41
6.12 Conclusões..... 6.43

CAPITULO 7
MODELAGEM DO PROCESSO HIDROMINERALURGICO

7.1 A natureza da lixiviação como condicionante do processo..... 7.1
7.2 Parâmetros quimicos do processo; Critérios do projecto..... 7.2
7.2.1 Preparação mecânica..... 7.3
7.2.2 Lixiviação dinâmica..... 7.3
7.2.3 Separação sólido-liquido..... 7.4
7.2.4 Clarificação..... 7.4
7.2.5 Extracção por solventes..... 7.4
7.2.6 Reextracção..... 7.4
7.2.7 Precipitação..... 7.5
7.2.8 Decantação e filtração primária..... 7.5
7.2.9 Repolpagem e filtração secundária..... 7.5
7.2.10 Secagem e embalagem..... 7.5
7.2.11 Lixiviação estática..... 7.6
7.2.12 Permuta iónica..... 7.6
7.2.13 Tratamento de efluentes..... 7.6
7.3 Critérios de armazenagem..... 7.7
7.4 Curta descrição dos três circuitos
7.4.1 Circuito com base na lixiviação estática..... 7.7
7.2.4 Circuito misto..... 7.12
7.4.3 Circuito baseado na lixiviação dinâmica..... 7.14
7.5 Balanço da massa
7.5.1 Princípios gerais..... 7.14
7.5.2 Um exemplo concreto: a decantação em contra-corrente..... 7.17
7.5.3 As rotinas de balanço
7.5.3.1 Circuito estático..... 7.20
7.5.3.2 Circuito misto..... 7.31
7.5.3.3 Circuito baseado na lixiviação dinâmica..... 7.47
7.6 Dimensionamento preliminar do equipamento
7.6.1 Generalidades..... 7.60
7.6.2 Um exemplo de dimensionamento: A permuta iónica em contra-corrente..... 7.61
7.6.3 As rotinas de dimensionamento..... 7.72
7.6.3.1 Circuito com base na lixiviação estática..... 7.72
7.6.3.2 O circuito misto..... 7.76
7.6.3.3 Circuito baseado na lixiviação dinâmica..... 7.82

7.7 Determinação dos custos operatórios
7.7.1 Definições e conceitos gerais..... 7.86
7.7.2 Metodologia da determinação do custo operatório
7.7.2.1 O custo variável..... 7.88
7.7.2.2 Determinação do custo da mão de obra. 7.89
7.7.3 As referências temporais seleccionadas..... 7.91
7.7.4 O custo operatório do processo baseado na lixiviação estática..... 7.91
7.7.5 O custo operatório para o circuito misto.... 7.96
7.7.6 Custo operatório do processo baseado na lixiviação dinâmica..... 7.100
7.8 Determinação do investimento
7.8.1 Introdução; Metodologias e conceitos..... 7.100
7.8.2 Curta referência a métodos de determinação do investimento..... 7.103
7.8.3 Trabalhos prévios; Factores determinantes do investimento..... 7.106
7.8.4 Variáveis típicas na determinação do custo do equipamento..... 7.107
7.8.5 Metodologia adoptada na determinação do investimento
7.8.5.1 Metodologia para o circuito baseado na lixiviação dinâmica..... 7.108
7.8.5.2 Metodologia para o circuito baseado na lixiviação estática..... 7.109
7.8.5.3 Metodologia para o circuito misto... 7.110
7.8.5.4 A deflação do investimento..... 7.110
7.8.6 O investimento no processo baseado na lixiviação estática..... 7.113
7.8.7 O investimento para o circuito misto..... 7.115
7.8.6 O investimento no processo baseado na lixiviação dinâmica..... 7.119

CAPITULO 8
INFRAESTRUTURAS E IMPACTE AMBIENTAL

8.1 Introdução..... 8.1
8.2 Investimentos em serviços e infraestruturas
8.2.1 Terrenos..... 8.1
8.2.2 Abastecimento de água..... 8.2
8.2.3 Laboratório analítico..... 8.3
8.2.4 Acessos internos..... 8.3
8.2.5 Oficinas de manutenção, armazéns e escritórios..... 8.3

8.2.6 Abastecimento de energia eléctrica..... 8.4
8.2.7 Barragem de estéreis..... 8.5
8.2.8 Equipamento social..... 8.6
8.3 Investimentos dependentes da dimensão e complexidade do projecto
8.3.1 Engenharia..... 8.6
8.3.2 Despesas de arranque..... 8.6
8.3.3 Fundo de maneio..... 8.7
8.3.4 Imprevistos..... 8.7
8.3.5 Valor residual..... 8.7
8.4 Custos adicionais
8.4.1 Custo do transporte..... 8.8
8.4.2 Custos fixos industriais..... 8.8
8.4.3 Custos administrativos e dispêndios gerais... 8.9
8.5 O Estudo de impacte: uma componente do projecto
8.5.1 Introdução..... 8.10
8.5.2 Considerações sobre a metodologia de abordagem..... 8.11
8.5.3 Uma curta introdução ao problema radiológico..... 8.12
8.5.4 Um modelo para a avaliação do impacte..... 8.16
8.5.5 As fontes da radiação..... 8.19
8.5.5.1 A deposição de estéreis e implicações ambientais..... 8.20
8.5.5.2 Os efluentes da lavra..... 8.24
8.5.5.3 Armazenagem de minério..... 8.24
8.5.5.4 Eiras de lixiviação..... 8.25
8.5.5.5 Efluentes do tratamento de minérios.. 8.25
8.5.5.6 Incorporação nos materiais..... 8.26
8.5.5.7 As poeiras..... 8.26
8.5.6 As propriedades dispersivas das vias de transferência..... 8.27
8.5.7 O meio receptor..... 8.27
8.5.8 Objectivo dum estudo de impacte radiológico. 8.28
8.5.9 Nisa: o estado radiológico de referência.... 8.29
8.5.10 O que ficou por fazer..... 8.32

CAPITULO 9
UM MODELO GLOBAL INTEGRADO

9.1 Introdução..... 9.1
9.2 Teor de corte e teor de ruptura: conceito e evolução 9.2
9.3 Os critérios de rendibilidade..... 9.6
9.4 Modelo global para a solução baseada na lixiviação

estática
9.4.1 O algoritmo..... 9.12
9.4.2 A exploração do modelo: Ano de 1988..... 9.24
9.4.3 A exploração do modelo: Ano de 1984..... 9.32
9.4.4 A exploração do modelo: Ano de 1980..... 9.36
9.5 Modelo global para a solução baseada na lixiviação dinâmica
9.5.1 O algoritmo..... 9.40
9.5.2 A exploração do modelo: Ano de 1988..... 9.51
9.5.3 A exploração do modelo: Ano de 1984..... 9.59
9.5.4 A exploração do modelo: Ano de 1980..... 9.63
9.6 Modelo global para a solução baseada no circuito misto
9.6.1 O algoritmo..... 9.67
9.6.2 A exploração do modelo: Ano de 1988..... 9.82
9.6.3 A exploração do modelo: Ano de 1984..... 9.97
9.6.4 A exploração do modelo: Ano de 1980..... 9.106
9.7 A evolução temporal das decisões
9.7.1 Ano de 1980..... 9.115
9.7.2 Ano de 1984..... 9.116
9.7.3 Ano de 1988..... 9.117
9.8 Reflexões finais..... 9.118

CAPITULO 10
PERSPECTIVAS: GENERALIZAÇÃO MULTI-CRITÉRIO

10.1 Uma abordagem multi-critério..... 10.1
10.2 Perspectivas..... 10.7

Capitulo 1

PREFACIO, HISTORIA E RESUMO

Há apenas uma sabedoria: conhecer a razão que dirige todas as coisas através de todas as coisas. - Este mundo, o mesmo para todos, não foi obra de um deus, nem de um homem; mas sempre foi e será eternamente vivo, que se abrasa e extingue por medida. Tudo se converte em fogo e o fogo se transmuda em tudo, como o ouro se troca por mercadoria, e as mercadorias pelo ouro. - Não podemos entrar duas vezes no mesmo rio, porque é outra a água que vem até nós; divide-se e reúne-se de novo; busca e abandona, aproxima-se e afasta-se. -Descemos e não descemos o rio, estamos e não estamos nele. - Tudo vem dos contrários, de sorte que a mesma coisa é boa e má, viva e morta; está desperta e dorme, é velha e nova simultâneamente. - Os homens não compreendem como o que difere está de acordo consigo mesmo; é uma harmonia de tensões opostas, como a do arco e a lira.
HERACLITO

1.1 Um prefácio e um propósito

O aforismo de PASCAL "é impossível conhecer as partes sem conhecer o todo, como é impossível conhecer o todo sem conhecer particularmente as partes" é singularmente apropriado como imagem da estrutura da informação envolvida na gestação dum dos actos mais intervenientes da tecnologia: o projecto industrial. A esta faceta sobrepõe-se uma simultânea e imprescendível *transdisciplinaridade*. Deste modo o projecto é o acto tecnológico criativo por excelência.

Reflectir sobre a concepção e a metodologia do projecto é assim também reflectir sobre a epistemologia do conhecimento tecnológico. Este, por sua vez, ao assumir-se como infratextura das infra-estruturas não recusa, nem pode recusar, a inserção de um sistema externo de valores normativos que a sociedade, no tempo e no lugar da concepção, lhe impõe. É especialmente aqui que é nítida uma clivagem profunda entre o conhecimento científico e o tecnológico. Com efeito, a ciência ignora qualquer interferência normativa externa e, num certo sentido, gera a sua própria axiologia. Podemos reafirmar a perspectiva de THOMAS KHUN, em a *Estrutura das Revoluções Científicas*, que o desenvolvimento da ciência não se efectua por acumulação de conhecimento, mas por transformação dos princípios que organizam o conhecimento. Ao invés, a tecnologia tem por objecto a produção de resultados julgados úteis e a aferição da utilidade é extrínseca ao formalismo conceptual dos procedimentos, sendo-lhe socialmente imposta.

Uma das rupturas frontais que se deu na evolução dos métodos científicos operada neste século foi a da substituição generalizada da noção de objecto pela noção de sistema. Esta pressupõe todo um conjunto de relações entre constituintes formando um todo, e não alienando a sua complexidade intrínseca. O projecto mineiro é, sem dúvida, um campo de aplicação em que qualquer outro suporte conceptual seria menos adequado.

Tal como na fórmula de PASCAL as duas injunções não se anulam num círculo vicioso do qual não é possível entrar nem sair, do mesmo modo, é também possível retirar da estrutura da informação inerente ao projecto mineiro uma nova inteligibilidade baseada na circularidade construtiva dos dois tipos de explicação metodologicamente antagónicos. Para tal o sistema não deverá ser analisado como uma macro-unidade

simples mas como múltiplas unidades, em que as relações todo-partes são mediatizadas por interacções.

Eis pois aqui expressos os propósitos deste trabalho: fundamentar as decisões essenciais do projecto mineiro numa perspectiva racionalista, isto é, simultaneamente realista e nominalista. Trabalhar num terreno tão movediço, tão pouco explorado é, sem dúvida, arriscado. Mas para quem, como nós, trabalhou tanto tempo no domínio do projecto e procurou infrutiferamente, por todo o lado, artigos ou trabalhos, o tema é uma necessidade intelectual e de realização premente.É não nos considerarmos vencidos perante a intransponibilidade aparente da situação, é encerrar de um modo intelectualmente condigno um ciclo criativo. Poderíamos aplicar às decisões essenciais não fundamentadas o conceito que RENAN usa para definir acaso - o que não tem **causa moral** proporcional ao efeito. Também POINCARÉ (*Science et Méthode*) dizia que o acaso é o carácter dum acontecimento determinado mas tal que uma diferença extremamente pequena nas suas causas teria produzido uma diferença considerável no efeito: "Un dixième de degré en plus ou en moins en un point quelconque, le cyclone éclate ici et non lá, et il étend ses ravages sur des contrées qu'il aurait épargnées". Hoje reconhecemos nesta afirmação a descrição das bifurcações características dos sistemas não lineares. Naturalmente que não é possível impôr um determinismo absoluto a um tal sistema, nem mesmo metamorfosear uma componente irredutível da sua aleatoriedade: a dimensão futuro é algoritmicamente incompressível. Mas, se excluirmos voluntariamente esta coordenada, então será possível desenvolver, a menos de uma dimensão de liberdade, um sistema determinado. Será assim possível estabelecer previamente as consequências de cada decisão. A um processo deste género denominaremos **fundamentação da decisão.**

Um tal tema pressupõe uma tal abundância de dados que não se compadece, pelo menos numa primeira fase de investigação, com a sua criação algoritmica artificial e genérica. Utilizaremos, em oposição, dados reais e basearemos o desenvolvimento no projecto concreto que gerou a temática: o dos recursos uraníferos do Alto Alentejo. Este circunstacionalismo não retira universalidade: o problema não é elaborar uma teoria geral mas encarar um sistema complexo (isto é, voluntariamente insimplificável) da forma conceptualmente mais fértil.

1.2 Uma história de recursos perdidos

1.2.1 Generalidades

É em 1957 que as equipas de prospecção da Junta de Energia Nuclear, num trabalho de pesquisa sistemática do País, começam a encontrar as primeiras anomalias radiométricas no Alto Alentejo. Em pouco mais de 5 anos são elaboradas cartas geológicas cobrindo 1120 km², a prospecção radiométrica geral e geoquimica abarca uma área de 2100 km² e a prospecção apeada 491 km²; são elaborados planos sistemáticos de contagem da radiação γ e deles resultam cartas iso-rádicas cobrindo áreas regionais de 13,8 km², semi-regionais de 219,2 km² e locais de 210 km²; a prospecção geofísica incide sobre 13 jazigos numa área de 1173 ha; são rasgadas 446 sanjas em 25 jazigos, num total de 663 metros; em 31 jazigos detectados efectuam-se 51 km de sondagens com recuperação e 177 km sem recuperação. Em quatro jazigos efectuam-se trabalhos mineiros preparatórios, com fins de investigação, num total de mais de 3 km. O processo conduziu à descoberta da mais rico distrito uranífero português com recursos superiores a 4000 toneladas de U_3O_8, das quais mais de 60% se encontravam localizadas num só jazigo, o de Nisa.

A dimensão do jazigo era então média-superior à escala mundial e mesmo grande à escala europeia, sendo as suas condições económicas de explorabilidade excepcionais. Na década de '70 a dimensão do jazigo era já média-inferior e no início dos anos '80 Nisa é um pequeno jazigo que ainda justificava uma implantação industrial com tecnologia de certo vulto, permitindo nomeadamente a utilização da lixiviação dinâmica. Em 1988 o projecto de exploração é apenas marginalmente rendível, e apenas se forem utilizadas tecnologias apropriadas. Hoje em dia a sua inexplorabilidade é vincadamente marcada e irrefutável. Não nos debruçaremos sobre as razões que permitiram (e permitem!) que os escassos recursos do nosso sub-solo sejam ingloriamente desperdiçados. Tal rumo levar-nos-ia para o domínio sociológico e político que não constituem o nosso domínio de investigação.

1.2.2 Súmula histórica

1.2.2.1 O início da investigação

Os primeiros estudos sistemáticos relativos à hidromineralurgia do minério de Nisa remontam ao período entre 1967 e 1973. A investigação foi então conduzida pelo extinto Laboratório de Física e Engenharia Nuclear (LFEN), em Lisboa,

e por estagiários deste organismo no National Institute for Metallurgy (NIM), na Africa do Sul.

Os primeiros testes de lixiviação mostraram que 80 a 85% do urânio contido no minério era facilmente solubilizado em condições de ataque moderadas: agitação com 30 kg de ácido sulfúrico por tonelada de minério, à temperatura de 25°C, durante 24 horas. O resíduo era dificilmente lixiviável, resistindo a condições de ataque drásticas, o que era inequivocamente traduzido pelo seu elevado teor: entre 200 e 300 ppm de U_3O_8. Os seguintes parâmetros foram objecto de investigação:

i) Quantidade de ácido variável entre 20 e 100 kg/t;
ii) Quantidade de oxidante (pirolusite com 85% de MnO_2) entre 0 e 5 kg/t;
iii) Adição de Fe^{3+} entre 0 e 1 kg/t;
iv) Granulometria entre 6 e 65 mesh Tyler;
v) Tempo de residência entre 18 e 48 horas;
vi) Temperatura entre 25 e 60°C.

Como o teor do resíduo era elevado relativamente aos minérios provenientes de jazigos filonianos de que então se dispunha de prática industrial, foram tentados processos alternativos de lixiviação. Entre eles referiremos:

- Lixiviação com ácido concentrado ou processo de "cura ácida": o minério era posto em digestão numa polpa viscosa com relações liquido-sólido muito baixas (0,2:1), e com elevada concentração em ácido, fazendo-se variar o tempo de residência. Depois desta digestão, ou cura, a polpa viscosa era repolpada com soluções a pH = 2 e com relações liquido-sólido, em peso, de 1:1, transferindo-se o urânio solubilizado para a solução;
- Lixiviação alcalina em autoclave;
- Lixiviação em dois estágios em contra-corrente;
- Lixiviação diluida, com relações liquido:sólido extremamente elevadas (de 1000:1), para determinar o efeito das impurezas em solução;
- Ustulação prévia do minério.

1.2.2.2 A associação com os óxidos de ferro hidratados

Apenas esta última alternativa se mostrou suficientemente eficiente no abaixamento do teor do resíduo para merecer uma atenção um pouco mais do que passageira. Com efeito, uma grelhagem prévia do minério a 350°C, durante 30 minutos, seguida de lixiviação com 60 kg de ácido sulfúrico por tonelada, a 60 °C, durante 18 horas, permitia baixar o teor do resíduo para 50 ppm de U_3O_8. Uma investigação mais profunda do problema levou a concluir que a recuperação mais elevada era atingida quando o minério era previamente ustulado a temperaturas entre 300 e 350 °C. Temperaturas superiores promoviam já uma elevação do teor do resíduo. O exame mineralógico dos resíduos da lixiviação, utilizando auto-radiografias e micro-sonda electrónica revelaram uma íntima associação entre o urânio e a limonite (a maior parte das vezes na forma de goetite micro-cristalina), associação esta julgada responsável pelas dificuldades até então encontradas. Simultaneamente verificava-se que a extracção máxima do urânio coincidia com a solubilização máxima do Fe(III), o que claramente indicava que a ustulação aumentava a solubilização dum mineral de ferro. O efeito benéfico da ustulação foi interpretado do modo seguinte: um aquecimento superior a 300 °C origina uma desidratação da limonite, via goetite (2FeO.OH), até se atingir hematite (Fe_2O_3); nestas condições a estrutura da limonite é quebrada e o urânio torna-se acessível ao reagente. O decréscimo da recuperação para temperaturas acima dos 450°C pode ser interpretado como um recobrimento de poros já formados por uma substância de baixo ponto de fusão.

Para diminuir a quantidade de minério a ser submetida à ustulação foi ensaiada uma separação magnética de alto campo em via húmida. O objectivo pretendido era recolher na fracção magnética os minerais onde ocorriam as associações entre o urânio e a limonite. Com efeito, o rendimento da extracção na fracção não-magnética era ligeiramente superior, mas a diferença não era significativa de modo a justificar uma investigação mais profunda do processo.

Foi executado um elevado número de testes de sedimentação, com praticamente todos os floculantes então disponíveis no mercado, e com quantidades variáveis entre 0 e 500 g/t de minério.

1.2.2.3 A purificação e concentração

O método de purificação ensaiado foi o extracção por solventes com duas alternativas operatórias distintas: o primeiro extractante era constituido por uma solução 0,1 Molar duma amina terciária com cadeias laterais longas, de natureza alifática, (Adogen 368), numa solução de querosene com 3,5% de um álcool de cadeia longa (isodecanol, n-decanol ou trimetilhexadecanol); o segundo solvente era constituido por uma solução com a seguinte composição em volume (Alamina 336 [amina terciária alifática de elevada massa molecular e cadeias laterais com 8 a 15 átomos de carbono] 5%, isodecanol 3,5% e parafina 91,5%). Os resultados obtidos foram muito bons para qualquer das alternativas. No primeiro caso foi obtida uma capacidade de carga de 4,6 g de U_3O_8 por litro, para uma relação de débitos aquosa:orgânica de 12:1. O rendimento era já superior a 99,5% para 4 estágios de extracção. Com o segundo solvente obteve-se uma capacidade de carga de 2,6 g de U_3O_8 por litro, com uma relação de caudais aquosa:orgânica de 5:1, e 4,6 g de U_3O_8 por litro quando a relação de caudais era de 9:1. A recuperação era superior a 99,9% no segundo estágio de extracção.

A reextracção foi ensaiada com uma solução 1 M/l em cloreto de sódio e 0,05 M/l em ácido sulfúrico. As melhores condições operatórias foram obtidas para uma relação de caudais orgânica:aquosa de 5:1 - o que corresponde a um excesso de 100% de cloreto relativamente à estequiometria. O rendimento atingia 98,2% no quarto andar de extracção.

Uma precipitação com amónia, a um pH final de 7,5 e a uma temperatura entre 40 e 60°C, seguida duma lavagem com uma solução a 8% em sulfato de amónio permitia obter um concentrado obedecendo a todas as especificações, nomeadamente às da *Allied Chemical*, indubitavelmente as mais exigentes.

Nestas condições, e para um minério com um teor de 0,1% U_3O_8, o rendimento global do processo era de 80% sem ustulação e 90% com ustulação.

1.2.2.4 O segundo período de investigação

Outras alternativas para melhoria do rendimento da

lixiviação, tal como a lixiviação a quente com concentração de ácido elevada, foram abandonadas dados os baixos preços então verificados no mercado para os concentrados de urânio. Contudo, uma subida progressiva mas inesperada das cotações a partir de 1973, data da primeira crise energética, levaram a um reexame destas questões; como consequência uma nova fase de investigação foi iniciada em 1975 pela Direcção Geral dos Serviços de Prospecção e Exploração Mineira (DGSPEM) da Junta de Energia Nuclear. Os objectivos principais eram a revisão do problema da ustulação e a consideração de todas as alternativas que podessem produzir um aumento da recuperação. Nestas condições é criado um pequeno núcleo de desenvolvimento do projecto, de que fiz parte, contactando assim, pela primeira vez, com a problemática envolvida no desenvolvimento e exploração deste jazigo.

As amostras que foram utilizadas na primeira fase de estudos, a que temos vindo a fazer referência, eram provenientes dum desmonte experimental que foi criado com esse objectivo e simultaneamente para verificar o cálculo de reservas. O primeiro ponto que se pretendeu analisar foi a da representatividade da amostragem, e para tal ensaiaram-se, nas mesmas condições, material proveniente de amostras espalhadas ao longo de toda a extensão do jazigo, tendo-se detectado anomalias de comportamento. Uma vez que a mineralização uranífera se encontrava distribuida por sistemas litológicos distintos, os três tipos de rocha mais abundantes foram testados separadamente. No entanto, praticamente não se detectaram entre estes diferenças sistemáticas de comportamento.

O passo seguinte consistiu na tentativa de detecção de diferenças regionais de comportamento considerando amostras provenientes dos testemunhos das sondagens, e que foram lixiviadas nas mesmas condições operatórias (40 kg de ácido sulfúrico/t, L:S = 1:1 p/p, MnO_2 = 2 kg/t, t= 24 h e temperatura ambiente mais o calor de dissolução do ácido). Algumas dezenas de amostras foram ensaiadas tendo-se efectuado análises de regressão entre os teores em ferro, sílica, alumina e matéria orgânica e o teor do resíduo. A análise estatística dos resultados mostrou a indubitável existência duma correlação entre o teor em ferro e o teor em urânio do resíduo da lixiviação, aumentando a recuperação com a diminuição do teor em ferro. Os teores em sílica, alumina e

matéria orgânica pareciam não influenciar os resultados.

Para clarificar a influência dos diferentes factores no rendimento da lixiviação foi elaborado um plano factorial de ensaios tendo em conta os conhecimentos já adquiridos. Foram investigadas as seguintes variáveis:

- Quantidade de ácido entre 20 e 50 kg/t;
- Temperatura de Lixiviação entre 20 e 60 °C;
- Granulometria entre 6 e 10 mh Tyler;
- Tempo de residência entre 16 e 24 horas;
- Relação Sólido/Liquido, em peso, entre 1:1 e 2:1.

Dentro destes limites de variação apenas a temperatura e a quantidade de ácido influenciavam apreciavelmente o teor do resíduo. Assim foi elaborado um novo plano de ensaios fazendo apenas variar estas duas variáveis dentro dum largo intervalo. A análise dos resultados mostrou que se poderia obter resultados idênticos aos conseguidos com a ustulação prévia do minério usando quantidades de ácido tão elevadas como 90, 150 e 180 kg/t para temperaturas de 100, 80 e 60º C, respectivamente. Para 180 kg de ácido/t e para 100ºC a recuperação era mesmo de 99%).

Estes resultados sugeriram um segundo processo para obtenção duma recuperação elevada, alternativas estas que foram técnica e economicamente comparadas num estudo efectuado em 1977 (FIUZA, O problema da Calcinação no Tratamento do Minério de Nisa, Lisboa, DGSPEM, JEN).

A investigação centrou-se de novo na possibilidade de separar os minerais de ferro utilizando uma separação magnética de elevada intensidade de campo, em via húmida. Foram ensaiados campos de 5000, 10000 e 20000 Gauss sobre amostras de diferentes granulometrias. Os resultados mostraram, no entanto, que apenas era possível capturar 20 a 30% do Ferro. Intensidades de campo mais elevadas não melhoraram os resultados. O exame mineralógico do minério mostrou que o ferro ocorre em grãos muito finos. Consequentemente este processo de separação apenas poderia mostrar algum interesse após uma moagem muito intensa, o que é anti-económico e provoca problemas durante a separação sólido liquido, quer por decantação em contra-corrente, quer por filtração.

Tentou-se, de novo, a lixiviação por digestão em ácido concentrado, de acordo com a variante do processo então desenvolvida pela UKAEA (United Kingdom Atomic Energy Agency). Os resultados foram decepcionantes. Para um tempo de digestão de 24 horas, a 100 °C, com quantidades de ácido entre 40 e 100 kg/t, os rendimentos atingidos estavam compreendidos entre 83 e 92%.

1.2.2.5 A lixiviação estática e tecnologias alternativas

Desde os primeiros ensaios a que nos temos vindo sumariamente a referir que a lixivição estática dos minérios marginais foi simultaneamente objecto de investigação. Os bons resultados obtidos sugeriam a aplicabilidade do método ao minério rico. Os primeiros testes descontínuos foram executados imergindo o minério numa solução 30 g H_2SO_4/l, com uma relação sólido/liquido de 1:2, fazendo-se variar a granulometria e o tempo de imersão. As conclusões foram:

- Depois de 29 dias de imersão as recuperações tornam-se idênticas às obtidas por lixiviação dinâmica, para a mesma concentração do ácido;
- Para granulometrias inferiores aos 19mm a recuperação não varia significativamente com o calibre; no entanto, acima dos 19mm a recuperação diminui perceptivelmente com o aumento do calibre.

A étapa seguinte consistiu na elaboração de testes à escala semi-contínua fazendo percolar soluções de lixiviação através de colunas de cimento, carregadas com 300 a 400 kg de minério, e sendo a altura do leito de 2 metros; volumes de solução entre 50 e 150 litros eram normalmente recirculados entre 10 a 15 dias até que a concentração do metal na solução estabilizasse. Foram ensaiados calibres de 12,7 mm e 6,3 mm, concentrações da solução entre 50 e 300 g/l e consumos de ácido entre 20 e 50 kg/t. Nestas condições a recuperação variava entre 79 e 87% para o minério não-ustulado e entre 93 e 97% para o minério ustulado, sendo o teor inicial de 0,21% U_3O_8.

Em 1977 e 1978 ensaiaram-se técnicas alternativas:

- Ustulação seguida de lixiviação alcalina;

- Grelhagem redutora seguida de lixiviação ácida;
- Grelhagem redutora seguida de lixiviação alcalina;
- Grelhagem com carbonato de sódio seguida de lixiviação alcalina;
- Grelhagem com cloreto de sódio seguida de lixiviação alcalina;
- Grelhagem com cloreto de sódio seguida de lixiviação ácida;
- Lixiviação alcalina sob pressão;
- Flutuação seguida de lixiviação ácida sobre diferentes fracções;
- Lixiviação ácida seguida duma separação magnética de alta intensidade efectuada sobre o resíduo;
- Separação magnética seguida de lixiviação ácida de diferentes fracções.

Apenas uma das hipóteses ensaiadas possibilitou a obtenção dum rendimento superior a 90%: a lixiviação alcalina posterior a uma calcinação prévia, e seguida de precipitação directa dos licores de lixiviação. A solução utilizada continha 50 g/l de Na_2CO_3 e 20 g/l de $NaHCO_3$, e o rendimento atingiu 92%.

Em 1978 foram efectuados novos testes no Canadá, na CANMET (Canadian Centre for Mineral and Energy Technology), utilizando o ácido peroxomonosulfúrico (ou ácido de Caro) como agente de lixiviação. A redescoberta da agressividade deste ácido, fortemente oxidante, tinha acabado se evidenciar e numerosos testes foram conduzidos com minérios do mundo inteiro, principalmente a partir da Inglaterra, onde no Royal School of Mines o Prof. BURKIN encorajava o que se poderia tornar uma nova tecnologia de dissolução. Os resultados foram desiguais com rendimentos entre 31,4% e 99,8%.

1.2.2.6 A última fase de investigação

Em Maio de 1977 foi criada a Empresa Nacional de Urânio, E.P., que entrou em actividade em Novembro do mesmo ano, e que substituiu a DGSPEM nas funções de exploração e tratamento de minérios de urânio, em regime de exclusividade. Em 1979, adiro a esta Empresa recém formada. No final desse ano começa a elaborar-se um Plano de Desenvolvimento a Médio e Longo Prazo onde o Projecto do Alto Alentejo foi, pela primeira vez, encarado numa perspectiva industrial. Em finais de 1980, início de 1981, começam a elaborar-se estudos sectorizados

para integração num estudo de viabilidade, tendo por objectivo uma abordagem global do projecto nas suas dimensões tecnológica, económica e financeira. Entre esta data e inicio de 1983 os estudos são dirigidos por mim e pelo Engº Luis Rodrigues Costa que, nessa altura abandona a Empresa. Caber-me-á completar e dirigir os estudos até à sua conclusão, no início de 1985, em condições infraestruturais precaríssimas.

O primeiro ponto a ser reexaminado foi a possibilidade de utilização duma lixiviação em 2 étapas em contra-corrente; o processo mais uma vez não se mostrou promissor.

A investigação seguinte incidiu sobre a possibilidade de utilização do sistema amónia-sulfato de amónio como agente de reextracção, substituindo assim o cloreto de sódio e resolvendo simultaneamente problemas de corrosão e do teor em sódio do concentrado. No entanto os ensaios mostraram a necessidade de uma regeneração em contínuo do solvente pelo que o processo foi abandonado. Estes dois estudos foram conduzidos no LNETI.

O passo seguinte foi analisar o comportamento estatístico face à lixiviação da globalidade do jazigo. Este problema prendia-se com a associação limonite-urânio e baseava-se na hipótese de que, em profundidade, os óxidos hidratados de ferro devem ser substituidos por sulfuretos e que, portanto, o rendimento deve ser superior ao estimado com as amostras superficiais até então exclusivamente utilizadas. É com base nesse estudo que apresento no 3º Capítulo um modelo de recuperação para a globalidade do jazigo, referente à lixiviação dinâmica.

Um outro ponto que tinha ficado abandonado atá à data referia-se ao estudo da cominuição cuja cinética é, pela primeira vez, e por minha iniciativa, abordada pelo Prof. MACHADO LEITE, então a realizar a sua tese de doutoramento.

A investigação da lixiviação estática dos minérios marginais vai sofrer um novo impulso. O objectivo era a definição das melhores condições operatórias para a condução do processo industrial, bem como a determinação da cinética do processo. Os parâmetros ensaiados incluiram o pH, o caudal de aplicação e modo de utilização do ácido.

Simultaneamente um teste de permeabilidade mostrou, para uma altura do leito de 60 cm, uma velocidade de percolação de 40 $l/h/m^2$. Os resultados obtidos, apesar do baixo teor do minério (0,022% U_3O_8), confirmaram a boa aptidão do minério à lixiviação estática, com rendimentos limites de extracção compreendidos entre 28 e 72%.

A análise das curvas de extracção mostra claramente que:
- A concentração em metal útil dos licores de lixiviação é tanto maior quanto maior for a acidez da solução de ataque, sendo máxima para ensaios onde havia uma deposição directa de ácido;
- Quanto maior for a acidez menor é a relação liquido/sólido necessária para atingir o mesmo rendimento de extracção;
- Quanto maior for o caudal específico, mais elevada é a recuperação por unidade de tempo.

Os resultados obtidos foram submetidos a um modelo de optimização económica que conduziu às seguintes conclusões:
- Ao aumentar a acidez encurta-se o tempo de residência e aumenta-se o benefício por unidade de tempo;
- O máximo benefício na unidade de tempo obtém-se com a deposição directa do ácido sobre o minério ou, dada a sua impossibilidade tecnológica, com um ataque a uma elevada concentração.

Referiremos, finalmente que a previsão de resultados de lixiviação estática a partir de ensaios de bancada é delicada e falível. Somente a condução do processo à escala semi-industrial permitiria a obtenção de dados seguros para a condução do processo, o que, no entanto, não chegou a ser feito.

Haveria que, finalmente, investigar todo o processo de tratamento de efluentes e o impacte ambiental do Projecto. Os estudos laboratoriais foram executados no LNETI tendo, tal como desde 1975, o planeamento dos ensaios e a escolha dos parâmetros de investigação sido traçada a partir da direcção do Projecto. Estava pois reunida toda a informação sólida de base necessária para um pré-dimensionamento do projecto e correspondente análise de viabilidade.

1.3 Resumo

A estrutura da informação necessária ao projecto mineiro não permite fundamentar nenhuma variável à priori. A sua conceptualização conduz a um sistema fechado onde cada relação é estabelecida uns pelos outros, num típico círculo vicioso ou dialelo. Normalmente é possível actuar sobre um vector de comando que, no nosso caso-exemplo, comporta três ou quatro variáveis: o teor de corte, a cadência de exploração, o processo de tratamento e o teor de separação (se existir mais do que um processo simultaneamente). São estas as variáveis que denominamos **essenciais** e que são normalmente arbitradas na base da sensibilidade do projectista. Só numa fase muito adiantada da evolução do conhecimento sobre uma área mineira é possível dispôr de estimativas previsionais que justifiquem decisões irreversíveis: só durante ou após a execução dum estudo completo de viabilidade. A metodologia proposta aplica-se a esta fase evolutiva e deverá ser temporalmente executada durante a conclusão da engenharia básica ou incluindo o próprio estudo de viabilidade. O seu propósito é a fundamentação, no sentido atrás definido, das variáveis essenciais permitindo, eventualmente, corrigir as opções antes arbitradas. A definição do problema é apresentada detalhadamente no Capítulo 2, *Os objectivos e o contexto* onde, simultaneamente, se apresenta uma estruturação lógica das componentes (ou sub-modelos) intervenientes que permite romper o dialelo e que constituirá o nosso modelo conceptual. Cada sub-modelo é em seguida, criado, apresentado e justificado num capítulo autónomo.

O primeiro sub-modelo, *Relações quantidade-qualidade - Aplicação ao jazigo de Nisa*, constitui o objecto do 3º Capítulo. O tipo da distribuição espacial da mineralização permite encarar, à escala da exploração, o jazigo de Nisa como sendo de disseminação, sendo pois legítima a utilização dum modelo zoneográfico. Partindo deste pressuposto faz-se uma análise histórica crítica das relações quantidade-qualidade que pressupõem uma zoneografia: a de LASKY, de MUSGROVE, de CARGILL e a generalização da lei de LASKY por L. COSTA. Conclui-se que esta última relação contem todas as outras, derivando todas elas da existência duma dependência linear entre o teor médio e o teor de corte. Esta última dependência nunca foi teoricamente analisada por nenhum dos autores citados pelo que existia a necessidade imperiosa de se

proceder à sua verificação. Para tal postula-se a log-normalidade da distribuição dos teores dos blocos e determina-se o teor médio duma distribuição truncada. É assim possível estabelecer uma relação entre os parâmetros de corte e de localização central numa distribuição log-normal. Conclui-se pela aplicabilidade da relação linear supra-citada. A título de teste, o modelo é aplicado à informação existente sobre a distribuição das reservas geológicas parametradas pelo teor de corte, concluindo-se pela sua excelente conformidade. Procede-se então à sua aplicação às reservas mineiras, para cada zona do jazigo.

No Capítulo 4 é apresentada uma *Modelagem quantitativa da lavra*. O modelo desenvolvido realiza três funções:

1. Introduz no modelo de parametragem desenvolvido no capítulo anterior as correcções operatórias derivadas da inevitável imperfeição da condução da lavra e da construção das rampas de acesso;

2. Elabora um planeamento da sequência de exploração a uma macro-escala - ao nível do jazigo ou zona de exploração;

3. Faz uma estima dos parâmetros económicos fundamentais: investimento inicial e de substituição e custo operatório.

Começa por fazer-se uma breve referência à geologia dos jazigos da área mineira estudada. Analisam-se os critérios de projecto adoptados e discute-se a sua implicação na inventariação dos materiais. A quantificação destes parâmetros permite re-elaborar uma descrição parametrada dos jazigos da área. O planeamento da produção pode então ser calculado se for definida uma vida útil para o projecto e se forem delineados critérios que fundamentem a sequência de exploração. Passam-se em curta análise as operações unitárias envolvidas no ciclo de trabalho e as opções relativas à maquinaria. A selecção do equipamento permite formalizar os modelos de estima dos parâmetros económicos.

O capítulo 5, *Um modelo da Recuperação*, desenvolve uma metodologia para a determinação da recuperação média, alicerçando-se numa simbiose entre a hidromineralurgia, a

avaliação dos recursos e a mineralogia do jazigo. O teor dos resíduos de amostras do minério de Nisa quando submetido a condições moderadas de lixiviação dinâmica mostrou ser dependente da forma de ocorrência do ferro e do seu teor médio. Uma análise estatística introdutória permitiu estabelecer os limites espaciais do comportamento, ou zonas tipológicas definidas em função da profundidade (encarada como distância na vertical à superfície topográfica). Examinam-se, em seguida, as distribuições de urânio e de ferro para cada uma das zonas tipológicas estudadas e para a globalidade do jazigo, concluindo-se pela aplicabilidade duma distribuição bi-log-normal. Constrói-se, em seguida, um modelo de regressão multi-linear de previsão do teor do resíduo para cada zona tipológica. A conjugação coerente do modelo de regressão com o modelo de distribuição, permite modelar uma estimativa da recuperação global para a totalidade do jazigo, se se tiver simultaneamente em conta a distribuição dos recursos por nível de profundidade.

O capítulo 6, *Lixiviação estática: Esboço duma abordagem dinâmica generalizada*, é iniciado por uma análise histórica das abordagens relativas à cinética da dissolução. Analisam-se os conceitos firmemente estabelecidos e as implicações na cinética dos parâmetros derivados do modo operatório. Ao processo de lixiviação estática não são aplicáveis os modelos que pressupõem uma dependência única da superfície mineral, pelo que apresenta uma dificuldade acrescida. São desenvolvidas considerações qualitativas sobre os factores intervenientes no projecto duma eira e determinam-se as velocidades máximas de percolação, para obtenção dum regime laminar, em leitos constituidos por partículas de forma e calibre homogéneos. Uma curta análise crítica dos modelos difusionais desenvolvidos, na bibliografia da especialidade, sobre a lixiviação estática conclui pela sua excessiva simplicidade e pela existência dum desfasamento insuperável entre os pressupostos básicos dos modelos e as condições operatórias industriais. Nestas condições, opta-se por construir um modelo matemático descritivo mas alheio a uma interpretação quimica rigorosamente fundamentada. Para tal definem-se postulados e introduzem-se funções auxiliares: a função exposição, teor extraível e teor médio extraível. O modelo cinético apropriado reveste uma forma analítica relacionada com as funções eulerianas de 2ª espécie. O modelo permite integrar coerentemente todos os parâmetros

intervenientes no projecto duma eira, incluindo os de natureza física, nomeadamente a altura da eira.

O capítulo 7 modela três processos hidromineralúrgicos alternativos: um baseado na lixiviação dinâmica, outro na estática e o terceiro na coexistência simultânea destas duas alternativas. Para tal passam-se em revista os parâmetros químicos (experimentais) dos processos e definem-se os critérios de projecto adoptados. Os três circuitos são resumidamente descritos com base numa articulação das operações unitárias envolvidas. Este conjunto de informação permite desenvolver modelos de balanço da massa para cada circuito, sendo apresentado um exemplo detalhado: a decantação em contra-corrente. Os balanços, juntamente com os critérios de projecto, permitem um dimensionamento preliminar do equipamento envolvido. A permuta iónica foi escolhida como exemplo ilustrativo, sendo descriminada a metodologia adoptada. A informação resultante destes sub-modelos tecnológicos parcelares permite definir os consumos, e portanto os custos, e o dimensionamento dos aparelhos, e portanto o investimento. Estes resultados são obtidos para três períodos históricos distintos seleccionados como referência: 1980, 1984 e 1988. A informação proveniente destes programas pode ser filtrada seleccionando-se um modelo simples de dependência dos parâmetros económicos relativos às variáveis de decisão essenciais. Para isso analisam-se as contribuições existentes neste domínio e seleccionam-se sub-modelos apropriados.

No Capítulo oitavo, *Infraestruturas e impacte ambiental*, estabelecem-se sub-modelos simples de determinação dos investimentos em infra-estruturas e em serviços, assim como dos custos fixos industriais, administrativos e dispêndios gerais. Por outro lado, como a componente ambiental é, hoje em dia, uma componente imprescendível do projecto mineiro, passam-se em revista metodologias para a elaboração dum estudo de impacte. Começa por fazer-se uma breve introdução ao problema radiológico definindo os conceitos fundamentais. Introduz-se o modelo desenvolvido por P. ZETWOOG para avaliação do impacte. O estudo prossegue com o exame das fontes de radiação e das vias de transferência, enumerando-se, numa perspectiva crítica, as soluções disponíveis. Finaliza-se com uma breve referência relativamente à informação obtida para caracterização do estado de referência.

Finalmente no capítulo 9, *Um modelo global integrado*, constroi-se algoritmos, que se pretendem harmoniosos,

coerentes e convenientemente articulados, de interacção entre os sub-modelos desenvolvidos. Começa por discutir-se as orientações metodológicas possíveis: ou uma tentativa de criação duma teoria integrada sobre o corte (entendido como ruptura económica) ou, alternativamente, uma fundamentação das decisões essenciais no projecto mineiro. Apesar desta segunda via ser a retida, faz-se uma análise histórica crítica sobre as teorias económicas baseadas no conceito de ruptura. Outra problemática abordada e reflectida é a da escolha da função objectivo. Para tal faz-se uma pequena análise crítica sobre os critérios de rendibilidade e opta-se por seleccionar cinco funções objectivo. Tal medida permite também verificar a influência da definição do critério económico na determinação dos valores do vector de comando que definem o projecto. Para cada uma das alternativas de processo hidromineralúrgico é construido um algoritmo cuja exploração sistemática e racionalizada é apresentada para cada um dos anos de referência, e para cada critério. Os resultados globais são apresentados na forma de linhas de iso-critério em referenciais onde os eixos coordenados são as variáveis de decisão. Para tal fim utiliza-se a *krigagem* seguida por um *spline* cúbico sobre as linhas geradas. A condensação deste vastíssimo conjunto de informação transdisciplinar permite, finalmente, fazer algumas reflexões finais sobre a temática e sobre o caso-estudo seleccionado.

Capitulo 2

OS OBJECTIVOS E O CONTEXTO

A pesquisa cientifica não procede [...] à exploração de novos cantões do seu domínio começando por pôr de inicio com rigor a questão a resolver, para apenas atacar depois a solução do problema. Muito ao invés, quem quer que trabalhe sobre pontos verdadeiramente novos da física sabe, por experiência própria, que nao é menos difícil formular um problema que resolvê-lo e que acontece muitas vezes que se encontram simultâneamente o enunciado definitivo e a solução.

MAX PLANCK, Initiations à la Physique

2.1 Os objectivos

2.1.1 Os estágios de evolução do projecto mineiro

Entre a descoberta duma anomalia e a altura em que existe a decisão final para a realização material dum investimento é necessário proceder escalonadamente a toda uma série de investigações cuja duração temporal é, quando comparada com as outras indústrias, anormalmente longa e exigindo investimentos extremamente vultuosos. Como consequência, cada fase ou estágio na evolução do conhecimento dum jazigo exige uma estimativa previsional da rendibilidade. O método de aproximação é uma espiral iterativa: cada fase de investigação alarga o campo de visão do conjunto do processo e torna mais explícita as relações entre as suas componentes. Simultaneamente, atribui-se a cada estágio um poder de decisão absoluto sobre a interrupção definitiva do projecto, ou a alternativa passagem à fase seguinte.

Inicialmente as informações são sumárias, qualitativas, apenas indicativas da ordem de grandeza. As decisões têm então de ser tomadas numa perspectiva optimista, isto é, o desenvolvimento dos trabalhos é cancelado apenas se a rendibilidade do projecto for insatisfatória na base dos pressupostos favoráveis admitidos.

A primeira decisão liga-se ao acto de investimento em prospecção numa determinada área. Naturalmente que neste pré-estágio os vectores influentes são a interpretação subjectiva da favorabilidade da área, que resulta por sua vez de juizos não quantificáveis e que se podem exprimir, na sua forma mais simples e menos apurada, em termos probabilísticos por um raciocínio do seguinte tipo: a probabilidade da descoberta dum jazigo numa dada região é calculada multiplicando a probabilidade de existência de um jazigo de determinada dimensão, pela probabilidade de a prospecção o descobrir, se este existir. A decisão envolve pois duas componentes cuja ligação se pode interpretar em termos de probabilidade condicionada. O primeiro factor depende da interpretação pessoal que o geólogo faz da área. Para tal baseia-se na quantidade e dimensão dos jazigos do metal útil já conhecidos na área, ou em ambientes geológicos idênticos, a partir os quais se considera lícito extrapolar à escala de trabalho considerada, ou ainda em anomalias detectadas e catalogadas

mas não suficientemente exploradas. O segundo factor não tem o carácter autónomo do primeiro: a probabilidade de descobrir um jazigo existente, depende da quantidade de meios e esforços que vão ser dispendidos na sua tentativa de detecção. Naturalmente que este é um modelo extremamente simples que pode ser utilizado para investimentos reduzidos em áreas relativamente restritas, por uma empresa de pequena ou média dimensão. Se a região a investigar for vasta, exigindo vultuosos investimentos na sua cobertura, utilizam-se então **os modelos espaciais de ocorrência.** Relembramos o primeiro estudo importante neste domínio, a obra já clássica de MAURICE ALLAIS sobre o Sahara francês (1957). Entre várias obras importantes, cronologicamente posteriores, devemos mencionar os trabalhos de BRINCK (1967) que utiliza uma abordagem geoestatística, o modelo geoestatístico de abundância crustal PAU (Programmes Analysis Unit), elaborado no Reino Unido, e ainda os modelos de DEVERLE HARRIS.

A segunda decisão ocorre após a delimitação grosseira, por processos físicos ou químicos, de uma jazida e prende-se com a decisão de efectuar uma campanha de sondagens exploratórias. O investimento envolvido aumenta: é necessário adquirir ou sub-contratar equipamento e ainda alugar, indemnizar, ou mesmo comprar, os terrenos onde se localiza a propriedade. A malha será normalmenta larga e será estabelecida, juntamente com a tecnologia das sondagens, os seus locais de implantação e as suas condições de realização (inclinação, profundidade), em função da tipologia previamente estabelecida para a jazida, e ainda de objectivos de investigação compreensiva adicional. Este estágio pode ser concluido pela efectivação da primeira análise de rendibilidade. Deste modo dispor-se-á duma primeira aproximação à quantificação do jazigo: a tonelagem e o teor médio dos recursos podem ser estimados, apesar de o erro ser elevado. A composição química e a mineralogia do minério poderão, por sua vez, dar uma primeira ideia dos processos mineralúrgicos que lhe são aplicáveis; em consequência pode fazer-se a primeira estimativa da ordem de grandeza dos custos e investimentos envolvidos. Qualquer que seja a sofisticação do modelo utilizado a estimativa será sempre grosseira porque o conhecimento e portanto os dados introduzidos são parcelares e imprecisos.

A terceira decisão prende-se com a realização duma campanha sistemática de sondagens de desenvolvimento, e a realização de ensaios preliminares para definição do processo mineralúrgico. Será a análise de rendibilidade da fase anterior, dentro dum pressuposto optimista, que decidirá a eventual continuação dos trabalhos. A metodologia da realização é ainda fundamentalmente ditada pela tipologia da jazida e pela natureza dos conhecimentos que se pretendem incrementar. Os testemunhos fornecerão o primeiro material para os ensaios mineralúrgicos. Eventualmente existirão bases para se poder seleccionar uma amostra estatisticamente representativa para ensaios de tratamento. Esta fase pressupõe ainda a realização do cálculo das reservas geológicas, isto é, a quantificação dos recursos exploráveis por classe de preço. A transformação dos recursos em reservas contém implicitamente uma nova análise de rendibilidade: estabelece-se à priori uma classe de custo ou alternativamente um limiar de cotação e apenas os recursos que satisfaçam às condições correspondentes serão considerados reservas. No entanto esta quantificação só pode ser feita na base de outros conhecimentos cuja imprecisão é ainda elevada: é necessário quantificar o custo da lavra e do processo, o que pressupõe uma definição do ritmo de exploração e da capacidade e tecnologia de produção. Estes parâmetros são, por sua vez, dependentes da dimensão do jazigo que não é fixa mas é ela própria função do teor de corte, sendo este, por sua vez, função dos parâmetros económicos envolvidos. O círculo de abordagem fecha-se e o seu rompimento é feito na base da atribuição aprioristica de valores a alguns parâmetros (normalmente o ritmo de extracção) numa base subjectiva, fundamentada no bom senso e na analogia. Esta fase deve ser concluida pela realização dum estudo preliminar de viabilidade, baseado na informação existente e cuja organização metodológica deve contemplar os seguintes aspectos: localização, descrição do projecto, sumário e conclusões, informação geológica, reservas, resultado da investigação mineralúrgica preliminar, planeamento da exploração e da produção, plano de implantação, diagrama preliminar do processo, estimativa do investimento, estimativa de custos, considerações ambientais, análise económica e de sensibilidade.

A quarta decisão prende-se com a aquisição de toda a informação necessária à implementação de toda a engenharia

básica e cujo resultado se traduz por um estudo final de viabilidade. Este estágio pressupõe uma investigação relativamente exaustiva em todos os domínios directa ou indirectamente envolvidos na realização industrial do projecto. Nomeadamente, no sector mineiro, devem ser estabelecidos os métodos de exploração, calculadas as reservas mineiras, o contorno final dos desmontes (no caso dum céu aberto), estabelecida uma sequência preliminar de exploração, serem investigadas todas as alternativas de tratamento, ser seleccionada uma delas, etc. Simultaneamente, no sector infraestrutural, devem ser conduzidos todos os estudos geológicos, topográficos, geotécnicos, hidrogeológicos, de abastecimento de utilidades, eléctricos, arquitecturais, etc., necessários a uma definição pormenorizada do projecto. O grau de exaustão e detalhe de cada uma das investigações parcelares deve ser casuisticamente definido em função do erro global aceitável (geralmente inferior a ± 20%) e de factores estratégicos pontuais. O resultado deste estágio traduz-se, documentalmente, por um estudo completo de viabilidade. A metodologia da sua apresentação, apesar de não estar formalmente normalizada, encontra-se suficientemente divulgada sob formas relativamente consensuais para aqui a relembrarmos.

Finalmente, a quinta decisão é irreversível: a implantação industrial do projecto. Com efeito, só nesta altura, após a conclusão dum estudo de viabilidade suficientemente detalhado, se pode precisar suficientemente a estimativa previsional da rendibilidade de modo a justificar uma decisão que só pode ser revogada com elevados custos financeiros e sociais e, simultaneamente, minimizar o período de tempo a dedicar conjuntamente ao projecto de detalhe e à construção. Como alternativa, e é esta a metodologia que temos seguido até ao presente, não se conclui totalmente a engenharia básica levando-a apenas ao grau de análise necessário para estimar o investimento no projecto dentro duma margem de erro previamente estabelecida. Esta metodologia pressupõe um faseamento da decisão final em duas étapas: a primeira é o prosseguimento dos estudos relativos à engenharia básica, que devem ser acompanhados por uma reavaliação contínua da rendibilidade; a segunda, a tomar após a conclusão da engenharia básica, é a resolução de executar materialmente o investimento.

2.1.2 A mineralurgia como engenharia do processo

Podemos distinguir dois grandes ramos na actividade industrial: a a montagem e o processo. Do mesmo modo, podem-se considerar dois tipos de engenharia e dois tipos de projecto, um relativo ao processo e outro à montagem. A engenharia mecânica, a civil e a electrotécnica são, em grande parte, engenharia da montagem e da instalação. A engenharia quimica e a metalurgia extractiva, em quase todas as suas variantes, são engenharias de processo.

Um processo pode ser definido como um conjunto de transformações mecânicas, físicas ou quimicas duma matéria-prima, utilizando equipamentos que realizam separações, reacções quimicas, mudanças de fase, cominuição, aglomeração, etc. O material processado adquire um maior valor acrescentado resultante do tratamento a que foi submetido e que se traduz por uma diferente forma quimica, fisica ou mecânica de ocorrência.

Na engenharia da montagem e da instalação o processo de criação de valor acrescentado resulta da correcta combinação de peças componentes numa máquina, ou num orgão, apropriado à realização duma determinada tarefa.

Esta classificação é tendencial não impondo fronteiras rígidas; implica, por exemplo, que a engenharia da produção energética seja também uma engenharia de processo.

A concretização dum projecto em engenharia do processo está na interface entre uma tecnologia em constante evolução e a obsolescência económica. Qualquer processo é um bem transiente, que tendencialmente tenderá para a morte desempenhando o tempo um papel primordial no seu (in)sucesso. Com feito, um tempo de gestação muito longo dum projecto conduz à obsolescência técnica do processo, do produto, ou da própria necessidade que lhe deu origem. Um tempo de gestação muito curto e uma insuficiência na fundamentação dum projecto poderão implicar a não sobrevivência à competição.

Outra característica que distingue o projecto em engenharia do processo da da montagem, é que, na primeira, o engenheiro trabalha normalmente à frente da ciência que o suporta, enquanto que no segundo caso é a ciência de suporte

suporta, enquanto que no segundo caso é a ciência de suporte que gera a aplicação. O engenheiro de processo trabalha, conscientemente, com um risco calculado, tendo por base informação que sabe ser parcelar, incompleta e, por vezes, mesmo relativamente inadequada. No caso da indústria mineira esse desconhecimento é flagrante: a matéria prima, o jazigo, é conhecido apenas por amostragem, as associações minerais não são exaustivamente conhecidas ou compreendidas, não se podem ensaiar todas as alternativas processuais conhecidas, nas alternativas escolhidas não se podem determinar todos os parâmetros físicos ou quimicos que permitam uma dissecação completa de todas as operações unitárias. A componente da incerteza é normalmente, juntamente com a responsabilidade social por todas as consequências do sistema proposto, uma condição frequente e constante em engenharia do processo.

Um projecto é uma resposta a um problema primitivo - como utilizar uma matéria prima para satisfazer uma necessidade social concreta. Naturalmente que a solução não é única, pelo que se deve organizar uma síntese dos problemas alternativos plausíveis que por sua vez originam uma criação de alternativas.

A abordagem iterativa na definição dum projecto pode ser posta em paralelo com os sistemas fundamentados numa dialéctica hegeliana, comprendendo uma evolução por estágios descontínuos, e abrangendo cada estágio uma tese, uma antítese e uma síntese que se traduzem aqui por: fase conceptual (ou heurística) -> fase analítica detalhada (ou epistemológica) -> avaliação = decisão. O projecto conceptual origina o projecto de detalhe e a informação deste permitirá, num estágio qualitativamente distinto, uma diferente intensidade na conceptualização. Pressupõe-se naturalmente, a convergência do processo.

A quantidade e a diversidade da informação que é requerida na optimização dum projecto de sistema de processo é enorme, e a quantificação das alternativas não pode ser feita exaustivamente visto implicar um tempo e um custo de execução incomportáveis. Em consequência, a vantagem teórica dos métodos analíticos exaustivos tem de ser na prática preterida pela eficiência real dos algoritmos numéricos.

Há, por outro lado, uma margem de incerteza que é

da evolução aleatória dum conjunto fundamental de parâmetros determinantes. O problema é, por definição, insuperável e a sua aleatoriedade cresce com a duração da vida projectada. Uma tal situação pressupõe *riscos e incertezas*. As abordagens económicas clássicas consideravam o risco como uma situação em que vários acontecimentos possíveis eram prováveis e aos quais se podia atribuir uma probabilidade de ocorrência; "incerteza" era então uma situação em que essas probabilidades eram desconhecidas. Esta distinção é incongruente. É conceptualmente mais fértil dar ênfase à relação causal entre os dois conceitos - risco é o efeito consequencial dum acontecimento incerto provável. A tarefa do projectista será então dotar o projecto dum sistema imunológico relativamente aos factores imprevisíveis. Para tal, a dimensão incerteza deve ser incorporada em todos os aspectos da avaliação - desde os "factores de segurança" (o calão "coeficiente de cagaço" é muito sugestivo) tecnológicos às análises de sensibilidade quantificando os efeitos das variações dos parâmetros técnicos e económicos dentro de domínios de existência alternativos relativamente aos considerados no cenário base. *Mas como o aleatório é algoritmicamente incompressível* (CHARTIN) o risco é sempre real e possível.

Um projecto em engenharia de processo, e nomeadamente no caso mineiro, é, em grande parte, único. A forma e a quantidade em que está disponível a matéria prima, a expressão quantitativas da(s) necessidade(s) a satisfazer, as condições locais de transformação (opções energéticas, fornecimento de utilidades, qualidade da mão de obra, restrições ambientais, etc.) determinam sempre uma certa expressão de singularidade. Esta é notavelmente ampliada no caso do projecto mineiro onde a própria matéria prima é excepcional.

Qualquer processo apresenta uma estrutura modular, sendo constituido por componentes - as operações unitárias. Estas constituem as étapas do processo, sendo os respectivos princípios básicos independentes do material tratado. Cada operação apresenta ainda uma estrutura modular, o equipamento individual, e é mais do que um simples aglomerado de componentes que operam independentemente. Com efeito, numa operação unitária, cada componente trabalha numa faixa crítica do seu domínio de aplicação, e que é definida pela interacção com outro(s) componentes(s). Cada operação é mais do que a soma das suas componentes, e o processo é mais do que a soma

das operações unitárias envolvidas.

2.1.3 A especificidade do projecto mineiro

O projecto mineiro apresenta, dentro do contexto da engenharia do processo, algumas especificidades que nitidamente o demarcam e distinguem dos projectos típicos das outras indústrias que não se relacionem directamente com o aproveitamento de recursos naturais.

Os mais importantes traços distintivos derivam da própria existência do jazigo, isto é duma armazenagem natural considerável de matéria prima numa localização que não pode ser de algum modo escolhida ou alterada. É este dado de partida que constitui, juntamente e em pé de igualdade com a satisfação de uma procura efectiva desse produto, a razão de ser do projecto. É necessária uma confluência simultânea destes dois factores, a necessidade de um produto e o jazigo que o pode fornecer, para que um projecto tenha razão de existir. É evidente que em grande parte das restantes indústrias de processo, a detecção da primeira daquelas duas razões é por si só suficiente para gerar a implantação industrial correspondente. Por outro lado, a localização do centro produtor mineiro é quase sempre forçosamente nas imediações do abastecimento natural da matéria prima, ou seja, do jazigo. Não existe alternativa de escolha, todas as outras soluções são, geralmente, anti-económicas.

Outra especificidade deriva do facto de a capacidade de produção não ser ditada pela satisfação duma determinada cota dum mercado potencial mas essencialmente pela amplitude e qualidade dos recursos em matéria prima, que determinam ainda a vida útil do empreendimento. Esta tipicidade dos projectos de aproveitamento de recursos naturais tem evidentes implicações estruturais na respectiva metodologia de abordagem. Se nos referirmos agora exclusivamente à maior parte dos minérios de aplicação industrial, metálicos ou não metálicos, encontramos um outro traço específico: os preços do mercado são gerados a um nível mundial e não a um nível nacional ou mesmo regional, como acontece com quase todas as outras indústrias de processo. Este facto torna esta indústria extremamente vulnerável a quaisquer flutuações políticas ou sociais de vulto que ocorram a uma escala planetária.

Finalmente, a quantidade de matéria prima disponível não é constante, mas uma função crescente da cotação do mercado. Isto é, o aumento do preço de venda permite a transformação de recursos em reservas, e da jazida em jazigo. Uma tal preposição é ainda válida para certos jazigos individuais (quando a mineralização se encontra dispersa por forma a coexistirem regiões de graduação contínua na concentração). **Este factor implica ainda que em projectos mineiros baseados em tal tipo de jazigos haja uma nítida retroacção, ou "feedback", entre o preço de venda e a quantidade de matéria prima disponível, ou seja, a dimensão do projecto.**

Este conjunto de particularidades origina uma abordagem conceptual distinta entre o projecto mineiro e, por exemplo, o projecto em engenharia química. Assim, num projecto dum sistema de processo o ponto de partida primitivo é uma análise de mercado, ou seja o tipo e a disponibilidade de colocação do produto final; na indústria mineira, o ponto de partida primitivo é a disponibilidade da matéria prima. No primeiro caso a capacidade de produção é fixada a partir da previsão da capacidade de escoamento (isto é, do mercado). No segundo caso, o factor mais importante é o inventário de matéria prima e, em segundo lugar, o mercado. Deve realçar-se também que uma indústria química ou de fundição, por exemplo, satisfazem fundamentalmente um mercado localizado, de âmbito regional ou nacional, onde as espectativas de crescimento de consumo, de concorrência e os mecanismos de formação de preços são razoavelmente conhecidos e previsíveis. A industria mineira lida, repete-se, com o mercado planetário e, como tal, as expectativas de crescimento são, em grande parte, imprevisíveis (uma vez que são dependentes da inovação tecnológica, em todo o campo das mais diversas aplicações sucedâneas a jusante do concentrado mineiro, e do desenvolvimento de materiais alternativos). A oferta dum produto mineiro no mercado e, portanto, a concorrência, são relativamente imponderáveis visto que a descoberta dum grande jazigo algures pode modificar totalmente o quadro conjuntural base donde se partiu. Também os mecanismos de formação do preço, ao estarem simultaneamente sujeitos a uma procura e a uma oferta imprevisíveis resultantes dos factores mencionados e de outros de cariz essencialmente político, como medidas sectoriais proteccionistas dum país consumidor, embargos, conflitos de toda a espécie, podem ser inesperadamente alterados dum modo radical. A análise do mercado não reveste

aqui a importância que adquire nas restantes industrias de processo, pois o seu alcance é relativamente insignificante e a sua real valia duvidosa - consequência do maior grau de aleatoriedade das variáveis intervenientes. Isto não invalida que uma tal análise não seja executada. Há que, pelo menos, inventariar as fontes de produção e de consumo, quer existentes, quer potenciais, e tentar racionalizar o mecanismo de formação de preços, detectanto e evidenciando os agentes e vectores mais fortemente intervenientes.

É este conjunto de razões que me tem levado a defender que um estudo de viabilidade dum investimento mineiro deve compreender para além das habituais análises de mercado, económica e financeira, uma análise (ou, pelo menos, algumas considerações) sobre o intangível. É importante detectar, inventariar e reflectir sobre as questões de âmbito social não quantificáveis e que poderão ter uma influência predominante sobre o projecto. Entre estas deve salientar-se não só as questões políticas de âmbito nacional e internacional, extremamente importantes, mas também as possibilidades de uma eventual oposição da opinião pública, problemas de poluição, de restrições legais futuras, as inovações tecnológicas, o aparecimento de materiais alternativos ou outras que as particularidades do produto sugira.

Um projecto mineiro é quase sempre um projecto de elevado risco e não só pelos factores que mencionámos. Deve ainda acrescentar-se o seu carácter capital intensivo, implicando riscos financeiros a que, normalmente, só uma organização económica e tecnologicamente idónea, é capaz de, conscientemente, fazer face.

2.1.4 Produtos mineiros que são matérias primas energéticas

Os combustíveis fósseis - carvão, petróleo e gás natural -, constituem juntamente com o urânio, um núcleo de produtos mineiros que são simultaneamente uma matéria prima energética. Esta dupla natureza confere-lhes especificidades marcantes, especialmente no que respeita ao funcionamento do mercado. Com efeito, é sabido que as estratégias de satisfação das necessidades energéticas de um país, a definição dos ritmos de crescimento do consumo energético e o estabelecimento de quotas de produção pelas diferentes vias alternativas, não são

feitas na lógica do sistema concorrencial mas, dadas as elevadas implicações macro-económicas de tais decisões, são estabelecidas por decisões de cariz essencialmente político, qualquer que seja o país do mundo que se considere. Esta circunstância implica por exemplo que as empresas produtoras de energia eléctrica existentes em cada país sejam em número diminuto, por vezes apenas uma. A sua situação é sempre, pelas razões apontadas, de uma forte dependência e de um grau de autonomia quase nulo relativamente ao poder político estabelecido. Esta situação concreta invalida totalmente que se apliquem a estes produtos raciocínios economicistas baseados na lógica de formação de preços do mercado, entendido como confluência da oferta e da procura. Com efeito, a procura é fixada arbitrariamente, ou seja, por razões políticas, ou seja, por razões muitas vezes logicamente insondáveis, mas não é por esse facto que deixa de influenciar a oferta. A subversão faz-se porque a recíproca não é verdadeira, isto é, as variações da oferta e a variação do preço do produto, não tem uma influência marcada na procura. Para tal circunstância contribuem não só as razões já aduzidas mas também o facto de o custo da matéria prima poder ser uma parcela menor, mesmo insignificante no caso do nuclear, do custo do produto energético final - o kWh. Com efeito, no caso do nuclear, os investimentos exigidos por um projecto de uma central são de tal modo elevados, que a principal componente do custo de produção são os encargos financeiros, representando a matéria prima - o concentrado produzido por via hidrometalúrgica com cerca de 90% de U_3O_8 - apenas 4 a 6% do custo completo de produção.

2.1.5 A estrutura do projecto mineiro

O potencial desenvolvimento dum projecto mineiro está dependente da confluência de factores directa ou indirectamente derivados de quatro vectores fundamentais ou primitivos:

- O JAZIGO, caracterizado por uma determinada tipologia e localização; tem uma determinada estrutura geológica intrínseca, quantificável pelas reservas e teores, fornecendo um minério bruto que poderá ser concentrado por via mineralúrgica. A sua dupla heterogeneidade intrínseca (na distribuição espacial e das concentrações) não lhe confere fronteiras demarcadas: a fixação é feita

a partir de critérios económicos externos;

- O MERCADO é um vector extrínseco, definido a uma escala mundial, e que pretende quantificar a utilidade social do produto comercializável; é temporalmente evolutivo e, salvo raras excepções, não é alterado pela entrada em produção duma nova unidade;

- A CAPACIDADE DE FINANCIAMENTO é inerente e específica a cada potencial empreendedor e pode ser um factor fortemente limitativo ao desenvolvimento dum projecto;

- A POLITICA ECONOMICA do país onde se localiza o jazigo pode intervir, pelo menos, a três diferentes níveis: na definição da oportunidade temporal de lançamento do jazigo, na imposição de cadências de exploração pré-determinadas e na definição do regime fiscal aplicável.

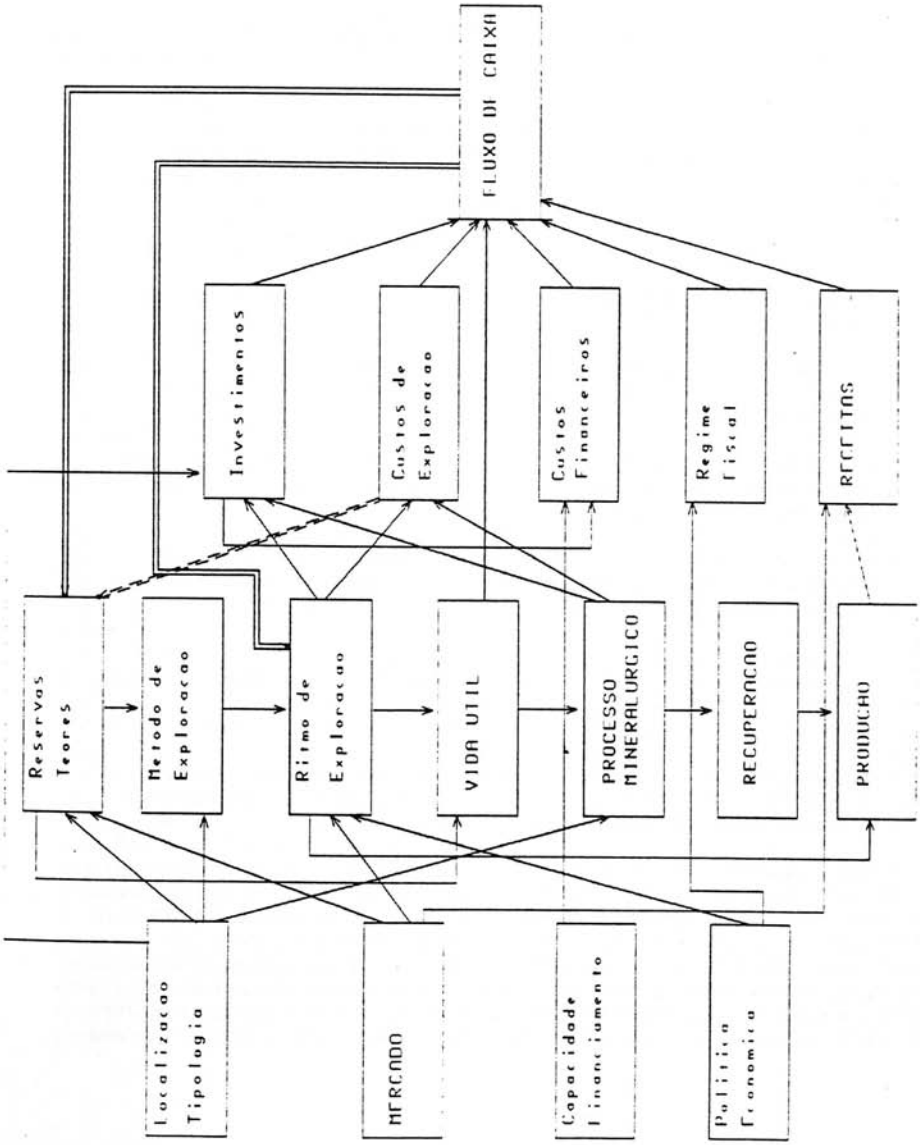
Existe ainda o cenário económico e social circundante que condiciona especialmente a tecnologia disponível, os custos de exploração, os investimentos, o regime de trabalho e o impacte ambiental, e que é totalmente alheio ou indiferente ao projecto, isto é, influencia o projecto mas não é influenciável por este (excepto em certos casos de economias de países em vias de desenvolvimento).

Estes quatro factores primordiais vão condicionar o domínio de existência dos parâmetros técnicos e económicos do jazigo. Estas relações de dependência são representadas simbolicamente na figura 2.1:

- O teor de corte é condicionado pela estrura interna do jazigo, pelo preço de venda e quantidade escoável no mercado e pelos custos de exploração, constituindo este último fluxo de informação uma realimentação (*feedback*);

- O método de exploração é condicionado pela tipologia do jazigo e pelas suas reservas e teores;

- O ritmo de exploração, numa abordagem clássica,é dependente do método de exploração, do mercado e, possivelmente, de vertentes da política económica;


FLUXO DE CAIXA
Investimentos
Custos de Exploracao
Custos Financeiros
Regime Fiscal
RECEITAS
Reservas Teores
Metodo de Exploracao
Ritmo de Exploracao
VIDA UTIL
PROCESSO MINERALURGICO
RECUPERACAO
PRODUCAO
Localizacao Tipologia
MERCADO
Capacidade Financiamento
Politica Economica

- A vida útil fica univocamente definida a partir das reservas e da cadência de exploração;

- O processo, incluindo a sua dimensão, depende das características intrínsecas do produto do jazigo, isto é, da aptidão do minério a vias de tratamento mineralúrgicas, do seu teor médio, e do ritmo de extracção;

- A recuperação depende do processo seleccionado;

- A produção é definida pela cadência de exploração e pela recuperação;

- Os investimentos são determinados pela localização, pelo ritmo de extracção e pelo processo mineralúrgico;

- Os custos de exploração são apenas determinados pela cadência de exploração e pelo processo de tratamento;

- Os custos financeiros são condicionados pelo montante do investimento e pela capacidade de auto-financiamento;

- O regime fiscal depende da política económica e vai condicionar o dispêndio em taxas e impostos;

- As receitas dependem da produção e do mercado;

- Finalmente, o fluxo de caixa é determinado pelo investimento, custos de exploração, custos financeiros, regime fiscal e receitas.

Este sistema de relações é simplificado se, por exemplo, se pretender aferir a rendibilidade física do projecto, isto é, o seu valor extirpado de considerações de ordem financeira: neste caso a capacidade de auto-financiamento é admitida como total, não existindo encargos financeiros. Do mesmo modo a política económica pode ser em muitos casos considerada indiferente relativamente ao projecto, não condicionando qualquer outro bloco de decisão. Mas o sistema poderá também

ser mais complexo se, por exemplo, coexistirem dois processos mineralúrgicos simultâneos sendo a decisão de separação baseada num corte efectuado no histograma dos teores.

A estrutura do projecto mineiro não permite fundamentar nenhuma variável **à priori**. A sua conceptualização conduz a um sistema fechado onde cada relação é estabelecida **uma pelas outras**, num típico círculo vicioso. Não será exagerado afirmar que a abordagem ao projecto mineiro representa um ***dialelo conceptual***.

2.1.6 Qual a dimensão para um projecto mineiro?

Torna-se evidente que qualquer tentativa de optimização da rendibilidade dum projecto mineiro apenas pode ser feita actuando, no caso geral, sobre um vector de comando (ou de decisões) com três componentes: o teor de corte, a cadência de exploração e o processo de tratamento (se existir mais do que uma alternativa). No caso da exploração subterrânea deve ainda acrescentar-se o método de exploração. A quantidade, complexidade e elevado grau de interdependência de toda a informação necessária a um sistema deste tipo implica que este género de questões seja normalmente escamoteado: as decisões são tomadas empiricamente e o seu maior ou menor afastamento duma política de maximização da rendibilidade é desconhecido, mesmo que a dimensão incerteza não seja conscientemente incorporada. A abordagem clássica é causal, faseada e linear. O teor de corte é estabelecido empiricamente a partir dos custos de exploração esperados. A fixação deste parâmetro determina o teor médio e as reservas exploráveis. Também a vida útil do projecto é estabelecida em bases arbitrárias, normalmente por considerações de carácter analógico. Definido um processo mineralúrgico, estes dois parâmetros condicionam todos os outros, quer sejam de natureza tecnológica, quer económica. Muito raramente, faz-se variar a vida útil do jazigo, com todas as implicações de parametrização e de dimensionamento que isso envolve, e repete-se a avaliação. Se se introduzir uma retroacção a partir dos custos de exploração e dirigida para o estabelecimento do teor de corte, introduz-se uma nítida melhoria no processo de pesquisa. Este método continua a exigir a obrigação de se fixar à priori a duração da vida do jazigo (ou a cadência de exploração, o que é o mesmo).

Como corrigir a metodologia da abordagem? Como romper o dialelo conceptual? Nunca encontrámos na vasta bibliografia sobre este tema qualquer tentativa de resolução. O problema é por vezes inventariado ou levemente referido não sendo apresentadas soluções. No entanto a própria estrutura do sistema sugere uma resposta: temos um efeito que age sobre a causa e que se torna causal ou, por outras palavras, uma endocausalidade que interage com a exocausalidade. Formalmente significa isto que existe uma retroacção a partir da função objectivo dirigida para as três componentes do vector de comando: o teor de corte, a vida útil e o processo mineralúrgico. Deve notar-se que esta terceira variável tem um carácter discreto, com um número finito e extremamente reduzido de opções possíveis, em oposição ao carácter contínuo das outras duas variáveis. A retroacção vai permitir a criação de um ciclo fechado de pesquisa do óptimo, constituindo a concepção base para uma solução algorítmica do problema.

2.1.7 O problema e o seu contexto

Em 1980 elaborou-se pela primeira vez um estudo preliminar de viabilidade sobre a implantação de um complexo mineiro para exploração e tratamento dos minérios do distrito uranífero do Alto Alentejo, compreendendo o jazigo de Nisa e outros pequenos depósitos situados nas suas proximidades, num raio aproximado de 16 km. A conjuntura era então extremamente favorável e a rendibilidade previsional do projecto cifrava-se em valores muito sólidos, tornando mínimos ou quase nulos os riscos envolvidos. Deve salientar-se que as estimativas dos investimentos e dos custos eram apenas indicativas da ordem de grandeza, uma vez que o estudo estava englobado num plano de desenvolvimento a médio e longo prazo, que constituia simplesmente uma proposta de estratégia de crescimento para uma empresa pública então recém criada. A fundamentação não era sólida pois o objectivo não era ainda uma análise rigorosa das implicações e alternativas do projecto, mas apenas um argumento quantificado para reforçar a aprovação duma viragem política, ainda não totalmente assumida, para o sector. Os teores de corte foram fixados aprioristicamente de acordo com os custos operatórios então verificados. Do mesmo modo, a vida útil do projecto foi arbitrada numa aparente base de medida qualitativa de bom senso. A concepção do tratamento de minérios tinha já por base um elevado volume de investigação pontual sobre todas as operações unitárias envolvidas, o que

permitia quantificar o consumo de reagentes e estimar o custo operatório. A concepção do processo hidromineralúrgico baseava-se numa dupla via de tratamento: os minérios marginais seriam processados por lixiviação estática e os minérios nobres por lixiviação dinâmica. Este modo operatório tem vantagens económicas evidentes, porque permite uma elevada recuperação do jazigo com um diferencial de investimento e de custos de exploração muito reduzido, relativamente às instalações clássicas de lixiviação exclusivamente dinâmica. Tal facto será posteriormente confirmado (capítulo 9).

Uma das consequências deste plano foi a necessidade de se realizar um estudo completo de viabilidade para o qual se iriam utilizar os recursos humanos e o conhecimento nacionais. A rapidez não era um objectivo pois as medidas políticas unilateralmente impostas ao sector impediriam qualquer desenvolvimento industrial posterior do projecto a curto prazo. Com efeito, procedia-se na altura à elaboração da primeira versão do Plano Energético Nacional (P.E.N.) em que a alternativa electro-nuclear se apresentava como fortemente provável e numa dimensão tal que mesmo a totalidade dos recursos nacionais era insignificante para fazer face às eventuais necessidades futuras. A perspectiva política então reinante sobre esta matéria, e que durou até à versão de 1986 do Plano Energético Nacional, era directamente herdada do enquadramento ao sector criado pelo antigo regime. Com efeito, a situação antes de 1974 era clara: o país estava internacionalmente isolado, não tinha assinado o tratado de não-proliferação de armas nucleares e conduzia três frentes de guerra unanimemente condenadas pela comunidade internacional. Simultaneamente, a perspectiva de desenvolvimento industrial previa o recurso à energia nuclear o que, nas circunstâncias descritas, só poderia ser feito a partir de matéria prima de origem nacional. Com efeito, o enquadramento que referimos impedia praticamente que qualquer país viesse a assumir os elevados custos políticos negativos, em termos de opinião pública mundial, que adviriam de uma situação de fornecimento de combustível nuclear a Portugal. A situação era conhecida e assumida. O país era pouco mais do que tolerado na Agência Internacional de Energia Atómica e os organismos nacionais comportavam-se tendo presente o seu isolamento internacional. Estas circunstâncias impunham uma só alternativa política para o sector: as reservas nacionais de urânio destinavam-se a satisfazer as necessidades futuras

do país, pelo que não podiam ser transaccionadas. A produção devia ser apenas a suficiente para manter em actividade os centros produtores existentes, mas novos centros só seriam criados de acordo com as necessidades do planeamento electro-nuclear. Exteriormente, há já muito que o urânio tinha perdido a maior parte da sua componente de material estratégico. O mercado, entre países dum mesmo bloco político-militar, funcionava com apenas discretas vigilâncias governamentais e as transacções cumpriam normalmente as normas preceituadas nas convenções sobre não-proliferação. Com a instauração do regime democrático, o enquadramento internacional do país altera-se radicalmente: os conflitos bélicos são rapidamente extintos, o isolamento rompe-se e, em 1976, Portugal assina o tratado de não-proliferação de armas nucleares. O país passa a ser um membro de pleno direito, e não apenas tolerado, da comunidade internacional, com todas as prerrogativas inerentes. No entanto, no plano da política energética, não é percebida pelo sector político a alteração radical dos factores internacionais que condicionavam a orientação interna para o sector. Continua a pensar-se em termos de auto-satisfação das necessidades internas e o mercado é vedado. A produção é armazenada, todas as tentativas de escoamento exterior acabam por ser frustradas, com perdas enormes em divisas para o País numa altura em que estas eram praticamente inexistentes. O desenvolvimento mineiro continuava a estar condicionado por parâmetros políticos impostos dentro do princípio da sujeição do ritmo de extracção do recurso natural à eventual necessidade do utilizador final. O isolacionismo mantinha-se presente e demorou ainda anos e a consequente completa degradação do valor potencial dos recursos até que, finalmente, a situação fosse re-examinada à base dum novo enquadramento conjuntural.

Foi neste cenário condicionante que se começou a elaborar, em 1981, o estudo de viabilidade do projecto de Nisa com quadros humanos deficitariamente desproporcionados à dimensão do projecto, mas coerentes com o diminuto empenho e prioridade que este estrategicamente assumia. A irracionalidade evidente da situação constituia, pelo menos nos primeiros tempos, um lenitivo para se acreditar que a situação viria mais cedo ou mais tarde a ser revista. Por outro lado, existia simultaneamente a possibilidade única de se participar na concepção e criação dum projecto duma dimensão significativa, desde o seu início. Foi pois com o

maior entusiasmo e confiança que se iniciaram os estudos que viriam a demorar um pouco mais do que três longos anos. O estudo de viabilidade viria a estar concluido no fim do primeiro trimestre de 1985, sendo constituido por 20 volumes onde se abarcava duma forma que se pretendeu sistematizada, o conjunto de conhecimentos com interesse tecnológico imediato entretanto adquiridos. No domínio conceptual previa-se a coexistência simultânea de dois processos: os minérios marginais seriam lixiviados estaticamente e pré-concentrados por permuta iónica, enquanto que o tratamento dos minérios de alto teor se baseava num processo fundamentado a partir duma lixiviação dinâmica. Foram consideradas três alternativas distintas de processo para os minérios nobres, e três diferentes capacidades de produção num total de nove alternativas. Da sua comparação restrita resultou a alternativa retida e na qual se fundamentava a análise económica e financeira de rendibilidade. A análise evidenciava que o projecto já não era admiravelmente rentável como em 1980, e que as probabilidades das incertezas (os riscos) eram agora mais altas, apesar de a conjuntura permitir ainda nítidas soluções estratégicas de superação.

No final do ano de 1987, num cenário já fortemente restritivo e em que a empresa concessionária sente a adversidade iminente do futuro, é-me pedido uma reformulação completa do projecto, em bases que minimizem o investimento e o custo operatório. O documento, que teria de ser preparado rapidamente, seria sancionado por uma auditoria internacional e destinava-se a servir de suporte no lançamento de negociações com vista à constituição de *joint-ventures* para futura exploração da área. O estudo é preparado em apenas cerca de 1 mês e meio, em duas linguas diferentes, sem qualquer outra colaboração, estando concluido em Janeiro de 1988. O processo é totalmente revisto e todos os minérios passam a ser tratados num processo que se baseava na utilização exclusiva da lixiviação estática. Os teores de corte são simultaneamente diminuidos e a capacidade de produção é fixada tendo em conta os dados e a experiência adquiridos no anterior estudo de viabilidade. A reformulação permitia manter os valores da rendibilidade perto dos verificados em 1984 desde que o preço de venda fosse idêntico aos verificados no mercado de médio e longo prazo. A auditoria envolveu um total de 11 peritos da empresa canadiana *Kilborn* e sancionou, na maior parte, as opções, a metodologia, e os

resultados obtidos. Este foi o meu último trabalho relacionado com o projecto uma vez que, após a conclusão da referida auditoria, ingressei a tempo completo na Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto - Agosto de 1988 - onde já leccionava há três anos. Em Janeiro de 1989 as cotações começam a cair vertiginosamente e atingem presentemente, em termos reais, o seu valor mais baixo de sempre.

Apesar de considerar, sem modéstia, que os trabalhos desenvolvidos no domínio deste projecto tinham uma qualidade idêntica à que teriam se fossem elaborados por empresas internacionais especializadas, algo houve sempre que me deixou insatisfeito: a fixação apriorística dos teores de corte e de separação e, dentro de certos limites, da capacidade de produção. Também a alternativa do processo foi fixada à partida. O problema existia já no meu espírito desde a primeira vez que me vi envolvido neste tipo de actividade mas não encontrei qualquer solução imediata. A abordagem deste tema é, tanto quanto sabemos, inédita na literatura da especialidade - o que não invalida que a sua existência seja amíude mencionada. Pouco a pouco fui construindo mentalmente um modelo que simularia o sistema e que permitiria chegar às soluções pretendidas. No entanto, o cumprimento das tarefas profissionais do ritual quotidiano não me permitiam avançar na análise detalhada do modelo conceptual primitivo. Foi assim que surgiu a ideia de escrever uma tese de doutoramento sobre o tema permitindo, simultaneamente, fazer uma análise reflexiva sobre a minha obra passada. A dificuldade do tema era contrabalançada pela enorme experiência acumulada neste tipo de actividade e pela tentativa de descoberta de uma solução para problemas que tivera durante tanto tempo que reprimir activamente.

O problema primitivo pode ser sintetizado do modo seguinte: dada uma determinada conjuntura económica base, se considerarmos os jazigos exploráveis que constituem o distrito uranífero do Alto Alentejo, que processo ou combinação de processos hidrometalúrgicos se lhes deve aplicar, qual o teor de corte e de separação entre processos que deve ser seleccionado e qual a cadência de exploração a adoptar de modo a maximizar uma função objectivo definida? Por outra palavras, e se nos remetermos voluntariamente para períodos passados significativos, quais deviam ser os parâmetros que definiam o projecto em 1980, em 1984 e em 1988? Ou ainda, de que modo

o tempo erodiu o valor potencial duma área que na altura da sua descoberta tinha um impacte internacional evidente? Ou ainda, se quisermos, de que modo uma política mineira que tem sido sistematicamente prosseguida em Portugal, e que consiste em submeter os interesses da produção aos do utilizador final, num sistema económico fechado com forte intervencionismo político, não tem constituido um suicídio da actividade?

Pretende-se que o tema, ao ser fundamentalmente conceptual e metodológico, ultrapasse a dimensão do metal e do processo que o pressupõe e possa servir como reflexão paradigmática, mas não como solução, para outros casos e situações. É que, como já o dissemos, o projecto mineiro, tal como o jazigo que o suporta, são sempre entidades únicas e ignorar a sua excepcionalidade seria não compreender o alcance inovador e a riqueza conceptual que toda a criação pressupõe.

2.1.8 As componentes do sistema - os sub-modelos

Um jazigo é, nas suas relações com o meio exterior, um sistema aberto sofrendo a acção duma exocausalidade conjuntural que age directamente sobre o sistema, mas também sobre um conjunto de factores de carácter endocausal que actuam sobre a sua própria delimitação. Considere-se um sistema constituido por jazigos cujo minério pode ser processado por uma de duas vias alternativas, ou simultaneamente pelas duas. Uma das vias pressupõe uma baixa recuperação, mas também investimentos e custos operatórios reduzidos; a outra via permite uma maior recuperação, mas exige investimentos vultuosos e um custo operatório elevado. Existe ainda a possibilidade de incorporar os dois processos numa só unidade coerente, sendo o minério encaminhado para cada alternativa consoante a sua qualidade (teor). Definidas coerentemente as alternativas processuais, em termos de operações unitárias e de aparelhos, e dada uma função objectivo, pretende seleccionar-se uma alternativa de tratamento, a sua capacidade de produção e o(s) teor(es) de corte que subtendem o minério. Qualquer tentativa de resolução deste problema exige a construção dos seguintes sub-modelos parcelares:

- ***Um sub-modelo de parametragem do jazigo***, ou seja uma quantificação dos recursos extensivos (tonelagem de tal-qual e de minério) e intensivos

(teor médio), em função de critérios (variáveis) de selecção e/ou de corte;

- ***Um sub-modelo de rendimento dos sub-sistemas fundamentais (a lixiviação) dos processos (hidro)mineralúrgicos alternativos e/ou complementares*** utilizando como dado de entrada o teor médio dos minérios a submeter a tratamento. São necessários, nomeadamente, um sub-modelo para a lixiviação estática e outro para a dinâmica;

- ***Um sub-modelo da lavra*** que simule a evolução temporal quantitativa e qualitativa dos materiais produzidos, assim como o investimento (implicando o dimensionamento do equipamento) e custos operatórios correspondentes (implicando a estimativa de consumo de materiais, mão de obra e energia);

- ***Um sub-modelo do processo hidromineralúrgico*** que a partir dum balanço de massas parametrado em função das características da alimentação efectue o dimensionamento preliminar dos aparelhos, estime o investimento e os custos de exploração. São necessários três sub-modelos;

- ***Um sub-modelo para determinação do investimento em infraestruturas e dos custos adicionais*** envolvidos. Exigem-se três sub-modelos, um para cada alternativa de processo.

Será ainda, finalmente, necessário criar um algoritmo mestre que faça a interligação entre os sub-modelos originando a evolução temporal do fluxo de caixa e que avalie a função objectivo considerada, podendo ainda eventualmente considerar-se uma sequência iterativa de pesquisa do seu máximo.

Este sistema será actuado por uma única força externa: o preço de venda no mercado. Não consideraremos a influência dos factores financeiros - a capacidade de auto-financiamento e as taxas de juro - dado o seu carácter restritivo, a sua quase nula influência na conceptualização do sistema e a perspectiva de generalização que pretendemos impor ao modelo global. É assim pertinente que a função objectivo venha a ser

uma medida económica da rendibilidade física do jazigo. Inúmeras funções satisfazem este objectivo e a discussão da sua escolha, apesar do seu interesse secundário, será mais tarde apresentada. Pelas mesmas razões não é de incluir neste formalismo mecanismos de interferência da política económica.

2.2 Forças intervenientes no mercado

Como o nosso objectivo não é a elaboração dum estudo de viabilidade dum distrito mineiro, nem uma monografia sobre a mineralurgia dum metal, a inclusão duma análise de mercado seria forçada e deslocada do contexto que se pretende imprimir. Por outro lado, a acção do tempo no desgaste e exaustão dos recursos é indubitavelmente uma das linhas de força que se pretende expressamente vincar. Estas duas tendências opostas levam-nos a optar por uma solução de compromisso: fazer uma referência sumária à dinâmica do mercado, inventariando os factores intervenientes e referindo os factos mais significativos no condicionamento do presente. Nenhuma projecção futura será objecto de especulação.

2.2.1 Factores determinantes da procura

A única aplicação civil possível do urânio é a sua utilização na fabricação de elementos de combustível para reactores electro-nucleares. A procura é então praticamente determinada pelo volume de produção de energia eléctrica em reactores nucleares. No entanto, a correlação entre a procura de concentrados uraníferos e o volume de energia eléctrica produzida por via electro-nuclear é ténue e desfasada, porque entre a lavra e a produção do combustível nuclear há vários estágios podendo os materiais ser armazenados em qualquer das fases intermédias.

Os factores influentes na procura podem ser agrupados em duas classes de razões: uma de raíz tecnológica e outra de ordem política.

2.2.1.1 Factores tecnológicos

São fundamentalmente quatro os factores tecnológicos susceptíveis de influenciarem o consumo de combustível nuclear:

- o factor de carga;
- a utilização do combustível;

- a reciclagem de urânio e plutónio;
- a separação isotópica.

Define-se o **factor de carga** como a percentagem de tempo útil de funcionamento duma central nuclear. Este rácio é determinado por factores técnicos, tais como problemas de manutenção ou de segurança, e por factores económicos, especialmente importantes nos países onde a capacidade nuclear instalada excede a carga básica. Isto significa que a estratégia de produção estabelecida pode traduzir-se pela retirada do serviço das centrais durante os períodos de baixo consumo. A redução do factor de carga origina uma diminuição das necessidades de combustível. No entanto a sua influência não é preponderante. Normalmente os factores de carga planeados e realizados estão próximos do projectado e os seus valores têm evoluido favoravelmente. A título de exemplo, o factor de carga médio anual dos reactores PWR instalados era de 59,2%, a dos reactores PHWR era de 71,4% e a dos tipo BWR era de 60,1% (valores médios mundiais segundo a Nuclear Engineering International, Outubro de 1983).

O aumento do ciclo operatório entre recargas não melhora a utilização do urânio, podendo mesmo torná-la inferior. O aumento do ciclo operatório exige uma maior quantidade de urânio para produzir a mesma quantidade de electricidade e isto porque se tem de incrementar o número de elementos de combustível substituidos em cada recarga, quer para manter a reactividade do reactor, quer para assegurar a integridade do combustível. No entanto esta medida pode ser compensada pela redução dos tempos mortos. Este método requere níveis de enriquecimento mais elevados para o combustível em cada recarga, que é feita com menos elementos, sendo a sua eficiência de utilização incrementada. Estudos realizados sobre este tema demonstram que esta melhoria tecnológica conseguiria, por exemplo, baixar o consumo de urânio nos PWR em cerca de 5%.

A utilização do urânio e do plutónio recuperados por reprocessamento do combustível irradiado fornece um amplo potencial de economizar urânio. Esta tema era, ainda há muito pouco tempo, extremamente glosado nas sempre optimistas antevisões do desenvolvimento tecnológico da sociedade industrial. A argumentação económica como base favorável à reciclagem enfraqueceu muito, e continuamente, desde o início

da década de 70. Os E.U.A. abandonaram praticamente toda a investigação neste domínio e a França acabou por ser o único país do mundo onde foi montado um reactor super-regenerador - o Super Fénix - que aliás funciona com custos de produção largamente superiores aos obtidos em rectores de neutrões lentos. A capacidade de reprocessamento da França é superior à de todos os outros países mas não parece credível que a reciclagem venha a ter qualquer viabilidade de competição económica.

Como é sabido, a fase seguinte no ciclo do combustível nuclear é a **conversão**, ou seja a produção de hexafluoreto de urânio (UF_6) gasoso, a partir do concentrado hidrometalúrgico. Não nos deteremos sobre esta tecnologia relembrando que existiu em Portugal uma instalação piloto para a produção de UF_4 - a fase inicial da conversão. O hexafluoreto é, seguidamente, submetido a um **processo de enriquecimento isotópico**. Com efeito, o urânio natural só contêm cerca de 0,71% do isótopo 235 U que é o único físsil por bombardeamento com neutrões térmicos. As fábricas de enriquecimento permitem obter um gás com cerca de 3,0% de ^{235}U, e um resíduo cuja concentração, designada tecnicamente por *tails assay*, poderá variar entre 0,15 a 0,3%, de acordo com as exigências previamente negociadas e estabelecidas entre o utilizador e o conversor. O produto enriquecido isotopicamente é, em seguida, utilizado na produção de elementos de combustível, sendo inicialmente transformado em UO_2 na forma de pó, que é em seguida peletizado e colocado em barras de zircónio. Ora compreende-se então que a selecção de um *tails assay* desempenha um importante papel na determinação das necessidades de urânio de um reactor. A escolha disponível na prática varia, como referimos, entre 0,15% a 0,32% de ^{235}U, a que corresponde a uma diferença de 35% nas necessidades de urânio da alimentação. Em condições normais o *tails assay* de cada utilizador flutua ligeiramente de acordo com a sua percepção conjuntural do mercado permanecendo, no entanto, a média global relativamente estática. Esta estacionaridade deve permanecer enquanto não houver alterações tecnológicas relativamente às técnicas actuais de separação isotópica (difusão gasosa, ultra-centrifugação). No entanto, o desenvolvimento dos lasers parece que poderá vir a permitir, a médio prazo, a obtenção de separações extremamente elevadas, com *tails assay* baixos (inferiores a 0,1%) e sem custos elevados. Tal factor irá, certamente, ter uma influência na

redução das necessidades.

2.2.1.2 Factores políticos

As necessidades em electricidade estão relacionadas com a actividade económica global, apesar desse relacionamento não revestir a forma linear simples que constituia crença nas décadas de '60 e '70. A primeira crise petrolífera, que culminou com a explosão do preço do barril em 1973, teve por consequência que a energia nuclear fosse activamente considerada como a alternativa do futuro. Os elevados investimentos exigidos eram esbatidos pelos custos de produção inferiores e pela segurança no abastecimento de combustível. O carvão não era ainda uma alternativa realista, excepto para centros a constituir nas proximidades do jazigo. Havia um desejo de reduzir a dependência relativamente a combustíveis importados e, simultaneamente, de diversificar o tipo e a fonte de importação de recursos energéticos. Alguns países eram fortemente nuclearistas (França, Bélgica, Japão, Finlândia) e o seu planeamento energético visava não só a satisfação das necessidades, mas a substituição simultânea das centrais convencionais existentes. A contribuição da energia nuclear passou de uma percentagem insignificante no inicio da década de '70, para cerca de 1/7 do total da electricidade produzida a nível mundial, no ínicio da década de '80.

Contudo, durante os últimos anos, muitos dos argumentos a favor do nuclear vieram a mostrar-se falsos: **o ritmo de crescimento do consumo energético foi inferior ao previsto, há uma maior racionalização do consumo, os encargos financeiros e as taxas de juro atingiram valores extremamente elevados, o custo relativo não atinge os diferenciais previstos, a disponibilidade dos diferentes tipos de combustível, a recessão económica, as atitudes políticas e sociais e a própria segurança dos reactores.** Por tudo isto, o ritmo de crescimento do nuclear foi muito inferior ao previsto e aos atrasos sucederam-se os cancelamentos, e a estes a contenção política da opção. Como exemplo, nos onze anos entre 1971 e 1982, as empresas produtoras de energia eléctrica norte-americanas cancelaram mais de 100 reactores reduzindo em quase 50% a capacidade total encomendada desde a introdução da energia nuclear comercial. Num inquérito efectuado pela US DOE, Energy Information Administration, sobre as razões do cancelamento, concluiu-se que 52% se deveu

a um pequeno crescimento da procura, 44% a restrições financeiras, 38% a mudança de regulamentação e incertezas e ainda 18% a inversão da rendibilidade económica.

2.2.2 Caracterização sumária da oferta

Atente-se na evolução da produção de concentrados uraníferos desde 1965, e que está representada na figura 2.

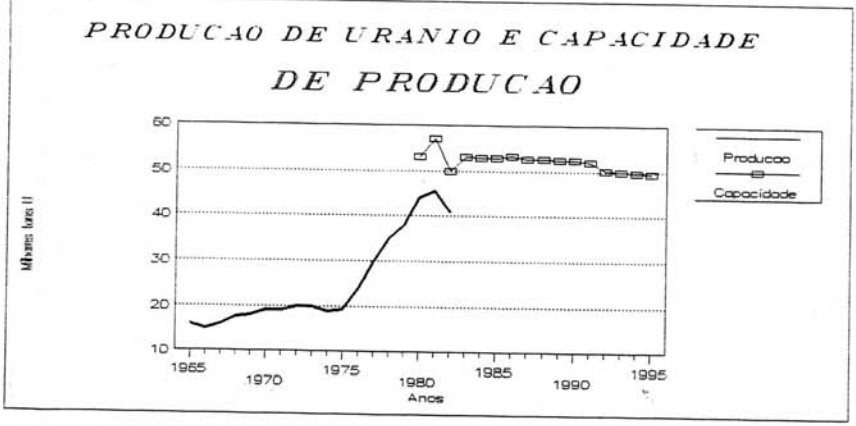


Fig 2.2 A evolução da produção de concentrados de urânio

Um dos factos mais significativos é o crescimento da produção entre 1975 e 1980 a uma taxa anual de crescimento de 18,3%, sem qualquer desenvolvimento paralelo no consumo. A partir de 1980 o excesso de oferta origina uma queda contínua das cotações que se vai reflectir apenas numa ligeira diminuição da produção.

Esta diminuição é particularmente significativa nos E.U.A., até essa data o maior produtor mundial: a produção cai de 14328 toneladas de U em 1980 para 5038 toneladas em 1983. A capacidade de produção cai de 92% para 44% da capacidade nominal, ou seja, reduziu-se de 1/3. Para tal situação contribuiu, em grande parte, a tipologia típica dos jazigos sedimentares americanos, com teores baixos e custos de produção elevados. Em oposição, e simultaneamente, a

capacidade de produção do resto do mundo aumentou 28%, contrabalançando totalmente a retirada americana. Mas há uma diferença qualitatitiva - os novos jazigos apresentam características de favorabilidade económica - em amplitude das reservas e teor - que permitem custos de produção antes impossíveis de atingir.

A descoberta de um grande número de jazigos durante o *boom* dos anos setenta criou um potencial de produção que foi apenas parcialmente activado - apenas dois grandes jazigos entraram em produção no primeiro quinquénio dos anos '80 (Ranger e Key Lake) -, mas que é susceptível, em condições minimamente favoráveis de mercado, e de acordo com as capacidades planeadas nos respectivos estudos de viabilidade, de exceder a capacidade de produção actualmente existente. De notar que estamos apenas a englobar neste potencial os jazigos que foram razoavelmente estudados, e para os quais existiu um interesse na sua exploração industrial. Este potencial está espalhado por inúmeros países mas concentra-se sobretudo na Austrália onde a conjuntura político-institucional relativa à exploração de materiais radioactivos é bastante restritiva. Uma excepção foi o projecto de *Olympic Dam*, que envolve a produção simultânea de cobre e ouro, além do urânio, e que entrou recentemente em produção (1988).

A estrutura da propriedade nos E.U.A. apontava em 1983 para uma predominância das companhias petrolíferas (46%), dos utilizadores (empresas com interesse no ciclo do combustível nuclear) internos (11%), companhias estrangeiras (9%) e produtores de fosfatos (8%). Tal deve-se ao intenso investimento das companhias petrolíferas na indústria mineira durante a década de '70. Com a depressão do mercado, as companhias petrolíferas foram as primeiras a abandonar o sector. Se exceptuarmos os países anglo-saxónicos (além dos E.U.A., a Austrália, o Canadá e a Africa do Sul) as empresas exploradoras são sobretudo públicas ou com predominância de capitais públicos, nacionais ou estrangeiros. Mesmo assim a estrutura da propriedade do Canadá apresenta uma elevada participação do sector público. Os governos podem intervir activamente no processo produtivo através de vários tipos de medidas:

- restrições à propriedade das empresas mineiras por empresas estrangeiras (especialmente no sub-

sector energético);

- aprovação governamental das condições de preço;

- imposição de preços *floor*;

- salvaguardas, requerendo autorizações específicas relativamente à parte final do ciclo de combustível nuclear;

- limitação de importações;

- reserva da produção para o mercado interno.

2.2.3 Interacção entre oferta e consumo

A venda e aquisição de concentrados uraníferos opera-se em dois tipos de mercado totalmente distintos: o mercado de longo e médio prazo e o mercado de ocasião (*spot*).

Os contratos a longo prazo, com uma duração típica de 10 anos, eram responsáveis, até 1985, por cerca de 90% do total das transacções. Dada a longa duração do ciclo do combustível nuclear, os produtores de energia eléctrica tinham de planear com grande antecedência os seus fornecimentos e não podiam arriscar qualquer situação de paragem dum reactor por ruptura no fornecimento de combustível. Este tipo de transacção prevê normalmente um escalonamento anual do preço de venda, sendo o valor considerado para o produto quase sempre largamente superior ao verificado no mercado de ocasião. Por exemplo, em 1987 quando os preços no mercado internacional de ocasião rondavam os 17 dollars/libra U_3O_8, o valor médio dos contratos a longo prazo que vigoravam nos países da EUROATOM era cerca de 29 dollars/lb U_3O_8. Contudo, desde 1980 que o nível dos novos contratos a longo prazo tem sido relativamente baixo em comparação com o ocorrido na década de '70.

O volume médio do mercado de ocasião tem variado entre as 2500 e as 5000 toneladas de U por ano. Este valor é relativamente insignificante se tivermos em conta que, por exemplo em 1984, os "stocks" dos consumidores, em várias formas de acabamento, totalizavam entre 120000 a 170000 toneladas de U. A venda dos stocks de apenas um ou dois consumidores seria suficiente para satisfação das

necessidades. Este factor permanece com nítida influência no mercado, juntamente com outros "stocks" e com a produção não contratada dos produtores existentes.

Na área dos países da O.C.D.E., este organismo tem elaborado sistematicamente previsões da capacidade de produção e das necessidades dos países membros. Estas previsões a médio e longo prazo têm exagerado grosseiramente a situação real e previram taxas de crescimento que nunca foram atingidas. Os desvios chegam a atingir valores entre 50 e 100%. Um facto evidente é que desde 1971 a produção tem excedido a procura, em pelo menos 35%, do que resultou o elevado volume de "stocks" que referimos. Uma reflexão sobre o mercado tem de ter em conta a estrutura típica deste e, no caso do combustível nuclear não basta comparar as necessidades globais dos reactores com a oferta disponível. Dado que os "stocks" estratégicos atingiram valores próximos dum máximo admissível, estes não continuarão a crescer, pelo que uma análise realista deve comparar apenas as necessidades não satisfeitas, isto é não cobertas pelas reservas estratégicas e pelos contratos de longo prazo, com a capacidade de produção disponível não comprometida. Ora as necessidades que, em 1984, não estavam cobertas para o período 1989-92 eram de 72000 toneladas de U, que representam 28% das necessidades totais (US DOE/EIA/NAC). Na mesma altura, as necessidades não cobertas no período imediato (84-87) eram de apenas 12000 toneladas de U, ou seja 7% das necessidades totais.

A descrição que aqui se fez do sistema de forças intervenientes na dinâmica do estabelecimento de preços aplica-se exclusivamente ao bloco de países de economia de mercado. A lógica das nações com economia centralmente planificada era, naturalmente, outra e as relações comerciais relativas à transacção de combustível nuclear entre os dois blocos eram nulas. Isto não invalida que qualquer um dos blocos não dispusesse e tenha prestado ao outro serviços no domínio da conversão e/ou do enriquecimento desde que a matéria prima fosse fornecida pelo país interessado. A impermeabilização total dos dois mercados justifica que as estatísticas e quantitativos que referimos se apliquem apenas ao mercado "ocidental".

Um novo facto veio, no entanto, subverter totalmente o sistema que descrevemos: a partir de 1986, inicialmente a

China e depois a União Soviética alteram radicalmente a sua estratégica neste domínio e aparecem como potenciais fornecedores de concentrados, praticando para o mercado a longo prazo preços tão baixos como os que então vigoravam no mercado "spot". A produção anual global que era já inferior às correspondentes necessidades, viu-se assim exteriormente reforçada. Este facto, aliado à diminuição do nível dos stocks acabou por originar uma segunda crise, a partir de 1988, da cotação no mercado de ocasião onde o metal atingiu e atinge o valor real mais baixo de sempre. Este facto alia-se à diminuição dos quantitativos dos "stocks" estratégicos, com consequente oferta do produto. Os contratos de longo prazo deixam de incluir muitas das cláusulas que no passado constituiam uma segurança para o produtor, estabelecendo nomeadamente baixos "*ceilings*" e reduzidos ou mesmo ausentes preços "*floor*".

2.3 Evolução das cotações no mercado de ocasião

Como referimos, o mercado de ocasião tem constituido uma parcela menor das transacções efectuadas mas a sua importância tem crescido durante toda a década de '80 de tal modo que quase todos os contratos a médio e longo prazo efectuados depois dos primeiros anos da década passaram a incluir uma componente correctora proporcional à cotação verificada no mercado *spot*. O índice utilizado, o valor de troca (*exchange value*), é calculado na base da média dos valores das transacções com valor conhecido, efectuadas mensalmente. Pode-se encará-lo como uma medida aferidora da tendência de evolução do mercado. As suas estatísticas mensais são amplamente divulgadas por revistas especializadas, publicadas por empresas nucleares multi-nacionais - especialmente a Nuexco e a Nukem. As estatísticas referentes aos contratos a médio prazo são muito pouco divulgadas e os preços internos utilizados em alguns países, nomeadamente os da Europa, são ainda bastante mais elevados do que qualquer das modalidades referidas.

A evolução dos preços do urânio no mercado de ocasião (em U.S. dollars/libra U_3O_8) está representada na figura 2.3 abrangendo o período 1969-1989. A figura 2.4 representa a variação percentual trimestral, relativamente ao trimestre anterior, da evolução do valor de troca no mercado.

Podem distinguir-se nitidamente três grandes intervalos de variação: um estacionário entre 1969 e fins de 1973, outro de crescimento entre 1974 e 1980 e outro de recessão desde essa data. O período depressivo mostra um carácter menos monótono que os anteriores e é mesmo interrompido em 1983 por uma ligeira retoma. É também evidente que a partir de 1988 há uma nova queda abrupta do valor da transacção no mercado originada fundamentalmente pelo seu alargamento aos países fornecedores de economia planificada. Em termos reais, isto é, se tivermos em conta a depreciação temporal do dollar e o referirmos a uma base comum, os preços actuais são os mais baixos de sempre no período considerado.

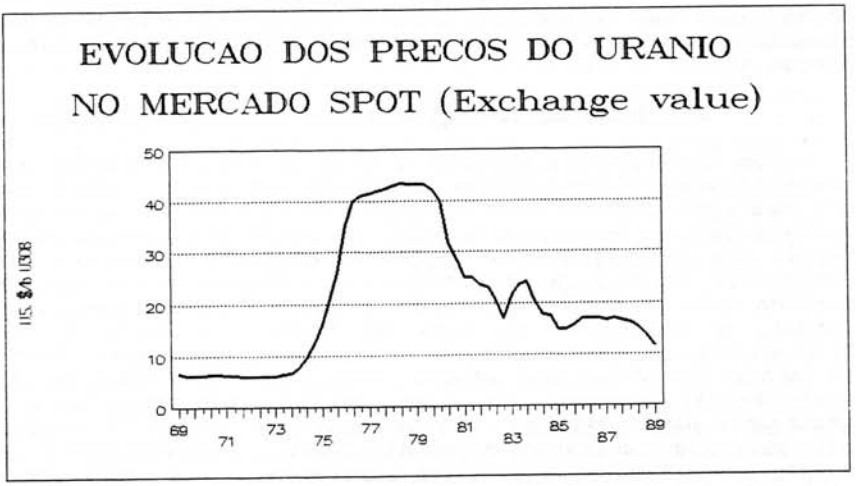


Fig 2.3 A evolução das cotações no mercado de ocasião

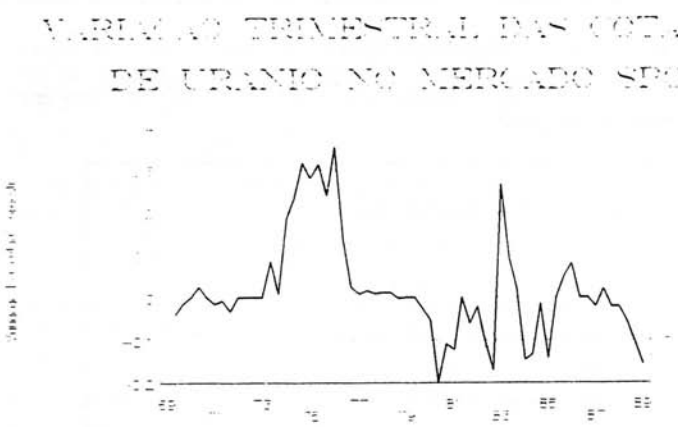


Fig. 2.4 Variação percental trimestral das cotações

Elaborámos na figura 2.5 a evolução média anual do mercado de ocasião, agora expresso em escudos correntes / quilograma de U_3O_8. Para tal teve-se em conta a evolução do dollar relativamente ao escudo. As diferenças são significativas: há um período de crescimento do preço entre 1969 e 1979, um decréscimo até 82, nova retoma atingindo um máximo em 85 e descida contínua desde essa data. A informação contida neste tipo de representação é pouco relevante uma vez que não é possível eliminar o ruido de fundo constituido pela enorme variabilidade da economia portuguesa neste período e pela depreciação quase constante do valor do escudo. Um método de filtrar o ruído é elaborar uma relação idêntica mas utilizando escudos constantes, relativos a um ano de referência adoptado. A figura 2.5 representa uma tal evolução em escudos constantes de 1988. Os valores de troca foram inflaccionados de acordo com os valores oficiais do indice de preços no consumidor publicados pelo Instituto Nacional de Estatística. A forma da curva é nitidamente distinta e apresenta um certo paralelismo, quase uma coincidência, relativamente à evolução correspondente expressa em dollars correntes.

A conclusão mais significativa é que os valores verificados a partir de 1988 constituem mínimos históricos no período em análise e são cerca de 1/7 do valor máximo verificado no mesmo período.

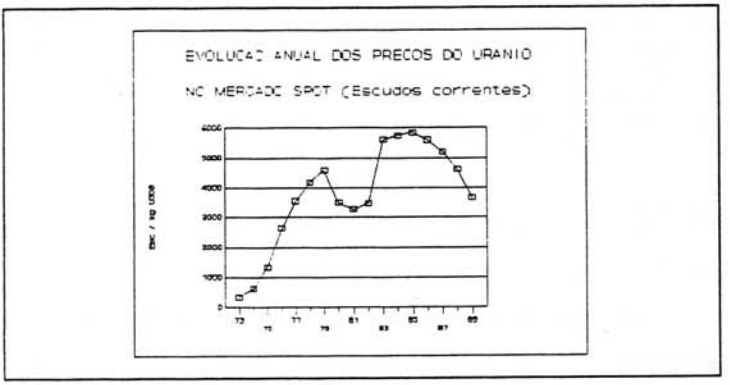


Fig 2.5 A evolução do mercado em escudos correntes.

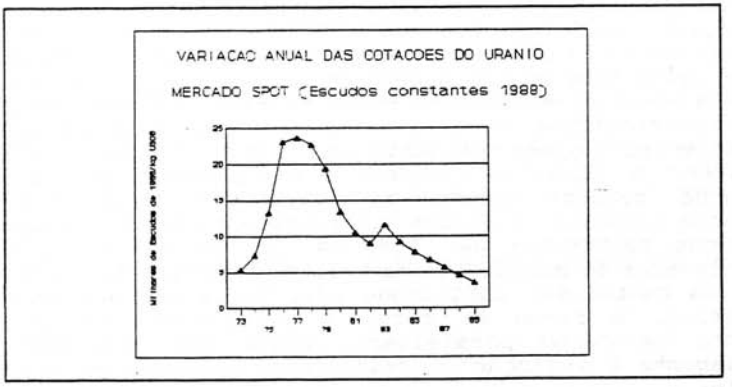


Fig 2.6 A evolução do mercado em escudos constantes de 1988

BIBLIOGRAFIA

Allais, Maurice, Method of Appraising Economics Prospects of Mining Exploration Over Large Territories: Algerian Sahara Case Study, Management Science 3(4), 285-397, 1957.

An Assessment Report on Uranium in the United States of America, United States Department of Energy, Assistant Secretary for Resource Applications, Grand Junction Office, Colorado, Outubro 1980.

Bertrand J.-P., Impact du Programme Nucléaire PWR-925 MEe sur l'Économie Française, Revue d'Économie Politique, Nº 4, Julho, Agosto 1978.

Castle James E., How to Value a Mineral Property, Engineering and Mining Journal, Setembro 1977

Duchéne M., Estimations de la Rentabilité Prévisionnelle aux Différents Stades d'un Projet Minier, Révue de l'Industrie Minérale, Janeiro 1979.

Fiúza, A. M., Análise de Sensibilidade de Projectos Mineiros - Algumas Reflexões e Propostas de Metodologia, Boletim de Minas, Volume 23, Nº 3, Lisboa, 1986.

Geddes, William P., Uranium Supply and Demand: the Outlook to 1995, Uranium Institute, Ninth Annual Symposium, Londres, Setembro 1984.

Harris Deverle, Mineral Resources Appraisal - Mineral Endowment, Resources and Potential Supply Concepts, Methods ans Cases, Oxford Geological Sciences Series, Clarendon Press, Oxford, 1984.

Ion, D.C., The Long-Term Global Prospects for Energy, Uranium Institute, Ninth Annual Symposium, Londres, Setembro 1984.

Langlois J.-P., Le Marché de l'Uranium et ses Caractéristiques, Révue de l'Industrie Minérale, Fevereiro de 1979.

Le Goff, Pierre, Les Rendements d'Utilisation de l'Énergie par et pour les Etres Humains, Laboratoire des Sciences du Génie Chimique, École Nationale Supérieure des Industries Chimiques, Nancy, 1976.

Les Étapes de l'Élaboration et de la Mise en Oeuvre des Projects Industriels, Documento estabelecido pelo secretariado da ONUDI, Industrialisation et Productivité, Nº 19, Setembro 1972.

Messer K.P., Fuel Cycle Back-End Options and the Uranium Market, Uranium Institute, Ninth Annual Symposium, Londres, Setembro 1984.

Mular Andrew, Bhappu Roshan, Mineral Processing Plant Design, 2nd edition, Society of Mining Engineers, Nova York, 1980.

Pecqueur, Planification de la Recherche et Développement dans le Domaine de l'Energie en France, Notes d'Information du Commissariat a l'Energie Atomique, Número 9, Setembro de 1976.

Petit, Andre, The Political Component in Long-Term Energy Forecasting, Uranium Institute, Ninth Annual Symposium, Londres, Setembro 1984.

Recent Trends in Mine Financing, High Level Group on Commodities, Sub-group of experts on Investment, O.C.D.E., Paris 1982 (Confidencial).

Rudd Dale, Watson Charles, Strategy of Process Engineering, John Wiley & Sons, Nova York, 1968.

Uranium Supply and Demand (Perspective to 1995), Uranium Institute, Londres, Maio de 1984.

Vercammen G., Savoir estimer est un savoir-faire, Génie Industriel, Nº 104, Outubro 1980.

Capitulo 3

RELACOES QUANTIDADE-QUALIDADE

Aplicacao ao Jazigo de Nisa

It is often said that experiments should be made without preconceived ideas. That is impossible. Not only would it make every experiment fruitless, but even if we wished to do so, it could not be done.
H. POINCARÉ, Science and Hypotheses

Wrong hypotheses, rightly worked, have produced more useful results than unguided observation.
A. COHEN, A Preface to Logic

3.1 Preâmbulo. Definição de objectivos. Referências

A Agência de Energia Nuclear da OCDE e a Agência Internacional de Energia Atómica estabeleceram conceitos precisos para classificação dos recursos uraníferos. O léxico adoptado considera 4 tipos de recursos: (i) razoavelmente assegurados, (ii) adicionais estimados da classe (de preço) I (iii) adicionais estimados da classe II e (iv) especulativos. Por recursos razoavelmente assegurados (RRA) designa-se a quantidade de metal que se encontra nos jazigos conhecidos cuja extensão, teor e configuração são tais que se poderia, dentro de limites de custo de produção pré-estabelecidos, recuperá-lo recorrendo às técnicas de exploração e de tratamento já ensaiadas e industrialmente provadas. As estimativas da tonelagem e do teor são baseadas em dados obtidos a partir de amostragens específicas e duma delimitação precisa das dimensões dos jazigos, bem como no conhecimento das suas características. A existência dos RRA apresenta um elevado grau de certeza e, na gama de custos inferiores a um limite pré-estabelecido são consideradas como **reservas**.

A informação de base disponível para quantificação dos recursos razoavelmente assegurados é resultante da realização duma campanha de sondagens que totalizou, exclusivamente para o jazigo de Nisa, 576 sondagens com recuperação de testemunho, num total de 15600 metros e 6595 sondagens sem recuperação, num total de 159862 m. Apenas a informação resultante da diagrafia dos furos sem recuperação, executados verticalmente numa malha quadrada de 10 x 10 m, foi utilizada na inventariação dos recursos. Estes foram determinadas pelo método dos poliedros de influência (neste caso paralelepípedos) de área 10 x 10 m e para diversas alturas (1, 2, 3 e 4m). Este cálculo constitui uma inventariação global da informação disponível sem ter em conta qualquer relação de dependência entre os blocos e qualquer avaliação económica destes tomados isoladamente. A determinação das **reservas geológicas** pressupõe apenas uma avaliação global. Nenhum teor de corte foi previamente estabelecido o que permitiu fazer uma inventariação dos recursos para qualquer nível de selecção, no interior do espaço delimitado pelos blocos utilizados.

Já a determinação das **reservas mineiras *in situ*** (ainda não das **reservas exploráveis**) exige que a localização dos

blocos e a sua interdependência espacial seja tomada em consideração. O projecto da corta final de exploração aplicou, perfil a perfil, uma adaptação conveniente do algoritmo de programação dinâmica de LERCHS-GROSSMANN, da autoria do Prof. Doutor M.M. GODINHO, tendo-se posteriormente efectuado uma compatibilização manual entre os perfis de modo a assegurar a exequibilidade técnica do contorno. A programação utilizada exigia uma prévia definição, com base no teor, de três tipos de minério - designados por marginal, intermédio e rico - aos quais seriam aplicados ou processos hidromineralúrgicos diferentes ou com distintas recuperações. Os resultados do cálculo permitem assim o inventário dos materiais existentes no interior da corta para três critérios de corte.

A questão que pretendemos abordar neste capítulo liga-se com a construção dum modelo que permita quantificar as reservas mineiras em função de qualquer teor de corte, ajustando-se aos três pontos disponíveis. Um tal objectivo prende-se intimimamente com os propósitos últimos deste trabalho: fundamentar coerentemente as decisões essenciais do projecto mineiro. Com efeito, e como já o referimos, a determinação do contorno final exige uma definição prévia de cortes e custos numa altura em que a estimativa destes parâmetros é ainda extremamente grosseira; só durante, ou após, a elaboração dum estudo de viabilidade se dispõe de estimativas económicas com margens de erro aceitáveis e é portanto possível fundamentar e rever as decisões arbitradas.

Informações complementares sobre os recursos da área podem ser encontradas nos volumes II, IV e V do estudo de viabilidade do projecto do Complexo Mineiro do Alto Alentejo.

3.2 Conceitos, definições, terminologia

O nosso objectivo é claro: estabelecer uma descrição quantitativa das reservas mineiras *in situ* do jazigo em função de parâmetros de corte. Deve realçar-se que a modelagem é feita à posteriori, isto é, após uma primeira determinação do contorno final que fornece um reduzido número de pontos discretos. Qual a designação apropriada para um tal modelo? Uma nomenclatura que nos pareceu, à primeira vista, aceitável foi a de **parametrização**. Esta é definida por J. QUINTINO ROGADO (*Uma Nova Parametrização de Jazidas Minerais*" nos seguintes termos "Entende-se por **parametrização** o

estabelecimento de bijecções entre a tonelagem tal-qual ou a massa mineral ou ainda o teor médio e determinado parâmetro de contrôlo que pode ser o teor de corte do minério tal-qual, o teor de corte do concentrado, o valor de corte do rendimento em metal, etc". Esta definição, tal como a de FERNANDO MUGE "Por parametrização de um recurso entende-se a sua quantificação em função de parâmetros de selecção ou de corte directa ou indirectamente ligados ao recurso", parece ilustrar tipicamente a situação que criámos. Mas há uma diferença enorme na amplitude do conteúdo do conceito entre os nossos (modestos) propósitos e as definições citadas que possuem um elevado grau de generalidade e abrangência. Outras opções poderiam ser consideradas: relações domínio-valor médio, curvas tonelagem - teor, relações funcionais entre variáveis extensivas e intensivas, etc. Talvez o galicismo *parametragem* se possa converter, aceitavelmente, num neologismo...

Esta questão terminológica é agravada pelo facto de as designações referidas serem, por vezes, indiferentemente aplicadas a questões que são, de um modo nítido, formalmente distintas:

i) A quantificação dum recurso em função dum parâmetro de corte dentro duma unidade física específica (jazigo ou bloco);

ii) As propriedades estatísticas da distribuição dum parâmetro intensivo num domínio espacial determinado;

iii) A pesquisa de correlações entre unidades físicas distintas caracterizadas por um parâmetro intensivo (ou de qualidade) e outro extensivo (ou de quantidade);

Acontece ainda, por vezes, que as abordagens efectuadas sobre qualquer uma destas situações são indiferente e abusivamente aplicadas a qualquer uma das outras, o que pressupõe uma imprecisão de conceitos. É apenas a primeira destas situações que nos interessa aqui analisar: a pesquisa duma relação funcional entre os parâmetros extensivos e os intensivos, num espaço (da crusta) delimitado - o jazigo. Por outro lado, a elevada densidade das sondagens e a utilização de diagrafias com discriminação da informação ao nível dos 10 cm constitui uma garantia estatística suficiente da representatividade do conhecimento quantitativo disponível

sobre o jazigo. Justifica-se assim que o modelo que pesquisamos seja o mais simples possível. Terá também, naturalmente, de ser apropriado às características morfológicas do jazigo.

Grande parte dos jazigos podem ser considerados fenómenos discretos, onde existe uma concentração anómala de um ou mais elementos que contrasta fortemente com a concentração desses mesmos elementos na rocha encaixante. É o caso dos jazigos com forte controlo estrutural onde os teores caem abruptamente, na fronteira das zonas fracturadas, para valores próximos dos típicos na rocha mãe. Neste caso o jazigo, entendido como anomalia de teor, é discreto. Em situação frontalmente oposta encontramos os jazigos sedimentares em que, por vezes, a própria unidade estratigráfica constitui uma concentração anómala que se extende por quilómetros. Um exemplo típico são os jazigos sedimentares de urânio, no grés. Ora os jazigos de urânio nos meta-sedimentos, apesar da sua diferente génese, apresentam, **à escala da jazida, do bloco técnico de exploração, e mesmo a escalas inferiores inferiores**, uma notável semelhança com estes últimos depósitos, quando se considera a variabilidade espacial da concentração. O jazigo pode ser considerado como um jazigo de disseminação, no qual a mineralização, pelo menos na zona superficial alterada, se apresenta dispersa nas fracturas e nos planos de xistosidade da rocha, ou então concentrada nas zonas de cisalhamento. A mineralização não tem afinidade para qualquer tipo especial de xisto e encontra-se dispersa por todas as ratoeiras: preenchendo os planos de falha, ou disseminada no preenchimento argiloso dos mesmos, nas litoclases, ao longo dos planos de exfoliação dos xistos mosqueados, laminados ou esmagados e impregnando as brechas ferruginosas de esmagamento dos filões de quartzo mas sem qualquer ligação genética com estes. *É consequente, admissível e justificável que, para um jazigo com estas características, se adopte um modelo zoneográfico.*

Nestas circunstâncias alguns dos conceitos e definições que apresentamos e utilizamos em parte substancial deste capítulo têm apenas, no plano axiológico, uma validade restrita: a mesma das zoneografias.

É vulgarmente conhecido que num jazigo os parâmetros extensivos são funções decrescentes dos parâmetros intensivos.

Por sua vez os parâmetros extensivos (quantidade de metal e tonelagem de minério) estão relacionados entre si por uma função crescente com uma taxa marginal decrescente, i.e., por uma função convexa. É a partir da relação entre os parâmetros extensivos $Q = f(T)$, designando Q a quantidade de metal e T a correspondente tonelagem de minério, que se definem normalmente os parâmetros intensivos. Considere-se a aplicação $Q=f(T)$ definida num domínio (volume) limitado da crusta (o jazigo). Se considerarmos um valor qualquer para a tonelagem $[T_A]$, ou seja um sub-conjunto do domínio mineralizado, a que corresponde uma quantidade de metal Q_A,

o teor médio $[\bar{z}]$ é calculado por

$$\bar{z} = \frac{Q_A}{T_A}$$

e esse sub-conjunto é delimitado por um isoteor (de corte) $[z_o]$ calculável por:

$$z_o = \left[\frac{dQ}{dT} \right]_{T=T_A}$$

Esta definição de teor de corte não pressupõe qualquer fundamentação económica e apenas é válida no contexto que enunciámos.

Naturalmente que, por definição, $z_o \geq 0$ e, atendendo à convexidade da função

$$\frac{dz_o}{dT} \leq 0 \qquad \text{ou} \qquad \frac{d^2Q}{dt^2} \leq 0$$

O termo **teor de corte** é ambíguo e tem sido utilizado, e não só na língua portuguesa, com diferentes significados:

i) Como um teor que, por qualquer razão, é usado como fronteira entre indivíduos duma população, dividindo-a em dois sub-conjuntos, um com valores superiores e outro

com valores inferiores ao corte. A divisão não é obrigatoriamente ditada por razões económicas, mas por qualquer razão. É a este conceito que referiremos como teor de corte (cutoff grade).

ii) Como um teor tal que, quando utilizado como corte, gera no sub-conjunto superior um minério (e no sub-conjunto inferior o estéril correspondente) com características tais que o benefício resultante da sua exploração industrial é nulo, i.e., em que o proveito resultante da sua comercialização iguala (ou supera com uma margem pré-estabelecida) os custos da sua exploração (mina, tratamento e comercialização). Naturalmente que haveria que clarificar os conceitos económicos utilizados para obter uma maior precisão da definição, o que faremos mais tarde. Denominaremos esta concentração teor de ruptura (breakeven grade).

3.3 Uma análise histórica das relações quantidade- qualidade

3.3.1 A Contribuição Inicial de LASKY

Entre 1945 e 1956 o geólogo Samuel G. LASKY, do U.S. Geological Survey, publicou uma série de artigos pioneiros sobre a parametragem de recursos minerais com objectivos de planeamento económico. Entre eles salienta-se "The Concept of Reserves" de 1945, " National Mineral Resource Appraisal" de 1950, "Mineral Industry Future Can Be Predicted", I e II, respectivamente de 1952 e 1956 e, especialmente " How Tonnage and Grade Relations Help Predict Ore Reserves" de 1950. É neste estudo, talvez o mais conciso, que Lasky sumaria as suas conclusões:

"As a conclusion from the analysis presented herein and from related studies, it may be stated as a general principle that in many mineral deposits in which there is a graduation from relatively rich to relatively lean material, the tonnage increases at a constant geometric rate as the grade decreases. Or, as the tonnage increases, the mineral content of the cumulative tonnage decreases at a constant declining rate".

Por outras palavras, a disponibilidade de minério (ou a sua tonelagem) aumenta exponencialmente à medida que o teor médio

decresce aritmeticamente ou, ainda, existe uma relação linear entre o teor médio dum jazigo e o logaritmo da tonelagem:

$$\bar{z} = a - b \ln T$$

sendo a e b constantes.

A esta equação, obtida a partir da análise dos 10 maiores jazigos porfiríticos de cobre dos Estados Unidos, chamou MATHERON Lei de LASKY. A sua aplicação foi ampla e indiscriminada a jazigos individualizados, a agrupamentos de jazigos e, inclusivamente, na quantificação de recursos especulativos.

Num outro artigo publicado em 1950 " Mineral Resource Appraisal by the U.S. Geological Survey", LASKY aplica a sua equação a jazigos de ouro no Alaska, de manganês no Arizona, de vanádio e fosfatos no Idaho e Wyoming e ainda aos jazigos de níquel da Falconbridge, determinando por regressão os diferentes valores para as constante a e b. Mais tarde ainda chega a sugerir que a relação determinada para os jazigos porfiríticos de cobre poderia ser utilizada para quantificar reservas desconhecidas deste metal e ainda para calcular os recursos adicionais no raio de acção dos jazigos conhecidos, mas de teor inferior ao corte então praticado (0,65% de Cu).

Segundo referência de DEYOUNG, MATHERON achou que a equação de LASKY era compatível com uma densidade log-normal da distribuição da frequência dos teores e, mais ainda, que a relação linear encontrada era uma consequência da log-normalidade dessa distribuição.

Façamos uma análise matemática das implicações da Lei de LASKY, que pressupõe uma zoneografia, utilizando os conceitos básicos atrás definidos.

Na sua forma actualmente mais divulgada a lei pode exprimir-se por

$$Q = a.T - b.T \ln T$$

representando Q e T respectivamente as quantidades de metal e de minério e sendo a e b constantes. Daqui se conclui que o teor médio é calculado pela relação já exposta

$$\bar{z} = \frac{Q}{T} = a - b \ln T$$

e que o teor de corte é dado por:

$$z_c = \frac{dQ}{dT} = a - b \ln T - b$$

donde se conclui que

$$\bar{z} = z_c + b$$

ou seja, a relação de LASKY implica uma **relação linear de declive 1 entre o teor médio e o teor de corte.** Quando $z_c = 0$, o teor médio é b e daqui se deduz o correspondente significado: teor médio em todo o domínio (ou volume) no qual foi definida a relação.

Reciprocamente, a partir da relação

$$\bar{z} = z_c + b \quad \text{ou} \quad \frac{Q}{T} = \frac{dQ}{dT} + b$$

podemos deduzir a lei de LASKY por integração desta equação diferencial linear de primeira ordem.

Todas as outras relações são agora facilmente dedutíveis; por exemplo, a relação entre a tonelagem de minério e o teor de corte: Se $Q = a.T - b.T \ln T$

$$\frac{dQ}{dT} = a - b \ln T - b \quad ===> \quad z_c = a - b \ln T - b$$

ou

$$\ln T = \frac{a - b}{b} - \frac{z_c}{b}$$

ou

$$T = e^{\frac{a-b}{b}} \cdot e^{-\frac{1}{b} z_o} \quad \text{ou} \quad T = K \cdot e^{-\frac{1}{b} z_o}$$

Se definirmos um teor de corte mínimo z'_o cuja medida tenha significado físico, teremos para esse teor uma tonelagem de minério T_o e uma quantidade de metal Q_o. Então

$$T = T_o \cdot e^{-\frac{1}{b} z_o} \qquad \text{sendo a constante} \quad T_o = e^{\frac{a-b}{b}}$$

ou

$$\ln T_o = \frac{a-b}{b} \qquad \text{donde} \quad a = b \ln T_o + b$$

Deste modo pode calcular-se a constante de integração a. Os significados físicos de T_o e Q_o são evidentes: a tonelagem e a quantidade de metal existentes no domínio (volume) de existência.

Facilmente se poderia deduzir a relação entre a tonelagem e o teor médio:

$$T = T' \, e^{-\frac{1}{b} \bar{z}}$$

sendo a constante T' determinada por **exp(a/b)** ou por **T_o/e.**

A relação entre a quantidade de metal e o teor médio e/ou o teor de corte é determinada por:

$$Q = T . \bar{z} = T_o \cdot e^{-\frac{1}{b} z_o} \cdot (z_o + b) = T' \cdot e^{-\frac{1}{b} \bar{z}} \cdot \bar{z}$$

3.3.2 As relações exponenciais de MUSGROVE

Em 1965 MUSGROVE publicou um artigo entitulado "Lead: Grade-Tonnage Relation" em que estudou a relação entre a quantidade de chumbo e o teor de corte para 58 jazigos ou zonas mineralizadas de 23 países, tendo concluido pela existência duma função exponencial relacionando estas duas variáveis. A origem do trabalho derivou da publicação dum artigo em que outros autores afirmavam que as reservas de chumbo eram anómalas por não seguirem uma relação quantidade-qualidade exponencial - o que não se verificou. Mais tarde, em 1971, aquele autor teoriza a sua investigação precedente do modo que a seguir resumiremos e criticaremos.

MUSGROVE introduz a noção de **densidade r de tonelagem dum recurso para o teor z** através da relação exponencial

$$r(z) = \frac{A}{k} . e^{-z/k}$$

sendo **A** e **k** constantes.

Nestas circunstâncias a tonelagem cumulativa de minério para o teor de corte z_o será calculada por

$$T(z_o) = \frac{A}{k} \int_{z_o}^{z_{max}} e^{-z/k} dz = A \left[e^{-z_o/k} - e^{-z_{max}/k} \right]$$

Como $e^{-z_{max}/k}$ é aproximadamente zero, teremos que:

$$T = A\, e^{-z_o/k} \quad \text{ou ainda} \quad T = k\, r(z)$$

Encontramos uma relação exponencial idêntica à de LASKY. Trata-se não só duma relação idêntica, mas da <u>mesma relação</u>, como provaremos em seguida.

Com efeito, facilmente se deduz da relação de MUSGROVE que

$$z_e = k \ln A - k \ln T$$

ou que, atendendo à definição de z_e

$$\frac{dQ}{dT} + k \ln T = k \ln A$$

Esta equação diferencial é facilmente resolúvel pelo método das constantes arbitrárias de Lagrange, encontrando-se a seguinte solução que exprime Q um função de T:

$$Q = (k \ln A + k) T - k T \ln T$$

relação idêntica à de LASKY sendo as constantes a e b dessa relação exprimíveis em função das constantes A e k de MUSGROVE por $a = k \ln A + k$ e $b = k$.

Do mesmo modo a relação de MUSGROVE implica que $\bar{z} = z_e + k$. Por sua vez, se exprimirmos a tonelagem de minério em função do teor médio, obteremos

$$T = e\, A\, e^{-\bar{z}/k}$$

Existe, portanto, uma identidade de conteúdo entre as duas análises apesar das distintas abordagens formais.

3.3.3 A relação de CARGILL

O tema voltou a ser abordado em 1980 por CARGILL, ROOT e BAILEY que pretendiam estimar as reservas de mercúrio em distritos mineiros seleccionados, nos Estados Unidos e no mundo. A informação de base era constituida pelas produções anuais de minério de mercúrio e do seu teor médio. Esta metodologia de aquisição de dados não é inédita, pois já LASKY a tinha utilizado para o cobre. Vamos analisar criticamente as consequências da interpretação do modelo destes autores como uma zoneografia. O modelo matemático seleccionado era do tipo log-log e exprime-se formalmente por

$$\ln \bar{z} = c + d \ln T$$

Os parâmetros **c** e **d** foram calculados por **regressão ponderada**, ou seja em vez do habitual critério dos mínimos quadrados de Gauss que minimiza a quantidade

$$\sum_{i=1}^{n} (\ln \bar{z} - \hat{c} - \hat{d} \ln T_i)^2$$

a quantidade minimizada foi

$$\sum_{i=1}^{n} [(\ln \bar{z} - \hat{c} - \hat{d} \ln T_i)^2 w_i]$$

onde os w_i eram seleccionados de modo a serem proporcionais à quantidade produzida no ano i, e de tal modo que somassem n.

Determinemos a função Q = f(T) a partir da relação base

$$Q = T \cdot \bar{z}$$

$$\ln Q = \ln T + \ln \bar{z} = \ln T + c + d \ln T$$

$$\ln Q = c + (d + 1) \ln T$$

Pode agora calcular-se a relação entre o teor médio e o teor de corte imposta pela relação de CARGILL.

Se derivarmos a função Q = f(T) em ordem a T obtemos

$$\frac{1}{Q} \frac{dQ}{dT} = \frac{d + 1}{T}$$

ou

$$z_o = \frac{dQ}{dT} = (d + 1) \frac{Q}{T} = (d + 1) \bar{z}$$

ou

$$\bar{z} = \left(\frac{1}{d+1} \right) z_o$$

Consequentemente a relação de CARGILL implica uma relação linear entre o teor médio e o teor de corte, de declive qualquer mas que passa pela origem.

Ou seja, se o modelo fosse interpretado como uma relação domínio - valor médio num volume físico definido onde existe uma zoneografia das concentrações, então o teor médio desse domínio seria nulo (ou o valor mínimo considerado com significado físico). Uma tal consequência é portanto imcompatível com o próprio conceito de zoneografia sendo portanto o modelo inadaptado aos nossos propósitos.

Se adoptarmos uma perspectiva de zoneografia das concentrações, o postulado duma relação linear de declive unitário entre o teor médio e o teor de corte implicava formalmente a Lei de LASKY (ou a relação de MUSGROVE). Do mesmo modo, se postularmos que a relação entre o teor médio e o teor de corte é uma recta de declive qualquer que passa pela origem, então a relação de CARGILL é uma consequência do postulado. Com efeito, se

$$\bar{z} = h.\ z_o$$

sendo h o decive da recta, então de acordo com as definições adoptadas

$$\frac{Q}{T} = h\,\frac{dQ}{dT} \qquad \text{ou} \qquad h\,\frac{dQ}{dT} - \frac{Q}{T} = 0$$

Esta equação diferencial é facilmente resolúvel. A sua solução exprime-se por

$$\ln Q = \frac{1}{h}\ln T + \frac{j}{h}$$

sendo j a constante de integração. Como $\ln z = \ln Q - \ln T$, vem

$$\ln \bar{z} = \frac{1}{h}\ln T + \frac{j}{h} - \ln T$$

$$\ln \bar{z} = \frac{j}{h} + \left(\frac{1}{h} - 1\right) \ln T$$

que é idêntica à relação de CARGILL fazendo c = j/h e d = 1/h - 1.

A evidente inadaptabilidade das implicações formais de fórmula de CARGILL a um modelo zoneográfico não justifica que se prossiga com a sua análise matemática, nomeadamente com vista à determinação da constante de integração e à sua interpretação física, apesar de ela ter sido novamente utilizada pelos mesmos autores numa análise posterior (1981) sobre a produção americana de cobre.

3.3.4 O trabalho de COSTA: uma Lei de Lasky generalizada

Na parte final duma comunicação ao Congresso da Ordem dos Engenheiros "Valorização dos Recursos Uraníferos Nacionais" (1978) apresentei uma metodologia para optimizações preliminares do teor de corte e dos teores de separação entre métodos de tratamento hidromineralúrgicos alternativos. As necessidades formais de parametrar o jazigo e o conhecimento prático das formas das curvas tonelagem-teor levaram-me a adoptar uma relação exponencial decrescente, do tipo da imposta pela Lei da LASKY, que na altura desconhecia. Adoptei, no entanto, uma relação linear

$$\bar{z} = \alpha + \beta z_o$$

entre o teor médio e o teor de corte, não tendo detectado a incompatibilidade formal entre as duas relações, na perspectiva zoneográfica implícita. Em 1981 iniciaram-se os trabalhos relativos ao estudo de viabilidade do Projecto de Nisa. Foi então que as prementes necessidades de parametragem levaram LUIS COSTA a estudar mais profundamente o assunto. Deste modo, num artigo não publicado externamente "Curvas Tonelagem-Teor em Jazigos Uraníferos de Disseminação: Uma Generalização da Lei de Lasky", COSTA nota que o coeficiente de correlação da regressão linear entre o teor médio e o teor de corte é sempre superior ao da regressão entre o logaritmo da tonelagem e o teor de corte. Além disso, o declive da recta de regressão pode ser qualquer, sendo normalmente diferente de 1. Propõe então, nesse artigo, uma generalização da Lei de Lasky partindo duma relação linear geral entre o teor médio

e o teor de corte. Nestas condições:

$$\bar{z} = \alpha\, z_o + \beta$$

implica que

$$\frac{Q}{T} = \alpha \frac{dQ}{dT} + \beta \qquad \alpha \frac{dQ}{dT} - \frac{Q}{T} = -\beta$$

Esta equação diferencial pode ser resolvida pelo método de variação das constantes arbitrárias de Lagrange ou por métodos de mudança de variável. Esta equação conduz a uma generalização da lei de Lasky que se exprime analiticamente por:

$$Q = K_1 \,.\, T^{1/\alpha} - \frac{\beta}{\alpha-1} T$$

ou $Q = k_1 T^{1/\alpha} - k_2 T$, sendo $k_2 = \beta/(\alpha-1)$. k_1 é a constante de integração.

A relação tonelagem-teor pode ser obtida por derivação da fórmula anterior

$$\frac{dQ}{dT} = \frac{k_1}{\alpha} T^{(1-\alpha)/\alpha} - k_2 \quad \text{ou} \quad z_o = \frac{k_1}{\alpha} T^{(1-\alpha)/\alpha} - k_2$$

o que conduz a

$$T = \left[\alpha \frac{k_2}{k_1} + \frac{\alpha}{k_1} z_o \right]^{\frac{\alpha}{1-\alpha}}$$

A constante k_1 pode ser determinada por regressão linear a partir do cálculo de reservas. Com efeito bastará efectuar uma mudança de variável

$x = T^{(1-a)/a}$ na relação $z_o = f(T)$ para se obter uma expressão $z_o = C_1 x - C_2$ donde por regressão se calcula C_1 e, portanto, k_1.

Esta generalização permitiu construir modelos mais sólidos e bem ajustados a todos os jazigos de urânio em meta-sedimentos aos quais o formalismo foi aplicado.

Na sua análise COSTA debruça-se apenas sobre a Lei de LASKY utilizando uma abordagem idêntica à aqui utilizada. Pretendemos até agora analisar as outras relações que posteriormente surgiram sobre o tema e verificámos que todas elas podem ser derivadas de um simples postulado base: a relação entre o teor médio e o teor de corte num volume mineralizado pré-definido, que pode ser interpretado em termos de zoneografia, é traduzida por uma equação linear. Se o declive for unitário estamos nas condições na Lei de LASKY e da relação de MUSGROVE; se a recta passar pela origem, o formalismo de CARGILL é o adaptável. No caso mais geral, em que a relação linear é qualquer, a generalização de COSTA é aplicável, contendo implicitamente todas as outras. Podemos concluir desta análise histórica crítica que **a relação fundamental a obter a partir da informação disponível não é entre a tonelagem e o teor mas entre os dois parâmetros intensivos.** É o tipo de bijecção aplicado a estas duas variáveis que implica formalmente todas as outras. Esta relação entre teor médio e teor de corte é, por sua vez, uma consequência da lei de distribuição da frequência dos teores. Este resultado era, sem dúvida, expectável: com efeito, o suporte do teor é aqui mantido inalterável: é o bloco utilizado na inventariação dos materiais. Portanto, a nossa informação base não é senão apenas a lei de distribuição da frequência dos teores dos blocos e todas as outras variáveis são geradas a partir desta por introdução duma selecção externa.

3.4 Sumário de análises críticas

As primeiras críticas pertinentes aos trabalhos de Lasky são feitas por LOVERING (1964) que considera a sua lei apenas aplicável a jazigos e não a regiões:

" The essential point is that the A/G ratio applies only to certain individual deposits and not to the ore deposits in general. It should not be used in estimating the unfound reserves of a region or a nation".

LOVERING considera que em grande parte dos jazigos a transição do minério para o protominério é esbatida, sem transições bruscas, ou mesmo, em certas unidades estratigráficas, virtualmente nula. Então o abaixamento do teor de corte para além dum certo nível nada acrescenta aos recursos, até que o teor se aproxima da concentração crustal e a tonelagem cresce explosivamente. É então necessário estabelecer um teor mínimo que constitua uma barreira abaixo da qual qualquer extrapolação é ilegítima. Ou seja, a relação estabelecida para um jazigo não pode ser extrapolada para teores infra-marginais relativamente a essa barreira pré-estabelecida e com significado físico.

Por outro lado, os modelos geoquimicos de abundância crustal de SINGER e de SKINNER mostram que a frequência de teores na crusta é bimodal, representando a primeira moda a concentração nas estruturas de silicatos e a segunda moda a concentração nos minérios de sulfuretos e óxidos. Pode-se daqui inferir que existirá sempre uma demarcação, uma fronteira, entre os dois tipos de populações, não sendo legitimo extrapolar de uma para outra. Verifica-se simultaneamente a necessidade de definir, para um jazigo, um domínio fechado pelo isoteor mínimo com significado físico. No caso do urânio um tal limite, função do jazigo, é fácil de estabelecer: a medida radiométrica que representa o teor deve ser simultaneamente discernível do fundo e, pelo menos, igual ao valor mínimo da escala de leitura em que a resolução do aparelho utilizado permita discernir um diferencial de variação pré-estabelecido.

Dum ponto de vista geostatístico este tipo de relações pode ser formalmente criticada (D. GUIBAL), porque:

- o histograma dos teores corresponde aos testemunhos das sondagens e não aos blocos;

- Os teores dos blocos são desconhecidos, existindo apenas estimativas;

- existem constrições geométricas da selecção que impedem que um bloco possa ser retirado independentemente de outro.

Por outro lado, a curva de distribuição dos teores depende da dimensão do bloco, isto é, da unidade física a partir da qual se obteve a informação. É a denominada **influência do suporte**. Assim, a descrição da variação do teor num jazigo reflete não só o modo de ocorrência, mas também o suporte utilizado na estimativa do teor. O efeito do suporte na variação do teor é dado pela **relação variância-volume** de MATHERON-DEWIJS:

$$\sigma^2 = \tau \ln \left(\frac{V}{v}\right)$$

sendo σ^2 a variância do teor, τ um coeficiente de variação intrínseca, V o volume da zona em consideração e v o volume do bloco. O coeficiente τ não varia com a escala de observação ou com o suporte - é uma constante sendo, por vezes, designada por **coeficiente de minerabilidade** ou de **dispersão absoluta**. Deve acrescentar-se que a anterior relação pressupõe o variograma de DEWIJS que descreve um fenómeno com variância infinita. Além disso a sua aplicabilidade está restrita à situação em que os volumes da unidade de inferência e do dominio espacial considerado são homotéticos. Pode concluir-se que a forma da relação tonelagem-teor reflete a variação do teor e que esta reflete o suporte da medida (estimada), assim como o modo de ocorrência.

Prosseguindo com uma perspectiva epistemológica (auto)crítica, constatamos que a quantificação duma curva tonelagem-teor exige que se estabeleçam à priori uma das duas hipóteses alternativas seguintes àcerca da distribuição das amostras:

(i) supor que o histograma das amostras constitui uma representação fidedigna do jazigo;

(ii) supor que o histograma apenas representa um conjunto de amostras do jazigo e como tal contem informação aleatória relativamente à distribuição da população.

A primeira hipótese postula que as amostras são *típicas* do jazigo e conduz à abordagem por anamorfoses e funções de

transferência. Podem referir-se, nesta perspectiva, os trabalhos sobre parametragem desenvolvidos por QUINTINO ROGADO e F. MUGE.

A segunda hipótese afirma implicitamente que, se fosse possível medir o teor (num suporte de volume quase pontual) em cada ponto do jazigo, obteríamos uma distribuição simples que pode ser expressa analiticamente por uma função de densidade de probabilidade conhecida. Esta segunda abordagem é bastante mais simples e parece-nos ser suficiente num caso como aquele que estamos a tratar. Será, pois, esta a perspectiva em que assumidamente nos colocaremos dentro dum princípio da adaptação dos meios aos fins.

Dentro desta mesma óptica, e considerando que o suporte está relacionado com a variância, DEVERLE HARRIS criou um programa que gera uma curva tonelagem-teor a partir duma distribuição lognormal de teores, admitindo a hipótese de a tonelagem e o teor serem estatisticamente independentes. O jazigo hipotético que serviu de base à simulação era constituido por uma tonelada de minério, sendo o parâmetro de localização central (logaritmo do teor) igual a -1. Fez-se variar o parâmetro de dispersão (variância) entre 0,05 e 1. A experiência demonstrou que, se a tonelagem e o teor forem estatisticamente independentes e se o teor tiver uma distribuição lognormal, **se pode obter curvas tonelagem-teor de formas paramétricas diversas de acordo com a variância da distribuição.**

Se o suporte não for constante interessa ainda averiguar se existe ou não uma correlação entre o tamanho da unidade física e o valor médio do seu teor e qual a influência desta correlação na curva tonelagem-teor. DEYOUNG (1981) estudou o efeito produzido na Lei de Lasky pela correlação entre o tamanho dos jazigos e o teor. A metodologia utilizada partiu do postulado da log-normalidade das distribuições da dimensão e do teor e calculou as relações quantidade-qualidade para cada nível de correlação, tendo concluido, talvez um pouco forçadamente, pela aplicabilidade da Lei de Lasky. Conclusão importante é o facto que tanto o suporte como a medida da veriação intrínseca do teor são reflectidos na diferente forma geométrica da função quantidade-qualidade e que, portanto, a partir desta não se pode inferir a existência de qualquer correlação entre a dimensão dum jazigos e o seu teor médio.

A análise de DEYOUNG clarificou definitivamente as ideias neste domínio: ela demonstrou claramente que o declive negativo da relação de Lasky não implica uma correlação negativa entre a dimensão dum jazigo e o seu teor, tal como era crença de certos autores de geologia económica. Concretamente, os seus estudos de simulação numérica, mostraram mesmo que se podia obter uma nítida relação domínio-valor médio entre jazigos partindo de distribuições log-normais para a dimensão e para o teor assumindo, à priori, a inexistência de qualquer correlação estatistica entre estas duas variáveis.

Esta referência à análise de DEYOUNG é essencial na fundamentação do modelo que pretendemos adoptar. Com efeito, sob o ponto de vista de exploração mineira, o jazigo de Nisa, tal como é conhecido, compreende oito zonas distintas de exploração que podem ser consideradas como jazigos autónomos. Ora, se existisse uma dependência estatística entre a dimensão dum jazigo e a sua qualidade, o modelo a adoptar para cada zona de exploração teria de ter em conta mais essa dependência além, naturalmente, da outra de que temos tratado e referente à distribuição do teor no interior do jazigo. Ou seja, se admitirmos que existe uma dependência estatística entre a extensão de domínios mineralizados discretos e a respectiva qualidade média então a representação fundamental de que necessitaríamos seria uma distribuição bivariável de forma apropriada. Se admitirmos que a extensão dos domínios mineralizados é estatisticamente independente da sua qualidade, então a representação fundamental é a lei da distribuição do teor em cada domínio discreto (jazigo ou zona de exploração autónoma). Ora nada há que sugira a existência duma dependência estatística entre a dimensão duma área mineralizada e o seu teor médio explorável mesmo quando haja uma regressão estatística evidente entre as duas variáveis.

Nestas condições o modelo partirá apenas da lei da frequência da distribuição dos teores.

3.5 Fundamentação estatística do modelo

3.5.1 Preâmbulo

Como se verificou, num modelo zoneográfico as relações domínio - valor médio são uma consequência da relação entre o teor médio e o teor de corte. Esta relação é, por sua vez,

consequência da lei de distribuição dos teores no interior do jazigo. Neste contexto uma fundamentação do modelo terá obrigatoriamente de incluir os seguintes passos metodológicos:

- Postular uma hipótese aceitável sobre a lei de distribuição dos teores;

- Verificar qual é a relação entre o teor médio e o teor de corte imposta pela lei anterior.

Nenhum destes passos metodológicos foi empreendido em qualquer dos trabalhos que citámos relativamente a qualquer uma das relações que foram analisadas, LASKY, MUSGROVE, CARGILL e COSTA. É, no entanto, uma imprescendibilidade formal na fundamentação.

O primeiro procedimento exige a formulação dum postulado sobre a lei de distribuição dos teores dos blocos, e a hipótese mais aceitável é admitir uma densidade de distribuição log-normal. Com efeito esta lei é amplamente verificada nos jazigos uraníferos sedimentares e meta-sedimentares.

Postulada a hipótese, vamos verificar qual é a relação entre o teor médio e o teor de corte imposta por esta lei de distribuição. Para tal necessitamos de introduzir alguns conceitos preliminares.

3.5.2 Determinação do teor médio duma distribuição de probabilidade truncada

Considere-se uma variável aleatória X definida no domínio [a,b] e que tenha uma função densidade de probabilidade f(x). Naturalmente que, por definição

$$\int_{-\infty}^{+\infty} f(x)\ dx = \int_{a}^{b} f(x)\ dx = 1$$

e a média é calculada por:

$$\bar{x} = E[x] = \int_{-\infty}^{+\infty} x\ f(x)\ dx = \int_{a}^{b} x\ f(x)\ dx$$

Vamos admitir qua a função f(x) é truncada e que pretendemos calcular a média no intervalo [c,d] com a ≤ c ≤ d ≤ b. Naturalmente que o cálculo da média exige que o integral da densidade de probabilidade da distribuição seja unitário no intervalo [c,d]. Portanto a função densidade original f(x) terá de ser uma nova função g(x) que satisfaça essa condição. Isto significa que as probabilidades serão inflaccionadas no intervalo especificado, pelo que teremos de dividir f(x) por um número k menor do que 1. Esse número é, obviamente, o integral de f(x) no intervalo [c,d].
Teremos então:

$$g(x) = f(x) \,/\, k$$

$$k = \int_c^d f(x)\, dx$$

$$g(x) = \frac{f(x)}{\int_c^d f(x)\, dx}$$

Aplicando agora a definição de esperança matemática, podemos calcular facilmente a média da distribuição truncada no intervalo [c,d]:

$$\bar{x} = E[x] = \frac{\int_c^d x\, f(x)\, dx}{\int_c^d f(x)\, dx}$$

Vamos aplicar estes conceitos a uma distribuição log-normal de teores num jazigo com o objectivo de determinar o teor médio da distribuição, truncada por um teor de corte qualquer.

3.5.3 Determinação do teor médio duma distribuição log-normaltruncada

Para facilitar o cálculo da média vamos fazer a mudança de variável

$$x = \ln z \qquad e^x = z$$

$$\frac{d \ln z}{dx} = 1 \qquad d \ln z = dx$$

$$E[Z] = \frac{\dfrac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \displaystyle\int_{x_1=\ln z_1}^{x_2=\ln z_2} e^x \cdot \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x-\tau}{\sigma}\right]^2\right] dx}{\dfrac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \displaystyle\int_{x_1=\ln z_1}^{x_2=\ln z_2} \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x-\tau}{\sigma}\right]^2\right] dx} = \bar{z}(z_1, z_2)$$

Seja f(x) a função definida por

$$f(x) = e^x \cdot \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x-\tau}{\sigma}\right]^2\right]$$

ou

$$f(x) = \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x^2}{\sigma^2} - \frac{2x\tau}{\sigma^2} + \frac{\tau^2}{\sigma^2} - \frac{2\sigma^2 x}{\sigma^2}\right]\right]$$

ou ainda

$$f(x) = \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x^2}{\sigma^2} - \frac{2(\tau+\sigma^2)x}{\sigma^2} + \frac{(\tau+\sigma^2)^2}{\sigma^2} - \frac{(\tau+\sigma^2)^2}{\sigma^2} + \frac{\tau^2}{\sigma^2}\right]\right]$$

$$f(x) = \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x - (\tau+\sigma^2)}{\sigma} \right]^2 \right] . \exp\left[+\frac{1}{2}\left[\frac{\tau+\sigma^2}{\sigma} \right]^2 - \frac{\tau^2}{2\sigma^2} \right]$$

$$f(x) = \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x - (\tau+\sigma^2)}{\sigma} \right]^2 \right] . \exp\left[+\frac{1}{2}\left[\frac{\tau^2+2\tau\sigma^2+\sigma^4}{\sigma^2} \right] - \frac{\tau^2}{2\sigma^2} \right]$$

$$f(x) = \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x - (\tau+\sigma^2)}{\sigma} \right]^2 \right] . \exp\left[\tau + \frac{\sigma^2}{2} \right]$$

O termo $\exp(\tau + \sigma^2/2)$ é independente de x e, portanto:

$$\bar{z}(z_1,z_2) = \frac{\dfrac{\exp(\tau+\sigma^2/2)}{\sigma\sqrt{2\pi}} \displaystyle\int_{x_1}^{x_2} \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x - (\tau+\sigma^2)}{\sigma} \right]^2 \right] dx}{\dfrac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \displaystyle\int_{x_1}^{x_2} \exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{x - \tau}{\sigma} \right]^2 \right] dx}$$

Voltando à variável inicial:

$$\bar{z}(z_1,z_2)=\frac{\dfrac{\exp(\tau+\sigma^2/2)}{\sigma\sqrt{2\pi}}\displaystyle\int_{\ln z_1}^{\ln z_2}\exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{\ln z-(\tau+\sigma^2)}{\sigma}\right]^2\right]d\ln z}{\dfrac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}}\displaystyle\int_{\ln z_1}^{\ln z_2}\exp\left[-\frac{1}{2}\left[\frac{\ln z-\tau}{\sigma}\right]^2\right]d\ln z}$$

ou seja:

$$\bar{z}(z_1,z_2)=K\left[\frac{P\,[\ln z_1\le\ln z\le\ln z_2\mid N(\tau+\sigma^2,\sigma^2)\,]}{P\,[\ln z_1\le\ln z\le\ln z_2\mid N(\tau,\sigma^2)\,]}\right]$$

sendo $K=\exp(\tau+\sigma^2/2)$.

Portanto o *teor médio duma distribuição log-normal truncada é igual ao produto duma constante pelo quociente de 2 probabilidades sendo o numerador uma distribuição normal de média* $\tau+\sigma^2$ *e variância* σ^2 *e o denominador uma v.a. normal de média* τ *e desvio padrão* σ^2.

Naturalmente que se pode agora estabelecer a relação entre o teor médio e o teor de corte:

$$\bar{z}(z_o)=K\left[\frac{P\,[\ln z_o\le\ln z\le\infty\mid N(\tau+\sigma^2,\sigma^2)\,]}{P\,[\ln z_o\le\ln z\le\infty\mid N(\tau,\sigma^2)\,]}\right]$$

3.5.4 Relação entre os parâmetros de corte e de localização central numa distribuição log-normal

Dispomos agora duma ferramenta matemática que nos permite determinar o tipo de relação existente entre o parâmetro de corte e a média para uma v.a. cuja lei de distribuição é log-normal. Dada a natureza das funções envolvidas, a experiência numérica é a única via de abordagem do problema. Para tal considerámos uma v.a. deste tipo com média aritmética 1,1 e fizemos variar a respectiva variância aritmética entre 0,05

e 1. Em cada situação definida pelo conjunto destes dois parâmetros fizemos, por sua vez, variar o parâmetro de corte entre 0,1 e um limite superior variável (entre 3 e 5) e seleccionado de modo que a massa probabilística excluida da experiência fosse insignificante - pelo menos inferior a 0,1%. O parâmetro de corte foi incrementado de 0,1 entre os limites do intervalo de variação já referido, calculando-se para cada ponto a média da distribuição log-normal truncada resultante. A metodologia envolvida é bastante simples e é consequência directa da teoria da lei log-normal. Vamos resumi-la:

Se uma v.a. cuja funcão densidade de probabilidade é log-normal tiver média aritmética **m** e variância Σ^2 então a respectiva variância logarítmica (variância da lei normal definida pelos logaritmos dos valores da v.a.) σ^2 é calculada por:

$$\sigma^2 = \ln \left[\frac{\Sigma^2 + m^2}{m^2} \right]$$

A mediana da distribuição é calculada por:

$$\Gamma = \frac{m}{e^{\sigma^2/2}}$$

sendo portanto a média dos logaritmos calculada por $\tau = \ln \Gamma$. A média da distribuição log-normal truncada foi calculada aplicando a teoria exposta no ponto precedente. Note-se que a constante $K = \exp(\tau + \sigma^2/2)$ é a média aritmética da distribuição. Os resultados obtidos sugerem imediatamente que a relação entre as duas variáveis se exprime por uma curva constituida por dois troços: um ramo curvo de forma côncava, que parte do eixo das ordenadas e de amplitude tanto maior quanto menor for a variância da distribuição, e um ramo linear tanto mais extenso quanto maior for a variância. É portanto inequívoca a existência de uma relação linear entre média (aritmética) e o parâmetro de corte, pelo que foram igualmente determinadas as equações das rectas de regressão e o coeficiente de correlação. Naturalmente que quando a dispersão da distribuição é reduzida e, portanto, a massa probabilística se encontra concentrada em torno da média, os cortes

efectuados para valores muito baixos da v.a. praticamente não influem no valor da média. Esta é a zona de não linearidade, pelo que foi excluida da regressão. Nestas condições indica-se qual a percentagem da massa probabilística excluida da regressão. Os resultados obtidos foram os seguintes:

Média Aritmética	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
Variância Aritmética	0,05	0,10	0,20	0,50	1,00
Variância Logarítmica	0,0405	0,0794	0,1530	0,3459	0,6024
Mediana	1,078	1,0572	1,090	0,9253	0,8139
Média Logarítmica	0,0751	0,0556	0,0188	-0,0776	-0,2059
Número de pontos utilizados	23	28	33	48	50
Massa probabilistica excluida da regressão	0,0692	0,0718	0,0882	0,0298	0,0035
Coeficiente de correlação	0,9985	0,9987	0,9992	0,9996	0,9997
RECTA DE REGRESSÃO Declive	0,935	0,953	0,988	1,076	1,176
Ordenada na origem	0,269	0,340	0,430	0,609	0,787

A figura 3.1 ilustra os resultados obtidos.

3.9 Um primeiro teste para o modelo: aplicação às reservas geológicas

Sob o ponto de avaliação de recursos e de exploração mineira o jazigo de Nisa foi dividido em oito zonas

denominadas de A a H. O cálculo de reservas foi feito independentemente para cada zona e para teores de corte variáveis entre 0 (globalidade do volume de influência das sondagens) e limite superior variável entre 0,30 e 0,40 de acordo com as características da área.

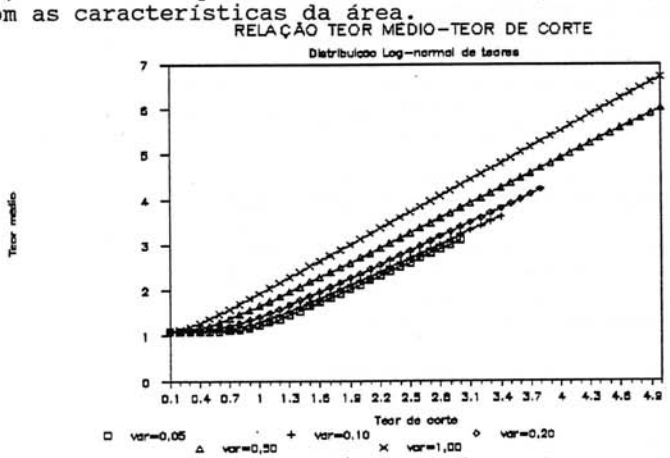


Fig. 3.1 -Relação teor médio-teor de corte numa distribuição log-normal

A metodologia utilizada para testar o modelo que temos vindo a construir foi a seguinte:

1ª) Calculamos a relação linear $\bar{z} = a\ z_o + b$ entre o teor médio e o teor de corte;

2ª) A partir dos parâmetros a e b estimou-se o valor para a constante $k_2 = b/(a-1)$ da relação $T = f(z_o)$;

3ª) Utilizando os valores directos do cálculo de reservas, e por linearização da equação:

$$z_o = \frac{k_1}{a} T^{(1-a)/a} - k2$$

calculou-se o valor dos parâmetros k_1/a e k_2.

4ª) Além dos testes estatísticos traduzidos pelo cálculo dos dois coeficientes de correlação, um terceiro teste, de natureza não estatística é efectuado: se o modelo for correcto as duas estimativas do parâmetro k_2 calculadas a partir das duas regressões independentes referidas devem ser iguais.

Os resultados obtidos foram os seguintes, indicando-se igualmente o valor crítico do coeficiente de correlação (r) para um nível de confiança de 99%:

ZONA A

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	35	35
Declive	a=1,0512	k_1/a=2,9623
Ordenada na origem	b = 0,0716	k_1=-1,44
Coeficiente de correlação	0,9968	0,9952
Valor crítico de r	0,432	0,432
Constante k_2	b/(a-1) = 1,40	1,44

ZONA B

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	36	36
Declive	a=1,0525	k_1/a=1,9796
Ordenada na origem	b = 0,0503	k_1=-0,98
Coeficiente de correlação	0,9980	0,9962
Valor crítico de r	0,425	0,425
Constante k_2	b/(a-1) = 0,96	0,98

ZONA C

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	29	29
Declive	a=1,0980	k_1/a = 1,2673
Ordenada na origem	b = 0,0363	k_1=-0,38
Coeficiente de correlação	0,9990	0,9985
Valor crítico de r	0,470	0,470
Constante k_2	b/(a-1) = 0,37	0,38

ZONA D

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	27	27
Declive	a=1,4283	k_1/a = 3,6042
Ordenada na origem	b = 0,0332	k_2=-0,08
Coeficiente de correlação	0,9991	0,9990
Valor crítico de r	0,487	0,487
Constante k_2	b/(a-1) = 0,08	0,08

ZONA E

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	26	26
Declive	a=1,2396	k_1/a = 1,8688
Ordenada na origem	b = 0,0410	k_2=-0.17
Coeficiente de correlação	0,9949	0,9929
Valor crítico de r	0,496	0,496
Constante k_2	b/(a-1) = 0,17	0,17

ZONA F

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	38	38
Declive	a=1,2090	k_1/a = 2,0701
Ordenada na origem	b = 0,0612	k_2=-0,30
Coeficiente de correlação	0,9928	0,9906
Valor crítico de r	0,412	0,412
Constante k_2	b/(a-1) = 0,29	0,30

ZONA G

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	19	19
Declive	a=1,2339	k_1/a = 1,0958
Ordenada na origem	b = 0,0272	k_2=-0,11
Coeficiente de correlação	0,9906	0,9882
Valor crítico de r	0,575	0,575
Constante k_2	b/(a-1) = 0,12	0,11

ZONA H

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	28	28
Declive	a=1,0274	k_1/a = 2,2392
Ordenada na origem	b = 0,0436	k_2=-1,61
Coeficiente de correlação	0,9954	0,9846
Valor crítico de r	0,478	0,478
Constante k_2	b/(a-1) = 1,59	1,61

TOTAL

	Relação $\bar{z}= f(z_o)$	Relação $z_o=f(T)$
Número de pontos	31	31
Declive	a=1,1122	k_1/a = 2,5521
Ordenada na origem	b = 0,0581	k_2=-0,53
Coeficiente de correlação	0,9975	0,9960
Valor crítico de r	0,456	0,456
Constante k_2	b/(a-1) = 0.52	0,53

A adaptabilidade do modelo ficou, sem dúvida, bem expressa pelos resultados obtidos: por um lado, as correlações podem sempre ser aceites a um nível de confiança de 99% e, por outro, **há uma particular coincidência no cálculo do valor de k_2 estimado a partir das duas regressões independentes.** A título exemplificativo, as figuras 3.2 e 3.3 ilustram as curvas tonelagem-teor derivadas do cálculo de reservas e estimadas por aplicação do modelo desenvolvido, para a totalidade do jazigo, caso em que o afastamento do modelo é máximo, e para a zona D, em que o afastamento do modelo é mínimo.

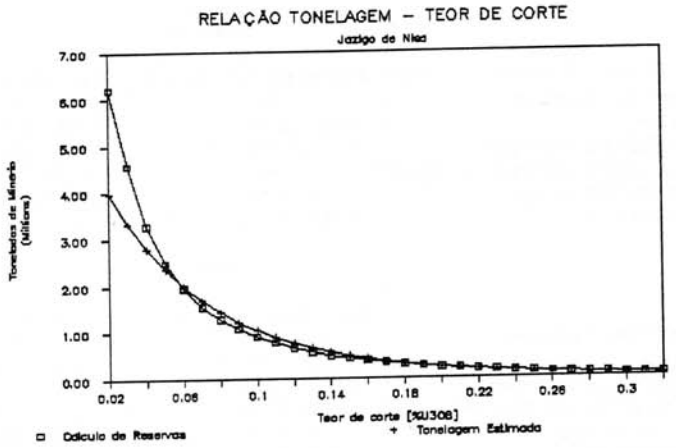


Fig 3.2 Relação tonelagem-teor calculada e estimada por regressão para a totalidade do jazigo.

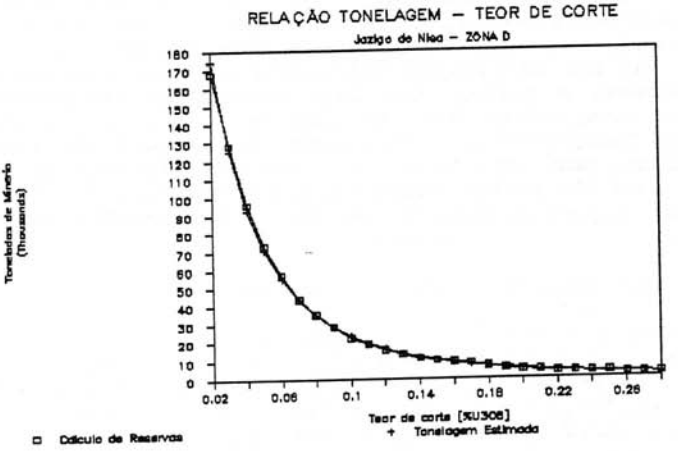


Fig 3.3 Relação Tonelagem-Teor calculada e estimada por regressão para a zona D.

Em qualquer dos cálculos efectuados o modelo apresenta sempre os desvios máximos para os teores inferiores, podendo levantar-se dúvidas sobre a sua aplicabilidade nesta região. Há, no entanto, razões para o facto. O resultado primitivo no cálculo de reservas dum jazigo uranífero são as leituras radiométricas das sondagens sem recuperação. A partir dum pequeno número de sondagens com recuperação de testemunho, faz-se a respectiva análise química e estabelece-se uma correlação log-log entre teor químico e teor radiométrico. É a partir desta correlação que os teores radiométricos são convertidos em químicos e se efectua o cálculo de reservas. Nestas circunstâncias, o afastamento do modelo nos teores baixos deve-se às seguintes circunstâncias:

1º) A descriminação do equipamento de leitura radiométrica para distinguir do fundo radioactivo radiações fracas é baixa; no limite são indistinguíveis do fundo;

2º) Se a concentração for baixa existe maior probabilidade de a leitura pontual efectuada ser falseada por efeito da radiação emitida pela massa vizinha;

3º) Devido às duas razões anteriores, e especialmente à primeira, o cálculo de reservas de jazigos uraníferos apresenta erros elevados para os teores baixos pecando por defeito, o que aliás é bem verificado na prática.

Pensamos poder assim afirmar, apesar de não o podermos formalmente provar, que a menor adaptabilidade do modelo nas baixas concentrações é mais devida a uma deficiência qualitativa na informação de base disponível do que a uma deficiência congénita na estrutura do modelo.

3.10 Independência estatística entre tonelagem e teor

Como referimos anteriormente, se existir uma dependência estatística sobreponível à aqui modelada, entre a tonelagem de um jazigo e o seu teor médio, então a representação fundamental não seria apenas a distribuição do teor, como considerámos, mas sim uma distribuição bivariável. Naturalmente que, nessas condições, a inconformidade do modelo adoptado seria evidente por errónea estruturação conceptual. Não constitui nosso objectivo a investigação desta

fenomenologia ao nível crustal, domínio em que forçosamente teria de ser encarada. No entanto, dadas as implicações de uma tal dependência pareceu-nos que o problema podia ser muito sumariamente referido. Assim, apresentamos na Fig. 3.4 as localizações de jazigos portugueses de urânio, alguns já explorados, outros em actividade, outros por explorar, num sistema de coordenadas tonelagem-teor médio. Parece-nos bem evidente a inexistência de qualquer espécie de correlação. **Nestas circunstâncias não nos parece que a investigação deste ponto traga qualquer coisa de inovador relativamente aos objectivos aqui expressos.** Dispomos assim dum argumento suficiente para o seu abandono imediato e para admitir uma independência estatística entre a tonelagem dos jazigos e o seu teor. Nestas condições, o domínio de aplicação deste modelo fica forçosamente restringido a jazigos com uma distribuição log-normal de teores, e com uma geologia tal que uma concepção zoneográfica é aplicável. Qualquer outra utilização carece de fundamento. Em particular parece-nos que a pesquisa de uma parametragem para uma região mais larga terá de partir de uma distribuição bimodal da crusta.

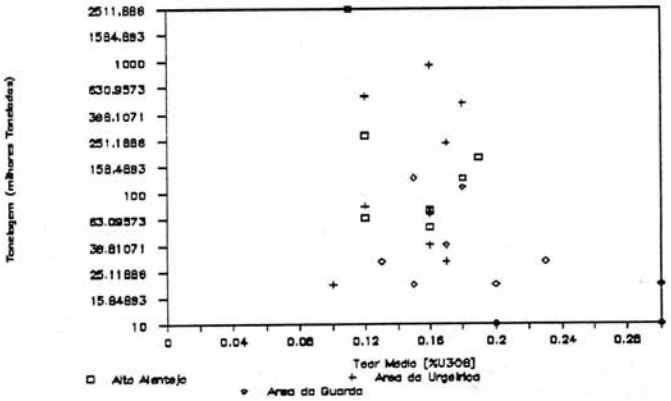


Fig 3.4 Jazigos portugueses de urânio

3.11. As reservas mineiras; considerações gerais

A optimização das cortas dos desmontes a céu aberto das várias zonas do jazigo, foi efectuada previamente à elaboração

de qualquer estudo preliminar de viabilidade. A metodologia utilizada, como já referimos, baseou-se numa optimização dimensional (perfil a perfil), segundo o método de LERCHS e GROSSMAN, seguida de posterior compatibilização manual entre perfis. O minério era classificado à priori em três categorias: **minério pobre** com teor entre 0,01 e 0,05% U_3O_8, **minério médio** com teor entre 0,05 e 0,09% U_3O_8 e **minério rico** com teor superior a 0,09% U_3O_8. A cada uma destas categorias de minério foram atribuídas recuperações e custos de tratamento e transporte distintos. O outro parâmetro económico interveniente foi o custo da extracção da tonelada de "tout--venant". Deve mencionar-se que este estudo foi totalmente orientado pela divisão de geologia da E.N.U. e o cálculo informatizado foi feito no Departamento de Geologia da Universidade de Coimbra. Como conclusões gerais, de interesse para o nosso objectivo, deve realçar-se:

1ª) A conjuntura económica na altura do cálculo era extremamente favorável: Os preços do mercado encontravam-se no máximo histórico (superiores a USD 40/lb U_3O_8), a procura era efectiva e os custos de produção baixos;

2ª) A mineralização, tal como é conhecida, é superficial sem necessidades de decapagens prévias. Simultaneamente não existe um controlo estrutural em escala larga do fenómeno mineralizante, o que atribui ao jazigo um carácter de disseminação. Nestas condições as relações estéril - minério são baixas e o custo da exploração mineira é pouco importante. Pode dizer-se que, sob este ponto de vista, é o jazigo do País que apresenta melhores características de favorabilidade.

Não é de surpreender que os resultados do cálculo mostrem uma anormalmente elevada recuperação das reservas mineiras relativamente às geológicas, com simultânea redução drástica no volume do jazigo. Assim, para a totalidade do jazigo, o grau de recuperação das reservas geológicas é, respectivamente de 83,7%, 84,7% e 80,6%, para os teores de corte de 0,01, 0,05 e 0,09% U_3O_8 enquanto que, simultaneamente, o volume de escavação se reduz a 47,2% do volume de influência da área sondada. Conjugando os factores mencionados, poderá afirmar--se que o cálculo das cortas teve por efeito prático imediato a eliminação da exploração de mineralizações remotas. Todos estes factores legitimam que o jazigo parametrável seja o

mineiro e não o geológico.

3.12. Um modelo para o jazigo de Nisa

Pode-se agora, de acordo com a argumentação desenvolvida até ao momento, parametrar o inventário de materiais no interior das cortas. Para isso utilizou-se os dados do cálculo das cortas, ajustando linearmente o teor médio ao teor de corte:

$$\bar{z} = a.z_o + b$$

Para calcular a relação entre a tonelagem de minério e o teor de corte utilizou-se a lei de LASKY generalizada por L. COSTA:

$$T = (C_1 + C_2 \cdot z_o)^{C_3}$$

tendo as constantes C_1, C_2 e C_3 sido calculadas pelos métodos já referidos. Os resultados obtidos são indicados no quadro seguinte. Deve notar-se que dispomos de apenas 1 grau de liberdade (3 valores e 2 variáveis) e que nestas condições o valor crítico para o coeficiente de correlação, a um nível de confiança de 95%, é 0,997. Todas as correlações são aceitáveis a este nível de confiança excepto a zona G, que é marginal, e onde é aceitável a 90%. Apesar disso, e dada a impossibilidade prática de se obterem mais pontos da relação em virtude da metodologia de cálculo adoptada na inventariação dos materiais da corta, aceitaremos a validade do modelo para cada zona do jazigo encarada individualmente e para a sua totalidade.

ZONA	a	b	Coef. correl.	C 1	C 2	C 3	Coef. correl.	Tal-Qual [t]
A	1,3100	0,0433	0,9992	0,0257	0,1860	-4,2269	0,9990	9209564
B	1,1600	0,0356	0,9998	0,1340	0,6529	-7,2500	1,0000	3759732
C	1,0125	0,0375	0,9987	0,8487	0,2965	-81,0	0,9996	1020600
D	1,1275	0,0426	0,9981	0,2475	0.7812	-8,8431	0,9992	534240
E	1,3538	0,0312	0,9970	0,0372	0,4933	-3,8269	0,9990	663684
F	1,4000	0,0374	0,9995	0,0367	0,4061	-3,5000	0,9999	203250
G	0,9725	0,0362	0,9944	1,3566	-1,084	+35,3636	-0,9963	100770
H	0,9364	0,0391	0,9999	2,2812	-3,855	+14,733	-1,0000	375605
TOT.	1,2713	0,0398	1,0000	0,0329	0,2289	-4,6966	0,9998	15867446

BIBLIOGRAFIA

Azis, A e Zwartendyk K.J. Towards Optimizing the Public Gains from the Exploitation of Natural Mineral Resources, Mineral Bulletin MR 129, Department of Energy, Mines and Resources, Ottawa, Março 1973.

Cargill, S.M., Root, D.H. e Bailey, E.H., Estimating Usable Resources from Historical Industry Data, Economic Geology, Vol. 76, 1981, pág. 1081-1095.

Costa, Luis R., Curvas Tonelagem-Teor em Jazigos Uraníferos de Disseminação: uma Generalização da Lei de Lasky, Relatório Interno (não publicado), E.N.U., 1982.

DeYoung Jr., John, The Lasky Cumulative Tonnage-Grade Relationship - A Reexamination, Economic Geology, Vol. 76, 1981, pág. 1067-1080.

Ellis, Trevor R., Estimation of Minimum Specifications for Economically Explorable Sandstone-Type Deposits, Colorado School of Mines Quarterly, Volume 74, Nº 1, Janeiro de 1979.

Fiúza, A.M., Preliminary Optimization of Ore Grades for Alternative Exploitation Methods, em Economics of Uranium Ore Processing, O.C.D.E., Paris, 1983, pág. 119-130.

Guibal D., Le Parametrage des Reserves, 1º Seminário de Geomatemática, Técnica 451-452, Janeiro/ Fevereiro/ Março, Lisboa, 1979.

Harris, Deverle P., Mineral Resources Appraisal, Oxford Geological Sciences Series, Clarendon Press, Oxford, 1984.

Joly G., Indications Complémentaires sur les Teneurs de Coupure, Révue de l'Industrie Minérale, Janeiro de 1983.

Krige, D.G., Lognormal de Wijsian Geostatistics for Ore Evaluation, South African Institute of Mining and Metallurgy, 1978.

Lane K.F.,Hamilton, Parker J.B., Cutoff Grades for Two Minerals, APCOM 17th International Symposium, Londres, 1984.

Lasky, Samuel G., How Tonnage and Grade Relations Help Predict Ore Reserves, Engineering & Mining Journal, 151, 1950, pág. 81-85.

Meehan R.J. e Grundy W.D., Statistical Evaluation of Uranium Resources, U.S. Atomic Energy Comission, Grand Junction Office, Junho 1968.

Muge, F.O., Introdução à Parametrização de Variáveis Regionalizadas, Encontros sobre métodos quantitativos aplicados a variáveis regionalizadas, I.N.I.C., 1983, pág. 193-207.

Musgrove, P.A., Lead: Grade-Tonnage Relation, Mining Magazine, 112, 1965, pág. 249-251.

Oliveira, Jaime M.C., Méthodes d'Études des Phénomènes Aléatoires, L.F.E.N., Sacavém, 1970.

Rogado J. Quintino, Uma Nova Parametrização de Jazidas Minerais, 1º Seminério de Geomatemática, Técnica Nº 451/52, Janeiro/ Fevereiro/ Março, Lisboa, 1979.

Royle, A.G., Récentes Mises au Point en Matière de Classification des Ressources et des Réserves, Révue de l'Industrie Minérale, Janeiro de 1983.

Shaap, Objective Function and Methodology in Cutoff Grade Theory, APCOM 18th International Symposium, Londres, 1984.

Taylor, H.K.,General Background Theory of Cutoff Grades, Institute of Mining ans Metallurgy Transactions, Julho 1972, pág. A 160-179.

LISTA DOS SIMBOLOS USADOS NO CAPITULO 3

a	Constante na equação de Lasky; parâmetro duma relação linear teor médio - teor de corte.
A	Constante da relação de Musgrove
b	Constante na equação de Lasky; parâmetro duma relação linear teor medio - teor de corte.
c	Constante usada na relação de Cargill
$\hat{c}$	Estimativa de c
d	Constante usada na relação de Cargill
$\hat{d}$	Estimativa de d
E[X]	Esperança matemática da v.a. X
f(x)	Função densidade de probabilidade
h	Parâmetro
j	Parâmetro
k	Constante da relação de Musgrove
k_1	Constante de integração
k_2	Constante definida no texto
K	Constante de integração
Q	Quantidade de metal
Q_o	Quantidade total de metal num domínio definido
T	Tonelagem de minério

T_o	Tonelagem total num domínio definido
T'	Constante
V	Volume do domínio
x	Variavel aleatória
z	Teor
$\bar{z}$	Teor médio
z_o	Teor de corte
α	Constante usada na generalização de Costa
β	Constante usada na generalização de Costa
τ	Coeficiente de dispersão absoluta; media duma v.a. normal
Γ	Mediana
σ	Desvio padrão do teor; desvio padrão duma v.a. normal

Capitulo 4

MODELAGEM QUANTITATIVA DA LAVRA

I am the Earth
Thy mother; she within whose stony veins
To the last fiber of the loftiest tree,
Whose thin leaves trembled in the frozen air,
Joy ran, as blood within a living frame,
When thou didst from her bosom, like a cloud
Of glory, arise, a spirite of keen joy.
P. B. SHELLEY, Prometheus Unbound (1º Acto)

4.1 Objectivo, resumo e referências

O modelo que apresentamos neste capítulo realiza três funções:

1. Introduz no modelo de parametragem desenvolvido no capítulo anterior as correcções operatórias derivadas da inevitável imperfeição da condução da lavra e da construção das rampas de acesso;

2. Elabora um planeamento da sequência de exploração a uma macro-escala - ao nível do jazigo ou zona de exploração.

3. Faz uma estima dos parâmetros económicos fundamentais: investimento inicial e de substituição e custos operatórios.

Após uma breve referência à geologia dos jazigos do distrito mineiro são referidos e analisados os critérios tecnológicos adoptados com implicação na inventariação de materiais: a altura de degrau, o ângulo de talude, a diluição e a rampa de acesso. A fixação quantitativa dos critérios permite re-elaborar uma parametragem dos jazigos da área. O planeamento da produção pode então ser calculado se for definida uma vida útil para o projecto e se existirem critérios que permitam estabelecer uma sequência de exploração. Na análise das operações unitárias componentes do ciclo de trabalho passam-se em revista as opções da maquinaria envolvida e as correspondentes opções adoptadas. A selecção de equipamento permite então formalizar modelos de estima dos investimentos e dos custos operatórios.

Os critérios tecnológicos aqui adoptados são apenas parcialmente coincidentes com os utilizados nos estudos de viabilidade e que estão expostos nos volumes IV (*Recursos e Reservas*), Volume V (*Planeamento Mineiro*) e Volume XIII (*Escalonamento Temporal do Projecto*).

4.2 Introdução

O distrito uranífero do Alto Alentejo compreende 32 ocorrências, em que o reconhecimento foi levado a um estádio adiantado, localizadas numa estreita faixa grosseiramente

rectangular, de dimensões 20 x 40 km, e com a maior extansão no sentido E-W. Esta faixa prolonga-se para Espanha, encontrando-se mineralizações nas zonas fronteiriças de Valência de Alcântara e Albuquerque. Apenas 8 destas 32 ocorrências apresentam recursos geológicos superiores a 75 tonelas de U_3O_8, que considerámos como limiar mínimo de explorabilidade a céu aberto.

No entanto, a maior parte das reservas (pelo menos 60%) está compreendida num único jazigo - o de Nisa. Este é, por sua vez, constituido por uma série aparentemente descontínua de ocorrências situadas numa peneplanície levemente ondulada, na zona xistosa entre Nisa e Monte Claro, nas freguesias de Srª da Graça e Espírito Santo, do concelho de Nisa, distrito de Portalegre.

A área mineralizada tem a configuração duma faixa irregular com 5 km de comprimento, sendo a largura variável entre 50 e 400 m, e a direcção predominante WNW-ESE, sensivelmente paralela ao contacto com o granito. O jazigo pode ser caracterizado sumariamente pela seguinte descrição de LIMPO DE FARIA:

"*A mineralização uranífera situa-se principalmente na zona alterada superficial, por cima e na zona de oscilação do nivel hidrostático, nas zonas de cisalhamento WNW-ESE, estando irregularmente disseminada quer nos xistos muito alterados, seguindo os planos de foliação ou ao longo das superficies das litoclases, quer nos preenchimentos argilosos das falhas verticais, inclinadas ou sub-horizontais.*

Inferiormente a este nível, e quando o xisto se torna compacto, a mineralização limita-se às faixas de cisalhamento ou às falhas, mostrando-se muito nitida a morfologia filoniana.

Os filões de quartzo nos xistos são lenticulares e apresentam-se geralmente concordantes com a xistosidade.

As sondagens realizadas modificaram sensivelmente a interpretação inicialmente fornecida pelas sanjas, mostrando que a distribuição da mineralização tomava por vezes aspectos desconcertantes. Aparecem grandes concentrações nas zonas estéreis do plano contador e das próprias sanjas.

Numa tentativa para encontrar as raizes do jazigo, numa hipótese de admissão da génese filoniana, foi realizado um programa de sondagens eléctricas que definiram 3 zonas: uma alterada superficialmente - xistos "secos" até 35 metros, outra de xistos "normais", até 115 metros e, finalmente, uma terceira que as sondagens mostraram ser formada por corneanas. A carta das resistividades e as sondagens profundas realizadas mostraram que não deve, em principio, haver uma estrutura de raiz profunda com a qual se possa relacionar a mineralização uranífera reconhecida à superficie. No entanto os elementos sobre os quais nos baseamos são pouco numerosos e é necessário esperar o futuro desenvolvimento dos trabalhos.

Existe, para o conjunto do jazigo, um paralelismo notável entre o maior desenvolvimento das anomalias, das faixas de cisalhamento e os talvegues, que supomos de origem tectónica".

As interrogações levantadas há mais de 20 anos mantêm a sua actualidade. Com efeito, e desde essa data, apenas foram realizados trabalhos de geologia de superfície que, apesar de terem contribuido para uma maior compreensão da geologia da área, pouco ou nada acrescentaram à compreensão da estrutura do jazigo para além da zona superficial alterada.

Os outros jazigos, do tipo filoniano, podem ser subdivididos em duas categorias:

a) Jazigos com mineralização associada a brechas quartzosas. Os filões deste tipo repartem-se preferencialmente na bordadura N do granito porfiróide. A sua orientação passa de W a E para NNW a NNE. As possanças variam de 1 a 3 m. São essencialmente constituidos por quartzo branco, maciço, fortemente fracturado e reinjectado pela mineralização uranífera e por outras variedades de quartzo criptocristalino a euédrico. Neste tipo de filões há, por vezes, uma sobreposição de urânio e de mineralizações diversas: volfrâmio, apatite, blenda e galena. O jazigo mais importante é o do TARABAU. Consideram-se ainda com interesse os jazigos do Mato da Póvoa e da Meada.

b) Jazigos com mineralizações intra-graníticas sem ganga. Este tipo é representado pelos jazigos do grupo de TOLOSA. As estruturas são falhas de cisalhamento e têm uma direcção predominante NNE, sendo as possanças variáveis. Em

profundidade a mineralização é de pecheblenda associada à marcassite, raramente com um pouco de quartzo jasperóide hematitizado. Este grupo de jazigos compreende Tolosa, Palheiros de Tolosa, Alto do Corgo e Maia.

4.3 Parâmetros da exploração a céu aberto

4.3.1 Altura do degrau

A altura do degrau é o parâmetro mais importante no projecto dum desmonte a céu aberto em que exista uma grande variabilidade do teor na direcção vertical. Com efeito, este factor não só condiciona então a selecção do equipamento utilizado, mas também determina as reservas recuperáveis e o respectivo teor médio. A variação da altura do degrau tem pois, neste caso, duas condicionantes que actuam economicamente em sentido oposto: quanto maior for a altura do degrau maior será a dimensão dos equipamentos susceptível de utilização e maior é a produtividade; simultaneamente, maior é a diluição proveniente da regularização dos teores em toda a extensão da altura, provocando um abaixamento do teor médio do jazigo e uma diminuição do grau de recuperação. Ou seja, a utilização de um bloco técnico de exploração de maior volume implica uma diminuição do respectivo teor médio. Temos, portanto, um problema elementar de optimização com um mínimo geralmente bem marcado.

Efectuou-se, para este projecto, uma experiência quantitativa para as reservas geológicas: mantendo-se contante a base do bloco (10 x 10 metros) fez-se variar a altura do mesmo entre 1 e 5 metros e determinou-se, para vários teores de corte, as reservas, a tonelagem de minério e o teor médio respectivo.

A figura 4.1 representa a variação das reservas em função do teor de corte, para várias alturas do degrau. Apesar da experiência ter sido efectuada sobre as reservas geológicas, nada é retirado à sua generalidade.

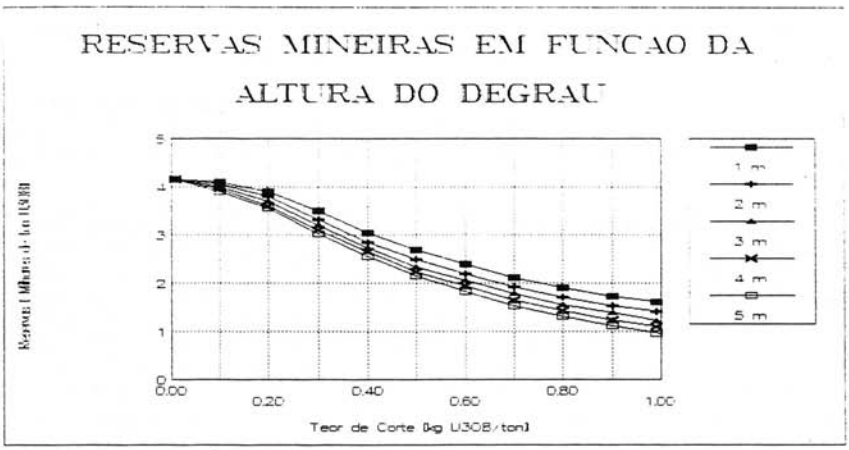


Fig 4.1 Variação das reservas em função da altura do degrau

As conclusões são imediatas:

- há uma diminuição de recuperação do metal com o aumento da altura do degrau:

- esta diminuição é tanto mais significativa quanto maior for o teor de corte;

- A elasticidade desta variação é decrescente relativamente ao aumento da altura do degrau.

Se substituissemos as reservas de metal pela quantidade de minério as conclusões mantinham-se. No entanto a sensibilidade da sua variação relativamente à altura do degrau é muito inferior.

Pode pois concluir-se que o aumento da altura do degrau baixa a recuperação em metal do jazigo, quer directamente no minério extraído, quer ainda indirectamente por diminuição do

teor médio que se reflecte no rendimento do tratamento hidromineralúrgico. Há simultaneamente uma diminuição da capacidade nominal de produção de concentrado por diminuição do teor médio do minério submetido a tratamento.

Por outro lado, um aumento da altura do degrau tem por consequência um consumo específico de explosivo mais baixo, uma dimuição das necessidades de perfuração e um custo para a carga inferior.

A altura do degrau de exploração considerada, para efeito de projecto da corta e inventariação de materiais no seu interior, foi de 2 m. Este valor conservador é fruto da prática corrente na exploração de jazigos nacionais do mesmo tipo e representa o mencionado compromisso entre produtividade e selectividade. Deve aqui mencionar-se que na exploração de jazigos sedimentares, tipo ***roll front***, a exploração pode ser conduzida com degraus de 60 cm de altura. No entanto é aparentemente inquestionável que o modelo da deposição no jazigo de Nisa é doutra natureza: a mineralização tem um acentuado controlo estrutural e os meta-sedimentos encontram-se intensamente dobrados e com fortes inclinações.

Nos restantes jazigos, do tipo filoniano, a variabilidade vertical das mineralizações é compatível com a adopção de maiores alturas de degrau, pelo que prevalece o critério técnico de máxima eficácia do equipamento de perfuração, tendo-se optado por uma altura de 3 metros.

4.3.2 O ângulo de talude

O ângulo de talude considerado para o jazigo de Nisa foi de 45º e resulta duma estabilidade pouco acentuada e de um grau de alteração significativo da rocha encaixante. Para os jazigos do tipo filoniano o ângulo considerado foi de 60º, uma vez que a rocha encaixante é granítica.

4.3.3 Parâmetros do material

Para cálculo dos materiais a explorar admitiram-se os seguintes valores dos parâmetros:

- Densidade no local, base seca	2,1 t/m³
- Densidade no local, base húmida	2,3 t/m³

- Humidade média 8 %
- Densidade após arranque, base seca 1,7 t/m³
- Factor de empolamento 25%

O parâmetro básico de 2,1 para densidade no local, em base seca, aparenta ser relativamente baixo. No entanto, o seu valor resultou de uma evidência física concreta, pelo menos válida localmente: determinações experimentalmente correctas feitas a partir do material retirado dum desmonte experimental executado no jazigo. As alternativas, mesmo que fundamentadas em bases comparativas (outros jazigos idênticos), careceriam sempre dum suporte experimental concreto. Para os jazigos do tipo filoniano considerou-se o valor de 2,5 para a densidade no local, em base seca.

4.3.4 Diluição

A diluição intervém em duas fases distintas do processo de exploração. A primeira resulta da impossibilidade de se efectuar qualquer selecção no interior do degrau no sentido da sua altura. É inerente ao método de exploração, particularmente à altura do degrau. Traduz-se, quando se efectua o cômputo de materiais no interior da corta, por uma regularização de teores em toda a extensão da altura do degrau. O segundo tipo de diluição resulta duma inevitável imperfeição na condução da exploração e da dificuldade de definir fronteiras entre os vários tipos de minério e o estéril. Este tipo de diluição depende não só da tipologia do jazigo mas também das qualidades profissionais do pessoal que estiver envolvido na exploração.

Para quantificar este aspecto, pode-se recorrer aos dados concretos resultantes da execução do referido desmonte experimental e que permitem comparar os resultados previstos com os verificados. Assim, o teor médio do minério extraído foi inferior ao calculado (-7%), enquanto que a tonelagem de minério extraída foi superior (+32%), assim como a quantidade de metal (+24%). Nos dois estudos de viabilidade conduzidos até ao momento considerou-se uma diluição de arranque de 15%, tendo o minério de diluição um teor de 0,04% U_3O_8, para o minério de teor superior a 0,05% U_3O_8, e 0,02% para o minério de teor compreendido entre 0,03 e 0,05% U_3O_8.

Há, no entanto, uma diferença fundamental entre as abordagens aí efectuadas e a que estamos a considerar: enquanto que nos estudos anteriores os parâmetros de corte eram definidos à priori, aqui são-no à posteriori. Donde deriva ser ilógico definir-se um teor à partida para o material de diluição. Consideraremos assim, simplesmente, **uma diluição de arranque de 15% com material estéril.** Simultaneamente admitiremos que **é extraída uma quantidade de metal superior em 7,5% ao calculado.** O teor do material de diluição fica deste modo determinado, assim como o teor do minério extraído.

Naturalmente que a escolha destes dois parâmetros é um pouco arbitrária, sendo evidente a carência duma sólida fundamentação. Existem, apesar de tudo, argumentos empíricos que podemos utilizar como justificação: com efeito, mostrou a prática industrial que a exploração de jazigos deste tipo, nomeadamente o da Quinta do Bispo (concelho de Mangualde), onde houve um particular cuidado em se ir temporalmente aferindo os desvios entre o projecto e o material desmontado, que a diluição tinha aproximadamente o valor que considerámos, e que o excesso de metal produzido, por diluição no arranque, era desta ordem de grandeza. Opta-se assim pelos valores experimentais resultantes da exploração dum jazigo do mesmo tipo, de dimensão média, em detrimento dos obtidos no desmonte experimental, em que as suas pequenas dimensões e o equipamento utilizado não constituem uma garantia de representatividade.

Para os jazigos filonianos considerou-se que, conjuntamente com o filão, era explorada uma salbanda estéril com 30 cm de possança para cada lado.

4.3.5 A correção da rampa de acesso

O programa de optimização bidimensional do desmonte não contemplava as vias de acesso donde ter sido necessário introduzir uma correção.

Utilizou-se para o efeito a expressão

$$V = \frac{1}{2} (H_s - H_i) \times C \times W$$

representando V o volume adicional de escavação, H_s a cota da superfície, H_f a cota do fundo da corta, C a extensão da rampa em planta e W a sua largura.

Considerou-se nos traçados larguras de rampa de 15 metros, o que possibilita o cruzamento em segurança de duas unidades de transporte, e uma inclinação máxima de 8%. Existe uma rampa para cada zona de exploração, exceptuando a zona A do jazigo para a qual se consideraram três rampas.

Para os jazigos do tipo filoniano as rampas de acesso não tem largura disponível para o cruzamento de viaturas, dado o restrito parque de material que teria de ser adstrito a jazigos desta dimensão.

4.3.6 Parâmetros económicos

Como já anteriormente se referiu, o projecto preliminar da corta foi feito por optimização bi-dimensional, perfil a perfil, utilizando o algoritmo de LERCHS-GROSSMAN, seguida por posterior compatibilização manual dos perfis e inventário dos materiais no seu interior. Este trabalho foi desenvolvido entre 1979 e 1980, tendo-se utilizado os seguintes parâmetros económicos:

Dimensões do bloco	10 x 10 x 2 m
Preço de venda do U_3O_8	3 250 Esc/kg
Custo da mineração e transporte	75 Esc/ton tal-qual
Teor de Corte mínimo	
- Minério marginal	0,03% U_3O_8
- Minério intermédio	0,07% U_3O_8
- Minério rico	0,10% U_3O_8
Custo do tratamento	
- Lixiviação estática	350 Esc/ton
- Teores intermédios	750 Esc/ton
- Minério rico	750 Esc/ton
Rendimento do processo de tratamento	
- Minério marginal	51 %
- Minério intermédio	78 %
- Minério rico	89 %

As cotações do mercado eram, na altura, extraordinariamente favoráveis, e os custos de produção eram relativamente baixos. Este facto, associado à tipologia do

jazigo, implica um elevado grau de aproveitamento das reservas mineiras relativamente às geológicas, como já referimos (Capítulo 3). Estas circunstâncias fazem com que o projecto mineiro apenas tenha eliminado a explorabilidade de mineralizações remotas, ou bolsadas descontínuas. É precisamente este facto que valida a sua parametragem para cenários mais restritivos.

No projecto e inventário das cortas de exploração dos restantes jazigos adoptou-se uma metodologia distinta da seguida para o jazigo de Nisa. Considerando a malha de reconhecimento destes jazigos, a experiência existente na exploração da depósitos de grande extensão linear e a forma sob a qual se encontrava disponível a informação de base, foi seleccionada uma metodologia de cálculo interactiva baseada num algoritmo adaptado às características geométricas do tipo de estruturas a tratar. O algoritmo de cálculo foi desenvolvido, a nosso pedido, pelo Engº Luis COSTA. O programa foi por mim adaptado ao sistema operatório então disponível na E.N.U.

O cálculo é iniciado fazendo uma blocagem do jazigo em blocos de 3 m de altura por 10 m de extensão, sendo parametrados o teor, a possança, a recuperação no tratamento de minérios e o benefício da exploração. A partir duma matriz de benefícios de exploração, o utilizador define um fundo de corta exequível, após o que o algoritmo determina o inventário de materiais no interior da corta assim delimitada, as suas características globais, a sequência de exploração admitida por talhadas horizontais descendentes e o benefício global.

Dada a forma como estava disponível a informação de base (o cálculo de reservas geológico pelo método dos polígonos de influência) não foram parametrados estes jazigos, tendo-se mantido o teor de corte préviamente estabelecido - 0,05% U_3O_8.

O cálculo destes jazigos foi efectuado em 1984 e, além dos valores já referidos adoptaram-se os seguintes parâmetros: largura útil do último degrau - 15 metros, resíduo de tratamento de minérios - 120 ppm U_3O_8, custo unitário de exploração - 80 Esc/ton tal-qual, custo unitário de tratamento num processo com lixiviação dinâmica - 1200 Esc/ton, custo unitário do transporte - 150 esc/ton e preço de venda do

concentrado 5 500 Esc/kg U_3O_8.

Não existia informação disponível para o cálculo do minério marginal, pelo que não foi considerado.

4.4 As reservas mineiras

Referida a aquisição histórica da informação de base podemos agora utilizá-la na construção dum algoritmo adaptado às necessidades e objectivos deste trabalho.

Como referimos há que distinguir o jazigo de Nisa, onde as reservas estão parametradas, dos outros sete jazigos filonianos considerados exploráveis e cujas reservas apenas são referenciáveis para o teor de corte de 0,05% U_3O_8. No primeiro caso, definido o teor de corte, calcula-se o teor médio e a tonelagem existente em cada zona de exploração, de acordo com a parametragem explicitada no capítulo 3. A tonelagem de minério calculada é então incrementada em 15% devido à diluição no arranque, e a quantidade de metal é acrescida de 7,5%. Da conjugação destes dois factores resulta um novo teor para o minério extraível e uma relação estéril-minério. Para o cálculo desta aumentou-se previamente a tonelagem de tal-qual de modo a ter em conta o volume adicional desmontado resultante da construção das rampas de acesso. Apresenta-se um exemplo de cálculo, considerando para o jazigo de Nisa um teor de corte de 0,04% U_3O_8.

ALTO ALENTEJO

EXEMPLO DE CALCULO DE RESERVAS MINEIRAS
TEOR DE CORTE PARA O JAZIGO DE NISA - 0,4 KG/TON

	TONELAGEM TOTAL t	TONELADAS DE MINÉRIO t	KG METAL CONTIDO kg U308	TEOR MÉDIO kg/ton	RELAÇÃO ESTÉRIL/ /MINÉRIO
NISA - JAZIGO PARAMETRIZADO					
NISA A	10110000	2076967	1858016	0,895	3,87
NISA B	4192000	673889	516550	0,767	5,22
NISA C	1264000	219649	160101	0,729	4,75
NISA D	588000	92514	75865	0,820	5,36
NISA E	790000	66796	53321	0,798	10,83
NISA F	240000	33635	29375	0,873	6,14
NISA G	101000	17614	1273	0,702	4.73
NISA H	424000	77595	56066	0,723	4.46
SUB-TOTAL	17090000	3258659	2761667	0,847	4,43
PERCENTAGEM	65,85%	84,94%	74,80%		
NUCLEO DE EXPLORAÇÃO A					
ALTO DO CORGO	1907794	60674	103973	1,711	30,40
MAIA	2970770	266326	334514	1,256	10,15
PALHEIROS DE TOLOSA	1807114	61290	167132	2,727	28,48
TOLOSA	580309	31860	55182	1,732	17,21
SUB-TOTAL	7265987	420240	660801	1,572	16,29
PERCENTAGEM	27,02%	10,95%	17,90%		
NUCLEO DE EXPLORAÇÃO B					
MATO DA POVOA	348677	25218	27396	1,086	12,83
MEADA	396802	33971	52328	1,540	10,68
MAIA	1171813	98144	189805	1,934	10,94
SUB-TOTAL	1917292	157333	269529	1,713	11,19
PERCENTAGEM	7,13%	4,10%	7,30%		
TOTAL	26892279	3836202	3691997	0,962	6,01

4.5 A sequência de exploração

A superficialidade da mineralizações reduz, no caso do jazigo de Nisa, a pré-produção a uns escassos dois ou três meses, sendo a decapagem praticamente desnecessária. Esta tipologia dispensa, por outro lado, métodos de lavra diferenciados para o estéril superficial e para a zona mineralizada. A exploração deve iniciar-se no jazigo principal dado este possibilitar uma maior concentração de meios e uma menor relação estéril-minério, permitindo custos mais baixos no início do projecto. Com base em simples medidas de bom senso, do mesmo tipo que as referidas, é possível estabelecer uma sequência de exploração a uma macro-escala - jazigos ou zonas de exploração. Já a definição da sequência a uma escala inferior - dentro do jazigo ou zona de exploração, apresenta algumas dificuldades adicionais, nomeadamente a resolução prévia das questões referentes ao ritmo de extracção, às opções de tratamento e respectivos teores de corte. Esta segundo tipo de sequência é , por sua vez, muito mais sujeito a alterações conjunturais de curta duração que o primeiro. É essencialmente por estas duas razões que, normalmente, apenas se executa a programação da produção a uma escala larga quando o planeamento é de médio ou longo prazo. Os critérios utilizados foram, essencialmente, os seguintes:

- A exploração pode ser programada agrupando os jazigos em três núcleos de acordo com a sua proximidade: o primeiro compreendendo todas as zonas de exploração do jazigo de Nisa; o segundo abrangendo os jazigos do Alto do Corgo, Maia, Palheiros de Tolosa e Tolosa; e o terceiro abrangendo os jazigos do Mato da Póvoa, Meada e Tarabau;

- A exploração mineira deve sempre iniciar-se pelo jazigo de Nisa, tirando partido duma concentração de meios e duma menor relação estéril-minério, tendo assim uma acção positiva sobre o *cash-flow* nos primeiros anos de vida do projecto.

- Constitui um objectivo alcançar uma relativa estacionaridade temporal dos teores médios de alimentação ao tratamento, da capacidade de produção deste, e das relações estéril-minério na exploração;

- A extrema importância da zona A do jazigo de Nisa impõe que a sua exploração seja contínua ao longo de toda a vida útil do projecto, constituindo um amortecimento para evitar flutuações bruscas nas características médias dos materiais a explorar e/ou a processar:

- Cada um dos jazigos, ou zona de exploração no caso de Nisa, é considerado homogéneo, com valores definidos pelas suas características médias, relativamente ao teor e à relação estéril-minério. A perspectiva aqui considerada, no caso do jazigo de Nisa, é diferente da que foi adoptada nos estudos de viabilidade, em que se considerou um desmonte por talhadas horizontais descendentes;

- O arranque da exploração dos pequenos jazigos filonianos deve ser escalonado, de modo a permitir uma estacionaridade na utilização do parque de equipamento.

Existem, deste modo, quinze áreas distintas possíveis de exploração, cuja entrada em laboração, vida e encerramento se podem definir de acordo com os princípios qualitativos enunciados, e em função da vida útil (variável) que venha a ser definida para o projecto. O planeamento da produção é expresso no quadro seguinte em função da vida útil do projecto.

PLANEAMENTO DA PRODUÇÃO

EXPRESSO EM PERCENTAGEM DA VIDA UTIL DO PROJECTO

Jazigo ou zona de Exploração	Entrada	Encerramento	Vida útil
Nisa A	0,00	1,00	1,00
Nisa B	0,21	0,50	0,29
Nisa C	0,50	0,67	0,17
Nisa D	0,00	0,15	0,15
Nisa E	0,22	0,42	0,20
Nisa F	0,14	0,21	0,07
Nisa G	0,43	0,50	0,07
Nisa H	0,50	0,64	0,14
Alto do Corgo	0,64	1,00	0,36
Maia	0,15	1,00	0,85
Mato da Póvoa	0,86	1,00	0,14
Meada	0,65	0,85	0,20
Palheiros de Tolosa	0,29	0,71	0,42
Tarabau	0,51	1,00	0,49
Tolosa	0,43	0,85	0,42

4.6 Análise do ciclo de trabalho

A caracterização económica da exploração mineira exige uma definição prévia dos parâmetros condicionadores que possuem uma natureza arbitrária. Assim, o número de dias de trabalho útil anual admitido foi de 250, considerando a laboração em apenas um turno diário. Estas valores aplicam-se a todas as operações que compreendem o ciclo de exploração, não sendo, no entanto, válidas para o tratamento de minérios.

4.6.1 Perfuração

Postulou-se a uniformidade do equipamento a utilizar em todos os jazigos, minimizando a existência de peças de substituição. Considera-se a perfuração com carro de esteiras e martelo de coluna, com compressor de parafuso móvel associado. O diâmetro de perfuração considerado é de 64 milímetros e a produtividade de 75% o que origina uma produção anual de 412500 toneladas de tal-qual (estéril mais minério)

por máquina e por ano. O número de máquinas requerido é assim determinado pelo ritmo de extracção.

Para bancadas de baixa altura a perfuração vertical aumenta a produtividade sem aumentar o consumo de explosivo, razão pela qual se admite a sua utilização.

4.6.2 Tiro

Considera-se um carregamento de furos à base de ANFO, utilizando uma escorva de gelamonite a 33%, linha de tiro eléctrica e carregamento pneumático. O consumo típico de explosivo encontra-se na gama entre 100 e 400 gramas por tonelada. Se considerarmos representativo o consumo obtido no desmonte experimental de Nisa (100 g/ton), e a necessidade previsível dum maior consumo para os restantes jazigos, pode-se adoptar um consumo específico de 150 g/ton de rocha desmontada.

4.6.3 Carregamento e transporte

A unidade tipo de carregamento considerada tem um balde de 4 metros cúbicos, está montada sobre pneus, e apresenta uma produtividade de 250 toneladas por hora, considerando uma eficiência global do estaleiro de 75%.

Não se consideram unidades de carregamento sobre lagartas dada a sua dependência relativamente ao transporte. Com efeito, uma eventual exploração da área, qualquer que seja a sequência de desmonte adoptada, exige sempre que várias frentes - três a cinco, em média - estejam simultaneamente activas. A possibilidade de se movimentar o equipamento de carga entre as várias frentes torna-se então de importância crucial para a manutenção da tonelagem extraída e do respectivo teor médio.

A versatilidade operatória virá bastante acrescida se se considerar a existência de uma unidade retroescavadora para carga, possibilitando a exploração das últimas bancadas, minimizando a rampa de acesso ao fundo da corta e permitindo a continuidade laboral quando as condições de pluviosidade reduzirem a actividade das pás carregadores montadas sobre pneus. Selecciona-se uma unidade com balde de 1,9 metros cúbicos, e produtividade de 230 toneladas por hora.

A formação de lençois de água pode ser evitada por bombagem para bacias de sedimentação e por medidas pontuais de carácter operacional.

Considera-se, para o transporte do minério, unidades não articuladas, com maior velocidade de cruzeiro e ciclos mais curtos. As unidades consideradas têm uma capacidade útil de 32 ton. Se fizermos o cálculo da distância média ponderada de transporte dos oito jazigos considerados para o local de implantação da oficina de tratamento de minérios, encontramos o valor de 4,2 km. Se se considerar um tempo de viagem de 18 minutos, um tempo de 5 minutos para a carga e de 3 minutos para espera e descarga, o ciclo médio será de 26 minutos. Se considerarmos 50 minutos efectivos por hora e uma disponibilidade de 75%, a produtividade é de 46 ton/h. A velocidade efectiva de deslocamento do camião é, nestas condições, de 23,3 km/h o que parace ser um valor perfeitamente exequível.

Para o transporte do estéril desde a frente de desmonte até às escombreiras, a localizar nas proximidades das cortas, há que privilegiar a tracção e a capacidade relativamente à velocidade de deslocação. Consideram-se assim unidades articuladas com capacidade útil de 38 toneladas/ciclo. Se admitirmos uma duração média de cada viagem de 9 minutos, acrescida de 6 minutos para a carga e 3 minutos para a descarga, a duração total do ciclo será de 18 minutos. A produtividade horária, considerando 50 minutos efectivos por hora e uma disponibilidade de 75%, é então de 80 toneladas/hora/unidade de transporte.

4.6.4 Operações Acessórias

Dentro das operações acessórias, a mais importante é a manutenção das pistas de rodagem e da escombreira. Por esta razão considera-se a necessidade de uma unidade de rastos *bulldozer* de 300 HP para conservação das praças de trabalho, pistas, escombreira e, eventualmente, arranque de zonas com ripabilidade adequada.

É ainda necessária a existência de um camião de rega para utilização durante o tempo seco, outro com grua e ainda uma unidade polivalente para apoio geral. Finalmente, podem ainda

referir-se como fundamentais viaturas ligeiras de apoio, bombas de exaustão, equipamento de radiometria e equipamento de tiro.

4.7 Ritmo de extracção

O ritmo de extracção tem uma influência marcada na rendibilidade dum projecto mineiro. Apesar deste facto ser do âmbito do senso comum e incontestado, raras são as abordagens onde este factor é optimizado. Prefere-se, a maior parte das vezes, arbitrar a vida útil dum projecto com base em extrapolações comparativas ou, mais raramente, em formulações empíricas, aliás pouco divulgadas. Entre estas podemos referir a fórmula de HOSKINS e GREEB que postula que o ritmo de extracção é proporcional à potência três quartos da tonelagem de tal-qual. Então, a vida útil a considerar para um projecto mineiro poderia ser calculada por

$$L = (6{,}5 \times Q^{3/4}) \ (1 \pm 0{,}2)$$

representando L a vida útil expressa em anos e Q a tonelagem de tal-qual expressa em milhões de toneladas. DEVERLE HARRIS utiliza uma fórmula de natureza idêntica para correlacionar o ritmo de extracção com a dimensão do jazigo

$$T_1 = 494{,}87\ Q^{0{,}73}$$

representando T_1 o número de toneladas de tal-qual a extrair por dia de operação e T a tonelagem global do jazigo expressa em milhões de toneladas métricas.

O nosso objectivo último é a optimização da capacidade produtiva de concentrado duma instalação mineiro-mineralúrgica. Nesta perspectiva *a cinética da produção é determinada por duas vertentes independentes: pelo teor e pelo ritmo de extracção. Não se deve, por consequência, estabelecer qualquer elo ou ligação entre estas duas variáveis o que seria feito se introduzissemos uma relação empirica do tipo das que mencionámos. Considera-se assim, utilizando uma analogia termodinâmica, o ritmo de extracção como uma variável de estado extensiva (o teor médio será uma variável de estado intensiva) cujos valores possiveis determinarão o valor do*

macroestado (rendibilidade) do sistema (o projecto).

4.8 Determinação do investimento

4.8.1 Trabalhos sobre estimativas da ordem de grandeza

Inúmeros trabalhos de análise estatística têm sido desenvolvidos com o objectivo de estabelecer regressões que possibilitem estimativas da ordem de grandeza do investimento a efectuar em explorações, quer a céu aberto, quer subterrâneas, de jazigos de urânio. Os estudos mais importantes são, sem dúvida, os de J. KLEMENIC nos Estados Unidos da América, de A. O'HARA no Canadá e M. DUCHENE em França.

KLEMENIC apresentou publicamente os seus trabalhos em 1972 e em 1974. Os investimentos são desagregados em dez componentes consideradas elementares: reconhecimento do jazigo, aquisição da propriedade, sondagens de exploração e desenvolvimento, construção do tratamento de minérios, equipamento mineiro e de tratamento, desenvolvimento primário da mina, licenças e medidas de protecção ambiental e, no caso de explorações a céu aberto, custos de reposição. O custo de cada uma destas componentes é relacionado com o teor médio do jazigo (z) e com a escala da operação definida em termos de capacidade de tratamento (T) expressa em toneladas de minério por dia. Existem duas análises para cada uma destas dez componentes contemplando as situações de explorações a céu aberto e em subterrâneo. Cada uma das funções consideradas na regressão assume a mesma forma analítica: a de um plano num sistema de coordenadas cartesianas definidas pelos logaritmos naturais do custo, do teor médio e da capacidade de produção:

$$\ln \text{Custo} = a + b \ln z + c \ln T$$

podendo os parâmetros **a**, **b** e **c** ser positivos ou negativos. Formalmente parece-nos que o modelo adoptada enferma de vários equívocos. Com efeito, e referindo apenas as situções referentes à exploração mineira, *não é a escala de produção de minério que determina o investimento, mas a escala de extracção global de tal-qual*. Parece-nos que o elevado coeficiente de correlação obtido por KLEMENIC deriva simplesmente do facto de os jazigos analisados serem na sua quase totalidade do mesmo tipo genético - jazigos sedimentares

roll front - tendo, portanto, características idênticas de explorabilidade, nomeadamente relações estéril-minério dentro da mesma gama, e a utilização da mesma sistemática tecnológica de operação.

Na metodologia desenvolvida por O'HARA este começa por definir alguns postulados de partida: a capacidade da lavra para produzir minério é cerca de 40% superior à capacidade de oficina de tratamento de minério, devido ao facto que esta última trabalha em contínuo enquanto que a lavra apenas opera cinco dias por semana. No caso da lavra a céu aberto são considerados três componentes elementares: preparação do local (incluindo rampas de acesso), custos de pré-produção (nomeadamente de decapagem) e custo do equipamento mineiro. Para a primeira componente o investimento é determinado por uma regressão do tipo potência

$$\text{Investimento} = a.\ T_1^{0.5}$$

representando **a** um parâmetro e T_1 a capacidade diária de produção de tal-qual. O valor de **a** depende da topografia e da intensidade da cobertura vegetal na área sendo consideradas duas situações distintas. Os custos de pré-produção referem-se quase exclusivamente à decapagem e são determinados por uma expressão do tipo

$$\text{Investimento} = b\ T_2^{0,5}$$

representando T_2 a quantidade total de estéril a decapar, expresso em milhões de toneladas; o parâmetro **b** assume dois valores distintos consoante a cobertura é de solo ou de rocha. Finalmente, o custo do equipamento mineiro é determinado por uma expressão do tipo

$$\text{Investimento} = \Sigma_i\ c_i\ T_1^{x_i}$$

onde T_1 representa capacidade diária de produção de tal-qual e cada um dos termos do somatório exprime a contribuição autónoma de uma das componentes principais do investimento - arranque, transporte e equipamento miscelâneo.

DUCHENE analisa 14 projectos de desmontes de jazigos de urânio a céu aberto e estabelece uma regressão do tipo

$$\text{Investimento} = a.\left[(1+\tau)\,\frac{T}{1000}\right]^{0,8}$$

representando τ a relação estéril-minério e T a capacidade diária de extracção de minério.

Nenhum destes trabalhos aborda, ou mesmo menciona, a questão da determinação dos investimentos de substituição. Este problema é de natureza fundamental, especialmente nas explorações a céu aberto, dada a normalmente curta vida do equipamento mineiro relativamente à da mina onde são utilizados. Frequentemente estes investimentos são mesmo muito superiores ao investimento inicial pelo que têm, apesar do seu deferimento temporal, um enorme impacto directo no *cash-flow*.

4.8.2 Metodologia adoptada na determinação do investimento

O custo unitário do equipamento foi obtido por consulta directa ao mercado. Refere-se o valor do equipamento principal para os anos de 1980, 1984 e 1988.

O algoritmo desenvolvido para a determinação do investimento apresenta o seguinte desenvolvimento lógico:

a) Os dados de entrada são constituidos pela escala da operação, definida a partir da vida útil, e pela relação estéril-minério; a partir destes dados é então calculada a quantidade total de tal-qual produzida por unidade de tempo;

b) A partir destes valores calculam-se as quantidades de minério e de estéril produzidas por unidade de tempo;

c) O número de máquinas de furação e de pás carregadoras é estimado tendo em conta as respectivas produtividades específicas. O número de camiões de transporte e de estaleiro fica também determinado, respectivamente, pelas

produções diárias de minério e de estéril e pela sua produtividade.

d) O restante equipamento (bulldozer, retroescavadora, camiões auxiliares, etc.) existem em quantidades previamente arbitradas.

e) O investimento de substituição é calculado tendo em conta a vida média de cada peça de equipamento e a duração global da exploração mineira. Esta é definida à priori em termos de toneladas de tal-qual estéril ou minério manipuladas (caso do equipamento de furação, pás carregadoras, retroescavadoras, camiões) em termos de tempo de vida (bulldozer, camiões auxiliares, aparelhos de radiometria).

CUSTO MÉDIO DO EQUIPAMENTO MINEIRO

Tipo de Equipamento	1980	1984	1988
Equipamento de furação	5 000	12 000	20 000
Pá carregadora	11 500	28 000	50 000
Retroescavadora	8 000	19 500	40 000
Camiões de minério	15 500	37 250	42 000
Camiões estéril	18 000	42 260	47 000
Bulldozer	13 500	32 150	54 000
Camiões auxiliares	5 200	12 500	20 000

4.8.3 Um modelo parametrado do investimento

Pretende exprimir-se analiticamente o investimento na lavra mineira em função de parâmetros que exprimam a escala da exploração. Para o caso do investimento inicial, o algoritmo de determinação foi utilizado várias vezes, fazendo-se variar a capacidade diária de produção de tal-qual. Em seguida relacionaram-se os valores do investimento determinados pelo algoritmo com a variável referente à escala da operação. Verificou-se que existe uma relação linear entre as duas, isto é:

$$\text{Investimento} = b + m\,T$$

sendo T a capacidade diária de produção de tal-qual, na base do regime de trabalho descrito. Se o investimento estiver quantificado em kEsc e a capacidade de produção de tal-qual em toneladas/dia, a identificação paramétrica conduz ao seguintes resultados:

DETERMINAÇÃO DO INVESTIMENTO INICIAL

IDENTIFICAÇÃO PARAMÉTRICA (16 PONTOS)

	1980	1984	1988
m	36,719202	87,0815	106,99712
b	51575,719	122448,5	207398,43
coeficiente de correlação	1,000	1,000	1,000

Os resultados obtidos apresentam uma singularidade particular: o investimento não é uma função potência da capacidade de produção, como seria expectável, mas sim uma função linear. Este facto é induzido pelas duas seguintes características intrínsecas ao modelo adoptado, se bem que premeditadas;

- O número de peças de equipamento considerado na cálculo do investimento é decimal e não o inteiro mais acima relativamente ao número primitivo resultante do cálculo. Aparentemente, e em rigor, parece que se deveria considerar funções em escada uma vez que não é possível adquirir ou utilizar uma fracção duma máquina. É no entanto possível, escalonando convenientemente a aquisição, que a *média de utilização das máquinas dum mesmo tipo seja não inteira, dispondo-se sempre de um praça constituida por um número inteiro de unidades de equipamento, mas temporalmente variável.*

- A segunda razão é ainda mais importante: no nosso algoritmo o tipo e produtividade das máquinas utilizadas

é inutável, isto é, independente da escala da operação. Naturalmente que, nestas condições, o número de máquinas requeridas é uma função linear da capacidade de produção, uma vez que está vedada a possibilidade de utilização de equipamento mais produtivo, por exemplo uma escavadora com um balde com maior capacidade. Esta razão de proceder tem, por seu lado, justificação na selecção prévia que fizemos da altura do degrau. Uma vez este definido, os equipamentos ficaram irreversivelmente determinados: uma escavadora adaptada às dimensões do patamar, e um camião de transporte que deve ter 9 a 10 vezes a capacidade do balde da escavadora.

A figura 4.2 representa a relação entre o investimento inicial e escala da operação, expressa em termos de capacidade de produção de toneladas de tal-qual por dia.

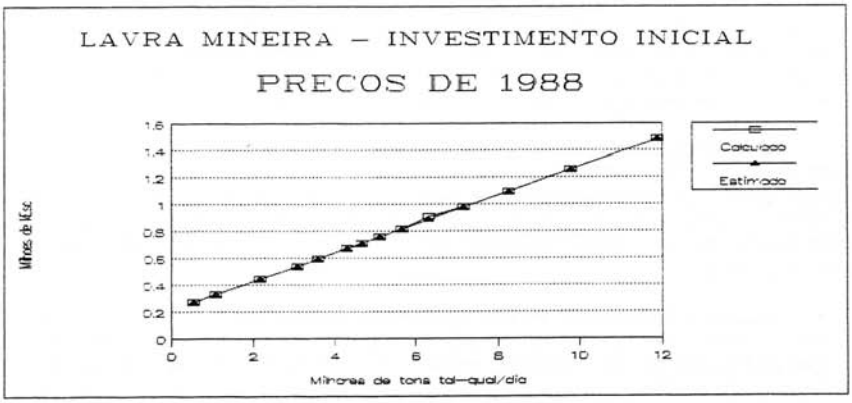


Fig. 4.2 - Investimento inicial na lavra em função da capacidade

Para o caso dos investimentos de substituição procedeu-se do mesmo modo: correu-se o algoritmo de cálculo várias vezes, fazendo variar os dados de entrada - nomeadamente o número de anos de exploração do jazigo, o que naturalmente altera a capacidade diária de produção de tal-qual, e a relação estéril-minério. Verificou-se que este segundo factor

não era importante e que existia uma regressão linear entre um primeiro termo expresso pela razão entre o investimento de substituição e o investimento inicial, e um segundo termo expresso pelo número de anos de vida útil previstos para o projecto. Analiticamente, temos

$$\frac{\text{Investimento de substituição}}{\text{Investimento Inicial}} = m\,L + b$$

representando L a vida útil do projecto expressa em anos. Os resultados obtidos foram os seguintes:

DETERMINAÇÃO DO INVESTIMENTO DE SUBSTITUIÇÃO
IDENTIFICÃO PARAMÉTRICA (16 PONTOS)

	1980	1984	1988
m	0,12578	0,12887	0,12461
b	- 0,50554	- 0,54451	- 0,4460
coeficiente de correlação	0,9995	0,9996	0,9994

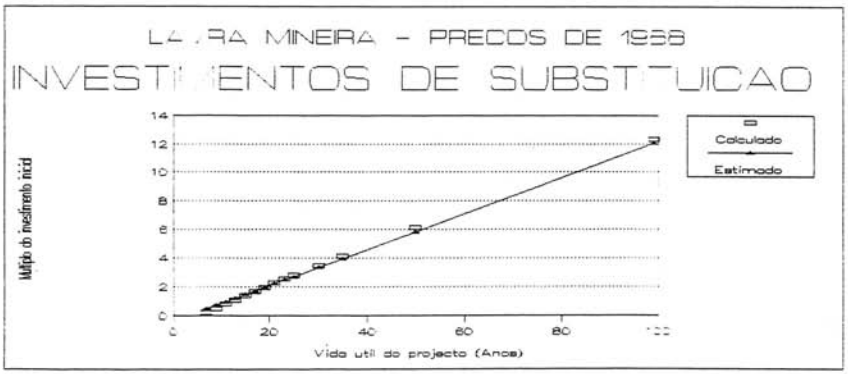


Fig. 4.3 - O investimento de substituição em função da vida útil do projecto

4.9 A Determinação do custo operatório

O custo operatório apresenta duas componentes distintas: uma variável, proporcional à unidade de produção (neste caso a tonelada de tal-qual) e compreendendo os consumos em matérias subsidiárias e energia, e outra fixa constituida pelos encargos com mão de obra.

Esta classificação que aqui adoptámos não recolhe uma unânimidade de pareceres dos vários autores de tratados de engenharia económica. Por vezes os dispêndios em mão de obra são integrados nos custos variáveis. No entanto, parece-nos preferível a sua dissociação dada a sua não proporcionalidade à capacidade produtiva das instalações. A sua dependência funcional da capacidade exprime-se antes por uma lei particular distinta. Poderíamos, com mais rigor, dizer que as necessidades de mão de obra evoluem por quantidades discretas relativamente à capacidade instalada, sendo portanto mais apropriada a sua representação por funções em escada. Parece-nos assim, que na perspectiva de projectista em que nos colocamos, é mais eficaz a classificação considerada, aliás corrente, por exemplo, em quase todos os autores francófonos. Esta rubrica compreende, nos termos aqui considerados, apenas o pessoal operacional encarregado quer do funcionamento, quer da manutenção permanente e corrente do equipamento.

4.9.1 Trabalhos sobre estimativas da ordem de grandeza

KLEMENIC admite que o custo operatório duma exploração mineira de jazigos de urânio a céu aberto pode ser relacionado, numa análise de regressão, por uma função do mesmo tipo que a por si considerada no caso do investimento: o logarítmo natural do custo é uma função multi-linear do logaritmo do teor médio e do logaritmo da capacidade de produção expressa em toneladas de minério por dia.

O'HARA subdivide os custos em variáveis e fixos. Os primeiros são uma função da capacidade de produção de tal-qual que se exprime analiticamente por:

$$\text{Custo Variável (esc/ton tal-qual)} = a\ T_i^{-0,5} + b\ T_i^{-0,3} + c\ T_i^{0,2}$$

representando T_i a tonelagem de tal-qual produzida diariamente. Os encargos fixos são determinados por uma função do tipo

$$\text{Encargos com mão de obra} = a\ T_i^{-0,5} + b\ T_i^{-0,3}$$

tendo T_i o mesmo significado que anteriormente.

DUCHENE considere que o custo da lavra pode ser expresso por uma função do tipo:

$$\text{Custo} = k\ (1 + r) \left[\frac{(1 + r)\ T}{1000} \right]^{-0,35}$$

4.9.2 Metodologia adoptada na determinação do custo operatório

A componente variável do custo operatório é determinada no algoritmo de cálculo, que aqui construimos e adoptámos, considerando consumos específicos para cada operação unitária. Assim, o consumo de explosivos é de 150 gramas por tonelada de rocha, o de lubrificante é de 0,016 l/ton, o consumo de gasóleo é de 0,154 l/ton na perfuração e 0,311 l/ton no transporte; o consumo de energia eléctrica é de 0,1 kWh/ton de rocha. O custo do carregamento é calculado na base dum custo horário constante por máquina (4500 Esc/hora em 1988), excluindo a mão de obra.

O cálculo do número de pessoas necessárias à operação compreende uma componente constante, previamente fixada, e outra variável de acordo com a escala dos trabalhos. A parcela fixa é constituida por 6 pessoas para funções de chefia, supervisão e administrativas, 8 para geologia mineira e topografia, 3 operadores de radiometria. A parcela variável é constituida do seguinte modo: na furação o número de pessoas é o dobro do número de máquinas requeridas, na carga

é o dobro do número de máquinas requeridas, na carga considerou-se 1 operador por máquina e, finalmente, no transporte postulou-se 1,5 operadores por camião. A atribuição de tarefas, para efeitos do cálculo anterior, poderá não coincidir exactamente com percentagens relativas de trabalho especializado que se deve considerar neste tipo de operação, constituindo no entanto uma boa aproximação. Resulta do modo de cálculo que o número de indivíduos necessário raramente será inteiro, uma vez que considerámos também o número de máquinas como uma função contínua e não uma função em escada. Este procedimento não está de modo algum em contradição com o objectivo de exprimir analiticamento o custo operatório em função da capacidade de produção.

Os valores dos custos unitários que serviram de referência para o cálculo foram os seguintes:

	1988	1984	1980
Custo do kWh	10,85	7,381	2,378
Gasóleo (Esc/l)	72,1	56	24
Explosivo (Esc/kg	221	136,6	95
Lubrificantes (esc l)	230	108	54
Mão de obra (Esc homem-hora)	664	266	139,7
Pá carregadora (Esc/hora)	4500	3410	2000
Diversos (Esc/ton tal-qual)	1,225	0,8	0,5

4.9.3 Um modelo parametrizado do custo operatório

O primeiro passo metodológico consiste na obtenção de dados numéricos discretos que relacionem o custo operatório com a escala da operação. Estes valores são obtidos correndo o algoritmo de cálculo atrás exposto para diferentes valores da capacidade diária de produção de tal-qual, e verificando qual o valor do custo correspondente. O segundo passo é,

naturalmente, estabelecer empiricamente o tipo ou tipos de funções que mais se ajustam aos resultados obtidos. Finalmente, tem de determinar-se o valor dos parâmetros que minimiza o desvio da função, usando uma análise de regressão.

Verificámos que o custo operatório da extracção da tonelada de tal-qual é uma função da capacidade T de extracção diária, expressa em toneladas de tal-qual, do tipo seguinte:

$$\text{Custo} = b + \frac{m}{T}$$

A identificação paramétrica, pelo método dos mínimos quadrados, conduziu ao seguinte resultado:

DETERMINAÇÃO DO CUSTO OPERATORIO

IDENTIFICÃO PARAMÉTRICA (15 PONTOS)

	1980	1984	1988
m	19013,59	36179,311	90324,158
b	41,8613	77,8552	119,1223
coeficiente de correlação	1,000	1,00	1,000

Esta relação é representada graficamente na figura 4.4.

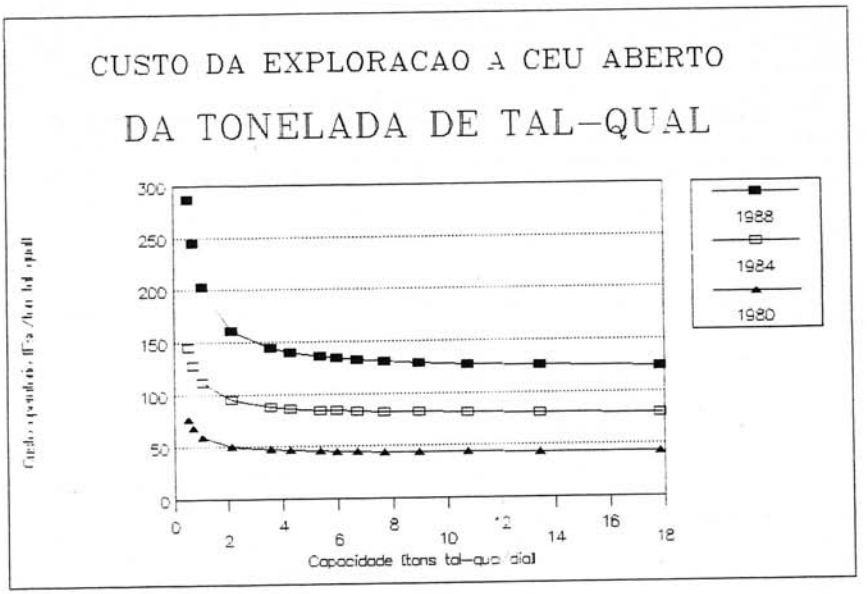


Fig 4.4 O custo operatório em função da capacidade de produção

BIBLIOGRAFIA

Costa Luis, Determinação do Contorno Final de Desmonte a Céu-Aberto para um Jazigo de Grande Extensão Linear, Nota Interna do Laboratório de Mineralurgia e Planeamento Mineiro do I.S.T., Dezembro de 1985.

Duchene M., Estimations de la Rentabilité Prévisionelle aux Différents Stades d'un Projet Minier, Révue de l'Industrie Minérale, Janeiro 1979.

Economics of Uranium Ore Processing Operations, Proceedings of a Workshop, O.C.D.E., Paris, 1983.

Ellis Trevor, Estimation of Minimum Specifications for Economically Explorable Sandstone-Type Uranium Deposits, Colorado School of Mines Quarterly, Volume 74, nº1, Janeiro 1979.

Faria Limpo de, Gites d'Uranium Portugais dans les Formations Métasédimentaires, Separata do tomo L das Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Junta de Energia Nuclear, Lisboa, 1966.

Gonçalves Carlos, Prospection Géophysique à Nisa, Separata do tomo L das Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Direcção Geral de Minas e Serviços Geológicos, Lisboa, 1966.

Gonçalves Carlos, Teixeira Lopes, Jazigo de Urânio de Nisa. Aspectos Geológicos da sua descoberta e Valorização, 1º Congresso Luso-Hispano-Americano de Geologia Económica, Lisboa, 1968.

Harris D., Chavez Luis, Modelling Dynamic Supply of Uranium - an Experiment in the Integration of Economics, Geology and Engineering, 18th International Symposium on Applications of computers and Mathematics in the Mining Industry, Institution of Mining and Metallurgy, Londres, 1984.

Hoskins, J.R., Greeb W.R., Mining Industry Costs, Northwest Mining Association, 1977.

Klemenic J., Development of Nomograph of Cost of Open Pit Primary Development as a Function of Size, Depth and Thickness, USAEC Grand Junction Office, Colorado, 1972.

Klemenic J., An Estimate of the Economics of Uranium Concentrate Production from Low Grade Sources, Uranium Industry Seminar, Grand Junction Office, Colorado, 1974.

Lencastre José de, Contribuição para o Estudo dos Minerais Secundários de Urânio Portugueses, Separata do tomo LXIX das Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Junta de Energia Nuclear, Lisboa, 1965.

Morse Jerome, Uranium Resource Technology Seminar II, Colorado School of Mines, Golden, 1979.

Muge Fernando, Determinação do Contorno Final dum Desmonte a Céu Aberto ("Ultimate Pit"), Técnica 451/52, Janeiro/Fervereiro/Março 1979, Volume XL, Lisboa, 1979.

O'Hara Alan T., Quick Guide to the Evaluation of Orebodies, The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, Fevereiro 1980.

Pfleider Eugene P., Surface Mining, volume da série Seeley W. Mudd publicado pelo American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Nova York, 1972.

Pilar Ludgero, Condicões de Formação do Jazigo Uranífero de Nisa; Petrografia das rochas metamórficas e dos granitos de contacto da região de Nisa, Separata do tomo L das Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Junta de Energia Nuclear, Lisboa, 1966.

Simonsen H.A., Boydell D.W., James H.E., The Impact of New Technology on the Economics of Uranium Production from Low-Grade Ores, em Uranium Supply and Demand 1980, Uranium Institute 1981.

Vicente, Claudino M., Integração de Dados de Valorização de Jazigos Tabulares com Vista à sua Exploração a Céu Aberto, Separata do tomo L das Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Junta de Energia Nuclear, Lisboa, 1966.

Vicente Claudino, Freire António, Verificação Experimental do Cálculo de Reservas, Direcção Geral dos Serviços de Prospecção e Exploração Mineira da Junta de Energia Nuclear, Setembro de 1971.

LISTA DOS SIMBOLOS USADOS NO CAPITULO 4

a	Parâmetro	
b	Parâmetro	
C	Parâmetro	
C	Extensão da rampa em planta	m
H_f	Cota do fundo da corta	m
H_s	Cota da superfície	m
L	Vida útil do projecto	Anos
m	Parâmetro	
Q	Tonelagem de tal-qual do jazigo	Mton
T	Toneladas de minério	ton/dia
T_1	Produção diária de tal-qual	ton/dia
T_2	Quantidade de estéril a decapar	Mton
V	Volume adicional de escavação	m^3
W	Largura da rampa	m
z	Teor médio	% U_3O_8
r	Relação estéril-minério	

Capitulo 5

UM MODELO DA RECUPERACAO

Little by little we subtract
Faith and Fallacy from Fact,
The Illusory from the True,
And starve upon the residue.
SAMUEL HOFFENSTEIN

There is [...] no genuine progress in scientific insight through the Baconian method of accumulating empirical facts without hypotheses or anticipation of nature. Without some guiding idea we do not know what facts to gather. Without something to prove, we cannot determine what is relevant and what is irrelevant.
A. COHEN, A Preface to Logic

5.1 Introdução

Desde os primeiros ensaios de lixiviação dinâmica realizados com o minério de Nisa foi notado que este apresentava recuperações inferiores às obtidas com o material proveniente de jazigos filonianos, dos quais se dispunha duma prática industrial profunda. Fácil foi verificar que essa diminuição do rendimento da operação se encontrava dependente da existência de associações entre o urânio e os óxidos de ferro hidratados. Citamos, a propósito, uma das conclusões do exame mineralógico efectuado por I.R. BASHAM do *Institute of Geological Sciences* do Reino Unido, sobre amostras do minério de Nisa: "*Finally, no refractory uranium-bearing minerals have been identified and it appears that the problem of leaching is therefore one of liberation of uranium from the iron oxide association, as already concluded from the results of tests conducted by JEN*".

Uma ustulação prévia do minério, a 350 ºC e durante 30 minutos, permitia baixar drasticamente o teor do resíduo. Simultaneamente, verificava-se que a extracção máxima do urânio coincidia com a solubilização máxima do Fe(III), o que evidenciava que a ustulação aumentava a solubilidade dum mineral de ferro. O efeito da ustulação foi interpretado como uma desidratação da limonite, via goetite, até se atingir a hematite; a quebra da estrutura da limonite permitiria o acesso do reagente ao urânio. Citamos, uma vez mais, o estudo já referido de I.R. BASHAM, quando este compara uma amostra ustulada com outra não-ustulada: "*In fact the only difference observed is in the nature of the ferruginous material which appears to change from a dominantly goethitic character in the non-roasted samples to one in which hematite predominates in the roasted ore*".

É por outro lado sabido que os óxidos de ferro hidratados, (goetite e limonite) ou não (hematite), existem numa zona superficial do jazigo a que se convencionou chamar de **oxidação**. Na zona mais profunda predominam os sulfuretos de ferro, "pirites", existindo uma zona intermédia de coexistência de óxidos e sulfuretos.

Esta dependência entre o teor do resíduo da lixiviação e o teor em ferro da amostra foi notada inúmeras vezes e objecto de análises estatísticas sumárias. *No entanto, todos*

os ensaios tinham sido efectuados sobre amostras superficias, provenientes, directa ou indirectamente, do desmonte experimental. Lógico seria então admitir que o comportamento do minério profundo devia ser diferente, devido à não existência da referida associação. O problema da determinação do teor médio do resíduo, quando o minério era submetido a condições moderadas de ataque, sem pré-tratamentos que implicassem elevados custos energéticos, não era de fácil abordagem, especialmente se se queria encarar a globalidade do jazigo. Por tal razão, as discussões subjectivamente fundamentadas sobre o tema mantiveram-se durante anos. Só uma abordagem estatística global integrada permitiria superar a questão. Um tal estudo era, na nossa óptica, fundamental para o estudo de viabilidade que estava a ser lançado, pois só a partir de dados quantitativos sobre o problema seria possível comparar economicamente alternativas de tratamento. Seria necessário, em primeiro lugar, realizar ensaios com amostras provenientes de todo o jazigo e não apenas da zona superficial oxidada. Os ensaios deveriam permitir estabelecer limites espaciais de comportamento, ou zonas tipológicas definidas em função da profundidade (encarada como distância medida na vertical à superfície topográfica), tendo em conta a dependência entre o teor do resíduo e os teores em urânio e em ferro das amostras. Em seguida, dever-se-ia estudar as distribuições em urânio e em ferro para cada zona tipológica detectada e para a globalidade do jazigo. O objectivo seguinte seria establecer um modelo de regressão apropriado para cada zona tipológica. Estes dois últimos modelos seriam então conjugados, isto é coerentemente articulados, por forma a modelar globalmente uma estimativa da recuperação para a totalidade do jazigo. Apresentamos aqui uma reconstrução, com algumas alterações formais localizadas, do estudo que na altura realizei e que apenas teve uma circulação interna restrita tendo sido, posteriormente, publicado pela A.E.N. da O.C.D.E. numa forma extremamente condensada.

Um plano de testes de lixiviação, efectuados nas mesmas condições operatórias, sobre amostras moídas provenientes dos testemunhos das sondagens da zona A de Nisa, permitiu a obtenção dos dados primordiais. Os ensaios incidiram sobre 188 amostras escolhidas a diferentes profundidades e repartidas por toda a área desta zona do jazigo. As condições operatórias foram previamente seleccionadas como as mais convenientes, em acordo com os ensaios já efectuados: 40 kg de H_2SO_4 por

tonelada de minério, à temperatura ambiente, durante 16 horas, com uma relação L:S em peso de 1:1.

5.2. Tipologia do comportamento

5.2.1 Metodologia

O primeiro objectivo é a definição e demarcação de zonas tipológicas de comportamento do minério relativamente à lixiviação, classificando-se a amostra em sub-populações homogéneas. Estas serão limitadas espacialmente pela profundidade, de modo a delimitar as zonas oxidada, de transição e reduzida. Para atingir este propósito considerou-se *à priori* um número relativamente elevado de populações de amostras classificadas de acordo com a profundidade a que se encontravam no terreno, num total de 9 classes:

Classe	Profundidade	Número de Amostras
1	0 - 3 m	30
2	3 - 6 m	34
3	6 - 9 m	28
4	9 - 12 m	23
5	12 - 15 m	25
6	15 - 18 m	16
7	18 - 21 m	16
8	21 - 30 m	10
9	30 - 36 m	6

A amostragem foi aleatória e o maior número de amostras das classes superficiais será posteriormente justificado.

Submeteu-se, em seguida, cada uma destas sub-populações elementares ao mesmo tratamento estatístico prévio: admitiu-se a existência de um plano de regressão num espaço tridimensional de coordenadas teor do resíduo, teor da amostra em U_3O_8 e teor da amostra em Fe_2O_3, ou seja, analiticamente admitiu-se a existência de uma dependência entre o teor do resíduo (X_1) e os teores em U_3O_8 (X_2) e em Fe_2O_3 (X_3) da amostra dada pela equação dum plano de regressão:

$$X_1 = a + b.X_2 + c.X_3$$

5. Um modelo da recuperação

O método dos mínimos quadrados de GAUSS foi utilizado na estimação dos parâmetros **a, b** e **c** pela resolução do seguinte sistema de equações normais:

$$\Sigma X_1 = a \cdot N + b \Sigma X_2 + c \Sigma X_3$$

$$\Sigma X_1 X_2 = a \Sigma X_2 + b \Sigma X_2^2 + c \Sigma X_2 X_3$$

$$\Sigma X_1 X_3 = a \Sigma X_3 + b \Sigma X_2 X_3 + c \Sigma X_3^2$$

Determinaram-se, em seguida, os *coeficientes de correlação de ordem zero* R_{12}, R_{13} e R_{23}, ou seja, os coeficientes de correlação entre as variáveis indicadas ignorando a variável não indicada:

$$R_{ij} = \frac{N \Sigma X_i X_j - (\Sigma X_i)(\Sigma X_j)}{\left[[N \Sigma X_i^2 - (\Sigma X_i^2)] . [N \Sigma X_j^2 - (\Sigma X_j^2)] \right]^{1/2}}$$

O conhecimento dos coeficientes de correlação de ordem zero permite determinar facilmente o *erro padrão da estimativa* $s_{1.23}$, dado por:

$$s_{1.23} = s_1 \cdot \left[\frac{1 - R_{12}^2 - R_{13}^2 - R_{23}^2 + 2 R_{12} R_{13} R_{23}}{1 - R_{23}^2} \right]^{1/2}$$

representando s_1 o desvio padrão da variável X_1. *O coeficiente linear de correlação múltipla* é calculado por:

$$R_{1.23} = \left[\frac{R_{12}^2 + R_{13}^2 - 2 R_{12} R_{13} R_{23}}{1 - R_{23}^2} \right]^{1/2}$$

O significado relativo deste coeficiente linear de correlação múltipla depende do número de graus de liberdade *v* (que é dado pela diferença entre o número de amostras e o número de variáveis, ou seja, N - 3) e do nível de confiança estipulado - 95 ou 99%. Estes valores encontram-se tabulados permitindo calcular o nível de confiança a ter na estimativa (ver, por exemplo, tabelas de R.A. FISHER e F. YATES).

Determinaram-se ainda os *coeficientes de correlação de ordem* 1 $R_{12.3}$, $R_{13.2}$ e $R_{23.1}$, representando $R_{ij.k}$ o coeficiente de correlação entre X_i e X_j mantendo X_k constante. O seu cálculo é dado por:

$$R_{ij.k} = \frac{R_{ij} - R_{ik} \cdot R_{jk}}{\left[(1 - R_{ik}^2)\ (1 - R_{jk}^2) \right]^{1/2}}$$

Uma componente fundamental da metodologia consistiu na elaboração de testes de significação para **b** e **c**, isto é, em testar a hipótese de X1 depender de X2 e de X3. Para isso testou-se a *Hipótese Nula*, ou seja a hipótese de os resultados obtidos provirem duma população para a qual **b** e **c** fossem nulos.

Se introduzirmos uma mudança de variável

$$x_1 = X_1 - \bar{X}_1 \qquad x_2 = X_2 - \bar{X}_2 \qquad \text{e} \qquad x_3 = X_3 - \bar{X}_3$$

resulta que

$$\sum_i x_i^2 = \sum_i X_i^2 - N \bar{X}_i^2 \qquad 1 \le i \le 3$$

Se considerarmos o determinante D

$$D = \begin{bmatrix} \sum x_2^2 & \sum x_2 x_3 \\ \sum x_2 x_3 & \sum x_3^2 \end{bmatrix}$$

o coeficiente b será normalmente distribuido com variância

$$s_b = s_{1.23}\left[\frac{\Sigma x_3^2}{D}\right]^{1/2}$$

e o coeficiente c será distribuido com uma variância

$$s_c = s_{1.23}\left[\frac{\Sigma x_2^2}{D}\right]^{1/2}$$

Como utilizámos os estimadores s_b e s_c da variância passamos para a distribuição t de STUDENT e as variáveis

$$tb = \frac{|\, b - 0 \,|}{s_b} \qquad e \qquad tc = \frac{|\, c - 0 \,|}{s_c}$$

são distribuidas em t com N - 3 graus de liberdade.

Fácil se torna agora calcular os níveis de confiança a partir dos quais os parâmetros do plano de regressão diferem significativamente de zero.

5.2.2 Resultados obtidos

CLASSE 1 - PROFUNDIDADE 0 A 3 m

Número de amostras: 30

Médias e desvios padrões:

X_2 = 0,161 % U_3O_8	s_2 = 0,085
X_3 = 5,723 % Fe_2O_3	s_3 = 2,093
X_1 = 0,0249 % U_3O_8	s_1 = 0,0155
Y_4 = 0,8180 (Recuperação média)	s_4 = 0,1322

Coeficientes do plano de regressão:

a = 0,00567 b = -0,01751 c = 0,00385

Coeficientes de correlação de ordem zero:

$R_{12} = 0,0609$ $R_{13} = 0,4908$ $R_{23} = 0,3013$

Erro padrão da estimativa:

$s_{1.23} = 0,0134$ % U_3O_8

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$R_{1.23} = 0,4992$

o que, para 3 variáveis e para $v = 27$ significa um nível de confiança superior a 95%, mas inferior a 99%.

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3} = -0,1047$ [para um nível de confiança de 95% não existe correlação entre X_1 e X_2 quando X_3 é constante].

$R_{13.2} = 0,4964$ [existe correlação entre X_1 e X_3 para um nível de confiança de 95% e não existe para um nível de confiança de 99%].

$R_{23.1} = 0,3121$ [não existe correlação entre X_2 e X_3 para um nível de confiança de 95%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese de os parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 71,23 %.
Parâmetro c: 99,76 %.

CLASSE 2 - PROFUNDIDADE 3 A 6 m

Número de amostras: 34

Médias e desvios padrões:

$X_2 = 0,142$ % U_3O_8 $s_2 = 0,066$
$X_3 = 6,018$ % Fe_2O_3 $s_3 = 1,791$
$X_1 = 0,0209$ % U_3O_8 $s_1 = 0,0116$
$Y_4 = 0,8339$ $s_4 = 0,1007$

Coeficientes do plano de regressão:

$a = -0,00024$ $b = 0,00219$ $c = 0,00346$

Coeficientes de correlação de ordem zero:

$R_{12} = -0,0427$ $R_{13} = 0,5307$ $R_{23} = -0,1035$

Erro padrão da estimativa:

$s_{1.23} = 0,0099$ % U_3O_8

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$R_{1.23} = 0,5309$

o que, para 3 variáveis e para $v = 31$ significa poder admitir-se um nível de confiança de 99%.
Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3} = 0,0146$ [não existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 95%].

$R_{13.2} = 0,5296$ [existe correlação para um nível de confiança de 99%].

$R_{23.1} = -0,0955$ [não existe correlação entre X_2 e X_3 para um nível de confiança de 95%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese de os parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 53,32 %.
Parâmetro c: 99,95 %.

CLASSE 3 - PROFUNDIDADE 6 A 9 m

Número de amostras: 28
Médias e desvios padrões:

$X_2 = 0,134$ % U_3O_8 $s_2 = 0,062$
$X_3 = 5,575$ % Fe_2O_3 $s_3 = 1,271$
$X_1 = 0,0180$ % U_3O_8 $s_1 = 0,0122$
$Y_4 = 0,8444$ $s_4 = 0,1168$

Coeficientes do plano de regressão:

$a = -0,01132$ $b = 0,01113$ $c = 0,00500$

Coeficientes de correlação de ordem zero:

$R_{12} = -0,0012$ $R_{13} = 0,5151$ $R_{23} = -0,1114$

Erro padrão da estimativa:

$s_{1.23} = 0,0104$ % U_3O_8

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$$R_{1.23} = 0,5182$$

o que, para 3 variáveis e para $v = 25$ significa poder admitir-se um nível de confiança de 95%, mas não de 99%.

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3} = 0,0660$ [não existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 95%].

$R_{13.2} = 0,5182$ [existe correlação para um nível de confiança de 99%].

$R_{23.1} = -0,1292$ [não existe correlação entre X_2 e X_3 para um nível de confiança de 95%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese de os parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 63,31 %.
Parâmetro c: 99,97 %.

CLASSE 4 - PROFUNDIDADE 9 A 12 m

Número de amostras: 23

Médias e desvios padrões:

$X_2 = 0,203$ % U_3O_8 $\quad s_2 = 0,110$
$X_3 = 5,761$ % Fe_2O_3 $\quad s_3 = 1,788$
$X_1 = 0,0269$ % U_3O_8 $\quad s_1 = 0,0212$
$Y_4 = 0,8519$ $\quad s_4 = 0,1372$

Coeficientes do plano de regressão:

$a = -0,03988$ $\quad b = 0,07482$ $\quad c = 0,00895$

Coeficientes de correlação de ordem zero:

$R_{12} = 0,3992$ $\quad R_{13} = 0,7609$ $\quad R_{23} = 0,0167$

Erro padrão da estimativa:

$$s_{1.23} = 0,0111 \text{ \% } U_3O_8$$

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$$R_{1.23} = 0,8535$$

Pode admitir-se o modelo para um nível de confiança de 99% (v = 20).

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3}$ = 0,5958 [existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 99%].

$R_{13.2}$ = 0,8228 [existe correlação para um nível de confiança de 99%].

$R_{23.1}$ = -0,4826 [pode admitir-se correlação entre X_2 e X_3 para n.d.c.de 95%; não pode admitir-se para um n.d.c. de 99%.

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese de os parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 99,98 %.
Parâmetro c: 100% (com 2 algarismos significativos)

CLASSE 5 - PROFUNDIDADE 12 A 15 m

Número de amostras: 25

Médias e desvios padrões:

X_2 = 0,155 % U_3O_8	s_2 = 0,085
X_3 = 5,560 % Fe_2O_3	s_3 = 2,011
X_1 = 0,0154 % U_3O_8	s_1 = 0,0130
Y_4 = 0,8965	s_4 = 0,0749

Coeficientes do plano de regressão:

a = -0,01699 b = 0,04268 c = 0,00463

Coeficientes de correlação de ordem zero:

R_{12} = 0,4664 R_{13} = 0,7888 R_{23} = 0,2638

Erro padrão da estimativa:

$$s_{1.23} = 0,0072 \text{ \% } U_3O_8$$

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$$R_{1.23} = 0,8331$$

Pode admitir-se o modelo para um nível de confiança de 99% (v = 22).

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3}$= 0,4357 [existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 95%, não existindo para 99%

$R_{13.2}$ = 0,7803 [existe correlação para um nível de confiança de 99%].

$R_{23.1}$ = -0,1916 [não pode admitir-se correlação entre X_2 e X_3 para um n.d.c. de 95%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese dos parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 98,65 %.
Parâmetro c: 100 % (com dois algarismos significativos).

CLASSE 6 - PROFUNDIDADE 15 A 18 m

Número de amostras: 16

Médias e desvios padrões:

X_2 = 0,169 % U_3O_8 s_2 = 0,094
X_3 = 5,594 % Fe_2O_3 s_3 = 1,019
X_1 = 0,0150% U_3O_8 s_1 = 0,0051
Y_4 = 0,8907 (Recuperação média) s_4 = 0,0558

Coeficientes do plano de regressão:

a = -0,00555 b = 0,01051 c = 0,00336

Coeficientes de correlação de ordem zero:

R_{12} = 0,1467 R_{13} = 0,6529 R_{23}= -0,0677

Erro padrão da estimativa:

$$s_{1.23} = 0,0038 \text{ \% } U_3O_8$$

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$$R_{1.23} = 0,6804$$

Pode admitir-se o modelo para um nível de confiança de 95% (v =13), não podendo admitir-se para um n.d.c. de 99%.

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3}$ = 0,2526 [não existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 95%].

$R_{13.2}$ = 0,6716 [existe correlação para um nível de confiança de 99%].

$R_{23.1}$ = -0,2182 [não pode admitir-se correlação entre X_2 e X_3 para um n.d.c. de 95%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese dos parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 83,48 %.
Parâmetro c: 99,81 %.

CLASSE 7 - PROFUNDIDADE 18 A 21 m

Número de amostras: 16

Médias e desvios padrões:

X_2 = 0,129 % U_3O_8 s_2 = 0,056
X_3 = 5,575 % Fe_2O_3 s_3 = 1,385
X_1 = 0,0113% U_3O_8 s_1 = 0,0084
Y_4 = 0,9037 (Recuperação média) s_4 = 0,0769

Coeficientes do plano de regressão:

a = -0,01856 b = 0,05511 c = 0,00407

Coeficientes de correlação de ordem zero:

R_{12} = 0,0758 R_{13} = 0,5128 R_{23} = -0,4307

Erro padrão da estimativa:

$s_{1.23}$= 0,0067 % U_3O_8

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$R_{1.23}$ = 0,6092

Pode admitir-se o modelo para um nível de confiança de 95% (v = 13), não podendo admitir-se para um n.d.c. de 99%.

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3}$ = 0,3830 [não existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 95%].

$R_{13.2}$ = 0,6062 [existe correlação para um nível de confiança de 95%, não existindo para 99%].

$R_{23.1}$ = -0,5486 [n.d.c.superior a 95% e inferior a 99%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese dos parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 93,39 %.
Parâmetro c: 99,44 %.

CLASSE 8 - PROFUNDIDADE 21 A 30 m

Número de amostras: 10

Médias e desvios padrões:

X_2 = 0,130 % U_3O_8 s_2 = 0,075
X_3 = 6,140 % Fe_2O_3 s_3 = 1,945
X_1 = 0,0109% U_3O_8 s_1 = 0,0039
Y_4 = 0,9006 (Recuperação média) s_4 = 0,0386

Coeficientes do plano de regressão:

a = 0,00152 b = 0,00128 c = 0,00150

Coeficientes de correlação de ordem zero:

R_{12} = 0,2055 R_{13} = 0,7603 R_{23} = 0,2393

Erro padrão da estimativa:

$$s_{1.23} = 0,0025 \text{ \% } U_3O_8$$

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$$R_{1.23} = 0,7607$$

Pode admitir-se o modelo para um nível de confiança de 95% (v = 7), não podendo admitir-se para um n.d.c. de 99%.

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3}$ = 0,0373 [não existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 95%].

$R_{13.2}$ = 0,7484 [existe correlação para um nível de confiança de 95%, não existindo para 99%].

$R_{23.1}$ = 0,1307 [não existe correlação para um n.d.c. de 95%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese dos parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 54,30 %.
Parâmetro c: 99,42 %.

CLASSE 9 - PROFUNDIDADE 30 A 36 m

Número de amostras: 6

Médias e desvios padrões:

X_2 = 0,127 % U_3O_8 s_2 = 0,071

X_3 = 5,983 % Fe_2O_3 s_3 = 2,103

X_1 = 0,0087% U_3O_8 s_1 = 0,0038

Y_4 = 0,9241 (Recuperação média) s_4 = 0,0213

Coeficientes do plano de regressão:

a = 0,00538 b = 0,03479 c = -0,00019

Coeficientes de correlação de ordem zero:

R_{12} = 0,7421 R_{13} = -0,5347 R_{23} = -0,6565

Erro padrão da estimativa:

$s_{1.23}$= 0,0026 % U_3O_8

Coeficiente linear de correlação múltipla:

$R_{1.23}$= 0,7283

Não pode admitir-se o modelo para um nível de confiança de 95% (v = 3).

Coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$R_{12.3}$ = 0,5852 [não existe correlação entre X_1 e X_2 para um nível de confiança de 95%].

$R_{13.2}$ = -0,1140 [não existe correlação para um nível de confiança de 95%].

$R_{23.1}$ = -0,5622 [não existe correlação para um n.d.c. de 95%].

Nível de confiança máximo para aceitação da hipótese dos parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero:

Parâmetro b: 89,75 %.

Parâmetro c: 59,31 %.

5.2.3 Conclusões Gerais

Faz-se nas figuras 5.1 a 5.8 uma exploração sistemática do modelo utilizando dois tipos de gráficos nos quais a

utilização de marcadores tem apenas por objectivo distinguir visualmente as classes que considerámos.

1º Tipo - Para um teor constante da alimentação no metal útil (0,1% U_3O_8) ilustra-se a dependência entre o teor do resíduo ou da recuperação em função do teor em ferro da amostra.

2º Tipo - Para um teor em Fe_2O_3 constante (5,6% Fe_2O_3), apresentam-se as relações entre os teores em metal útil da alimentação e do resíduo, ou a relação entre o teor da alimentação e a recuperação.

A sumária análise estatística preliminar que efectuámos permite-nos concluir:

1º) O parâmetro c do plano de regressão, que exprime uma relação de dependência (linear) entre o teor do resíduo e o teor em Fe_2O_3 da amostra, difere significativamente de zero para níveis de confiança superiores a 99% em todas as populações, excepto na dos 30 aos 36 m, cujo número de amostras não é elevado.

2º) Uma medida da influência do teor em ferro no teor do resíduo pode ser dada pelo declive da recta que traduz essa correlação (para um teor constante em U_3O_8). Podemos concluir que só abaixo dos 21 m essa influência passa a ser bastante reduzida, apesar de ainda estatisticamente existir entre os 21 e os 30 m, para um nível de confiança elevado;

3º) Só podemos aceitar a hipótese de o parâmetro b do plano de regressão linear, que exprime a relação funcional de dependência entre a variável independente e o teor em urânio da amostra, ser estatisticamente diferente de zero a um nível de confiança superior a pelo menos 80% para as populações a profundidades entre os 9 e os 21 metros.

4º) Para as outras populações podemos admitir que o teor do resíduo não é significativamente dependente do teor em metal útil da alimentação.

Conjugando estes factores podemos considerar, sob o ponto de

vista do comportamento face à lixiviação, três sub-populações regionais:

1ª População - Até aos 9 metros: Caracterizada pelo facto do teor do resíduo depender significativamente do teor em ferro: existe uma correlação entre as duas variáveis para um nível de confiança de 95%. A dependência relativamente ao teor em urânio da alimentação não pode ser aceite (não existe correlação entre os teores em metal útil do resíduo e da alimentação a um nível de confiança de 95%).

2ª População - Entre os 9 e os 21 metros de profundidade: Caracterizada pelo facto do teor do resíduo depender dos teores em urânio e em ferro; pode admitir-se a existência de uma correlação entre a variável independente e qualquer das outras variáveis referidas para um nível de confiança de 95%.

3ª População - Abaixo dos 21 m: O teor do resíduo não depende significativamente nem do teor em ferro nem do teor em urânio da amostra ensaiada. Não existe correlação entre as variáveis independentes e dependente para um nível de confiança de 95%, excepto no respeitante ao ferro para a sub-população entre os 21 e os 30 metros. No entanto, o fraco declive da recta que traduz essa relação funcional (quando X_2 é constante) permite-nos justificar a inclusão deste sub-conjunto.

As fronteiras estabelecidas devem corresponder a uma delimitação média grosseira da zona superficial oxidada onde predominam os óxidos hidratados de ferro, da zona intermédia de coexistência de óxidos e sulfuretos e da zona reduzida onde predominam os sulfuretos. Com efeito, uma primeira interpretação possível dos resultados é a seguinte:

- Na população superficial, proveniente da zona oxidada, existe uma elevada percentagem do ferro na forma de óxidos hidratados. Uma componente representativa do urânio encontra-se então associada a esses minerais não se encontrando disponível para sofrer a acção dissolvente do reagente. A solubilidade do metal útil será então essencialmente dependente da percentagem de ferro e será tanto maior quanto menor for a concentração deste;

- Na zona intermédia o ferro existe quer na forma de óxidos quer na forma de sulfuretos. Consequentemente, e pela razão referida, vai manifestar-se uma dependência inequívoca entre o teor do resíduo e o teor em ferro. Por outro lado, parte do ferro encontra-se na forma de sulfureto não existindo dificuldades em lixiviar o metal útil associado a essa componente. O teor do resíduo vai assim também depender, por efeito indirecto, da quantidade total de urânio existente na amostra.

- Abaixo dos 21 metros, na zona reduzida, o ferro predomina na forma de sulfureto não existindo associações com o urânio que não possam ser destruídas pela acção do agente lixiviante. O teor do resíduo será então *estatisticamente constante*, isto é, pode admitir-se um nível estacionário para o resíduo e que corresponde à percentagem de metal útil dissiminado na matriz e que não foi liberto. Mais uma vez utilizaremos a descrição mineralógica de I.R. BASHAM: "*detailed study by fission track registration demonstrates that uranium is also generally disseminated throughout the rocks at sporadic levels...*". Haverá, portanto, uma distribuição normal dos teores dos resíduos em torno do referido valor estacionário médio.

Referiremos finalmente, e em reforço da interpretação apresentada, que as descrições mineralógicas das centenas de sondagens executadas com recuperação de testemunho permitem afirmar que as delimitações das zonas de ocorrência de ferro na forma de óxidos, de coexistência entre óxidos e sulfuretos, e na forma de sulfuretos coincidem, em média, com as fronteiras que detectámos.

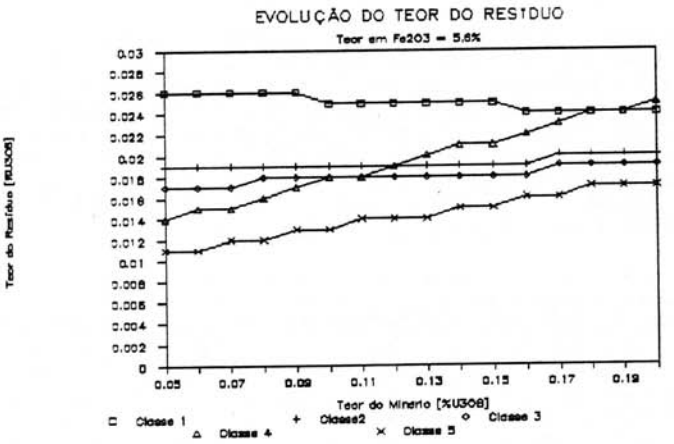


Figura 5.1

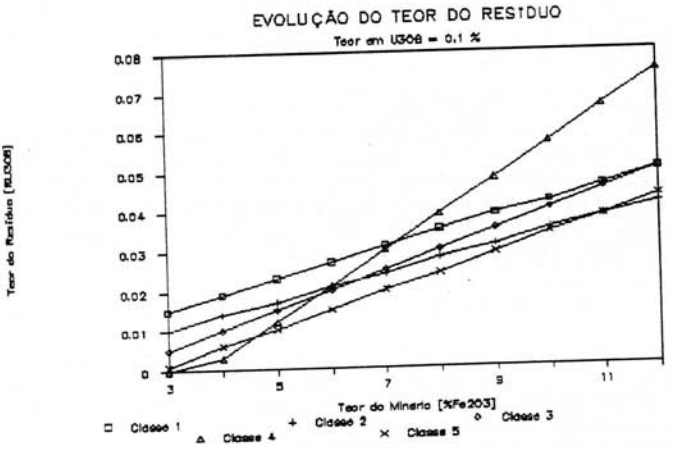


Figura 5.2

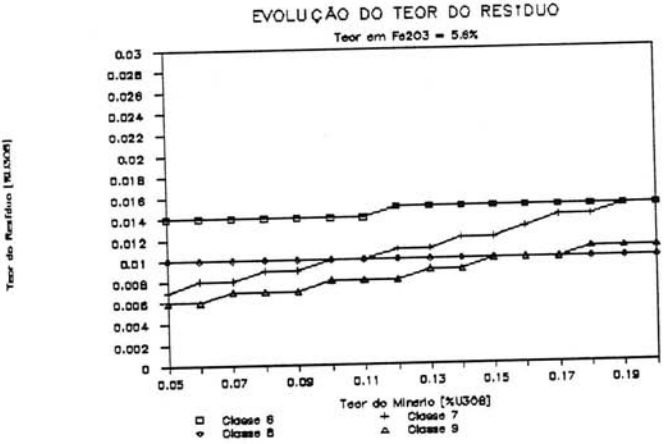


Figura 5.3

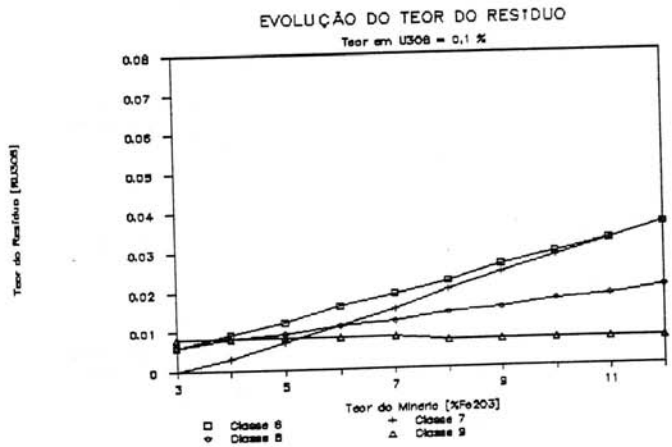


Figura 5.4

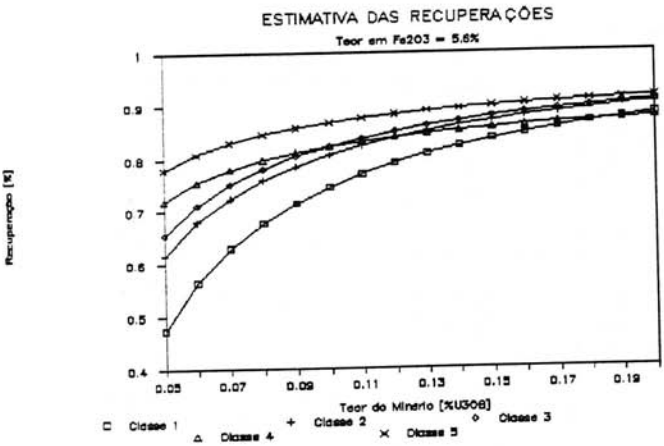


Figura 5.5

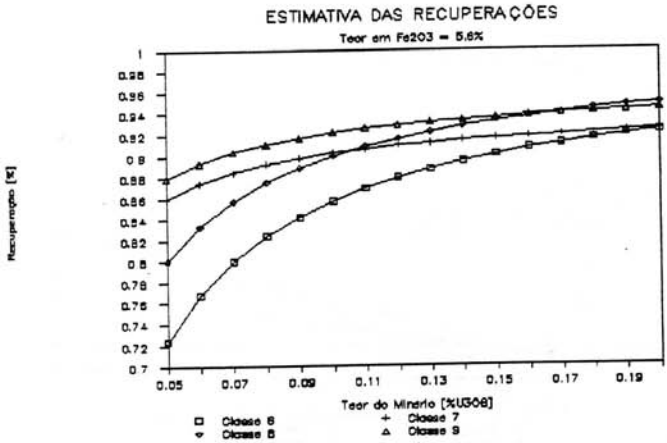


Figura 5.6

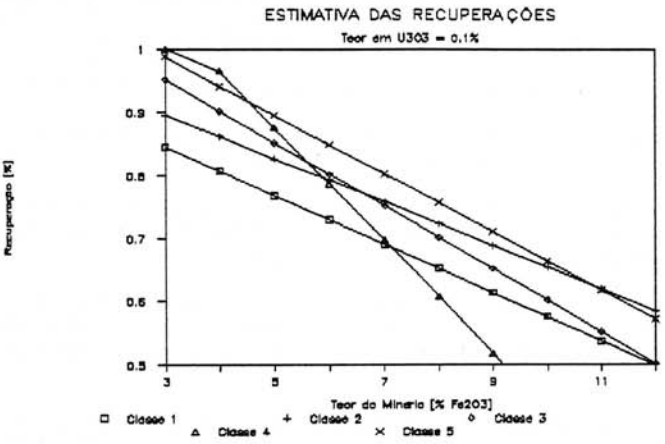


Figura 5.7

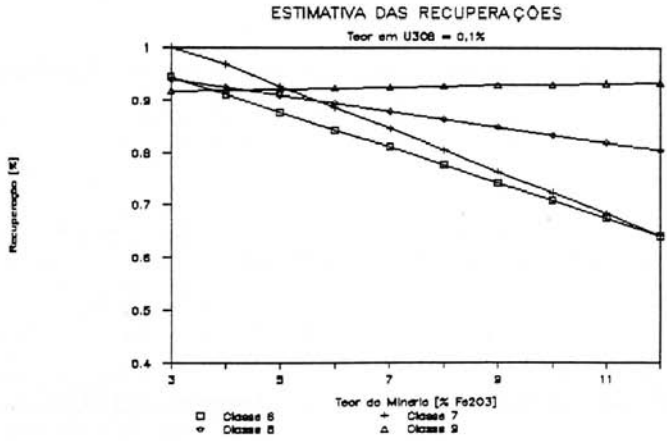


Figura 5.8

5.3 Caracterização das Populações

5.3.1 Objectivos

São vários os propósitos que pretendemos alcançar:

a) Estabelecer hipóteses sobre a lei de distribuição conjunta dos teores em urânio e em ferro;

b) Verificar a validade estatística da aplicabilidade da lei de distribuição a cada uma das três sub-populações e à população global conjunta;

c) Se as leis de distribuição para a população global e para cada sub-população forem do mesmo tipo, pretende determinar-se se se deve aceitar ou rejeitar uma eventual hipótese de identidade estrutural das mesmas.

A investigação dos pontos mencionados, devidamente interpretada, permitirá retirar conclusões que eventualmente possibilitem formular hipóteses explicativas da diferença de comportamento das três sub-populações face à lixiviação dinâmica.

5.3.2 Metodologia

5.3.2.1 Breve referência às distribuições multivariáveis

Sejam y_1, y_2, ..., y_n, n variáveis aleatórias cuja função de densidade de probabilidade conjunta é dada por

$$f(y_1, y_2, \ldots, y_n)$$

Por definição a função densidade de probabilidade $f(y_1, y_2, \ldots, y_n)$ deve satisfazer à condição

$$\int \int \ldots \int f(y_1, y_2, \ldots y_n)\, dy_1\, dy_2 \ldots dy_n = 1$$

Deve também satisfazer à condição de não-negatividade

$$f(y_1, y_2, \ldots, y_n) \geq 0$$

e quando integrada relativamente a uma variável y_k a função resultante exprime a densidade de probabilidade conjunta das restantes (n-1) variáveis

$$\int f(y_1, y_2, \ldots, y_k, \ldots y_n)\, dx_k = f(y_1, \ldots y_{k-1}, y_{k+1}, \ldots, y_n)$$

Uma consequência directa do resultado anterior é que a densidade de probabilidade da variável x_k pode ser obtida da função densidade conjunta integrando em ordem às restantes (n-1) variáveis

$$f_k(x_k) = \int\int \ldots \int f(y_1, \ldots y_{k-1}, y_{k-1}, \ldots y_n)\, dy_1 \ldots dy_{k-1} . dy_{k+1} \ldots dy_n$$

Neste contexto $f_k(y_k)$ é designada por densidade marginal da variável aleatória k e pode ser interpretada como a densidade de probabilidade condicionada da v.a. k quando as restantes v.a. são fixadas. Uma expressão geral para a distribuição condicionada de k variáveis $y_1, y_2, \ldots y_k$, dadas as restantes (n-k) variáveis $y_{k+1}, \ldots y_n$ será

$$f_1(y_1, \ldots y_k \mid y_{k+1}, \ldots y_n) = \frac{f(y_1, y_2, \ldots y_n)}{g_1(y_{k+1}, y_{k+2}, \ldots y_n)}$$

ou ainda

$$f(y_1, y_2, \ldots y_n) = f_1(y_1, \ldots y_k \mid y_{k+1}, \ldots y_n) . g_1(y_{k-1}, \ldots, y_n)$$

Ou seja, a distribuição conjunta pode ser expressa pelo produto de duas densidades marginais f_1 e g_1, encarando a probabilidade condicionada do 2º termo como uma probabilidade marginal.

Um conjunto de k v.a. $y_1, y_2, \ldots y_k$ diz-se estatisticamente independente do conjunto das restantes (n-k) variáveis apenas se se verificar que

$$f(y_1, \ldots y_k \mid y_{k+1}, \ldots y_n) = g(y_1, y_1, y_2, \ldots y_k)$$

Na expressão acima indicada não se deve concluir que as v.a. são independentes umas das outras. A expressão apenas refere que um grupo de v.a. é independente de outro grupo. Quando esta circunstância se verifica, a densidade da distribuição multivariável pode ser expressa pelo produto de duas densidades marginais não condicionadas:

$$f(y_1, y_2, \ldots y_n) = g(y_1, y_1, y_2, \ldots y_k) \cdot g(y_2, y_{k+1}, \ldots y_n)$$

A densidade de distribuição bivariável é a mais simples das distribuições multi-variáveis, aplicando-se-lhe todas as propriedades que atrás referimos. Consequentemente, se $f(y_1, y_2)$ representar a função densidade de distribuição conjunta do par (y_1, y_2) verificar-se-á:

$$\int\int f(y_1, y_2)\, dy_1\, dy_2 = 0$$

$$f(y_1, y_2) \geq 0$$

$$\int f(y_1, y_2)\, dy_1 = f(y_2)_2$$

$$\int f(y_1, y_2)\, dy_2 = f(y_1)_1$$

Portanto, dada uma função densidade de distribuição bivariável as respectivas distribuições marginais f_1 e f_2 são univocamente determinadas não sendo, no entanto, a inversa verdadeira. Por outras palavras, o conhecimento das distribuições marginais de $f_1(y_1)$ e de $f_2(y_2)$ não é suficiente para determinar a função densidade conjunta $f(y_1, y_2)$ porque há um número infinito de funções que satisfará aos requisitos essenciais explicitados pelas quatro relações que acima mencionámos.

Além do mais, o facto de existir um número infinito de funções cobertas por $f(y_1,y_2)$ não significa que estas sejam fáceis de detectar. Apenas no caso especial em que as duas variáveis y_1 e y_2 são aleatoriamente independentes (caso em que as distribuições condicionadas são iguais às distribuições marginais) a função densidade de distribuição conjunta pode ser determinada por

$$f(y_1,y_2) = f1(y_1).f2(y_2)$$

Consequentemente, a especificação do comportamento conjunto de duas variáveis aleatórias na forma duma função densidade de distribuição conjunta não é uma tarefa fácil mesmo quando o comportamento individual de cada v.a. é previamente conhecido. Esta dificuldade cresce enormemente com o aumento do número de v.a.

5.3.2.2 Hipótese sobre a função de distribuição conjunta

Dado que a função densidade de distribuição dos teores de urânio nos jazigos meta-sedimentares e sedimentares segue uma lei log-normal, a hipótese mais simples que poderíamos formular como lei de distribuição conjunta dos teores em urânio e em ferro é a de uma distribuição conjunta bi-log--normal. Dada uma tal distribuição, e se mantivermos a simbologia, a função densidade de probabilidade exprime-se pela seguinte função:

$$f(X_2,X_3) = \frac{1}{2\pi\sigma_2\sigma_3(1-\Theta^2)^{\frac{1}{2}}}.\exp\left[\frac{-1}{2(1-\Theta^2)}\left[\left[\frac{\ln X_2 - \ln \tau_2}{\sigma_2}\right]^2 - 2\,\Theta\left[\frac{\ln X_2 - \ln \tau_2}{\sigma_2}\right]\left[\frac{\ln X_3 - \ln \tau_3}{\sigma_3}\right] + \left[\frac{\ln X_3 - \ln \tau_3}{\sigma_3}\right]^2\right]\right]$$

onde σ_2 e σ_3 representam os desvios padrões de $\ln X_2$ e de $\ln X_3$, τ_2 e τ_3 as medianas de X_2 e de X_3 e Θ o coeficiente de correlação determinado por:

$$\theta = \frac{1}{n-1} \Sigma \frac{(\ln X_2 - \ln \tau_2)(\ln X_3 - \ln \tau_3)}{\sigma_2 \sigma_3}$$

Para uma distribuição deste tipo τ_2 e τ_3 são os anti-logaritmos das médias dos logaritmos dos X_i; as médias podem ser determinadas por:

$$m_i = \tau_i . e^{\sigma_i^2/2}$$

Por outro lado σ^2_i é uma variância logaritmica. A variância real é determinada por:

$$\Sigma_i^2 = m_{2i} - m_i^2 = m_i(e^{\sigma_i^2/2} - 1)$$

sendo m_{2i} o momento de 2ª ordem da v.a. X_i.

5.3.2.3 Teste relativa à validade da função de distribuição

Para verificar se as populações eram bi-log-normais utilizou-se o **teste do x^2 de PEARSON.** Para isso dividiu-se arbitrariamente cada população em $n_2 . n_3$ classes de probabilidade teórica de ocorrência aproximadamente igual e verificou-se qual o número de amostras reais que caía em cada classe. Como os limites das classes foram arbitrados independentemente para cada variável torna-se necessário recalcular em seguida a frequência teórica que seria de esperar que ocorresse em cada classe se a população fosse bi-log-normal. O teste estatístico é então calculado por

$$x^2 = \Sigma \frac{(O_j - E_j)^2}{E_j}$$

onde O_j é o número de observações na classe j e E_j é o número de observações esperado nessa classe.

O número de graus de liberdade é determinado por $v = n_2 . n_3 - h - 1$ onde h é o número total de parâmetros utilizadas no cálculo dos E_j(neste caso 2x2+1). A metodologia utilizada no cálculo dos E_j foi a seguinte:

Para cada classe de valores de X_2 compreendida entre $X_{2,i}$ e $X_{2,i+1}$ calculou-se a frequência teórica relativa dos valores que deveriam ocorrer nesse intervalo. Se fizermos

$$z_{2,i} = \frac{1}{\sigma_2} \ln \left[\frac{X_{2,i}}{\tau_2} \right] \quad \text{e} \quad z_{2,i+1} = \frac{1}{\sigma_2} \ln \left[\frac{X_{2,i+1}}{\tau_2} \right]$$

essa frequência relativa é dada por

$$\frac{1}{(2\pi)^{\frac{1}{2}}} \int_{z}^{z_{2,i+1}} e^{-z_i^2/2} \, dz = G(z_{2,i}) - G(z_{2,i+1})$$

representando G(z) a função

$$G(z) = \int_{z}^{+\infty} \frac{e^{-z^2/2}}{(2\pi)^{\frac{1}{2}}} \, dz$$

A fase seguinte consiste na determinação do valor médio de X_j no intervalo $X_{3,i}$ a $X_{3,i+1}$ pela ***Fórmula dos Minerais Conexos***

$$m_3(X_{3,i}, X_{3,i+1}) = m_3 . \frac{G(z_{2,i} - \Theta.\sigma_3) - G(z_{2,i+1} - \Theta.\sigma_3)}{G(z_{2,i}) - G(z_{2,i+1})}$$

Temos agora uma distribuição log-normal para a variável X_3, cuja variância já não é σ_3^2 mas $\sigma'^2_3 = \sigma_3^2(1 - \Theta^2)$; a sua mediana passou a ser:

$$\tau'_3 = \frac{m_3(X_{2,i}, X_{2,i+1})}{\sigma'^2_2/2}$$

e

Podemos então considerar n_3 classes para a variável X_3 e calcular

$$z_{3j} = \frac{1}{\sigma'_3} \ln \left[\frac{X_{3j}}{\tau'_3} \right]$$

o que nos permite quantificar a frequência teórica da ocorrência em cada classe através de $G(z_{3,j}) - G(z_{3,j+1})$.

5.3.2.4 Testes relativos à identidade estrutural das populações

Uma vez provado através do teste do x^2 a hipótese de bi-log-normalidade da distribuição conjunta, para cada uma das sub-populações individuais e para a população conjunta agrupada (num total de quatro populações), pretendia verificar-se se as populações eram estruturalmente idênticas. Isto é, se as sub-populações individualizadas e a população agrupada são caracterizadas pelos mesmos parâmetros, existindo, portanto, apenas uma população única da qual foram retiradas amostras particulares.

A metodologia passa então por provar quer a igualdade dos vectores médias entre as três sub-populações, quer a igualdade das matrizes de variância-covariância. Aparentemente

dever-se-ia iniciar esta análise pela verificação da identidade dos vectores médias. No entanto, dado que a metodologia que utilizaremos necessita da determinação prévia da matriz de variância-covariância da população agrupada, inverteremos, por facilidade de exposição, a *ordem natural*.

Então, como base metodológica, calculou-se para cada população, e para a população soma, a matriz de variância--covariância; as variâncias foram calculadas pelo método indicado e as covariâncias por:

$$\text{cov}_{23} = \frac{n \Sigma W_{21}W_{31} - \Sigma W_{21} \cdot \Sigma W_{31}}{n (n - 1)}$$

onde W_2 e W_3 representam, respectivamente, as variáveis ln X_2 e ln X_3. **A matriz variância - covariância** é, no nosso caso, do tipo:

$$|\Sigma^2| = \begin{bmatrix} \sigma^2_2 & \text{cov}_{23} \\ \text{cov}_{23} & \sigma^2_3 \end{bmatrix}$$

tendo-se utilizado, naturalmente, variâncias logarítmicas.

A igualdade das matrizes variância-covariância para as diferentes populações foi verificada através do ***TESTE DAS VARIANCIAS GENERALIZADAS***, que é uma generalização multivariável do teste F: vamos supor que temos **k** observações e que se mede **m** variáveis em cada amostra. Estima-se, para cada grupo, a matriz de variância-covariância [s_i^2]. Pretende-se testar:

$$H_o : \quad \left[\Sigma^2_1\right] = \left[\Sigma^2_2\right] = \ldots = \left[\Sigma^2_n\right]$$

contra

$$H_1 : \quad \left[\Sigma^2_i\right] \neq \left[\Sigma^2_j\right]$$

A hipótese nula postula que a matriz variância-covariância é a mesma para as k populações. A alternativa é que, pelo menos duas, sejam diferentes. Cada matriz variância-covariância $[s_i^2]$ é uma estimativa da matriz da população $[\Sigma_i^2]$. Se a população-mãe dos k grupos é idêntica, as estimativas amostrais podem ser combinadas para formar uma estimativa agrupada da matriz de variância-covariância.

Na metodologia que utilizámos, calculam-se as matrizes variância - covariância para as três populações e para a população-mãe. Representemos os determinantes das sub-populações por $|s_i^2|$ e o da população-mãe por $|s_p^2|$. Pode então elaborar-se um teste estatístico M através de

$$M = \left[\left[\Sigma\, n_i \right] - k \right] \ln |s_p^2| - \Sigma \left[(n-1) \ln |s_i^2| \right]$$

onde k representa o número de populações e n_i o número de amostras em cada grupo[1].

O teste é baseado na diferença entre o logaritmo do determinante da matriz conjunta variância-covariância e a média dos logaritmos dos determinantes das matrizes amostras variância-covariância. Se as matrizes das amostras forem idênticas, a diferença será pequena. Como se não dispõe de tabelas para valores críticos de M, efectuou-se a transformação:

$$C^{-1} = 1 - \frac{2m^2 + 3.m - 1}{6\,(m+1)\,(k-1)} \left[\Sigma \frac{1}{n_i - 1} - \frac{1}{(\Sigma\, n_i) - K} \right]$$

---

[1] *O teste M é o teste de BARTLETT da homogeneidade das variâncias.* O teste exige uma **absoluta normalidade das distribuições**, o que justifica o nosso passo metodológico prévio.

$$x^2 = M.\ C^{-1}$$

O número de graus de liberdade deste teste pode ser calculado por:

$$x = (1/2).(k-1).m.(m+1)$$

Resta-nos agora testar a igualdade dos vectores médias, ou seja, dadas quaisquer duas das três sub-populações, que designamos por i e por j, pretende provar-se

$$H_o : [\mu_i] = [\mu_j]$$

contra $$H_1 : [\mu_i] \neq [\mu_j]$$

com i,j = 1, 2 e 3 e i ≠ j. μ_i representa o vector médias para a população i.

Na verificação das hipótese utilizou-se o *Teste T^2 de HOTELLING* computado por (exemplo para as populações 1 e 2):

$$\frac{n_1 \cdot n_2}{n_1 + n_2} \left[\bar{M}_1 - \bar{M}_2 \right]^T . \left| s^2_p \right|^{-1} . \left[\bar{M}_1 - \bar{M}_2 \right]$$

onde $[\bar{M}1 - \bar{M}2]$ representa a diferença entre os dois vectores médias $[\bar{M}1]$ e $[\bar{M}2]$, $[\bar{M}1 - \bar{M}2]^T$ a matriz transposta desta, $[s^2_p]^{-1}$ a matriz inversa da matriz variância - - covariância da população global e n_1 e n_2 o número de amostras das populações 1 e 2 respectivamente.

A significância do teste T^2 pode ser determinada pela transformação F

$$F = \frac{n_1 + n_2 - m - 1}{(n_1 + n_2 - 2)\, m} \cdot T^2$$

que tem **m** e **v** = **n1+n2-m-1** graus de liberdade.

5.3.3 Resultados obtidos

O primeiro passo consistiu na determinação dos parâmetros típicos da distribuição. Os valores obtidos são apresentados no quadro da página seguinte.

Na elaboração do teste do **qui quadrado** as populações 1 e 2 e global foram divididas em 16 classes (4 x 4) com probabilidades de ocorrência aproximadamente iguais, e de acordo com a metodologia descrita. Como a população 3 tinha um pequeno número de indivíduos foi apenas dividida em 12 classes (3 x 4). Assim, na primeira situação o número de graus de liberdade é igual a 10, e na segunda é de apenas 6. A hipótese nula postula que as ocorrências esperadas e observadas são iguais, e a população é bi-log-normal com mediana e variância logarítmica iguais à da amostra. Adoptou-se para o teste um nível de significação de 0,05. Os resultados obtidos são apresentados na forma de quadros.

PARAMETROS DA DISTRIBUIÇÃO CONJUNTA DOS TEORES
DE URANIO E FERRO

		População 1	População 2	População 3	População Global
Mediana	U3O8 [%]	0,1323	0,1468	0,1131	0,1364
	Fe2O3[%]	5,5489	5,4366	5,8518	5,5258
Média	U3O8 [%]	0,1446	0,1658	0,1296	0,1521
	Fe2O3[%]	5,7842	5,6166	6,0740	5,7350
Variância logarítmica	U3O8 [%]	0,17887	0,24341	0,27097	0,21736
	Fe2O3[%]	0,08306	0,06517	0,07453	0,07433
Variância real	U3O8 [%]	0,00410	0,00757	0,00522	0,00562
	Fe2O3[%]	2,89744	2,12	2,85	2,5379
Coef. correlação(Log.)		0,00580	0,08882	-0,1531	0,01443
Covariância logaritm.		0,0007068	0,01111869	-0,021754	0,0018342
Tamanho da população		92	80	16	118

POPULAÇÃO 1
OCORRENCIAS ESPERADAS E OBSERVADAS

Teores em U_3O_8	Teores em Fe_2O_3 0,00 – 4,57	4,57 – 5,55	5,55 – 6,73	6,73 – ∞
0,000				
Ocor. Esperada	5,44	5,60	5,69	5,94
Ocor. Observada	5	3	7	5
0,099				
Ocor. Esperada	6,09	5,85	5,66	5,52
Ocor. Observada	6	9	6	9
0,132				
Ocor. Esperada	6,76	5,99	5,49	4,96
Ocor. Observada	5	8	4	2
0,176				
Ocor. Esperada	4,85	5,46	5,91	6,78
Ocor. Observada	8	5	2	8
∞				

$\nu = 10$ qui quadrado = 13,80
Valor Crítico = 18,307

POPULAÇÃO 2
OCORRENCIAS ESPERADAS E OBSERVADAS

Teores em U_3O_8	Teores em Fe_2O_3 0,00 – 4,58	4,58 – 5,44	5,44 – 6,45	6,45 – ∞
0,000				
Ocor. Esperada	5,71	5,14	4,57	4,46
Ocor. Observada	7	6	7	3
0,105				
Ocor. Esperada	5,24	5,12	4,97	4,88
Ocor. Observada	6	4	6	6
0,147				
Freq. Esperada	4,75	4,90	4,94	5,13
Freq. Observada	5	2	4	3
0,204				
Ocor. Esperada	4,35	4,86	5,17	5,82
Ocor. Observada	4	6	6	5
∞				

$\nu = 10$ qui quadrado = 6,366
Valor Crítico = 18,307

POPULAÇÃO 3
OCORRENCIAS ESPERADAS E OBSERVADAS

Teores em U_3O_8	Teores em Fe_2O_3 0,00	4,87	5,85	7,02	∞
0,000					
Ocor. Esperada	1,05	1,25	1,39	1,64	
Ocor. Observada	1	1	2	1	
0,090					
Ocor. Esperada	1,31	1,33	1,33	1,32	
Ocor. Observada	1	4	1	0	
41 0,141					
Ocor. Esperada	1,63	1,41	1,26	1,07	
Ocor. Observada	1	1	2	1	
∞					

v = 6 qui quadrado = 8,209
Valor Crítico = 12,592

POPULAÇÃO GLOBAL
OCORRENCIAS ESPERADAS E OBSERVADAS

Teores em U_3O_8	Teores em Fe_2O_3 0,00	4,61	5,53	6,63	∞
0,000					
Ocor. Esperada	12,09	11,83	11,79	11,83	
Ocor. Observada	11	9	9	9	
0,099					
Ocor. Esperada	11,62	11,43	11,43	11,54	
Ocor. Observada	13	19	15	14	
0,136					
Ocor. Esperada	11,79	11,64	11,67	11,83	
Ocor. Observada	13	11	12	8	
0,186					
Ocor. Esperada	11,84	11,77	11,84	12,09	
Ocor. Observada	11	12	9	13	
∞					

v = 10 qui quadrado = 11,144
Valor Crítico = 18,307

Não há assim qualquer evidência que sugira que a distribuição conjunta dos teores em urânio e ferro não esteja distribuida segundo uma lei bi-log-normal, ou seja, fica demonstrada que nada há nestes dados que leve a abandonar a hipótese nula.

O objectivo seguinte consiste em verificar se as populações são estruturalmente idênticas. Para isso calcularam-se os determinantes das matrizes de variância - -covariância:

$$|s_1^2| = \begin{vmatrix} 0{,}17887 & 0{,}000707 \\ 0{,}000707 & 0{,}08306 \end{vmatrix} = 0{,}014856$$

$$|s_2^2| = \begin{vmatrix} 0{,}2431 & 0{,}011187 \\ 0{,}011187 & 0{,}06517 \end{vmatrix} = 0{,}0156$$

$$|s_3^2| = \begin{vmatrix} 0{,}27097 & -0{,}021754 \\ -0{,}021754 & 0{,}07453 \end{vmatrix} = 0{,}019722$$

$$|s_p^2| = \begin{vmatrix} 0{,}21736 & 0{,}001834 \\ 0{,}001834 & 0{,}07433 \end{vmatrix} = 0{,}0161$$

Portanto o valor de M será

$$M = (92+80+16-3)\ln 0{,}016153 - (91 \ln 0{,}014856 + 79 \ln 0{,}0156 + 15 \ln 0{,}19722) = 7{,}37$$

$$C^{-1} = 1 - \frac{8+6-1}{6(2+1)(3-1)} \cdot \left[\frac{1}{91} + \frac{1}{79} + \frac{1}{15} - \frac{1}{188-3} \right] = 0{,}969$$

$$x^2 = M.C^{-1} = 7{,}144$$

para um número de graus de liberdade $v = \frac{1}{2}.(3-1).2.(2+1) = 6$.

Como para $\alpha = 0,05$ o valor crítico é de 12,592 podemos concluir **que não há nada que sugira que a estrutura da variância-covariância das populaçoes amostras seja diferente da estrutura da população global.**

Verificou-se, em seguida, a igualdade dos vectores médias das populações 1 e 2, 1 e 3, e 2 e 3, de acordo com a metodologia descrita. Os resultados obtidos foram os seguintes:

População	T^2	F	v 1	v 2	Valor Crítico de F (α = 0,05)
1 - 2	2,39111	1,1885	2	169	3,07
1 - 3	2,0859	1,0311	2	105	3,09
2 - 3	5,203	2,5783	2	93	3,10

Verificada a igualdade estrutural das matrizes variância-covariância e dos vectores médias, podemos tirar a seguinte importante conclusão:

As populações, sob o ponto de vista da distribuição dos teores em urânio e ferro, são estruturalmente as mesmas, ou seja, uma mesma população bi-log-normal. A correlação entre os teores dos dois metais que mede, de certo modo, o grau de ligação que impõe a lei de probabilidade às variáveis, é baixa (i.e, perto de zero). A diferença de comportamento das três populações face à lixiviação não pode ser imputada a qualquer diferença estrutural destas sob o ponto de vista da distribuição dos teores. Por conseguinte, a diferença de comportamento apenas pode ser explicada em termos da diferença da composição mineralógica (ou forma quimica de ocorrência) das populações.

5.4 Modelos parcelares de regressão

5.4.1 Considerações introdutórias

Convém antes de mais esclarecer alguns dos termos mais utilizados neste capítulo:

- as amostras são constituidas por troços de testemunhos de sondagem que foram fragmentados e moídos, e que se encontravam armazenados. A sua selecção foi feita aleatoriamente. O comprimento do troço é variável entre 20 cm e 1,5 m;

- designa-se por profundidade da amostra, a distância medida na vertical entre o ponto médio do eixo do troço do testemunho e a superfície topográfica, ou seja, dado que os furos foram executados na vertical, a diferença de cotas entre o referido ponto médio e a boca do furo.

Os dois pontos anteriores (5.2 e 5.3) permitiram-nos estabelecer uma base para a construção de modelos parcelares de regressão, cada um com aplicabilidade restrita a uma das três populações em que subdividimos o jazigo. Esses modelos têm então de ter em conta os seguintes pressupostos:

- Nada existe na informação disponível sobre as três sub-populações que sugira distintas distribuições bivariáveis para os teores em urânio e em ferro. Uma distribuição comum pode ser aceite, dentro do intervalo de confiança estabelecido, para as três sub-populações, ou seja, pode admitir-se a independência da distribuição relativamente à sua origem zonográfica.

- Para as sub-populações superficial e intermédia verificou-se que o teor do resíduo depende do teor em ferro da amostra lixiviada, o que não acontecia com a sub-população profunda. Tal facto, como já afirmámos, deve ser imputado a uma distinta forma química de ocorrência do ferro. Os modelos devem então ter em conta a seguinte interpretação: o ferro encontra-se mineralizado ou na forma de óxidos (geralmente hidratados), caso em que existem associações com o urânio que impedem parcialmente a sua dissolução, ou na forma de sulfuretos, caso em que nada impede a dissolução do

metal útil associado. Estas duas formas coexistem em todo o jazigo, mas na zona superficial predominam os óxidos, enquanto que na zona profunda predominam os sulfuretos. A predominância da forma sulfureto é, portanto, uma função da profundidade a que se encontra a amostra. Ou seja, o teor do resíduo não depende apenas "tout-court" do teor em ferro, mas da forma mineralógica de ocorrência do ferro que é uma função da profundidade.

Tendo em conta a informação de que já dispomos não se reveste de importância primordial estudar a variação do teor bruto em ferro com a profundidade. Seria sim interessante estudar a variabilidade da distribuição relativa das duas distintas formas quimicas de ocorrência em função da profundidade. Infelizmente os elementos para um tal estudo apenas existiam numa base qualitativa: a descrição mineralógica das sondagens que, no entanto, por vezes eram omissas relativamente a esta distinção. Por outro lado não havia possibilidade de fazer um estudo quantitativo sobre o problema pois este iria exigir a preparação de centenas de lâminas delgadas para exame mineralógico microscópico e ainda a quantificação, em cada amostra, de cada uma das formas de ocorrência. Apesar de tudo, apresentamos na figura 5.9 a evolução do teor em Fe (expresso em % de Fe_2O_3) em função da profundidade. Ambas as coordenadas foram calculadas após ordenação das amostras por ordem crescente da profundidade, e os valores utilizados representam as médias móveis sobre quinze amostras.

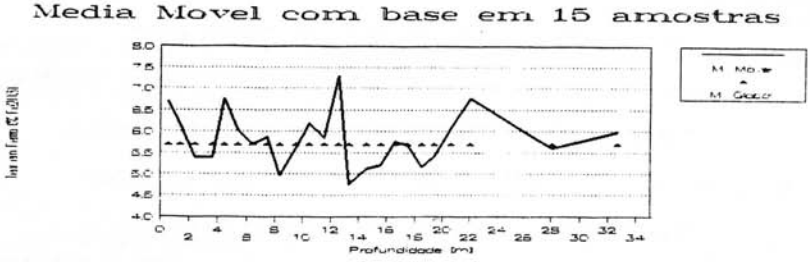


Fig. 5.9

A alternativa que dispomos é de natureza estatística: criar uma variável artificial para utilização nos modelos parcelares de regressão que, de qualquer modo, reflita a forma mineralógica de ocorrência do ferro. Uma tal variável deverá ser estritamente monótona, mais concretamente decrescente, relativamente à profundidade. Ora a função mais simples que satisfaz a estas condições é o quociente X_3/X_5, representando X_3 o teor em ferro e X_5 a profundidade a que foi retirada a amostra. Esta variável será, daqui em diante, designada simplesmente por X_4.

5.4.2 A população superficial

Como se verificou, o comportamento das amostras desta população relativamente à lixiviação dinâmica caracterizava-se por uma independência do resíduo relativamente ao teor do metal útil inicial. Assim, adoptou-se um modelo de regressão linear caracterizado analiticamente por

$$X_1 = a + b\,X_3 + c\,\frac{X_3}{X_5}$$

representando X_1 o teor do resíduo, X_3 o teor em Fe_2O_3 e X_5 a profundidade da amostra. Ou seja, como referimos, o teor do resíduo depende não só do teor em ferro mas também da forma em que este se encontra, o que é quantificado pelo quociente X_3/X_5. Representamos esta última variável por X_4. Nestas condições os cálculos efectuados indicam os seguintes resultados finais:

Coeficientes de correlação de ordem zero

$r_{13} = 0,4949$ $\quad r_{14} = 0,4489$ $\quad r_{34} = 0,3066$

Coeficientes de correlação de primeira ordem

$r_{13.4} = 0,4200$ $\quad r_{14.3} = 0,3593$ $\quad r_{34.1} = 0,1088$

Coeficiente linear de correlação múltipla

$R_{1.34} = 0,5851$

O valor crítico do coeficiente de correlação para N-3 = 89 graus de liberdade, para 3 variáveis e para um grau de confiança de 99% é de 0,312, o que sugere uma excelente conformidade para o modelo.

Erro padrão da estimativa

$s_{1.34} = 0{,}0108\ \%\ U_3O_8$

Coeficientes do plano de regressão

a = 0,00039 b = 0,00300 c = 0,00181

Elaborou-se um teste de significado para **b** e **c** tendo-se determinado o nível de confiança máximo para aceitação da hipótese dos parâmetros do plano de regressão diferirem significativamente de zero. Os resultados obtidos indicam que $t_b = 4{,}415$ o que implica um nível de confiança máximo de 0,999986 para o parâmetro b; por outro lado, $t_c = 3{,}673$ e o nível de confiança máximo para aceitação da hipótese de c diferir significativamente de zero é de 0,999796.

5.4.3 A População intermédia

Neste caso o teor do resíduo depende também do teor da alimentação em U_3O_8, pelo que se considerou um modelo idêntico ao anterior, mas tetra-variável:

$$X_1 = a + b\,X_2 + c\,X_3 + c\,\frac{X_3}{X_5}$$

representando X_1 e X_2 os teores em urânio do resíduo e da alimentação, X_3 o teor em ferro e X_5 a profundidade; se representarmos X_3/X_5 por X_4, temos o modelo de regressão

$$X_1 = a + b\,X_2 + c\,X_3 + d\,X_4$$

Determinação dos Coeficientes

Os coeficientes do hiperplano de regressão podem ser determinados pela resolução do seguinte sistema de equações:

$$\begin{bmatrix} N & \Sigma X_2 & \Sigma X_3 & \Sigma X_4 \\ \Sigma X_2 & \Sigma X_2^2 & \Sigma X_2 X_3 & \Sigma X_2 X_4 \\ \Sigma X_3 & \Sigma X_2 X_3 & \Sigma X_3^2 & \Sigma X_3 X_4 \\ \Sigma X_4 & \Sigma X_2 X_4 & \Sigma X_3 X_4 & \Sigma X_4^2 \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} a \\ b \\ c \\ d \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \Sigma X_1 \\ \Sigma X_1 X_2 \\ \Sigma X_1 X_3 \\ \Sigma X_1 X_4 \end{bmatrix}$$

tendo-se obtido os seguintes valores: a= -0,02277, b=0,05112, c=0,00278 e d=0,03959.

Coeficientes de Correlação de Ordem Zero

É possível definir seis coeficientes de correlação de ordem zero, para os quais se obteve os seguintes valores:

r_{12}= 0,4202 r_{13}=0,6650 r_{14}=0,7410

r_{23}= 0,0600 r_{24}=0,21012 r_{34}=0,7901

Coeficientes de correlação de primeira ordem

Foram calculados os 12 coeficientes de correlação de 1ª ordem:

$r_{12.3}$ = 0,5102 $r_{12.4}$ = 0,4029 $r_{13.2}$ = 0,7064

$r_{13.4}$ = 0,1933 $r_{14.2}$ = 0,7357 $r_{14.3}$ = 0,4709

$r_{23.1}$ = -0,3828 $r_{23.4}$ = -0,1769 $r_{24.1}$ =-0,1661

$r_{24.3}$ = 0,2660 $r_{34.1}$ = 0,5929 $r_{34.2}$ = 0.7967

Coeficientes de correlação de 2ª ordem

É possível definir seis coeficientes de correlação de 2ª ordem $r_{ij.kl}$ que representam a correlação entre i e j quando k e l são mantidos constantes.

$$r_{ij.kl} = \frac{r_{ij.k} - r_{il.k}\,.\,r_{jl.k}}{\left[(1-r^2_{il.k})\,(1-r^2_{jl.k})\right]^{\frac{1}{2}}} = \frac{r_{ij.l} - r_{ik.l}\,.\,r_{jk.l}}{\left[(1-r^2_{ik.l})\,(1-r^2_{jk.l})\right]^{\frac{1}{2}}}$$

Foram obtidos os seguintes valores:

$r_{12.23} = 0,45$ $\quad r_{13.24} = 0,29$ $\quad r_{14.23} = 0,40$

$r_{23.14} = -0,28$ $\quad r_{24.13} = 0,03$ $\quad r_{34.12} = 0,58$

Coeficiente linear de correlação múltipla

É calculado por

$$r_{1.234} = \left[1 - (1 - r^2_{12})\,(1 - r^2_{13.2})\,(1 - r^2_{14.23})\right]^{\frac{1}{2}} = 0,8092$$

O valor crítico do coeficiente de correlação para 76 graus de liberdade, para 4 variáveis e para um nível de probabilidade de 99% é de 0,37, ficando assim evidenciada a qualidade do modelo.

Erro padrão da estimativa

É dado por

$$s_{1.234} = s_1 \left[1 - r^2_{1.234}\right]^{\frac{1}{2}}$$

representando s_1 o desvio padrão da variável X_1. O cálculo indica um valor de 0,0089% U_3O_8.

Teste de significado para b, c e d

Testou-se a hipótese nula, i.e, a hipótese de os resultados obtidos provirem de uma população para a qual **b, c e d** fossem nulos. Se introduzirmos uma mudança de variável

$$x_i = X_i - \bar{X}_i \qquad 1 \leq i \leq 4$$

virá que

$$\Sigma x_i^2 = \Sigma X_i^2 - \bar{X}^2 \quad \text{e} \quad \Sigma x_i x_j = \Sigma X_i X_j - N \bar{X}_i \bar{X}_j \qquad 2 \leq i \neq j \leq 4$$

Consideremos o determinante D

$$D = \begin{vmatrix} \Sigma x_2^2 & \Sigma x_2 x_3 & \Sigma x_2 x_4 \\ \Sigma x_2 x_3 & \Sigma x_3^2 & \Sigma x_3 x_4 \\ \Sigma x_2 x_4 & \Sigma x_3 x_4 & \Sigma x_4^2 \end{vmatrix}$$

O coeficiente **b** será então normalmente distribuido com uma variância s_b

$$s_b = s_{1.234} \cdot \left[\frac{\begin{vmatrix} \Sigma x_3^2 & \Sigma x_3 x_4 \\ \Sigma x_3 x_4 & \Sigma x_4^2 \end{vmatrix}}{D} \right]^{\frac{1}{2}}$$

O coeficiente **c** será, do mesmo modo, normalmente distribuido com uma variância

$$s_c = s_{1.234} \cdot \left[\frac{\begin{vmatrix} \Sigma x_2^2 & \Sigma x_2 x_4 \\ \Sigma x_2 x_4 & \Sigma x_4 \end{vmatrix}}{D} \right]^{\frac{1}{2}}$$

e **d** terá uma variância

$$s_d = s_{1.234} \cdot \left[\frac{\begin{vmatrix} \Sigma x_2^2 & \Sigma x_2 x_3 \\ \Sigma x_2 x_3 & \Sigma x_3^2 \end{vmatrix}}{D} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Efectuando os cálculos resulta

$$s_b = 0{,}0113 \qquad s_c = 0{,}0010 \qquad s_d = 0{,}0101$$

As variáveis

$$t_b = \frac{|b - 0|}{s_b} \qquad t_c = \frac{|c - 0|}{s_c} \qquad t_d = \frac{|d - 0|}{s_d}$$

serão distribuidas em t com N - 4 graus de liberdade.

O cálculo mostrou que t_b vale 4,511 indicando um nível de confiança máximo para aceitação da hipótese deste parâmetro diferir significativamente de zero de 0,999988. O valor de t_c é de 2,731 a que corresponde um nível de confiança máximo de 0,996077 e, finalmente, o valor de t_d é de 3,929 a que corresponde um nível de 0,999907.

5.4.4 Limites de confiança para a estimativa nos modelos 1 e 2

Se se quiser utilizar as equações de regressão como instrumento de previsão, teremos de conhecer os limites de confiança - por exemplo a 95% - dos valores determinados através dessas equações.

Modelo 1

Como sabemos, o modelo é do tipo

$$X_1 = a + b\,X_2 + c\,X_3$$

A variância da estimativa é dada por:

$$\text{var}(X_{1est}) = s_{1.23}\left[\frac{1}{N} + \frac{(X_2 - \bar{X}_2)^2 \Sigma x_2^2}{D} + \frac{(X_3 - \bar{X}_3)^2 \Sigma x_3^2}{D} - 2\,\frac{(X_2 - \bar{X}_2)(X_3 - \bar{X}_3)\Sigma x_2 x_3}{D}\right]$$

Se representarmos por δ a parte entre parênteses rectos da equação anterior, os limites de confiança a 95% para a média de X_1 (X_2,X_3) serão

$$X_{1est} - t(N-3)_{0,05} \cdot s_{1.23}\sqrt{\delta} < X_{1est} < X1_{est} + t(N-3)_{0,05} \cdot s_{1.23}\sqrt{\delta}$$

o que nos permite calcular o intervalo de confiança para o valor médio da estimativa dos valores dos resíduos.

Modelo 2

Trata-se dum hiperplano de regressão a 4 variáveis:

$$X_1 = a + b\,X_2 + c\,X_3 + d\,X_4$$

Haverá que generalizar a teoria exposta no ponto anterior, calculando um novo valor para δ. Considerando o determinante D anteriormente referido, δ será dado por:

$$\delta = \frac{1}{N} + \frac{(X_2 - \bar{X}_2)^2}{D}\begin{vmatrix} \Sigma x_3^2 & \Sigma x_3 x_4 \\ \Sigma x_3 x_4 & \Sigma x_4^2 \end{vmatrix} + \frac{(X_3 - \bar{X}_3)^2}{D}\begin{vmatrix} \Sigma x_2^2 & \Sigma x_2 x_4 \\ \Sigma x_2 x_4 & \Sigma x_4^2 \end{vmatrix} +$$

$$+\frac{(\bar{X}_4 - X_4)^2}{D}\begin{vmatrix} \Sigma X_2^2 & \Sigma X_2 X_3 \\ \Sigma X_2 X_3 & \Sigma X_3^2 \end{vmatrix} - 2\frac{(\bar{X}_2 - X_2)(\bar{X}_3 - X_3)}{D}\begin{vmatrix} \Sigma X_2 X_3 & \Sigma X_2 X_4 \\ \Sigma X_3 X_4 & \Sigma X_4^2 \end{vmatrix} +$$

$$+2\frac{(\bar{X}_2 - X_2)(\bar{X}_4 - X_4)}{D}\begin{vmatrix} \Sigma X_2 X_3 & \Sigma X_2 X_4 \\ \Sigma X_3^2 & \Sigma X_3^2 X_4 \end{vmatrix} - 2\frac{(\bar{X}_3 - X_3)(\bar{X}_4 - X_4)}{D}\begin{vmatrix} \Sigma X_2^2 & \Sigma X_2 X_4 \\ \Sigma X_2 X_3 & \Sigma X_3^2 X_4 \end{vmatrix}$$

Do mesmo modo, os limites de confiança para a média de X1 serão:

$$X_{1est} - t(N-3)_{0,05} \cdot s_{1.23} \sqrt{\delta} < X_{1est} < X_{1est} + t(N-3)_{0,05} \cdot s_{1.23} \sqrt{\delta}$$

5.4.5 A População profunda

Aplicou-se à população "profunda" (abaixo dos 21 m) um modelo linear de regressão entre o teor do resíduo e o teor em ferro. Os resultados obtidos desaconselham vivamente a sua utilização. Este facto, aliado à interpretação física dos resultados obtidos - sub-população pertencente a uma zona reduzida em que o ferro ocorre na forma de sulfureto não formando associações com o urânio que impedem a sua libertação e dissolução - sugerem a formulação duma outra hipótese: **para amostras provenientes deste domínio, os teores do resíduo constituem uma população normalmente distribuida em torno dum valor médio, independente dos teores iniciais em urânio e em ferro e ainda da profundidade, e que representa a fracção do metal útil finamente disseminada na matriz e que não se encontra liberta, não sendo possível a sua dissolução.**

Para testar a hipótese de normalidade utilizou-se o teste não paramétrico do x^2, com metodologia idêntica à anteriormente referida:

- Estimaram-se os parâmetros da distribuição normal (m e σ);

- Dividiu-se a curva normal teórica em 5 intervalos de probabilidade aproximadamente igual;
- Calcularam-se os extremos de cada intervalo;
- A partir destes extremos, calculou-se $(X-m)/\sigma$;
- Obtiveram-se assim aos valores dos resíduos que dividem a curva normal em cinco áreas de igual probabilidade;
- Verificou-se qual o número de amostras que caíam em cada classe;
- Calculou-se o valor do x^2.

O número de graus de liberdade do teste x^2 é N-3=2; O valor obtido de 4,0 é inferior ao valor crítico de 5,99 para um nível de significação de 0,05%. Nestas circunstâncias pode-se admitir que não há nada que sugira a não-normalidade da distribuição dos teores dos resíduos.

Um modelo aleatório desta natureza fica caracterizado pelos seguintes parâmetros:

- Média dos Resíduos: 0,01006 % U_3O_8
- Desvio Padrão: 0,00387 % U_3O_8
- Erro Quadrático Médio: 0,00097 % U_3O_8
- Intervalo de confiança para a média a 95%: Para $v = 15$ g.d.l. e $\alpha = 0,05$ vem $0,00837 < m < 0,01176$.

5.4.6 Exploração preliminar dos modelos

Apresenta-se, como exemplo, uma exploração dos modelos para três teores em urânio (0,06, 0,09 e 0,12 % U_3O_8) e apenas um teor em ferro - a mediana da sua distribuição log-normal 5,5258% Fe_2O_3. Não se inclui a sub-população abaixo dos 21 m de profundidade dada a constância do teor do resíduo. Os resultados são apresentados quer na forma de quadro, quer graficamente e incluem, em ambos os casos, os limites de confiança da estimativa a 95%.

RESIDUOS E RECUPERAÇÕES
APLICAÇÃO DOS MODELOS 1 E 2

Teor em U_3O_8 = 0,06% Teor em Fe_2O_3 = 5,5258%

Profundidade	RESIDUO			RECUPERAÇAO		
	Limite Inferior	Média	Limite Superior	Limite Superior	Média	Limite Inferior
1	0,0234	0,0270	0,0305	60,94	55,05	49,16
2	0,0199	0,0220	0,0240	66,76	63,39	60,01
3	0,0184	0,0203	0,0222	69,32	66,16	63,01
4	0,0175	0,0195	0,0214	70,78	67,55	64,33
5	0,0170	0,0190	0,0210	71,71	68,39	65,06
6	0,0166	0,0186	0,0207	72,35	68,94	65,53
7	0,0163	0,0184	0,0205	72,82	69,34	65,86
8	0,0161	0,0182	0,0203	73,18	69,64	66,09
9	0,0159	0,0181	0,0202	73,46	69.87	66,28
10	0,0136	0,0175	0,0214	77,28	70,77	64,27
11	0,0122	0,0155	0,0189	79,61	74,09	68,56
12	0,0110	0,0139	0,0168	81,71	76,85	71,99
13	0,0098	0,0125	0,0152	83,65	79,19	74,73
14	0,0087	0,0113	0,0138	85,47	81,19	76,92
15	0,0077	0,0102	0,0128	87,17	82,93	78,69
16	0,0067	0,0093	0,0119	88,76	84,45	80,13
17	0,0059	0,0085	0,0112	90,25	85,79	81,33
18	0,0050	0,0078	0,0106	91,62	86,98	82,34
19	0,0043	0,0072	0,0101	92,88	88,05	83,21
20	0,0036	0,0066	0,0096	94,05	89,00	83,96
21	0,0029	0,0061	0,0092	95,13	89,87	84,62

RESIDUOS E RECUPERAÇÕES
APLICAÇÃO DOS MODELOS 1 E 2

Teor em U_3O_8 = 0,09% Teor em Fe_2O_3 = 5,5258 %

Profundidade	RESIDUO			RECUPERAÇÃO		
	Limite Inferior	Média	Limite Superior	Limite Superior	Média	Limite Inferior
1	0,0234	0,0270	0,0305	73,96	70,03	66,11
2	0,0199	0,0220	0,0240	77,84	75,59	73,34
3	0,0184	0,0203	0,0222	79,55	77,44	75,34
4	0,0175	0,0195	0,0214	80,52	78,37	76,22
5	0,0170	0,0190	0,0210	81,14	78,92	76,71
6	0,0166	0,0186	0,0207	81,57	79,30	77,02
7	0,0163	0,0184	0,0205	81,88	79,56	77,24
8	0,0161	0,0182	0,0203	82,12	79,76	77,40
9	0,0159	0,0181	0,0202	82,31	79,91	77,52
10	0,0155	0,0191	0,0226	82,75	78,81	74,87
11	0,0142	0,0171	0,0200	84,28	81,02	77,77
12	0,0129	0,0154	0,0179	85,65	82,86	80,07
13	0,0118	0,0140	0,0163	86,94	84,42	81,90
14	0,0107	0,0128	0,0150	88,17	85,76	83,35
15	0,0096	0,0118	0,0140	89,33	86,91	84,50
16	0,0086	0,0109	0,0131	90,43	87,93	85,42
17	0,0077	0,0101	0,0124	91,46	88,82	86,18
18	0,0068	0,0093	0,0119	92,41	89,62	86,82
19	0,0060	0,0087	0,0114	93,28	90,33	87,37
20	0,0053	0,0081	0,0109	94,09	90,97	87,85
21	0,0047	0,0076	0,0106	94,83	91,54	88,26

RESIDUOS E RECUPERAÇÕES
APLICAÇÃO DOS MODELOS 1 E 2

Teor em U_3O_8 = 0,12% Teor em Fe_2O_3 = 5,5258 %

Profundidade	RESIDUO			RECUPERAÇAO		
	Limite Inferior	Média	Limite Superior	Limite Superior	Média	Limite Inferior
1	0,0234	0,0270	0,0305	80,47	77,53	74,58
2	0,0199	0,0220	0,0240	83,38	81,69	80,00
3	0,0184	0,0203	0,0222	84,66	83,08	81,51
4	0,0175	0,0195	0,0214	85,39	83,78	82,16
5	0,0170	0,0190	0,0210	85,86	84,19	82,53
6	0,0166	0,0186	0,0207	86,18	84,47	82,77
7	0,0163	0,0184	0,0205	86,41	84,67	82,93
8	0,0161	0,0182	0,0203	86,59	84,82	83,05
9	0,0159	0,0181	0,0202	86,73	84,93	83,14
10	0,0174	0,0206	0,0239	85,54	82,83	80,12
11	0,0160	0,0188	0,0212	86,66	84,49	82,32
12	0,0148	0,0170	0,0191	87,68	85,57	84,06
13	0,0136	0,0156	0,0175	88,65	87,04	85,42
14	0,0125	0,0144	0,0162	88,59	88,04	86,49
15	0,0114	0,0133	0,0152	90,49	88,91	87,32
16	0,0104	0,0124	0,0144	91,35	89,67	87,98
17	0,0094	0,0116	0,0138	92,15	90,34	88,52
18	0,0085	0,0109	0,0132	92,89	90,93	88,98
19	0,0077	0,0102	0,0128	93,57	91,47	89,37
20	0,0070	0,0097	0,0124	94,19	91,95	89,70
21	0,0063	0,0091	0,0120	94,76	92,38	90,00

BIBLIOTECA F.E. PORTO

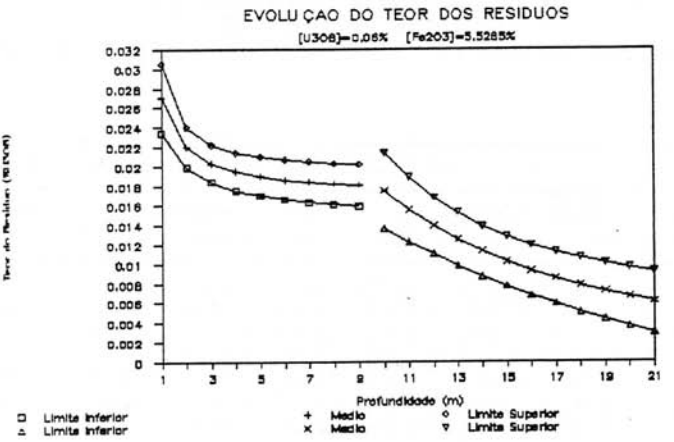


Figura 5.10

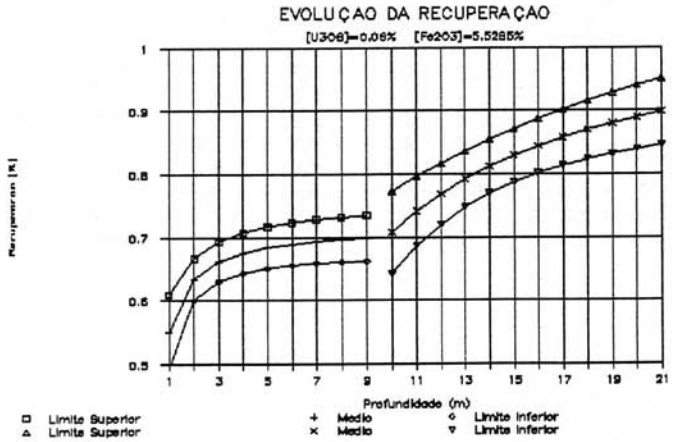


Figura 5.11

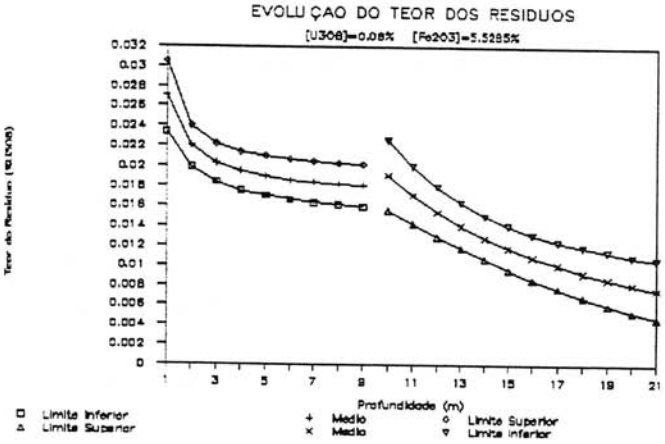


Figura 5.12

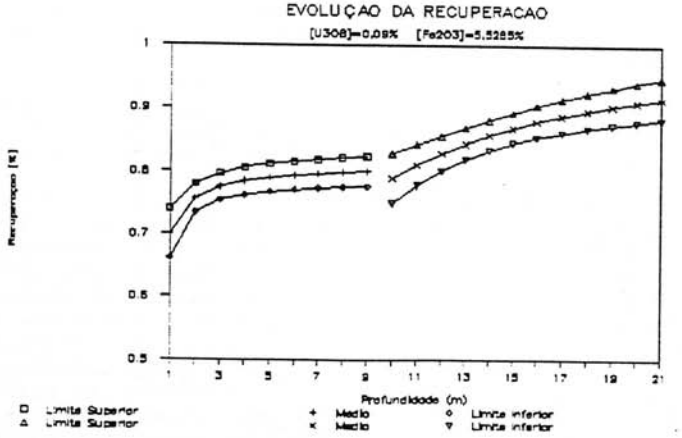


Figura 5.13

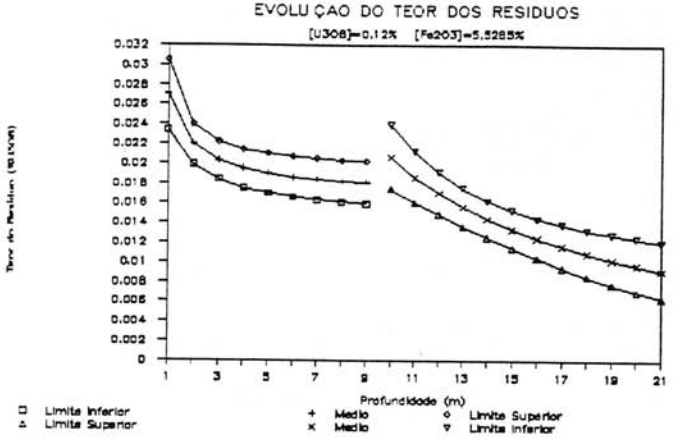


Figura 5.14

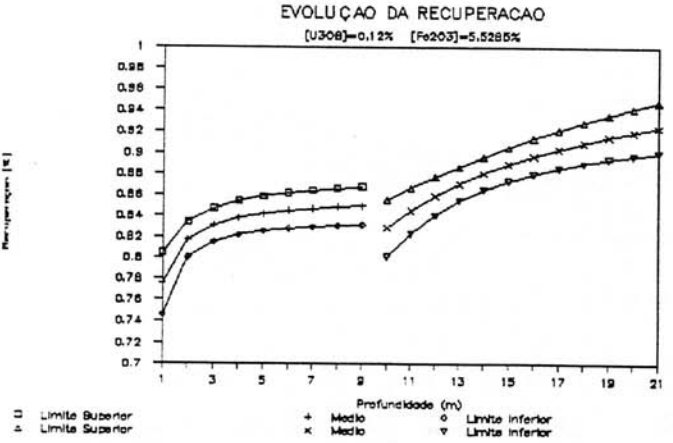


Figura 5.15

5.5 Estudo da distribuição uranífera

5.5.1 Metodologia

Como se verificou, o teor do resíduo da lixiviação é essencialmente determinado pelo teor em ferro da alimentação; a influência deste é, por sua vez, dependente da forma mineralógica de ocorrência deste elemento que tem sido aqui indirectamente representada por uma variável artificial calculada pela razão entre a concentração deste elemento e a profundidade a que se encontrava a amostra. Detectaram-se três zonas do jazigo caracterizadas por um comportamento distinto do respectivo minério e construiram-se modelos parcelares válidos para cada um dos três volumes referidos. Seria assim possível prever o teor do resíduo para uma amostra de localização conhecida. No entanto, se o nosso objectivo for determinar recuperações médias para a totalidade do jazigo torna-se necessário ter ainda em conta a distribuição do metal útil e a distribuição dos teores (urânio e ferro) em função da profundidade. Os teores permitem-nos estimar as recuperações relativamente ao nível; a distribuição do metal útil em função deste permitir-nos-á ponderar essas recuperações e, portanto, obter estimativas globais. Deve sublinhar-se que as distribuições da quantidade de metal útil e do respectivo teor de ocorrência em função da profundidade são duas distribuições distintas e isto porque o teor tem um suporte de dimensão pré-estabelecida (o bloco utilizado na inventariação) e a noção de minério pressupõe um corte. Podemos ter, por exemplo, um nível com um pequeno número relativo de blocos de elevado teor em metal útil implicando uma quantidade de metal baixa e um alto teor. Ora a melhor maneira de estudar a distribuição do metal útil em função da profundidade seria utilizar os dados provenientes do cálculo do desmonte a céu aberto. *Existe, no entanto, uma dificuldade dificilmente superável: o cálculo do desmonte utiliza como unidade de referência na inventariação de materiais as cotas, ou altitudes relativas ao nível do mar, e a unidade que nos interessa, por coerência metodológica e por razões que adiante aprofundaremos, é a profundidade definida como a distância medida na vertical à superfície topográfica. Por outro lado era praticamente impossível refazer o cálculo do desmonte noutra base mais favorável aos nossos propósitos. A solução possível seria pois elaborar uma previsão estatística a partir*

do estudo da distribuição duma amostra representativa "colhida" especialmente para o efeito. Ou seja, em termos sintéticos e objectivos, as distribuições pretendidas seriam estudadas numa amostra e seriam estatisticamente generalizadas para a totalidade do jazigo, caso se concluisse pela representatividade da amostragem. Refira-se ainda que não existe possibilidade de utilizar metodologia idêntica para estimar uma lei de distribuição dos teores em ferro em função da profundidade pois estes não foram determinados nos furos executados. Teremos pois de utilizar uma outra solução para este elemento. Vejamos, entretanto, a metodologia adoptada para o urânio.

A recolha de dados foi feita por amostragem aleatória simples, sendo a amostra constituida pela informação proveniente de 150 sondagens da zona A do jazigo de Nisa. A partir destas, que não tinham qualquer tipo de contiguidade espacial ou de outra natureza, estudou-se a distribuição da quantidade de urânio por cotas, em degraus ou bancadas de 2 metros de altura, utilizando blocos de igual dimensão relativamente aos utilizados no cálculo do desmonte (10 x 10 x 2 m). Ou seja, criou-se um pequeno jazigo-amostra para o qual se fez uma inventariação dos materiais existentes, mantendo constante o volume de influência, e utilizando parâmetros técnicos de exploração idênticos aos utilizados para o jazigo excepto que a informação condicionante de natureza económica foi retirada. A inventariação foi pois geológica e não mineira. Aliás esta não seria possível devido à não contiguidade física das sondagens. Pode colocar-se pertinentemente a questão do porquê da alternativa: não seria antes preferível optar por um jazigo-amostra espacialmente delimitado, pois que fundamentado sobre sondagens fisicamente contíguas? Parece-nos que, no caso de termos optado por esta segunda alternativa, teríamos uma probabilidade bastante mais elevado de enviezar a amostra por heterogeneidades regionais. Pretendíamos favorecer completamente a aleatoriedade como método de recolha da amostra e que esta tivesse um pequeno número de indivíduos; em tais circunstâncias parece-nos que a opção seleccionada garante uma maior fiabilidade. Além disso, convém não esquecer (ver 3.11) , encontramo-nos perante um caso muito especial de jazigo onde a diferença entre a delimitação geológica (economicamente fundamentada) e a mineira (resultante da optimização do desmonte) é bastante reduzida. Uma segunda questão pertinente é a seguinte: porque

se "recolheu" uma segunda amostra e não se utilizou a informação relativa aos 188 furos de cujas carotes foi retirado o material para ensaios de lixiviação, ou seja, a amostra que temos utilizado até agora? Para esclarecer esta questão refere-se o seguinte: o jazigo foi sondado numa malha de 10 x 10 metros utilizando furos sem recuperação do testemunho. Foi com base na informação proveniente da diagrafia destes furos que se calcularam os recursos, as reservas e a inventariação dos materiais da corta final. É também desta população que é retirada a nossa segunda actual amostra. Mas o jazigo foi também sondado numa malha mais larga de 20 x 20 m, com nós nos centros da malha anterior, por furos com recuperação do testemunho e que se destinavam exclusivamente a estudos complementares mineralógicos, geológicos, mineralúrgicos e a estabelecer uma correspondência entre os teores radiométricos e os teores químicos. A informação proveniente destas sondagens não foi utilizada em qualquer inventariação de recursos. Foram alguns troços dos tarolos que constituiram a nossa primeira amostra e que permitiram elaborar as étapas anteriores da análise estatística que constitui objecto deste capítulo.

O passo seguinte consistiu na comparação estatística entre os valores assim obtidos (minério, metal e teor) e os resultantes da distribuição estimada no cômputo da corta final do jazigo, anteriormente calculada. Um teste de KOLMOGOROV-SMIRNOV permitiu verificar a homogeneidade das distribuições do minério (massa total dos blocos com concentração superior ao corte) e do metal (soma dos produtos das massas dos blocos, nas condições anteriormente definidas, pela respectiva concentração) nas duas populações. A homogeneidade das leis de distribuição do teor (quociente entre o metal e o minério anteriormente definidos) por bancadas no jazigo-amostra e no jazigo físico foi verificada por um teste de WILCOXON, dada a sua diferente natureza.

Como os testes estatísticos permitiram concluir pela representatividade da amostra, estudou-se para esta a distribuição dos três parâmetros referidos em função da profundidade. Finalmente, uma ***inferência estatística permitiu generalizar para o jazigo, as leis de distribuição (em função da profundidade) encontradas para a amostra.***

5.5.2 Comparação entre a amostra e o jazigo

No cálculo do desmonte tinha-se considerado a inventariação de três tipos de materiais pré-definidos:

- Minério pobre com teores médios compreendidos entre 0,01 e 0,05% U_3O_8;

- Minério médio com teores médios compreendidos entre 0,05 e 0,09% U_3O_8.

- Minério rico com teor médio superior a 0,09% U_3O_8;

Comparando a distribuição relativa por classe de minério entre o jazigo e a amostra, obtivemos, em percentagem:

	JAZIGO	AMOSTRA
Minério Pobre	65,95	66,86
Minério Médio	18,57	22,16
Minério Rico	15,49	11,04

A comparação, para cada classe de minério, das distribuições da quantidade de metal e do teor, na amostra e no "jazigo", encontram-se expressas nos quadros e gráficos seguintes.

MINÉRIO POBRE
DISTRIBUIÇÃO RELATIVA

COTA [m]	Quantidade de Metal		T E O R [% U3O8]	
	Jazigo	Amostra	Jazigo	Amostra
	32,40	33,5	0,027	0,0265
288-286				
286-284	0,24		0,028	
284-282	0,88	0,93	0,027	0,028
282-280	3,94	3,25	0,027	0,029
280-278	6,73	7,50	0,029	0,031
278-276	8,50	11,87	0,028	0,029
276-274	9,49	9,45	0,027	0,025
274-272	9,66	10,13	0,027	0,026
272-270	8,96	8,92	0,026	0,024
270-268	8,54	9,14	0,027	0,025
268-266	8,75	8,08	0,026	0,026
266-264	7,75	7,59	0,026	0,025
264-262	6,28	7,85	0,026	0,027
262-260	5,37	5,76	0,026	0,032
260-258	3,70	3,73	0,026	0,024
258-256	3,20	2,62	0,027	0,029
256-254	1,98	1,67	0,025	0,022
254-252	1,98	0,76	0,026	0,015
252-250	1,24	0,35	0,026	0,028
250-248	0,83	0,46	0,024	0,036
248-246	0,38		0,029	
246-244	0,34		0,025	
244-242	0,24		0,026	
242-240	0,20		0,023	
240-238	0,16		0,026	
238-236	0,09		0,034	
236-234	0,07		0,022	
234-232	0,07		0,029	
232-230	0,06		0,037	
230-228	0,02		0,035	
Total	1,00	1,00		

MINÉRIO MÉDIO
DISTRIBUIÇÃO RELATIVA

COTA [m]	Quantidade de Metal		T E O R [%U3O8]	
	Jazigo	Amostra	Jazigo	Amostra
	22,65	29,44	0,066	0,070
288-286	----	----	----	----
286-284	0,10	1,12	0,059	0,078
284-282	0,97	----	0,065	----
282-280	3,92	2,67	0,068	0,077
280-278	7,25	7,88	0,068	0,069
278-276	10,31	6,69	0,066	0,069
276-274	11,27	15,05	0,067	0,074
274-272	10,58	11,29	0,066	0,065
272-270	9,30	12,47	0,066	0,066
270-268	9,47	10,39	0,066	0,072
268-266	7,16	10,18	0,067	0,071
266-264	6,72	7,48	0,068	0,086
264-262	4,43	2,67	0,066	0,092
262-260	3,97	3,81	0,066	0,065
260-258	3,72	2,01	0,065	0,069
258-256	2,35	0,87	0,065	0,060
256-254	2,25	2,60	0,068	0,060
254-252	1,74	0,96	0,067	0,066
252-250	1,14	0,95	0,064	0,066
250-248	1,06	0,92	0,066	0,064
248-246	0,77		0,071	
246-244	0,62		0,067	
244-242	0,21		0,060	
242-240	0,09		0,059	
240-238	0,25		0,065	
238-236	0,22		0,057	
236-234	0,12		0,076	
234-232				
232-230				
230-228				
Total	1,00	1,00		

MINÉRIO RICO
DISTRIBUIÇÃO RELATIVA

COTA [m]	Quantidade de Metal		T E O R [% U3O8]	
	Jazigo	Amostra	Jazigo	Amostra
	44,95	37,21	0,158	0,178
288-286	----	----	----	----
286-284	0,12	----	0,110	----
284-282	0,69	----	0,160	----
282-280	3,31	1,87	0,158	0,163
280-278	10,96	7,75	0,157	0,169
278-276	13,50	14,63	0,167	0,214
276-274	12,36	13,50	0,160	0,169
274-272	11,54	11,42	0,163	0,114
272-270	9,92	6,98	0,159	0,204
270-268	7,96	6,05	0,162	0,176
268-266	7,22	9,79	0,156	0,214
266-264	5,52	12,38	0,155	0,181
264-262	3,68	5,63	0,138	0,123
262-260	3,63	3,72	0,149	0,163
260-258	2,46	2,50	0,163	0,110
258-256	1,85	3,76	0,154	0,165
256-254	1,71		0,147	
254-252	1,93		0,168	
252-250	0,79		0,170	
250-248	0,49		0,128	
248-246	0,33		0,123	
246-244	0,23		0,120	
244-242	0,09		0,113	
242-240	0,09		0,115	
240-238	0,08		0,106	
238-236	----		----	
236-234	----		----	
234-232	0,04		0,096	
232-230				
230-228				
Total	1,00	1,00		

MINÉRIO TOTAL
DISTRIBUIÇÃO RELATIVA

COTA [m]	Quantidade de Metal		T E O R [% U3O8]	
	Jazigo	Amostra	Jazigo	Amostra
288-286	----	----	----	----
286-284	0,16	0,33	0,042	0,078
284-282	0,81	0,31	0,051	0,028
282-280	3,65	2,56	0,053	0,050
280-278	8,75	7,70	0,066	0,059
278-276	11,16	11,37	0,066	0,059
276-274	11,18	12,62	0,061	0,059
274-272	10,71	10,95	0,058	0,054
272-270	9,47	9,24	0,056	0,048
270-268	8,49	8,35	0,054	0,047
268-266	7,70	9,33	0,051	0,058
266-264	6,42	9,34	0,050	0,061
264-262	4,69	5,49	0,045	0,045
262-260	4,27	4,42	0,047	0,052
260-258	3,15	2,76	0,047	0,041
258-256	2,40	2,53	0,060	0,060
256-254	1,92	1,32	0,049	0,035
254-252	1,68	0,53	0,049	0,025
252-250	1,02	0,40	0,047	0,047
250-248	0,73	0,43	0,044	0,050
248-246	0,55		0,048	
246-244	0,37		0,046	
244-242	0,20		0,037	
242-240	0,14		0,034	
240-238	0,16		0,043	
238-236	0,10		0,042	
236-234	0,05		0,033	
234-232	0,04		0,040	
232-230	0,02		0,037	
230-228			0,035	
Total	1,00	1,00		

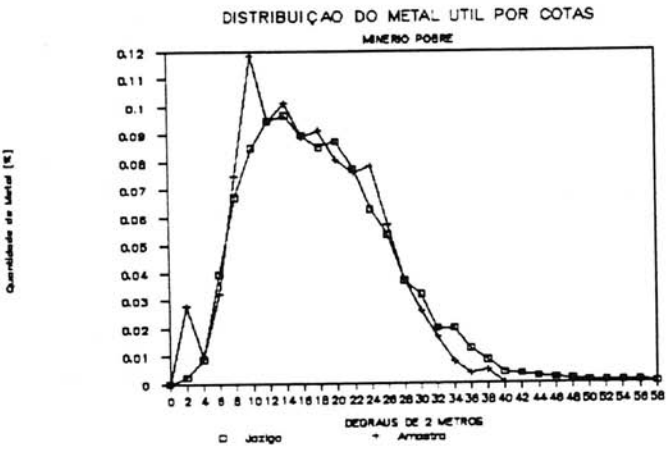


Figura 5.16

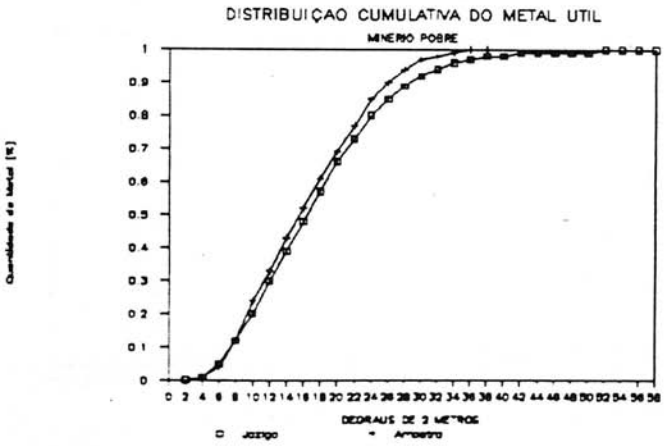


Figura 5.17

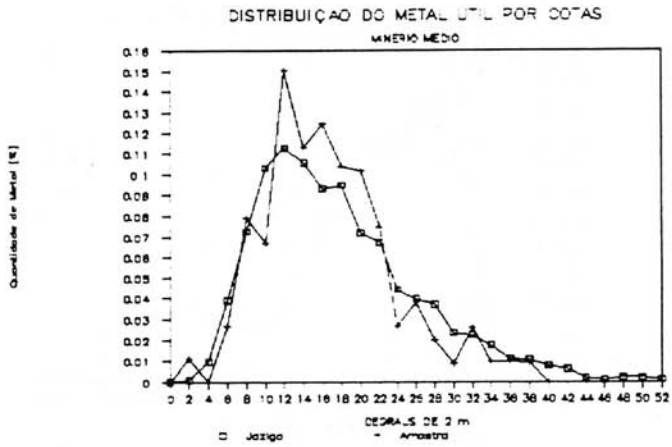


Figura 5.18

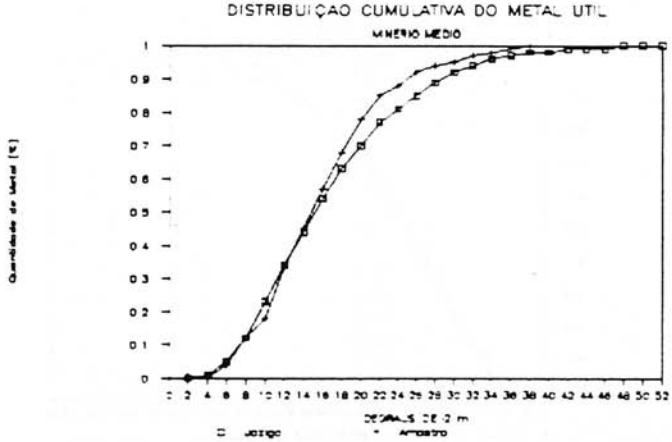


Figura 5.19

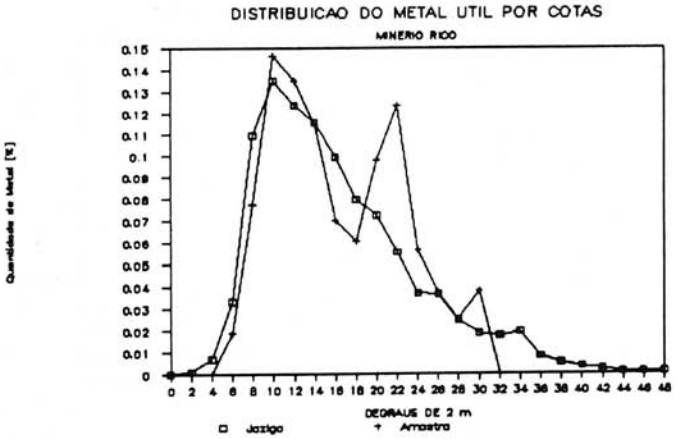


Figura 5.20

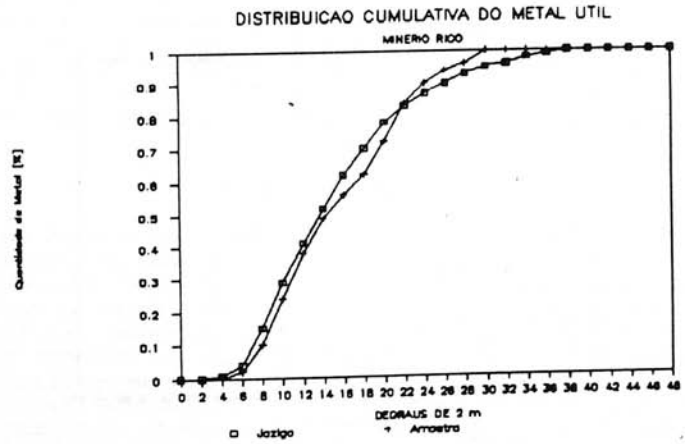


Figura 5.21

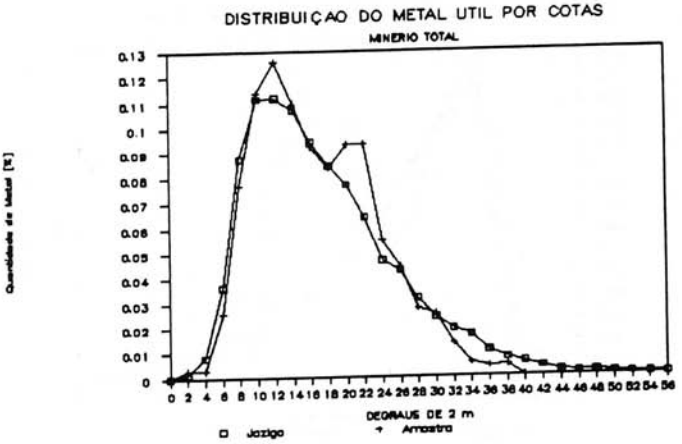


Figura 5.22

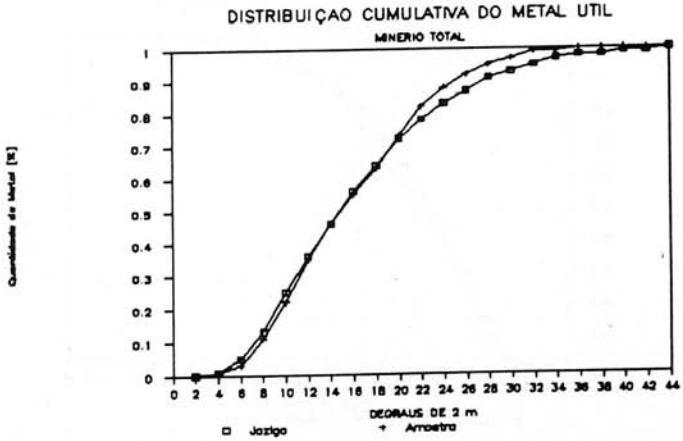


Figura 5.23

O objectivo consiste em verificar se se pode aceitar ou não a hipótese de a nossa amostra aleatória representar o jazigo quando são consideradas as leis de distribuição dos três parâmetros fundamentais (quantidade de metal, tonelagem de minério e teor) em função da profundidade. Os dois primeiros parâmetros são qualitativamente distintos do terceiro. Com efeito é nestes casos possível calcular as curvas de frequência relativa acumulada dos dois parâmetros nas duas populações, enquanto que para o teor o não é. Assim, **a homogeneidade das distribuições da quantidades de metal e do minério em função da profundidade para o jazigo e para a amostra pode ser verificada pelo teste de KOLMOGOROV-SMIRNOV, enquanto que o teste é inaplicável à distribuição dos teores dada a não aditividade da grandeza e, portanto, a impossibilidade de construir curvas de frequência relativa.** O teste é independente da formulação de qualquer hipótese sobre as duas leis de distribuição e baseia-se na comparação das frequências cumulativas das distribuições teórica e observada, sendo determinado o ponto de maior divergência. Pretende verificar-se se essa divergência máxima pode ser atribuida a causas aleatórias. O teste de KOLMOGOROV-SMIRNOV assume implicitamente a continuidade das variáveis testadas e a sua aditividade. Seja $F_o(x)$ a função de repartição da distribuição teórica (neste caso a distribuição do metal ou do minério por cotas calculada para a corta final) e seja $S_n(x)$ a função de repartição duma amostra aleatória com N observações. O ponto de maior divergência, ou máximo desvio, será:

$$D = \max \mid F_o(x) - S_n(x) \mid$$

Os valores críticos de D encontram-se tabulados em função do tamanho da amostra e do nível de significado. Se o valor D calculado for, para o nível de significado seleccionado, inferior ao valor crítico podemos aceitar a representatividade da amostra. Seleccionou-se um nível de significado de 0,05. Como o tamanho da amostra é superior a 36 (150 sondagens) o valor crítico de D é determinado por 1,36/N para o nível de significado seleccionado (ver SIDNEY SIEGEL e CASTELLAN Jr., *Nonparametric Statistics for the Behavorial Sciences*). Os resultados obtidos foram os seguintes:

COMPARAÇÃO DA DISTRIBUIÇÃO DO METAL EM FUNÇÃO DA PROFUNDIDADE

	Tamanho da Amostra	Valor Crítico	Desvio Máximo
Minério Pobre	150	0,111	0,054
Minério Médio	150	0,111	0,082
Minério Rico	150	0,111	0,082
Minério Total	150	0,111	0,045

COMPARAÇÃO DA DISTRIBUIÇÃO DO MINÉRIO EM FUNÇÃO DA PROFUNDIDADE

	Tamanho da Amostra	Valor Crítico	Desvio Máximo
Minério Pobre	150	0,111	0,052
Minério Médio	150	0,111	0,082
Minério Rico	150	0,111	0,070
Minério Total	150	0,111	0,048

Pode, portanto, aceitar-se a homogeneidade das distribuições testadas, ao nível de significado postulado.

A verificação da homogeneidade das duas leis de distribuição do teor em função da profundidade (para o jazigo e para a amostra) exige o recurso a outro tipo de teste não paramétrico. Entre estes pareceu-nos mais apropriado o ***Teste dos Pares Correspondentes em Filas Sinalizadas*** de WILCOXON. Os dados consistem em n pares de observações denominadas de controlo e de resposta: no nosso caso a distribuição do teor por bancadas de 2 metros para a amostra e para o "jazigo". Seja d_i a quantidade em que o resposta difere do controlo, num par ordenado. O teste de WILCOXON é elaborado do seguinte modo (ver SIDNEY SIEGEL e CASTELLAN Jr.):

a) Ordenam-se por ordem crescente os valores absolutos dos desvios não nulos;

b) Atribui-se a cada classe ordenada uma pontuação igual ao valor numérico do seu lugar na classificação afectado do sinal algébrico do desvio correspondente. Se dois ou mais pares tiverem o mesmo desvio atribui-se-lhes uma pontuação igual à média aritmética das suas classificações;

c) Determina-se N, o número total de desvios não nulos;

d) Calcula-se a soma das pontuações das classes (T+) que apresentam desvios positivos;

e) O processo de determinação do significado do valor observado para T+ depende do valor de N;

f) Para $N \leq 15$ existem tabelas apropriadas que dão as probabilidades associadas com os vários valores de T+. Se esta probabilidade for menor ou igual ao nível de significado estipulado, rejeitamos H_0;

g) Para $N \geq 15$, T+ é praticamente distribuido normalmente com média

$$\mu_{T} = \frac{N(N+1)}{4}$$

e desvio padrão

$$\sigma_{T} = \left[\frac{N(N+1)(2N+1)}{24} \right]^{1/2}$$

Portanto,

$$z = \frac{T^{+} - \mu_{T}}{\sigma_{T}} = \frac{T^{+} - N(N+1)/4}{\left[N(N+1)(2N+1)/24 \right]^{1/2}}$$

é aproximadamente distribuida normalmente com média zero e variância unitária. Se houver grupos com a mesma pontuação é necessário ajustar o teste estatístico para ter em conta uma diminuição na variabilidade de T. A correcção implica a contagem dos grupos com a mesma pontuação e a correspondente redução na variância. Neste caso temos:

$$\sigma^2_{T+} = \frac{N(N+1)(2N+1)}{24} - \frac{1}{2} \sum_{j=1}^{g} t_j\,(t_j-1)\,(t_j+1)$$

onde g é o número de grupos onde existem dois ou mais pares com a mesma classificação e t_j é o número de pares existentes no grupo j.

A partir do valor de z e utilizando uma tabela de variável normal reduzida pode determinar-se a probabilidade associada quando H_o é verdadeiro. Para um teste de cauda dupla essa probabilidade é multiplicada por 2. Se a probabilidade obtida for igual ou inferior a α, rejeitamos H_o.

No nosso caso a hipótese nula postula a igualdade das leis de distribuição do teor. Em termos do teste de WILCOXON isto significa que a soma das pontuações positivas não difere significativamente da soma das pontuações negativas. A hipótese alternativa H_1 postula a diferença entre as duas distribuições e como nenhum sentido da variação é previamente estabelecido, deve aplicar-se o teste de cauda dupla. O cálculo foi aplicado às quatro classes de teor consideradas: minério pobre, médio, rico e total. Os resultados são apresentados na tabela seguinte. Como o valor da probabilidade associada, para um teste de cauda dupla, é superior em todos os casos a $\alpha = 0,05$ a nossa decisão é a aceitação da hipótese nula que estabelece a homogeneidade da lei de distribuição do teor nas duas populações, amostra e "jazigo".

COMPARAÇÃO DA DISTRIBUIÇÃO DO TEOR EM FUNÇÃo DA PROFUNDIDADE

	Número desvios não nulos	Valor de z	Valor de T	Probabilidade Associada
Minério Pobre	17	-0,22	74	0,830
Minério Médio	17	-1,11	54	0,267
Minério Rico	13	Não Aplicável	30	0,99
Minério Total	16	1,16	89,5	0,246

5.5.3 Uma justificação conceptual e metodológica

Uma questão fundamental, propositadamente ainda não aflorada e de importância crucial na justificação da concepção metodológica seguida, pode traduzir-se no seguinte: **porque razão se utilizaram profundidades, e não cotas, na detecção de zonas do jazigo com comportamento individualizado do respectivo minério face à lixiviação dinâmica?** Qual o interesse na utilização preferencial desta unidade na construção dos modelos parcelares correspondentes de regressão? A que se deve essa insistência quando o cálculo do desmonte final contempla já a distribuição dos parâmetros extensivos e intensivos utilizando as altitudes como referencial? Tratemos então de responder a estas interrogações.

Não pretendemos entrar em discussão sobre as hipóteses metalogenéticas, pois que nos falta reconhecidamente competência e conhecimento nesta matéria. Não podemos, no entanto, ignorar todas as ilações e potencialidades, com implicações formais nítidas neste e noutros domínios do conhecimento do jazigo, e que advêem do estudo estatístico que empreendemos, sob pena de confessa superficialidade premeditada. Vamos então utilizar a descrição interpretativa de LUDGERO PILAR (Condições de Formação do Jazigo Uranífero de Nisa):

"[...]A formação do jazigo deve ter obedecido as seguintes condições:

Na zona de infiltração das águas meteóricas (zona de oxidação) a circulação das soluções aquosas ricas de oxigénio e anidrido carbónico provoca a oxidação da pecheblenda, formando sulfatos solúveis do tipo $UO_2(SO_4)$. Num meio acidulado pelo H_2SO_4 proveniente da oxidação das pirites, libertam-se os hidróxidos de urânio que se desidratam facilmente durante a evaporação. O urânio livre é então adsorvido pelos fixadores de urânio - fosfatos, silica coloidal, minerais das argilas e hidróxidos de ferro - existentes em abundância nalgumas camadas de xistos.

Quando os carbonatos estão presentes, o que se verifica nalgumas zonas do jazigo, formam-se também carbonatos duplos de urânio que se dissolvem facilmente, precipitando depois o urânio necessário para a formação de mais minerais secundários na zona de oxidação.

A zona de flutuação do nivel hidrostático que varia entre -2 m e -15 m, atingindo por vezes -20 m nos periodos de estiagem mais prolongada, sobrepõe-se praticamente à zona de oxidação situada entre a superficie e o nivel hidrostático. A distribuição da mineralização uranifera, quer na zona de oxidação como na de flutuação do nivel hidrostático é sempre muito irregular, não mostrando, aparentemente, preferência por qualquer nivel ou tipo especial de rocha.

O fluxo descendente das águas meteóricas é facilitado pelo sistema de fracturas e diaclases existentes nos xistos mosqueados e corneanas. Contudo, a circulação faz-se com certa dificuldade, porque a argila proveniente da decomposição dos xistos vai obturar as fendas das rochas tornando-as dificilmente permeáveis.

Durante os periodos secos e quentes a evaporação à superficie do solo provoca a subida da água através dos planos de xistosidade, brechas, zonas de esmagamento, fendas, etc. A circulação do fluxo ascendente é facilitada pelos fenómenos capilares, muito importantes nas litoclases e fracturas muito estreitas e nos planos de foliação dos xistos.

Na zona de escoamento, abaixo da caixa de flutuação do nivel hidrostático, as águas de infiltração caminham lentamente em direcção aos niveis de base do jazigo: ribeiras

de Figueiró, a sul, e de Monte Claro e Palhais, a norte. A circulação de água nesta zona pode atingir profundidades da ordem dos - 60 m ou mais. É uma zona ainda mal conhecida, onde os produtos negros de urânio devem ser relativamente abundantes e o grau de hidratação da pecheblenda elevado.

A maiores profundidades, na zona das águas estagnadas,é nossa convicção de que existe pecheblenda maciça, associada a sulfuretos, pouco alterada, depositada em fracturas sub-verticais muito estreitas, formando um sistema complexo de filonetes instalados nas corneanas e nos xistos mosqueados...".

A primeira associação relevante que podemos evidenciar é a de uma nítida correspondência entre as zonas de distinto comportamento do minério face à lixiviação, e os diferentes ambientes geoquímicos no interior do jazigo. As zonas superficial, intermédia e profunda na perspectiva hidromineralúrgica correspondem às zonas de infiltração, de flutuação do nível hidrostático e de escoamento, na perspectiva genética. Outra conclusão fundamental é que a tipologia da mineralização ocorrente e a correspondente tradução em comportamento relativamente à dissolução está intimamente dependente dos processos de circulação de água subterrânea e de oscilação do nível hidrostático - teremos respectivamente, nesta terminologia, a zona superficial não saturada (*vadoze zone* no léxico anglo-saxónico), a zona de oscilação da lençol de água e a zona freática.

Ora o **movimento da água subterrânea na zona freática está relacionado com a forma do lençol de água, e esta superfície apresenta uma certa semelhança com a superfície topográfica** apesar dum relativo aplainamento: tende a ser mais profunda em zonas de relevo elevado e mais elevada nos vales. Consequentemente, **a variável que melhor representa a superfície freática é a profundidade, ou distância na vertical à superfície topográfica e nunca as cotas relativas a um referencial absoluto**.

Deste conjunto de razões derivam as causas do procedimento metodológico e a necessidade de transformar as distribuições do metal, do minério e do teor por cotas (ou bancadas de exploração), em distribuições equivalentes em função da profundidade.

5.5.4 Distribuições em função da profundidade

A partir da amostra constituida pelas 150 sondagens calculou-se, em seguida, a distribuição da quantidade de óxido e do teor em função da profundidade. O nosso objectivo é, como referido, a extrapolação da amostra para o "jazigo".

Foram efectuados cálculos nas seguintes condições:

- Para um teor de corte de 0,01% U_3O_8;
- Para um teor de corte de 0,03% U_3O_8;
- Para um teor de corte de 0,05% U_3O_8;
- Para um teor de corte de 0,10% U_3O_8;

Os resultados são apresentados nos quadros e gráficos seguintes.

DISTRIBUIÇÃO EM PROFUNDIDADE - Teor de Corte 0,01 % U_3O_8

Profundidade [m]	Quantidade Metal [%]	Quantidade Minério [%]	Teor Médio % U_3O_8
0 - 2	6,56	7,12	0,048
2 - 4	11,70	10,70	0,057
4 - 6	10,95	11,22	0,051
6 - 8	13,15	12,13	0,057
8 - 10	12,98	11,11	0,061
10 - 12	10,55	10,86	0,051
12 - 14	7,35	8,27	0,046
14 - 16	6,66	7,55	0,046
16 - 18	7,49	6,72	0,060
18 - 20	5,17	5,51	0,049
20 - 22	3,28	2,79	0,061
22 - 24	1,82	2,85	0,033
24 - 26	0,74	1,42	0,027
26 - 28	0,49	0,67	0,038
28 - 30	0,34	0,45	0,040
30 - 32	0,64	0,60	0,060
32 - 34	0,08	0,07	0,064
TOTAL	100,00	100,00	0,052

DISTRIBUIÇÃO EM PROFUNDIDADE - Teor de Corte 0,03% U_3O_8

Profundidade [m]	Quantidade Metal [%]	Quantidade Minério [%]	Teor Medio % U_3O_8
0 - 2	6,70	7,83	0,069
2 - 4	12,13	13,04	0,075
4 - 6	11,27	11,09	0,082
6 - 8	13,37	11,71	0,092
8 - 10	13,42	10,29	0,105
10 - 12	10,79	10,11	0,086
12 - 14	6,77	7,91	0,069
14 - 16	6,44	7,56	0,069
16 - 18	7,57	7,32	0,084
18 - 20	4,82	4,95	0,079
20 - 22	3,60	3,76	0,077
22 - 24	1,44	2,23	0,052
24 - 26	0,35	0,56	0,050
26 - 28	0,35	0,42	0,067
28 - 30	0,31	0,38	0,066
30 - 32	0,57	0,71	0,065
32 - 34	0,10	0,13	0,064
TOTAL	100,00	100,00	0,081

DISTRIBUIÇÃO EM PROFUNDIDADE - Teor de Corte 0,05 % U_3O_8

Profundidade [m]	Quantidade Metal [%]	Quantidade Minério [%]	Teor Médio % U_3O_8
0 - 2	6,39	7,60	0,090
2 - 4	12,24	12,36	0,106
4 - 6	10,35	8,52	0,130
6 - 8	14,90	15,46	0,103
8 - 10	14,35	10,95	0,140
10 - 12	10,50	10,03	0,112
12 - 14	6,44	7,60	0,091
14 - 16	5,83	6,68	0,094
16 - 18	8,01	8,42	0,102
18 - 20	4,28	3,59	0,128
20 - 22	3,60	3,63	0,106
22 - 24	1,11	1,78	0,067
24 - 26	0,36	0,72	0,054
26 - 28	0,43	0,68	0,067
28 - 30	0,38	0,62	0,066
30 - 32	0,70	1,16	0,065
32 - 34	0,12	0,20	0,068
TOTAL	100,00	100,00	0,107

DISTRIBUIÇÃO EM PROFUNDIDADE - Teor de Corte 0,10% U_3O_8

Profundidade [m]	Quantidade Metal [%]	Quantidade Minério [%]	Teor Médio % U_3O_8
0 - 2	4,24	5,10	0,146
2 - 4	14,32	12,60	0,201
4 - 6	13,69	11,70	0,205
6 - 8	12,67	11,80	0,188
8 - 10	17,39	14,38	0,212
10 - 12	10,72	10,70	0,176
12 - 14	4,67	5,40	0,152
14 - 16	4,43	4,70	0,165
16 - 18	8,20	11,90	0,121
18 - 20	6,47	8,00	0,142
20 - 22	2,84	3,40	0,147
22 - 24	0,26	0,30	0,152
TOTAL	100,00	100,00	0,176

Figura 5.24

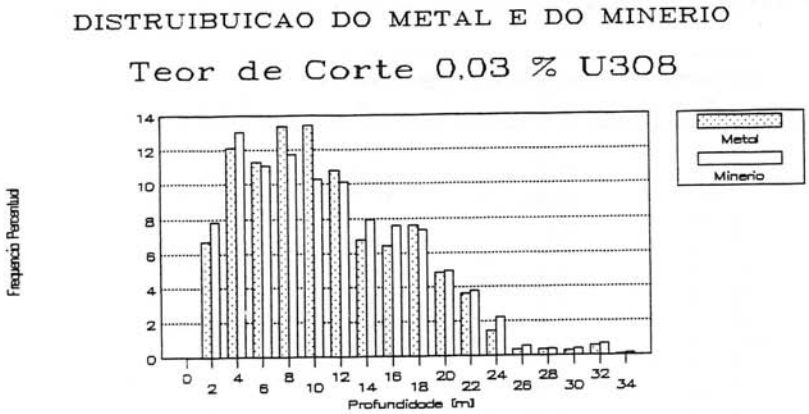


Figura 5.25

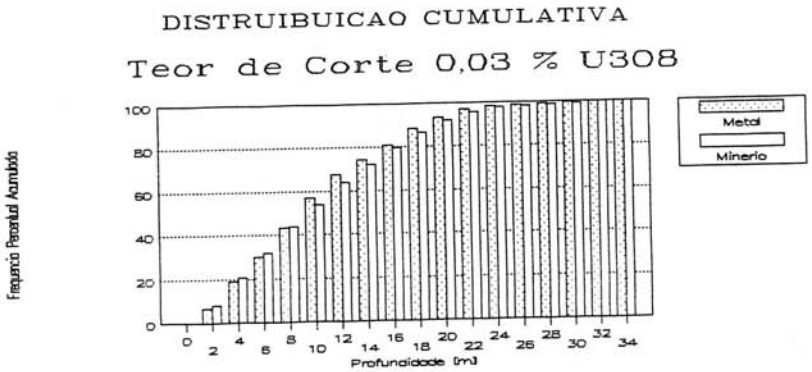


Figura 5.26

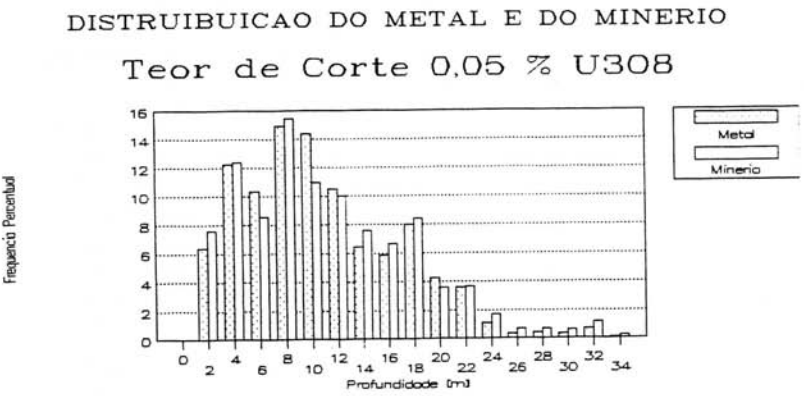


Figura 5.27

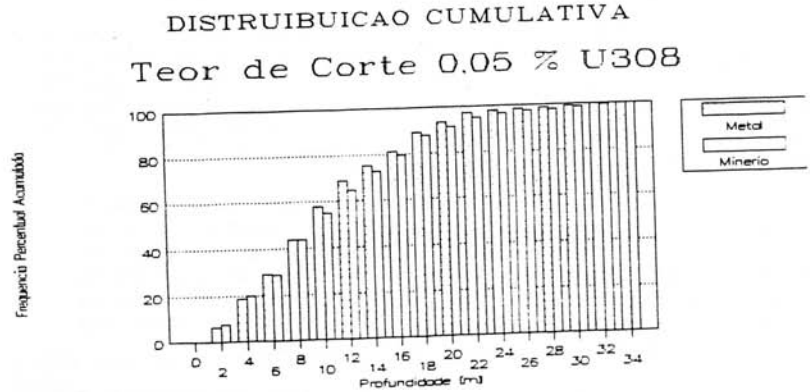


Figura 5.28

5.5.5 Reflexões finais

A análise dos resultados do ponto anterior evidencia claramente as seguintes questões:

- Na actual delimitação do jazigo o urânio encontra-se depositado, em maior extensão, na zona de oscilação do nível freático;

- Essa zona corresponde a uma transição entre um ambiente redutor e outro oxidante o que apresenta um notável paralelismo com os mecanismos de precipitação quimica do metal transportado em via aquosa como acontece, por exemplo, nos jazigos sedimentares diagenéticos;

- Ambas as conclusões podem ser interpretadas quer por perspectivas exogenéticas quer endogenéticas apesar de, naturalmente, as implicações formais de cada teoria no respeitante à pesquisa de mineralizações adicionais serem, no essencial, opostas.

5.6 Previsão do teor dos resíduos e das recuperações

5.6.1 Metodologia

O nosso objectivo último é integrar num só modelo todo o formalismo de cálculo que temos vindo a desenvolver neste capítulo, de modo a prever, de um modo simultaneamente simples e fundamentado o teor dos resíduos, as recuperações e os respectivos intervalos de confiança. A metodologia da integração é a seguinte:

a) Se a amostra aleatória constituida por 150 furos e considerada em 5.5 representa estatisticamente o jazigo sob o ponto de vista das distribuições da quantidade de minério, da quantidade de metal e do teor em função da cota de localização, então pode-se admitir que a mesma amostra também representa as leis de distribuição dos mesmos parâmetros em função da profundidade;

b) A distribuição percentual da quantidade de minério e respectivo teor médio em função da profundidade é dada pela amostra referida.

c) Como se afirmou, a distribuição do ferro no jazigo não pode ser deduzida devido à inexistência de informação. Verificou-se, no entanto, que a distribuição conjunta dos teores em urânio e ferro das amostras submetidas a lixiviação pode ser expressa por uma lei bi-log-normal, com os mesmos parâmetros, qualquer que fosse a zona do jazigo donde provisse a amostra. Dispomos assim duma base - a distribuição conjunta - para estimar um teor médio em ferro, sendo dado um teor médio em urânio. Explicitaremos no parágrafo seguinte a respectiva metodologia de determinação.

d) A partir dos teores em urânio e em ferro em função da profundidade, pode-se estimar o resíduo médio e respectivo intervalo de variação para um grau de confiança a 95%, por aplicação dos sub-modelos construidos em 5.4;

e) É, finalmente, possível calcular uma média ponderada global para o jazigo, e respectivo intervalo de variação, tendo em conta a distribuição percentual da quantidade de minério em função da distância à superfície.

5.6.2 Estimativa do teor em ferro

As concentrações deste elemento só podem ser estimadas a partir da distribuição conjunta bi-log-normal dos teores em urânio e ferro. Com efeito, mantendo a simbologia adoptada, verifica-se que quando X_2 (teor em U_3O_8) é fixado, o logaritmo de X_3 (teor em Fe_2O_3) é uma variável normal. No entanto a sua média já não é $\ln \tau_3$ mas

$$\ln \tau_3 + \theta \frac{\sigma_3}{\sigma_2} \left[\frac{X_2}{\tau_2} \right]$$

A sua variância já não é σ_3^2, mas $\sigma_3^2(1 - \theta^2)$, portanto mais fraca.

Do mesmo modo, para X_2 fixo, X_3 é uma variável log-normal mas:

1º) A sua mediana já não é τ_3 mas

$$\tau_3 \left[\frac{X_2}{\tau_2} \right]^{\beta} \qquad \text{com} \qquad \beta = \theta \frac{\sigma_3}{\sigma_2}$$

2º) A sua variância já não é σ_3^2, mas $\sigma_3^2(1 - \theta^2)$.

Por conseguinte, **a média de X_3 para X_2 fixo** é calculada por

$$m_3(X_2) = \tau_3 \left[\frac{X_2}{\tau_2} \right]^{\beta} \cdot \exp \left[\frac{\sigma_3 (1 - \theta^2)}{2} \right]$$

5.6.3 Aplicação do modelo global

Aplicando o modelo global facilmente se calcula o teor do resíduo bem assim como os respectivos limites de confiança a 95%.

Os resultados obtidos, permenorizados de 2 em 2 metros, para os 4 teores de corte que temos vindo a considerar, são detalhadamente apresentados, sob a forma de quadros, nas páginas seguintes.

DETERMINAÇÃO DO TEOR MÉDIO PONDERADO DO RESIDUO

MODELO GLOBAL

TEOR DE CORTE 0,01 $\%U_3O_8$

Profundidade [m]	Percentagem Quantidade de Minério	Teor Médio [%U3O8]	Teor Médio [%Fe2O3]	Teor Mínimo Resíduo [%U3O8]	Teor Médio Resíduo [%U3O8]	Teor Máximo Resíduo [%U3O8]
0 - 2	7,12	0,048	5,685	0,0231	0,0277	0,0319
2 - 4	10,70	0,057	5,693	0,0177	0,0209	0,0237
4 - 6	11,17	0,051	5,688	0,0162	0,0195	0,0224
6 - 8	12,13	0,057	5,693	0,0156	0,0189	0,0219
8 -10	11,11	0,061	5,696	0,0153	0,0186	0,0216
10-12	10,86	0,051	5,688	0,0127	0,0161	0,0196
12-14	8,27	0,046	5,683	0,0098	0,0127	0,0156
14-16	7,55	0,046	5,683	0,0076	0,0104	0,0131
16-18	6,72	0,060	5,695	0,0067	0,0094	0,0121
18-20	5,51	0,049	5,686	0,0043	0,0074	0,0104
20-22	2,79	0,061	5,596	0,0037	0,0069	0,0101
22-24	2,85	0,033	5,667	0,0084	0,0101	0,0118
24-26	1,42	0,027	5,657	0,0084	0,0101	0,0118
26-28	0,67	0,038	5,673	0,0084	0,0101	0,0118
28-30	0,45	0,040	5,676	0,0084	0,0101	0,0118
30-32	0,60	0,060	5,695	0,0084	0,0101	0,0118
32-34	0,07	0,064	5,698	0,0084	0,0101	0,0118
MÉDIA PONDERADA		0,052		0,0130	0,0162	0,0191

DETERMINAÇÃO DO TEOR MÉDIO PONDERADO DO RESIDUO

MODELO GLOBAL

TEOR DE CORTE 0,03 $\%U_3O_8$

Profundidade [m]	Percentagem Quantidade de Minério	Teor Médio [%U308]	Teor Médio [%Fe203]	Teor Mínimo Resíduo [%U308]	Teor Médio Resíduo [%U308]	Teor Máximo Resíduo [%U308]
0 - 2	7,83	0,069	5,702	0,0234	0,0278	0,0319
2 - 4	13,04	0,075	5,706	0,0180	0,0210	0,0236
4 - 6	11,09	0,082	5,710	0,0165	0,0196	0,0223
6 - 8	11,71	0,092	5,716	0,0160	0,0190	0,0217
8 -10	10,29	0,105	5,722	0,0157	0,0187	0,0214
10-12	10,11	0,086	5,713	0,0151	0,0181	0,0211
12-14	7,91	0,069	5,702	0,0114	0,0140	0,0165
14-16	7,56	0,069	5,702	0,0092	0,0117	0,0141
16-18	7,32	0,084	5,712	0,0082	0,0107	0,0132
18-20	4,95	0,079	5,709	0,0062	0,0090	0,0118
20-22	3,76	0,077	5,707	0,0047	0,0078	0,0109
22-24	2,23	0,052	5,689	0,0084	0,0101	0,0118
24-26	0,56	0,050	5,687	0,0084	0,0101	0,0118
26-28	0,42	0,067	5,701	0,0084	0,0101	0,0118
28-30	0,38	0,066	5,700	0,0084	0,0101	0,0118
30-32	0,71	0,066	5,699	0,0084	0,0101	0,0118
32-34	0,13	0,064	5,698	0,0084	0,0101	0,0118
MÉDIA PONDERADA		0,081		0,0141	0,0170	0,0198

DETERMINAÇÃO DO TEOR MÉDIO PONDERADO DO RESIDUO

MODELO GLOBAL

TEOR DE CORTE 0,05 $\%U_3O_8$

Profundidade [m]	Percentagem Quantidade de Minério	Teor Médio [%U3O8]	Teor Médio [%Fe2O3]	Teor Mínimo Resíduo [%U3O8]	Teor Médio Resíduo [%U3O8]	Teor Máximo Resíduo [%U3O8]
0 - 2	7,60	0,090	5,715	0,0236	0,0279	0,0319
2 - 4	12,36	0,106	5,723	0,0182	0,0210	0,0235
4 - 6	8,52	0,130	5,733	0,0168	0,0197	0,0221
6 - 8	15,46	0,103	5,721	0,0161	0,0190	0,0217
8 -10	10,95	0,140	5,736	0,0159	0,0188	0,0214
10-12	10,03	0,112	5,725	0,0168	0,0195	0,0222
12-14	7,60	0,091	5,715	0,0129	0,0152	0,0174
14-16	6,68	0,094	5,717	0,0109	0,0130	0,0152
16-18	8,42	0,102	5,721	0,0094	0,0117	0,0140
18-20	3,59	0,128	5,732	0,0091	0,0117	0,0142
20-22	3,63	0,106	5,723	0,0064	0,0093	0,0123
22-24	1,78	0,067	5,701	0,0084	0,0101	0,0118
24-26	0,72	0,054	5,690	0,0084	0,0101	0,0118
26-28	0,68	0,067	5,701	0,0084	0,0101	0,0118
28-30	0,62	0,066	5,700	0,0084	0,0101	0,0118
30-32	1,16	0,066	5,699	0,0084	0,0101	0,0118
32-34	0,20	0,068	5,701	0,0084	0,0101	0,0118
MÉDIA PONDERADA		0,107		0,0149	0,0176	0,0202

DETERMINAÇÃO DO TEOR MÉDIO PONDERADO DO RESIDUO

MODELO GLOBAL

TEOR DE CORTE 0,10 $\%U_3O_8$

Profundidade [m]	Percentagem Quantidade de Minério	Teor Médio [%U3O8]	Teor Médio [%Fe2O3]	Teor Mínimo Resíduo [%U3O8]	Teor Médio Resíduo [%U3O8]	Teor Máximo Resíduo [%U3O8]
0 - 2	5,10	0,146	5,738	0,0238	0,0280	0,0319
2 - 4	12,60	0,201	5,754	0,0187	0,0211	0,0234
4 - 6	11,70	0,205	5,755	0,0172	0,0197	0,0221
6 - 8	11,80	0,188	5,751	0,0165	0,0191	0,0216
8 -10	14,40	0,212	5,756	0,0162	0,0188	0,0213
10-12	10,70	0,176	5,747	0,0206	0,0229	0,0252
12-14	5,40	0,152	5,740	0,0167	0,0184	0,0202
14-16	4,70	0,165	5,744	0,0150	0,0168	0,0186
16-18	11,90	0,121	5,729	0,0105	0,0127	0,0149
18-20	8,00	0,142	5,737	0,0098	0,0124	0,0150
20-22	3,40	0,147	5,739	0,0086	0,0115	0,0145
22-24	0,30	0,152	5,740	0,0084	0,0101	0,0118
MÉDIA PONDERADA		0,176		0,0160	0,0185	0,0209

5.6.4 Uma integração e condensação do modelo global

A aplicação do modelo global permite-nos estimar um teor médio para o resíduo, e respectivo intervalo de confiança, sendo definido um teor de corte para a exploração. Ou ainda, dado que existe uma relação linear entre o teor de corte e o teor médio, pode afirmar-se que a aplicação do modelo global permite estabelecer uma correspondência biunívoca entre o teor médio duma amostra a lixiviar e a estimativa do resíduo correspondente.

A última relação a estabelecer para obter uma integração e condensação do modelo numa relação funcional simples e abrangente é, por conseguinte, **entre o teor médio e o teor do resíduo e não entre este e o teor de corte.** Uma sumária

análise de regressão mostra que *existe uma relação linear entre o teor do resíduo, obtido por aplicação do modelo global, e o logaritmo do teor médio do minério submetido a lixiviação*. A estimativa do resíduo médio pode ser expressa por

$$X_1 = 0{,}00190 \ln X_2 + 0{,}02181$$

sendo X_2 o teor médio do minério a lixiviar e X_1 o teor do resíduo correspondente. O coeficiente de correlação da regressão é de 0,9995. **Outra hipótese teria sido admitir um teor do resíduo constante, tal como é normalmente considerado.** Parece-nos, no entanto, que a solidez e a coerência do modelo que desenvolvemos justifica o trabalho desenvolvido. Do mesmo modo, o limite inferior para o teor médio do resíduo pode ser calculado por

$$X_1 = 0{,}00248 \ln X_2 + 0{,}02035$$

com um coeficiente de correlação de 0,9989; o limite superior para o teor médio é calculado por

$$X_1 = 0{,}00147 \ln X_2 + 0{,}02348$$

com um coeficiente de correlação de 0,9995.

As figuras 5.29 e 5.30 representam respectivamente o teor médio do resíduo e a recuperação, e respectivos intervalos de variação para teores médio do minério entre 0,05 e 0,20% U_3O_8.

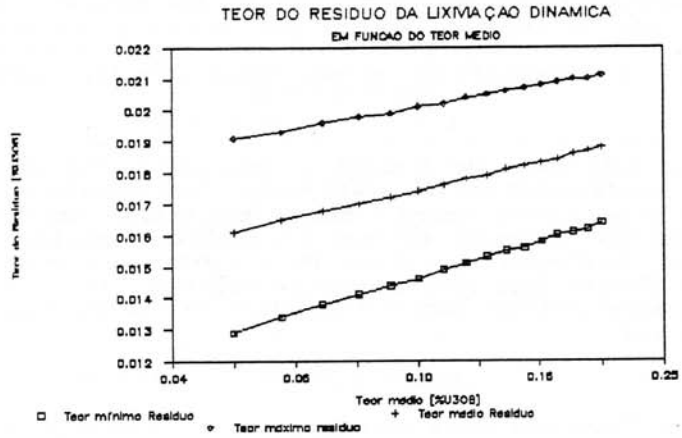


Figura 5.30

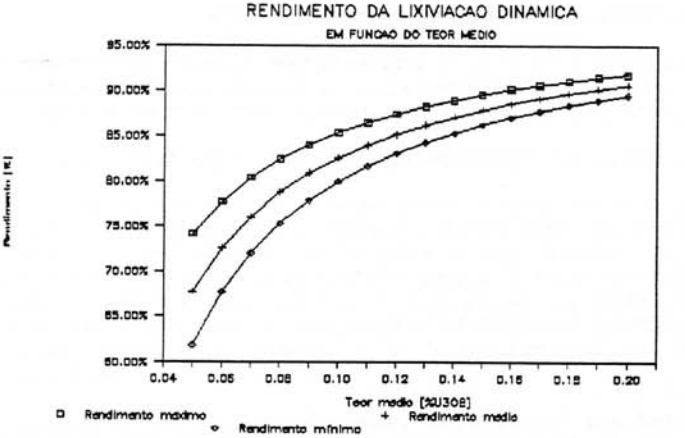


Figura 5.31

ANEXO: DADOS LABORATORIAIS

CLASSE 1 - PROFUNDIDADE 0 A 3 m

Número da Amostra	Teor em U3O8 %	Teor em Fe2O3 %	Teor do Resíduo %U3O8	Recuperação
50198	0.16	6.8	0.067	58.13%
5628 - B	0.42	3.6	0.016	96.19%
30169	0.12	9.7	0.032	73.33%
878 - B	0.20	5.5	0.019	90.50%
5684 - B	0.11	4.9	0.022	80.00%
29850	0.10	6.3	0.014	86.00%
50056	0.12	6.8	0.054	55.00%
49112	0.20	7.1	0.038	81.00%
50200	0.10	4.7	0.033	67.00%
30171	0.33	8.0	0.040	87.88%
3425 - B	0.10	5.9	0.012	88.00%
50457	0.18	3.4	0.011	93.89%
49113	0.09	6.7	0.024	73.33%
50111	0.11	3.7	0.011	90.00%
2613 - B	0.09	5.8	0.052	42.22%
3428 - B	0.06	5.4	0.007	88.33%
4588 - B	0.09	5.7	0.033	63.33%
3960 - B	0.20	9.8	0.051	74.50%
30174	0.09	4.0	0.014	84.44%
5635 - B	0.15	5.4	0.017	88.67%
349 - B	0.16	6.4	0.020	87.50%
356 - B	0.08	3.9	0.010	87.50%
1486 - B	0.22	4.5	0.010	95.45%
2041 - B	0.14	3.4	0.010	92.86%
1849 - B	0.19	5.4	0.019	90.00%
3623 - B	0.37	12.3	0.024	93.51%
687 - B	0.20	4.3	0.019	90.50%
50189	0.13	3.8	0.010	92.31%
49122	0.16	4.9	0.034	78.75%
25831	0.15	3.6	0.024	84.00%

CLASSE 2 - PROFUNDIDADE 3 À 6 m

Número da Amostra	Teor em U308 %	Teor em Fe203 %	Teor do Resíduo %U308	Recuperação
29893	0.14	5.4	0.025	82.14%
2394 - B	0.10	6.8	0.026	74.00%
50491	0.16	4.7	0.024	85.00%
29894	0.12	5.0	0.036	70.00%
3432 - B	0.07	6.0	0.007	90.00%
2935 - B	0.39	4.4	0.010	97.44%
4028 - B	0.08	6.5	0.015	81.25%
5695 - B	0.16	4.9	0.012	92.50%
3397 - B	0.07	4.2	0.008	88.57%
2396 - B	0.16	5.9	0.015	90.63%
2618 - B	0.14	5.6	0.031	77.86%
175 - B	0.26	4.5	0.012	95.38%
49150	0.12	7.1	0.020	83.33%
4878 - B	0.16	7.6	0.041	74.37%
21806	0.09	4.5	0.005	94.44%
3898 - B	0.12	9.6	0.045	62.50%
50440	0.13	10.1	0.031	76.15%
5698 - B	0.07	7.7	0.017	75.71%
4687 4	0.15	4.4	0.012	92.00%
4519 - B	0.06	6.5	0.007	88.33%
298959	0.22	9.0	0.026	88.18%
4034 - B	0.09	7.7	0.017	81.11%
50115	0.17	7.4	0.035	79.41%
50059	0.14	3.7	0.038	72.86%
2084 - B	0.11	5.2	0.022	80.00%
29897	0.11	3.7	0.010	90.91%
2401 - B	0.23	5.6	0.013	94.35%
50053	0.10	8.4	0.048	52.00%
3073 - B	0.16	4.5	0.012	92.50%
2717 - B	0.10	4.1	0.011	89.00%
2702 - B	0.12	5.3	0.017	85.83%
50461	0.20	9.2	0.026	87.00%
494 - B	0.22	4.6	0.012	94.55%
2768 - B	0.10	4.8	0.024	76.00%

CLASSE 3 - PROFUNDIDADE 6 À 9 m

Número da Amostra	Teor em U308 %	Teor em Fe203 %	Teor do Resíduo %U308	Recuperação
29855	0.19	7.1	0.017	91.05%
766 - B	0.16	5.3	0.010	93.75%
50118	0.17	4.9	0.014	91.76%
4526 - B	0.07	5.0	0.005	92.86%
2091 - B	0.10	7.1	0.022	78.00%
50073	0.09	4.9	0.015	83.33%
805 - B	0.32	6.4	0.029	90.94%
2064 - B	0.19	4.2	0.010	94.74%
49155	0.11	5.6	0.025	77.27%
4672 - B	0.11	6.7	0.050	54.55%
990 - B	0.13	5.4	0.014	89.23%
4883 - B	0.09	6.5	0.023	74.44%
2710 - B	0.31	5.4	0.012	96.13%
50495	0.09	6.9	0.026	71.11%
701 - B	0.14	4.9	0.012	91.43%
4058 - B	0.10	8.1	0.009	91.00%
2563 - B	0.14	5.5	0.009	93.57%
46878	0.12	5.1	0.018	85.00%
4046 - B	0.07	7.0	0.015	78.57%
993 - B	0.10	5.1	0.009	91.00%
50464	0.10	5.7	0.014	86.00%
50095	0.09	3.4	0.008	91.11%
2857 - B	0.08	6.9	0.027	66.25%
2097 - B	0.13	3.4	0.012	90.77%
50126	0.16	6.0	0.048	70.00%
50452	0.19	3.2	0.005	97.37%
49115	0.10	3.7	0.005	95.00%
50127	0.10	6.7	0.042	58.00%

CLASSE 4 - PROFUNDIDADE 9 À 12 m

Número da Amostra	Teor em U3O8 %	Teor em Fe2O3 %	Teor do Resíduo %U3O8	Recuperação
1783 - B	0.10	4.0	0.009	91.00%
3595 - B	0.10	7.4	0.015	85.00%
50195	0.29	3.9	0.015	94.83%
2944 - B	0.31	4.9	0.013	95.81%
1609 - B	0.10	5.8	0.038	62.00%
1514 - B	0.18	5.0	0.023	87.22%
3803 - B	0.22	6.9	0.048	78.18%
1404 - B	0.15	5.7	0.019	87.33%
50128	0.30	4.4	0.024	92.00%
1611 - B	0.21	6.9	0.040	80.95%
4572 - B	0.27	8.5	0.040	85.19%
193 - B	0.47	6.0	0.039	91.70%
4444 - B	0.26	7.4	0.048	81.54%
50077	0.09	4.1	0.010	88.89%
2569 - B	0.05	4.9	0.005	90.00%
49083	0.12	11.0	0.080	33.33%
1792 - B	0.42	6.1	0.075	82.14%
30378	0.20	6.8	0.029	85.50%
1101 - B	0.10	6.6	0.016	84.00%
50096	0.30	4.6	0.017	94.33%
3084 - B	0.18	3.6	0.005	97.22%
1411 - B	0.12	4.1	0.007	94.17%
25863	0.14	3.9	0.004	97.14%

CLASSE 5 - PROFUNDIDADE 12 À 15 m

Número da Amostra	Teor em U3O8 %	Teor em Fe2O3 %	Teor do Resíduo %U3O8	Recuperação
1104 - B	0.14	6.5	0.008	94.29%
421 - B	0.17	7.0	0.018	89.41%
30379	0.14	7.0	0.024	82.86%
3608 - B	0.25	5.2	0.028	88.80%
1415 - B	0.14	6.4	0.010	92.86%
2530 - B	0.09	5.4	0.007	92.22%
2863 - B	0.22	13.7	0.058	73.64%
424 - B	0.15	4.1	0.008	94.67%
4577 - B	0.10	5.1	0.005	95.00%
3990 - B	0.16	4.5	0.011	93.13%
49119	0.12	6.0	0.017	85.83%
3611 - B	0.15	4.4	0.007	95.33%
2865 - B	0.29	4.9	0.003	98.97%
3991 - B	0.09	3.9	0.010	88.89%
193 - B	0.47	6.0	0.039	91.70%
3612 - B	0.10	3.5	0.006	94.00%
2533 - B	0.07	4.7	0.006	91.43%
4456 - B	0.14	4.3	0.009	93.57%
3810 - B	0.10	5.7	0.031	69.00%
4799 - B	0.08	4.0	0.004	95.00%
3904 - B	0.21	5.7	0.010	95.24%
49166	0.16	7.1	0.022	86.25%
21805	0.10	5.9	0.026	74.00%
5446 - B	0.11	3.8	0.007	93.64%
2010 - B	0.13	4.2	0.011	91.54%

CLASSE 6 - PROFUNDIDADE 15 A 18 m

Número da Amostra	Teor em U308 %	Teor em Fe203 %	Teor do Resíduo %U308	Recuperação
4463 - B	0.16	6.1	0.014	91.25%
832 - B	0.18	5.2	0.014	92.22%
4502 - B	0.07	4.5	0.012	82.86%
3652 - B	0.25	5.0	0.016	93.60%
49141	0.14	8.6	0.028	80.00%
835 - B	0.15	6.4	0.015	90.00%
1891 - B	0.28	5.1	0.014	95.00%
4468 - B	0.31	4.8	0.010	96.77%
1712 - B	0.12	4.7	0.011	90.83%
46888	0.10	4.9	0.012	88.00%
4581 - B	0.07	5.8	0.012	82.86%
838 - B	0.13	4.8	0.010	92.31%
4078 - B	0.11	6.6	0.010	90.91%
665 - B	0.15	5.6	0.023	84.67%
50088	0.09	5.5	0.019	78.89%
46831	0.40	5.9	0.020	95.00%

CLASSE 7 - PROFUNDIDADE 18 À 21 m

Número da Amostra	Teor em U308 %	Teor em Fe203 %	Teor do Resíduo %U308	Recuperação
3344 - B	0.13	5.9	0.011	91.54%
3407 - B	0.18	4.0	0.005	97.22%
49169	0.08	4.5	0.010	87.50%
44786	0.12	5.0	0.011	90.83%
44768	0.10	6.4	0.013	87.00%
49170	0.11	8.5	0.040	63.96%
2829 - B	0.11	4.0	0.007	93.64%
3348 - B	0.06	5.4	0.004	93.33%
2830 - B	0.27	3.5	0.015	94.44%
3349 - B	0.12	5.6	0.005	95.83%
2778 - B	0.23	5.5	0.009	96.09%
5880 - B	0.08	6.0	0.006	92.50%
1712 - B	0.12	4.7	0.011	90.83%
5881 - B	0.13	5.9	0.008	93.85%
30380	0.08	8.3	0.009	88.75%
1713 - B	0.14	6.0	0.016	88.57%

CLASSE 8 - PROFUNDIDADE 21 À 30 m

Número da Amostra	Teor em U308 %	Teor em Fe203 %	Teor do Resíduo %U308	Recuperação
2550 - B	0.07	6.0	0.008	88.57%
1625 - B	0.15	11.1	0.021	86.00%
2555 - B	0.07	5.4	0.010	85.71%
44789	0.11	5.3	0.012	89.09%
3117 - B	0.31	6.3	0.012	96.13%
3118 - B	0.20	6.0	0.008	96.00%
5744 - B	0.08	3.9	0.010	87.50%
3865 - B	0.10	4.5	0.011	89.00%
5748 - B	0.08	6.8	0.009	88.75%
2732 - B	0.13	6.1	0.008	93.85%

CLASSE 9 - PROFUNDIDADE 30 A 36 m

Número da Amostra	Teor em U3O8 %	Teor em Fe2O3 %	Teor do Resíduo %U3O8	Recuperação
5456 - B	0.24	4.5	0.010	95.83%
5753 - B	0.10	5.5	0.009	91.00%
46843	0.10	5.0	0.008	92.00%
5052 - B	0.18	5.6	0.015	91.67%
5053 - B	0.04	10.2	0.004	90.00%
46848	0.10	5.1	0.006	94.00%

BIBLIOGRAFIA

Basham I.R., Atkin D., Uranium-Mineralised Samples from Nisa, Portugal, Scientific and Technical Records, Report 80/49, Institute of Geological Sciences, Geochemistry and Petrology Division, Londres, 1980.

Box George, Hunter William, Hunter Stuart, Statistics for Experimenters, John Wiley & Sons Inc., Nova York, 1978.

Chambers John, Computational Methods for Data Analysis, John Wiley & Sons Inc., Nova York, 1977.

Cramér Harald, Mathematical Methods of Statistics, Princeton University Press, 1974.

Davis John C., Statistics and Data Analysis in Geology, John Wiley & Sons Inc., 1973 e 2ª Edição em 1986.

Fiúza A. M., Análise Estatística do Comportamento do Minério de Nisa face à Lixiviação, Empresa Nacional de Urânio, Urgeiriça, Abril 1981.

Fiúza A. M., Determination of Leaching Recovery Functions in a Deposit with Different Regional Behaviour, Economics of Uranium Ore Processing Operations, OECD Nuclear Energy Agency, Paris 1983.

Gmurman Vladimir, Teoria das Probabilidades e Estatística Matemática, Edições Mir, Moscovo, 1983.

Lipson and Sheth, Statistical Design and Analysis of Engineering Experiments, McGraw-Hill, 1973.

Kim Young, Myers Donald, Harvey Knudesen, Advanced Geostatistics in Ore Reserve Estimation and Mine Planning, Universidade do Arizona, Outubro 1977.

Kriege D.G., Lognormal-de Wijsian Geostatistics for Ore Evaluation, South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, 1978.

Kruskal William e Tanur Judith, International Encyclopedia of Statistics, Collier Macmillan Publishers, Nova York, Londres, 1978.

Lopes Antunes, Probabilidades, Estatística e Erros, Coimbra, 1966.

Meyer Stuart, Data Analysis for Scientists and Engineers, John Wiley & Sons Inc., Nova York, 1975.

Muge F., Pereira Garcia, Estatística Clássica e Geostatística, Direcção Geral dos Serviços de Prospecção e Exploração Mineira da Junta de Energia Nuclear, Lisboa, 1975.

Pilar Ludgero, Condições de Formação do Jazigo Uranífero de Nisa, Separata do tomo L das Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa, 1966.

Sachs Lothar, Estadística Aplicada, Editorial Labor, 1978, Barcelona.

Siegel Sidney, Castellan Jr. John, Nonparametric Statistics for the Behavioral Sciences, McGraw-Hill, 2nd Edition, 1989.

LISTA DOS SIMBOLOS USADOS NO CAPITULO 5

a Parâmetro de rectas ou (hiper)planos de regressão

b Parâmetro de rectas ou (hiper)planos de regressão

c	Parâmetro de rectas ou (hiper)planos de regressão
cov_{23}	Covariância entre X_2 e X_3
D	Desvio máximo entre as funções de repartição teórica e observada
F	Distribuição de Fisher-Snedecor
$F_o(x)$	Função de repartição duma distribuição teórica
E_j	Número de elementos esperados na classe j.
$G(z)$	Função densidade de probabilidade duma variável normal reduzida
h	Número de parâmetros
k	Número de populações
m	Número de variáveis
M	Teste de Bartlett
$[\bar{M}_i]$	Estimativa do vector médias para a população i
m_i	Média da variável X_i
$[m_i]$	Vector médias para a população X_i
$m_i(X_j)$	Média da variável X_i quando X_j é fixo
m_{2i}	Momento de 2ª ordem da v.a. X_i
N	Tamanho da população ou da amostra
n_i	Número de classes em que foi dividido o conjunto de valores da variável X_i
n_2	Número de classes em que foi dividido o conjunto de valores da variável X_2
n_i	Número de amostras em cada população

O_j Número de observações verificadas na classe j.

R_{ij} Coeficiente de correlação entre as variáveis X_i e X_j.

$R_{i.jk}$ Coef. linear de correlação múltipla entre X_i e as variáveis X_j e X_k

$R_{ij.k}$ Coef. de correlação entre X_i e X_j mantendo X_k constante

s_b, s_c Estimadores da variância dos parâmetros dos (hiper)planos de regressão

s_i Desvio padrão da variável X_i

$[s_i^2]$ Estimativa da matriz variância-covariância para a população i

$|s_i^2|$ Determinante da matriz estimativa var.-cov. para a população i

$S_n(x)$ Função de repartição duma distribuição observada

$|s_p^2|$ Determinante da matriz estimativa var.-cov. para a população agrupada

$s_{1.23}$ Erro padrão da estimativa

s_4 Desvio padrão da variável Y_4 (recuperação média)

T^2 Teste de Hotelling

w_i Variável aleatória que representa ln X_i

X_1 Teor do resíduo % U3O8

$\overline{X}_1$ Teor médio do resíduo % U3O8

X_2 Teor em urânio % U3O8

$\overline{X}_2$ Teor médio em urânio % U3O8

$X_{2,i}$	Valor da variável X_2	%U3O8
X_3	Teor em ferro	% Fe2O3
X_3	Teor médio em ferro	% Fe2O3
X_5	Profundidade	m
X_4	Variável definida pelo quociente entre X_3 e X_5	
y_i	Variáveis aleatórias quaisquer	
Y_4	Recuperação média	
$z_{2,i}$	Definido no texto	
β	Parâmetro calculado por $\theta\ \sigma 2/\sigma 1$	
τ_2	Anti-logaritmo das médias dos ln X_2	
τ_3	Anti-logaritmo das médias dos ln X_3	
θ	Coeficiente de correlação logarítmico	
μ_i	Vector médias para a população i	
v	Graus de liberdade	
σ_i	Desvio padrão da variável aleatória ln X_i	
Σ_i	Variância real da v.a. X_i	
$[\Sigma_i^2]$	Matriz variância-covariância da população i	

Capitulo 6

Lixiviacao Estatica Esboco duma Abordagem Cinetica Generalizada

We already have too many scientists who choose their research topics not in terms of the importance of the domain but because techniques for measurement in the particular domain they choose happen to be available.

Such a situation recalls the story of the policeman who one evening discovered a drunk fumbling his way around a lamppost, evidently searching for something. The policeman asked the drunk,

"Lose something?"

"Yep, my wallet."

"O.K. I'll help you find it."

After several minutes of diligent but unsuccessful searching around the lamppost, the policeman asked, "Are you sure you lost it here?"

"Who shed anything 'bout here? I losht it up the street."

"Then why in hell are we looking for it here?"

The drunk assumed a weaving posture of dignity and, with haughty condescension, replied: "More light!"

ANDREW HALPIN, Theory and research in Administration

6. Lixiviação Estática: Esboço duma abordagem cinética generalizada

6.1 Cinética da dissolução. Resenha histórica

Os primeiros estudos relativos à dissolução de sólidos em água devem-se a SCHUKAREV (1846), que conclui que a velocidade do aumento da concentração do soluto segue a lei expressa pela equação:

$$\frac{dC}{dt} = k\ (C_s - C)$$

sendo C a concentração do soluto no tempo t, C_s a solubilidade do composto na água à temperatura da experiência e k um factor de proporcionalidade que denominaremos velocidade específica. Integrando, obtemos:

$$\int_0^C \frac{dC}{C_s - C} = k \int_0^t dt$$

$$\int_0^C d\ \ln(C_s - C) = k \int_0^t dt$$

ou, finalmente

$$\ln \frac{C_s}{C_s - C} = kt$$

Em 1897 NOYES e WHITNEY e, em 1900, BRUNER e TOLLOCZKO incorporaram na equação anterior a área da superfície do sólido:

$$\frac{dC}{dt} = k'\ A\ (C_s - C)$$

Foi nessa altura sugerido que uma camada saturada se forma rapidamente na interface e que a velocidade observada é simplesmente a velocidade a que as moléculas dissolvidas do soluto se difundem para a solução.

6. Lixiviação Estática: Esboço duma abordagem cinética generalizada

O desenvolvimento seguinte foi efectuado por NERNST que ampliou o âmbito de aplicação da equação anterior dos processos meramente físicos para os processos químicos, ao estudar a dissolução de cristais de calcite numa solução ácida. NERNST interpretou o mecanismo da reacção do seguinte modo: quando um cristal está imerso numa solução de ácido a superfície ficará rapidamente coberta por uma camada saturada de produtos da reacção. Para que a reacção prossiga o ácido deve difundir-se de modo a atingir a superfície do cristal onde tem lugar a reacção química. Então a velocidade de dissolução seria simplesmente a velocidade de difusão do ácido através da camada limite. Assim, BRUNNER, em colaboração com NERNST utilizou a primeira equação de difusão de FICK para estabelecer uma relação entre a constante k e o coeficiente de difusão do soluto

$$k = \frac{D}{\Theta} \frac{A}{V}$$

e a equação toma a forma

$$\frac{dC}{dt} = \frac{D}{\Theta} \frac{A}{V} (C - C_i)$$

onde D é o coeficiente de difusão do ácido, A a área da superfície do sólido, V o volume da solução, C a concentração do ácido na solução, C_i a concentração do ácido na interface e Θ a espessura da camada limite, actualmente designada por ***camada limite de Nernst***. BRUNNER (1904) demonstrou ainda que a constante k era proporcional à velocidade de agitação e que a espessura da camada de Nernst era da ordem de grandeza dos 0,001 cm, diminuindo com o aumento da agitação. NERNST considerou ainda que C_i era igual a zero, implicando que todos os processos de dissolução de um sólido num líquido eram controlados pela difusão e, portanto, dependentes da velocidade de agitação e com energias de activação baixas (inferiores a 5 kcal/mole). Muitas outras reacções de dissolução foram entretanto estudadas, entre outros por WILDERMANN (1909) que concluiu que muitos metais se dissolvem em ácidos com velocidades independentes da velocidade de agitação e com energias de activação bastante superiores aos valores referidos por NERNST. Este conflito foi resolvido por BERTHOUD (1912), HEYMANN (1913), e VAN NAME e HILL (1913) que

demonstraram que geralmente $C_i \neq 0$, e que a velocidade de difusão poderia ser idêntica à velocidade da reacção química na interface, i.e.

$$\frac{D}{\theta} (C - C_i) = k C_i$$

sendo a velocidade de dissolução dada por

$$\frac{(D/\theta).k}{(D/\theta) + k} AC$$

Quando $D/\theta << k$, a velocidade da reacção será dada por **(D/θ)AC** e a cinética é controlada pela difusão; quando $k << D/\theta$ a velocidade é dada por **k.A.C** e a cinética é controlada pela reacção química à superfície.

6.2 Teoria estabelecida da lixiviação

Quando um sólido é imerso num líquido forma-se no contacto com a sua superfície um filme líquido estagnado através do qual os reagentes têm de difundir-se antes de atingir a interface onde se dará a reacção química.

Este filme é chamado *a camada limite de Nernst* e tem cerca de 0,03 mm de espessura. A sua existência deve-se a dois factores hidrodinâmicos:

a) A adesão do líquido à superfície; em fluxo laminar este líquido aderente terá velocidade normal nula;

b) A viscosidade do líquido implica um gradiente da sua velocidade transversal de escoamento, desde zero à superfície duma partícula até à sua velocidade normal de escoamento.

Então a dissolução de um sólido num líquido compreende a seguinte sequência de passos:

1) Transporte do(s) reagente(s) à superfície sólido-líquido pela difusão das suas moléculas através da camada limite de Nernst;

2) Adsorção dos reagentes pelo sólido;

3) Reacção química à superfície;

4) Desadsorção dos produtos da reacção pelo sólido;

5) Transporte dos produtos solúveis para o exterior da superfície do sólido por difusão através da camada limite.

Em certas aplicações hidrometalúrgicas é necessário um gás dissolvido para que a reacção ocorra (oxigénio na maior parte dos casos). Assim introduz-se uma fase gasosa no sistema e o mecanismo de dissolução é mais complexo. É o caso da lixiviação sob pressão, em autoclave. A reacção desenvolve-se então segundo as étapas seguintes:

- Transporte do gás ao interior da fase líquida;
- Transporte dos reagentes à interfase sólido-líquido;
- Reacção na interfase sólido-líquido;
- Transporte dos produtos para o exterior da zona de reacção.

Neste caso a eficácia da agitação tem uma grande influência sobre a velocidade à qual se desenvolvem as diferentes étapas. A solubilidade do gás - ela própria função da sua pressão parcial e da temperatura - influencia particularmente a primeira étapa.

Concluimos, portanto, que a velocidade de uma reacção pode ser comandada seja pelo processo de transporte que conduz os reagentes à superfície do sólido, quer pela reacção química que tem lugar à superfície, ou seja normalmente pelos passos (1) e (3) apesar de, pelo menos teoricamente, poder ser determinada por qualquer outro passo. Naturalmente que é evidente que se a reacção química à superfície for muito rápida, a dissolução será controlada pelo transporte, e uma agitação enérgica terá um efeito marcado sobre a velocidade de dissolução, assim como a concentração dos reagentes envolvidos. Teremos uma **cinética determinada pela difusão.** Se for a reacção química à superfície que controla a dissolução - **cinética determinada pela reacção** - a temperatura torna-se um factor determinante, assim como a pressão nos casos em que a

temperatura deva ser relativamente elevada.

A camada limite existe sempre na superfície de contacto entre 2 fases quer sejam um sólido e um gás, um líquido e um gás, dois líquidos imiscíveis, quer mesmo entre dois sólidos sendo neste caso formada pelos produtos da reacção e aumentando progressivamente de espessura com o tempo.

A difusão na solução é governada pela Lei de FICK (1855):

$$\frac{dQ}{dt} = -D\,A\,\frac{\delta C}{\delta x}$$

sendo dQ/dt a quantidade de massa que se difunde por unidade de tempo na direcção do eixo dos xx, no qual o gradiente de concentração é dado por $\delta C/\delta x$: A é a área e D o coeficiente de difusão. Como é sabido a primeira Lei de FICK apenas é estritamente válida para uma difusão segundo o eixo dos xx no caso de um sistema binário, com uma única fase e isotrópico, mantido a pressão e a temperatura constantes.

Consideremos uma reacção heterogénea de dissolução sólido-líquido, supondo uma placa de sólido da área A, imersa num reagente de concentração C, sendo Θ a espessura da camada limite e C_i a concentração na interface. São possíveis três casos:

1) A velocidade da reacção química na interface é muito mais rápida do que a velocidade de difusão dos reagentes, implicando $C_i = 0$. Estas reacções são denominadas <u>reacções controladas pela difusão</u>.

$$\text{velocidade} = \frac{D}{\Theta}\,A\,(C - C_i) = k_1\,A\,C$$

2) A velocidade da reacção química é mais lenta do que o processo de difusão. São <u>reacções quimicamente controladas</u>.

$$\text{velocidade} = k_2\,.A.C_i^{\,n}$$

sendo n a ordem da reacção.

3) Ambas as velocidades são da mesma ordem de grandeza. É uma reacção de controlo intermédio, bastante frequente. Neste caso forma-se um gradiente de concentração ao longo da camada limite, mas $C_i \neq 0$:

$$\text{Velocidade} = k_1 A (C - C_i) = k_2 A C_i^n$$

Se a reacção for de primeira ordem facilmente se deduz que

$$\text{velocidade} = \frac{k_1 \cdot k_2}{k_1 + k_2} A.C = k A C$$

Se $k_1 << k_2$, então $k = k_1$, e a reacção é controlada por difusão. Se $k_2 << k_1$ então $k = k_2$ e a reacção é controlada quimicamente.

Se nos referirmos então novamente às cinco diferentes fases elementares evolutivas na lixiviação dum metal, podemos agora estabelecer o tipo de cinética consoante o passo controlador:

1) Difusão dos reagentes através da camada limite:

$$v = k_1 . D_r (C_r^\circ - C_r^s) \beta^n$$

2) Adsorção dos reagentes pelo sólido:

$$v = k_2 C_r^\circ$$

3) Reacção química na superfície

$$v = \frac{k' C_r^\circ}{1 + k C_r^\circ}$$

4) Desadsorção dos produtos da reacção

$$v = k''$$

5) Difusão dos produtos para o exterior

$$v = k \cdot D_p(C_p^s - C_p^\circ)\ \beta^n$$

onde o índice r significa reagente, o índice p produto, C° refere-se a concentrações brutas, C^s às concentrações na interface, β a velocidade de agitação e n é um expoente; os restantes símbolos representam constantes. Os passos 1 e 5 dependem da agitação nos processos lineares de lixiviação e o passo 4 é independente de qualquer concentração de reagentes ou produtos, tal como o processo 3 se $k\ C_r^\circ >> 1$.

6.2.1 Efeito da agitação

Se o processo for controlado por difusão, o aumento da velocidade de agitação faz aumentar a velocidade da reacção, ao fazer diminuir a espessura θ da camada limite. Neste tipo de processo verifica-se que a velocidade de dissolução é proporcional à potência **n** da velocidade de agitação (rpm), sendo $n \leq 1$. O valor de n pode ser obtido por regressão linear entre o logaritmo da velocidade de dissolução e o logaritmo da velocidade de agitação. No entanto, a dissolução não aumenta indefinidamente com a agitação porque, a partir de certo ponto, há a interferência de outros factores, nomeadamente a formação de bolsas de ar. As reacções quimicamente controladas são independentes da velocidade de agitação.

6.2.2 Efeito da temperatura

Sabe-se que o coeficiente de difusão depende linearmente da temperatura de acordo com a relação expressa pela equação de STOKES-EINSTEIN

$$D = \frac{RT}{N}\ \frac{1}{2\pi r \mu}$$

sendo R a constante dos gases perfeitos, N o número de Avogadro, T a temperatura absoluta, r o raio das partículas que se difundem e μ a viscosidade dinâmica (o quociente R/N representa então a *constante de BOLTZMANN*), enquanto que as reacções químicas dependem exponencialmente da temperatura,

de acordo com a relação de ARRHENIUS:

$$k = v \cdot e^{-E_a/RT}$$

sendo k a velocidade específica, E_a a energia de activação, v o factor de frequência e mantendo a significação dos outros símbolos.

Por esta razão a energia de activação dos processos controlados por difusão varia entre 1 e 3 kcal/mole, enquanto que, para um processo quimicamente controlado é normalmente superior a 10 kcal/mole. Os processos intermédios têm energia de activação entre 5 e 8 kcal/mole. Já o mesmo se não passa em reacções sólido-sólido em que os coeficientes de difusão também variam exponencialmente com a temperatura, tendo energias de activação entre 200 e 400 kcal/mole.

6.2.3 Efeito da concentração

Ao aumentarmos a concentração dum reagente na fase líquida podemos transformar um mecanismo controlado pela difusão num outro com controlo químico. Com efeito, para baixas concentrações do reagente, as reacções têm uma baixa energia de activação, enquanto que para concentrações elevadas a energia de activação é elevada. Por outro lado, para baixas concentrações do reagente a sua difusão é lenta controlando todo o processo.

6.2.4 Relação de Fases

Quando a relação sólido-líquido é elevada, então a concentração do reagente diminui durante a reacção, provocando um decréscimo da velocidade. Contudo, quando o volume é elevado a variação da concentração é desprezável e a reacção prossegue à mesma velocidade. Na prática de lixiviação de minérios designa-se a relação de fases por densidade da polpa ou relação sólido-líquido em massa.

6.2.5 Efeito da geometria da interface

Se toda a massa a lixiviar for isotrópica relativamente à dissolução, haverá uma variação da área superficial com o tempo. Se as partículas iniciais tiverem a mesma forma e

calibre, torna-se possível estabelecer uma equação que traduza a cinética do processo. Apresentemos o exemplo de esferas. Seja R o rendimento da lixiviação, que representa portanto a fracção de sólido que reagiu no tempo t. R é calculado por:

$$R = \frac{M_o - M}{M_o}$$

sendo M_o a massa inicial de sólido e M a sua massa no instante t. Então R será

$$R = \frac{4/3\ \pi r_o^3\ \rho - 4/3\ \pi r^3\ \rho}{4/3\ \pi r_o^3\ \rho} = 1 - \frac{r^3}{r_o^3}$$

ou seja

$$r = r_o(1-R)^{1/3}$$

Então a cinética pode ser determinada por

$$-\frac{dM}{dt} = k.A.C$$

sendo $A = 4\pi r^2$, $M = 4/3\ \pi\ r^3\ \rho$ e $dM/dt = 4\ \pi\rho r^2\ dr/dt$.

Teremos, então

$$-\int_{r_o}^{r} dr = \frac{kC}{\rho}\int_0^t dt$$

Desenvolvendo, obteríamos

$$1 - (1 - R)^{1/3} = \frac{kC}{r_o\ \rho}\ t$$

Ou seja, há uma relação linear entre $1 - (1 - R)^{1/3}$ e t, o que foi experimentalmente verificado.

Fazendo raciocínios idênticos para outras formas de sólidos poderíamos deduzir a correspondente lei cinética. Por exemplo, para cubos a lei é a mesma do que para a esfera, enquanto que para cilindros longos relativamente ao seu diâmetro existe uma relação linear entre

$$1 - (1 - R)^{1/2} \quad e \quad t.$$

6.3 Abordagens específicas

6.3.1 Lei parabólica de TAMMANN

Um elevado número de leis foram estabelecidas como traduzindo a cinética de reacções heterogéneas específicas. Entre elas a *Lei Parabólica de TAMMANN* que traduz a cinética de processos de lixiviação que depositam um produto sólido na superfície mineral atacada (por exemplo, a oxidação de metais ao ar) e que se exprime por

$$\frac{M^2}{2} = k't + \text{constante}$$

tendo os símbolos o mesmo significado que anteriormente. A equação traduz uma parábola, donde deriva o seu nome. O seu campo de aplicação é o das reacções heterogéneas em que o produto da reacção é um sólido não-poroso. A principal resistência à difusão é devida à camada formada pelo produto da reacção. Em casos em que a cinética é parabólica a cinética da lixiviação torna-se muito mais rápida com o aumento da intensidade da moagem do que nos casos em que a cinética é linear.

6.3.2. Difusão através de um produto sólido poroso

Quando o produto da reacção é um sólido poroso, não se aplica a equação parabólica de TAMMANN. A primeira solução do problema data de 1927 e foi elaborada por JANDER que encontrou a seguinte relação:

$$[1 - (1 - R)^{1/3}]^2 = k't$$

Esta equação só se aplica, no entanto, quando o raio da esfera é bastante grande relativamente à espessura da camada

de produtos e quando o volume do núcleo por reagir mais a camada de produto da reacção é igual ao volume do material original, o que só se passa nas fases iniciais da reacção.

Outras soluções foram tentadas com o modelo simplificado de GINSTLING e BROUNSHTEIN (1950) e CRANK (1957). A sua equação é do tipo

$$1 - \frac{2}{3} R - (1 - R)^{2/3} = k't$$

Esta equação apresenta um melhor ajustamento do que a equação de JANDER, mas falha na maior parte da reacção, e isto porque não há qualquer correcção que considere a variação do volume da esfera durante a reacção. No entanto uma solução exacta foi encontrada por VALENSI (1935-36). Seja r_o o raio original das partículas, r_1 o raio do núcleo por reagir e $r_2 - r_1$ a espessura da camada de produto, e w um parâmetro definido por:

$$w = \frac{1}{\alpha} \frac{V_p}{V_R} = \frac{r_2^3 \quad r_1^3}{r_o^3 - r_1^3}$$

sendo α o factor esteqiométrico, V_R e V_p o volume molar do reagente e do produto. A equação de Valensi traduz-se então por

$$[1 + (w - 1) R]^{2/3} + (w - 1) (1 - R)^{2/3} = k't$$

Esta equação ajusta-se a 100% do tempo da reacção. A equação de Crank e Ginstling pode ser deduzida desta fazendo $w = 1$.

6.3.3 Processos não-associados com a superfície mineral

As velocidades de alguns processos independentes da superfície mineral podem constituir o passo determinante da cinética da dissolução. Um primeiro exemplo é o da velocidade de dissolução de reagentes gasosos (normalmente ar ou oxigénio). Esta velocidade torna-se determinante nos sistemas que falham em dispersar o ar ou o oxigénio, tal como o caso da lixiviação amoniacal, sob pressão dos sulfuretos.

O outro exemplo é o caso em que a difusão se dá através dos interstícios do sólido sedimentado. *Esta situação pode ocorrer quando os sólidos não são mantidos em suspensão, ou por agitação insuficiente, ou em lixiviação estática.* Neste último caso, o processo torna-se particularmente difícil quando ocorre canalização, devido às grandes distâncias que a difusão tem de vencer. Nestes casos a difusão segue uma lei não-estacionária, sendo o tempo de penetração uma função de potência n relativamente à distância penetrada.

6.4 Factores a considerar no Projecto duma Eira

Os principais factores a considerar num projecto de lixiviação estática são os seguintes:

- Granulometria do material;
- Débito da solução;
- Massa/configuração da eira;
- Tempo do processo;
- Concentração dos iões em solução.

Vamos passar sumariamente em revista cada um destes pontos tendo em vista a construção de um modelo seguindo, de muito perto, a análise de SIMONSEN.

6.4.1 Granulometria do material

A percolação do lixiviante, o acesso de ar e o contacto entre o minério são afectados pela permeabilidade do leito e pela textura mineral. Um problema típico é o da segregação de calibre durante a fase da construção, sendo o calibre do material da base normalmente superior ao do material do topo, situação que pode ser agravada pela circulação do material de transporte e/ou de carga pelo topo, provocando pulverização e compactação. Um aumento da densidade a granel traduz-se por um acréscimo no contacto partícula-partícula, tendendo estes aglomerados a comportar-se como partículas isoladas de maior calibre. Para a distribuição granulométrica vulgarmente utilizada nas eiras, a libertação é normalmente bastante incompleta e a porosidade das partículas é crucial. O lixiviante deve ser desviado do espaço vazio entre as rochas de modo a penetrar nas fissuras e poros naturais da rocha de modo a poder reagir com as partículas do mineral. Simultaneamente o complexo dissolvido deve ser induzido a

deixar o leito através do seu deslocamento por lixiviante fresco.

6.4.2 Débito da solução

A medida que o lixiviante prossegue na eira reage com os minerais, diminuindo a sua concentração em reagente lixiviante e aumentando a concentração do metal e de outros iões.

A fase líquida duma eira pode ser dividida em três componentes:

1. **Higroscópica** - líquido absorvido pelas partículas minerais e incapaz de movimento separado como líquido,

2. **Pelicular** - líquido que envolve as partículas minerais e, simultaneamente, capaz de saturar os espaços de ar intersticiais com vapor de água (evidentemente no caso de uma solução aquosa) e de se mover por acção de forças moleculares, mas pouco sujeito à pressão hidrostática e às forças gravitacionais.

3. **Gravitacional** - líquido que se move sob acção da gravidade e que está submetido às leis da pressão hidrostática.

Nestas condições um modelo simples postulará a introdução do lixiviante pelo líquido gravitacional, a transferência do lixiviante e dos produtos da reacção entre o líquido gravitacional e o pelicular e, finalmente, o transporte do lixiviante e dos produtos da reacção da superfície mineral exposta ao líquido pelicular. O líquido gravitacional será responsável pela reacção na base da eira.

6.4.3 Configuração da Eira

Se considerarmos o contacto entre as partículas e os reagentes poderemos classificar as operações de lixiviação estática em duas categorias: sistemas particulados e pseudo-particulados. A primeira designação aplica-se quando a compactação das partículas é fraca possibilitando um elevado grau de contacto com a fase líquida; o comportamento do sistema aproxima-se do das partículas individualizadas. A segunda designação aplica-se quando um elevado grau de compactação origina um comportamento das partículas equivalente ao da sua agregação em blocos de maior dimensão.

O contacto com os reagentes é então fortemente restringido.

A medida que a altura duma eira aumenta, o grau de compactação das suas camadas inferiores torna-se maior até que passam a comportar-se como um sistema pseudo-particulado. Então a dimensão ideal será a altura máxima para a qual existe um comportamento particulado global.

6.4.4 Tempo do Processo

Consideram-se quatro fases num processo de lixiviação estática:

- Período de saturação;
- Período de dissolução;
- Período de remoção;
- Período de lavagem;

O ***Período de saturação*** refere-se ao lapso temporal entre o início da operação e o instante em que a concentraçaão dos reagentes na vizinhança das partículas é de tal modo elevado que se pode iniciar a difusão através da camada limite. Utiliza-se normalmente fortes concentrações do reagente e um baixo débito específico de aplicação.

Durante o ***Período de dissolução*** o lixiviante difunde-se até à superfície das partículas ou através dos seus poros iniciando-se a dissolução. A velocidade de penetração dos reagentes no sistema particulado aumenta com a superfície específica, ou seja quando a granulometria é menor. Pelo contrário, a velocidade de percolação do reagente diminui com o aumento da superfície específica. SIMONSEN considera três situaçoões. Se a porosidade das partículas for elevada a velocidade de extracção é aproximadamente constante; quando a porosidade é baixa mas o mineral ocorre na forma de filonete a extracção decresce exponencialmente sendo proporcional à área da superfície exposta; se o mineral estiver disseminado numa partícula de baixa permeabilidade segue-se à remoção inicial das partículas expostas uma diminuição drástica na velocidade de extracção, sendo o acesso de oxigénio o controlo dominante.

Durante o ***Período de remoção*** os produtos da reacção devem difundir-se através da camada limite em sentido contrário para incorporação no líquido gravitacional e arrastamento para a

base da eira. A remoção efectiva pode ser afectada por variações nas condições químicas (pH, potencial redox) ou por impermeabilizações. As argilas não só fazem diminuir a permeabilidade como podem actuar como permutadores iónicos readsorvendo os produtos da reacção.

Durante o ***Período de lavagem*** remove-se com água neutra reagentes e produtos adsorvidos transferindo-os para o líquido gravitacional. Simultaneamente garante-se uma perturbação ambiental mínima.

6.4.5 Concentração dos iões em solução

Como os tempos de residência são extremamente elevados (dias, semanas ou meses) torna-se problemático manter as condições óptimas. Com efeito haverá efeitos secundários motivados por reacções com a ganga, oxidações, acções bacterianas, variações da temperatura, cinética, porosidade, compactação, sedimentação, formação de caminhos preferenciais, etc.

6.5 Percolação através dum leito granular

A velocidade média do débito dum fluido através dum leito granular - que denominaremos **velocidade de percolação** - pode ser determinada através da **Lei de DARCY**

$$\frac{1}{A}\frac{dV}{dt} = \frac{B}{\mu}\frac{\delta P}{l}$$

sendo δP a queda de pressão através do leito, l a sua espessura, μ a viscosidade do fluido e B o coeficiente de permeabilidade do leito. A velocidade de percolação está expressa em [L/T]. Como é conhecido, e de acordo com a equação de CARMAN-KOZENY, o coeficiente de permeabilidade pode ser, por sua vez, determinado por

$$\frac{1}{K}\,\frac{e}{S^2\,(1-e)^2}$$

sendo e a porosidade do leito, S a superfície específica das partículas do leito e K a constante de Kozeny que depende da

forma das partículas e é também uma função da porosidade, entre outros factores. Torna-se evidente que a permeabidade aumenta com a porosidade e com a superfície específica que é, por sua vez, inversamente proporcional ao calibre.

Se considerarmos o fluxo dum fluido simples incompressível através dum leito de sólidos granulados, a queda de pressão pode ser prevista de acordo com a correlação de LEVA:

$$\frac{\delta P}{l} = \frac{2\ f\ G^2(1-\epsilon)^{3-n}}{d\ g\ \rho\ \Phi^{3-n}\ \epsilon^3}$$

sendo $\delta P/l$ a perda de carga por unidade de altura do leito, **g** a aceleração da gravidade, **d** o calibre médio das partículas definido como o diâmetro dumas esfera com o mesmo volume que a partícula, ϵ a porosidade ou fracção de vazios, Φ um factor de forma do sólido definido como o quociente da área duma esfera equivalente ao volume da partícula, pela área real da partícula, **G** o débito mássico específico de fluido (ou seja o produto da velocidade de escoamento pela massa específica) numa base de área transversal vazia, ρ a massa específica do fluido e **f** e **n** um factor de atrito e um expoente funções do Número de Reynolds modificado, definido por

$$Re = \frac{d\ G}{\mu}$$

sendo μ a viscosidade do fluido e d o calibre das partículas. Se estas não forem esféricas o calibre pode ser calculado por

$$d = \frac{6}{\Phi . S}$$

sendo S a área superficial das partículas por unidade de volume de leito. O factor **f** e o expoente **n** encontram-se correlacionados com o número de Reynolds modificado nos trabalhos de LEVA (*"Fluidization", pg. 49, McGraw-Hill, Nova Iorque, 1959*).

Então se considerarmos o fluxo dum fluido através dum

leito granular formado por partículas de forma idêntica e porosidade conhecida, fácil se torna determinar, conjugando as equações atrás referidas, a velocidade máxima de escoamento em regime laminar. Com efeito, para estas condições limite o número de Reynolds modificado é igual a 10. Foi-nos assim possível desenvolver um programa de cálculo cujos resultados apresentamos seguidamente:

Partículas [cm]	S 1/cm	ϵ	B cm^2	Factor de Forma	d cm	G g/cms^2	velocidade cm/h
ESFERAS (φ)							
0.318	19.0	0.393	9.4E-5	1	0.318	0.31	0.09
0.635	9.48	0.405	.000486	1	0.635	0.16	4.11
0.794	7.56	0.416	.000938	1	0.794	0.13	17.45
CUBOS							
0.318	18.6	0.425	.000147	0.806	0.400	0.25	0.25
0.615	10.78	0.455	.000686	0.806	0.691	0.14	8.21
PRISMAS HEXAGONAIS .476x.476	12.62	0.355	.000131	0.816	0.582	0.17	0.33
PIRAMIDES TRIANGUL. .635x.287	24.1	0.361	5.94E-5	0.543	0.458	0.22	0.034
CILINDROS							
.318x.318	18.4	0.401	.000109	0.874	0.373	0.27	0.14
.635x.635	9.45	0.410	.000455	0.874	0.727	0.14	4.65
PLACAS							
.635x.635x.079	10.33	0.410	4.96E-5	0.483	1.204	0.08	0.70
.635x.635x.159	19.84	0.409	.000116	0.640	0.472	0.21	0.17
DISCOS							
.318x.159	25.4	0.398	6.31E-5	0.825	0.286	0.35	0.031

Naturalmente que se tivermos sistemas formados por partículas de forma e calibres diversos torna-se árduo, senão impossível, calcular as velocidades de percolação máximas em regime laminar. As referências na literatura são escassas. Por exemplo MILLIGAN (1987, *Microcomputer Programs for Heap Leach Operations*) refere que, para areias, o débito específico máximo varia entre 0,318 e 0,212 l/min/m², ou seja, entre 1,907 e 1,271 cm/h.

Podemos concluir que para sistemas particulados a velocidade de percolação, considerada em sentido estrito, aumenta com o calibre das partículas.

A velocidade de percolação máxima para um fluxo laminar constitui o limite superior para o débito específico de aplicação da solução lixiviante. Com efeito débitos superiores vão provocar a inundação superficial da eira. Mas como os leitos não são homogéneos sob os pontos de vista granulométrico, de porosidade e de permeabilidade, a velocidade de percolação máxima diminui com a profundidade. *Então o valor máximo tolerável para o débito específico de aplicação será o mínimo dos valores verificados, ou seja, a velocidade de percolação máxima em regime laminar na base da eira.* Qualquer valor superior a este impede a percolação e origina a circulação transversal das soluções e um correspondente alagamento.

Os grãos minerais de que dispomos numa operação de percolação são distintos dos que considerámos nesta análise: com efeito não dispomos de partículas rígidas com mineralização superficial. Quando a exposição do grão mineral é considerada podem dar-se cinco situações distintas:

1. O grão mineralizado está na superfície da partícula;

2. O grão será exposto ao lixiviante através de poros e fracturas;

3. Os grãos do mineral útil estão disseminados na partícula e apenas serão contactados pelo lixiviante após a dissolução dos grãos envolventes;

4. O grão está ligado a poros que não se prolongam até à superfície;

5. O grão mineralizado está no interior da partícula, não ligado a poros, e envolvido por ganga refractária.

Naturalmente que apenas os três primeiros tipos de grão são susceptíveis de dissolução. Para os grãos do primeiro tipo poderá suceder que a cinética de dissolução seja mais rápida ou mais lenta que a velocidade de percolação. Como em todas as operações deste tipo o mecanismo mais lento controla a velocidade global. Mas para os grãos dos tipos 2) e 3) a difusão desempenha um papel importante e o débito específico de aplicação do lixiviante será, de certeza, inferior à velocidade de percolação do líquido gravitacional.

6.6 Resenha de modelos difusionais de lixiviação estática

O primeiro modelo analítico da lixiviação estática foi elaborado por TAYLOR e WELLAN, em 1942, com base na análise dos resultados da lixiviação de pirites cupríferas de Rio Tinto, Espanha. As suas observações podem ser expressas pela equação:

$$\text{Recuperação} = \left[1 - e^{-k(t+c)} \right]$$

sendo t o tempo de lixiviaçaão e k e c constantes. O modelo era portanto uma mera descrição da evolução temporal da lixiviação não contemplando outro tipo de factores.

Era prática corrente,nos ensaios de lixiviação estática realizados na Junta de Energia Nuclear espanhola interpretar a concavidade das curvas de extracção de minerais de urânio em termos de hiperbolicidade usando o modelo:

$$\text{Recuperação} = R = \frac{t}{k_1 + k_2 t}$$

representando t o tempo e sendo k_1 e k_2 constantes. Naturalmente que o modelo apresenta uma cinética de segunda ordem sendo

$$\frac{dR}{dt} = \frac{k_1}{(k_1 + k_2\, t)^2}$$

Esta extracção hiperbólica ajusta-se de um modo notável aos resultados experimentais, como tivemos ocasião de verificar inúmeras vezes.

Em 1971, R.H. JACOBSON apresentou uma tese de doutoramento em que a eira é dividida em secções colunares reduzindo correctamente o problema à análise do comportamento do minério em função da altura. Considera-se inicialmente que o lixiviante flui verticalmente em sentido descendente. O modelo foi, em seguida, melhorado pela introdução de fluxos da solução noutras direcções, incluindo fenómenos de canalização. A sua principal lacuna, na nossa opinião, consiste em admitir uma cinética dependente da superfície mineral: a reacção prossegue por dissolução de sucessivas camadas externas concêntricas.

Referiremos ainda os trabalhos de ROMAN, BENNER e BECKER (1974) que prosseguem a análise de JACOBSON. Vamos aqui reelaborar, numa interpretação pessoal, o formalismo matemático destes últimos modelos.

Consideremos uma partícula de calibre r_o e seja r o calibre da partícula em qualquer instante posterior da lixiviação. Uma vez que a geometria das partículas não é regular, a definição de calibre é arbitrária. Assim definiremos r_o e r como o raio de esferas que possuem o mesmo volume que as partículas. Vamos admitir que o minério é isotrópico, o que implica que o volume e a área superficial de qualquer partícula são, em qualquer instante, expressas pelo mesmo tipo de função relativamente ao calibre. Seja σ a razão entre a área superficial da partícula e a área duma esfera com o mesmo raio do que a partícula. Podemos então estabelecer, com base na Lei de Fick, que o débito de ácido que se move perpendicularmente a qualquer superfície fechada é igual à velocidade com que o ácido é consumido na reacção de lixiviação, isto é

$$J = -\frac{dA}{dt} = -A\,D\frac{dC}{dr} = -4\pi r^2\,\sigma D\frac{dC}{dr}$$

Se C for a concentração bruta do ácido e C_i a concentração na interface, teremos:

$$dC = - \frac{J}{4\pi r^2 \sigma D} dr$$

ou

$$\int_{C_i}^{C} dC = - \frac{J}{4\pi\sigma D} \int_{r_o}^{r} \frac{dr}{r^2}$$

integrando

$$C - C_i = \frac{-J}{4\pi\sigma D} \left[- \frac{1}{r} \right]_{r_o}^{r} = \frac{-J}{4\pi\sigma D} \left[\frac{1}{r_o} - \frac{1}{r} \right]$$

Como o processo é controlado por difusão Ci = 0; logo

$$J = - 4\pi\sigma D \left[\frac{r_o\, r}{r - r_o} \right] C = - \frac{dA}{dt}$$

Na lixiviação de δm unidades de massa de metal é consumido uma massa de ácido δA. Então se o consumo específico de reagente for a (em massa de ácido por massa de metal dissolvido), teremos

$$\delta A = a\ \delta m$$

A variação da massa de metal dissolvido pode então ser calculada por

$$\delta m = \text{þ}\ z\ \delta \left[\frac{4}{3} \pi\ r^3 \right]$$

sendo þ a massa específica do minério e z o seu teor. Portanto

$$\delta A = \frac{4}{3} \pi\ a\ \text{þ}\ z\ \delta r^3$$

No limite teremos

$$dA = 4\ \pi\ a\ \rho\ z\ r^2\ dr$$

Substituindo na expressão anterior resulta

$$4\ \pi\ a\ \rho\ z\ r^2\ \frac{dr}{dt} = \quad 4\ \pi\ \sigma\ D \left[\frac{r_o . r}{r_o - r} \right] C$$

Ou ainda

$$\left[\frac{r^2}{r_o} - r \right] \frac{dr}{dt} = \frac{\sigma\ D}{a\ \rho\ z}\ C$$

Esta equação descreve a evolução temporal do calibre r duma partícula de calibre inicial r_o, de densidade ρ, teor z, com um consumo de ácido a, numa solução de concentração C. A polpa original antes da lixiviação tem uma distribuição granulométrica que pode ser descrita por uma função $\Omega(r_o)$. O valor de $\Omega(r_o)\ dr_o$ é igual à quantidade de material que tem um calibre antes da lixiviação compreendido r_o e $r_o + dr_o$. Se a função Ω for normalizada, teremos que

$$\int_0^{r_o(max)} \Omega\ (r_o)\ dr_o = 1$$

Portanto, para toda a polpa, a fracção de material não lixiviada no tempo t é dada pelo integral

$$\int_0^{r_o\ (max)} r(r_o)\ \Omega(r_o)\ dr_o$$

sendo a função $r(r_o)$ obtida pela resolução da equação

diferencial acima deduzida. Fácil se torna ainda deduzir que para um calibre inicial r a sua recuperação R no instante t é dada por:

$$R = 1 - \frac{r^3}{r_o^3}$$

Este tipo de modelos apenas é aplicável quando são válidos os seguintes pressupostos:

1) É conhecida a função Ω de distribuição granulométrica. Este ponto não apresenta dificuldade.

2) O mineral deve ser exposto. Portanto todo o raciocínio apenas se aplica a casos em que as partículas minerais são puras, isto é estão libertas; no mínimo, o mineral tem de estar exposto ao lixiviante pelo menos por uma superfície. Ora esta situação apenas se encontra quando os teores são elevados e a libertação é total. Esta situação não ocorre nos processos hidromineralúrgicos industriais.

3) O modelo é baseado no decréscimo sucessivo da superfície, o que implica, além da libertação, a isotropia do meio a solubilizar. Este pressuposto está em flagrante contradição com a situação que pretendemos tratar.

Como os teores que pretendemos tratar são extremamente baixos (algumas centenas de gramas por tonelada), a libertação está longe de estar completada e a localização do mineral útil raramente é na superfície exposta, nenhum dos pressupostos admitidos no modelo se aplica na prática. No entanto, a elaboração de modelos ideais constitui muitas vezes o primeiro passo para a construção de algoritmos mais realistas. A sugestão aqui fica expressa à espera de eco em qualquer futuro leitor.

6.7 Condições de formulação dum modelo

Dado o elevado número de parâmetros envolvidos torna-se necessário estabelecer postulados iniciais:

1) - A eira é homogénea sob o ponto de vista de teor, isto é, o minério está uniformemente distribuido de tal modo que qualquer secção transversal tem o mesmo teor, ou este é independente da altura da eira. Esta hipótese é perfeitamente aceitável dada a acção de mistura a que o minério esteve submetido durante a stockagem na mina, durante o transporte e na armazenagem da instalação.

2) - O metal existe em duas formas, uma extraível e outra inextraível. A primeira corresponde ao metal acessível por libertação e parte do existente no interior de poros ou fissuras onde o lixiviante penetra na forma pelicular. O segundo existe nos poros inacessíveis ao liviante e disseminado na matriz.

3) - A solução não atinge todas as secções transversais da eira, isto é, à medida que a altura da eira aumenta diminui a fracção da área das secções inferiores contactadas pela solução. Com efeito, um aumento de altura implica um aumento da pressão exercida pelas camadas superiores sobre as inferiores de que resulta um aumento do grau de empacotamento, a diminuição da permeabilidade e a formação de caminhos preferenciais.

4) - A solução que chega a uma secção transversal da eira pode não conter a acidez ou a quantidade de oxidante exigida pela reacção.

Com base nestes pressupostos podemos elaborar uma modelação que permita projectar uma instalação.

6.7.1 Função exposição

Os pressupostos 2) e 3) podem ser expressos pelo facto que a quantidade de metal extraível diminui com a profundidade. Podemos então definir uma função E(x) que reflita o facto que a percentagem de metal extraível em cada secção transversal diminui com a profundidade (x). Designaremos esta função por *Exposição*. Naturalmente que existem várias funções que traduzem matematicamente um tal tipo de dependência. Vamos, arbitrariamente, admitir a função

$$E(x) = \left[\frac{k}{k + x} \right]^n$$

A função exposição tem o valor 1 quando x = 0 e tem o valor 0 quando x tende para infinito. Naturalmente que n > 0.

6.7.2 Função teor extraível

Conjugando a homogeneidade da repartição do teor médio em função da altura com o diferente grau de exposição de cada secção transversal, podemos definir a função $\tau(x)$ - **teor extraível** - através da relação:

$$\tau(x) = z \cdot E(x)$$

representando z o teor médio da eira, que é constante em altura. Isto equivale a considerar uma eira onde o metal que é acessível ao lixiviante diminui com o aumento da altura de percolação, o que traduz uma realidade física incontestável. Na construção matemática que propomos, esta ideia é realizada considerando que o teor - representando aqui o metal extraível - é uma função decrescente da altura, desde o topo da eira onde é igual ao teor médio do minério, até uma profundidade infinita onde o teor seria nulo.

6.7.3 Função teor médio extraível

A função que definimos no ponto anterior permite-nos calcular o teor extraível a qualquer nível x. Se considerarmos uma eira de altura **x** coexistirá um teor extraível distinto para cada nível. Torna-se, portanto, necessário calcular uma função que represente o teor médio extraível entre o nível 0 e e o nível x (variável). Esse teor é o que corresponde ao nível y para o qual se verifica que

$$\int_0^y \left[\frac{k}{k + x} \right]^n dx = \int_y^x \left[\frac{k}{k + x} \right]^n dx$$

ou

$$k^{n} \int_{0}^{y} [k+x]^{-n}\, dx = k^{n} \int_{y}^{x} [k+x]^{-n}\, dx$$

Resolvendo, obtemos:

$$y = \left[\frac{(k+x)^{-n+1} + k^{-n+1}}{2} \right]^{1/(-n+1)} - k$$

Calculando $\tau(y)$ temos o teor médio extraível entre a superfície e o nível x. O teor médio extraível é decrescente com a profundidade, mas muito menos do que a função exposição. Traduzimos com este modelo os postulados 2) e 3) de que partimos: a fracção da área das secções transversais contactadas pelo lixiviante diminui em altura e, simultaneamente, com o aumento da profundidade a eficácia da dissolução diminui devido a um esgotamento do reagente por reacçaão nas camadas superiores.

6.7.4 Cinética do processo

Encontra-se perfeitamente estabelecido o carácter limite da Lei de FICK, apenas válida para concentrações suficientemente baixas ou para pequenas diferenças de concentração. A sua validade é do mesmo tipo que a da equação dos gases perfeitos ou das leis da crioscopia. A difusividade não é uma constante, mas uma variável que tende para uma constante quando a concentração tende para zero. Por outro lado é uma função de variáveis de estado tal como a temperatura e a composição. Tal como foi inicialmente sugerido por EINSTEIN a força virtual que actua num átomo ou ião que se difunde pode ser considerada como o gradiente negativo do potencial químico. É em grande parte por estas razões que se torna extremamente difícil elaborar um modelo cinético, com significado físico, duma operação unitária tão complexa como é a lixiviação estática.

Nestas condições, o problema terá de ser abordado numa óptica diferente: numa perspectiva matemática, descritiva da evolução temporal do processo, mas alheia à realidade física.

Não ganharemos a compreensão do fenómeno mas utilizaremos a sua descrição. Por outras palavras, o modelo não se reclama duma coerente globalidade na fundamentação das múltiplas relações causais envolvidas. Não há uma explicitação total dos processos base e das relações veladamente implícitas. A nossa construção teórica não atingiu o estádio em que o "mundo percebido" é susbstituido pelo "mundo construido". Não que o tema não seja aliciante. No entanto, devemos humildemente reconhecer que o trabalho experimental desenvolvido foi manifestamente insuficiente para transpormos o primeiro andar do edifício teórico. Por outro lado, não é este o tema que nos propomos dissecar neste trabalho (não é este o nosso edifício). Mas uma descrição dinâmica quantificada, desde que suficientemente ajustada à realidade é, muitas vezes, mais útil, inovadora e criativa do que um modelo aparentemente fundamentado em conceitos estabelecidos mas cuja validade é ultrapassada pela não verificação das premissas subjacentes às construções de base. Tal é o exemplo concreto do modelo de ROMAN, BENNER e BECKER que recreámos, mas cuja aparente fundamentação física é tão frágil e longínqua que se esvanece no ruido circundante.

As figuras 6.1 e 6.2 representam, respectivamente, as evoluções temporais do rendimento de extracção e da sua velocidade. Em qualquer dos casos que analisamos até ao presente, através da experiência directa ou através da bibliografia, a forma das curvas é a ilustrada. Podemos caracterizá-las do seguinte modo:

1) A curva integral, ou a evolução da extracção em função do tempo, tem a forma de S, tendo uma assimptota paralela ao eixo dos tempos, o que significa a existência duma recuperação limite.

Matematicamente, se designarmos esta função por F(t), verifica-se

$$\lim_{t\to\infty} F(t) = z \qquad \text{e} \qquad \lim_{t\to\infty} \frac{F(t)}{t} = 0$$

representando z o rendimento limite de extracção.

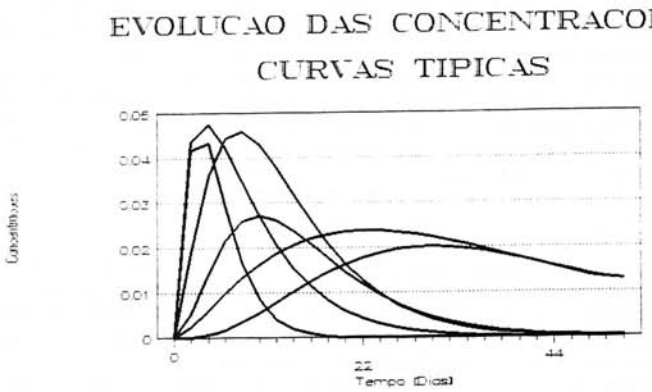


Fig. 6.1 A evolução temporal da extracção

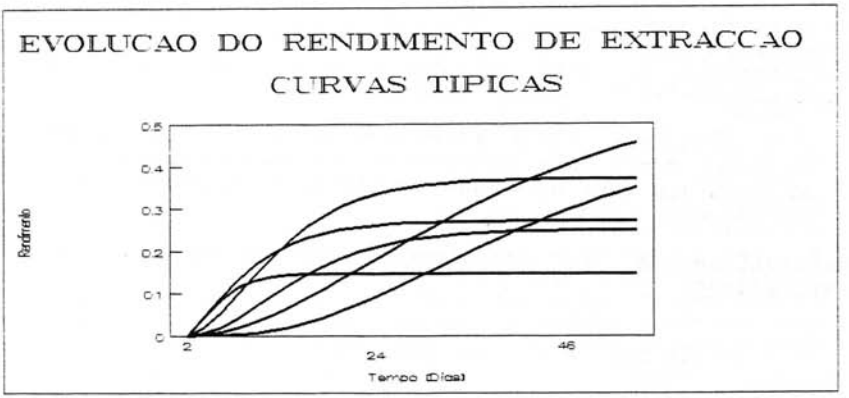


Fig. 6.2 - A evolução temporal da velocidade de extracção

2) A curva diferencial, ou a velocidade de extracção, tem o eixo dos tempos por assimptota, apresenta um máximo e não é simétrica.
Estas condições podem ser traduzidas matematicamente por:

$$\lim_{t\to\infty} f(t) = 0 \qquad \text{e} \qquad \lim_{t\to\infty} \frac{f(t)}{t} = 0$$

e existe $t_1 \in [0, +\infty[$ tal que $f'(t_1) = 0$.

Naturalmente que f(t) representa a derivada de F(t).

Pode ser obtida uma função que satisfaz às condições expressas e relacionada com as funções eulerianas de 2ª espécie. Referimo-nos à família de funções expressas na forma derivada por:

$$f(x) = C_1 \, x^{\alpha} \, .e^{-x/\beta}$$

representando C_1 uma constante e α e β parâmetros maiores do que zero e pertencentes ao conjunto dos números reais. Vamos estudar esta função.

(i) Domínio $]-\infty,+\infty[$.
(ii) Se $x = 0$, $y = 0$. Se $y = 0$, $x = 0$.
(iii) f(x) é contínua em R.

(iv) Máximos, mínimos e intervalos de monotonia: A função apresenta um máximo no ponto $\alpha\beta$ cujo valor é dado por:

	$-\infty$		$\alpha\beta$		$+\infty$
$f'(x)$		+	0	-	
$f(x)$		C	Max	D	

$$f(x)_{max} = C_1(\alpha\beta)^{\alpha} \, . \, e^{-\alpha}$$

(v) Pontos de inflexão, intervalos de concavidade e de convexidade. A segunda derivada é expressa matematicamente por:

$$f''(x) = C_1 x^{\alpha-2} . e^{-x/\beta} \left[\alpha(\alpha - 1) - \frac{2\alpha}{\beta} x + \frac{1}{\beta^2} x^2 \right]$$

Esta função apresenta três zeros: 0, $\beta\alpha-\beta\alpha$ e $\beta\alpha+\beta\alpha$.

	$-\infty$		0		$\beta(\alpha-\alpha)$		$\beta(\alpha+\alpha)$		$+\infty$
$f''(x)$	-		0	+	0	-	0	+	
$f(x)$	convexa		concâva		convexa		concâva		

(vi) Assímptotas

$$\lim_{x\to\infty} \left[e^{-x/\beta} \right] = 0 \; ; \; \lim_{x\to\infty} \left[x^{\alpha} . e^{-x/\beta} \right] = 0$$

Logo, y = 0 é uma assímptota.

(vii) Simetria

$$f(-x) = (-x)^{\alpha} . e^{x/\beta} \neq f(x)$$ logo a função não é simétrica.

Fica demonstrado que a função na forma derivada satisfaz às condições estabelecidas à priori. Torna-se necessário verificar agora o comportamento da sua cumulante, ou seja da função

$$\int_0^x C_1 x^{\alpha} e^{-x/\beta} \, dx$$

A primitivação da nossa função é algo complexa. Na realidade não podem ser utilizadas nenhumas das regras simples de primitivação por partes ou por substituição. A solução que encontramos foi obtida por recurso à indução matemática tendo a constante de integração sido calculada tendo em conta que o valor da função integrada é nula na origem. O resultado a que chegámos expressa-se na forma dum polinómio transcendente com $I(\alpha)+2$ termos, representando $I(\alpha)$ o maior inteiro contido em α:

$$- \frac{\Gamma(\alpha+1)}{\Gamma(\alpha+1)} C_1 \beta^{\alpha} x^{\alpha} e^{-x/\beta} - \frac{\Gamma(\alpha+1)}{\Gamma(\alpha)} C_1 \beta^{2} x^{\alpha-1} e^{-x\beta} -$$

$$- \frac{\Gamma(\alpha+1)}{\Gamma(\alpha-1)} C_1 \beta^{3} x^{\alpha-2} e^{-x/\beta} - \ldots - \frac{\Gamma(\alpha+1)}{\Gamma(3)} C_1 \beta^{\alpha-1} x^{2} e^{-x/\beta} -$$

$$- \frac{\Gamma(\alpha+1)}{\Gamma(2)} C_1 \beta^{\alpha} x^{\alpha} e^{-x/\beta} - \Gamma(\alpha+1) C_1 \beta^{\alpha+1} e^{-x/\beta} + \Gamma(\alpha+1) C_1 \beta^{\alpha+1}$$

A função $\Gamma(\alpha+1)$ representa a *função Gama de EULER* definida por

$$\Gamma(\alpha) = \int_0^{\infty} x^{\alpha-1} e^{-x} dx$$

e que pode ser calculada tendo em conta a relação de recorrência da função gama:

$$\Gamma(\alpha+n) = (\alpha+n-1)(\alpha+n-2) \ldots (\alpha+1)\, \alpha\, \Gamma(\alpha)$$

representando n um inteiro e α um número real compreendido entre 1 e 2. Podemos efectuar um estudo sumário desta função:

(i) Domínio: $]-\infty,+\infty[$; no entanto só nos interessa estudar a restrição à função definida no domínio $[0,+\infty[$;

(ii) A função só se anula na origem;

(iii) A função é contínua em todo o seu domínio;

(iv) Máximos, mínimos e intervalos de monotonia: a função tem um mínimo no ponto $x = 0$, para o qual $y = 0$.

(v) Pontos de inflexão, intervalos de concavidade e de convexidade:

	$-\infty$	$\alpha\beta$	$+\infty$
$f''(x)$	+	0 -	
$f(x)$	concâva	convexa	

Existe um ponto de inflexão para $x = \alpha\beta$.
(vi) Assímptotas.

$$\lim_{x\to\infty} [f(x)] = \Gamma(\alpha+1)\, C_1\, \beta^{\alpha+1}$$

Assim, existe uma assímptota paralela ao eixo das abcissas.
(vii) Não há simetria.

Por conseguinte a função integral também satisfaz às condições estabelecidas à priori.

Deve notar-se que a cinética fica perfeitamente caracterizada pelos parâmetros α e β. O parâmetro C_1 não modifica a forma das curvas, representando apenas um factor de ampliação ou redução de escala. Mas C_1 tem uma importância fundamental: condiciona a assimptota à curva da extracção acumulada e portanto reflete o rendimento limite. Donde a introdução dum sub-modelo do rendimento determinará o valor deste parâmetro.

6.8 Interpretação da cinética de alguns ensaios

Uma parte substancial dos ensaios foram realizados em colunas com 40 cm de diâmetro e 60 cm de altura e com uma capacidade de cerca de 150 kg de minério. As variáveis testadas incluiram, além da tipologia do minério, as condições operatórias, tais como o pH da rega, o débito específico de aplicação e as condições de ataque (deposição directa de ácido, passagem simples ou recirculação). Foram ainda efectuados, no L.F.E.N., outros ensaios em colunas de maior altura (cerca de 2 m), mas sobre os quais não tivemos qualquer tipo de controlo, e de que dispomos apenas dos resultados globais. O nosso objectivo neste parágrafo é verificar se o modelo cinético que desenvolvemos se ajusta ou não aos dados concretos. Para tal estabelecemos um algoritmo de cálculo que descrevemos sumariamente:

(i) Os dados primários descrevem as condições experimentais: massa de minério seco, o seu teor e o andamento temporal da lixiviaçaão: dia de obtenção de licores, volume de licor obtido e sua concentração;

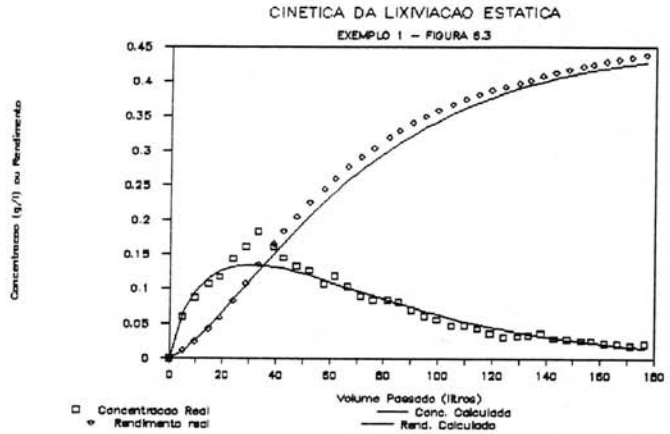
(ii) A partir dos dados primários são calculados a massa de metal lixiviada em cada dia, o metal dissolvido acumulado e a evolução temporal do rendimento;

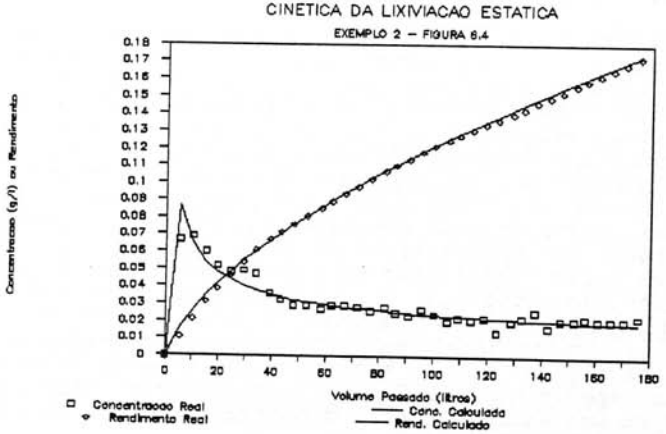
(iii) A variável tempo pode ser substituida, com vantagem, pela variável volume de solução passado. Com efeito as duas variáveis são facilmente relacionáveis: $V = q \cdot t$ representando q o débito específico de aplicação. A vantagem deriva do facto de que, devido à impossibilidade de estabelecer um regime contínuo de rega, o débito de aplicação não foi uniforme. A partir dos dados volume passado e concentração são estimados os parâmetros C_i, α e β da lei cinética que estabelecemos. A estimação é feita pelo método dos mínimos quadrados, a partir da linearização da superfície expressa pela lei cinética num espaço tridimensional;

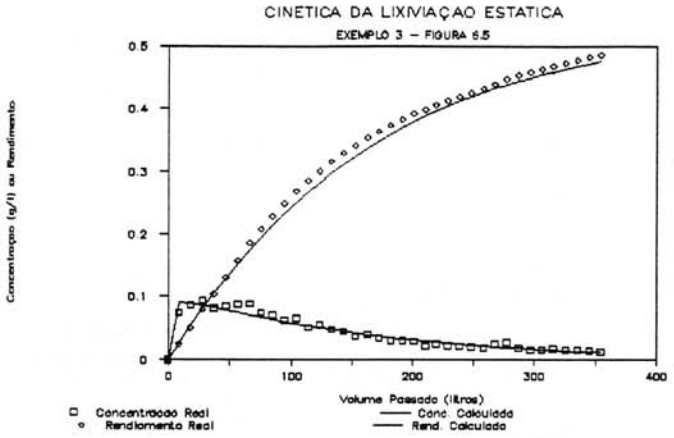
(iv) A qualidade do ajuste é verificada pelo cálculo dum coeficiente de correlação múltipla;

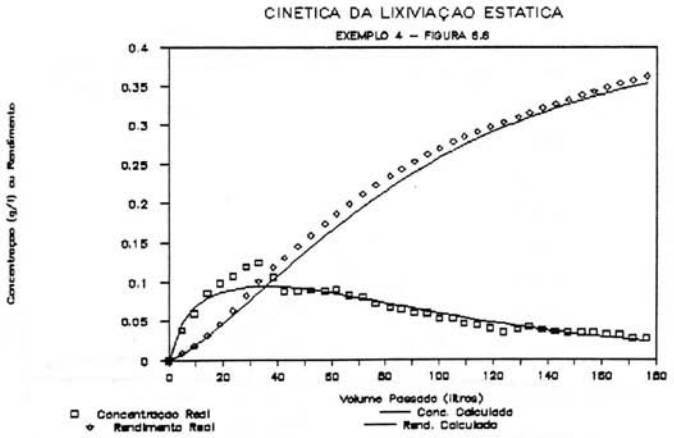
(v) Aplicando o modelo calcula-se a concentração teórica em função do volume passado, assim como a quantidade de metal extraída acumulada, que representa o rendimento da extracção. O rendimento limite é calculado tendo em conta a expressão matemática da assímptota. Este valor deve ser coerente com o andamento da curva de extracção acumulada.

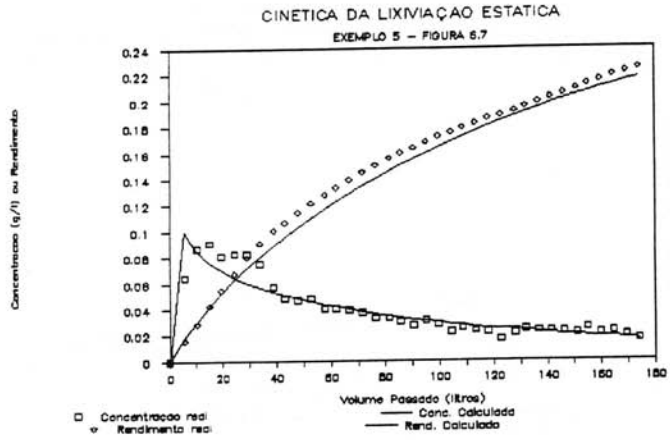
O algoritmo foi aplicado aos dados provenientes de seis ensaios feitos nas condições laboratoriais descritas, em diferentes condições experimentais. Por serem mais sugestivos os resultados são apresentados em forma gráfica (figuras 6.3 a 6.7). De notar a qualidade do ajustamento: para 37 pontos, em qualquer das situações, o coeficiente de correlação varia entre um mínimo de 0,94 (exemplo 2) e um máximo de 0,9814 (exemplo 1) encontrando-se em todos os outros exemplos à volta de 0,96. As figuras 8 a 12 mostram o ajustamento do modelo a um débito específico de aplicação não uniforme. Mais uma vez se verifica uma extraordinária concordância entre os valores verificados e os simulados.

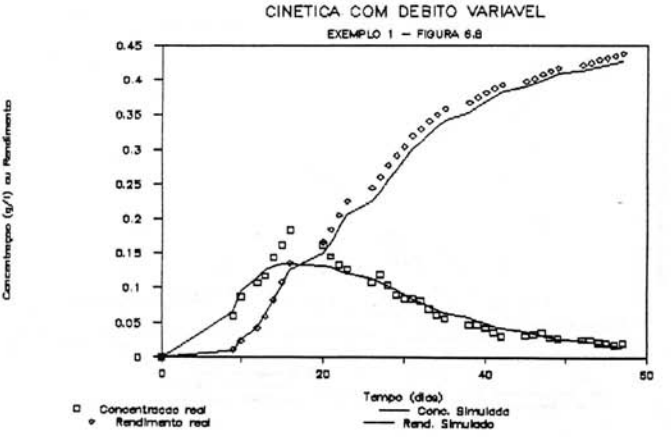

CINETICA DA LIXIVIACAO ESTATICA
EXEMPLO 1 – FIGURA 6.3
Concentracao (g/l) ou Rendimento
0.45
0.4
0.35
0.3
0.25
0.2
0.15
0.1
0.05
0
0
20
40
60
80
100
120
140
160
180
Volume Passado (litros)
Concentracao Real
Rendimento real
Conc. Calculada
Rend. Calculado

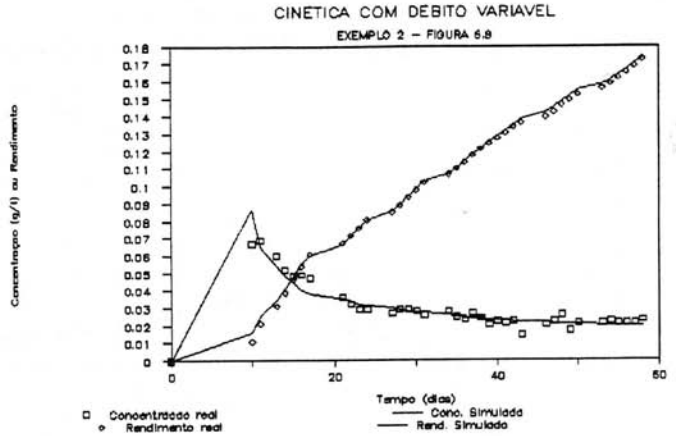

CINETICA DA LIXIVIACAO ESTATICA
EXEMPLO 2 – FIGURA 6.4
Concentracao (g/l) ou Rendimento
0.18
0.17
0.16
0.15
0.14
0.13
0.12
0.11
0.1
0.09
0.08
0.07
0.06
0.05
0.04
0.03
0.02
0.01
0
0
20
40
60
80
100
120
140
160
180
Volume Passado (litros)
Concentracao Real
Rendimento Real
Conc. Calculada
Rend. Calculado

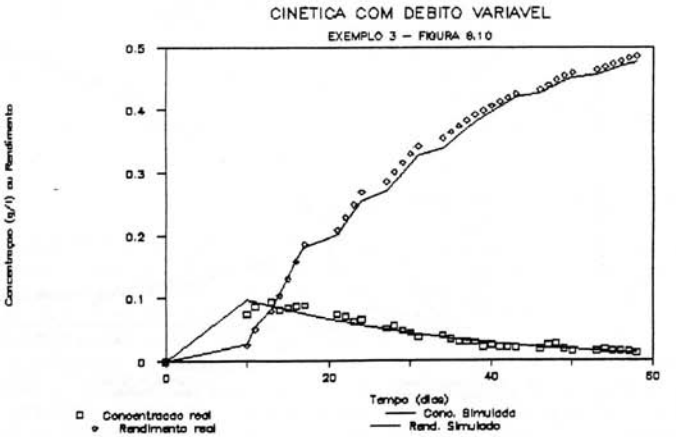

CINETICA DA LIXIVIAÇAO ESTATICA
EXEMPLO 3 – FIGURA 6.5
Concentraçao (g/l) ou Rendimento
0.5
0.4
0.3
0.2
0.1
0
0
100
200
300
400
Volume Passado (litros)
Concentraçao Real
Rendimento Real
Conc. Calculada
Rend. Calculado

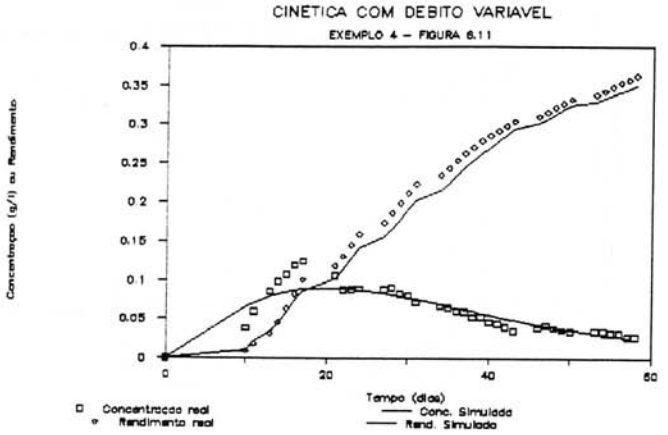

CINETICA DA LIXIVIAÇAO ESTATICA
EXEMPLO 4 – FIGURA 6.6
Concentraçao (g/l) ou Rendimento
0.4
0.35
0.3
0.25
0.2
0.15
0.1
0.05
0
0
20
40
60
80
100
120
140
160
180
Volume Passado (litros)
Concentraçao Real
Rendimento Real
Conc. Calculada
Rend. Calculado

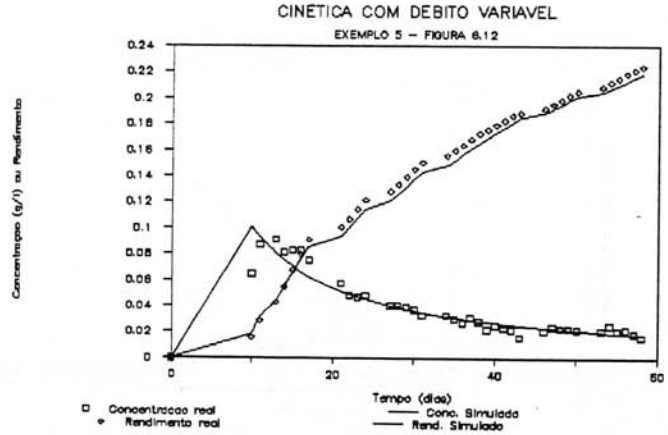

CINETICA DA LIXIVIAÇAO ESTATICA
EXEMPLO 5 – FIGURA 6.7
Concentracao (g/l) ou Rendimento
0.24
0.22
0.2
0.18
0.16
0.14
0.12
0.1
0.08
0.06
0.04
0.02
0
0
20
40
60
80
100
120
140
160
180
Volume Passado (litros)
Conc. Calculada
Rend. Calculado
Concentracao real
Rendimento real


CINETICA COM DEBITO VARIAVEL
EXEMPLO 1 – FIGURA 6.8
Concentracao (g/l) ou Rendimento
0.45
0.4
0.35
0.3
0.25
0.2
0.15
0.1
0.05
0
0
20
40
60
Tempo (dias)
Conc. Simulada
Rend. Simulado
Concentracao real
Rendimento real


CINETICA COM DEBITO VARIAVEL
EXEMPLO 2 – FIGURA 6.9
Concentração (g/l) ou Rendimento
0.18
0.17
0.16
0.15
0.14
0.13
0.12
0.11
0.1
0.09
0.08
0.07
0.06
0.05
0.04
0.03
0.02
0.01
0
0
20
40
60
Tempo (dias)
Conc. Simulada
Rend. Simulado
Concentração real
Rendimento real


CINETICA COM DEBITO VARIAVEL
EXEMPLO 3 – FIGURA 6.10
Concentração (g/l) ou Rendimento
0.5
0.4
0.3
0.2
0.1
0
0
20
40
60
Tempo (dias)
Conc. Simulada
Rend. Simulado
Concentração real
Rendimento real


CINETICA COM DEBITO VARIAVEL
EXEMPLO 4 – FIGURA 6.11
Concentraçao (g/l) ou Rendimento
0.4
0.35
0.3
0.25
0.2
0.15
0.1
0.05
0
0
20
40
60
Tempo (dias)
Concentracao real
Rendimento real
Conc. Simulada
Rend. Simulado


CINETICA COM DEBITO VARIAVEL
EXEMPLO 5 – FIGURA 6.12
Concentraçao (g/l) ou Rendimento
0.24
0.22
0.2
0.18
0.16
0.14
0.12
0.1
0.08
0.06
0.04
0.02
0
0
20
40
60
Tempo (dias)
Concentracao real
Rendimento real
Conc. Simulada
Rend. Simulado

6.9 Um modelo dinâmico da lixiviação estática

Deve-se agora introduzir uma ligação entre os sub-modelos parciais atrás construidos. Esse sub-modelo refere-se naturalmente à relação entre a recuperação limite e o teor médio da alimentação. Uma tal função permitirá, com efeito, calcular o rendimento limite a partir do teor médio extraível, utilizando assim os conceitos de exposição, teor extraível e teor médio extraível que atrás introduzimos; por outro lado, ao estimar o rendimento limite da extracção permite o cálculo do parâmetro C_1 da equação da cinética, determinando esta completamente. Um tal modelo será *dinâmico* porque nos dará a evolução temporal do estado da eira e será *geral* porque nos permitirá prever o que acontece se a altura da eira for superior ou inferior. Infelizmente não foram feitos testes que nos permitam estabelecer uma tal função: o nosso modelo foi construido à fortiori. Temos, no entanto, uma função que satisfaz aos requisitos exigidos: o modelo estabelecido no capítulo 4 que permite o cálculo do resíduo em função do teor médio da alimentação, no caso da lixiviação dinâmica. Nestas circunstâncias temos apenas que admitir que para uma eira de altura x e de teor médio extraível $\tau(x)$, inferior ao teor médio da eira, o resíduo tende para um valor assimptótico máximo quantificado pelo valor que teria se a lixiviação fosse executada em condições dinâmicas. Isto é, uma eira de teor corrigido $\tau(x)$ (teor extraível), inferior ao teor médio real do minério z (independente de x) apresentará um rendimento limite assimptótico de extracção igual ao que que apresentaria um minério de teor uniforme τ em lixiviação dinâmica. Se um tal princípio for admitido como válido estabelecemos uma ligação entre os sub-modelos e o nosso objectivo foi atingido.

6.10 Determinação dos parâmetros

A determinação dos parâmetros k e n da função exposição apenas pode ser efectuada a partir de dados experimentais. Com efeito, se disposermos de uma eira de altura suficiente, em que o teor é uniforme relativamente à profundidade, e se a submetermos a lixiviação estática, o teor do resíduo deixará de ser uniforme e passará a ser uma função do comprimento da percolação. A partir da análise da curva é possível, por métodos de ajustamento, determinar o valor dos parâmetros para os quais o desvio é mínimo. Infelizmente nunca disposemos da

oportunidade de efectuar uma tal análise. Compreensivelmente o valor dos parâmetros vai depender fundamentalmente da distribuição granulométrica do minério, apesar de se poderem considerar outros factores. Assim, para cada minério, e para cada distribuição de calibre teremos um valor típico de k e de n que caracterizará essa situação.

Na ausência de experimentação conduzida explicitamente para este objectivo, tivemos de fazer uma determinação dos parâmetros por tentivas. Conhecíamos, das experiências realizadas, o rendimento da extracção para duas amostras de minério, fragmentadas de modo idêntico e de teor distinto. A amostra mais rica foi lixiviada numa coluna de 2 metros de altura, enquanto que a outra foi lixiviada numa coluna de 60 cm. Entrando com a função atrás mencionada que exprime o teor do resíduo em função do teor extraível, foram ensaiados diferentes valores para n e para k até os resultados calculados coincidirem aproximadamente com os verificados. Vamos adoptar estes valores para um minério submetido a uma fragmentação primária num britador de maxilas de efeito simples. Naturalmente que nada nos garante que os valores obtidos sejam os melhores: haverá uma infinidade de valores de k e de n para os quais a função exposição terá uma forma que implicará a coincidência dos resultados nos apenas dois pontos disponíveis. Trata-se portanto de uma solução entre inúmeras. Mas não deixa de ser uma solução. Seja, pois k=15 e n=2,5. A figura 6.13 ilustra o andamento da função exposição para diferentes valores de k e de n o que permite uma visualização da influência relativa dos parâmetros.
Os parâmetros α e β que caracterizam a cinética da dissolução podem ser determinados mais facilmente através da metodologia descrita no ponto 6.7.4. Determinamos deste modo os seus valores para diferentes testes, dos quais se pode concluir o seguinte:

(i) O valor dos parâmetros α e β, supondo a distribuição granulométrica do minério constante, é fundamentalmente dependente do débito específico de aplicação, que determina totalmente a cinética;

(ii) O valor do parâmetro C_1 é independente da cinética; isto é, a velocidade da reacção não condiciona o rendimento máximo assimptótico. Este é sim condicionado pelo tipo de minério, pela curva granulométrica e pela

altura da eira.

Como o débito específico de aplicação que se pretende utilizar é de 10 l/h/m², os valores de alfa e de beta são respectivamente de 1,85 e 9,30, valores estes obtidos pela metodologia já referida.

Finalmente, o rendimento assimptótico máximo é calculado a partir do teor do resíduo estimado pelo modelo construido para a lixiviação dinâmica, mas substituindo o teor da alimentação pelo "teor extraível".

6.11 O algoritmo

Com base nos princípios expostos construimos um modelo numérico de cálculo, cujo algoritmo passamos a expor:

1º) Os dados de partida são a altura da eira e o teor médio do minério (z);

2º) Calcula-se a cota a que corresponde o teor médio extraível da eira, através da relação:

$$y = \left[\frac{(k+x)^{-n+1} + k^{-n+1}}{2} \right]^{1/(-n+1)} - k$$

3º) Entrando com o valor calculado na função Exposição, passamos a dispor do teor médio extraível:

$$\bar{\tau} = E(y) = \left[\frac{k}{k+y} \right]^{n} . z$$

4º) O quociente entre o teor médio extraível e o teor médio da eira dá-nos a fracção de minério extraível (R_e);

5º) A partir do teor médio extraível pode calcular-se o teor médio do resíduo da fracção extraível, através da relação (ver 5.6.4).

$$w = 0{,}00190 \ln \bar{\tau} + 0{,}02181$$

e a recuperação média R_2 desta fracção

$$R_2 = \frac{\bar{\tau} - w}{\bar{\tau}}$$

6º) O rendimento limite (R) é calculado pelo produto dos dois rendimentos ($R_1.R_2$) que nos dá a fracção do minério total efectivamente dissolvida.

7º) O valor de C_1, necessário para prever a evolução temporal das concentrações é determinado a partir do rendimento limite assimptótico:

$$C_1 = \frac{R}{\Gamma(\alpha+1).\ \beta^{\alpha+1}}$$

8º) Pode então prever-se a evolução temporal das concentrações C(t) através da lei cinética

$$C(t) = C_1\ t^{\alpha}\ .e^{-t/\beta}$$

9º) Admitindo um débito específico de aplicação uniforme, isto é, temporalmente constante, pode calcular-se a evolução temporal do rendimento de extracção multiplicando, para qualquer valor de t, a soma acumulada das concentrações até esse instante, por uma constante K calculada de tal modo que o valor assimptótico da curva acumulada coincida com o rendimento limite de extracção.

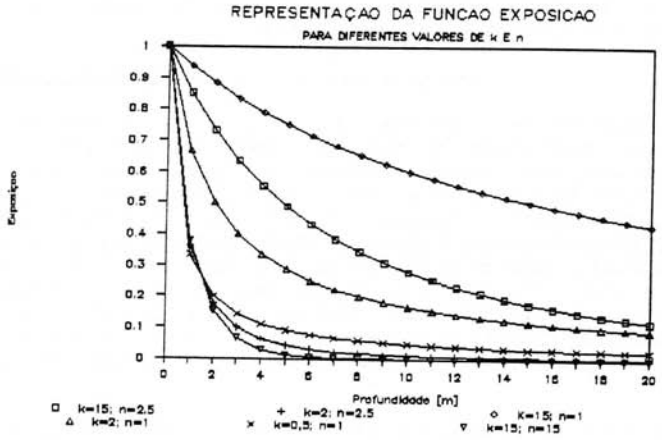
Como exemplo, apresentamos na figura 14 a evolução temporal da recuperação, considerando um minério com um teor médio de 0,04% U_3O_8 e alturas de eira variáveis entre 1 e 15 metros. Nota-se, como é evidente, o decréscimo da extracção com o aumento da altura da eira. No entanto a forma das curvas é sempre a mesma: as características do minério (teor médio e distribuição granulométrica, condicionante dos parâmetros

k e n) e de rega (débito específico de aplicação, que condiciona α e β) não foram alteradas.

6.12 Conclusões

Se aliarmos o algoritmo atrás traçado a uma ou mais funções que descrevam a economicidade do processo, e se estabelecermos uma função objectivo, poderemos fácilmente construir uma teoria global da lixiviação estática, que nos permita estabelecer alguns parâmetros fundamentais do projecto, nomeadamento o débito específico de aplicação e a altura da eira. Como o problema não se reveste de dificuldade especial e como, por outro lado, se desvia do nosso tema, não iremos mais longe. Haveria também, para validar uma tal teoria, que aprofundar a distribuição do resíduo em altura, o que nos permitiria um estudo mais detalhado da função exposição.

Como o nosso objectivo se prende com uma optimização a uma escala mais larga adoptámos, por razões que seria fastidioso estar aqui a enumerar mas que se encontram expressas em alguns dos artigos e/ou volumes citados na bibliografia, uma altura de 2 metros para cada eira, sendo estas em número de oito e tendo um regime de rega que estará descrito em detalhe no Capítulo 7. Neste capítulo pretendíamos tão somente construir um modelo que permitisse prever a recuperação possível numa operação de lixiviação estática em função do teor da alimentação. Não nos foi possível fazê-lo sem levantar muitas interrogações, analisar os trabalhos prévios e sem esboçar uma abordagem geral ultrapassando os limites (e o tempo) que nos tinhamos préviamente atribuido. Os resultados obtidos são gratificação suficiente e, acima de tudo, um encorajamento para que o tema venha a ser retomado até completa dissecação.


REPRESENTAÇAO DA FUNCAO EXPOSICAO
PARA DIFERENTES VALORES DE k E n
Exposição
Profundidade [m]
k=15; n=2.5
k=2; n=2.5
K=15; n=1
k=2; n=1
k=0,5; n=1
k=15; n=15

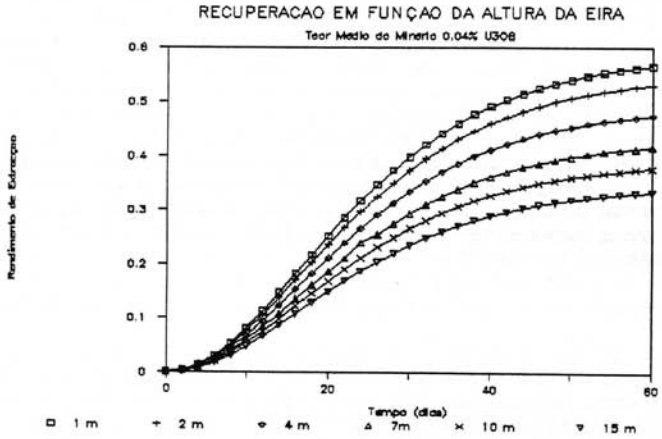

RECUPERACAO EM FUNÇAO DA ALTURA DA EIRA
Teor Medio do Minerio 0.04% U3O8
Rendimento de Extracção
Tempo (dias)
1 m
2 m
4 m
7m
10 m
15 m

Fig. 6.14

BIBLIOGRAFIA

Amarante M. Moreira R., Ensaios de Fragmentação e Lixiviação sobre Minério de Urânio de Nisa, Serviço de Fomento Mineiro, Porto, Julho de 1977.

Caputo, Homero P., Matemática para a Engenharia, Ao livro Técnico S.A., Rio de Janeiro, 1969.

Chilov, G., Analyse Mathématique - Fonctions d'une Variable, Edições Mir, Moscovo, 1973.

Costa, Luis, Contribuição para uma Teoria Optimal da Lixiviação Estática, E.N.U., 1984

Costa, Luis, Tratamento de Minérios Pobres, E.N.U., Abril de 1983.

Coulson J.M., Richardson J.F., Chemical Engineering, 2ª ediçao, Pergamon Press, Londres, 1968.

Darken L., Gurry R., Physical Chemistry of Metals, McGraw-Hill, Nova York, 1953.

East D., Haile J., Beck R., Aspects of Heap Leach Design, Editado por D. van Zyl, Society of Mining Engineers, Littleton, Colorado, 1987.

Economics of Uranium Processing Operations, Proceedings of a Workshop, Agência de Energia Atómica da O.C.D.E., Paris, 1984.

Félix, França, Ensaios de Lixiviação Estática Realizados no LFEN com Amostras do Desmonte Experimental do Jazigo de Nisa, Sacavém, 1975.

Forward F.A., Peters E., Leaching, in S.M.E. Mineral Processing Handbook, N.L. Weiss Editor, Society of Mining Engineers, Nova York, 1985.

Habashi Fathi, Principles of Extractive Metallurgy, Gordon and Breach Science Publishers, Nova York, 1969.

Jacobson R. H., A Computer Model study of Unsaturated Flow in a Leach Dump, Ph.D. Thesis, New Mexico Institute of Mining and Technology, Socorro, 1971.

James H.E., Simonsen H.A., The Significance of Ore Processing Technology, em The Assessment of the Uranium Supply Outlook, the Uranium Institute, Londres, Julho 1978.

Leva, Fluidization, McGraw-Hill, Nova York, 1959

Merrit Robert, The Extractive Metallurgy of Uranium, Colorado School of Mines Research Institute, Golden, Colorado, 1971.

Perry Robert, Chilton Cecil, Chemical Engineers'Handbook, 5ª Edição, McGraw-Hill Kogakusha.

Peterson E., Chemical Reaction Analysis, Prentice-Hall, Inc, New Jersey, 1965.

Processing of Low-Grade Uranium Ores, Proceedings of a Pannel, International Atomic Energy Agency, Vienna, 1967.

Progresos en el Tratamiento de Minerales de Uranio y Recuperacion de este Elemento a partir de Fuentes no Tradicionales - Experiencia Argentina en la Aplicacion Industrial del Metodo de Lixiviacion en Pilas en la Extraccion de Uranio, Comision Nacional de Energia Atomica, Republica Argentina, 1984.

Ramos, Alvaro G., Relatório da Visita de Estudo à Junta de Energia Nuclear de Espanha, D.G.S.P.E.M., Junta de Energia Nuclear, Lisboa, 1983.

Roach, G.I.D. & Proccer, Prediction Rates of Chemical Processes for Treatment of Low-Grade Materials. Theory and Tests for Mass Transfer Controlled Reactions, Transactions Institute of Mining and Metallurgy, Junho 19878, pp C129-C138.

Roman R., Benner B., Becker G., Diffusion Model for Heap Leaching and its Application to Scale-Up, Transactions of AIME, Society of Mining Engineers, Vol. 256, Setembro 1974, pgs. 247-262.

Significance of Mineralogy in the Development of Flowsheets for Processing Uranium Ores, International Atomic Energy Agency, Vienna, 1980.

Simonsen H.A., Boydell D.W., James H.E., The Impact of New Technology on the Economics of Uranium Production from Low-Grade Ores, Comunicação ao congresso anual do Uranium Institute, Londres, Setembro 1980.

Sohn H.Y., Wadsworth M.E., Rate Processes of Extractive Matallurgy, Plenum Press, Nova York e Londes, 1979.

Sunder P.S., In-situ Leaching Simulation Studies of Uranium Ores, Society of Mining Engineers of AIME, Preprint 78-AS-102, Salt Lake City, 1978.

Yannopoulos, Agarwal J.C., Extractive Metallurgy of Copper, Simpósio Internacional organizado pela Metallurgical Society of AIME, 1977.

Worstell J., Worstell S., Liner Design for Heap-leach Pads, Mining Magazine, Maio 1988

LISTA DOS SIMBOLOS USADOS NO CAPITULO 6

		Unidade S.I.
a	Consumo de reagente	
A	Area ou área superficial	m^2
B	Permeabilidade	m^2
c	Constante	
C	Concentração Molar	Mole l^{-1}
C_1	Parâmetro da lei cinética	
C_o^s	Concentração bruta	Mole l^{-1}
C_s	Concentração na interfase	Mole l^{-1}
C_i	Concentração na interfase	Mole l^{-1}

C_s	Solubilidade	Mole l^{-1}
d	Calibre médio das partículas	m
D	Difusividade	$m^2 s^{-1}$
e	Porosidade	
Ea	Energia de activação	J
f	Factor de atrito	
g	Aceleração da gravidade	m s^{-2}
G	Débito mássico específico	kg m^{-2} s^{-1}
k	Velocidade específica	
k',k''	Constantes	
k1,k2	Constantes	
K	Constante de Kozeny	
J	Massa difundida por unidade de tempo	Mole s^{-1} m^{-2}
l	Altura do leito	m
M	Massa de sólido	kg
Mo	Massa inicial de sólido	kg
δm	Perda de massa	kg
n	Expoente	
N	Número de Avogadro	
δP	Queda de pressão	Pa
Q	Massa difundida	Mole m-2
q	Débito específico de aplicaçao	$m^3 s^{-1} m^{-2}$

r	Raio da partícula	m
r_o	Raio inicial da partícula	m
r_i	Raio do núcleo por reagir	m
R	Constante dos Gases Perfeitos	J/mole K
R	Recuperação	
Re	Número de Reynolds modificado	
R_1, R_2	Recuperações	
S	Superfície específica	m^{-1}
T	Temperatura	°K
t	Tempo	s
V	Volume de solução	m^3
V_R	Volume molar do reagente	m^3/mole
V_P	Volume molar dum produto da reacção	m3/mole
w	Parâmetro	
x	Distância	m
y	Profundidade	m
z	Teor; teor médio; recuperação limite	
α	Factor esteqiométrico ou parâmetro	
ß	Velocidade de agitação ou parâmetro	$m\ s^{-1}$
$\tau(x)$	Teor extraível	
$\bar{\tau}$	Teor médio extraível	
ϵ	Porosidade	

θ	Espessura da camada limite	m
μ	Viscosidade Dinâmica	Pa s
ν	Viscosidade Dinâmica	Pa s
ν	Factor de frequência	
ρ	Massa específica	kg m^{-3}
σ	Razão entre a área da superfície duma partícula e a área duma esfera com o mesmo raio	
$\Omega(r)$	Distribuição granulométrica	
φ	Factor de forma	
δ	Derivada parcial	

Capitulo 7

Modelagem do Processo Hidrometalurgico

Uma teoria cientifica não passa de um modelo matemático que elaboramos para descrever as nossas observações: só existe nas nossas mentes. Portanto não tem significado perguntar-se: que é real, o tempo "real" ou o "imaginário"? Trata-se apenas de saber qual é a descrição mais útil.
STEPHEN HAWKING, A Brief History of Time

Conta-se que Clerk-Maxwell, quando menino, tinha a mania de pedir que lhe explicassem tudo e quando a explicação o não satisfazia, perguntava de novo: "E isso para que serve?" Certamente que, se tivesse posto a questão da verdade, apenas um pragmatista poderia responder a seu contento.
WILLIAM JAMES, O Pragmatismo

7.1 A natureza da lixiviação como condicionante do processo

A lixiviação estática por percolação descendente evita a necessidade duma fragmentação secundária, da moagem e da separação sólido-líquido, o que se traduz numa forte redução do investimento. Pode referir-se que a última destas operações representa 20 a 35% do investimento na instalação de tratamento de minérios e cerca de 10 a 20% do custo operatório, consoante o processo. Por outro lado a moagem traduz-se num investimento não desprezável e representa a maior fonte de consumo energético da linha de produção. Esta economia no investimento e no custo operatório tem, naturalmente, um preço: a menor recuperação do processo, que se traduz numa menor capacidade produtiva por unidade de produto tratado.

A opção entre lixiviação dinâmica e estática é assim um problema crucial em qualquer projecto hidromineralúrgico, qualquer que seja o metal a que as alternativas se apliquem. Não é só a viabilidade "tout-court" do empreendimento que fica condicionada pela opção de base: é também, numa conjuntura mais lata, um condicionamento, por vezes definitivo, dos teores, das recuperações, da tecnologia da mineração e do processo, das infraestruturas e do condicionamento dos resíduos.

A dissolução por percolação ao traduzir-se por uma redução no investimento e no custo operatório significa, por outro lado, teores de corte inferiores, maiores reservas de metal útil, menores relações estéril-minério, capacidade nominal de tratamento superior, mas significa também, simultaneamente, menores recuperações. A opção pela lixiviação dinâmica significa teores de corte mais elevados, menores reservas de metal útil, maiores relações estéril-minério, menor capacidade nominal de tratamento e recuperação superior.

Normalmente prefere-se numa conjuntura de mercado favorável optar pela lixiviação dinâmica pois que um preço de venda elevado favorece uma maior recuperação. Em conjunturas intermédias a solução poderá ser também intermédia: a coexistência simultânea dos dois processos aproveitando parcialmente os efluentes da lixiviação dinâmica como reagente da estática; finalmente, numa conjuntura relativamente adversa a lixiviação estática representa a única solução possível.

Naturalmente que este raciocínio é apenas válido se o problema tecnológico for indiferente, isto é, se existir "know-how" para qualquer das soluções.

Iremos, deste modo, considerar as três alternativas de dissolução referidas e três diagramas de processo provados e testados para cada alternativa. Cada operação unitária será, só por si, quantificada pelas mesmas condições operatórias em qualquer dos circuitos onde intervenha. A diferença entre estes será ditada pelo diferente número e pelo diferente arranjo de operações unitárias intervenientes em cada processo. Nestas circunstâncias, os parâmetros químicos e físicos e os critérios de projecto serão independentes do circuito e especificarão, definindo tecnologicamente, cada operação unitária.

7.2 Parâmetros químicos do processo; critérios de projecto

Os resultados obtidos durante toda a fase laboratorial de estudo do processo de tratamento do minério permitem seleccionar as condições operatórias tidas por mais convenientes. Estas podem classificar-se, se considerarmos a natureza da informação, em 2 classes qualitativamente distintas:

- dados físicos e químicos estabelecidos pela experimentação (exemplo a composição do solvente, a área unitária de espessamento, etc). Este tipo de parâmetros caracteriza-se por possuir um só grau de liberdade;

- dados que admitem graus de liberdade múltiplos e cujo valor seleccionado - ou critério de escolha- pode resultar duma optimização económica da operação (exemplo, número de andares), ou da experiência do projectista (consumo de água para descolmatação dum filtro de leito) ou de referências bibliográficas relativas a instalações congéneres (deterioração anual de resina por desgaste mecânico).

Não fazemos aqui uma classificação ordenada dos parâmetros pois ela é evidente para qualquer potencial leitor.

Mantemos aqui inalterável o primeiro tipo de informação, visto não ter sido realizada experimentação que conduzisse a

qualquer alteração dos valores estabelecidos. O mesmo não se passa com os critérios do segundo tipo, onde a prudência do principiante aconselhou sempre, em estudos anteriores, a adopção de valores sistematicamente conservadores. A experiência entretanto adquirida permite já a adopção doutra quantitificação dos critérios em bases mais arrojadas, apesar de realistas e alcancáveis.

Deve acentuar-se, tal como já foi referido, que os valores foram adoptados para cada operação unitária, isto é, os três circuitos que vamos considerar resultam de diferentes combinações de operações unitárias tendo estas, no entanto, sempre a mesma expressão paramétrica quantitativa.

7.2.1 Preparação mecânica

Movimentação a partir do parque de minério	Pá carregadora-transportadora
Humidade Média	8 %
BRITAGEM PRIMARIA	Britador de maxilas de duplo efeito;
Alimentação	"*Apron Feeder*";
Calibre máximo alimentação ao britador primário	-100 cm
Regulação da descarga	-150 mm
Consumo de maxilas	0,008 kg aço/t
BRITAGEM SECUNDARIA	Britador de maxilas de efeito simples;
Alimentação	Alimentador vibratório;
Regulação da descarga	-75mm
Consumo de maxilas	0,08 kg aço/t
MOAGEM em moinho de barras em circuito aberto	
Percentagem de sólidos em peso	65%.
Carga de barras no interior do moinho	40% volume
Relação volume barras/volume minério	4:1
Tempo de residência	80 s
Work Index	12 kWh/t
Consumo de barras	0,510 kg aço/t
Consumo de forras	0,073 kg aço/t

Granulometria da descarga: 0,9% >10 mh e 64% < 100 mh Tyler

7.2.2 Lixiviação dinâmica

Co-corrente;	
Quantidade de ácido	40 kg/t
Oxidante, pirolusite com 86% MnO_2	2 kg/t
Temperatura ambiente	

Tempo de residência	16 horas
Relação L:S em peso	1:1
Agitação mecânica e pneumática;	
Momento torsor constante/unidade de volume	73 Nm/m3
Número de andares	8

7.2.3 Separação sólido-líquido

Em espessadores-decantadores em contra-corrente;	
Número de andares	5
Area unitária	0,42 m^2/t/24 horas
Percentagem de sólidos no underflow	55%
Relação de lavagem	2,0
Quantidade de floculante	100 g/t

7.2.4 Clarificação

Filtros de antracite de leito invertido	2
Agua de lavagem	0,05 m3/m3 licor
Velocidade de filtração	400 lpm/m^2

7.2.5 Extracção por solventes

Solvente: solução 0,1 M de amina terciária em querosene, com 4% em volume de isodecanol.

Número de andares	4
Capacidade de carga da amina	4,5 g U_3O_8/l
Concentração do refinado	1 mg U_3O_8/l
Concentração da orgânica esgotada	50 mg U_3O_8/l
Relação de fases no misturador A/O	0,9
Tempo residência no misturador	1,4 min
Area do decantador	168 cm^2/lpm (1)
Perdas de orgânica	0,120 l/m3 de aquosa

7.2.6 Reextracção

Reextractante: solução 1 M/l em NaCl e 0,05 M/l em H_2SO_4, em excesso de 100% sobre a quantidade estequiométrica necessária.

Número de andares	5
Temperatura ambiente	
Relação de caudais O/A	5

(1) lpm - litros por minuto

Tempo residência no misturador	4,7 min
Area do decantador	430 cm^2/lpm
Decantadores de segurança para evitar perdas de licor e de amina.	
Regenerante	Na_2CO_3 a 10%(p/v)
Consumo de regenerante	0,441 kg/m3 orgânica

7.2.7 Precipitação

Reagente	NH_3 gasoso
Temperatura	70 °C
Tempo residência	10 horas
Número de andares	3
pH	7,5
Consumo de amoníaco	0,25 kg/kg U_3O_8
Agitação mecânica.	

7.2.8 Decantação e filtração primária

% sólidos no underflow	25%
Velocidade ascencional	0,095 m/hora
Recirculação de águas mães para a prep. reextractante	50%
Equipamento de filtração	Filtro horizontal de Banda
Humidade do bolo	40%
Velocidade de filtração	40 kg DUA/m^2/hora
Agua de lavagem	2,5 l/kg DUA

7.2.9 Repolpagem e filtração secundária

Solução de sulfato de amónio a 2% (p/v) contendo 2 vezes a quantidade estequiométrica de amónio em relação ao sódio presente.

Consumo de solução de sulfato de amónio	5 l/kg DUA
Equipamento de filtração	Filtro horizontal de Banda

7.2.10 Secagem e embalagem

Equipamento	Atomizador
Temperatura	120 °C
Velocidade de secagem	19 kg/h/m^2
Humidade DUA	< 1%
Granulometria	< 6 mm

7.2.11 Lixiviação estática

Relação L/S em peso	2:1
Consumo de ácido sulfúrico	20 kg/ton
Velocidade de percolação	4 cm/h
Altura de cada eira	3 m
Número de módulos	8
OPERAÇÃO EM TRES FASES	
1ª FASE- ATAQUE	
Caudal específico	5 l/h/m²
Volume específico	100 l/h
Concentração do ácido	180 g/l
2ª FASE- PRODUÇÃO	
Caudal específico	15 l/h/m²
Volume específico	1 900 l/h
Concentração do ácido	2 g/l
3ª FASE- LAVAGEM	
Caudal específico	15 l/h/m²
Volume específico	1 900 l/h
Concentração do ácido	---

7.2.12 Permuta iónica

ADSORÇÃO

Em leito fluidizado e em contra-corrente, débito ascensional de licor.

Número de andares	5
Expansão do leito	100%
Velocidade ascensional	25,8 cm/min
Tempo de transferência	260 min
Volume de resina transferido	25%
Capacidade de carga das resinas	30 g U_3O_8/l
Concentração do esgoto	10 mg U_3O_8/l
ELUIÇÃO	
Leito fixo	
Eluente	H_2SO_4 a 10%
Tempo de eluição	1560 min
Recirculação de eluidos	50 %
Carga residual da resina	0,4 g U_3O_8/l
Volume de eluente	15 B.V.

7.2.13 Tratamento de efluentes

Consumo de cal 45% CaO	3,9 kg/m³

Concentração da solução de cal (peso/volume)	17%
Consumo de calcário 55% CaO	9,5 kg/m³
Concentração da polpa de calcário (peso/volume)	20%
Consumo de BaCl	20 g/m3 efluente
Concentração da solução de BaCl	0,05 g/l

7.3 Critérios de armazenagem

O valor deste tipo de parâmetros resulta da experiência, de condicionalismos de fornecimento (por exemplo, reagentes importados) ou de critérios extrínsecos de comercialização (por exemplo, o fornecimento de amoníaco).

Armazenagem de Minério Bruto	15 dias
Armazenagem de Produtos britados:	
Pilha radial correspondente à corda dum arco limitado por um ângulo de 60º:	
Produtos provenientes do britador primário	2 dias
Produtos provenientes do britador secundário	1 dia
Acido sulfúrico a 98%	3 dias
Querosene	36 dias
Solvente	276 dias
Amoníaco	Camião cisterna de 5000 kg
Depósito de água fresca	48 horas
Depósito de água recirculada	24 horas
Pirolusite	40 dias
Fuel-Oil	15 dias
Barras	1 ano

7.4 Curta descrição dos três circuitos

7.4.1 Circuito com base na lixiviação estática

O circuito está representado na figura 7.1.

Considerou-se apenas um estágio de fragmentação primária, num britador de maxilas, alimentado por um alimentador de placas (*Apron Feeder*), permitindo fazer uma alimentação directa a partir de pá-carregadora ou de dumper. É sobre o material britado que se deve proceder à amostragem para determinação do teor de alimentação. O material que pode ser retirado da correia transportadora por um amostrador longitudinal, desliza por uma conduta metálica até um moinho de martelos, onde se efectua a trituração secundária da amostra, que alimenta uma torva. O minério armazenado na torva

é transportado mediante um alimentador vibratório até um amostrador longitudinal, donde se retira a amostra para análise. O rejeitado é recirculado para as eiras.

Consideram-se oito eiras impermeabilizadas por uma camada de asfalto, com uma inclinação na direcção longitudinal de 5º, constituindo cada uma um módulo de tratamento. Cada eira é protegida por uma camada protectora de areia granulada a 10 mm, e com uma espessura de 450 mm. A asfaltagem é feita sobre um terreno previamente preparado por siltitos compactados até um grau de compactação relativa de 95%. A altura do minério é de 3 metros em cada eira, sendo a dissolução conduzida em três fases:

1ª Fase - ATAQUE
Fase inicial do tratamento com ataque a uma elevada concentração de ácido e com baixo débito específico de aplicação, de modo a permitir uma boa difusão do reagente no seio da pilha; o reagente poderá ser preparado com água fresca na qual se ajusta a acidez, após o que se efectuam recirculações sucessivas até se obter uma concentração estabilizada, sendo a duração prevista de 2 semanas.

2ª FASE - PRODUÇÃO
Durante esta fase intermédia da lixiviação, aumenta-se o caudal específico de aplicação o que implica um aumento da velocidade de percolação de modo a diminuir a espessura da película de embebição de cada partícula, facilitando deste modo a difusão do metal solubilizado na 1ª fase.
Numa instalação industrial em laboração poder-se-ia utilizar uma contra-corrente dos licores relativamente às eiras, de modo a manter a relação L:S tão baixa quanto possível, se a extracção se não fizer a uma velocidade conveniente.

3ª Fase - LAVAGEM
Fase final da dissolução, em que se utilizam soluções de água neutra de modo a remover a acidez e o metal residual; simultaneamente, prepara-se a eira para poder ser descarregada sem risco para os equipamentos utilizados. As soluções obtidas serão utilizadas na rega durante a fase de produção.

RESUMO DAS CONDIÇÕES OPERATORIAS

	Caudal Específico ($l/h/m^2$)	Vol. Espec. de Solução (l/t)	Concentração em ácido (g H_2SO_4/l)	Duração (semanas)
Ataque	5	100	180	2
Produção	15	1 900	2	4
Lavagem	15	1 900	0	2
Carregamento	--	---	--	1
Descarga	--	---	--	1

A operação unitária seguinte é a clarificação cujo objectivo é a redução do teor em sólidos suspensos para valores inferiores a 150 ppm, evitando assim a formação de emulsões estáveis durante a extracção por solventes subsequente. Considerou-se como equipamento filtros de antracite de leito invertido, com tanques de armazenagem antes e depois dos filtros, de modo a permitir um funcionamento em contínuo da instalação, durante a lavagem do leito. Como é sabido, nesta opção tecnológica, a alimentação é simultaneamente superior e inferior, sendo a descarga do licor clarificado feita pelo centro. É necessária uma lavagem periódica dos filtros de modo a descolmatar o respectivo leito, retirando-lhe os sólidos estranhos acumulados, de menor calibre, o que é feito por lavagem por percolação ascendente com expansão do leito.

A extracção por solventes envolve a mistura de dois líquidos imiscíveis: a fase aquosa contendo o metal a recuperar e a fase orgânica contendo, neste caso, um permutador aniónico líquido. Após um contacto íntimo entre as duas fases o metal é transferido da fase aquosa para a orgânica pela formação dum complexo solúvel na fase orgânica e insolúvel na fase aquosa. A separação por decantação das duas fases origina uma fase orgânica concentrada e uma fase aquosa esgotada.

O equipamento considerado consiste em quatro misturadores-decantadores de betão revestido a fibra de vidro, funcionando em contra-corrente, num decantador de segurança do refinado e em tanques de armazenamento.

Cada misturador recebe a fase aquosa do decantador anterior (no primeiro o licor proveniente do tanque de armazenagem do licor filtrado) e a fase orgânica do decantador posterior (no último andar a solução orgânica dos tanques de armazenagem do extractante). Após mistura, as duas fases passam para o decantador onde, dada a sua imiscibilidade, se separam por um processo de coalescência. Como referimos, a fase orgânica é constituida por uma solução 0,1 Molar em uma amina terciária dissolvida em querosene com 4% em volume de isodecanol (modificador para aumentar a solubilidade do extractante e evitar a formação de uma terceira fase). Nos misturadores é necessário trabalhar com uma relação de fases orgânica/aquosa ligeiramente superior a 1 de modo a que a orgânica seja a fase contínua. Para atingir este objectivo recircula-se a orgânica dentro de cada andar. A relação de caudais da operação é muito diferente, sendo o débito de aquosa largamente superior ao da orgânica.

As perdas por arrastamento no refinado resultam da presença de orgânica finamente dispersa no seio da aquosa, muitas vezes como causa duma intensidade de agitação excessiva, outras por insuficiente capacidade nos decantadores originando uma separação de fases incompleta. Por esta razão é necessário dispor de um decantador final de elevada capacidade para o refinado de modo a permitir reduzir as perdas por arrastamento.

Quando diminui a capacidade de extracção da amina, ou seja a sua capacidade de carga, é necessário regenerá-la usando-se para esses fim uma solução de carbonato de sódio a 10% (peso/volume).

Na reextracção a fase orgânica contacta uma fase aquosa capaz de inverter a operação anterior, originando uma solução aquosa concentrada e purificada e uma fase orgânica estéril que é recirculada para a extracção. O equipamento considerado consta de 5 misturadores-decantadores de betão revestido a fibra de vidro, sendo os fluxos em contra-corrente; é igualmente necessário um decantador de segurança da orgânica

carregada e tanques de preparação do reextractante e de armazenagem. A alimentação da fase orgânica à operação faz-se através do decantador de segurança da orgânica esgotada, com a finalidade de decantar a aquosa dispersa na fase orgânica, evitando deste modo a formação de emulsões. A alimentação do reextractante é feita por bombagem a partir dos reservatórios de armazenagem.

A precipitação da solução uranífera faz-se por neutralização com amoníaco gasoso, o que permite obter um precipitado isento da maior parte das impurezas catiónicas. O equipamento consiste em três cubas isoladas termicamente, com agitação. O licor fértil é bombado directamente dum reservatório de armazenagem instalado na secção de reextracção, para as cubas de precipitação onde prossegue em co-corrente. O amoníaco é adicionado de modo a obter-se um pH de 7,5. A precipitação é feita a 70°C e o aquecimento pode ser feito directamente por injecção de vapor. O precipitado terá, nesta altura, cerca de 85% em U3O8.

A polpa uranífera proveniente da precipitação alimenta em seguida um espessador onde se separam as águas-mães da precipitação, do precipitado sólido de diuranato de amónio. Assim, o "underflow" do espessador, contendo o precipitado com uma percentagem de sólidos de 20%, vai para um depósito de armazenagem da polpa espessada enquanto que as águas-mães, são parcialmente recicladas para a preparação do reextractante e parcialmente consideradas como efluente perdido, seguindo para uma bacia de evaporação. Estes efluentes não são misturados com os das outras proveniências, de modo a evitar acumulações ("build-ups") de cloretos na instalação e consequentes problemas de corrosão. O bolo é, em seguida, filtrado num filtro horizontal de banda, com uma lavagem com água à razão de 2,5 l por kg de concentrado. A humidade final do bolo de diuranato é cerca de 40%.

Para reduzir o teor em sódio do concentrado deve fazer-se uma repolpagem com sulfato de amónio a 8% numa cuba com agitação mecânica. A polpa é refiltrada num filtro horizontal de banda idêntico ao já mencionado.

Após a filtração secundária o concentrado é transportado por uma correia transportadora alimentando um secador, tipo atomizador, a uma temperatura de 120 °C. A humidade do

concentrado tem de estar conforme as normas comerciais, que estipulam um máximo de 2%.

Além dos sistemas de captação de poeiras torna-se necessário um sistema de embalagem em bidões normalizados com capacidade de 350 kg.

7.4.2 Circuito misto

O circuito representado na figura 7.2, considera uma lixiviação dinâmica para os teores mais elevados e uma lixiviação estática para o minério marginal.

O minério rico seria fragmentado por britagem em dois estágios, ambos em britadores de maxilas. A britagem primária tem por objectivo essencial a cominuição de grandes blocos enquanto que a secundária dará ao minério uma distribuição granulométrica mais homogénea, preparando-a para a moagem. Um alimentador de placas permitirá fazer a alimentação directa, por pá-carregadora ou dumper, alimentando o britador primário de maxilas de duplo efeito, no qual a saída está regulada para 200 mm.

O britador secundário utiliza um alimentador vibratório, onde se faz um "scalping" a 50 mm. A saída considerou-se regulada a 75 mm. Obtém-se, deste modo, minério com uma granulometria aproximadamente 100% inferior a 50 mm para alimentação ao moinho. Na armazenagem primária e secundária de minério optou-se por pilhas radiais em forma de feijão, sendo a retoma pelo fundo, utilizando uma correia transportadora.

Como o grau de cominuição exigido pela lixiviação não é elevado, a moagem é feita num único estágio, em moinho de barras, por via húmida e em circuito aberto. Considerou-se um tambor alimentador (*sprout feeder*). O moinho opera a 65% de sólidos em peso, sendo o volume ocupado pela carga de 40% e a relação barras:minério de 4:1. A polpa é descarregada por transbordo a nível alto e a granulometria é 100% inferior a 10 mesh Tyler.

Considerou-se que a lixiviação dinamica seria efectuada em oito tanques de madeira, sendo a agitação simultaneamente mecânica e pneumática. O fluxo da polpa é em co-corrente e os tanques são desnivelados para permitir o seu transporte

gravítico. Como apenas o urânio haxavalente é solúvel é feita a adição dum oxidante (pirolusite) que permite a oxidação directa do Fe(II) a Fe(III) e, indirectamente, de U(IV) a U(VI). A adição é feita no interior do moinho de modo a homogeneizar a sua distribuição no seio do minério.

Após esta operação a polpa é bombada para os tanques de lixiviação, numa cota mais elevada, sendo adicionado no primeiro tanque o ácido sulfúrico e a água nas quantidades referidas nas condições operatórias. A passagem da polpa de um tanque para outro, por gravidade, é feita através de calhas, devendo existir um sistema de "by-pass" para que, no caso de avaria ou manutenção, se possa isolar cada tanque sem interromper o processo.

Adoptou-se um circuito de separação sólido-líquido por decantação em contra-corrente, em 5 espessadores-decantadores. A alimentação a cada espessador, constituida pelo *underflow* do andar anterior e pelo *overflow* do andar seguinte, é previamente homogeneizada, por mistura com agitação, em repolpadores. Na tubagem de condução da polpa do repolpador para o respectivo espessador é adicionado o floculante. Considerou-se uma percentagem de sólidos de 55% no *underflow* dos espessadores. Do circuito resulta o resíduo lavado que segue para a barragem de estéreis e um overflow que segue para tanques de armazenagem onde é misturado com as soluções de eluição provenientes da permuta iónica.

O minério marginal seria submetido a uma britagem primária no britador de maxilas (onde existe sobre-capacidade), após o que seria lixiviado em eiras em condições rigorosamente iguais às descritas no caso do circuito anterior.

Os licores serão, no entanto, pré-concentrados por permuta iónica. A operação pode ser caracterizada pela utilização de resinas aniónicas fortemente básicas, num circuito em contra-corrente, em leito fluidizado, com circulação ascendente do licor e transporte pneumático da resina. Este sistema é vulgarmente designado na indústria por sistema PORTER e temos experiência da sua implantação industrial. A eluição faz-se numa coluna de leito fixo com circulação descendente. Como já referimos os eluidos serão misturados com a solução fértil proveniente da separação

sólido-líquido passando a constituir uma única solução que segue para a purificação e enriquecimento.

Estas fases do processo utilizarão as operações unitárias que já descrevemos a propósito do circuito anterior (clarificação, extracção por solventes, reextracção, precipitação, secagem e embalagem) pelo que dispensamos a sua descrição sumária.

O tratamento de resíduos envolve o transporte da polpa da separação sólido-líquido para a barragem de estéreis. Os efluentes líquidos serão tratados por neutralização com cal e calcário, alimentando em seguida uma bacia de decantação onde se depõem os precipitados formados. Parte da água neutra é recirculada. Os efluentes rejeitados serão previamente submetidos a uma operação de descontaminação precipitando-se o rádio pela adição de cloreto de bário. Um espessador ou uma bacia de decantação podem ser utilizados para tal efeito.

7.4.3 Circuito baseado na lixiviação dinâmica

O circuito está representado na figura 7.3. Neste caso as operações unitárias envolvidas são a britagem primária, britagem secundária, moagem, lixiviação, separação sólido-líquido, clarificação, extracção por solventes, reextracção, precipitação, decantação e filtração primária, repolpagem e filtração secundária, secagem, embalagem e tratamento de efluentes. Cada operação unitária é caracterizada do modo já descrito.

7.5 Balanço de massas

7.5.1 Princípios gerais

Um balanço de massas, quer seja aplicado a um caudal, a um teor, a granulometrias, a concentrações de um componente duma fase, traduz sempre o princípio da conservação da matéria. Os balanços aplicam-se a cada unidade do processo, a cada operação unitária, a cada secção da instalação e à unidade produtiva geral. O esquema formal de análise começa por exigir a decomposição do circuito produtivo em nós e ramos. Estes representam fluxos e os nós representam elementos de equipamento do processo ou pontos de junção de fluxos.

Consideremos um **sistema simples** (uma unidade ou uma operação unitária). Este pode estar em **regime permanente ou estacionário** ou em **regime não-estacionário, transiente ou dinâmico.** O primeiro caso pode exprimir-se simbolicamente pela verificação, para o sistema, da seguinte igualdade

$$\Sigma \text{ entradas} = \Sigma \text{ saídas}$$

No segunda hipótese, o princípio da conservação da massa impõe que se tenha em conta a evolução da quantidade dos constituintes no interior do sistema

$$\Sigma \text{ entradas} = \Sigma \text{ saídas} \pm \text{variação do retido}$$

Consideremos um sistema simples em regime permanente.

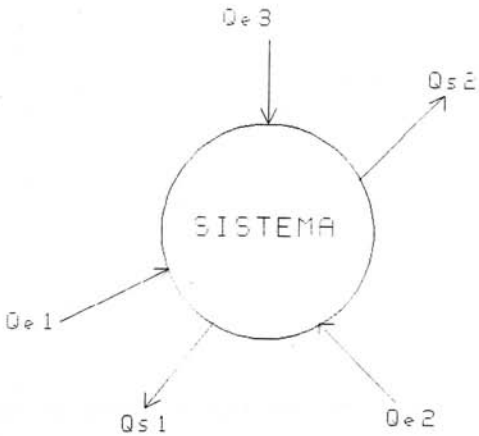


Figura 7.4 Balanço mássico dum sistema simples

Para cada nó serão válidas duas equações de balanço:

(1) $\Sigma Q_{ei} = \Sigma Q_{si}$ (balanço de massa global)

(2) $\Sigma Q_{ei} \cdot z = \Sigma Q_{si} \cdot z_{si}$ (balanço da espécie útil)

representando Q caudais mássicos ou volúmicos, z

concentrações, o índice e entradas e o índice s saídas. Por cada constituinte haverá mais uma equação, donde o número de equações ser igual ao número de constituintes mais 1. Deve notar-se que as equações acima representadas podem adquirir uma natureza escalar - tal como estão representadas, ou um carácter vectorial quando intervem a distribuição duma propriedade numa população - e isto é o caso geral da mineralurgia física ou físico-química. Em hidromineralurgia, tal como nos processos químicos, lidamos com grandezas escalares, donde se justifica a não utilização duma notação matricial.

No que respeita ao sentido relativo dos fluxos podemos considerar três situações: co-corrente, corrente cruzada e contra-corrente.

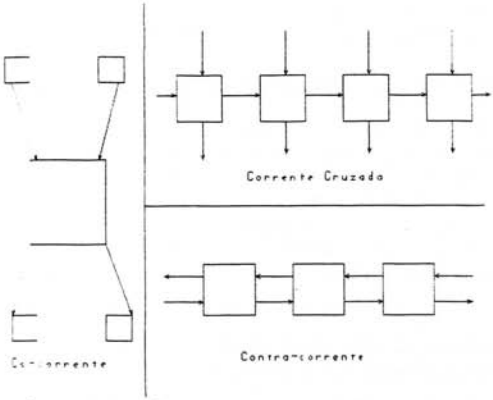


Fig. 7.5 Diferentes sentidos de fluxo.

Por outro lado, nas operações de separação utilizadas em hidromineralurgia, as concentrações dos fluxos que abandonam um equipamento onde se efectuou a operação, com carácter contínuo, semi-contínuo ou descontínuo, atingem valores limitados pelas condições do equilibrio físico-químico envolvido, podendo alcançar-se o equilíbrio, ou uma determinada fracção do mesmo. Quando a operação é irreversível, as concentrações obtidas apenas dependem das condições operatórias do equipamento, e as concentrações do

regime estacionário podem utilizar-se para definir um pseudo-equilíbrio. Portanto, no estudo duma operação de separação, estabelecidas as equações que traduzem o balanço de massa, e conhecida a função de equilíbrio ou de pseudo-equilíbrio, para calcular os fluxos intermédios e as suas concentrações tem de resolver-se um sistema de equações formados pelos balanços de massa total, parcial e pelas funções de equilíbrio. A resolução poderá ser de natureza gráfica ou analítica.

Nas operações semi-contínuas o regime é não estacionário, e a composição do(s) débito(s) de saída pode ser constante ou função do tempo, tal como o retido. Neste caso tem de integrar-se uma equação diferencial que exige o simultâneo conhecimento do diagrama de equilíbrio.

7.5.2 Um exemplo concreto: a decantação em contra-corrente

O balanço de massas para o metal útil dissolvido, numa decantação em contra-corrente, é um exemplo da situação em que se torna necessário resolver um sistema de n equações a n incógnitas, representando n o número de andares de lavagem. Consideremos um circuito constituido por n andares.

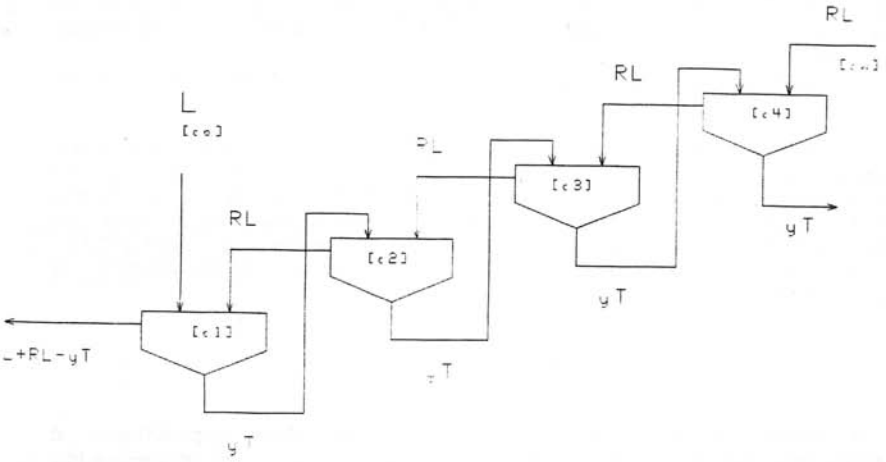


Fig. 7.6 Decantação em contra-corrente

Vamos admitir as seguintes hipóteses que são aproximações muito estreitas às condições reais:

1º) Não há lixiviação residual durante a separação sólido-líquido; com efeito, tem de garantir-se um dimensionamento dos reactores de lixiviação dinâmica tal que o tempo de residência corresponda ao exigido pela reacção de dissolução;

2º) A concentração em metal em cada espessador é homogénea e resulta da diluição da componente do "underflow" do andar anterior com o "overflow" do andar seguinte; pode com feito admitir-se, dado o elevado tempo de residência, a homogeneidade da mistura;

3º) A concentração de sólidos no "overflow" é nula; na realidade verificam-se concentrações entre 200 a 500 ppm, o que demonstra que a hipótese introduz um erro desprezável.

Vamos introduzir as seguintes definições:

Relação de Lavagem é a razão entre o débito deá gua de lavagem que entra no último espessador e o débito de líquido que faz parte da polpa' de alimentação, antes da operação unitária.

Diluição de uma polpa é a razão entre a massa de líquido e a massa de sólido contidos na polpa.

Seja T o débito mássico horário de sólido. Logo, qualquer que seja o espessador, o débito mássico de sólido é nulo em cada overflow e é T em cada underflow; Seja s a mesma percentagem de sólidos no underflow de cada espessador (a generalização para percentagens diferentes é imediata). Então, atendendo à definição introduzida, a diluição é calculada por

$$y = \frac{1 - s}{s}$$

e a massa de líquido no *underflow* de cada espessador é calculada por yT. Designemos o 1º, 2º, 3º,...,Nº espessador por 1, 2, 3,...,N e sejam c_1, c_2, c_3,...,c_n as respectivas

concentrações da fase líquida. Seja L o débito mássico da fase líquida da polpa da alimentação . Então o débito mássico de água de lavagem será calculado por RL, designando por R a relação de lavagem. Fazendo um balanço de massas total para o líquido facilmente se verifica que o débito de solução fértil que segue para o processo e que sai do 1º espessador é calculada por L+RL-y.

Torna-se agora necessário efectur o balanço do metal útil. Na fase sólida ele mantâm-se inalterável pois que admitimos que não há lixiviação residual. Para a fase líquida teremos de fazer um balanço andar a andar. Seja c_o a concentração do metal útil na fase líquida proveniente da lixiviação e seja c_w a sua concentração na água de lavagem. Teremos, então:

Espessador	Entrada	Saída
1	$Lc_o + RLc_2$	$(L+RL)c_1$
2	$yTc_1 + RLc_3$	$(RL+yT)c_2$
3	$yTc_2 + TLc_4$	$(RL+yT)c_3$
...	.....	.....
N	$yTc_{n-1} + RLc_w$	$(RL+yT)c_n$

Portanto, as concentrações $c_1, c_2, c_3, \ldots, c_n$ podem ser determinadas pela resolução do seguinte sistema de n equações lineares:

$$\begin{bmatrix} -L-RL & RL & 0 & 0 \ldots. & 0 & 0 \\ yT & -RL-yT & RL & 0 \ldots. & 0 & 0 \\ 0 & yT & -RL-yT & RL \ldots & 0 & 0 \\ 0 & 0 & yT & -RL-yT \ldots & 0 & 0 \\ \ldots & \ldots & \ldots & \ldots & \ldots & \ldots \\ 0 & 0 & 0 & 0 \ldots & -RL-yT & RL \\ 0 & 0 & 0 & 0 \ldots & yT & -RL-yT \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} c_1 \\ c_2 \\ c_3 \\ c_4 \\ \ldots \\ c_{n-1} \\ c_n \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} -Lc_o \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ \ldots \\ 0 \\ -RLc_w \end{bmatrix}$$

O rendimento da lavagem pode então ser calculado por

$$\eta = \frac{(L+RL)c_1}{Lc_o+RLc_w} = 1 - \frac{yTc_n}{Lc_o+RLc_w}$$

A determinação do número óptimo de andares de lavagem já seria um problema doutra natureza. Exigiria, nomeadamente, a introdução de funções económicas e de um critério. Nesta situação este estabelece-se com facilidade aplicando um raciocínio marginalista: a introdução de mais um andar de lavagem perde a sua razão de ser quando os custos globais resultantes da sua introdução (custo operatório e amortização) forem iguais ou superiores ao benefício marginal (ou diferencial) resultante do acréscimo do rendimento da operação.

7.5.3 As rotinas de balanço
7.5.3.1. Circuito estático

A figura 7.7 representa os fluxos principais envolvidos no processo. Na rotina de cálculo que desenvolvemos começa por fixar-se o valor dos parâmetros químicos e tecnológicos essenciais: a relação L:S na lixiviação, o consumo de ácido sulfúrico durante esta operação (kg/t), a quantidade de água para descolmatação dos filtros (m3/m3 de licor), a capacidade de carga do extractante orgânico (g/l), a concentração do refinado aquoso (mg/l), a concentracão de orgânica esgotada (mg/l), as perdas totais de extractante (l/m3 de alimentação aquosa), a relação de caudais O:A na reextracção, o consumo de amoníaco (kg/kg U_3O_8), a percentagem de sólidos no "underflow" do espessador do concentrado, a percentagem de recirculação das águas-mães para a preparação do

reextractante, o consumo de água de lavagem nos filtros do concentrado (l/kg DUA), a concentração e consumo de sulfato de amónio (p/p e l/kg DUA), o consumo de cal (kg/m3), a concentração da solução de cal (p/v), o consumo de calcário (kg/m3), a concentração da solução de calcário (p/v), o consumo de BaCl (g/m3 de efluente) e a sua concentração (g/l) e, finalmente, o consumo do regenerante (kg/m3).

Os dados de entrada são a capacidade da instalação expressa em toneladas de minério seco/hora e o seu teor expresso em kg/t.

O algoritmo começa por calcular o rendimento da operação de lixiviação estática segundo a metodologia desenvolvida no capítulo 6 (ver 6.11). O cálculo do balanço de massas assenta ainda nos seguintes princípios definidos no corpo da rotina:

i) A percentagem de licores neutralizados reciclados para a lixiviação estática é de 50%;

ii) Todos os licores reciclados seguem para a lixiviação estática.

iii) A densidade do ácido sulfúrico a 98% é de 1,83 e a densidade de cada componente da fase orgânica é de 0,8.

iv) A percentagem do refinado que segue para o tratamento de efluentes é de 90,72%.

Apresentamos dois exemplos do *output* do programa.

```
**********************************************************************
                CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO ESTATICA
**********************************************************************
                      BALANCO DE MASSAS
**********************************************************************
              PARÂMETROS DEFINIDOS PELO UTILIZADOR
RELAÇÃO L:S NA LIX. ESTATICA -1      QUANTIDADE DE ACIDO - kg t - 20
LAVAGEM FILTROS (m3/m3 licor)-0.005  CAPACIDADE TRABALHO AMINA (g/l)-4.5
CONCENTRAÇÃO DO REFINADO (mg/l)- 1   CONC. ORGANICA ESGOTADA (mg/l)-50
PERDAS DE ORGANICA (l/m3)-0.12       RELAÇÃO CAUDAIS O/A REEXTRACÇÃO-5
RECIRCULAÇÃO DO DECANTADO-50%        CONSUMO AMONIACO (kg/kg U3O8)-0.25
CONSUMO REGENERANTE (kg/m3)-0.441    PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW - 25%
HUMIDADE DO BOLO - 40%               AGUA LAVAGEM (l/kg DUA)-2.5
CONCENTRAÇÃO (NH4)2SO4 (p/p)-2%      CONSUMO (NH4)2SO4 (l/kg DUA)-5
CONSUMO CAL 45% CaO (kg/m3)-3.9      CONCENTRAÇÃO DA CAL (p/v) - 17%
CONSUMO CALCARIO 55% CaO (kg/m3)-9.5 CONCENTRAÇÃO CALCARIO (p/v)-20%
CONSUMO DE BaCl (g/m3)- 20           CONCENTRAÇÃO BaCl (g/l) - 0.005
**********************************************************************
                CAPACIDADE DE TRATAMENTO - 55 t/hora
```

TEOR MÉDIO DA ALIMENTAÇÃO (kg t) - 0.751

****

OPERAÇÃO UNITARIA: **LIXIVIAÇÃO ESTATICA**

ENTRADA

MINÉRIO (t/h)	55
ACIDO SULFURICO (t/h)	1.1
AGUA NEUTRA RECIRCULADA (m3/h)	53.169
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	11.061
AGUA FRESCA (m3/h)	44.671
AGUA TOTAL (m3/h)	108.90

SAIDA

TEOR DO RESIDUO (ppm)	309
RENDIMENTO DA EXTRACÇÃO (%)	58.91%
LICOR (m3/h)	109.5
CONCENTRAÇÃO DO LICOR (mg/l)	222.2

OPERAÇÃO UNITARIA: **ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO**

ENTRADA

SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	109.5
CONCENTRAÇÃO (mg/l)	222.2
AGUA LAVAGEM DOS FILTROS(m3/h)	0.548

SAIDA

SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	109.5
CONCENTRAÇÃO (mg/l)	222.2
AGUA PARA TANQUE DE RECIRCULAÇÃO (m3/h)	0.548

OPERAÇÃO UNITARIA: **EXTRACÇÃO POR SOLVENTES**

ENTRADA

AQUOSA FÉRTIL (m3/h)	109.5
CONCENTRAÇAO DA AQUOSA (mg/l)	222.2
DÉBITO DE ORGANICA (m3/h)	5.44
CONCENTRAÇÃO DE ORGANICA ESGOTADA (mg/l)	50

SAIDA

REFINADO (m3/h)	109.5
PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	10.162
PARA O TRATAMENTO EFLUENTES (m3/h)	99.340
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	5.44
ORGANICA PERDIDA (kg/h)	10.512

OPERAÇÃO UNITARIA: **REEXTRACÇÃO**

ENTRADA	
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	5.44
REEXTRACTANTE (m3/h)	1.089
SAIDA	
ORGANICA ESGOTADA (m3/h)	5.44
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.089
CONCENTRAÇÃO DA SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (g/l)	22.25

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE**

ENTRADA	
CLORETO DE SODIO (100%) (kg/h)	34.419
ACIDO SULFURICO (98%) (kg/h)	2.945
ACIDO SULFURICO (l/h)	1.609
AGUA FRESCA (m3/h)	0.589
SOLUÇÃO RECIRCULADA (m3/h)	0.500
SAIDA	
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.089

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO**

ENTRADA	
REEXTRACTANTE CARREGADO (m3/h)	1.089
CONCENTRAÇÃO DO REEXTRACTANTE (g/l)	22.25
AMONIACO (kg/h)	6.056
SAIDA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	28.499
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.085

OPERAÇÃO UNITARIA: **ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	28.499
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.085
SAIDA	
UNDERFLOW	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	28.499
AGUA DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.085
OVERFLOW	
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.000
sendo:	
RECIRCULADO PARA PREPARAÇÃO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.500
EFLUENTE SALINO (m3/h)	0.500

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRIMEIRA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	28.499
AGUA (m3/h)	0.085
AGUA DE LAVAGEM (l/h)	71.248
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	18.999
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	28.499
EFLUENTE DA 1ª LAVAGEM (l/h)	137.746

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO**

ENTRADA	
SULFATO DE AMONIO (kg/h)	2.850
AGUA FRESCA (l/h)	142.496
SAIDA	
SULFATO DE AMONIO A 2% (l/h)	142.496

OPERAÇÃO UNITARIA: **SEGUNDA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	28.499
SULFATO DE AMONIO 2% (l/h)	142.496
HUMIDADE DO BOLO (l/h)	18.999
AGUA DE LAVAGEM (l/h)	71.248
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	18.999
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	28.499
EFLUENTE DA 2ª LAVAGEM (l/h)	213.744

OPERAÇÃO UNITARIA: **SECAGEM E EMBALAGEM**

PRODUÇÃO U3O8 (100%) (kg/h)	**24.224**

OPERAÇÃO UNITARIA: **NEUTRALIZAÇÃO DE EFLUENTES**

ENTRADA	
REFINADO AQUOSO (m3/h)	99.340
CALCARIO 55% CaO (kg/h)	943.727
AGUA (m3/h)	4.719
CAL 45% CaO (kg/h)	387.425
AGUA (m3/h)	2.279

SAIDA	
EFLUENTE NEUTRALIZADO (m3/h)	106.337
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	53.169
PARA A PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	53.169

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO DO RADIO**

ENTRADA	
EFLUENTE (m3/h)	53.169
CLORETO DE BARIO (kg/h)	1.063
AGUA (l/h)	212.675
SAIDA	
EFLUENTE	53.381

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA FRESCA**

ENTRADA	
AGUA DA CAPTAÇÃO (m3/h)	53.326
SAIDA	
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.548
PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.589
REGENERAÇÃO (l/h)	24.007
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO (l/h)	142.496
LAVAGEM DO 1º FILTRO (l/h)	71.248
LAVAGEM DO 2º FILTRO (l/h)	71.248
LIXIVIAÇÃO (m3/h)	44.671
PREPARAÇÃO DA POLPA DE CALCARIO (m3/h)	4.719
PREPARAÇÃO DO LEITO DE CAL (m3/h)	2.279
PREPARAÇÃO DO CLORETO DE BARIO (l/h)	212.675
TOTAL (m3/h)	53.326

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA RECICLADA**

ENTRADA	
REFINADO DA EXTRACÇÃO (m3/h)	10.162
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.548
LAVAGEM DO 1º FILTRO (l/h)	137.746
LAVAGEM DO 2º FILTRO (l/h)	213.744
TOTAL (m3/h)	11.061
SAIDA	
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	11.061

OPERAÇÃO UNITARIA: REGENERAÇÃO

CARBONATO DE SODIO (10%) (kg/h)	2.401
AGUA NOVA (l/h)	24.007
EFLUENTES	
DA PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	53.381
EFLUENTES CLORETADOS (m3/h)	0.500

****

RESULTADOS GLOBAIS

RENDIMENTO LIXIVIAÇÃO ESTATICA (%)	58.91
RENDIMENTO GLOBAL DO PROCESSO (%)	58.65
RAZÃO ENTRE OS DOIS RENDIMENTOS (%)	99.55

CONSUMOS ESPECiFICOS

	kg/ton MINERIO	kg/kg U3O8
AÇO MAXILAS	0.008	0.018
ACIDO SULFURICO	20.054	45.530
QUEROSENE	0.174	0.395
ISODECANOL	0.008	0.017
AMINA TERCIARIA	0.011	0.024
CLORETO DE SODIO	0.626	1.421
CARBONATO DE SODIO	0.044	0.099
AMONIACO	0.11	0.250
SULFATO DE AMONIO	0.052	0.118
CALCARIO	17.159	38.958
CAL	7.044	15.993
CLORETO DE BARIO	0.019	0.044
AGUA FRESCA	0.970	2.201

****

O segundo exemplo refere o balanço para uma alimentação constituida por 30 t/h de um minério com um teor médio de 1 kg U_3O_8/t.

****

CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO ESTATICA

****

BALANCO DE MASSAS

****

PARAMETROS DEFINIDOS PELO UTILIZADOR

RELAÇÃO L:S NA LIX. ESTATICA -2	QUANTIDADE DE ACIDO - kg/t - 20
LAVAGEM FILTROS (m3 m3 licor)-0.005	CAPACIDADE TRABALHO AMINA (g/l)-4.5
CONCENTRAÇÃO DO REFINADO (mg/l)- 1	CONC. ORGANICA ESGOTADA (mg/l)-50
PERDAS DE ORGANICA (l m3)-0.12	RELAÇÃO CAUDAIS O/A REEXTRACÇÃO-5
RECIRCULAÇÃO DO DECANTADO-50%	CONSUMO AMONIACO (kg/kg U3O8)-0.25

CONSUMO REGENERANTE (kg m3)-0.441 PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW - 25%
HUMIDADE DO BOLO - 40% AGUA LAVAGEM (l kg DCA)-2.5
CONCENTRAÇÃO (NH4)2SO4 (p/p)-2% CONSUMO (NH4)2SO4 (l kg DCA -5
CONSUMO CAL 45% CaO (kg/m3)-3.9 CONCENTRAÇÃO DA CAL (p/v) - 17%
CONSUMO CALCARIO 55% CaO (kg/m3)-9.5 CONCENTRAÇÃO CALCARIO (p/v)-20%
CONSUMO DE BaCl (g/m3)- 20 CONCENTRAÇÃO BaCl (g/l) - 0.005

****

CAPACIDADE DE TRATAMENTO - 30 t/hora
TEOR MÉDIO DA ALIMENTAÇÃO (kg/t) - 1.000

****

OPERAÇÃO UNITARIA: **LIXIVIAÇÃO ESTATICA**

ENTRADA

MINÉRIO (t/h)	30
ACIDO SULFURICO (t/h)	0.6
AGUA NEUTRA RECIRCULADA (m3/h)	29.001
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	6.118
AGUA FRESCA (m3/h)	24.281
AGUA TOTAL (m3/h)	59.40

SAIDA

TEOR DO RESIDUO (ppm)	362
RENDIMENTO DA EXTRACÇÃO (%)	63.84%
LICOR (m3/h)	59.7
CONCENTRAÇÃO DO LICOR (mg/l)	320.6

OPERAÇÃO UNITARIA: **ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO**

ENTRADA

SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	59.7
CONCENTRAÇÃO (mg/l)	320.6
AGUA LAVAGEM DOS FILTROS (m3/h)	0.299

SAIDA

SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	59.7
CONCENTRAÇÃO (mg/l)	320.6
AGUA PARA TANQUE DE RECIRCULAÇÃO (m3/h)	0.299

OPERAÇÃO UNITARIA: **EXTRACÇÃO POR SOLVENTES**

ENTRADA

AQUOSA FÉRTIL (m3/h)	59.7
CONCENTRAÇAO DA AQUOSA (mg/l)	320.6
DÉBITO DE ORGANICA (m3/h)	4.29
CONCENTRAÇÃO DE ORGANICA ESGOTADA (mg/l)	50

SAIDA	
REFINADO (m3/h)	59.73
PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	5.543
PARA O TRATAMENTO EFLUENTES (m3/h)	54.185
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	4.29
ORGANICA PERDIDA (kg/h)	5.734

OPERAÇÃO UNITARIA: **REEXTRACÇÃO**

ENTRADA	
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	4.29
REEXTRACTANTE (m3/h)	0.858
SAIDA	
ORGANICA ESGOTADA (m3/h)	4.29
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	0.858
CONCENTRAÇÃO DA SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (g/l)	22.25

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE**

ENTRADA	
CLORETO DE SODIO (100%) (kg/h)	27.125
ACIDO SULFURICO (98%) (kg/h)	2.321
ACIDO SULFURICO (l/h)	1.268
AGUA FRESCA (m3/h)	0.464
SOLUÇÃO RECIRCULADA (m3/h)	0.394
SAIDA	
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	0.858

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO**

ENTRADA	
REEXTRACTANTE CARREGADO (m3/h)	0.858
CONCENTRAÇÃO DO REEXTRACTANTE (g/l)	22.25
AMONIACO (kg/h)	4.773
SAIDA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	22.460
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.855

OPERAÇÃO UNITARIA: **ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	22.460
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.067

SAIDA

UNDERFLOW	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	22.460
AGUA DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.067
OVERFLOW	
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.788
sendo:	
RECIRCULADO PARA PREPARAÇÃO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.394
EFLUENTE SALINO (m3/h)	0.394

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRIMEIRA FILTRAÇÃO**

ENTRADA

DUA 85% U3O8 (kg/h)	22.460
AGUA (m3/h)	0.067
AGUA DE LAVAGEM (l/h)	56.149

SAIDA

HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	14.973
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	22.460
EFLUENTE DA 1ª LAVAGEM (l/h)	108.556

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO**

ENTRADA

SULFATO DE AMONIO (kg/h)	2.246
AGUA FRESCA (l/h)	112.299

SAIDA

SULFATO DE AMONIO A 2% (l/h)	112.299

OPERAÇÃO UNITARIA: **SEGUNDA FILTRAÇÃO**

ENTRADA

PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	22.460
SULFATO DE AMONIO 2% (l/h)	112.299
HUMIDADE DO BOLO (l/h)	14.973
AGUA DE LAVAGEM (l/h)	56.149

SAIDA

HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	14.973
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	22.460
EFLUENTE DA 2ª LAVAGEM (l/h)	168.448

OPERAÇÃO UNITARIA: **SECAGEM E EMBALAGEM**

PRODUÇÃO U3O8 (100%) (kg/h)	**19.091**

OPERAÇÃO UNITARIA: **NEUTRALIZAÇÃO DE EFLUENTES**

ENTRADA	
REFINADO AQUOSO (m3/h)	54.185
CALCARIO 55% CaO (kg/h)	514.760
AGUA (m3/h)	2.574
CAL 45% CaO (kg/h)	211.323
AGUA (m3/h)	1.243
SAIDA	
EFLUENTE NEUTRALIZADO (m3/h)	58.002
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	29.001
PARA A PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	29.001

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO DO RADIO**

ENTRADA	
EFLUENTE (m3/h)	29.001
CLORETO DE BARIO (kg/h)	0.580
AGUA (l/h)	116.004
SAIDA	
EFLUENTE	29.117

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA FRESCA**

ENTRADA	
AGUA DA CAPTAÇÃO (m3/h)	29.220
SAIDA	
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.299
PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.464
REGENERAÇÃO (l/h)	18.919
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO (l/h)	112.299
LAVAGEM DO 1º FILTRO (l/h)	56.149
LAVAGEM DO 2º FILTRO (l/h)	56.149
LIXIVIAÇÃO (m3/h)	24.281
PREPARAÇÃO DA POLPA DE CALCARIO (m3/h)	2.574
PREPARAÇÃO DO LEITO DE CAL (m3/h)	1.243
PREPARAÇÃO DO CLORETO DE BARIO (l/h)	116.004
TOTAL (m3/h)	29.220

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA RECICLADA**

	ENTRADA
REFINADO DA EXTRACÇÃO (m3/h)	5.543
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.299
LAVAGEM DO 1º FILTRO (l/h)	108.556
LAVAGEM DO 2º FILTRO (l/h)	168.448
TOTAL (m3/h)	6.118
SAIDA	
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	6.118

OPERAÇÃO UNITARIA: **REGENERAÇÃO**

CARBONATO DE SODIO (10%) (kg/h)	1.892
AGUA NOVA (l/h)	18.919
EFLUENTES	
DA PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	29.117
EFLUENTES CLORETADOS (m3/h)	0.394

****

RESULTADOS GLOBAIS

RENDIMENTO LIXIVIAÇÃO ESTATICA (%)	63.84
RENDIMENTO GLOBAL DO PROCESSO (%)	63.64
RAZÃO ENTRE OS DOIS RENDIMENTOS (%)	99.69

CONSUMOS ESPECÏFICOS

	kg/ton MINERIO	kg/kg U3O8
AÇO MAXILAS	0.008	0.013
ACIDO SULFURICO	20.077	31.550
QUEROSENE	0.174	0.273
ISODECANOL	0.008	0.012
AMINA TERCIARIA	0.011	0.017
CLORETO DE SODIO	0.904	1.421
CARBONATO DE SODIO	0.063	0.099
AMONIACO	0.159	0.250
SULFATO DE AMONIO	0.075	0.118
CALCARIO	17.159	26.964
CAL	7.044	11.069
CLORETO DE BARIO	0.019	0.030
AGUA FRESCA	0.974	1.531

****

7.5.3.2 Circuito misto

Os fluxos principais estão representados na figura 7.8. A rotina de cálculo permite modificar os parâmetros

condicionadores do balanço e admite como variáveis de entrada duas capacidades, a do minério rico e a do marginal e os respectivos teores. O algoritmo inicia-se pelo cálculo das recuperações da lixiviação segundo os modelos já amplamente referidos. O modelo distingue-se do anterior por possuir um grau de complexidade bastante superior exigindo o recurso a processos iterativos interdependentes: com efeito, a água de lavagem utilizada na separação sólido-líquido tem uma concentração não nula e cujo valor é ele próprio dependente desta operação, cuja modelagem foi já referida. A representação gráfica dos fluxos principais é suficientemente sugestiva para permitir que não se faça uma referência mais alongada ao algoritmo. Foram ainda arbitrariamente fixados os valores dos seguintes parâmetros (de pouca importância tecnológica), tornando o sistema completamente determinista:

i) A água reciclada para a lixiviação dinâmica é a necessária à polpa proveniente da moagem para atingir a percentagem de sólidos que venha a ser estabelecida;

ii) A água neutra reciclada para a lixiviação estática é a que falta para se atingir a relação sólido-líquido previamente estabelecida;

iii) Do tanque de água recirculada segue a totalidade exigida pela lixiviação dinâmica e pela separação sólido-líquido; o excesso é enviado para a lixiviação estática.

iv) Os efluentes não salinos são constituidos pela diferença entre o total de soluções neutralizadas e a componente necessária à lixiviação estática.

Deve ainda referir-se que todos os consumos unitários estão referidos à tonelada de minério rico, exceptuando o ácido sulfúrico gasto na lixiviação estática e na eluição, assim como as resinas, que estão referidos à tonelada de minério marginal. O consumo unitário por quilograma de óxido metálico produzido refere-se à produção total, independentemente da sua origem.

Apresentam-se dois exemplos dos resultados obtidos.

```
**************************************************************************
                    CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO MISTA
**************************************************************************
                          BALANCO DE MASSAS
**************************************************************************
                                    PARAMETROS DEFINIDOS PELO UTILIZADOR
PERCENTAGEM DE SOLIDOS NA MOAGEM -65%  QUANTIDADE DE OXIDANTE (kg/t)-2
RELAÇÃO L:S NA LIX. DINAMICA -1        ACIDO LIX. DINÂMICA - kg/t - 40
RELAÇÃO DE LAVAGEM - 2                 PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW- 55
NÚMERO DE ANDARES - 5                  QUANTIDADE DE FLOCULANTE (kg/t)- 0.1
RELAÇÃO L:S NA LIX. ESTATICA -2        ACIDO LIX. ESTATICA - kg/t - 20
CAPACIDADE TRABALHO RESINA (g/l)-30    CONCENTRAÇÃO RESIDUAL RESINA (g/l)- 4
CONCENTRAÇÃO DO ESGOTO (mg/l) - 10     CONCENTRAÇÃO DOS ELUIDOS (g/l)- 3.9
LAVAGEM FILTROS (m3/m3 licor)-0.005    CAPACIDADE TRABALHO AMINA (g/l)-4.5
CONCENTRAÇÃO DO REFINADO (mg/l)- 1     CONC. ORGANICA ESGOTADA (mg/l)-50
PERDAS DE ORGANICA (l/m3)-0.12         RELAÇÃO CAUDAIS O/A REEXTRACÇÃO-5
RECIRCULAÇÃO DO DECANTADO-50%          CONSUMO AMONIACO (kg/kg U3O8)-0.25
CONSUMO REGENERANTE (kg/m3)-0.441      PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW - 25%
HUMIDADE DO BOLO - 40%                 AGUA LAVAGEM (l/kg DUA)-2.5
CONCENTRAÇÃO (NH4)2SO4 (p/p)-2%        CONSUMO (NH4)2SO4 (l/kg DUA)-5
CONSUMO CAL 45% CaO (kg/m3)-3.9        CONCENTRAÇÃO DA CAL (p/v) - 17%
CONSUMO CALCARIO 55% CaO (kg/m3)-9.5   CONCENTRAÇÃO CALCARIO (p/v)-20%
CONSUMO DE BaCl (g/m3)- 20             CONCENTRAÇÃO BaCl (g/l) - 0.005
**************************************************************************
          CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO RICO - 31.25 t/hora
          TEOR MÉDIO DO MINÉRIO RICO (kg/t) - 1.100
          CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO MARGINAL - 31.25 t/hora
          TEOR MÉDIO DO MINÉRIO MARGINAL (kg/t) - 0.4
**************************************************************************
```

OPERAÇÃO UNITARIA: **MOAGEM**

	ENTRADA	
MINÉRIO (t/h)		31.25
PIROLUSITE (t/h)		0.0625
AGUA FRESCA (t/h)		16.86
	SAIDA	
SOLIDOS (t/h)		31.313
AGUA (m3/h)		16.86

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO DINAMICA

	ENTRADA	
SOLIDOS (t/h)		31.313

ACIDO SULFURICO (t/h)	1.253
AGUA DA POLPA (m3/h)	16.681
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	13.199
DÉBITO DA FASE LIQUIDA (m3/h)	30.744
SAIDA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)	31.313
LICOR (m3/h)	30.744
U3O8 DISSOLVIDO (kg/h)	28.87
CONCENTRAÇÃO (g U3O8/l)	0.939
RENDIMENTO (%)	83.99

OPERAÇÃO UNITARIA: SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO

ENTRADA	
FASE SOLIDA (t/h)	31.313
LICOR (m3/h)	30.744
AGUA DE LAVAGEM RECIRCULADA (m3/h)	61.489
CONCENTRAÇÃO DA AGUA DE LAVAGEM (g/l)	0.006
FLOCULANTE (kg/h)	3.125
SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (OVERFLOW) (m3/h)	66.665
CONCENTRAÇÃO DO OVERFLOW (g/l)	0.433
METAL NO OVERFLOW (kg/h)	28.898
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW (m3/h)	25.568
CONCENTRAÇÃO EM U3O8 DO UNDERFLOW (g/l)	0.014
METAL NO UNDERFLOW (kg/h)	0.351
ESTÉRIL (t/h)	31.313
RENDIMENTO DA LAVAGEM (%)	98.80
VALORES DAS CONCENTRAÇÕES INTERMÉDIAS	
CONCENTRAÇÃO NO 2º ANDAR (g/l)	0.181
CONCENTRAÇÃO NO 3º ANDAR (g/l)	0.076
CONCENTRAÇÃO NO 4º ANDAR (g/l)	0.032

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO ESTATICA

ENTRADA	
MINÉRIO (t/h)	31.25
ACIDO SULFURICO (t/h)	0.625
AGUA NEUTRA RECIRCULADA (m3/h)	28.233
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	33.642
SAIDA	
TEOR DO RESIDUO (ppm)	229
RENDIMENTO DA EXTRACÇÃO (%)	42.64%
LICOR (m3/h)	62.22

CONCENTRAÇÃO DO LICOR (mg/l)	86

OPERAÇÃO UNITARIA: **ADSORÇÃO**

ENTRADA	
LICOR (m3/h)	62.22
RESINA (m3/h)	0.159
SAIDA	
ESGOTO (m3/h) [] = 10 mg/l	62.22
METAL NO ESGOTO (kg/h)	0.622
RESINA (m3/h)	0.159
METAL NA RESINA (kg/h)	4.771

OPERAÇÃO UNITARIA: **ELUIÇÃO**

ENTRADA	
RESINA CARREGADA ([] = 30 g/l) (m3/h)	0.159
SOLUÇÃO A 10% EM H2SO4 (m3/h)	1.207
SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h) ([]=3.9 g/l)	1.207
RESINA ([] = 0.4 g/l) (m3/h)	0.159

OPERAÇÃO UNITARIA: **ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
LICOR DA SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	66.665
ELUIDOS (m3/h)	1.207
LICOR TOTAL (m3/h)	67.872
CONCENTRAÇÃO (g/l)	0.495
AGUA LAVAGEM DOS FILTROS (m3/h)	0.339
SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	67.872
CONCENTRAÇÃO (mg/l)	0.495
AGUA PARA TANQUE DE RECIRCULAÇÃO (m3/h)	0.339

OPERAÇÃO UNITARIA: **EXTRACÇÃO POR SOLVENTES**

ENTRADA	
AQUOSA FÉRTIL (m3/h)	67.872
CONCENTRAÇAO DA AQUOSA (mg/l)	495
DÉBITO DE ORGANICA (m3/h)	7.537
CONCENTRAÇÃO DE ORGANICA ESGOTADA (mg/l)	50
SAIDA	
REFINADO (m3/h)	67.872

PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	45.248
PARA O TRATAMENTO EFLUENTES (m3/h)	22.624
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	7.537
ORGANICA PERDIDA (kg/h)	8.14

OPERAÇÃO UNITARIA: **REEXTRACÇÃO**

ENTRADA

ORGANICA CARREGADA (m3/h)	7.537
REEXTRACTANTE (m3/h)	1.507

SAIDA

ORGANICA ESGOTADA (m3/h)	7.537
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.507
CONCENTRAÇÃO DA SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (g/l)	22.25

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE**

ENTRADA

CLORETO DE SODIO (100%) (kg/h)	44.089
ACIDO SULFURICO (98%) (kg/h)	7.537
ACIDO SULFURICO (l/h)	4.118
AGUA FRESCA (m3/h)	0.828
SOLUÇÃO RECIRCULADA (m3/h)	0.675

SAIDA

SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.507

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO**

ENTRADA

REEXTRACTANTE CARREGADO (m3/h)	1.507
CONCENTRAÇÃO DO REEXTRACTANTE (g/l)	22.25
AMONIACO (kg/h)	8.385

SAIDA

PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	39.456
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.507

OPERAÇÃO UNITARIA: **ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO**

ENTRADA

PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	39.456
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.507

SAIDA

UNDERFLOW

DUA 85% U3O8 (kg/h)	39.456
AGUA DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.158
OVERFLOW	
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.350
sendo:	
RECIRCULADO PARA PREPARAÇÃO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.675
EFLUENTE SALINO (m3/h)	0.675

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRIMEIRA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	39.456
AGUA (m3/h)	0.158
AGUA DE LAVAGEM (m3/h)	0.099
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	26.304
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	39.456
EFLUENTE DA 1ª LAVAGEM (m3/h)	0.230

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO**

ENTRADA	
SULFATO DE AMONIO (kg/h)	3.946
AGUA FRESCA (l/h)	197.282
SAIDA	
SULFATO DE AMONIO A 2% (l/h)	197.282

OPERAÇÃO UNITARIA: **SEGUNDA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	39.456
SULFATO DE AMONIO 2% (l/h)	197.282
HUMIDADE DO BOLO (l/h)	26.304
AGUA DE LAVAGEM (l/h)	98.641
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	26.304
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	39.456
EFLUENTE DA 2ª LAVAGEM (m3/h)	0.296

OPERAÇÃO UNITARIA: **SECAGEM E EMBALAGEM**

PRODUÇÃO U3O8 (100%) (kg/h)	**33.358**

OPERAÇÃO UNITARIA: **NEUTRALIZAÇÃO DE EFLUENTES**

ENTRADA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)	31.313
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW DA SSL (m3/h)	25.568
REFINADO AQUOSO (m3/h)	22.624
ESGOTO TOTAL (m3/h)	48.192
CALCARIO 55% CaO (kg/h)	457.826
AGUA (m3/h)	2.289
CAL 45% CaO (kg/h)	187.950
AGUA (m3/h)	1.106
SAIDA	
EFLUENTE NEUTRALIZADO (m3/h)	51.587
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	28.233
PARA A PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	23.354

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO DO RADIO**

ENTRADA	
EFLUENTE (m3/h)	23.354
CLORETO DE BARIO (kg/h)	0.467
AGUA (l/h)	93.415
SAIDA	
EFLUENTE	23.447

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA FRESCA**

ENTRADA	
AGUA DA CAPTAÇÃO (m3/h)	23.082
SAIDA	
MOAGEM (m3/h)	16.861
ELUIÇÃO (m3/h)	1.138
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.339
PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.828
REGENERAÇÃO (l/h)	33.237
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO (m3/h)	0.197
LAVAGEM DO 1º FILTRO (m3/h)	0.099
LAVAGEM DO 2º FILTRO (m3/h)	0.099
PREPARAÇÃO DA POLPA DE CALCARIO (m3/h)	2.287
PREPARAÇÃO DO LEITO DE CAL (m3/h)	1.106
PREPARAÇÃO DO CLORETO DE BARIO (m3/h)	0.093
TOTAL (m3/h)	23.082

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA RECICLADA**

ENTRADA	
ESGOTO DA ADSORÇÃO (m3/h)	62.217
REFINADO DA EXTRACÇÃO (m3/h)	45.248
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.339
LAVAGEM DO 1° FILTRO (m3/h)	0.230
LAVAGEM DO 2° FILTRO (m3/h)	0.296
TOTAL (m3/h)	108.330
CONCENTRAÇÃO MÉDIA (g/l)	0.06
SAIDA	
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	33.642
PARA A LIXIVIAÇÃO DINÂMICA (m3/h)	13.199
PARA A SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	61.489

OPERAÇÃO UNITARIA: **REGENERAÇÃO**

CARBONATO DE SODIO (10%) (kg/h)	3.324
AGUA NOVA (l/h)	33.237
EFLUENTES	
DA PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	23.447
EFLUENTES CLORETADOS (m3/h)	0.675

****

RESULTADOS GLOBAIS

RENDIMENTO DA LIXIVIAÇÃO DINÂMICA (%)	83.99
RENDIMENTO LIXIVIAÇÃO ESTATICA (%)	42.64
RENDIMENTO GLOBAL DAS LIXIVIAÇÕES (%)	72.96
RENDIMENTO GLOBAL DO PROCESSO (%)	71.55
RAZÃO ENTRE OS DOIS RENDIMENTOS (%)	98.06

CONSUMOS ESPECÍFICOS

	kg/ton MINERIO	kg/kg U3O8
MAXILAS BRITADOR PRIMARIO	0.008	0.007
MAXILAS BRITADOR SECUNDARIO	0.008	0.007
BARRAS DO MOINHO	0.51	0.475
FORRAS DO MOINHO	0.073	0.07
PIROLUSITE	2	1.86
ACIDO SULFURICO	40.08	37.350
FLOCULANTE	0.1	0.09
ACIDO SULFURICO	20	18.64
RESINAS (Em litros)	0.08	0.07
ACIDO SULFURICO	0.261	3.77
QUEROSENE	0.188	0.17
ISODECANOL	0.008	0.01
AMINA TERCIARIA	0.010	0.01

CLORETO DE SODIO	1.411	1.31
ACIDO SULFURICO	0.241	0.22
CARBONATO DE SODIO	0.106	0.10
AMONIACO	0.268	0.25
SULFATO DE AMONIO	0.126	0.12
CALCARIO	14.650	13.65
CAL	6.014	5.60
CLORETO DE BARIO	0.015	0.01
AGUA FRESCA	0.737	0.691

****

O outro exemplo refere o balanço para uma alimentação constituida por 20 t/h de minério rico com um teor médio de 1,5 kg U_3O_8/t e 40 t/h de minério marginal com um teor médio de 0,7 kg U_3O_8/t.

```
**************************************************************************
                              CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO MISTA
**************************************************************************
                              BALANCO DE MASSAS
**************************************************************************
                              PARAMETROS DEFINIDOS PELO UTILIZADOR
PERCENTAGEM DE SOLIDOS NA MOAGEM -65%  QUANTIDADE DE OXIDANTE (kg t)-2
RELAÇÃO L:S NA LIX. DINAMICA -1        ACIDO LIX. DINAMICA - kg/t - 40
RELAÇÃO DE LAVAGEM - 2                 PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW- 55
NúMERO DE ANDARES - 5                  QUANTIDADE DE FLOCULANTE (kg t)- 0.1
RELAÇÃO L:S NA LIX. ESTATICA -2        ACIDO LIX. ESTATICA - kg/t - 20
CAPACIDADE TRABALHO RESINA (g/l)-30    CONCENTRAÇÃO RESIDUAL RESINA (g/l)- 4
CONCENTRAÇÃO DO ESGOTO (mg/l) - 10     CONCENTRAÇÃO DOS ELUIDOS (g l)- 3.9
LAVAGEM FILTROS (m3/m3 licor)-0.005    CAPACIDADE TRABALHO AMINA (g l)-4.5
CONCENTRAÇÃO DO REFINADO (mg/l)- 1     CONC. ORGANICA ESGOTADA (mg l)-50
PERDAS DE ORGANICA (l/m3)-0.12         RELAÇÃO CAUDAIS O/A REEXTRACÇÃO-5
RECIRCULAÇÃO DO DECANTADO-50%          CONSUMO AMONIACO (kg/kg U3O8)-0.25
CONSUMO REGENERANTE (kg/m3)-0.441      PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW - 25%
HUMIDADE DO BOLO - 40%                 AGUA LAVAGEM (l/kg DUA)-2.5
CONCENTRAÇÃO (NH4)2SO4 (p/p)-2%        CONSUMO (NH4)2SO4 (l/kg DUA)-5
CONSUMO CAL 45% CaO (kg/m3)-3.9        CONCENTRAÇÃO DA CAL (p/v) - 17%
CONSUMO CALCARIO 55% CaO (kg/m3)-9.5   CONCENTRAÇÃO CALCARIO (p/v)-20%
CONSUMO DE BaCl (g/m3)- 20             CONCENTRAÇÃO BaCl (g/l) - 0.005
**************************************************************************
        CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO RICO - 20 t/hora
        TEOR MÉDIO DO MINÉRIO RICO (kg/t) - 1.5
        CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO MARGINAL - 40 t/hora
        TEOR MÉDIO DO MINÉRIO MARGINAL (kg/t) - 0.7
**************************************************************************
```

OPERAÇÃO UNITARIA: **MOAGEM**

	ENTRADA	
MINÉRIO (t/h)		20
PIROLUSITE (t/h)		0.04
AGUA FRESCA (t/h)		10.79
	SAIDA	
SOLIDOS (t/h)		20.040
AGUA (m3/h)		0.802

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO DINAMICA

	ENTRADA	
SOLIDOS (t/h)		20.040
ACIDO SULFURICO (t/h)		0.802
AGUA DA POLPA (m3/h)		10.791
AGUA RECIRCULADA (m3/h)		8.448
DÉBITO DA FASE LIQUIDA (m3/h)		19.676
	SAIDA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)		20.040
LICOR (m3/h)		19.676
U3O8 DISSOLVIDO (kg/h)		26.359
CONCENTRAÇÃO (g U3O8/l)		1.340
RENDIMENTO (%)		87.86

OPERAÇÃO UNITARIA: SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO

	ENTRADA	
FASE SOLIDA (t/h)		20.040
LICOR (m3/h)		19.676
AGUA DE LAVAGEM RECIRCULADA (m3/h)		39.353
CONCENTRAÇÃO DA AGUA DE LAVAGEM (g/l)		0.007
FLOCULANTE (kg/h)		2
	SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (OVERFLOW) (m3/h)		42.666
CONCENTRAÇÃO DO OVERFLOW (g/l)		0.618
METAL NO OVERFLOW (kg/h)		26.353
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW (m3/h)		16.364
CONCENTRAÇÃO EM U3O8 DO UNDERFLOW (g/l)		0.018
METAL NO UNDERFLOW (kg/h)		0.298
ESTÉRIL (t/h)		20.040
RENDIMENTO DA LAVAGEM (%)		98.88

VALORES DAS CONCENTRAÇÕeS INTERMÉDIAS

CONCENTRAÇÃO NO 2º ANDAR (g/l)	0.257
CONCENTRAÇÃO NO 3º ANDAR (g/l)	0.107
CONCENTRAÇÃO NO 4º ANDAR (g/l)	0.044

OPERAÇÃO UNITARIA: **LIXIVIAÇÃO ESTATICA**

ENTRADA

MINÉRIO (t/h)	40
ACIDO SULFURICO (t/h)	0.8
AGUA NEUTRA RECIRCULADA (m3/h)	15.418
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	63.782

SAIDA

TEOR DO RESIDUO (ppm)	164
RENDIMENTO DA EXTRACÇÃO (%)	57.50%
LICOR (m3/h)	79.64
CONCENTRAÇÃO DO LICOR (mg/l)	202

OPERAÇÃO UNITARIA: **ADSORÇÃO**

ENTRADA

LICOR (m3/h)	79.64
RESINA (m3/h)	0.517

SAIDA

ESGOTO (m3/h) [] = 10 mg/l	79.64
METAL NO ESGOTO (kg/h)	0.796
RESINA (m3/h)	0.517
METAL NA RESINA (kg/h)	15.512

OPERAÇÃO UNITARIA: **ELUIÇÃO**

ENTRADA

RESINA CARREGADA ([] = 30 g/l) (m3/h)	0.517
SOLUÇÃO A 10% EM H2SO4 (m3/h)	3.924

SAIDA

SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h) ([]=3.9 g/l)	3.924
RESINA ([] = 0.4 g/l) (m3/h)	0.517

OPERAÇÃO UNITARIA: **ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO**

ENTRADA

LICOR DA SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	42.666

ELUIDOS (m3/h)	3.924
LICOR TOTAL (m3/h)	46.590
CONCENTRAÇÃO (g/l)	0.894
AGUA LAVAGEM DOS FILTROS (m3/h)	0.233
SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	46.590
CONCENTRAÇÃO (g/l)	0.894
AGUA PARA TANQUE DE RECIRCULAÇÃO (m3/h)	0.233

OPERAÇÃO UNITARIA: EXTRACÇÃO POR SOLVENTES

ENTRADA	
AQUOSA FÉRTIL (m3/h)	46.590
CONCENTRAÇAO DA AQUOSA (g/l)	0.894
DÉBITO DE ORGANICA (m3/h)	9.351
CONCENTRAÇÃO DE ORGANICA ESGOTADA (mg/l)	50
SAIDA	
REFINADO (m3/h)	46.590
PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	31.060
PARA O TRATAMENTO EFLUENTES (m3/h)	15.530
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	9.351
ORGANICA PERDIDA (kg/h)	5.59

OPERAÇÃO UNITARIA: REEXTRACÇÃO

ENTRADA	
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	9.351
REEXTRACTANTE (m3/h)	1.870
SAIDA	
ORGANICA ESGOTADA (m3/h)	9.351
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.870
CONCENTRAÇÃO DA SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (g/l)	22.25

OPERAÇÃO UNITARIA: PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE

ENTRADA	
CLORETO DE SODIO (100%) (kg/h)	54.702
ÁCIDO SULFURICO (98%) (kg/h)	9.351
ACIDO SULFURICO (l/h)	5.110
AGUA FRESCA (m3/h)	1.028
SOLUÇÃO RECIRCULADA (m3/h)	0.837
SAIDA	
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.870

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO**

ENTRADA	
REEXTRACTANTE CARREGADO (m3/h)	1.870
CONCENTRAÇÃO DO REEXTRACTANTE (g/l)	22.25
AMONIACO (kg/h)	10.403
SAIDA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	48.954
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.870

OPERAÇÃO UNITARIA: **ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	48.954
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.870
SAIDA	
UNDERFLOW	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	48.954
AGUA DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.196
OVERFLOW	
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.674
sendo:	
RECIRCULADO PARA PREPARAÇÃO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.837
EFLUENTE SALINO (m3/h)	0.837

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRIMEIRA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	48.954
AGUA (m3/h)	0.196
AGUA DE LAVAGEM (m3/h)	0.122
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	32.636
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	48.954
EFLUENTE DA 1ª LAVAGEM (m3/h)	0.286

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO**

ENTRADA	
SULFATO DE AMONIO (kg/h)	4.895
AGUA FRESCA (l/h)	244.770
SAIDA	
SULFATO DE AMONIO A 2% (l/h)	244.770

OPERAÇÃO UNITARIA: **SEGUNDA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	48.954
SULFATO DE AMONIO 2% (l/h)	244.770
HUMIDADE DO BOLO (l/h)	32.636
AGUA DE LAVAGEM (l/h)	122.385
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	32.636
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	48.954
EFLUENTE DA 2ª LAVAGEM (m3/h)	0.367

OPERAÇÃO UNITARIA: **SECAGEM E EMBALAGEM**

PRODUÇÃO U3O8 (100%) (kg/h)	**41.611**

OPERAÇÃO UNITARIA: **NEUTRALIZAÇÃO DE EFLUENTES**

ENTRADA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)	20.040
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW DA SSL (m3/h)	16.364
REFINADO AQUOSO (m3/h)	15.530
ESGOTO TOTAL (m3/h)	31.894
CALCARIO 55% CaO (kg/h)	302.989
AGUA (m3/h)	1.515
CAL 45% CaO (kg/h)	124.385
AGUA (m3/h)	0.732
SAIDA	
EFLUENTE NEUTRALIZADO (m3/h)	34.140
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	15.418
PARA A PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	18.723

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO DO RADIO**

ENTRADA	
EFLUENTE (m3/h)	18.723
CLORETO DE BARIO (kg/h)	0.374
AGUA (l/h)	74.890
SAIDA	
EFLUENTE	18.797

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA FRESCA**

ENTRADA	
AGUA DA CAPTAÇÃO (m3/h)	18.604
SAIDA	
MOAGEM (m3/h)	10.791
ELUIÇÃO (m3/h)	3.700
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.233
PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE (m3/h)	1.028
REGENERAÇÃO (l/h)	0.041
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO (m3/h)	0.245
LAVAGEM DO 1º FILTRO (m3/h)	0.122
LAVAGEM DO 2º FILTRO (m3/h)	0.122
PREPARAÇÃO DA POLPA DE CALCARIO (m3/h)	1.515
PREPARAÇÃO DO LEITO DE CAL (m3/h)	0.732
PREPARAÇÃO DO CLORETO DE BARIO (m3/h)	0.075
TOTAL (m3/h)	23.082

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA RECICLADA**

ENTRADA	
ESGOTO DA ADSORÇÃO (m3/h)	79.637
REFINADO DA EXTRACÇÃO (m3/h)	31.060
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.233
LAVAGEM DO 1º FILTRO (m3/h)	0.286
LAVAGEM DO 2º FILTRO (m3/h)	0.367
TOTAL (m3/h)	111.583
CONCENTRAÇÃO MÉDIA (g/l)	0.07
SAIDA	
PARA A LIXIVIAÇÃO ESTATICA (m3/h)	63.728
PARA A LIXIVIAÇÃO DINAMICA (m3/h)	8.448
PARA A SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	39.353

OPERAÇÃO UNITARIA: **REGENERAÇÃO**

CARBONATO DE SODIO (10%) (kg/h)	4.124
AGUA NOVA (l/h)	41.237
EFLUENTES	
DA PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	18.797
EFLUENTES CLORETADOS (m3/h)	0.837

****

RESULTADOS GLOBAIS

RENDIMENTO DA LIXIVIAÇÃO DINAMICA (%)	87.86
RENDIMENTO LIXIVIAÇÃO ESTATICA (%)	57.50

RENDIMENTO GLOBAL DAS LIXIVIAÇÕeS (%)	73.21
RENDIMENTO GLOBAL DO PROCESSO (%)	71.74
RAZÃO ENTRE OS DOIS RENDIMENTOS (%)	98.00

CONSUMOS ESPECÍFICOS

	kg/ton MINERIO	kg/kg U3O8
MAXILAS BRITADOR PRIMARIO	0.008	0.004
MAXILAS BRITADOR SECUNDARIO	0.008	0.004
BARRAS DO MOINHO	0.51	0.245
FORRAS DO MOINHO	0.073	0.04
PIROLUSITE	2	0.96
ACIDO SULFURICO	40.08	19.260
FLOCULANTE	0.1	0.05
ACIDO SULFURICO	20	19.23
RESINAS (Em litros)	0.0625	0.06
ACIDO SULFURICO	20.554	9.88
QUEROSENE	0.201	0.10
ISODECANOL	0.009	0.01
AMINA TERCIARIA	0.011	0.01
CLORETO DE SODIO	2.735	1.31
ACIDO SULFURICO	0.468	0.22
CARBONATO DE SODIO	0.206	0.10
AMONIACO	0.520	0.25
SULFATO DE AMONIO	0.245	0.12
CALCARIO	15.149	7.28
CAL	6.219	2.99
CLORETO DE BARIO	0.019	0.01
AGUA FRESCA	0.930	0.45

****

7.5.3.3 Circuito baseado na lixiviação dinâmica

A figura 7.9 refere os fluxos principais e as relações entre os caudais consideradas no balanço de massa. No cálculo, para além dos parâmetros definidores cujos valores se mantiveram, foram estabelecidas as seguintes regras:

i) Dos efluentes neutralizados 2/3 são considerados perdidos e 1/3 é reaproveitado sendo enviado para o tanque de água neutralizada:

ii) Do tanque de água reciclada segue para a lixiviação estática a água necessária para se atingir a percentagem de sólidos previamente estabelecida;

iii) No mesmo depósito, a água remanescente é enviada para a separação sólido-líquido;

iv) A água fresca que é utilizada na lavagem é a que falta para atingir a relação de lavagem previamente estabelecida.

Apresentam-se também, para este processo, dois exemplos dos resultados finais:

```
**************************************************************************
                          CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO DINAMICA
**************************************************************************
                          BALANCO DE MASSAS
**************************************************************************
                          PARAMETROS DEFINIDOS PELO UTILIZADOR
PERCENTAGEM DE SOLIDOS NA MOAGEM -65%  QUANTIDADE DE OXIDANTE (kg/t)-2
RELAÇÃO L:S NA LIX. DINAMICA -1        ACIDO LIX. DINAMICA - kg/t - 40
RELAÇÃO DE LAVAGEM - 2                 PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW- 55
NÚMERO DE ANDARES - 5                  QUANTIDADE DE FLOCULANTE (kg/t)- 0.1
LAVAGEM FILTROS (m3/m3 licor)-0.005    CAPACIDADE TRABALHO AMINA (g/l)-4.5
CONCENTRAÇÃO DO REFINADO (mg/l)- 1     CONC. ORGANICA ESGOTADA (mg/l)-50
PERDAS DE ORGANICA (l/m3)-0.12         RELAÇÃO CAUDAIS O/A REEXTRACÇÃO-5
RECIRCULAÇÃO DO DECANTADO-50%          CONSUMO AMONIACO (kg/kg U3O8)-0.25
CONSUMO REGENERANTE (kg/m3)-0.441      PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW - 25%
HUMIDADE DO BOLO - 40%                 AGUA LAVAGEM (l/kg DUA)-2.5
CONCENTRAÇÃO (NH4)2SO4 (p/p)-2%        CONSUMO (NH4)2SO4 (l/kg DUA)-5
CONSUMO CAL 45% CaO (kg/m3)-3.9        CONCENTRAÇÃO DA CAL (p/v) - 17%
CONSUMO CALCARIO 55% CaO (kg/m3)-9.5   CONCENTRAÇÃO CALCARIO (p/v)-20%
CONSUMO DE BaCl (g/m3)- 20             CONCENTRAÇÃO BaCl (g/l) - 0.005
**************************************************************************
          CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO RICO - 20 t/hora
            TEOR MÉDIO DO MINÉRIO RICO (kg/t) - 1.5
**************************************************************************
```

OPERAÇÃO UNITARIA: **MOAGEM**

	ENTRADA	
MINÉRIO (t/h)		20
PIROLUSITE (t/h)		0.04
AGUA FRESCA (t/h)		10.791
	SAIDA	
SOLIDOS (t/h)		20.040

AGUA (m3/h)	10.791

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO DINAMICA

ENTRADA	
SOLIDOS (t/h)	20.040
ACIDO SULFURICO (t/h)	0.802
AGUA DA POLPA (m3/h)	10.791
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	8.448
DÉBITO DA FASE LIQUIDA (m3/h)	19.676
SAIDA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)	20.040
LICOR (m3/h)	19.676
U3O8 DISSOLVIDO (kg/h)	26.359
CONCENTRAÇÃO (g U3O8/l)	1.340
RENDIMENTO (%)	87.86

OPERAÇÃO UNITARIA: SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO

ENTRADA	
FASE SOLIDA (t/h)	20.040
LICOR (m3/h)	19.676
AGUA DE LAVAGEM (m3/h)	39.353
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	31.533
AGUA FRESCA (m3/h)	7.820
CONCENTRAÇÃO DA AGUA DE LAVAGEM (g/l)	0.001
FLOCULANTE (kg/h)	2
SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (OVERFLOW) (m3/h)	42.666
CONCENTRAÇÃO DO OVERFLOW (g/l)	0.614
METAL NO OVERFLOW (kg/h)	26.198
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW (m3/h)	16.364
CONCENTRAÇÃO EM U3O8 DO UNDERFLOW (g/l)	0.012
METAL NO UNDERFLOW (kg/h)	0.189
ESTÉRIL (t/h)	20.040
RENDIMENTO DA LAVAGEM (%)	98.28
VALORES DAS CONCENTRAÇÕES INTERMÉDIAS	
CONCENTRAÇÃO NO 2º ANDAR (g/l)	0.251
CONCENTRAÇÃO NO 3º ANDAR (g/l)	0.100
CONCENTRAÇÃO NO 4º ANDAR (g/l)	0.038

OPERAÇÃO UNITARIA: **ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
LICOR DA SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	42.666
CONCENTRAÇÃO (g/l)	0.614
AGUA LAVAGEM DOS FILTROS (m3/h)	0.213
SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	42.666
CONCENTRAÇÃO (g/l)	0.614
AGUA PARA TANQUE DE RECIRCULAÇÃO (m3/h)	0.213

OPERAÇÃO UNITARIA: **EXTRACÇÃO POR SOLVENTES**

ENTRADA	
AQUOSA FÉRTIL (m3/h)	42.666
CONCENTRAÇAO DA AQUOSA (g/l)	0.614
DÉBITO DE ORGANICA (m3/h)	5.878
CONCENTRAÇÃO DE ORGANICA ESGOTADA (mg/l)	50
SAIDA	
REFINADO (m3/h)	42.566
PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	28.444
PARA O TRATAMENTO EFLUENTES (m3/h)	14.222
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	5.878
ORGANICA PERDIDA (kg/h)	5.12

OPERAÇÃO UNITáRIA: **REEXTRACÇÃO**

ENTRADA	
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	5.878
REEXTRACTANTE (m3/h)	1.176
SAIDA	
ORGANICA ESGOTADA (m3/h)	5.878
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.176
CONCENTRAÇÃO DA SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (g/l)	22.25

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE**

ENTRADA	
CLORETO DE SODIO (100%) (kg/h)	34.384
ACIDO SULFURICO (98%) (kg/h)	5.878
ACIDO SULFURICO (l/h)	3.212
AGUA FRESCA (m3/h)	0.646
SOLUÇÃO RECIRCULADA (m3/h)	0.526

SAIDA	
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.176

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO**

ENTRADA	
REEXTRACTANTE CARREGADO (m3/h)	1.176
CONCENTRAÇÃO DO REEXTRACTANTE (g/l)	22.25
AMONIACO (kg/h)	6.539
SAIDA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	30.771
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.176

OPERAÇÃO UNITARIA: **ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	30.771
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.176
SAIDA	
UNDERFLOW	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	30.771
AGUA DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.123
OVERFLOW	
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.052
sendo:	
RECIRCULADO PARA PREPARAÇÃO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.526
EFLUENTE SALINO (m3/h)	0.526

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRIMEIRA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	30.771
AGUA (m3/h)	0.123
AGUA DE LAVAGEM (m3/h)	0.077
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	20.514
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	30.771
EFLUENTE DA 1ª LAVAGEM (m3/h)	0.179

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO**

ENTRADA	
SULFATO DE AMONIO (kg/h)	3.077

AGUA FRESCA (l/h)	153.854
SAIDA	
SULFATO DE AMONIO A 2% (l/h)	153.854

OPERAÇÃO UNITARIA: **SEGUNDA FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	30.771
SULFATO DE AMONIO 2% (l/h)	153.854
HUMIDADE DO BOLO (l/h)	20.514
AGUA DE LAVAGEM (l/h)	76.927
SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)	20.514
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)	30.771
EFLUENTE DA 2ª LAVAGEM (m3/h)	0.231

OPERAÇÃO UNITARIA: **SECAGEM E EMBALAGEM**

PRODUÇÃO U3O8 (100%) (kg/h)	**26.155**

OPERAÇÃO UNITARIA: **NEUTRALIZAÇÃO DE EFLUENTES**

ENTRADA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)	20.040
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW DA SSL (m3/h)	16.364
REFINADO AQUOSO (m3/h)	14.222
ESGOTO TOTAL (m3/h)	30.586
CALCARIO 55% CaO (kg/h)	290.562
AGUA (m3/h)	1.453
CAL 45% CaO (kg/h)	119.284
AGUA (m3/h)	0.702
SAIDA	
EFLUENTE NEUTRALIZADO (m3/h)	32.740
PARA A PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	21.827
PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	10.913

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO DO RADIO**

ENTRADA	
EFLUENTE (m3/h)	21.827
CLORETO DE BARIO (kg/h)	0.437
AGUA (l/h)	87.307
SAIDA	
EFLUENTE	21.914

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA FRESCA**

ENTRADA	
AGUA DA CAPTAÇÃO (m3/h)	22.045
SAIDA	
MOAGEM (m3/h)	10.791
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.213
AGUA LAVAGEM PARA A S.S.L. (m3/h)	7.820
PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.646
REGENERAÇÃO (l/h)	0.026
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO (m3/h)	0.154
LAVAGEM DO 1º FILTRO (m3/h)	0.077
LAVAGEM DO 2º FILTRO (m3/h)	0.077
PREPARAÇÃO DA POLPA DE CALCARIO (m3/h)	1.453
PREPARAÇÃO DO LEITO DE CAL (m3/h)	0.702
PREPARAÇÃO DO CLORETO DE BARIO (m3/h)	0.087
TOTAL (m3/h)	22.045

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA RECICLADA**

ENTRADA	
REFINADO DA EXTRACÇÃO (m3/h)	28.444
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.213
LAVAGEM DO 1º FILTRO (m3/h)	0.179
LAVAGEM DO 2º FILTRO (m3/h)	0.231
AGUA NEUTRALIZADA (m3/h)	10.913
TOTAL (m3/h)	39.981
CONCENTRAÇÃO MÉDIA (g/l)	0.001
SAIDA	
PARA A LIXIVIAÇÃO DINAMICA (m3/h)	8.448
PARA A SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	31.533

OPERAÇÃO UNITARIA: **REGENERAÇÃO**

CARBONATO DE SODIO (10%) (kg/h)	2.592
AGUA NOVA (l/h)	25.920
EFLUENTES	
DA PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	21.914
EFLUENTES CLORETADOS (m3/h)	0.526

****

RESULTADOS GLOBAIS

RENDIMENTO DA LIXIVIAÇÃO (%)	87.86
RENDIMENTO GLOBAL DO PROCESSO (%)	87.18
RAZÃO ENTRE OS DOIS RENDIMENTOS (%)	99.23

CONSUMOS ESPECÍFICOS

	kg/ton MINERIO	kg/kg U3O8
MAXILAS BRITADOR PRIMARIO	0.008	0.006
MAXILAS BRITADOR SECUNDARIO	0.008	0.006
BARRAS DO MOINHO	0.51	0.390
FORRAS DO MOINHO	0.073	0.06
PIROLUSITE	2	1.53
ACIDO SULFURICO	40.08	30.65
FLOCULANTE	0.1	0.08
QUEROSENE	0.184	0.14
ISODECANOL	0.008	0.01
AMINA TERCIARIA	0.010	0.02
CLORETO DE SODIO	1.719	1.31
ACIDO SULFURICO	0.294	0.22
CARBONATO DE SODIO	0.130	0.10
AMONIACO	0.327	0.25
SULFATO DE AMONIO	0.154	0.12
CALCARIO	14.528	11.11
CAL	5.964	4.56
CLORETO DE BARIO	0.022	0.02
AGUA FRESCA	1.102	0.84

****

O outro exemplo refere o balanço para uma alimentação constituida por 60 t/h de um minério com um teor médio de 0,7 kg U_3O_8/t.

****

CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO DINAMICA

****

BALANCO DE MASSAS

****

PARAMETROS DEFINIDOS PELO UTILIZADOR

PERCENTAGEM DE SOLIDOS NA MOAGEM -65%	QUANTIDADE DE OXIDANTE (kg/t)-2
RELAÇÃO L:S NA LIX. DINAMICA -1	ACIDO LIX. DINAMICA - kg/t - 40
RELAÇÃO DE LAVAGEM - 2	PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW- 55
NÚMERO DE ANDARES - 5	QUANTIDADE DE FLOCULANTE (kg/t)- 0.1
LAVAGEM FILTROS (m3/m3 licor)-0.005	CAPACIDADE TRABALHO AMINA (g/l)-4.5
CONCENTRAÇÃO DO REFINADO (mg/l)- 1	CONC. ORGANICA ESGOTADA (mg/l)-50
PERDAS DE ORGANICA (l/m3)-0.12	RELAÇÃO CAUDAIS O/A REEXTRACÇÃO-5
RECIRCULAÇÃO DO DECANTADO-50%	CONSUMO AMONIACO (kg/kg U3O8)-0.25
CONSUMO REGENERANTE (kg/m3)-0.441	PERCENTAGEM SOLIDOS UNDERFLOW - 25%
HUMIDADE DO BOLO - 40%	AGUA LAVAGEM (l/kg DUA)-2.5
CONCENTRAÇÃO (NH4)2SO4 (p/p)-2%	CONSUMO (NH4)2SO4 (l/kg DUA)-5
CONSUMO CAL 45% CaO (kg/m3)-3.9	CONCENTRAÇÃO DA CAL (p/v) - 17%

CONSUMO CALCÁRIO 55% CaO (kg m3)-9.5 CONCENTRAÇÃO CALCARIO (p/v)-20%
CONSUMO DE BaCl (g/m3)- 20 CONCENTRAÇÃO BaCl (g/l) - 0.005

****

CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO RICO - 60 t/hora
TEOR MÉDIO DO MINÉRIO RICO (kg/t) - 0.7

****

OPERAÇÃO UNITARIA: **MOAGEM**

ENTRADA	
MINÉRIO (t/h)	60
PIROLUSITE (t/h)	0.12
AGUA FRESCA (t/h)	32.372
SAIDA	
SOLIDOS (t/h)	60.120
AGUA (m3/h)	32.372

OPERAÇÃO UNITARIA: **LIXIVIAÇÃO DINAMICA**

ENTRADA	
SOLIDOS (t/h)	60.120
ACIDO SULFURICO (t/h)	2.405
AGUA DA POLPA (m3/h)	32.372
AGUA RECIRCULADA (m3/h)	25.343
DÉBITO DA FASE LIQUIDA (m3/h)	59.029
SAIDA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)	60.120
LICOR (m3/h)	59.029
U3O8 DISSOLVIDO (kg/h)	31.95
CONCENTRAÇÃO (g U3O8/l)	0.541
RENDIMENTO (%)	76.06

OPERAÇÃO UNITARIA: **SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO**

ENTRADA	
FASE SOLIDA (t/h)	60.120
LICOR (m3/h)	59.029
AGUA DE LAVAGEM (m3/h)	118.059
COMPONENTE RECICLADA (m3/h)	93.865
AGUA FRESCA (m3/h)	24.194
CONCENTRAÇÃO DA AGUA DE LAVAGEM (g/l)	0.001
FLOCULANTE (kg/h)	6

SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (OVERFLOW) (m3/h)	127.997
CONCENTRAÇÃO DO OVERFLOW (g/l)	0.248
METAL NO OVERFLOW (kg/h)	31.780
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW (m3/h)	49.091
CONCENTRAÇÃO EM U3O8 DO UNDERFLOW (g/l)	0.005
METAL NO UNDERFLOW (kg/h)	0.250
ESTÉRIL (t/h)	60.120
RENDIMENTO DA LAVAGEM (%)	98.22
VALORES DAS CONCENTRAÇÕES INTERMÉDIAS	
CONCENTRAÇÃO NO 2º ANDAR (g/l)	0.102
CONCENTRAÇÃO NO 3º ANDAR (g/l)	0.041
CONCENTRAÇÃO NO 4º ANDAR (g/l)	0.016

OPERAÇÃO UNITARIA: **ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO**

ENTRADA	
LICOR DA SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	127.997
CONCENTRAÇÃO (g/l)	0.284
AGUA LAVAGEM DOS FILTROS (m3/h)	0.640
SAIDA	
SOLUÇÃO FÉRTIL (m3/h)	127.997
CONCENTRAÇÃO (g/l)	0.248
AGUA PARA TANQUE DE RECIRCULAÇÃO (m3/h)	0.640

OPERAÇÃO UNITARIA: **EXTRACÇÃO POR SOLVENTES**

ENTRADA	
AQUOSA FÉRTIL (m3/h)	127.997
CONCENTRAÇAO DA AQUOSA (g/l)	0.248
DÉBITO DE ORGANICA (m3/h)	7.113
CONCENTRAÇÃO DE ORGANICA ESGOTADA (mg/l)	50
SAIDA	
REFINADO (m3/h)	127.997
PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	85.331
PARA O TRATAMENTO EFLUENTES (m3/h)	42.666
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	7.113
ORGANICA PERDIDA (kg/h)	15.36

OPERAÇÃO UNITARIA: **REEXTRACÇÃO**

ENTRADA	
ORGANICA CARREGADA (m3/h)	7.113
REEXTRACTANTE (m3/h)	1.423

SAIDA	
ORGANICA ESGOTADA (m3/h)	7.113
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.423
CONCENTRAÇÃO DA SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (g/l)	22.25

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE**

ENTRADA	
CLORETO DE SODIO (100%) (kg/h)	41.610
ACIDO SULFURICO (98%) (kg/h)	7.113
ACIDO SULFURICO (l/h)	3.887
AGUA FRESCA (m3/h)	0.782
SOLUÇÃO RECIRCULADA (m3/h)	0.637
SAIDA	
SOLUÇÃO DE REEXTRACÇÃO (m3/h)	1.423

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO**

ENTRADA	
REEXTRACTANTE CARREGADO (m3/h)	1.423
CONCENTRAÇÃO DO REEXTRACTANTE (g/l)	22.25
AMONIACO (kg/h)	7.913
SAIDA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	37.238
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.423

OPERAÇÃO UNITARIA: **ESPESSAMENTO DO CONCENTRADO**

ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)	37.238
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.423
SAIDA	
UNDERFLOW	
DUA 85% U3O8 (kg/h)	37.238
AGUA DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	0.149
OVERFLOW	
AGUAS-MÃES DA PRECIPITAÇÃO (m3/h)	1.274
sendo:	
RECIRCULADO PARA PREPARAÇÃO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.637
EFLUENTE SALINO (m3/h)	0.637

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRIMEIRA FILTRAÇÃO**

	ENTRADA	
DUA 85% U3O8 (kg/h)		37.238
AGUA (m3/h)		0.149
AGUA DE LAVAGEM (m3/h)		0.093
	SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)		24.825
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)		37.238
EFLUENTE DA 1ª LAVAGEM (m3/h)		0.217

OPERAÇÃO UNITARIA: **PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO**

	ENTRADA	
SULFATO DE AMONIO (kg/h)		3.724
AGUA FRESCA (l/h)		186.188
	SAIDA	
SULFATO DE AMONIO A 2% (l/h)		186.188

OPERAÇÃO UNITARIA: **SEGUNDA FILTRAÇÃO**

	ENTRADA	
PRECIPITADO DUA 85% U3O8 (kg/h)		37.238
SULFATO DE AMONIO 2% (l/h)		186.188
HUMIDADE DO BOLO (l/h)		24.825
AGUA DE LAVAGEM (l/h)		93.094
	SAIDA	
HUMIDADE DO DUA POS-FILTRAÇÃO (l/h)		24.825
PRECIPITADO DUA 85% (kg/h)		37.238
EFLUENTE DA 2ª LAVAGEM (m3/h)		0.279

OPERAÇÃO UNITARIA: **SECAGEM E EMBALAGEM**

PRODUÇÃO U3O8 (100%) (kg/h)	**31.652**

OPERAÇÃO UNITARIA: **NEUTRALIZAÇÃO DE EFLUENTES**

	ENTRADA	
RESIDUO SOLIDO (t/h)		60.120
SOLUÇÃO DO UNDERFLOW DA SSL (m3/h)		49.091
REFINADO AQUOSO (m3/h)		42.666
ESGOTO TOTAL (m3/h)		91.757
CALCARIO 55% CaO (kg/h)		871.687
AGUA (m3/h)		4.358

CAL 45% CaO (kg/h)	357.851
AGUA (m3/h)	2.105
SAIDA	
EFLUENTE NEUTRALIZADO (m3/h)	98.220
PARA A PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	65.480
PARA O TANQUE AGUA RECIRCULADA (m3/h)	32.740

OPERAÇÃO UNITARIA: **PRECIPITAÇÃO DO RADIO**

ENTRADA	
EFLUENTE (m3/h)	65.480
CLORETO DE BARIO (kg/h)	1.310
AGUA (l/h)	261.920
SAIDA	
EFLUENTE	65.742

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA FRESCA**

ENTRADA	
AGUA DA CAPTAÇÃO (m3/h)	65.117
SAIDA	
MOAGEM (m3/h)	32.372
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.640
AGUA LAVAGEM PARA A S.S.L. (m3/h)	24.194
PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE (m3/h)	0.782
REGENERAÇÃO (l/h)	0.031
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMONIO (m3/h)	0.186
LAVAGEM DO 1º FILTRO (m3/h)	0.093
LAVAGEM DO 2º FILTRO (m3/h)	0.093
PREPARAÇÃO DA POLPA DE CALCARIO (m3/h)	4.358
PREPARAÇÃO DO LEITO DE CAL (m3/h)	2.105
PREPARAÇÃO DO CLORETO DE BARIO (m3/h)	0.262
TOTAL (m3/h)	65.117

OPERAÇÃO UNITARIA: **ABASTECIMENTO AGUA RECICLADA**

ENTRADA	
REFINADO DA EXTRACÇÃO (m3/h)	84.331
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO (m3/h)	0.640
LAVAGEM DO 1º FILTRO (m3/h)	0.217
LAVAGEM DO 2º FILTRO (m3/h)	0.279
AGUA NEUTRALIZADA (m3/h)	32.740
TOTAL (m3/h)	119.208
CONCENTRAÇÃO MÉDIA (g/l)	0.001

SAIDA	
PARA A LIXIVIAÇÃO DINAMICA (m3/h)	25.343
PARA A SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO (m3/h)	93.865
OPERAÇÃO UNITARIA: **REGENERAÇÃO**	
CARBONATO DE SODIO (10%) (kg/h)	3.137
AGUA NOVA (l/h)	31.367
EFLUENTES	
DA PRECIPITAÇÃO DO RADIO (m3/h)	65.742
EFLUENTES CLORETADOS (m3/h)	0.637

RESULTADOS GLOBAIS

RENDIMENTO DA LIXIVIAÇÃO (%)	76.06
RENDIMENTO GLOBAL DO PROCESSO (%)	75.36
RAZÃO ENTRE OS DOIS RENDIMENTOS (%)	99.08

CONSUMOS ESPECÏFICOS

	kg/ton MINERIO	kg/kg U3O8
MAXILAS BRITADOR PRIMARIO	0.008	0.015
MAXILAS BRITADOR SECUNDARIO	0.008	0.015
BARRAS DO MOINHO	0.51	0.967
FORRAS DO MOINHO	0.073	0.14
PIROLUSITE	2	3.79
ACIDO SULFURICO	40.08	75.98
FLOCULANTE	0.1	0.19
QUEROSENE	0.184	0.45
ISODECANOL	0.008	0.02
AMINA TERCIARIA	0.010	0.02
CLORETO DE SODIO	0.693	1.31
ACIDO SULFURICO	0.119	0.22
CARBONATO DE SODIO	0.052	0.10
AMONIACO	0.132	0.25
SULFATO DE AMONIO	0.062	0.12
CALCARIO	14.528	27.54
CAL	5.964	11.31
CLORETO DE BARIO	0.022	0.04
AGUA FRESCA	1.085	2.06

7.6 Dimensionamento preliminar do equipamento

7.6.1 Generalidades

O nosso objectivo centra-se sobre a optimização de tonelagens, teores e processo de tratamento numa perspectiva

global, portanto num estágio anterior ao projecto detalhado. É assim não só perfeitamente aceitável que o dimensionamento do equipamento principal do processo seja feito numa base preliminar que possibilite a determinação do investimento em função dum parâmetro tipificador de cada aparelho, com um erro global de cerca de ±20%, como seria despropositado, resultando num esforço criativo e de cálculo supérfluo, assumir uma atitude mais exigente. Simultaneamente cada operação unitária não é optimizada no que respeita ao equipamento utilizado, sendo este fixado pelas condições habituais na indústria. Tomando um exemplo já referido, o número de espessadores considerados na separação sólido-líquido é de cinco, não se verificando se, no contexto económico em análise, seria preferível utilizar quatro ou seis.

A maior parte dos critérios e parâmetros que presidiram ao dimensionamento preliminar do equipamento ressalta evidente a partir da leitura dos critérios de projecto que se adoptaram. Estes não são, no entanto, exaustivos. Seria com efeito fastidioso e impertinente estar a enumerar, por exemplo, todos os tempos de residência adoptados em reservatórios de armazenamento secundários ou de preparação de reagentes. A atitude oposta - a não referência absoluta à metodologia de dimensionamento - seria do mesmo modo totalmente condenável pois deixaria o leitor na ignorância sobre o eventual maior ou menor grau de exigência e de rigor que teria sido adoptado em operações unitárias emblemáticas. Justifica-se, deste modo, a atitude de compromisso que é assumida referindo, detalhadamente, apenas um exemplo de dimensionamento.

7.6.2 Um exemplo de dimensionamento - A permuta iónica em contra-corrente

Consideremos uma resina inicialmente saturada no ião A e vamos pô-la em contacto com uma solução de iões B. Dar-se-á uma reacção de permuta iónica que podemos esquematizar por

$$RA + B \underset{<-2}{\overset{1->}{=====}} RB + A$$

A reacção é deslocada no sentido 1 se se fizer percolar a solução de B através do leito de resinas. A fixação de B

faz-se segundo uma frente de permuta cuja espessura depende das condições operatórias (isto é, para uma resina previamente fixada, do caudal específico [L/T] e da concentração da alimentação).

Se a resina está imóvel esta frente progride na coluna no sentido do escoamento do líquido a tratar.

Se a resina se deslocar em contra-corrente relativamente à solução existirá um valor do débito da resina para a qual a frente de permuta guardará uma posição fixa relativamente à coluna (ou conjunto de colunas). Este débito de resina é, evidentemente, função do débito de solução a tratar e da sua concentração. Uma vez obtido este regime de funcionamento a coluna opera em regime estacionário.

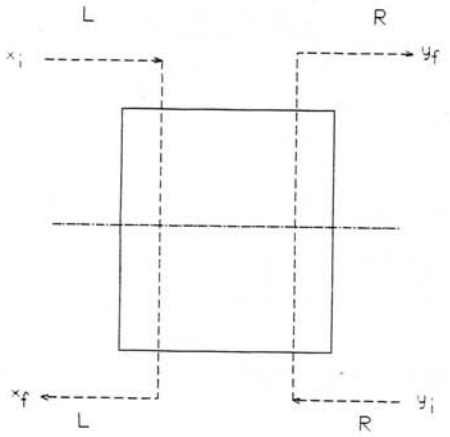


Fig 7.10

Seja L o débito de solução aquosa e seja R o débito de resina. Sejam ainda x_i a concentração em iões B da solução à entrada e x_f à saída; sejam y_i e y_f as concentrações de B na resina, igualmente à entrada e à saída.

Pode fazer-se um balanço de massa dos iões B. Se a carga e a eluição fossem perfeitos, teríamos:

- o fluxo de iões que entram numa coluna por unidade de tempo é:

$$\varphi_e = L.x_i$$

- o fluxo que sai da coluna é:

$$\varphi_s = R.y_f$$

Quando o regime é estacionário $\varphi_e = \varphi_s$ e, portanto

$$L\ x_i = R\ y_f \qquad \frac{R}{L} = \frac{x_i}{y_f}$$

Admitiu-se que a resina e a solução estão em equilibrio, o que é verdadeiro para débitos nulos ou quase nulos. Mas, para que haja transferência de massa entre as duas fases é necessário que não estejamos no equilibrio, o que se traduz por um efluente com uma concentração em B não nula, e uma carga na resina inferior ao máximo.

Sejam y e x as concentrações do metal respectivamente na resina e na solução, a uma altura qualquer no interior duma coluna. O balanço de massas nesse ponto será;

$$L\ x_i + R\ y = L\ x + R\ y_f$$

Portanto, y varia em função de x segundo uma relação linear cujos valores limites são dados pelo balanço de massas nos limites da operação, isto é:

$$\frac{L}{R} = \frac{y_f - y_i}{x_i - x_f}$$

Antes de prosseguirmos com a construção dum modelo de dimensionamento, torna-se necessário definir a tecnologia seleccionada. Dentro dos sistemas de leito fluidizado, com circulação ascendente da fase fluida e em contra-corrente, optou-se pelo processo designado na literatura por *Sistema Porter* dada a sua simplicidade operatória e ainda pelo facto de termos já colaborado no dimensionamento de uma instalação deste tipo que se encontra em laboração.

O sistema está representado na figura 7.11. A contra-corrente entre a solução e a resina é obtida utilizando uma série de colunas. A solução é introduzida inferiormente em cada andar através dum distribuidor ramificado e flui ascendentemente através do leito de resina fluidizado, até uma caleira externa superior donde é transportado, graviticamente ou por bombagem, para o andar seguinte. A resina move-se em contra-corrente relativamente à solução, sendo transportada por "air-lift" a partir do fundo de cada tanque. Entra no centro do andar anterior, sendo o seu movimento constituido por uma série de operações descontínuas. A resina é mais ou menos completamente transportada da primeira coluna da série antes da resina da segunda ser transferida para a primeira, e assim sucessivamente até à última coluna na qual a resina eluida é introduzida. O débito da alimentação aquosa é ininterrupto. Apenas 4 ou 5 colunas podem ser consideradas andares activos, sendo inevitável um certo volume morto em cada coluna. Podem acontecer problemas na manutenção duma distribuição regular do inventário de resinas entre os andares.

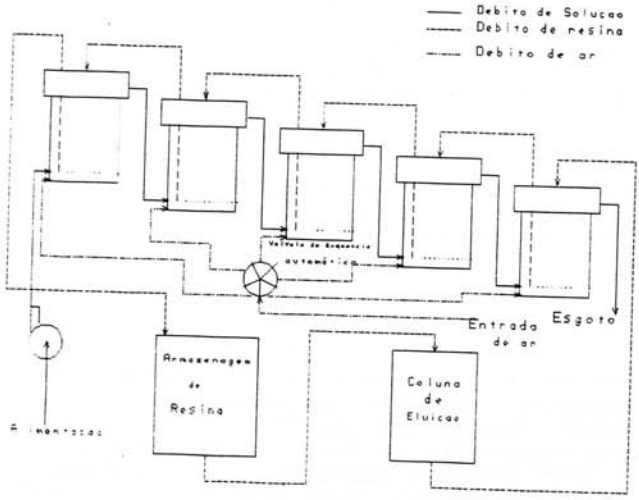


Fig. 7.11 Sistema Porter

A porosidade dum leito fluidizado pode ser relaccionada com a sua expansão através da relação

$$EL = \frac{\epsilon - \epsilon_s}{1 - \epsilon}$$

sendo ϵ_s a porosidade do leito sedimentado, ϵ a porosidade do leito expandido e EL a expansão em fracção do leito. Numerosas correlações tem sido propostas para prever a fluidização de partículas esféricas em leitos anulares. A correlação que, provavelmente, melhor se adapta à fluidização de leitos de resina é a de RAMAMURTHY e SABBARAJA. Estes autores correlacionaram o número de Galileu (Ga) com o número de Reynolds (Re) da partícula e com a força de atrito para regimes de escoamento laminares, intermédios e turbulentos. Para os calibres da resina e para os níveis de fluidização normalmente utilizados, Re cai na região intermédia e a correlação referida reveste a forma

$$Ga \approx 13,9\ (Re)^{1,4}\ .(\varphi_\epsilon)^{2,21}$$

sendo $\varphi\epsilon$ um factor de correcção de velocidade. GIDDEY, partindo do rearranjo da correlação de RAMAMURTHY e SABBARAJA, apresenta uma função que correlaciona a velocidade superficial com a porosidade do leito fluidizado e com as propriedades hidrodinâmicas da resina e da solução. A função de GIDDEY exprime-se por:

$$u = \frac{d^{1,14}\ (\rho_s - \rho)^{0,714}\ g^{0,714}}{6,55\ \mu^{0,429}\ \rho^{0,286}} \left[1 - 1,21\ (1 - \epsilon)^{2/3} \right]^{1,58}$$

onde d representa o calibre médio das partículas de resina em cm, ρ_s e ρ as densidades respectivamente da resina carregada, na forma sulfatada, e da solução, g a aceleração da gravidade, μ a viscosidade da solução e ϵ a porosidade do leito expandido. Estas duas equações permitem-nos assim estimar a velocidade superficial ascensional do licor para obter uma expansão do leito requerida. A figura 7.12 representa, para várias condições operatórias, a expansão do leito com

a velocidade superficial. Na curva A as condições são as seguintes (ρ_s = 1,32 g/ml, ρ = 1,03 g/ml, d= 0,06 cm e μ = 1,0 cP). A curva B tem os seguintes valores dos parâmetros (ρ = 1,32 g/ml, ρ = 1,03 g/ml, d = 0,06 cm e μ = 3,0 cP) e a curva C é caracterizada por (ρ_s = 1,18 g/ml, ρ = 1,03 g/ml,d= 0,06 cm e μ = 3,0 cP).

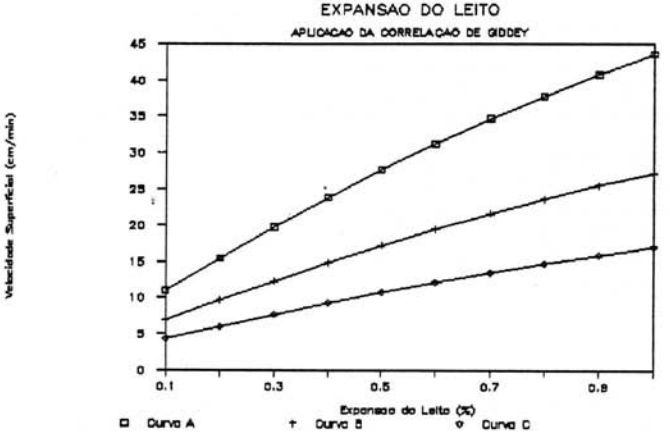


Figura 7.12 Curvas de expansão de resina

Como vimos, as concentrações nos extremos permitem-nos determinar o débito médio de resina. Ora estas são fixadas

i) pela concentração da alimentação (x_i);

ii) pela concentração inicial da resina (y_i) que é determinada pelo tempo de residência na eluição;

iii) pela capacidade de trabalho da resina (y_f) fixada arbitrariamente como uma determinada percentagem da sua capacidade de saturação, determinada na isotérmica de equilibrio, a partir da concentração da fase aquosa;

iv) a concentração do esgoto (x_f) é definida arbitrariamente como um objectivo a atingir, e o seu valor determina o número de andares necessários à contra-corrente.

No nosso caso x_1 vem determinado pelo balanço de massas, y_1 foi definido tendo por base um tempo de residência da resina na eluição de 26 horas para o qual y_1 será aproximadamente de 0,4 g/l de resina; a capacidade de trabalho e a concentração do esgoto foram arbitrariamente definidos em 30 g/l de resina e 10 mg/l, respectivamente.

O conhecimento de L (deduzido do balanço de massas) e de u permite-nos determinar a secção transversal (A) da coluna através de

$$A = \frac{L}{u}$$

A fixação do intervalo de tempo **t** ao fim do qual se dá uma transferência de resina, e da fracção **p** do volume de resina existente em cada andar e que é transferida, permite-nos calcular o volume de resina V_r existente em cada andar:

$$V_r = \frac{t\ R}{p}$$

Por outro lado, se **q** representar a fracção da altura de cada estágio ocupada pela resina quando expendida, teremos que

$$V_r = A\ H\ q\ \epsilon$$

representando H a altura da coluna. Logo se conclui que:

$$H = \frac{V_r}{A\ q\ \epsilon}$$

O tempo de retenção da fase líquida no interior da coluna pode ser calculado por:

$$t_{ret} = \frac{H\ A - V_r}{L}$$

A extracção e a recuperação de um metal a partir dum licor de lixiviação dependem dos níveis de transferência de

massa da solução para a resina durante a carga, e da resina para a solução durante a eluição. O passo controlador da cinética da transferência durante a carga pode ocorrer quer na difusão de moléculas carregadas através do filme de NERNST que circunda o leito de resina (controlo por difusão no filme ou transporte externo) ou por difusão no interior da estrutura porosa do leito (controlo por difusão na partícula ou difusão interna). São possíveis outros estágios de difusão que podem ou não coexistir: reacção na interface, difusão porosa e dispersão axial.

Os processos de difusão dos iões que intervêm na superfície e no interior da resina são muito complexos. Vamos admitir que a cinética é totalmente controlada por transporte externo. Nestas condições a velocidade de extracção pode ser expressa por:

$$\frac{dy}{dt} = k\ a\ (x - x^*)$$

sendo k o coeficiente global de transferência de massa [LT^{-1}], a a área interfacial por unidade de volume de estágio [L^{-1}] e x* a concentração da fase fluida em equilibrio com a resina que entra no andar seguinte. Como é sabido, para leitos de partículas esféricas de diâmetro uniforme d, temos que:

$$a = \frac{6\ (1 - \epsilon)}{d}$$

sendo ϵ a porosidade do leito.

A isotérmica de equilibrio foi determinada experimentalmente para a resina seleccionada. Verificou-se que pode ser representada matematicamente, com um elevado grau de correlação (0,9995), por uma equação do tipo

$$y = c\ \ln x^* - d$$

ou

$$x^* = e^{\frac{y + d}{c}}$$

Existem várias equações com fundamentação física que pretendem descrever isotérmicas como, por exemplo, as equações do factor de separação constante, de LANGMUIR, da acção das massas, de FREUDLICH, a trinomial em y e a trinomial em x. A equação que propomos não é nenhuma das consagradas, nem tem nenhuma fundamentação fisica ou quimica subjacente. A sua escolha foi unicamente ditada por duas razões: descreve rigorosamente a isotérmica e tem fácil manipulação matemática. A figura 7.13 representa-a graficamente. Não se diferenciam os pontos calculados dos pontos experimentais dada a sua quase total coincidência.

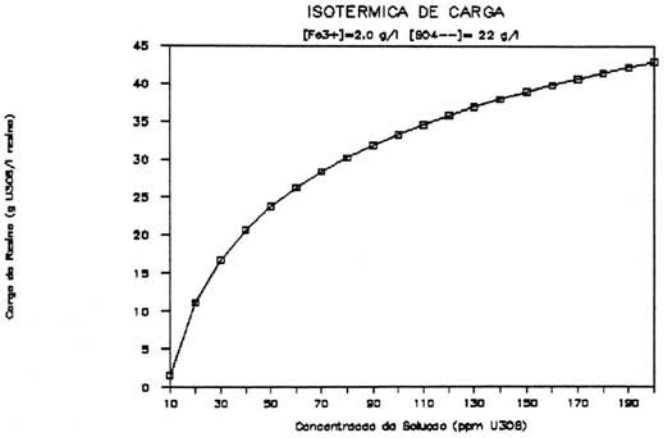


Fig. 7.13 Isotérmica de equilibrio da resina seleccionada

Por outro lado, se aplicarmos a qualquer andar um balanço de massas, teremos:

$$V_r \, dy = L \, (x_i - x_f) \, dt$$

ou

$$\frac{dy}{dt} = \frac{L}{V_r} \, (x_i - x_f)$$

Se derivarmos esta relação teremos

$$\frac{d^2y}{dt^2} = \frac{L}{V_r}\left[\frac{dx_i}{dt} - \frac{dx_f}{dt}\right]$$

Se derivarmos a equação da cinética teremos

$$\frac{d^2y}{dt^2} = k\,a\left[\frac{dx_f}{dt} - \frac{dx^*}{dt}\right]$$

Se se derivar x*(t), obtemos

$$\frac{dx^*}{dt} = \frac{1}{c}\; x^*\; \frac{dy}{dt} = \frac{x^*L}{V_r\,c}\,(x_i - x_f)$$

Substituindo este valor na equação da cinética obtém-se

$$\frac{d^2y}{dt^2} = k\,a\left[\frac{dx_f}{dt} - \frac{x^*\,L}{V_r\,c}\,(x_i - x_f)\right]$$

Igualando as duas derivadas de segunda ordem, obtém-se

$$k\,a\,\frac{dx_f}{dt} - k\,a\,\frac{x^*L}{V_r\,c}\,x_i + k\,a\,\frac{x^*L}{V_rc}\,x_f = \frac{L}{V_r}\,\frac{dx_i}{dt} - \frac{L}{V_r}\,\frac{dx_f}{dt}$$

Desenvolvendo resulta a equação diferencial

$$(1 + \alpha)\;\frac{dx_f}{dt} + \beta\,x_f = \alpha\,\frac{dx_i}{dt} + \beta\,x_i$$

sendo

$$\alpha = \frac{L}{k\ a\ V_r} \qquad e \qquad \beta = \frac{x^*\ L}{V_r\ c}$$

Atendendo a que, para cada andar, x_i é constante, a equação anterior transforma-se duma equação diferencial linear de primeira ordem relativamente à variável x_f. A sua integração conduz a

$$x_f = x_i + \frac{x^* - x_i}{1 + \alpha}\ e^{\frac{-\beta}{1+\alpha}\ t}$$

Por outro lado a composição da resina no inicio de cada ciclo, no andar n, pode ser determinada por

$$y_{i,n} = (1 - p)\ y_{f,n} + p\ yf_{,n+1}$$

Nesta equação pode determinar-se $y_{f,n+1}$ se $y_{i,n}$ for previamente determinado por considerações de transferência de massa.

Com base na utilização das equações atrás consideradas foi possível modelar totalmente um processo de permuta iónica do tipo adoptado. Os dados de entrada são constituidos pelo débito e concentração da alimentação, pela concentração do esgoto, pela capacidade de trabalho da resina e pela sua concentração residual na eluição, pela expansão de leito requerida, pelo calibre médio das partículas da resina, pela densidade da resina quando carregada, pela densidade do licor, pela viscosidade da solução, pelo tempo entre transferências, pela fracção de resina transferida e, finalmente, pela percentagem da altura da coluna ocupada pela resina expandida.

O algoritmo de cálculo, que segue o desenvolvimento matemático que apresentámos, calcula o débito de resina, a porosidade do leito expandido, a velocidade superficial da solução, a secção da coluna, o volume de resina por andar, a altura da coluna, o tempo de retenção da solução em minutos e ainda as concentrações da fase líquida inicial, final e no equilíbrio e as concentrações da resina inicial e final para cada andar.

7.6.3 As rotinas de dimensionamento

A listagem exaustiva de todas as características do equipamento dimensionado, tais como o material construtivo, a altura, a largura, o comprimento, a forma, etc., ocuparia algumas centenas de páginas cuja leitura não se afigura muito agradável. As circunstâncias impõem assim que se remeta o leitor interessado para alguns trabalhos prévios que desenvolvi, contemplando vários diagramas alternativos, e que podem ser encontrados no Volume X - Listagem do Equipamento - do Estudo de Viabilidade do Projecto do Alto Alentejo (1985), e no ponto 5.6 do Estudo Preliminar de Viabilidade do Projecto do Alto Alentejo (versão 1988). No dimensionamento parametrado dos três circuitos que adóptamos mantêm-se as características secundárias de cada peça de equipamento, que estão em concordância com as referidas nos volumes citados. Cada peça de equipamento passa a ser caracterizada pelo parâmetro mais influente na determinação do seu custo como, por exemplo, a potência para um agitador, o volume para um depósito. Esta redução da informação permite-nos já, sem prejuízo do rigor e da caracterização detalhada que serviu de base à determinação dos custos, apresentar um exemplo dos resultados obtidos para cada um dos circuitos.

7.6.3.1 Circuito com base na lixiviação estática

A demarcação das operações unitárias não coincide aqui com a estabelecida para o balanço de massas. Com efeito, numa instalação industrial deste tipo, o equipamento agrega-se por secções em cada uma das quais a matéria prima sofre uma étapa do seu processo evolutivo de transformação caracterizada por uma modificação qualitativa distinta. As fronteiras não são naturalmente nítidas e marcadas, admitindo um certo número de graus de liberdade na sua definição. A racionalidade dum balanço de massas exige, por outro lado, a criação de operações fictícias como, por exemplo, a preparação dos reagentes as quais não correspondem ao conceito que referimos, injustificando assim uma autonomia designativa.

As operações unitárias consideradas neste circuito são a britagem, a lixiviação, a extracção por solventes, a precipitação, a secagem e acabamento, o tratamento de efluentes e o abastecimento de água. Esta escolha foi ditada, para além do princípio citado, por razões derivadas dos

critérios que se estabeleceram para o processo de estimativa do investimento por factores multiplicativos variáveis. Veja-se então um exemplo da saída da rotina de dimensionamento para este processo.

```
**************************************************************
          CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO ESTATICA
           DIMENSIONAMENTO DO EQUIPAMENTO
**************************************************************
          CAPACIDADE DE TRATAMENTO - 55 t/hora
          TEOR MÉDIO DA ALIMENTAÇÃo (kg/t) - 0.751
**************************************************************
```

OPERAÇÃO UNITARIA: BRITAGEM

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
AF1	Alimentador britador	t/h	450	1
BR1	Britador maxilas	m3/h	160	1
EX	Correia extractora da armazenagem	m	50	1
EX1	Correia transportadora horizontal	m	50	1
CT3	Correia transportadora horizontal	m	8	1
CT1	Correia móvel em ângulo de 60º	m	32	1

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
DP1	Depósito aço carbono decapado	m3	21.64	2
DP2	Tanques abertos impermeabilizados	m3	1450	8
BB1	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	82	2
	Pá carregadora-transportadora	m3(balde)	2.8	1
BD	Bulldozer de lâmina	m3	3.4	1
BB2	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	82	4
BB3	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	82	2
	Area de impermeabilização das eiras	m2	3000	8
DP3	Tanques abertos impermeabilizados	m3	750	2
DP4	Tanques abertos impermeabilizados	m3	600	8

OPERAÇÃO UNITARIA: EXTRACÇÃO POR SOLVENTES

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
F1	Filtro antracite de leito invertido	m2	44	2
B1	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	73	3
D2	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	55	1
B3	Bomba centrífuga inox 316	m3/h	110	2
D3	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	164	2
B2	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	329	2
D1	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	219	2
D4	Depósito aço ao carbono	m3	1,2	1
S1	Decantador betão revestido a fibra vibro	m3	94	5
D5	Depósito aço ao carbono decapado	m3	11	1
B4	Bomba centrífuga inox 316L	m3	0,3	1
A10	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	1
B6	Bomba centrífuga inox 316L	m3	6,8	2
D6	Decantador aço carbono rev . fibra vidro	m3	65	2
B5	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	2	1
A1	Agitador turbina pás verticais	kW	4	4
M1	Misturadores betão revestido a fibra vidro	m3	5,2	4
S5	Decantadores betão revestido a fibra vidro	m3	7,0	5
A5	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	5
M5	Misturadores aço 316L	m3	0,5	5
B7	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	3,3	2
D7	Depósito betão revestido fibra de vidr	m3	17	2
S11	Decantadores betão revestido a fibra vidro	m3	7	1
D8	Depósito aço inox 304	m3	0,1	1
B8	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	10,9	1
F2	Filtro areia, aço ebonitado	m3	1,4	1
D10	Depósito betão revestido a fibra de vidro	m3	5	1
B9	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1,4	2
D9	Depósito betão revestido a fibra	m3	41	2
11	Agitador turbina pás verticais	kW	5,5	2
D11	Depósito aço carbono decapado	m3	8	2
B10	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1,4	2
A13	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	1
M10	Misturadores betão revestido a fibra	m3	1,8	1
B11	Bomba centrífuga aço 304	m3/h	1,7	1
B12	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	6,8	1
D12	Depósito PRFV	m3	0,5	1
S10	Decantador betão revestido a fibra vidro	m3	8,1	1

OPERAÇÃO UNITARIA: PRECIPITAÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
V1	Ventilador centrífugo aço inox 316l	m3/h	18,2	1
A14	Agitador turbina pás verticais	kW	1,1	3
D14	Depósito aço 316L termicamente isolado	m3	3,8	3
D15	Depósito aço 316L	m3	0,5	1
A17	Agitador do espessador	kW	0.8	1
S13	Espessador (diâmetro)	m	5,3	1
D16	Depósito aço 316L	m3	8	1
B14	Bomba tubular de diafragma 316L	m3/h	0,2	2
B13	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1,2	2
D17	Repolpador aço inox 316	m3	1,7	1
B15	Bomba tubular diafragma	m3/h	0,9	3
A18	Agitador turbina de pás verticais	kW	2,2	1
F3,4	Filtro horizontal de banda	m2	0,7	2
T1	Alimentador doseador sólidos	kW	0,25	1
A19	Agitador turbina de pás verticais	kW	0,25	1
B16	Bomba de vácuo	m3/h	160	2
D19	Depósito vácuo, aço 316L	m3	0,5	1
D18	Depósito vácuo, aço 316L	m3	0,7	1
V2	Ventilador centrífugo, aço 316L	m3/h	5000	1
B18	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	0,8	1
B19	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1,3	1
D13	Depósito amoníaco	m3	10	2

OPERAÇÃO UNITARIA: SECAGEM E EMBALAGEM

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
SC1	Secador tipo atomizador	kg DUA/h	34,2	1
T2	Correia transportadora	m	3,4	1
B21	Bomba diafragma por sucção	m3/h	0,5	1
B20	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	0,4	1
BH1	Aerociclones	m x m	4,9 x 3,8	2
MM1	Moinho de martelos	kg/h	199	1
B22	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	76	1
T3	Transportador bidons	m3/h	720	1
V4	Ventilador centrífugo, aço 316	m3/h	5000	1

OPERAÇÃO UNITARIA: ABASTECIMENTO DE AGUA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
D21	Depósito betão	m3	332	1
D22	Depósito betão	m3	3200	1
B23	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	160	2
B24	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	53	2
B23	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	11.1	2

OPERAÇÃO UNITARIA: TRATAMENTO DE EFLUENTES

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
TV1	Torva para calcário	m3	6	1
TV2	Torva para cal	m3	2	1
AP	Apagador de cal, aço ao carbono	m3	1	1
D23	Depósito aço ao carbono	m3	0,8	1
D24	Depósito aço ao carbono	m3	1,9	1
D25	Depósito aço ao carbono	m3	50	1
D26	Depósito aço ao carbono	m3	53,2	1
D27	Depósito aço ao carbono	m3	2,1	1
B26	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	1,9	1
B27	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	4,7	1
B28	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	106,3	1
B29	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	53,2	1
B30	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	53,2	1
A20	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,25	1
A21	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,25	1
A22	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,25	1

7.6.3.2 O circuito misto

As operações unitárias consideradas neste circuito são a britagem primária, a fragmentação secundária, a moagem, a lixiviação dinâmica, a separação sólido-líquido, a extracção por solventes, a reextracção, a precipitação, a secagem e acabamento, o tratamento de efluentes, o armazenamento de água, a lixiviação estática e a permuta iónica. Como se referiu, a diversidade das fronteiras estabelecidas para demarcar as operações unitárias, neste ponto e no balanço de massas, é uma consequência da metodologia adoptada para estimar o investimento.

****

CIRCUITO DE MISTO

DIMENSIONAMENTO DO EQUIPAMENTO

****

CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO RICO - 31,25 t/hora

TEOR MÉDIO DA ALIMENTAÇÃO (kg/t) - 1,1

CAPACIDADE DE TRATAMENTO DE MINÉRIO MARGINAL - 31,25 t/hora

TEOR MÉDIO DA ALIMENTAÇÃO (kg/t) - 0,4

****

OPERAÇÃO UNITARIA: BRITAGEM PRIMARIA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
AF1	Alimentador britador	t/h	450	1
BR1	Britador maxilas	m3/h	300	1
EX	Correia extractora da armazenagem	m	50	1
EX1	Correia transportadora horizontal	m	42	1
CT3	Correia transportadora horizontal	m	8	1
CT1	Correia móvel em ângulo de 60º	m	50	1

OPERAÇÃO UNITARIA: FRAGMENTAÇÃO SECUNDARIA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
AF2	Alimentador vibratório	m3/h	250	1
BR2	Britador de maxilas	t/h	117	1
CT2	Correia móvel	m	26,2	1
CT4	Correia transportadora horizontal	m	7,3	1
CT5	Correia transportadora horizontal	m	7,3	1
EX2	Correia transportadora	m	41,3	1

OPERAÇÃO UNITARIA: MOAGEM

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
CT6	Correia transportadora horizontal	m	20	1
MB	Moinho de barras	D*2,5 x L	13.54	1
CR	Carga de barras	t	15,6	1

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO DINAMICA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
AG	Agitador turbina helicoidal 3 pás	kW	22	8
DP	Depósito aço ao carbono	m3	37	2
TL	Tanques lixiviação em madeira	m3	61,5	8

OPERAÇÃO UNITARIA: SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
E	Espessador betão revestido (diâmetro)	m	21,9	5
E	Sistema de agitação dos espessadores	kW	2,3	5
AR	Agitador helicoidal aço 316	kW	6	5
BB1	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	66,7	5
BB2	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	41,22	5
R	Repolpador em madeira	m3	6,7	5
R	Depósitos em madeira	m3	4,7	5

OPERAÇÃO UNITARIA: ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
F1	Filtro antracite de leito invertido	m2	101,8	2
B1	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	66,7	3
D2	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	33,9	1
B3	Bomba centrífuga inox 316	m3/h	67,9	2
D3	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	88,2	2
B2	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	67,8	2
D1	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	204	2

OPERAÇÃO UNITARIA: EXTRACÇÃO POR SOLVENTES

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
D4	Depósito aço ao carbono	m3	1,5	1
S1	Decantador betão revestido a fibra vibro	m3	60,2	5
D5	Depósito aço ao carbono decapado	m3	36,3	1
B4	Bomba centrífuga inox 316L	m3	0,3	1
A10	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	1
B6	Bomba centrífuga inox 316L	m3	7,5	2
D6	Decantador aço carbono rev . fibra vidro	m3	33,7	2
B5	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	3	1

A1	Agitador turbina pás verticais	kW	3	4
M1	Misturadores betão revestido a fibra vidro	m3	4,2	4

OPERAÇÃO UNITARIA: REEXTRACÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
S5	Decantadores betão revestido a fibra vidro	m3	9,7	5
A5	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	5
M5	Misturadores aço 316L	m3	0,7	5
B7	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	3,5	2
D7	Depósito betão revestido fibra de vidro	m3	22,6	2
S10	Decantadores betão revestido a fibra vidro	m3	11,6	1
D8	Depósito aço inox 304	m3	0,4	1
B8	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	15	1
F2	Filtro areia, aço ebonitado	m3	1,5	1
D10	Depósito betão revestido a fibra de vidro	m3	7,5	1
B9	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	2,3	2
D9	Depósito betão revestido a fibra	m3	54,3	2
A11	Agitador turbina pás verticais	kW	7,5	2
D11	Depósito aço carbono decapado	m3	14	2
B10	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1	2
A13	Agitador turbina pás verticais	kW	1,1	1
M10	Misturadores betão revestido a fibra	m3	2,5	1
B11	Bomba centrífuga aço 304	m3/h	1,7	1
B12	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	10	1
D12	Depósito PRFV	m3	0,9	1

OPERAÇÃO UNITARIA: PRECIPITAÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
V1	Ventilador centrífugo aço inox 316l	m3/h	26,5	1
A14	Agitador turbina pás verticais	kW	1,5	3
D14	Depósito aço 316L termicamente isolado	m3	5,5	3
D15	Depósito aço 316L	m3	0,12	1
A17	Agitador do espessador	kW	0.9	1
S13	Espessador (diâmetro)	m	4,4	1
D16	Depósito aço 316L	m3	16,6	1
B14	Bomba tubular de diafragma 316L	m3/h	0,4	2
B13	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1,3	2
D17	Repolpador aço inox 316	m3	3,0	1
B15	Bomba tubular diafragma	m3/h	1,8	3
A18	Agitador turbina de pás verticais	kW	2,2	1

F3,4	Filtro horizontal de banda	m2	1,0	2
T1	Alimentador doseador sólidos	kW	0,25	1
A19	Agitador turbina de pás verticais	kW	0,55	1
B16	Bomba de vácuo	m3/h	160	2
D19	Depósito vácuo, aço 316L	m3	0,5	1
D18	Depósito vácuo, aço 316L	m3	1	1
V2	Ventilador centrífugo, aço 316L	m3/h	5000	1
B18	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	0,7	1
B19	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	0,7	1
D13	Depósito amoníaco	m3	10	2

OPERAÇÃO UNITARIA: SECAGEM E EMBALAGEM

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
SC1	Secador tipo atomizador	kgDUA/h	39,5	1
T2	Correia transportadora	m	5,6	1
B21	Bomba diafragma por sucção	m3/h	0,5	1
B20	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	1,8	1
BH1	Aerociclones	m x m	4,9 x 3,8	2
MM1	Moinho de martelos	kg/h	296	1
B22	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	108,3	1
T3	Transportador bidons	kg/h	720	1
V4	Ventilador centrífugo, aço 316	m3/h	5000	1

OPERAÇÃO UNITARIA: ABASTECIMENTO DE AGUA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
DA1	Depósito betão	m3	1108	1
DA2	Depósito betão	m3	2600	1
B23	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	23	2
B24	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	62,2	2
B25	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	45,2	2
B26	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	33,6	2
B27	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	13,2	2
B28	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	61,5	2

OPERAÇÃO UNITARIA: TRATAMENTO DE EFLUENTES

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
B29	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	72,3	2
C1	Ciclone (65% < 200 mh Tyler)	m3/h	48.2	2

TV1	Torva para calcário	m3	5	1
TV2	Torva para cal	m3	2,3	1
AP	Apagador de cal, aço ao carbono	kg/h	188	1
DA4	Depósito aço ao carbono	m3	0,5	1
DA5	Depósito aço ao carbono	m3	1,1	1
DA6	Depósito aço ao carbono	m3	20,6	1
DA7	Depósito aço ao carbono	m3	15,2	1
DA8	Depósito aço ao carbono	m3	2,2	1
TP1	Correia transportadora	kg/h	916	1
B30	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	2,0	1
B31	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	2,0	1
B32	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	63.8	1
B33	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	30.4	1
B34	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	30.4	1
AG1	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,25	1
AG2	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,25	1
AG3	Agitador turbinas de pás verticais	kW	3,0	1
AG4	Agitador turbinas de pás verticais	kW	3,0	1
AG5	Agitador turbinas de pás verticais	kW	3,0	1
AG6	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,55	1

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO ESTATICA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
DP1	Depósito aço carbono decapado	m3	22,5	2
DP2	Tanques abertos impermeabilizados	m3	1307	8
BB1	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	93	2
	Pá carregadora-transportadora	m3(balde)	2.8	1
BD	Bulldozer de lâmina	m3	3	1
BB2	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	93	4
BB3	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	93	2
	Area de impermeabilização das eiras	m2	3000	8
DP3	Tanques abertos impermeabilizados	m3	1866	2
DP4	Tanques abertos impermeabilizados	m3	1307	8

OPERAÇÃO UNITARIA: PERMUTA IONICA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
DP5	Depósito PRFV	m3	31,1	5
DP6	Depósito PRFV	m3	15,1	1
DP7	Depósito betão revestido fibra vidro	m3	36,6	2
RS	Inventário de resina fortemente básica	m3	186,6	1

DP8	Depósito PRFV	m3	15,1

7.6.3.3 Circuito baseado na lixiviação dinâmica

As operações unitárias consideradas neste circuito são as do circuito anterior, sem a lixiviação estática e a permuta iónica. Tal como nos outros dois casos apresenta-se um exemplo do dimensionamento do circuito para efeitos de estimativa do custo do equipamento considerado.

****
CIRCUITO BASEADO NA LIXIVIAÇÃO DINAMICA
DIMENSIONAMENTO DO EQUIPAMENTO
****
CAPACIDADE DE TRATAMENTO MINÉRIO - 20 t/hora
TEOR MÉDIO DA ALIMENTAÇÃO (kg/t) - 1,5
****

OPERAÇÃO UNITARIA: BRITAGEM PRIMARIA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
AF1	Alimentador britador	t/h	450	1
BR1	Britador maxilas	m3/h	300	1
EX	Correia extractora da armazenagem	m	50	1
EX1	Correia transportadora horizontal	m	42	1
CT3	Correia transportadora horizontal	m	8	1
CT1	Correia móvel em ângulo de 60º	m	50	1

OPERAÇÃO UNITARIA: FRAGMENTAÇÃO SECUNDARIA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
AF2	Alimentador vibratório	m3/h	250	1
BR2	Britador de maxilas	t/h	75	1
CT2	Correia móvel	m	23,5	1
CT4	Correia transportadora horizontal	m	6,3	1
CT5	Correia transportadora horizontal	m	6,3	1
EX2	Correia transportadora	m	37,0	1

OPERAÇÃO UNITARIA: MOAGEM

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
CT6	Correia transportadora horizontal	m	20	1

MB	Moinho de barras	D*2,5 x L	8,67	1
CR	Carga de barras	t	9,7	1

OPERAÇÃO UNITARIA: LIXIVIAÇÃO DINAMICA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
AG	Agitador turbina helicoidal 3 pás	kW	22	8
DP	Depósito aço ao carbono	m3	19,7	2
TL	Tanques lixiviação em madeira	m3	52,5	8

OPERAÇÃO UNITARIA: SEPARAÇÃO SOLIDO-LIQUIDO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
E	Espessador betão revestido (diâmetro)	m	17,5	5
E	Sistema de agitação dos espessadores	kW	1,5	5
AR	Agitador helicoidal aço 316	kW	3,9	5
BB1	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	42,7	5
BB2	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	26,4	5
R	Repolpador em madeira	m3	4,3	5
R	Depósitos em madeira	m3	3,0	5

OPERAÇÃO UNITARIA: ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
F1	Filtro antracite de leito invertido	m2	64	2
B1	Bomba centrífuga inox rev. borracha	m3/h	42,7	3
D2	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	21,3	1
B3	Bomba centrífuga inox 316	m3/h	42,7	2
D3	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	55,5	2
B2	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	42,7	2
D1	Depósito betão revestido a fibra vidro	m3	128	2

OPERAÇÃO UNITARIA: EXTRACÇÃO POR SOLVENTES

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
D4	Depósito aço ao carbono	m3	1,2	1
S1	Decantador betão revestido a fibra vibro	m3	38,3	5
D5	Depósito aço ao carbono decapado	m3	34	1
B4	Bomba centrífuga inox 316L	m3	0,3	1
A10	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	1

B6	Bomba centrífuga inox 316L	m3	5,9	2
D6	Decantador aço carbono rev . fibra vidro	m3	21,2	2
B5	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	2	1
A1	Agitador turbina pás verticais	kW	2	4
M1	Misturadores betão revestido a fibra vidro	m3	2,7	4

OPERAÇÃO UNITARIA: REEXTRACÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
S5	Decantadores betão revestido a fibra vidro	m3	7,6	5
A5	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	5
M5	Misturadores aço 316L	m3	0,6	5
B7	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	3,2	2
D7	Depósito betão revestido fibra de vidro	m3	17,6	2
S10	Decantadores betão revestido a fibra vidro	m3	9	1
D8	Depósito aço inox 304	m3	0,3	1
B8	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	11	1
F2	Filtro areia, aço ebonitado	m3	1,2	1
D10	Depósito betão revestido a fibra de vidro	m3	5,9	1
B9	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1,8	2
D9	Depósito betão revestido a fibra	m3	42,3	2
A11	Agitador turbina pás verticais	kW	5,5	2
D11	Depósito aço carbono decapado	m3	10,9	2
B10	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1	2
A13	Agitador turbina pás verticais	kW	0,75	1
M10	Misturadores betão revestido a fibra	m3	2,0	1
B11	Bomba centrífuga aço 304	m3/h	1,3	1
B12	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	7,8	1
D12	Depósito PRFV	m3	0,7	1

OPERAÇÃO UNITARIA: PRECIPITAÇÃO

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
V1	Ventilador centrífugo aço inox 3161	m3/h	20,7	1
A14	Agitador turbina pás verticais	kW	1,1	3
D14	Depósito aço 316L termicamente isolado	m3	4,3	3
D15	Depósito aço 316L	m3	0,09	1
A17	Agitador do espessador	kW	0.75	1
S13	Espessador (diâmetro)	m	3,5	1
D16	Depósito aço 316L	m3	12,9	1
B14	Bomba tubular de diafragma 316L	m3/h	0,3	2
B13	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	1,1	2

D17	Repolpador aço inox 316	m3	2,3	1
B15	Bomba tubular diafragma	m3/h	1,4	3
A18	Agitador turbina de pás verticais	kW	2,2	1
F3,4	Filtro horizontal de banda	m2	0,8	2
T1	Alimentador doseador sólidos	kW	0,25	1
A19	Agitador turbina de pás verticais	kW	0,25	1
B16	Bomba de vácuo	m3/h	160	2
D19	Depósito vácuo, aço 316L	m3	0,4	1
D18	Depósito vácuo, aço 316L	m3	0,8	1
V2	Ventilador centrífugo, aço 316L	m3/h	5000	1
B18	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	0,7	1
B19	Bomba centrífuga aço 316L	m3/h	0,6	1
D13	Depósito amoníaco, aço 304	m3	10	2

OPERAÇÃO UNITARIA: SECAGEM E EMBALAGEM

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
SC1	Secador tipo atomizador	kgDUA/h	30,8	1
T2	Correia transportadora	m	4,4	1
B21	Bomba diafragma por sucção	m3/h	0,4	1
B20	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	1,4	1
BH1	Aerociclones	m x m	4,9 x 3,8	2
MM1	Moinho de martelos	kg/h	231	1
B22	Bomba centrífuga monocelular	m3/h	40	1
T3	Transportador bidons			1
V4	Ventilador centrífugo, aço 316	m3/h	5000	1

OPERAÇÃO UNITARIA: ABASTECIMENTO DE AGUA

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
DA1	Depósito betão	m3	1058	1
DA2	Depósito betão	m3	960	1
B23	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	22	2
B25	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	28,4	2
B27	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	8.4	2
B28	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	39,4	2

OPERAÇÃO UNITARIA: TRATAMENTO DE EFLUENTES

REF	DESIGNAÇÃO	UNIDADES	QUANTIFICAÇÃO	Nº
B29	Bomba centrífuga, aço 316	m3/h	45,9	2

C1	Ciclone (65% < 200 mh Tyler)	m3/h	30,6	2
TV1	Torva para calcário	m3	3	1
TV2	Torva para cal	m3	1,4	1
AP	Apagador de cal, aço ao carbono	kg/h	120	1
DA4	Depósito aço ao carbono	m3	0,3	1
DA5	Depósito aço ao carbono	m3	0,7	1
DA6	Depósito aço ao carbono	m3	13,1	1
DA7	Depósito aço ao carbono	m3	14,2	1
DA8	Depósito aço ao carbono	m3	2,1	1
TP1	Correia transportadora	kg/h	581	1
B30	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	2,0	1
B31	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	2,0	1
B32	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	40.6	1
B33	Bomba centrífuga aço 316	m3/h	28,4	1
B34	Bomba centrífuga aço ao carbono revestido	m3/h	28.4	1
AG1	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,25	1
AG2	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,25	1
AG3	Agitador turbinas de pás verticais	kW	3,0	1
AG4	Agitador turbinas de pás verticais	kW	3,0	1
AG5	Agitador turbinas de pás verticais	kW	3,0	1
AG6	Agitador turbinas de pás verticais	kW	0,55	1

7.7 Determinação dos custos operatórios

7.7.1 Definições e conceitos gerais

A inexistência duma nomenclatura e duma taxonomia de aceitação generalizada na designação e classificação de custos elementares impõe que se esclareça inequivocamente a sistematização e os conceitos adoptados.

O esquema geral de determinação de custos compreende a análise de três rubricas de base:

- o custo variável de produção;
- a mão de obra;
- os custos fixos industriais.

Designa-se por *Custo Variável* de produção a soma dos custos em matérias subsidiárias (que contempla todos os reagentes e materiais de consumo corrente, de acordo com os seus consumos específicos) com o custo da energia, qualquer que seja a forma que esta assuma (por exemplo, o consumo de água ou de ar comprimido são consumos energéticos). Este custo é proporcional à unidade de produção.

Definimos *Custo Operatório* como a soma do custo variável com o custo da mão de obra directa utilizada no processo produtivo para cada centro de custo considerado. O custo da mão de obra é um encargo fixo (ver capítulo 4, ponto 4.9).

Entende-se por *Custos Fixos Industriais* os custos referentes à manutenção e apoio geral das actividades produtivas.

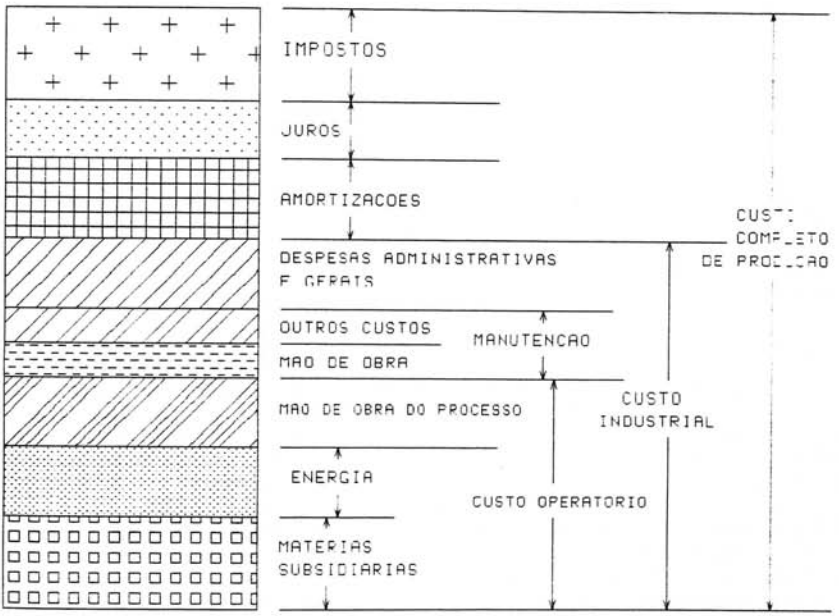


Fig 7.14 - Os elementos do cálculo do custo de produção

Se acrescentarmos à soma dos três custos agora definidos os custos administrativos e as despesas gerais, que não são repartíveis por centro de custo e/ou produtivo, obtemos o *Custo Industrial de Produção*. Este custo deve ser utilizado em análises económicas numa perspectiva de existência de fundos próprios.

Se a este último custo adicionarmos as amortizações, os juros e os impostos obtemos o *Custo Completo de Produção* que terá de ser obrigatoriamente utilizado numa análise financeira.

7.7.2 Metodologia da determinação do custo operatório

7.7.2.1 O custo variável

A determinação do consumo dos reagentes e dos materiais de consumo corrente deriva imediatamente do balanço de massas. Deve notar-se que existe uma componente do consumo de matérias subsidiárias (todos os materiais consumidos até à clarificação, inclusivé, mais o abastecimento de água e o tratamento de efluentes) que é proporcional à tonelada tratada. Existe uma segunda componente - no nosso caso comprendendo os materiais consumidos nas operações unitárias de extracção, reextracção, secagem e acabamento - que é constante por unidade de produto final, sendo pois ditada pelo teor.

O consumo de utilidades, água, energia eléctrica e fuel-oil, constitui a segunda rubrica na determinação do custo variável. O consumo de água é determinado directamente a partir do balanço de massas e é convertido em custo energético assumindo que no circuito de lixiviação estática são necessários 1,1 kWh para transportar 1 m3 de água e que nos outros dois circuitos são necessários 0,9 kWh/m3 de água. Estes valores são uma consequência da localização da captação e do dimensionamento prévio da instalação de bombagem. No que se refere ao consumo de energia eléctrica não se justifica qualquer pré-dimensionamento de motores e da rede de distribuição, apesar de nos estudos não parametrados termos adoptado essa via. COLEMAN, entre outros, apresenta as necessidades em termos de energia eléctrica para instalações hidromineralúrgicas em tudo idênticas à oficina de lixiviação dinâmica que considerámos. Limitamo-nos, portanto, a adaptar os seus valores descontínuos a uma função contínua do tipo:

Consumo Energia Eléctrica = A (Capacidade Tratamento)^{B}

sendo A e B constantes que determinámos pelo método dos mínimos quadrados. Para a instalação de lixiviação estática utilizámos metodologia em tudo idêntica à já referida. A figura 7.15 mostra, sob forma gráfica, as necessidades energéticas em função da capacidade.

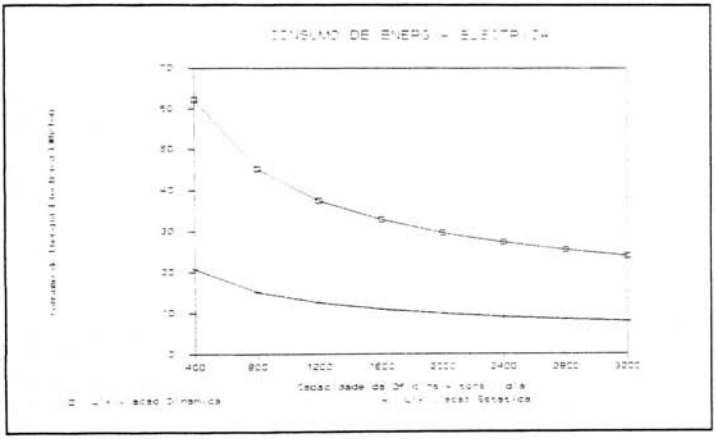


Fig 7.15 - Consumo de energia eléctrica

O consumo dos combustíveis líquidos, especialmente na carga e descarga das eiras, foi considerado constante por tonelada tratada.

7.7.2.2 Determinação do custo da mão de obra

A mão de obra foi classificada de acordo com as suas funções: gestão técnica, operatória, manutenção directa e laboratorial. A quantificação dos homens-hora necessários em função da capacidade da instalação foi feita de acordo com os dados de COLEMAN e SIMONSEN, respectivamente para as instalações com lixiviação dinâmica e com lixiviação estática. As figuras 7.16 e 7.17 mostram as necessidades em homens-hora por tonelada de minério em função da capacidade de tratamento

(em toneladas/dia).

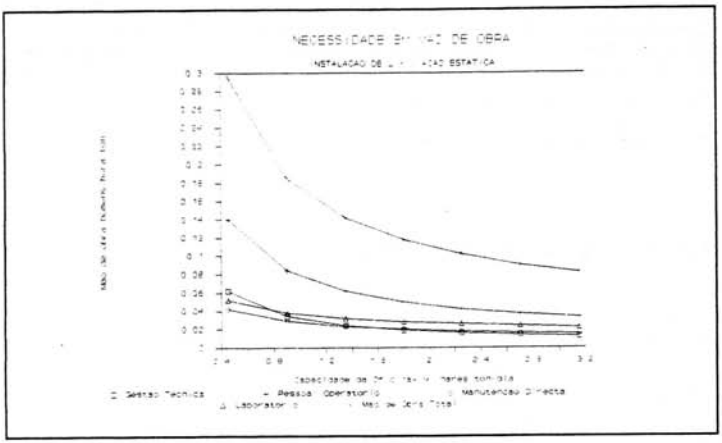


Fig. 7.16 Necessidades de mão de obra (Lixiviação estática)

Para o circuito misto as necessidades em mão de obra são idênticas à da instalação com lixiviação dinâmica com a mesma capacidade, mais um número fixo de 7 pessoas para as operações complementares de lixiviação estática e permuta iónica, sendo este número independente da capacidade.

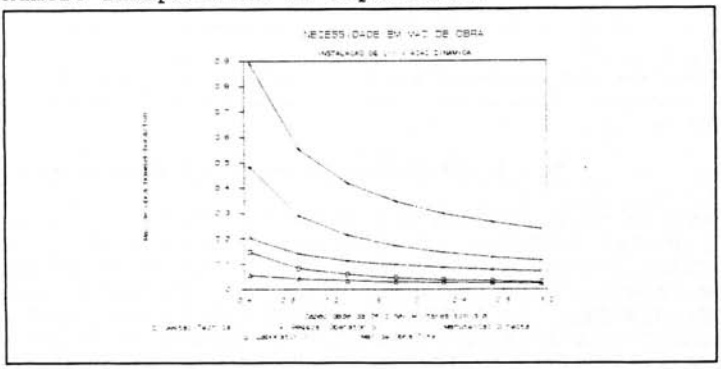


Fig. 7.17 - Necessidades de mão de obra (Lixiviação dinâmica)

7.7.3 As referências temporais seleccionadas

A escolha dos anos de referência foi simultaneamente condicionada por um compromisso entre a existência de dados económicos de base e pelo carácter paradigmático provável de certas datas que considerámos charneira na evolução do mercado deste metal. Seleccionou-se, deste modo, as datas de 1980, 1984 e 1988.

A evolução temporal dos custos unitários apresenta, aparentemente, algumas contradições: há matérias cujo custo diminui, outras que se mantêm constantes. As razões são várias e podemos citar entre elas a mudança do fornecedor consultado e uma diferente fonte de produção do mesmo reagente, do mesmo produtor. O custo da energia eléctrica referido é um custo industrial anual médio numa instalação mineira desta natureza e tem em conta o diferente regime horário de taxação. O custo da mão de obra é ligeiramente superior aos estabelecidos nas convenções colectivas de trabalho para a indústria mineira do ano a que se referem.

7.7.4 O custo operatório do processo baseado na lixiviação estática

Inúmeros têm sido os modelos desenvolvidos para estimar o custo operatório em oficinas de tratamento de minérios uraníferos. Entre estes citaremos o trabalho de O'HARA que subdivide o custo em quatro componentes, mão de obra, materiais, utilidades e fornecimentos e serviços, sendo cada uma destas componentes determinada por uma expressão do tipo

$$\text{Custo} = a\ T^{b}$$

sendo T a capacidade da oficina e **a** e **b** constantes que foram determinadas estatisticamente com base numa análise da realidade canadiana.

PREÇO UNITARIO DOS FACTORES DE PRODUÇÃO

Factor de Produção	1980	1984	1988
Aço para maxilas (esc/ton)	16,9	61,7	102
Aço das barras do moinho (esc/ton)	18,6	65,8	110
Aço para forras (esc/ton)	16,9	61,7	102
Pirolusite (86% MnO2) (esc/ton)	8,121	9,05	12,5
Acido sulfúrico (98%) (esc/ton)	3,55	12,14	13
Floculante (esc/ton)	235	263,1	345
Resina (esc/litro)	210	239,82	336
Amina terciária (esc/l)	214	380,4	463
Isodecanol (esc/l)	19,1	113,16	104
Querosene (esc/l)	13,0	41,6	63
Cloreto de sódio (esc/kg)	3,0	4,0	6,5
Carbonato de sódio (esc/kg)	3,5	17,89	24,5
Amoníaco (esc/kg)	10,7	44,7	74
Sulfato de amónio (esc/kg)	3,60	15.8	21,4
Calcário moído (esc/kg)	1,0	1,421	2
Cal (esc/kg)	1,8	4,45	9,4
Cloreto de bário (esc/kg)	35,0	78,0	194
Energia eléctrica (esc/kWh)	2,378	7,381	10.85
Gasóleo (esc/l)	24	56	72.1
Mão de obra (esc/homem-hora)	139,66	266	664

Um outro trabalho de natureza idêntica foi desenvolvido por DUCHENE, professor de técnicas mineiras da escola de minas de Paris, que considera o mesmo tipo de expressão para o custo operatório global variando, no entanto, o valor das constantes **a** e **b** consoante o tipo de processo: ácido com resina em polpa, ácido com extracção por solventes e alcalino com resina em polpa.

Deve ainda, finalmente, referir-se os trabalhos de KLEMENIC que analisou detalhadamente, por mais de uma vez, a indústria norte-americana e que refere para o custo operatório um modelo do tipo

$$\ln \text{custo} = a + b \ln z + c \ln T$$

representando z o teor médio da alimentação e T a capacidade de tratamento; as constantes **a, b** e **c** foram determinadas por regressão a partir de dados industriais.

Relativamente à determinação dos custos operatórios de operações industriais de lixiviação estática a bibliografia é muito menos abundante. Deve, porém, referir-se os trabalhos desenvolvidos pela STRAAM ENGINEERS Inc. e citados por SIMONSEN. Considera-se nessa análise que os custos operatórios devem ser divididos em três componentes, mão de obra, materiais e fornecimentos, sendo cada componente determinada por uma expressão do tipo

$$\text{Custo} = a\, L^b$$

representando **a** e **b** constantes e **L** a capacidade expressa em termos de débito de licor produzido.

Facilmente se conclui, a partir do balanço de massas modelizado que construimos, que o custo operatório é essencialmente dependente da capacidade de tratamento, expressa em termos de débito de licor produzido, e da respectiva concentração, que depende do teor médio do minério e da relação L:S utilizada. Se este parâmetro for fixado, o custo passa a ser uma função que depende em elevado grau da capacidade de tratamento, expressa em termos de débito de sólido, e, em menor grau, do teor médio do minério. A dependência relativamente à capacidade é do tipo potência enquanto que relativamente ao teor é linear. Nestas condições,

e para uma relação L:S constante, o nosso modelo de custo é do tipo

$$\ln \text{custo} = a \ln T + b z + c$$

representando T a capacidade em toneladas por hora e z o teor médio expresso em kg/t. Para se determinar o valor dos parâmetros correu-se o programa, para cada ano de referência, 60 vezes, fazendo variar a capacidade entre 10 e 100 t/h, em incrementos de 10 t/h, e o teor médio entre 0,2 e 1,7 kg U_3O_8/t, em incrementos de 0,3 kg/t. A partir dos resultados obtidos facilmente se determina o valor dos parâmetros por análise de regressão. Os resultados obtidos foram os seguintes:

Ano de 1988		
a = -0,235851	b = 0,036518	c = 7.4839415
	R = 0,9933	
Ano de 1984		
a = -0,178922	b = 0,0348424	c = 6,8830542
	R = 0,9896	
Ano de 1980		
a = -0,205476	b = 0,0346715	c = 5,978368
	R = 0,992172	

A figura 7.18 ilustra a dependência entre o custo operatório e o teor médio, sendo constante a capacidade de tratamento. A figura 7.19 mostra a dependência entre o custo operatório e a capacidade de tratamento, sendo constante o teor médio. Evidencia-se simultaneamente a diferença entre os valores calculados a partir da análise do circuito e os valores estimados a partir da superfície de regressão. Os exemplos referem-se ao ano de 1988.

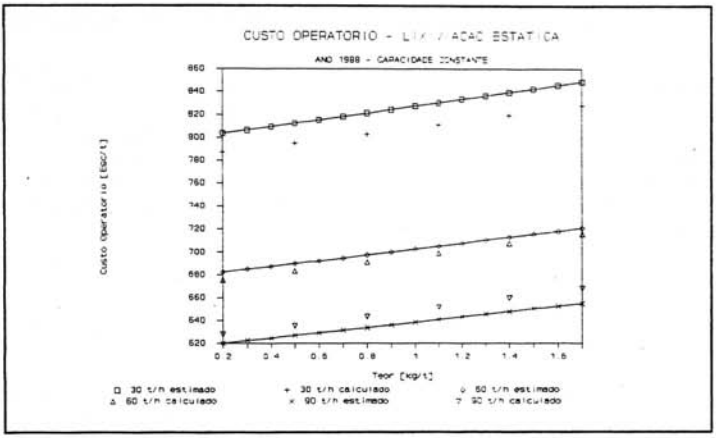


Fig 7.18 O custo operatório em função do teor para uma capacidade de tratamento constante

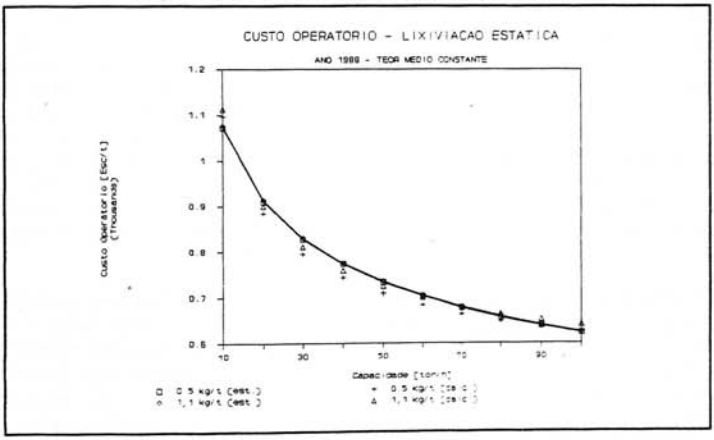


Fig 7.19 O custo operatório em função da capacidade (teor constante)

7.7.5 O custo operatório para o circuito misto

O circuito pode ser considerado como a reunião de dois sub-processos tendo cada um deles uma componente tecnológica específica autónoma e uma componente de intersecção caracterizada pela utilização comum das operações unitárias de purificação, enriquecimento e tratamento de efluentes. Em consequência, também o custo operatório apresentará uma estrutura tipificada pela situação descrita. Torna-se então necessário estabelecer um critério de imputação de custos, a cada um dos sub-processos considerado autónomo, para as operações unitárias comuns.

Como foi referido, o custo da purificação e do enriquecimento é dependente da concentração inicial dos licores e não da tonelagem processada. Então o custo operatório duma operação unitária comum pode ser repartido pelos dois sub-processos numa base de proporcionalidade relativamente à contribuição respectiva para a produção total. Foi com base neste critério que se estabeleceu o algoritmo do cálculo do custo operatório de cada sub-processo.

A necessidade de se estabelecer um modelo simples de custo, idêntico aos referidos, impõe a necessidade de se condensar a informação resultante da exploração deste pesado algoritmo de cálculo. Assim, o programa foi corrido, para cada cenário económico de referência, considerando tonelagens de minério rico de 20, 50 e 80 t/h e teores de 0,8, 1,1 e 1,4 kg/t, enquanto que as tonelagens de minério marginal variavam entre 20, 40 e 60 t/h para teores de 0,3, 0,5 e 0,7 kg/t, num total de 81 combinações diferentes. O tratamento da informação resultante foi então efectuado por análise de regressão múltipla.

Os resultados obtidos sugerem que o custo operatório é uma função exponencial decrescente da capacidade de tratamento, ou seja, uma função do tipo das consideradas por O'HARA. Designemos por 1 o variável logaritmo neperiano do custo operatório, por 2 o logaritmo da tonelagem de minério rico, por 3 o respectivo teor, por 4 a capacidade de tratamento de minério marginal e por 5 o teor correspondente. Utilizando esta terminologia, r_{ij} designará o coeficiente de correlação entre a variável i e a variável j, enquanto que, por exemplo, $r_{1.jkl}$ designará o coeficiente de correlação

múltipla entre a variável i e as variáveis j, k e l. Pode-se sintetizar os resultados obtidos:

Coeficiente de correlação	CENARIO ECONOMICO		
	1980	1984	1988
r1.2	-0,9950	-0,9958	-0,9966
r1.23	0,9967	0,9974	0,9978
r1.234	0,9971	0,9976	0,9980
r1.2345	0,9980	0,9982	0,9985

É agora evidente que a perda de informação resultante da não consideração das variáveis 3, 4 e 5 é desprezável, o que justifica o modelo de custo adoptado. O valor estimado para os parâmetros **a** e **b** foi o seguinte:

$$\text{Custo operatório} = a\ T^{b}$$

Valor do parâmetro	1980	1984	1988
a	977,979	2466,5	4550,65
b	-0,2334	-0,2133	-0,2763

O sub-processo baseado na lixiviação estática apresenta uma estrutura de custo operatório distinta da considerada para o minério rico mas análoga à estabelecida para o circuito baseado nesta tecnologia de dissolução:

$$\ln \text{Custo Operatório} = a \ln T + b\ z + c$$

representando T a tonelagem de minério marginal e z o teor respectivo. Se se designar por variável 1 o logaritmo do custo operatório, por 2 o teor do minério marginal, por 3 o

logaritmo da capacidade de tratamento em minério marginal, por 4 a capacidade de tratamento em minério rico e por 5 o teor respectivo, e se mantivermos a simbologia adoptada, a análise de regressão pode ser caracterizada por:

Coeficiente de correlação	CENARIO ECONOMICO		
	1980	1984	1988
r1.2	0,7422	0,9069	0,7731
r1.23	0,9657	0,9674	0,9633
r1.234	0,9807	0,9777	0,9800
r1.2345	0,9822	0,9796	0,9819

Deve realçar-se o facto, extremamente significativo, que enquanto nos processos baseados na lixiviação dinâmica o factor com mais peso na determinação do custo operatório é a capacidade de tratamento, nos processos baseados na lixiviação estática é o teor médio da alimentação o factor mais influente, apesar da necessidade de se recorrer a duas variáveis para obter um modelo representativo.

O valor estimado para os parâmetros da superfície de regressão foram os seguintes:

Valor do parâmetro	1980	1984	1988
a	0,65826	0,7231	0,652
b	-0,1973	-0,0965	-0,1745
c	5,3826	6,05434	6,6049

A relação entre o custo operatório do minério marginal e a capacidade de tratamento, para teores médios de alimentação constantes, está representada gráficamente na figura 7.20, para o ano de 1988.

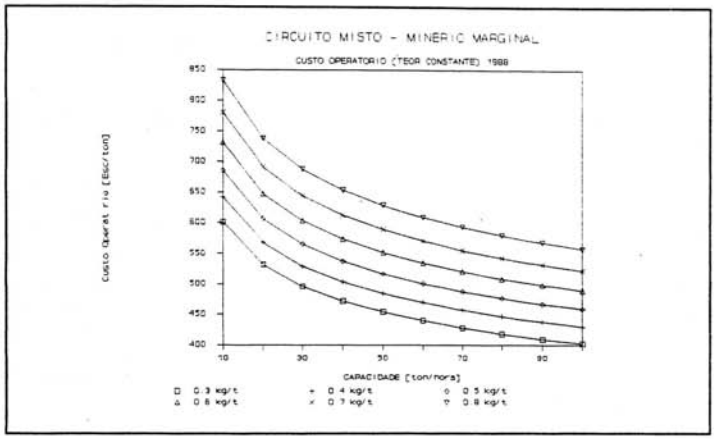


Fig. 7.20 - Relação entre custo operatório e capacidade de tratamento

Na figura 7.21 representa-se a relação entre o custo operatório de tratamento do minério pobre e o teor médio da alimentação, mantendo constante a capacidade de tratamento.

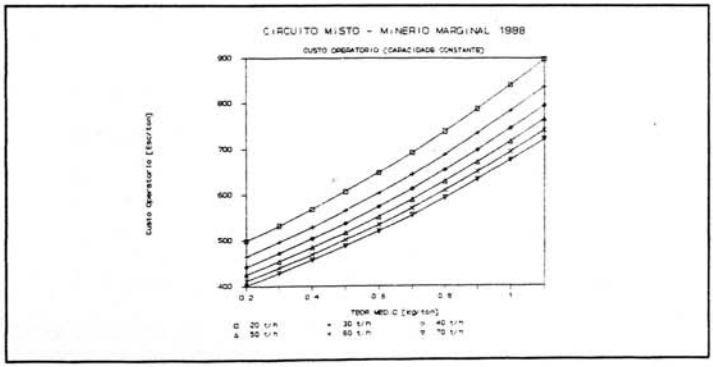


Fig 7.21 O custo operatório em função da capacidade de tratamento

7.7.6 Custo operatório do processo baseado na lixiviação dinâmica

A exploração do algoritmo de cálculo fundamentou-se numa metodologia idêntica à referida para os outros circuitos: fez-se variar a capacidade de tratamento entre 10 e 100 t/h, em incrementos de 10 t/h, e o teor médio da alimentação entre entre 0,3 e 2,1 kg/t, com incrementos de 0,3 t/h. Elaborou-se então uma análise de regressão múltipla considerando o custo operatório obtido em função das variáveis referidas. Os resultados obtidos mostram que o modelo é do tipo exponencial decrescente, relativamente à tonelagem, sendo a perda de informação resultante da não consideração do teor irrelevante. Se a variável 1 designar o logaritmo do custo operatório, 2 o logaritmo da tonelagem e 3 o teor médio da alimentação, as correlações obtidas foram as seguintes:

Coeficiente de correlação	CENARIO ECONOMICO		
	1980	1984	1988
r1.2	-0,9911	-0,9907	-0,9928
r1.23	0,9938	0,9939	0,9948

Para os parâmetros **a** e **b** estimaram-se os seguintes valores:

Valor do parâmetro	1980	1984	1988
a	1077,03	2675,4	4972,31
b	-0,2523	-0,2290	-0,2934

7.8 Determinação do investimento

7.8.1 Introdução; Metodologias e conceitos

Um dos primeiros estudos em que se relaciona a precisão obtida na determinação dum investimento industrial com o detalhe dos cálculos utilizados é devida a W. T. NICHOLS

(1951). As suas conclusões são apresentadas na forma dumá baco que relaciona a quantidade e detalhe dos estudos efectuados com o limite superior do erro provável cometido na determinação do investimento. As suas conclusões, hoje com valor apenas histórico, foram revistas e modernizadas por J. W. HACKNEY (1960). O melhoramento desta versão constituiu a primeira classificação oficiosa de metodologias na determinação de investimentos industriais, tendo sido proposta pela *American Association of Cost Engineers*. Apesar da sua extrema divulgação referiremos sumariamente uma caracterização das cinco classes base:

(1) Estimativa da ordem de grandeza, baseada na extrapolação de dados de indústrias idênticas, com um erro superior a± 30%;

(2) Estimativa de ante-projecto (*Factored* ou *Ratio Estimate*) baseada no custo do equipamento principal e com um erro de cerca de ±30%;

(3) Estimativa preliminar, baseada em dados suficientes para permitir o financiamento e a orçamentação. O erro é ±20%;

(4) Estimativa corrente, definitiva ou de controlo de projecto, baseada em dados quase completos, faltando apenas algumas especificações e desenhos. O erro é de ±10%;

(5) Estimativa detalhada ou de contratante baseada em projectos completos, especificações e levantamento do local de implantação. O erro provavel é de ±5%.

A especificação dos estudos a realizar e o seu detalhe encontram-se suficientemente divulgados na literatura da especialidade para nos abstermos de qualquer detalhização adicional.

Mais recentemente a *American National Standards Institute* agrupou as estimativas em três classes (Norma ANSI Z94.2). A classe I é uma estimativa da ordem de grandeza com um erro compreendido entre +50 a -30%; a classe II é uma estimativa preliminar com um erro compreendido entre +30 a -15%; finalmente, a classe III é uma estimativa definitiva com um erro compreendido entre +15 a -5%. Naturalmente que a informação sobre o método de mineração e o processo de tratamento aumentam com a exactidão requerida.

BIBLIOTECA F.E.

Na determinação dum investimento raramente se dispõe de dados económicos referentes ao instante da elaboração. Existirá um certo número de componentes cujos dados disponíveis estão referenciados a um instante passado. Utiliza-se então os índices de actualização, ou melhor, índices de custo que têm por objectivo tomar em conta a evolução temporal e correspondente erosão monetária no custo de equipamentos, materiais e mão de obra que intervém na determinação dum processo económico.

Nos Estados Unidos os índices mais utilizados são:

- O ENR (Engineering News Record);
- o M&S (Marshall & Stevens, antes Marshall & Swift);
- o índice de Nelson;
- o índice CE (Chemical Engineering Plant Cost index).

O primeiro destes índices desapareceu tendo interesse meramente histórico. O M&S é determinado pela sociedade Marhsall & Stevens e resulta da determinação periódica de custos detalhados de equipamento e dos correspondentes dispêndios de instalação. Existem dois tipos de índices M&S: um tipo *all-industry*, determinado pela média aritmética para 47 tipos de equipamentos industriais, comerciais e de construção e outro, especificamente industrial, com incidência nas industrias transformadoras, e que representa a média ponderada de índices de custos de unidades em dezenas de domínios industriais particulares. Entre estes encontra-se o índice M&S relativo à indústria mineira.

Os índices de Nelson são particularmente úteis na indústria petrolífera, pelo que não os detalharemos.

O índice CE (*Chemical Engineering Plant Cost Index*) é a média ponderada de quatro componentes principais: equipamentos, máquinas e estruturas (61%), montagem (22%), edifícios (7%) e engenharia (10%). A primeira componente é, ela própria, constituida pelos seguintes elementos de cálculo: equipamentos montados (37%), bombas e compressores (7%), outras máquinas (14%), tubarias, válvulas e juntas (20%), instrumentação e controlo (5%), estruturas, isolamento e

pintura (10%).

Na Grã-Bretanha o índice mais utilizado é o *Plant Construction Cost Index*, calculado a partir da expressão

$$P = 0,46\ M + 0,09\ E + 0,18\ C + \frac{0,075\ N(I)^2}{V}$$

onde M, E e C são os índices de preços de equipamentos e de energia adoptados pelas indústria de engenharia mecânica, eléctrica e de construção; I é o índice médio dos salários na indústria de construção, V corresponde às despesas de investimento nas indústrias de alimentação, refinação, quimica e tintas e N é o número de empregados na indústria de construção.

Na Alemanha os índices são publicados pelo *Statistichen Bundesamtes zur Verfugung* e são baseados na média ponderada dos custos unitários dos seguintes componentes em unidades montadas: materiais estáticos (26,7%), máquinas dinâmicas (13,3%), tubarias (16%), estruturas metálicas (5%), equipamentos eléctricos (7%), instrumentação (7%), edifícios industriais (12%) e custos indirectos de estaleiro (18%).

Na Holanda utiliza-se o índice VEBCI, publicado pelo *Centraal Bureau Voor de Statistick* que tem a seguinte repartição média: equipamento principal (33%), tubarias (8%), instalações eléctricas (3%), instrumentação (8%), engenharia civil e estruturas metálicas (6%), montagem (comprendendo o isolamento térmico e a pintura), engenharia e custos gerais (42%).

Não existe em França um índice de custos generalizado. O índice mais vulgar é o publicado pelo *Tehniques de l'Ingénieur* baseado nos salários industriais e no custo do aço Martin, valores de base estes publicados pelo *Bulletin Officiel du Service des Prix*.

7.8.2 Curta referência a métodos de determinação do investimento

Os métodos de avaliação global dos investimentos em indústrias de processo podem ser divididos nas seguintes

categorias:

- Métodos de avaliação global do investimento;
- Métodos dos blocos;
- Métodos que utilizam factores multiplicativos constantes;
- Métodos que utilizam factores multiplicativos variáveis;
- Métodos que têm em conta o carácter individual de cada projecto.

Os métodos de avaliação global do investimento exigem o conhecimento prévio do investimento numa instalação de referência que tanto pode ser a unidade completa, como a operação unitária, como a peça de equipamento. Dentro desta categoria é do conhecimento geral o método do factor de extrapolação, também conhecido pela regra dos seis décimos (*Scaling Factor* ou *Six tenth factor*). Este método permite uma estimativa da ordem de grandeza do investimento desde que os dois processos sejam idênticos, e que se realiza uma conveniente actualização temporal; por outro lado, se as tipologias económicas características da região de referência e de implantação forem estruturalmente diferentes nenhuma conclusão será lícita.

Os métodos de blocos baseiam-se na sequência de operações unitárias (blocos), a partir duma definição primária geral do processo, sem dimensionamento do equipamento e mesmo, por vezes, sem um balanço de massas. Inúmeros métodos foram desenvolvidos com este objectivo e refere-se o seu nome sem no entanto se entrar em considerações explicativas ou críticas relativamente ao seu âmbito de aplicação:

- Método de R. D. HILL;
- Método de F. C. ZEVNIK e R. L. BUCHANAN;
- Método de E. A. STALLWORTHY;
- Método de G. T. WILSON;
- Método de D. H. ALLEN e R. C. PAGE;

Nos métodos que utilizam **factores multiplicativos constantes** o custo de cada peça de equipamento principal é multiplicada por um factor médio constante. O equipamento principal é dimensionado a partir dos balanços de massa e de energia, sendo o investimento determinado a partir da

bibliografia especializada ou por consulta directa. Este método tem uma precisão superior a qualquer dos antecedentes e a sua credibilidade baseia-se numa correcta utilização dos factores multiplicativos. Podem mencionar-se os mais utilizados:

- O factor de LANG;
- O factor de LANG modificado ou factor de BACH;
- O método de HAND;

Os factores constantes são obtidos por média ponderada de peças de equipamento trabalhando nas mais diversas indústrias, não se tendo em conta nem o material de construção, nem factores tecnológicos específicos.

Rapidamente surgiu a necessidade de se adaptar e afinar o factor constante seleccionado para cada determinação. Para resolver este problema introduziram-se métodos que utilizam factores multiplicativos variáveis. Estes exigem o dimensionamento do equipamento principal a partir dos balanços de massa e de energia. A partir da sua soma são extrapoladas as restantes rubricas do investimento: montagem, instrumentação e controlo, tubaria, instalação eléctrica, edifícios, preparação do local, fundações, despesas de estaleiro, etc. Os primeiros tabalhos devem-se a CHILTON (1949); posteriormente os trabalhos sobre o tema não pararam de crescer e entre eles pode citar-se os de N. G. BACH, J. E. HASELBARTH e J. M. BERK, H. E. BAUMAN e ainda M. S. PETERS e K. D. TIMMERHAUS.

Dentro dos métodos que têm em conta o carácter individual de cada projecto referiremos, sem explicação, os principais:

- Métodos que têm em conta a influência do material utilizado (J. CLERK E J. T. CALLAGHER);
- Métodos que têm em conta a influência da capacidade (o *Module estimating technique* da secção de Nova York da *American Association of Cost Engineers*;
- Métodos que têm em conta a influência do material utilizado e da capacidade (J. H. HIRSCH e E. M. GLAZIER);
- Método de C. A. MILLER;
- Método de K. M. GUTHRIE;

- Método do STANFORD RESEARCH INSTITUTE.

7.8.3 Trabalhos prévios; factores determinantes do investimento

Tal como referimos no caso da determinação dos custos operatórios, existe disponível uma bibliografia apreciável em que se faz uma análise estatística do investimento efectuado em processos concretizados, correlacionando este montante com parâmetros tipicos tal como a capacidade de tratamento e/ou o teor médio do minério. Refere-se sucintamente os trabalhos mais importantes, que permitem fazer uma determinação da ordem de grandeza do investimento.

O'HARA considera que a amortização constante por tonelada de minério é uma função potência da capacidade de tratamento, ou seja

$$A = c\ T^{d}$$

representando A a amortização e T a capacidade de tratamento; o expoente d vale 0,6, e o valor da amortização pode ser actualizado utilizando índices de custos apropriados.

DUCHENE fez uma análise de regressão baseado nos dados provenientes de 21 projectos com 3 tipos diferentes de tecnologia, já caracterizados no ponto referente aos custos operatórios. A expressão a que DUCHENE chega é do tipo da de O'HARA sendo, no entanto, a amortização substituida pela globalidade do investimento e tendo o expoente d o valor de 0,7.

KLEMENIC subdivide a componente do investimento relativa ao tratamento de minérios em duas componentes: equipamento e construção. Cada uma destas componentes tem um custo que pode ser representado algebricamente por uma função do mesmo tipo:

$$\ln \text{Investimento} = a + b \ln z + c \ln T$$

mantendo-se o significado dos símbolos e podendo as constantes ser positivas ou negativas.

No manual da STRAAM ENGINEERS, citado por SIMONSEN, considera-se que, no caso de processos baseados na lixiviação estática, o investimento é uma função potência do débito de solução gerado, isto é

$$\text{Investimento} = c\ L^{d}$$

representando L o débito do licor de lixiviação.

7.8.4 Variáveis típicas na determinação do custo do equipamento

O custo do equipamento a utilizar num processo é obtido, após o dimensionamento, por consulta directa ou por recurso a análises estatísticas que relacionam o seu valor de aquisição com a variável mais influente na definição do custo do equipamento em causa. Por vezes estas curvas são parametradas relativamente ao material de construção. No campo da indústria mineira as análises exaustivas são muito menos frequentes do que, por exemplo, para a indústria química. Deve, no entanto, realçar-se os trabalhos de MULAR relativos ao custo do equipamento na América do Norte e de RUHMER sobre a Africa do Sul.

7.8.5 Metodologia adoptada na determinação do investimento

O método adoptado neste trabalho utiliza factores multiplicativos variáveis tendo, no entanto, em conta a especificidade do processo. As fases metodológicas foram escalonadas do seguinte modo:

a) É calculado o balanço de massas do processo, de acordo com os princípios já definidos;

b) A partir do balanço e dos critérios de projecto estabelecidos é dimensionado o equipamento principal segundo a variável mais influente na determinação do seu custo de aquisição;

c) Este é matematicamente determinado através duma expressão que relaciona o custo com a variável. A correlação foi estabelecida estatisticamente por análise de regressão a partir de consultas a fornecedores

efectuadas em 1984 e 1987.

d) A partir do custo do equipamento principal são aplicados factores para determinação da componente restante do investimento. Estes factores estão adaptados à indústria do urânio, e foram, na devida altura, objecto de discussão e de análise com a COGEMA, cuja experiência industrial neste domínio é sobejamente conhecida.

7.8.5.1 Metodologia para o circuito baseado na lixiviação dinâmica

O custo da montagem foi estimado em 18% do custo do equipamento principal no local, sendo a mão de obra o seu principal componente. A soma destas duas rubricas constitui o custo do equipamento principal montado. As tubagens e válvulas do processo constituem cerca de 20% do valor do custo do equipamento principal montado. O investimento na instrumentação é, naturalmente, uma função do nível de automação adoptado, podendo variar, para processos deste tipo, entre 5 e 20%. Considerou-se um nível intenso de controlo, considerando-se um factor multiplicativo de 15% sobre o custo do equipamento montado. A componente eléctrica, incluindo toda a distribuição e motores a partir da estação transformadora principal, representa 20% do custo do equipamento principal montado, enquanto que a engenharia civil, edifícios e infraestruturas é representada por um factor de 50%. Para as peças sobresselentes adoptou-se um factor multiplicativo de 5%.

A soma dos custos do equipamento principal montado, tubagens e válvulas, instrumentação, electricidade, engenharia civil, edifícios e infraestruturas e peças sobresselentes, constitui o **investimento corpóreo**, que corresponde a 2,1 vezes o custo do equipamento principal montado ou a 2,28 vezes o custo do equipamento principal no local.

Enquanto que o custo da engenharia pode ser determinado com elevada precisão, as despesas de estaleiro são difíceis de fixar porque dependem fortemente do contexto local, nomeadamente dos suportes logísticos existentes na área. Para esta rubrica considerou-se um factor multiplicativo de 0,25 sobre o investimento corpóreo. A soma destas duas últimas rubricas constitui o capital fixo, ou o investimento total na

oficina de tratamento de minérios.

Custo do equipamento principal no local Montagem	A 0,18 A = B
Custo do equipamento principal montado	A + B = C
Tubagens e válvulas Instrumentação Engenharia civil, edificios, infraestruturas Peças sobresselentes	0,2 C = D 0,15 C = E 0,5 C = G 0,05 C = H
INVESTIMENTO CORPOREO (C+D+E+F+G+H)	I
Engenharia, custos de estaleiro	0,25 I = J
CAPITAL FIXO	I + J

7.8.5.2 Metodologia para o circuito baseado na lixiviação estática

Este processo exige o recurso a uma metodologia diferente da considerada no ponto anterior. Com efeito, o método dos factores multiplicativos variáveis não é directamente aplicável às operações unitárias de fragmentação (incluindo as armazenagens) e de lixiviação estática dada a sua diferente estrutura: um elevado volume de construção civil, e quase ausência dos acessórios habituais nas indústrias de processo (tubagens, instrumentação, válvulas, etc).

Considerou-se o equipamento repartido por sete operações unitárias base: fragmentação, lixiviação, extracção, precipitação, secagem e embalagem, tratamento de efluentes e, finalmente, abastecimento de água. Calculado o custo do equipamento principal, do modo já referido, o método dos factores multiplicativos foi aplicado às cinco últimas operações unitárias considerando-se os seguintes factores:

- Montagem - 0,12 excepto para o abastecimento de água (0);
- Tubagens e válvulas - 0,15;

- Instrumentação e controlo - 0,08, excepto o abastecimento de água;
- Electricidade - 0,15, excepto abastecimento de água;

Dado que na metodologia seguida para determinação do custo do equipamento relativo à fragmentação e à lixiviação já se encontra considerada praticamente toda a construção civil, apenas foi considerado um adicional de 15% para infraestruturas diversas.

7.8.5.3 Metodologia para o circuito misto

A metodologia adoptada é idêntica à referida para o circuito baseado na lixiviação dinâmica, excepto para as operações unitárias de lixiviação estática e de permuta iónica que constituem um sub-processo com investimento autónomo. Para este último caso, calculado o custo do equipamento principal, utilizou-se um factor de 0,5 sobre o total do investimento na operação de permuta iónica de acordo com a metodologia do ponto anterior.

7.8.5.4 A deflação do investimento

As variações de preço são constituidas por três componentes:

a) uma *proporcional*, caracterizada por um crescimento contínuo de todos os preços com o tempo, provocando uma subida ininterrupta do nível geral de preços (esta componente é, normalmente, referida como "inflação");

b) *flutuações cíclicas* - devido a fenómenos sasonais, especulação e ciclos económicos - que se compensam quando se consideram períodos temporais longos;

c) *variações relativas* do preço de um bem que diferem da variação do nível geral de preços; este terceiro tipo de movimento constitui o *preço relativo*.

A inflação pode ser definida como uma subida persistente e notória do nível geral de preços, durante um dado período de tempo. Esta definição coloca, como primeiro problema, a

determinação do intervalo temporal a utilizar para descrever a inflação. Um segundo problema, mais complexo, resulta quando se pretende especificar o que significa um nível de preços. A estrutura das componentes dos índices utilizados está longe de ter aceitação universal; não há padrões estabelecidos de aceitação generalizada e, mesmo a nível local, a estrutura dos índices mais divulgados varia temporalmente, não só reflectindo a evolução económica mas, por vezes, de acordo com interesses pontuais do poder. Para um mesmo período, diferentes índices apresentam diferentes variações.

Há, como se sabe, tendência para identificar a inflação com a variação do índice de preços no consumidor. Este último representa a ponderação dos preços de um conjunto de bens e serviços que se pretendem significativos das necessidades de aquisição de uma família média urbana. Outros índices se poderiam utilizar representando, por exemplo, os preços de todas as componentes das estatísticas do Produto Nacional Bruto - os deflatores. Este segundo tipo de índice é, sem dúvida, mais apropriado para utilização em engenharia económica e é por esta razão que foram criados os índices de custo especializados já aqui amplamente referidos. O problema que se põe relativamente ao nosso País deriva da inexistência de tais ferramentas devido principalmente à precaridade do nosso desenvolvimento social e industrial, mas também às subejamente conhecidas deficiências dos serviços oficiais de estatística. Ora dado não possuirmos dados referentes ao custo de aquisição do equipamento principal para cada ano de referência, restam-nos duas alternativas: ou a utilização dum índice de custo apropriado à indústria mineira mas forçosamente com origem externa, ou a utilização do índice de preços no consumidor. Nenhuma das soluções é ideal. Com efeito as oscilações económicas extremas que se verificaram e verificam no nosso País na década de 80 não estão representadas na relativa bonança da economia dos países industrializados durante o mesmo período, mesmo admitindo o factor correctivo introduzido pela persistente desvalorização do escudo. Por outro lado, o índice de preços no consumidor, como referimos, não representa a evolução dos custos industriais mas apenas as necessidades de aquisição da "família média". Num estudo que efectuei (Estudo de Viabilidade do Projecto do Alto Alentejo, volume XV, pág. 41 a 45) compara-se a evolução do índice M&S com a correspondente variação do índice de preços no consumidor e tendo em conta

a evolução da paridade dollar-escudo, para o período de 1973 a 1984. Conclui-se que em termos reais, oí ndice M&S cresceu a uma taxa média anual de crescimento de 3,1%, o que significaria, a admitir a representatividade do índice M&S, que o custo do equipamento industrial, e portanto o investimento, têm subido, em termos médias, a um custo relativo positivo. Ora apesar deste resultado global poder traduzir uma realidade concreta, apesar de não dispormos de dados para aferir a sua veracidade, um facto indesmentível é que para curtos lapsos de tempo raramente a sua variação reflecte uma alteração correspondente na economia nacional. Com efeito, a deriva do índice é mascarada pelo ganho introduzido pela flutuação da taxa cambial a qual, por sua vez, tem sido essencialmente ditada por factores políticos, por vezes pontuais.

Nestas condições, ressalta que a evolução do índice de preços no consumidor constituirá um índice de custo mais apropriado à determinação da deflação no investimento, apesar da sua insuficiência, que a tradução cambial da evolução da economia industrial norte-americana.

Fig. 22 - A evolução do I.P.C.

A evolução do índice de preços no consumidor está representada graficamente na figura 28, assim como os seus valores referidos à base 1 (ou 100) em 1988.

EVOLUÇÃO DO INDICE DE PREÇOS NO CONSUMIDOR
(1988 - Base 100)

Ano	Variação Percentual	Valor Relativo
1973		6,53
1974	28,0	8,36
1975	20,5	10,07
1976	13,0	11,38
1977	31,9	15,01
1978	22,4	18,38
1979	28,6	23,63
1980	10,4	26,09
1981	19,5	31,18
1982	24,1	38,69
1983	25,1	48,40
1984	29,3	62,59
1985	19,3	74,67
1986	11,7	83,40
1987	9,4	91,24
1988	9,6	100,00

7.8.6 O investimento no processo baseado na lixiviação estática

O modelo de regressão mais adaptado aos circuitos que envolvem o tratamento de minérios marginais é do tipo do sugerido por KLEMENIC, isto é

$$\ln I = a \ln T + b \ln z + c$$

representando I o investimento (em milhares de kEsc), T a capacidade de tratamento (em t/h), z o teor (em kg/t) e a, b e c parâmetros. A identificação paramétrica foi feita pelo método dos mínimos quadrados a partir dos valores obtidos da rotina de cálculo, na qual se fez variar a capacidade entre 10 e 90 t/h e o teor médio da alimentação entre 0,2 e 2,1

kg/t. O processo foi repetido para os anos de referência (1984 e 1980) sendo o investimento deflacionado pela utilização do I.P.C. O coeficiente de correlação múltipla obtido foi de 0,9845 e o valor dos parâmetros é indicado no quadro seguinte.

IDENTIFICAÇÃO PARAMÉTRICA

Ano	a	b	c
1980	0,34256	0,081311	10,75199
1984	0,34256	0,081311	11,62705
1988	0,34256	0,081311	12,09561

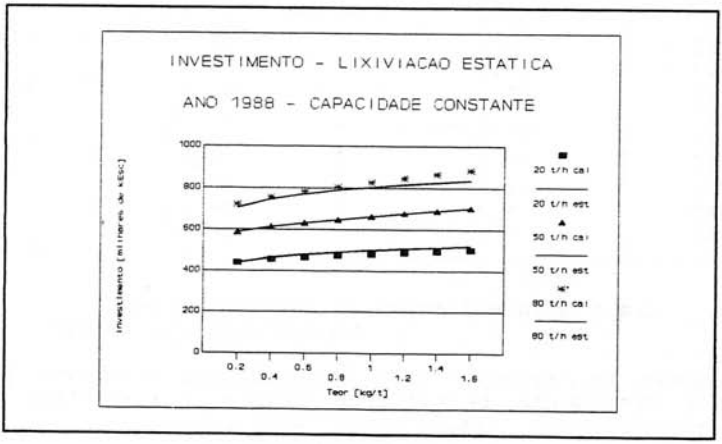


Fig 7.23 Investimento em função do teor médio.

A figura 7.23 representa a diferença entre os valores do investimento obtidos directamenta da rotina de cálculo e os estimados pelo plano de regressão. Para cada curva a capacidade é fixada e fez-se variar o teor médio da alimentação ao circuito.

A figura 7.24 tem o mesmo objectivo, com a diferença que nesta representação se fixa o teor médio da alimentação e se faz variar a capacidade de tratamento.

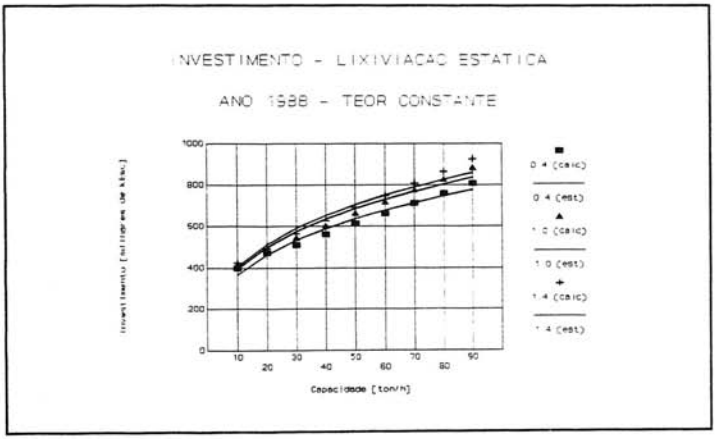


Fig 7.24 O Investimento em função da capacidade de tratamento

7.8.7 Investimento para o circuito misto

Metodologicamente considerou-se o circuito subdividido nas suas componentes estática e dinâmica. Para o minério marginal a modelagem é do tipo referido para o circuito de lixiviação estática. A identificação paramétrica conduziu aos seguintes resultados, tendo sido o coeficiente de correlação múltipla de 0,9783 (79 graus de liberdade):

IDENTIFICAÇÃO PARAMÉTRICA

Ano	a	b	c
1980	0,70762	0,55065	9,63952
1984	0,70762	0,55065	10,5146
1988	0,70762	0,55065	10,9831

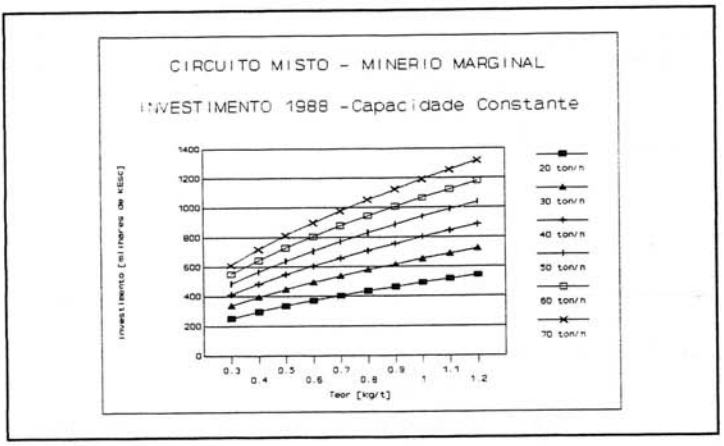


Fig 7.25 O Investimento em função do teor médio.

A figura 7.25 representa a variação do investimento em função do teor médio da alimentação fixando a capacidade de tratamento. Trata-se de valores gerados por aplicação do modelo de regressão.

A figura 7.26 representa, no mesmo condicionalismo, a variação do Investimento em função da capacidade de tratamento, fixando o respectivo teor médio.

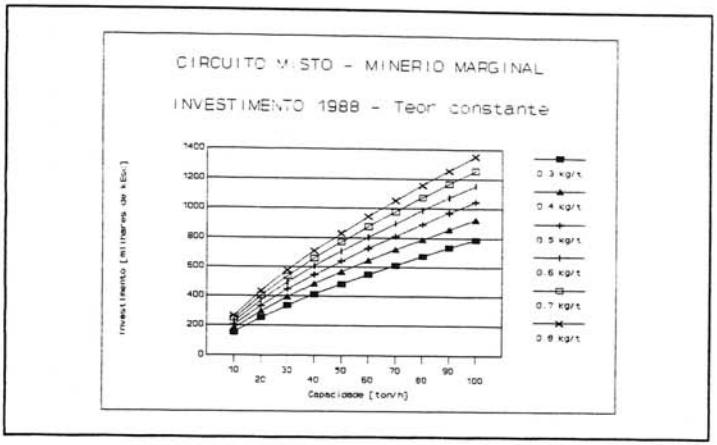


Fig 7.26 Investimento em função da capacidade de tratamento

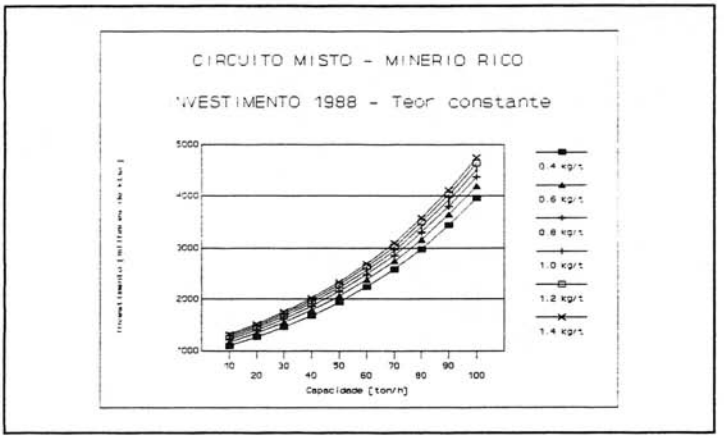
Para o minério rico o modelo adoptado é diferente. Se mantivermos o simbolismo podemos exprimi-lo por

$$\ln I = a\,T + b \ln z + c$$

o que significa uma forte influência da capacidade de tratamento no investimento e uma reduzida influência do teor. A identificação paramétrica obedeceu à mesma metodologia, sendo o valor do coeficiente de correlação múltipla de 0,9921:

IDENTIFICAÇÃO PARAMÉTRICA

Ano	a	b	c
1980	0,01421	0,14526	12,5598
1984	0,01421	0,14526	13,4348
1988	0,01421	0,14526	13,9034



Na figura 7.28 os resultados da aplicação do modelo estão representados fazendo variar o teor e fixando a capacidade de tratamento.

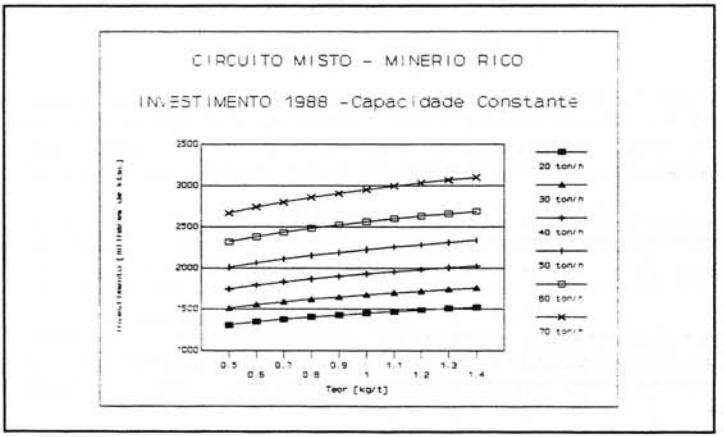


Fig. 7.28 O investimento em função do teor

7.8.8 Investimento no circuito baseado na lixiviação dinâmica

O modelo adoptado para este último caso é idêntico ao do minério rico no circuito misto. A identificação paramétrica conduziu aos seguintes resultados, tendo o coeficiente linear de regressão múltipla o valor de 0.9930:

IDENTIFICAÇÃO PARAMÉTRICA

Ano	a	b	c
1980	0,01349	0,05748	12,64017
1984	0,01349	0,05748	13,51522
1988	0,01349	0,05748	13,98378

As figuras 7.29 ilustram a divergência entre os valores calculados e os estimados pelo plano de regressão quando se faz variar o teor médio da alimentação, para teor médios fixos.

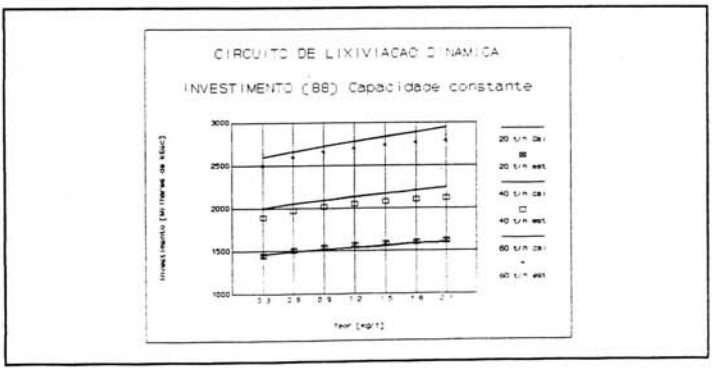


Fig 7.29 O investimento em função do teor médio

BIBLIOGRAFIA

Almeida J., Coelho C., Rodrigues F., Estudo do Minério de Nisa, LNETI, Abril de 1981.

Amarante M, Ensaios de Separação Magnética no Minério de Urânio de Nisa, Serviço do Fomento Mineiro, Porto, Julho de 1978.

Amarante M., Moreira R., Ensaios de Fragmentação e Lixiviação sobre o Minério de Urânio de Nisa, Serviço do Fomento Mineiro, Porto, Julho 1977.

Basham I., Atkin D., Uranium Mineralized Samples from Nisa, Scientific and Technical Records, Report 80/49, Institute of Geological Sciences, Geochemistry and Petrology Division, Agosto 1980.

Bettencourt A., Teixeira, Estudo Radiológico do Ambiente na Região de Nisa, LNETI, Dezembro de 1984.

Botella Tomas, Gasos Pablo, Gandara Otero, Sistemas Industriales de Cambio de Ion en Lecho Fluidizado, Ingenieria Quimica, Dezembro 1985.

Brown A.J., Haydon B.S., Comparison of Liquid and Resin Ion-Exchange Processes for Purification and Concentration of Uraniferous Solutions, CIM Bulletin, Maio 1979, pág. 141 a 149.

Chauvel A., LePrince P., Barthel Y., Raimbault C., Arlie J.P., Manuel d'Évaluation Économique des Procédés; Avant-projets en Raffinage et Pétrochimie, Institut Français du Pétrole, Editions Technip, 1976.

Coleman Robert, Factors for Cost Estimating in Uranium Ore Processing, em Economics of Uranium Ore Processing Operations, Agência de Energia Nuclear da OCDE, Paris, 1983.

Conceição, Eugénio, Relatório do Estágio Efectuado no NIM e na Fábrica de Produção de Concentrados de Urânio da *Buffelsfontein Gold Mining Company Ltd*, Junta de Energia Nuclear, Março de 1970.

Costa Luís, Selecção do Local de Implantação da OTQ, ENU, Setembro de 1981.

Costa Luís, Tratamento de Minérios Pobres, E.N.U., Abril de 1983.

Costa Luís, Contribuição para uma Teoria Optimal da Lixiviação Estática, E.N.U., 1984.

Craig W.M., Haines A.K., Nicol D.I., Olen C.M., Douglas M.E.E., Louw G.D., The Design and Operation of a Continuous Ion-Exchange Demonstration Plant for the Recovery of Uranium, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Julho de 1978, págs 316 a 324.

Delmas F, Coelho C., Uranium Recovery by Continuous Ion Exchange in a Pilot Plant, 5th Symposium on Ion Exchange, Balaton Lake, Hungria, Maio 1986

Delmas, Figueiredo, Silva J., Estudo do Tratamento dos Efluentes Acidos da OTQ de Nisa, LNETI, Janeiro de 1985.

Duchene M, Estimation de la Rentabilité Prévisionelle aux Différents Stades d'un Projet Minier, Révue de l'Industrie Minérale, Janeiro 1979, p. 19 a 38.

Elias T., Conceição E., Silva Santos, Marília Alves, Silva L., Carolina de Sá, Ramos M.A., Estudo do Tratamento do Minério de Nisa, Laboratório de Física e Engenharia Nuclear, Sacavém, Fevereiro de 1973.

Ellis T.R., Estimation of Minimum Specifications for Economically Explorable Sandstone-Type Uranium Deposits, Colorado School of Mines Quarterly 74, Golden, 1979.

Economics of Uranium Ore Processing Operations, Proceedings of a workshop, Agência da OCDE para a Energia Nuclear, OCDE, Paris 1983.

França Félix, Ensaios de Lixiviação Estática Realizadas com Amostras do Desmonte Experimental de Nisa, LFEN, Sacavém, 1976.

Fiúza A.M., Análise Estatística do Comportamento do Minério de Nisa Face à Lixiviação, E.N.U, Abril de 1981.

Fiúza A.M., Balanços Mássicos, Energéticos e Dimensionamento Prévio do Equipamento, E.N.U. Dezembro de 1981.

Fiúza A.M., Determination of Leaching Recovery Functions in a Deposit with Different Regional Behavior, in Economics of Uranium Ore Processing Operations, OCDE, Nuclear Energy Agency, Paris, 1983.

Fiúza A.M., Preliminary Optimization of Ore Grades for Alternate Exploitation and Processing Methods, in Economics of Uranium Ore Processing operations, OCDE, Nuclear Energy Agency, Paris, 1983.

Fiúza A.M, O Problema da Calcinação no Tratamento do Minério de Nisa, DGSPEM, Lisboa, Janeiro de 1978.

Fiúza A.M., Mouta J., Mendes Melim, Projecto da OTQ de Nisa: Relatório de Progresso - 1º semestre de 1977, DGSPEM, Lisboa, Julho de 1977.

Fiúza A.M., Mouta J., Mendes Melim, Projecto da OTQ de Nisa: Relatório de Progresso - 2º semestre de 1977, DGSPEM, Lisboa, Fevereiro 1978.

Fiúza A.M. et al, Estudo de Viabilidade do Projecto do Alto Alentejo, E.N.U., 20 volumes, 1985.

Fiúza A.M., Estudo Preliminar de Viabilidade do Projecto do Alto Alentejo - Versão Lixiviação Estática, ENU., Janeiro de 1988.

Gándara Otero de la, Operaciones de Separación en Metalurgia Extractiva, Alhambra, Madrid, 1976.

Giddey T.B.S., The Benefits of Heavy Resins in Fluidized-Bed Ion-Exchange Columns, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Dezembro de 1980, págs. 431 a 435.

Haines A.K., The Development of Continuous Fluidized-Bed Ion Exchange in South Africa, and its Use in the Recovery of Uranium, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Julho de 1978, pág. 303 a 315.

Hall Richard, Matley J., McNaughton, Current Costs of Process Equipment, Chemical Engineering, Abril 1982.

Harris DeVerle, Chavez Luis, Modelling Dynamic Supply of Uranium - an Experiment in the Integration of Economics, Geology and Engineering, em Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries, 18th Symposium, Institution of Mining and Metallurgy, Londres, Março 1984, p. 817 - 892.

Himsley A, Uranium Extraction from Turbid Liquids by Continuos Ion Exchange Processes, Himsley Engineering Ltd.

Klemenic J., Development of Nomograph of Cost of Open Pit Primary Development as a Function of Size, Depth and Thickness, USAEC Grand Junction Office, Colorado, Fevereiro 1972.

Klemenic J., An Estimate of the Economics of Uranium Concentrate Production from Low Grade Souces, Uranium industry seminar, USAEC Grand Junction Office, Colorado, Outubro 1974, p. 20 a 29.

Leite Machado, Estudo da Cinética da Moagem dos Minérios Uraníferos de Nisa, Gradiente, Porto, 1981.

Lermigeaux G., Roques H., L'Échange d'Ions Continu. L'état actuel de dévelopment des procédés, Chimie et Industrie - Génie Chimique, Vol. 105, Nº 12, Maio 1972.

Maquin D., Fayolle J., Darouach M., Ragot J., Observabilité des Systèmes Linéaires à Mesures Manquantes. Application à l'Établissement de Bilans Cohérants, Révue de l'Industrie Minérale, Suplemento de Fevereiro, 1986, pgs. 53-56.

Merritt Robert, The Extractive Metallurgy of Uranium, Colorado School of Mines Research Institute, 1971.

Mouta J., Análise Estatística de Ensaios de Lixiviação sobre Testemunhos de Sondagens, DGSPEM, Lisboa, Julho de 1978.

Mular A.L., Mining and Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimations, Canadian Institue of Mining and Metallurgy, Volume Especial 25, 1982.

O'Hara T.Alan, Quick Guides to the Evaluation of Orebodies, CIM Bulletin (814), 87-89 (1980).

Parkinson E., Mular A.L., Mining and Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimations, Canadian Institue of Mining and Metallurgy, Volume Especial 13, 1972.

Peters M.S., Timmerhaus K.D., Plant Design and Economics for Chemical Engineers, McGraw Hill, Nova York, 1968.

Processing of Low-Grade Uranium Ores, Proceedings of a Panel, International Atomic Energy Agency, Vienna, 1967.

Ragot J., Aubrun M., Equilibrage de Bilans-Matières dans l'Industrie Minérale, Révue de l'Industrie Minérale, Minéralurgie, Suplemento de Agosto - Setembro, 1979, pgs. 93 a 98.

Rodrigues Alírio, Percolation Theory,, Basic Principles, Permuta Iónica e Adsorção, Curso de Reciclagem, F.E.U.P., Dezembro 1978.

Rodrigues Alírio, Ion exchange, Curso de Reciclagem, F.E.U.P., Dezembro 1978.

Rudawsky Oded, Economic Feasibility Studies in Mineral and Energy Industries Part 1, Mineral Industries Bulletin, Volume 20, Número 3, Colorado School of Mines, Maio 1977.

Rudawsky Oded, Economic Feasibility Studies in Mineral and Energy Industries Part 2, Mineral Industries Bulletin, Volume 20, Número 4, Colorado School of Mines, Julho 1977.

Rudd Dale, Watson Charles, Strategy of Process Engineering, Wiley International Edition, John Wiley & Sons Inc., Nova York, 1968.

Ruhmer W.T., Wilsom B.M., South African Costs of Equipment for the Metallurgical Industry (1983), Mintek Report M120, Council for Mineral Technology, Randburg, Outubro 1983.

Ruhmer W.T., Svoboda O., Wilsom B.M., South African Costs of Equipment for the Metallurgical Industry (1984), Mintek Report M212, Council for Mineral Technology, Randburg, Julho 1985.

Significance of Mineralogy in the Development of Flowsheets for Processing Uranium Ores, International Atomic Energy Agency, Vienna, 1980.

Silva Santos, Laxen P.A., Recovery of Uranium from the Nisa Ore. Study of a High Grade Sample, LFEN, Junta de Energia Nuclear, Sacavém, 1973.

Silva Santos C., Thickening, Liquid-Liquid Extraction and Resin-in-pulp Tests, NIM., Joanesburgo, Outubro de 1971.

Silva Santos C., Miscellaneous Magnetic Separation and Leaching Tests, NIM, Joanesburgo, Outubro de 1971.

Simonsen H., Boydell D, James H.E., The Impact of New Technology on the Economics of Uranium Production from Low-Grade Ores, em Uranium Supply and Demand 1980, Uranium Institute, 1981.

Simonsen Henry, The Engineering Economics of Uranium Processing, em Economics of Uranium Ore Processing Operations, Agência de Energia Nuclear da OCDE, Paris 1983.

Stermole Franklin J., Economic Evaluation and Investment Decision Methods, Investment Evaluations Corporation, Golden, Colorado, 1974.

Stermole Franklin J., Economic Evaluation of Mineral Investment Alternatives, Mineral industries Bulletin, Volume 15, Número 3, Colorado School of Mines, Maio 1872.

Straam Engineers, Capital and Operating Cost Estimation System Handbook. Mining and Beneficiation of Metallic and Non-Metallic Minerals, Except Fossil Fuels, in the United States and Canada, Report No. A.A.M.I. 1953-03, Dezembro 1977.

Tan Henry K.S., Programs for Fixed-Bed Sorption, Chemical Engineering, Dezembro 1984.

Traut Davis, Nichols I.L., Seidel D.C., Design Requirements for Uranium Ion Exchange from Acidic Solutions in a Fluidized System, Bureau of Mines Report of Investigations RI 8282, U.S. Dept. of the Interior, 1978.

Yarrol W. H., Davis F.T., The Economics of Small Milling Operations, Mineral Industries Bulletin, Volume 18, Número 6, Colorado School of Mines, Novembro 1975.

LISTA DOS SIMBOLOS USADOS NO CAPIRULO 7

a	Area interfacial por unidade de volume de estágio; parâmetro
A	Secção da coluna
b	Parâmetro
c	Parâmetro
c_i	Concentração do metal útil no espessador i
c_o	Concentração do metal útil na fase líquida proveniente da lixiviação
c_w	Concentração do metal útil na água de lavagem
d	Calibre médio das partículas de resina
EL	Expansão fraccional do leito
g	Aceleração da gravidade
Ga	Número de Galileu
H	Altura da coluna
K	Coeficiente global de transferência de massa

L	Débito mássico da fase líquida
p	Fracção do volume de resina de cada andar que é transferida
q	Fracção da altura de cada andar ocupada pela resina expandida
Q_e	Caudais mássicos entrados
Q_s	Caudais mássicos saídos
R	Razão de lavagem; Débito de resina
Re	Número de Reynolds
s	Percentagem de sólidos no *underflow*
t	Tempo entre transferências de resina
t_{ret}	Tempo de retenção da fase líquida
T	Débito mássico de sólido; Capacidade de tratamento
u	Caudal específico (ou velocidade linear)
V_r	Volume de resina em cada andar
x	Concentração do metal útil na fase aquosa
x^*	Concentração (em metal útil) da fase fluida no equilíbrio
x_i	Concentração à entrada do metal útil na fase líquida
x_f	Concentração à saída do metal útil na fase líquida
y	Diluição; concentração do metal útil na resina
y_f	Concentração do metal na resina à saída
$y_{f,n}$	Concentração na resina à saída no andar n

y_i	Concentração do metal na resina à entrada
$y_{i,n}$	Concentração na resina à entrada no andar n
z	Teor médio da alimentação
z_e	Concentração à entrada
z_s	Concentração à saída
α	Parâmetro
β	Parâmetro
μ	Viscosidade da solução
ϵ	Porosidade do leito expandido
ϵ_s	Porosidade do leito sedimentado
φ_c	Factor de correcção da velocidade
ρ	Densidade da solução
ρ_s	Densidade da resina carregada

Capitulo 8

INFRAESTRUTURAS E IMPACTE AMBIENTAL

Grandes são os desertos, e tudo é deserto.
Não são algumas toneladas de pedras ou tijolos ao alto
Que disfarçam o solo, o tal solo que é tudo.
Grandes são os desertos e as almas desertas e grandes -
Desertas porque não passa por elas senão elas mesmas,
Grandes porque de ali se vê tudo, e tudo morreu.
ALVARO DE CAMPOS, Ficções do Interlúdio

8.1 Introdução

Os modelos de estimativa do investimento desenvolvidos nos capítulos 6 e 7 reportam-se apenas ao processo produtivo não contemplando as infraestruturas, serviços e capital necessários a uma laboração em contínuo. Representam a fracção do investimento designada na literatura anglo-saxónica por *battery limits investments*. Um projecto industrial necessita, no entanto, de outras aplicações de capital: as infraestruturas e serviços gerais, de carácter corpóreo (os *off sites*), e os investimentos de carácter incorpóreo ou misto. Entre os primeiros temos de considerar a aquisição do terreno, o fornecimento de utilidades (água e energia eléctrica), estradas e acessos, edifícios complementares, serviços gerais, armazéns, oficinas e equipamento social. Este tipo de investimento é essencialmente dependente do enquadramento geográfico, social e humano do projecto sendo pouco dependente da sua dimensão produtiva. Os investimentos de carácter incorpóreo ou misto englobam os custos de engenharia, as despesas de arranque, o fundo de maneio, os imprevistos, as *royalties* e os juros intercalares. As peças de reserva e a armazenagem inicial de reagentes podem ser consideradas quer no investimento nos limites da unidade de fabrico, tal como o fizémos, quer nas instalações gerais e armazenagens.

Não há, no caso específico que aqui desenvolvemos, lugar ao pagamento de *royalties*. Por outro lado, temos por objectivo a optimização de parâmetros de projecto que visam optimizar uma medida da rendibilidade física do projecto. Exclui-se, por conseguinte, todas as considerações de carácter financeiro e admitiremos um financiamento totalmente baseado sobre fundos próprios.

8.2 Investimento em serviços e infraestruturas

8.2.1 Terrenos

O investimento foi determinado classificando os terrenos da área de servidão dos jazigos em 4 categorias de preços de acordo com o tipo de cultura praticado. A classificação e os preços adoptados, obtidos por pesquisa na área, foram os seguintes:

- Solos florestais, com uma área de 1025 ha; o custo médio era de 41 kEsc/ha em 1988, 30 kEsc/ha em 1984 e 13 kEsc/ha em 1980;
- Solos com olival ou vinha em bom estado vegetativo com uma área total de 136,6 ha; o preço unitário era de 202,5 kEsc/ha em 1988, 150 kEsc/ha em 1984 e 65 kEsc/ha em 1980;
- Solos com olival ou vinha em mau estado vegetativo; o custo médio unitário era de 108 kEsc/ha em 1988, 80 kEsc/ha em 1984 e 35 kEsc/ha em 1980;
- Solos de cultura arvense ou hortícola, com uma área de 16,3 ha; o custo médio era de 273 kEsc/ha em 1988, 200 kEsc/ha em 1984 e 85 kEsc/ha em 1980.

Assim, o investimento total monta a 94000 kEsc em 1988, 70000 kEsc em 1984 e 21000 em 1980.

8.2.2 Abastecimento de água

A solução definitiva, seleccionada após ponderação de outras alternativas, foi a construção de uma barragem de betão na Ribeira de Figueiró, numa apertada garganta, a cerca de 1 quilómetro, em planta, do local de implantação do processo industrial.

A adutora teria uma extensão de 1335 metros, ficando o depósito de água nova a uma cota de 282 metros. Como referimos, adoptou-se uma taxa de recirculação elevada o que é motivado pelo elevado custo energético da água industrial.

A barragem, com um perfil gravidade, teria o paramento de montante vertical, e o de jusante inclinado a 1,0:0,8 (vertical/horizontal). A zona central da barragem, de acordo com esta solução, funcionaria como descarregador de cheias. A soleira, com uma crista à cota 245,5 m apresenta um perfil tipo *waterways experiment station*, não dispondo de comportas. Em planta, o desenvolvimento da crista com 22,5 m, é rectilíneo. Para estrutura de dissipação de energia foi prevista a execução duma bacia de tipo ressalto submerso (*roller basket*). A jusante da estrutura de dissipação de energia foi prevista a execução de um canal para garantir a restituição das águas em condições adequadas.

O volume de armazenamento é de 570 000 metros cúbicos dos quais 442000 poderão vir a ser preenchidos com sedimentos depositados pela ribeira. Este volume de armazenagem terá, no entanto, sempre um potencial de satisfazer, pelo menos durante 99% do tempo, as necessidades do processo.

O investimento determinado era de 54400 kEsc em 1988, 48000 kEsc em 1984 e 21000 kEsc em 1980.

8.2.3 Laboratório analítico

A estimativa do investimento é feita na base da área necessária e do custo médio de construção e apetrechamento laboratorial. A área necessária é de 300 m^2 com um custo unitário de 80 kEsc/m^2 em 1988, 50 kEsc/m^2 em 1984 e 25 kEsc/m^2 em 1980. O investimento calculado é respectivamente de 24000, 15000 e 7500 kEsc.

8.2.4 Acessos internos

De acordo com os lay-outs preliminares considerados, os acessos e arruamentos internos totalizam uma extensão de 5 km. O custo de construção era de 7500 kEsc/km em 1988, 5000 kEsc/km em 1984 e 2100 kEsc/km em 1980. O investimento estimado é então de 37500, 25000 e 10500 kEsc respectivamente em 1988, 1984 e 1980.

8.2.5 Oficinas de manutenção, armazéns e escritórios

Pode considerar-se as oficinas de manutenção divididas em três grandes sectores: serralharia, auto e máquinas--ferramenta. As oficinas devem ser agegadas num único edifício, com apenas uma ponte rolante, possibilitando a utilização comum duma mesma máquina pelos diferentes sectores oficinais, originando assim uma dupla economia no investimento e na utilização. A área requerida seria de aproximadamente 700 m^2, com um custo unitário completo (incluindo equipamento) de 170 kEsc/m^2 em valores de 1988, 105 kEsc/m^2 em valores de 1984 e 45 kEsc/m^2 a preços de 1980.

Os escritórios e vestuários estão abrangidos numa área de 600 m^2, cujo custo unitário de construção é de 35 kesc/m^2 em 1988, 30 kEsc/m^2 em 1984 e 12 kEsc/m2 em 1980.

Os armazéns necessitam de uma área de 300 m² ao mesmo custo unitário considerado para os escritórios.

Neste cenário o investimento necessário é de 150500 kEsc a preços de 1988, 100500 kESc a preços de 1984 e 42300 kEsc a preços de 1980.

8.2.6 Abastecimento de energia eléctrica

A alimentação de energia eléctrica ao complexo necessita de uma linha aérea com 6 km de extensão, para transporte à tensão de 30 kV. Essa linha faria a ligação entre uma subestação da companhia distribuidora de 60/30 kV ao posto de transformação do complexo de 30 para 0,4 kV. A distribuição de energia eléctrica aos diferentes sectores de implantação do projecto não ultrapassa distâncias superiores a 500 m e como nenhum motor apresenta uma potência superior a 180 kW, será suficiente uma distribuição a 400 V em corrente alterna trifásica.

A capacidade do transformador depende do circuito instalado. Para o circuito de lixiviação estática, o posto de transformação pode-se considerar constituido por um transformador com a potência de 750 kVA, qualquer que seja a capacidade instalada. O investimento previsto é de 18000 kEsc em 1988, 11500 kEsc em 1984 e 5000 kEsc em 1980.

O circuito misto e de lixiviação dinâmica necessitam de uma potência do posto de transformação largamente superior: este poderia ser constituido por dois transformadores com a potência de 1250 kVA cada. Por outro lado é necessário prever uma central de emergência destinada a alimentar certos receptores do processo (motores dos agitadores dos reactores de lixiviação, dos espessadores, dos repolpadores, bombas do underflow e da alimentação aos espessadores), parte do edifício administrativo e ainda um sistema interno de iluminação de segurança. Pode considerar-se uma central constituida por dois grupos electrogéneos com motores diesel; a potência depende não só da potência dos receptores a alimentar, como do arranque de grandes motores ou do arranque simultâneo de vários motores. Uma central de 750 kVA pode considerar-se como suficiente para toda a gama de capacidades. O investimento previsto é de 25000 kEsc a preços de 1988, 14000 kEsc a preços de 1984 e 6000 kEsc a preços de 1980.

8.2.7 Barragem de estéreis

O reservatório a criar, para além de constituir um armazenamento do material estéril, tem um objectivo extremamente importante: impedir a contaminação dos cursos de água drenados na área vizinha do empreendimento. A localização, técnica e economicamente adequada, insere-se numa bacia hidrográfica de pequena área, num vale relativamente estreito, reduzindo o volume de aterro inicial, localizando-se próximo do local do empreendimento.

No caso dos circuitos com lixiviação dinâmica, o aterro que vai delimitar o reservatório é constituido pelos resíduos do tratamento de minérios obtidos após conveniente processamento por ciclonagem, garantindo a separação da fracção fina. Nos estudos preliminares foram abordados, de um modo qualitativo, os seguintes aspectos:

- características geológicas das fundações e dos encostos;
- características do aterro e do sistema de drenagem de forma a evitar o *piping*;
- perigo de liquefacção do material do aterro como consequência de sismos ou de vibrações por acção de explosivos;
- aspectos construtivos;
- erosão da superfície que define o paramento de jusante em resultado da acção directa das águas pluviais;
- características hidrológicas da bacia hidrográfica do local de implantação da obra;
- características do sistema de decantação e de controlo e evacuação de águas pluviais.

A estrutura teria 320 metros de comprimento e atingiria a altura de 25 m. A área subjacente seria coberta por uma camada de argila com 200 mm de espessura.

Esta estrutura não é, no entanto, apropriada para a deposição dos resíduos duma lixiviação estática. Neste caso, as partículas mais grossas podem ser transportadas por camião para o mesmo vale, onde podem ser empilhadas por carregamento frontal até uma altura conveniente. Seria necessário prever um reservatório para recolha das água pluviais, dimensionado para condições anormais - cheia de 30 anos. Toda a água

recolhida, quer seja proveniente da drenagem do resíduo quer seja de origem pluviométrica, seria bombada e enviada ao tratamento de efluentes para descontaminação, previamente a qualquer descarga ambiental. O investimento contempla uma estrutura capaz de conter 36000 m3 de líquido e o revestimento da base da estrutura com uma camada de 200 mm de espessura de argila, tal como previsto na primeira situação, e destinada a evitar infiltrações contaminantes da água subterrânea.

A ordem de grandeza para o investimento seria da ordem de 48000 kEsc, a preços de 1988, para os circuitos de lixiviação estática e dinâmica e 72000 kEsc para o circuito referido como misto. A preços de 1984 estes valores convertem-se em 26000 e 39000 kEsc; a preços de 1980 o montante do investimento seria respectivamente de 12000 e 18000 kEsc.

8.2.8 Equipamento social

Adoptamos um valor arbitrado, independente da dimensão e rendibilidade do projecto: 200 000 kEsc em 1988, 125 000 kEsc em 1984 e 50 000 kEsc em 1980.

8.3 Investimentos dependentes da dimensão e complexidade do projecto

8.3.1 Engenharia

Os custos de engenharia foram considerados como 7% do custo do investimento mineiro e 15% do do investimento para todas as rubricas que requerem projecto de engenharia: tratamento de minérios, acessos internos, energia eléctrica, abastecimento de água, oficinas, armazéns, escritórios, laboratório e barragem de estéreis.

8.3.2 Despesas de arranque

As despesas de arranque são aqui especialmente representadas pelos custos de exploração da unidade de tratamento de minérios durante um período sem produção, ou com uma produção de qualidade não comerciável. São gastos amortizáveis que se avaliam geralmente em meses de custo operatório (reagentes, mão de obra e energia).

Atendendo ao elevado grau de conhecimento do processo produtivo considerou-se um dispêndio igual a 100% do custo

operatório da oficina de tratamento hidrometalúrgico no primeiro mês, 75% no segundo e 50% no terceiro, ou seja, um total de 2,25 meses.

8.3.3 Fundo de maneio

O fundo de maneio - conceito independente das despesas de arranque - corresponde à tesouraria necessária para a produção de concentrado durante o período durante o qual não há receita. É, portanto, igual ao custo do ciclo de produção do primeiro lote vendido. Arbitra-se deste modo o valor desta rubrica como equivalente a seis meses de custo completo de produção.

8.3.4 Imprevistos

Nesta fase do projecto é habitual considerar-se uma componente que contemple contigências; o valor arbitrado é de 15% do total dos investimentos, não incluindo nestes as despesas de arranque e o fundo de maneio.

8.3.5 Valor residual

O valor residual do investimento deve ser considerado nulo. Com efeito, num projecto deste tipo, o seu valor será compensado pelos custos de desmantelamento.

8.4 Custos adicionais

A estrutura de custos adoptada (ver 7.7.1) impõe a consideração de rubricas adicionais não contempladas na definição do custo operatório: os custos fixos industriais, contemplando essencialmente a manutenção e o apoio técnico à produção e as despesas administrativas e gerais. Isto significa que o custo que nos interessa considerar, em termos físicos ou económicos, é o custo industrial da produção. Se o nosso objectvo fosse de âmbito financeiro a perspectiva a adoptar seria a do custo completo de produção, o que forçaria a inclusão das amortizações, dos juros e dos impostos. Estes custos seriam, por sua vez, consequência de considerações financeiras de âmbito mais largo: a capacidade de auto-financiamento do empreendedor, da taxa de juro dos empréstimos, do tipo de amortização adoptada e ainda da legislação fiscal em vigor. Seria uma estrutura adaptada; por

exemplo, à determinação da capacidade financeira duma empresa para desenvolver um projecto, ao estudo dos efeitos da fiscalidade no grau de recuperação de recursos não renováveis, etc.

Também os critérios económicos que podem ser adoptados são função do objectivo imediato do estudo. Uma aferição do grau de rendibilidade física dum jazigo, exangue de considerações de ordem financeira, exige critérios tais como o valor actualizado bruto, a taxa de rendibilidade interna, o tempo de recuperação do capital e o custo médio actualizado. Se o objectivo fosse aferir a capacidade financeira duma empresa para a realização dum projecto, ou a selecção de um projecto dentro de uma carteira de realizações possíveis, então os critérios adequados serão o valor actualizado bruto, a taxa de rendibilidade dos fundos próprios, o tempo de recuperação dos fundos próprios e o custo médio actualizado. A metodologia da determinação destes critérios é distinta para cada uma destas situações.

8.4.1 Custo do transporte

Todos os transportes de estaleiro, quer de estéril, quer de minério foram incluidos na determinação do custo da lavra. No caso do jazigo de Nisa esta metodologia engloba o transporte do minério para a armazenagem à entrada da oficina de tratamento de minérios. Os únicos custos de transporte não cobertos são os resultantes do transporte dos outros jazigos, cuja distância média ponderada pelos recursos mineiros é de 15 km. O custo unitário de transporte era de 12 Esc/ton x km em 1988, 9,1 em 1984 e 4,0 em 1980.

8.4.2 Custos fixos industriais

Os custos fixos industriais englobam os dispêndios provenientes do funcionamento de secções de apoio e manutenção entre as quais se engloba o apoio geral, o apoio técnico à manutenção, as garagens, reparações eléctricas, serralharia geral, desenho e protecção e ambiente. A metodologia adoptada na determinação destes custos advoga a descriminação do número de funções laborais requeridas e respectivo quantitativo, em função da capacidade instalada. Naturalmente que existe um certo número de graus de liberdade numa tal inventariação. A experiência industrial que dispomos

aconselha a necessidade de 39 indivíduos para uma capacidade instalada de tratamento de 500 t/dia, 42 para 750 t/dia e, finalmente, 44 indivíduos para uma capacidade de 1000 t/dia. As descriminações podem ser encontradas nos estudos de viabilidade já referidos. Com base nestes três pontos ajustou-se uma função do tipo potência

$$\text{Número de pessoas requerida} = a \cdot \text{Capacidade}^{b}$$

Por outro lado os custos da mão de obra representam cerca de 60% do custo de laboração destes serviços (valor determinado por análise da contabilidade analítica de instalações industriais). A identificação paramétrica conduziu ao seguinte resultado: a = 13,19, b=0,1746.

A metodologia adoptada para os circuitos misto e baseado na lixiviação dinâmica é em tudo idêntica. O número de indivíduos requerido é superior: 45, 52 e 58 respectivamente para uma capacidade instalada, na lixiviação dinâmica, de 500, 750 e 1000 t/dia. A identificação paramétrica conduziu ao resultado a= 4,6374 e b=0,3655. O custo da mão de obra representa neste caso uma percentagem superior relativamente ao custo total.

8.4.3 Custos administrativos e dispêndios gerais

Englobamos nesta rubrica os custos de funcionamento da administração geral, dos serviços administrativos e financeiros, dos serviços de aquisição e armazém, serviço de pessoal e serviços sociais. A metodologia proposta para a sua determinação é rigorosamente idêntica à referida para os custos fixos industriais. Para o circuito baseado na lixiviação estática requere-se um número de 30, 33 e 35 indivíduos respectivamente para capacidades instaladas no tratamento de 500, 750 e 1000 t/dia. Os custos em mão de obra representam, por sua vez, 64% do total desta rubrica. A identificação paramétrica conduziu ao valor de 7,5 para o parâmetro **a** e 0,223 para o parâmetro **b**.

O circuito misto e o circuito baseado na lixiviação dinâmica requerem 40, 45 e 49 indivíduos para uma capacidade instalada na lixiviação dinâmica de, respectivamente, 500, 750 e 1000 toneladas por dia. Os custos em mão de obra representam cerca de 70% do custo total. A identificação

paramétrica conduz a um valor para a de 6,489 e de 0,2926 para b.

8.5 O Estudo de impacte: uma componente do projecto

8.5.1 Introdução

Qualquer projecto industrial provoca inevitavelmente alterações sociais, económicas e ambientais em determinada área de influência relativamente ao seu local de implantação. A comunidade circundante, em sentido lato, é sempre mais ou menos afectada, qualquer que seja a vertente componente do viver quotidiano que se considere. Normalmente as consequências não ambientais assumem um carácter factual não controverso, quer sejam positivas (influência económica regional ou nacional) quer sejam negativas (expropriações, trânsito, ruído, etc.). Pelo contrário, as consequências ambientais encontram hoje em dia uma ressonância inevitável na opinião pública. O desconhecimento durante um longo período de agressões ambientais impunes e ignoradas gerou o inevitável traumatismo da tomada de consciência.

A actividade mineira cria sempre alterações visíveis no meio físico circundante: a poeira, o rebaixamento do nível freático, as alterações topográficas, a desvegetação. É o impacte visual primário, se bem que importante. Simultaneamente, a actividade mineira é também uma indústria de processo e tal como ela gera débitos enormes de sub-produtos não utilizáveis, resíduos sólidos ou efluentes líquidos e gasosos. A acção ambiental destes produtos é, em muitos casos, enorme **e não se esgota na vida útil da mina.** Os resíduos sólidos podem ser, sob a acção dos agentes atmosféricos e da actividade microbiana, uma fonte permanente de geração, durante anos ou dezenas de anos, de produtos nocivos.

Os minerais radioactivos acrescentam ainda uma dimensão radiológica à sua influência ambiental. Tal como a anterior, também esta não se esgota com a cessação da sua origem. Perdura, e a sua influência pode estender-se durante séculos.

Este conjunto de razões que aqui apenas aflorámos, impõe que o estado de impacte seja uma componente pelo menos eticamente obrigatória do projecto mineiro. No entanto, em quase todos os países, essa obrigatoriedade não se esgota na

dimensão moral: é uma responsabilidade cívica e cível, condição *sine qua non*, para aprovação ou rejeição. A legislação e a prática nacionais eram, como ainda o são (e isto apesar da entrada em vigor das normas comunitárias respeitantes aos recursos naturais) típicas do estado de sub-desenvolvimento crónico: inexistentes ou por regulamentar. Mesmo entidades em que a idoneidade técnica e científica eram incontestáveis e exemplares (caso da extinta Junta de Energia Nuclear) ignoraram parcialmente esta problemática. O projectista não pode hoje, como não o podia já há uma quinzena de anos, ignorar esta componente essencial do projecto, mesmo que a legislação e a fiscalização sejam omissas e que os custos adicionais afectem a rendibilidade do projecto. A vida útil deste é sempre mais ou menos longa, e mesmo que a perspectiva reinante seja a de um arcaico mercantilismo imediatista, há que considerar a evolução da opinião pública e a influência do exterior que, quase de certeza, durante o período útil de vida, acabarão por impor medidas que, ao serem desenquadradas da perspectiva global de raíz do projecto, serão sempre remendos, por vezes com custos, também financeiros, elevados.

8.5.2 Considerações sobre a metodologia da abordagem

Um estudo de impacte ambiental referente à exploração e tratamento de minérios uraníferos pode ser organizado segundo quatro pontos essenciais:

- Uma análise prévia pormenorizada do local e do seu ambiente, ou seja, o levantamento do estado radiológico de referência ou *estado zero*.
- Uma análise dos efeitos previsíveis sobre o ambiente;
- Os critérios de segurança adoptados e reflexos na concepção do projecto;
- As medidas tomadas e previstas para minimizar a influência ambiental.

O primeiro ponto deve contemplar as características gerais do ambiente (dados físicos e humanos), a descrição e análise da paisagem inicial, as condições de circulação rodoviária, a situação inicial relativa ao nível fónico, à atmosfera, ao meio aquoso e ainda o estado radiológico de referência do local. Este último tema deve obrigatoriamente debruçar-se sobre as situações radiológicas iniciais da

atmosfera, das águas superficiais e subterrâneas, dos solos e sedimentos, da biosfera e da cadeia alimentar e ainda uma análise cartográfica das radiações ambientais.

No segundo ponto devem ser referenciadas as características da instalação, o impacte desta sobre o ambiente (paisagístico, tráfego, fónico, atmosférico e aquoso) e o impacte económico.

Como referimos, as implicações ambientais podem e devem, hoje em dia, ser uma condicionante activa em toda a concepção do projecto: desde a selecção do local de implantação à escolha do processo e mesmo às opções tecnológicas. Os critérios que são considerados na concepção proposta para o projecto devem ser explicitamente mencionados. Nomeadamente, podem indicar-se os critérios ligados ao ambiente (integração paisagística, limitação do impacte radiológico), os critérios de segurança face a fenómenos externos, naturais ou artificiais (riscos industriais, metereológicos, geotécnicos, sísmicos, hidrológicos e hidrogeológicos) e ainda os critérios macro-económicos nacionais e regionais.

Um estude de impacte deve, finalmente, realçar as medidas preventivas e/ou compensatórias propostas para minorar os efeitos colaterais negativos da exploração mineira, *quer durante a sua vida, quer após o encerramento*. A descrição destas medidas deve ser acompanhada por uma estimativa dos custos correspondentes.

8.5.3 Uma curta introdução ao problema radiológico

O urânio tal como aparece na natureza corresponde a uma mistura dos isótopos ^{238}U, na percentagem de 99,28%, ^{235}U, na proporção de 0,71%, e ^{234}U, na proporção de 0,0054%. Todos os isótopos são radioactivos sendo o ^{235}U o isótopo físsil por bombardeamento por neutrões térmicos. Os períodos de semi-vida para os três isótopos são, respectivamente, de $4,51 \times 10^9$, $7,1 \times 10^8$ e $2,48 \times 10^5$ anos, ordenando os isótopos por ordem decrescente de número de massa. Estes isótopos são extraídos, com rendimento variável, durante a lixiviação. Grande parte dos restantes radioelementos que constituem as famílias do ^{238}U e do ^{235}U não são dissolvidos, sendo repartidos pelos diferentes resíduos sólidos. Enquanto que no minério os radionuclídeos se encontram em equilíbrio radioactivo

relativamente à cabeça da sua série, esse equilíbrio é rompido pelo tratamento dos minérios. Na série do ^{238}U os quatro primeiros radionuclídeos são facilmente solúveis (^{238}U, ^{234}Th, ^{234}Pa e ^{234}U). O ^{230}Th e os seus nove descendentes radioactivos mantêm-se em equilíbrio nos resíduos sólidos representando 71% da actividade inicial da série do ^{238}U no minério. Na série do ^{235}U, este radionuclíneo é lixiviado juntamente com o ^{231}Th. No entanto o ^{231}Pa e os seus oito descendentes radioactivos não são dissolvidos, representando 9/11 da actividade inicial da série do ^{235}U. P. ZETTWOOG apresenta uma repartição das actividades dos radionuclídeos para rendimentos de lixiviação de 100% e de 90%, que transcrevemos, após adaptação, no quadro seguinte. Para facilidade de compreensão da exposição referimos que um minério com um teor de 1 kg/t apresenta uma actividade mássica total de 160 928 Bq/kg ([1]), ou seja 4,35 x 10^{-6} Ci/kg, sendo de 11 100 Bq/kg a componente da actividade mássica devida ao ^{238}U. As actividades volúmicas podem ser obtidas multiplicando as actividades mássicas pela massa específica dos resíduos a qual é uma função da humidade, definida como a fracção do volume dos poros ocupados pela água.

[1] O Becquerel (Bq) é a unidade S.I. de actividade de uma fonte radioactiva - actividade duma quantidade dum nucleóide radioactivo para o qual o número de transições nucleares espontâneas por segundo é unitário.

REPARTIÇÃO DAS ACTIVIDADES POR RADIOISOTOPOS
(EM BECQUEREL/QUILOGRAMA)

Elemento	Actividade no minério	Actividade no resíduo sólido	
		Extracção a 100%	Extracção a 90%
238 U	11 100	0	1 110
238 U a 234 U	44 400	0	4 440
230 Th	11 100	11 100	11 100
230 Th a 210 Po	111 000	111 000	111 000
Série 238 U	155 400	111 000	115 400
235 U	500	0	50
231 Th	500	0	50
231 Pa	4 529	4 529	500
231 Pa a 211 Po	5 528	4 529	4 529
Série 235 U	5 528	4 529	4 629
Soma das 2 séries	160 928	115 529	120 158

Os radionuclídeos existem naturalmente em todos os meios ambientais receptores. A contribuição proveniente duma armazenagem de resíduos sólidos só será experimentalmente perceptível quando as flutuações dos níveis de actividade forem superiores ao fundo radioactivo. No interior duma área de impacte, distingue-se uma zona de actividade em que um indivíduo aí residente recebe um equivalente de dose, devido ao conjunto das irradiações, superior à recomendada internacionalmente como limiar superior admissível (500 mrem ou 0,005 Sv)[2]. Esta zona denomina-se, na numenclatura especializada, por zona de detrimento individual potencial (ZDIP). A área restante da zona de impacte é denominada zona de detrimento colectivo potencial (ZDCP). O detrimento é

[2] O rem é unidade de medida das radiações recebidas pelo homem, sendo a abreviatura de *radio equivalent men*. O Sievert (Sv) é a unidade S.I. de equivalente de dose. 1 Sv = 1 J kg^{-1} = 100 rem.

calculado sobre as populações do local ou que vivam dos seus produtos. A transferência pode ser feita pela atmosfera, pelas águas e pelo solo. A extensão da zona de impacte para estes três meios é definida relativamente ao valor das flutuações naturais da radioactividade, em princípio conhecida, ou possível de quantificação no próprio local (estado radiológico inicial).

A limitação da zona de detrimento individual potencial exige evidentemente uma regulamentação que defina os limites de concentração máxima a que o público pode estar sujeito, considerando quer o limite inalável (ar), quer o limite ingerível (água potável). Por exemplo, a regulamentação francesa define limites para cada uma deste vias e para cada radioisótopo. No caso dos resíduos sólidos provenientes da mineração e tratamento de minérios de urânio, os isótopos considerados são o urânio natural, o ^{238}U, o ^{230}Th, o ^{226}Ra, o ^{222}Rn, o ^{210}Pb e o ^{210}Po. Os radioisótopos que mais contribuem para o detrimento radiológico total são o radão para o ar e o rádio na água. Há, simultaneamente um aumento da radiação do solo provocando um aumento da dose de radiação externa recebida pelo público que aí se desloca. Num clima seco, como é o caso do Alto Alentejo, em que o arrastamento de poeiras pode vir a ser considerável, devem também considerar-se os radioisótopos de vida longa, nomeadamente o ^{230}Th. Grande parte das legislações fixa, para além dos factores referidos, a concentração máxima de radionuclídeos residuais nos solos. Por exemplo, para o caso de oficinas de tratamento de minérios de urânio o débitos máximos de dose externa à superfície do solo é de 1 μGy/h [3] a 15 cm e 0,5 μGy/h a 100 cm. Estes valores são complementados com a concentração nos solos às profundidades compreendidas entre os -05 e os -3 metros.

A actividade que vai ser armazenada na barragem de estéreis não é nova no local, uma vez que existia já no jazigo. Uma parte dela, pelos menos os 30% que constituiem o concentrado, é retirada. Com base neste raciocínio haverá quem tenha tendência para concluir que esta componente do impacte é teoricamente inconsistente e, portanto, inexistente. Este argumento falicioso não tem em conta que a deposição é,

[3] O Gray (Gy) é a unidade S.I. de dose absorvida (J kg^{-1}) substituindo a antiga unidade, o rad. 1 Gy = 100 rad.

inúmeras vezes, feita à superfície, estando sujeita a diversas formas de erosão, o que não acontecia no jazigo. Depois da cominuição e da lixiviação há um acréscimo da mobilidade dos radioisótopos. As taxas de transferência para a atmosfera (radão, poeiras) e a velocidade de dissolução em meio aquoso (especialmente do rádio) são maiores do que no jazigo. Se admitirmos (ver P. ZETTWOOG) que apenas 10% do 22 Rn produzido a partir do ^{226}Ra dos resíduos passa para a atmosfera, mesmo assim os valores serão discerníveis do fundo numa distância variável entre 8 e 20 km de acordo com a intensidade da difusão.

O rádio ocorre nos estéreis em diversas formas químicas, algumas muito móveis, outras estáveis. Mesmo admitindo que apenas 1% deste rádio é solubilizado, se a sua recepção for feita pelas águas superficiais, na ausência de disposições preventivas, e de acordo com a pluviosidade e o regime hidrográfico dos cursos de água receptores, existe a possibilidade teórica de se originar concentrações superiores aos limites.

Se considerarmos um minério inicial com um teor de 1 kg/t, é possível obter uma duplicação da dose de irradiação externa emitida pelos solos no estado natural, que contêm cerca de 2.10^{-9} kg/m3 de ^{226}Ra, pela deposição de uma camada de resíduos com alguns micra de espessura. Uma camada de resíduos deposta no solo, e com uma espessura de 1 cm, permitiria igualmente, e como exemplo, ultrapassar o limite fixado em França para a irradiação a 1 m de profundidade. Facilmente se constata, por estes exemplos, a necessidade de se confinar fisicamente, dentro de limites bem definidos, a área de deposição dos resíduos sob pena de se criar extensas zonas do território com actividade superior aos limites estabelecidos.

8.5.4 Um modelo para a avaliação do impacte

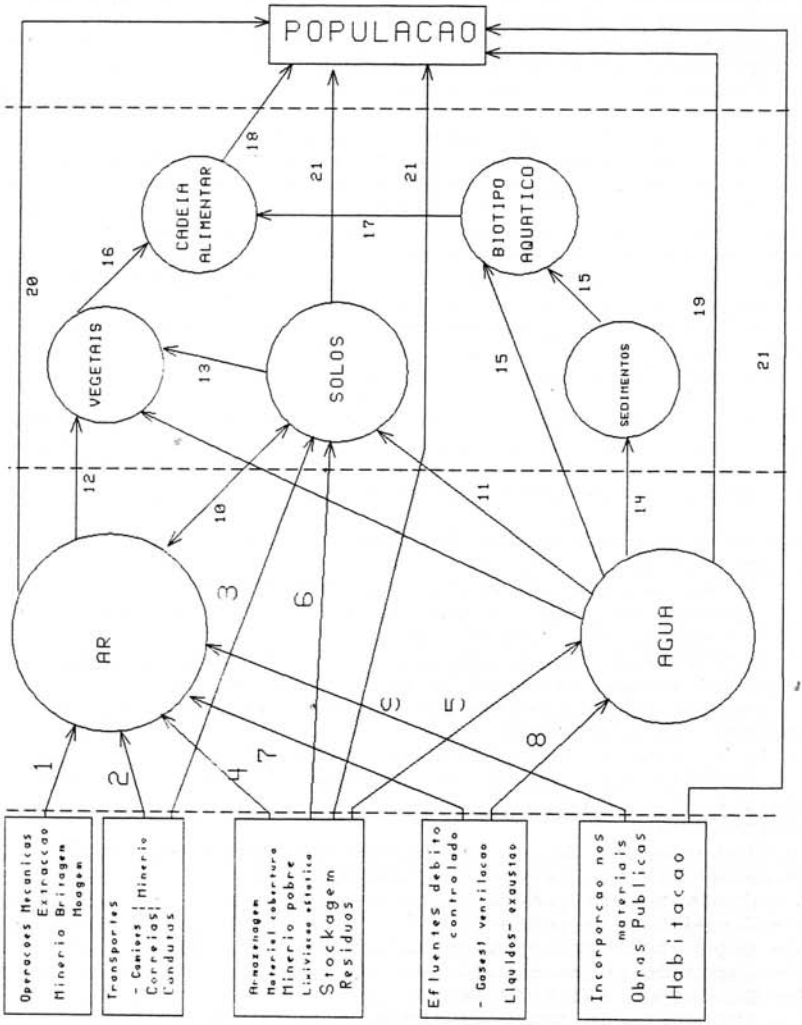
Os elevados volumes de minério e de soluções manipulados numa operação de exploração e tratamento de minérios radioactivos torna difícil e custoso o confinamento físico de todas as componentes envolvidas. O vento, a água e os processos biológicos tendem a provocar a dispersão dos materiais no ambiente e, uma vez dispersos, o seu controlo torna-se impossível. A estimativa do impacte ambiental dos

radionuclídeos na vizinhança duma instalação mineira requer um conhecimento detalhado das quantidades libertadas, das vias de transferência, do grau de acumulação nos tecidos biológicos e correspondente dose de radiação resultante e, finalmente, dos seus efeitos biológicos induzidos.

A estimativa das quantidades de radionuclídeos libertados foi feita por diversos investigadores, constituindo um ponto de referência os trabalhos de SEARS e colaboradores. Várias modelagens das vias de transferência têm sido igualmente apresentadas por diversos autores, devendo mencionar-se a de WHICKER pela sua relativa exaustividade. Um modelo mais simples é o de ZETTWOOG que apresentamos na figura 8.1. As fontes emissoras da radiação estão agrupadas no lado esquerdo da figura, os vectores da dispersão (ar e águas superficiais) no centro esquerda, os meios fisicos e biológicos no centro direita e, finalmente, à direita, o público receptor.

Nesta representação os vectores e os meios receptores estão representados por círculos a cada um dos quais se pode associar uma concentração em radionuclídeos. As vias de transferência consideradas são as seguintes:

1 - Libertação de poeiras de minério e emissão de radão;
2 - Poeiras de minério depostas no solo;
3 - Perdas de material sólido por transporte;
4 - Emissão de radão e perdas de poeiras por erosão eólica (minério e resíduos);
5 - Arrastamento pelas águas de radionuclídeos solúveis (fundo das bacias de retenção de resíduos de tratamento);
6 - Ruptura dos dispositivos de confinamento de polpas (resíduos do tratamento);
7 - Ar da mina e ventilação do tratamento;
8 - Rejeito das águas de exaustão e dos efluentes líquidos do tratamento;
9 - Contaminação do ar dos locais habitados pelo radão dos materiais utilizados nas estruturas;
10 - Depósitos de poeira sobre o solo;
11 - Inundações e irrigação;
12 - Depósito sobre os vegetais; absorção foliar;
13 - Captação pelas raízes;
14 - Depósitos dos aluviões;
15 - Incorporação nos organismos vegetais aquáticos;


POPULACAO
CADEIA ALIMENTAR
BIOTIPO AQUATICO
VEGETAIS
SOLOS
SEDIMENTOS
AR
AGUA
Operacoes Mecanicas
Extraccao
Minerio Britagem
Moagem
Transportes
- Camiões | Minerio
Correias|
Condutas
Armazenagem
Material sobrecarga
Minerio pobre
Lixiviacao estatica
Stockagem
Resíduos
Efluentes debito
controlado
- Gases| ventilacao
Liquidos- exaustao
Incorporacao nos
materiais
Obras Publicas
Habitacao

16 e 17 - Introdução directa (vegetais, peixes) e indirecta (carne, leite, queijo);
18 - Ingestão;
19 - Aguas potáveis (superficiais e de poços);
20 - Inalação;
21 - Irradiação externa por exposição directa.

A intensidade de acumulação dos radionuclídeos num eco-sistema é essencialmente uma função dos débitos entre as várias componentes. É possível escrever equações que traduzam o fluxo dos radionuclídeos através dum eco-sistema, mas essas equações terão parâmetros variáveis e dependentes do local exigindo, para cada situação, uma investigação particular.

8.5.5 As fontes da radiação

O elo da cadeia onde uma acção tendente a minorar o impacte é mais eficaz é, naturalmente, na redução dos débitos de radionuclídeos transferidos. Daí resulta que a análise das vias de transferência e a modelagem do processo de transporte constituem a peça fundamental para estimar os efeitos e para definir o tipo e intensidade de confinamento das fontes de radiação. Estas são, por ordem decrescente de intensidade radioactiva:

- Armazenagem dos resíduos sólidos do tratamento de minérios;
- Efluentes da mina com débito controlado;
- Armazenagem dos minérios;
- Eiras de lixiviação estática;
- Efluentes do tratamento de minérios;
- Incorporação nos materiais.

As restantes fontes tais como o transporte por camiões, correias, condutas, etc., são, em geral e para o local, fontes desprezáveis relativamente às anteriormente explicitadas; no entanto, podem afectar áreas onde não existe outra fonte de contaminação - por exemplo, o transporte por estrada de minério provenientes de minas afastadas do centro transformador - pelo que devem ser consideradas numa avaliação de efeitos.

8.5.5.1 A deposição dos estéreis e implicações ambientais

Os resíduos sólidos duma instalação de tratamento de minérios uraníferos são sempre uma fonte potencial de degradação radiológica do ambiente pelo que a sua confinação deve ser maturamente ponderada e a sua gestão planeada.

Pode referir-se, como curiosidade, que no passado os responsáveis de certas empresas mineiras permitiram a utilização dos resíduos em trabalhos públicos, e mesmo na construção civil existindo mesmo casos em que as habitações foram construidas sobre os próprios resíduos (Salt Lake City, Utah e Grand Junction, nos E.U.A., para referirmos apenas exemplos externos).

Normalmente, quando a separação sólido-líquido é feita por decantação em contra-corrente em espessadores--decantadores, os estéreis apresentam-se sob a forma de polpa, o que pode constituir uma fonte artificial de água subterrânea susceptível de elevar o nível freático. Por outro lado a água contém uma grande variedade de constituintes poluentes dissolvidos, além dos radionuclídeos. Se o local para a deposição de estéreis apresentar condições favoráveis é possível evitar os sistemas custosos de retenção impermeabilizada e contida que descreveremos de seguida. Segundo ROBINETTE estas condições traduzem-se pela existência dum estrato inferior homogéneo com uma condutividade hidráulica saturada de 10^{-7} a 10^{-11} cm/s. Isto corresponde a um ambiente semi-árido a árido numa zona de recarga de água subterrânea, que tem subjacente uma camada de argila não fracturada com uma permeabilidade de 10^{-7} a 10^{-9} cm/s. Os modelos matemáticos mostram que mesmo uma fina lente de areia de permeabilidade mais elevada pode desviar o débito infiltrado para uma zona de descarga (FREEZE, 1972). Os estudos higrogeológicos são uma pois uma componente importante neste tipo de projecto mineiro, complementados por um modelo matemático interpretativo. Uma metodologia exaustiva apropriada para a determinação de todos os dados necessários a uma simulação completa dos débitos e transporte de radionuclídeos é proposta por S.S. PAPADOPULOS e I.J. WINOGRAD. A informação necessária pode ser dividida em quatro grandes áreas: (a) mineralógica, (por fracção granulométrica, incluindo materiais coloidais) de todas as unidades hidroestratigráficas atravessadas pela água, (b) química da

água dos aquíferos e dos aquitardos (d) química de amostras representativas das soluções efluentes e (d) investigação laboratorial para determinar os coeficientes de distribuição dos iões dissolvidos em amostras representativas de cada unidade estratigráfica.

A localização ideal da deposição de estéreis seria pois sobre um estrato não fracturado, de baixa permeabilidade, numa região de baixo relevo e de clima árido. A área de servidão do jazigo de Nisa não apresenta totalmente estas características pelo que se torna necessário adoptar técnicas artificiais de armazenamento.

As possibilidades de armazenamento dos resíduos são teoricamente várias:

- em explorações subterrâneas, pode utilizar-se uma fracção dos resíduos para enchimento hidráulico das galerias (após ciclonagem);
- armazenagem numa corta desafectada;
- armazenagem numa reserva profunda de água natural;
- armazenagem numa fossa especialmente concebida;
- armazenagem num fundo dum vale.

A primeira solução é parcial pois apenas permite eliminar uma parte dos resíduos, e apenas se aplica a explorações subterrâneas.

A segunda alternativa envolve a deposição da polpa de estéreis numa corta explorada, cujas paredes e fundo são revestidos com argila compactada. O fundo da corta é inicialmente preenchido com material proveniente da decapagem, ou duma zona mineira estéril, até uma altura pelo menos três metros acima do nível freático. Após esta preparação prévia, a polpa contendo os resíduos sólidos pode ser descarregada na corta, sendo o excesso de água decantado e transferido para uma bacia de evaporação à superfície. Quando a corta estiver preenchida, e após um período de secagem, a corta será recoberta pela seguinte combinação de materiais, ordenados do fundo para a superfície: cerca de 1,20 m de material estéril da decapagem, 60 cm de argila compactada e ainda cerca de 15 cm de solo arável. A área pode, em seguida, ser revegetada de acordo com a flora da região. Como variante, em muitos casos é desnecessária a impermeabilização das paredes da corta.

Como análise crítica, deve notar-se que a fracturação do volume assim criado é muito diferente da que existia antes da exploração do jazigo, podendo implicar, se as medidas protectivas que enunciámos não forem efectivadas, alterações na circulação das águas subterrâneas com impacte radiológico nas águas superficiais. Todavia, se o jazigo antes da exploração não originava um impacte inaceitável, a armazenagem dos resíduos deve, para um teor em água idêntico, ter um comportamento semelhante porque a estrutura das paredes da corta não foi alterada. O problema principal consiste em examinar se a corta tem características que possam recomendar a sua utilização como bacia de decantação, com ou sem trabalhos prévios de preparação. A carga hidráulica será elevada e o débito de infiltração no solo poderá não ser desprezável. Uma quantificação só é possível a partir do estudo das águas subterrâneas. A longo termo, após o desmantelamento, as águas pluviais são o factor proponderante. Os resíduos ficam confinados sem qualquer possibilidade de eventual deslocamento e não existe emissão de poeiras. A emissão de radão depende do teor em água.

Na terceira hipótese consideram-se reservas de água natural suficientemente profundas e estanques para que, por um lado, as águas do fundo apenas tenham uma troca limitada com as águas superficiais e, por outro, estas águas sejam independentes da circulação subterrânea. Estas reservas podem utilizar-se desde que se verifiquem os dois postulados referidos.

Na quarta alternativa, a fossa a utilizar para um tal fim deve permanecer acima da toalha freática. Os materiais retirados são colocados na periferia e serão reutilizados como material de recobertura após o enchimento da fossa. Esta pode ser impermeabilizada pela utilização de revestimentos sintéticos. A água pode ser decantada e transportada para uma bacia superficial de decantação. Sob o ponto de vista ambiental, o transporte de poluentes é altamente improvável, assim como a emissão de poeiras. Esta solução é recomendável se o fundo da fossa estiver a um nível muito superior relativamente ao nível freático. Se a impermeabilização do fundo da fossa não for bem executada poderão vir a existir infiltrações no sub-solo das soluções que acompanham os resíduos e, a longo termo, de águas pluviais, que poderão infiltrar-se até atingir a toalha freática.

Na armazenagem num fundo dum vale a importância da filtração, e da estrutura geológica deste acidente orográfico são primordiais. Existe um risco de arrastamento de resíduos e riscos geotécnicos que devem ser ponderados. O volume é naturalmente ladeado em três lados, construindo-se o quarto a partir da cota longitudinal inferior, por ciclonagem ou técnica derivada. O fundo de vale deve ser revestido por argila compactada e após o encerramento das operações deve proceder-se a uma cobertura superior idênticaà s que já referimos. Deve ainda ser previsto, na disposição final, uma ligeira inclinação da superfície conducente das águas pluviais para um descarregador localizado lateralmente. A sua função é desviar as correntes pluviais da barragem minimizando esta forma de erosão no sentido longitudinal.

Em grande partes dos casos, qualquer uma destas técnicas, quando bem aplicada, permite reduzir o nível da radiação gama para valores próximos do fundo, e a emanação de radão para valores cerca de duas vezes o fundo. A revegetação final fornece uma protecção adicional contra a erosão eólica. O acompanhamento e o controlo pelas entidades fiscalizadoras competentes após o encerramento das operações são um complemento necessário destas e existem já países onde a legislação exige, no fim da vida, a existência dum fundo especial para custeamento desta actividade futura.

No caso do jazigo de Nisa, como a exploração tem de ser conduzida em várias cortas, **a solução mais aconselhável será a deposição dos resíduos sólidos nas cortas desafectas.** Este modo de operar só será exequível a partir do momento em que existam cortas disponíveis, pelo que se adoptou simultaneamente uma outra solução para os dois primeiros anos de vida do projecto: o já referido preenchimento dum vale encavado. A abundância de material de natureza argilosa possibilita esta solução que, em caso contrário seria economicamente impraticável dada a pouca profundidade do nível freático e as correspondentes elevadas necessidades de impermeabilização do fundo e, possivelmente, das paredes da corta. Este procedimento operatório permite, simultaneamente, fazer a reposição do terreno, obrigatória em muitos países, não agredindo a paisagem com escavações de enorme volume.

8.5.5.2 Os efluentes da lavra

Apenas referiremos os aspectos ligados à lavra a céu aberto. Os efluentes gasosos e as poeiras radioactivas constituem uma fonte de enormes dimensões, dificilmente controlável. A sua intensidade é variável e dependente das condições atmosféricas e das condições técnicas de execução da exploração, principalmente do modo de operar os rebentamentos.

Os efluentes líquidos constituem uma fonte pontual facilmente controlável. A sua origem pode ser variada, quer superficial, quer subterrânea, e a ampliação anual de variação dos débitos gerados é enorme. O seu impacte pode ser reduzido se a água for utilizada na própria mina para colmatar as necessidades da lavra, se se desviarem os cursos de água superficiais que alimentam a mina e ainda se se utilizar esta água no tratamento.

Se a exploração for conduzida a cotas inferiores ao nível freático o impacte mais significativo é o resultante da alteração do regime de escoamento dos aquíferos subterrâneos. A exaustão das áreas de trabalho a cotas inferiores ocasiona um abaixamento do nível freático e a exposição de rochas mineralizadas a condições de débito subterrâneo não-saturado. Este factor pode alterar o regime geoquímico das secções mineralizadas provocando um aumento da oxidação e da dissolução dos elementos radioactivos e tóxicos contidos no material. Este facto é confirmado pelas concentrações em ^{226}Ra normalmente verificadas nessas águas.

8.5.5.3 Armazenagem de minério

Apesar de o volume ocupado poder ser relevante, a armazenagem de minérios constitui uma fonte de radiação muito menos intensa do que a barragem de estéreis. As razões são várias: um volume de armazenamento muito inferior, uma actividade mais fraca da fonte e, especialmente, uma aptidão física e química muito menos favorável para incorporação nas vias de transferência. No entanto as operações de cominuição constituem uma fonte de poeiras que deve ser considerada quando realizadas a seco.

8.5.5.4 Eiras de lixiviação

O teor em urânio e a actividade radioactiva são aqui inferiores aos da armazenagem de minério. Os efluentes líquidos são recuperados para o tratamento, havendo no entanto que se garantir o carácter estanque do fundo da eira, evitando infiltrações subterrâneas. Os efluentes gasosos e as poeiras são praticamente desprezáveis durante a exploração. Se as eiras forem de área não renovável, encontramo-nos perante uma situação de armazenamento de resíduos sólidos pelo que se lhe deve então aplicar as correspondentes medidas de limitação de impacte.

8.5.5.5 Efluentes do tratamento de minérios

Num circuito de lixiviação ácida apenas 0,25 a 0,7 % do 226 rádio é solubilizado. A permuta iónica e a extracção por solventes permitem ainda uma separação adicional entre o urânio e o rádio de tal modo que o concentrado contém apenas cerca de 0,1% do rádio inicial. Pode deste modo ter-se uma ideia da diminuta quantidade de rádio existente nos efluentes líquidos. Apesar de o sulfato de rádio ser um composto altamente insolúvel, a sua solubilidade máxima na água, cerca de 0,02 ppm, excede milhares de vezes o limite estabelecido como aceitável - 0,4 Bq/l. As concentrações dos efluentes, antes de qualquer tratamento são, felizmente, muito inferiores ao limite de solubilidade. Uma elevada taxa de recirculação, por um lado, tem o efeito ambiental benéfico de reduzir drasticamente os débitos lançados no ambiente, por outro tem o efeito de poder originar *build ups* na concentração dos elementos mais perniciosos, tal como é o caso do rádio. Deste modo, a neutralização dos efluentes ácidos por cal ou calcário e a adição de sais de bário são ambas eficazes na diminuição da concentração dos efluentes líquidos passíveis de rejeição num curso de água. Tais aspectos são devidamente contemplados nas operações de tratamento de efluentes.

Neste processo não são apenas os elementos radioactivos que podem constituir fontes de poluição dos cursos de água. Também alguns reagentes químicos, tais como os cloretos, não devem ultrapassar fronteiras estabelecidas - cerca de 250 mg/l. É devida a esta razão que o processo que seleccionámos, é, tanto quanto sabemos, profundamente original, pois separa os efluentes cloretados dos não cloretados, e enviando-os para

um destino autónomo - uma bacia de evaporação.

8.5.5.6 Incorporação nos materiais

Nas explorações a céu aberto são gerados volumes importantes de estéreis. Mesmo no nosso caso, que é altamente favorável, esse volume é cerca de 6 a 8 vezes superior ao volume de minério. Este material pode, em certas condições, vir a ser vendido no mercado e utilizado em obras públicas. No entanto, a sua utilização como material de construção de habitações tem de ser obrigatoriamente excluida.

Os resíduos do tratamento apresentam uma granulometria conveniente para a sua utilização no fabrico de betão, ou revestimento de áreas de recreio. Qualquer utilização pública deste material é, como referimos, altamente lesiva do meio ambiente, pelo que se torna necessário impedir o seu uso.

Os equipamentos utilizados na lavra são ainda susceptíveis de utilização noutro local, mas já o material utilizado no tratamento de minérios fixou, em princípio, uma quantidade de materiais suficiente e a sua utilização noutro local deixará um impacte radiológico detectável. Não devem também ser utilizados noutra oficina de tratamento de minérios sem uma descontaminação prévia.

8.5.5.7 As poeiras

A principal fonte de emissão de poeiras é o desmonte a céu aberto. A intensidade da emissão depende de factores atmosféricos extrínsecos e de factores intrínsecos controláveis, nomedamente da condução da exploração no que respeita às orientações da frente e ao plano de tiro.

A britagem e a fragmentação são conduzidas a seco e constituem outra fonte de emissão que pode ser minimizada pela utilização de colectores de poeiras.

Outra contaminação possível por acção das poeiras é a resultante do transporte de minério de minas periféricas através das estradas nacionais ou municipais, o que pode resultar em extensas e estreitas anomalias radiométricas. Em alguns países, como a Espanha, este transporte está sujeito a restritas normas.

8.5.6 As propriedades dispersivas das vias de transferência

ZETTWOOG menciona que, num país como a França, foi possível detectar uma influência do radão e dos seus descendentes, a partir dum local de actividade mineira, até distâncias instantâneas de 10 a 20 km na direcção do vento e de 1 a 2 km da fonte em valor médio anual, nos sectores de ventos dominantes. Para além destas distâncias encontram-se os valores naturais - $4,7. 10^{-4}$ Bq/l para o radão - medido no sub-solo. A dispersão das poeiras está essencialmente dependente do relevo, da vegetação da área e da lavagem pela atmosfera, pelo que não se pode generalizar as ordens de grandeza dos domínios de influência.

A dispersão dos efluentes líquidos - águas provenientes de infiltração nas áreas de armazenagem e efluentes líquidos de débito controlado - é essencialmente dependente do clima da zona de implantação. Se este for húmido há uma elevada diluição dos contaminantes pelo que não se atingem normalmente as concentrações limites. Se o clima for seco, com elevada evaporação, há tendência para recircular grande parte da fase líquida, pelo que a quantidade de efluentes é mínima e, se existir, a sua dispersão no meio será reduzida. Um ponto que deve ser cuidadosamente analisado é a transferência de rádio para os cursos de água, havendo que garantir-se baixas concentrações de modo a não criar enormes áreas de dispersão.

8.5.7 O meio receptor

Toda a fauna e flora cujo habitat se localiza nas proximidades duma exploração de minérios radioactivos está sujeita a uma dose de irradiação bastante superior ao fundo. Esses valores são, naturalmente, variáveis de local para local, mas os valores encontrados nos E.U.A., em dados estatísticos obtidos no final da década de 60, início da década de 70, apontam para valores da dose crítica máxima de 1 mSv/dia para animais e plantas e cerca de 3.10^{-3} mSv/dia para as pessoas que vivam nas condições da maior exposição concebível.

As doses de radiação a que os animais e plantas estão sujeitos são suficientemente elevadas para produzir efeitos

celulares e sub-celulares, mas estes efeitos não ocorrem com frequência suficiente para produzir alterações somáticas ou genéticas detectáveis na população. O meio biótico em torno do local mineiro é, dum modo geral, mais influenciado pelas alterações físicas do habitat e pelos factores químicos do que pela radiação.

As fracas exposições a que os seres humanos estão, duma maneira geral, expostos, podem provocar ligeiros aumentos do risco de cancro, e uma pequena diminuição na esperança de vida. Estes riscos são imperceptivelmente pequenos relativamente aos riscos correspondentes a que toda a população está sujeita.

No entanto, só ultimamente começaram a existir dados relativos à quantificação dos parâmetros que descrevem o transporte através dum eco-sistema. Estes parâmetros são, por exemplo, factores de concentração entre a planta e o solo, fracção assimilada dos materiais ingeridos, tempo de retenção numa grande variedade de organismos, fluxo de radão a partir da deposição de estéreis, e fluxo de dissolução a partir do armazenamento dos resíduos e do minério. Muitos destes parâmetros são específicos do local, uma vez que podem ser significativamente alterados pelo solo, clima e factores bióticos.

8.5.8 Objectivo dum estudo de impacte radiológico

O objectivo fundamental dum estudo de impacte radiológico é a dedução das quantidades de irradiação a que o público - definido como a população susceptível de ser afectada pelo impacte do local mineiro - pode vir a estar sujeito. A estimativa só pode ser feita a partir da quantificação das concentrações em radionuclídeos relativas a cada vector e a cada meio receptor, assim como dos débitos dos meios de transferência. Se o público não existisse o impacte seria nulo, por definição.

Os grupos críticos - subconjunto da população susceptível de ser mais afectada pelas radiações - são encarados estatisticamente desde que as doses individuais não ultrapassem os limites estabelecidos.

O estudo de impacte deve abranger a zona de detrimento

A determinação do fundo radiológico na água, solo, sedimentos e produtos da cadeia alimentar constitui naturalmente a informação fundamental de suporte. As águas dos poços e escorrências superficiais da região apresentaram normalmente concentrações em ^{226}Ra muito baixas, da ordem do limite de sensibilidade do método de medida (14,8 mBq/l) ou inferiores. Já as águas provenientes das nascentes de origem subterrânea, e que alimentavam fontes utilizadas pela população, apresentavam concentrações mais elevadas, da ordem dos 100 mBq/l. No entanto este valor é normal para as águas existentes nas regiões uraníferas e é idêntico ao existente em algumas águas minerais. Em termos comparativos, pode referir-se como valor habitual da concentração deste radionuclídeo em águas potáveis nacionais de regiões não radioactivas o valor de 23 ± 17 mBq/l; as águas potáveis domésticas na ZDCP da Urgeiriça apresenta valores da ordem dos 48,6 ± 41,4 mBq/l. As normas francesas definem como concentração máxima na água potável o valor de 400 mBq/l.

A concentração nos produtos leguminosos (couves) regados com água proveniente da área de influência do jazigo apresentava também valores extremamente baixos, variáveis entre 0,8 a 8 Bq/kg consoante a sua localização geográfica e, portanto, as águas utilizadas no cultivo. A título comparativo a concentração média do ^{226}Ra em couves numa região não uranífera é inferior a 0,3 Bq/kg, na ZDCP da Urgeiriça é de 4,26 ± 2,35 Bq/kg e em áreas portuguesas altamente contaminadas radiologicamente, como a área do Barracão (Guarda), esse valor chega a atingir 89 ± 40 mBq/kg.

A actividade beta total determinada na flora da região verificou-se ser devida ao potássio (o ^{40}K é um emissor positrónico) natural existente nas plantas, uma vez que a espectrometria gama não revelou nenhum radionuclídeo que podesse ser responsável por essa emissão.

O solo é um receptor activo de radionuclídeos uma vez que tem um papel importante no crescimento e desenvolvimento das plantas a quem fornece os elementos base da nutrição. A migração dos elementos no solo faz-se por diversos mecanismos tais como a permuta iónica, precipitação interstecial, filtração, adsorção física, substituição mineral, etc. Como as águas de exaustão da mina, efluentes, armazenagens de

individual potencial (ZDIP) e a zona de detrimento colectivo potencial (ZDCP). A primeira destas zonas define a capacidade do meio ambiente do local mineiro para receber um radionuclídeo através duma via de transferência dada; esta quantidade de radiação dispersa no ambiente origina normalmente uma área com uma superfície superior à da concessão. O ZDCP apenas pode ser definido a partir dos dados experimentais recolhidos antes do arranque e que constituem o estado radiológico inicial do local.

8.5.9 Nisa: o estado radiológico de referência

Um levantamento exaustivo do estado de referência constitui um objectivo fundamental do estudo de impacte: será relativamente a este padrão que se medirão no futuro os desvios observados e que se classificará a qualidade ambiental das operações. Por esta razão um tal estudo constitui, em qualquer projecto deste tipo, uma peça fundamental, e não acessória ou ornamental. Na altura em que se empreendeu esta perspectiva de orientação (1980) a experiência neste domínio era nula. O explorador oficial dos nossos recursos uraníferos não tinha por hábito proceder a qualquer levantamento, por mais primitivo que fosse, da situação prévia e não acompanhava a evolução radiológica ambiental das explorações. Ao organismo controlador não competia, por vocação e por atribuição de funções, tomar a iniciativa sobre a elaboração de estudos desta natureza. Uma tal iniciativa era também inédita em Portugal. A solução lógica, e que viria a ser concretizada, seria utilizar os recursos humanos da entidade que então tinha funções fiscalizadoras (departamento de protecção contra radiações, do LNETI). Para realizar este plano conseguiu-se ainda obter uma consultadoria externa de P. ZETTWOOG, do Instituto de Protecção e Segurança Nuclear do Comissariado de Energia Atómica Francês, e cujo renome era mundial, para discussão e definição da metodologia a adoptar.

Os resultados obtidos estão expressos no Volume XIX do Estudo de Viabilidade do Projecto de Nisa e constituem apenas uma parte dos objectivos que tinham sido traçados. As dificuldades na aquisição de equipamento só produzido por encomenda, originou uma situação em que aparelhos fundamentais para determinação da radiação nas poeiras da atmosfera só viessem a ser entregues posteriormente à conclusão do estudo de viabilidade.

minérios e estéreis são fontes de ^{226}Ra, este nuclídeo terá uma grande probabilidade de migrar para o solo. As plantas comestíveis podem adsorvê-lo radicularmente, uma vez que é um elemento do grupo do cálcio e, portanto, metabolizável. Facilmente se compreende a importância desta via de transferência. Uma abordagem do problema necessita naturalmente, como informação de base, de conhecer a transferência e comportamento do ^{226}Ra em solos e sedimentos e ainda a sua capacidade de migração. O ciclo metodológico compreendeu as seguintes fases (a) simulação da fixação do ^{226}Ra em vários solos críticos da região, (b) determinação de coeficientes de repartição deste radionuclídeo entre as fases líquidas e sólidas, a partir de amostras de solos e sedimentos recolhidos no local e (c) estudo da migração no solo. Os estudos incidiram especialmente na zona prevista para a barragem de estéreis, para a ribeira de descarga de efluentes, numa barragem agrícola e na área prevista para bacia de evaporação. Os estudos permitiram concluir que a maior parte do ^{226}Ra é transportado pelas águas, sendo fixado em pequena quantidade pelo solo e sedimentos. Por outro lado o transporte potencialmente mais perigoso - o da Ribeira de Figueiró, afluente do Tejo - introduziria neste rio concentrações de ^{226}Ra inferiores às já existentes neste momento.

O terceiro estudo efectuado visava medir o impacte ambiental do monte de uma escombreira de minério criada quando da realização do desmonte experimental 12 anos atrás. Determinaram-se as actividades do ^{238}U, ^{226}Ra e do ^{210}Pb, utilizando espectrometria gama de baixa energia, a partir de amostras recolhidas na superfície e no interior do minério, a uma distância inferior a 10 m e outra a cerca de 200 m. As determinações permitiram concluir:

a) as concentrações dos radionuclídeos são elevadas e praticamente idênticas à superfície e no interior, e o minério está em equilíbrio radioactivo; estes dois factores evidenciam a difícil solubilidade destes isótopos sob a acção pluvial e que o minério não foi lixivido por acção bacteriana. As concentrações são, por exemplo, 6,69 ± 0,15 e 6,84 ± 0,14 para o 238 U à superfície e no interior;

b) A concentração a menos de 10 m de profundidade é mais fraca, mas ainda relevante (4,41 ± 0,10 para o

^{238}U); há ainda equilíbrio radioactivo entre os isótopos determinados. Este dois factos permitem interpretar a anomalia como devida a uma acção dispersiva induzida por transporte mecânico, quer sob acção eólica, quer de águas pluviais;

c) A concentração a 200 m é bastante baixa (0,70 ± 0,08 para o ^{238}U) o que evidencia a não dispersão por dissolução no meio aquoso.

Ensaios simulados de lixiviação do ^{226}Ra por água da chuva e por água destilada permitiram concluir que a fracção deste solubilizada é percentualmente mínima.

8.5.10 O que ficou por fazer

Ressalta evidente que uma das vias de transferência foi totalmente ignorada no levantamento feito: a atmosfera. A previsão de trabalhos a executar incluia a necessidade de se determinar os valores médios mensais das concentrações em radão e a energia alfa potencial dos seus descendentes, em 4 localizações diferentes. Também a determinação da massa das poeiras depositadas e do seu conteúdo radioactivo não foi realizada, como aliás já referimos, por dificuldades laboratoriais de equipamento. Finalmente estava ainda prevista a determinação das irradiações externas com dosímetros termoluminiscentes, que permitem separar as componentes cósmica e terrestre. Estes estudos serão fundamentais se, em alguma data futura, o jazigo vier de novo a ter interesse.

Por outro lado a investigação que aqui foi referida quase que apenas incidiu sobre as fontes de contaminação, pouco tendo sido referido sobre as vias de transferência. Com efeito, os estudos hidrogeológicos efectuados apenas foram preliminares e de natureza estatística. Nomeadamente estimaram-se os sentidos de escoamento e as variações sazonais do nível freático com base da informação recolhida aquando da realização das sondagens, além dos escoamentos superficiais e poços. A realização de sondagens para determinação de débitos, apesar de prevista não chegou a ser realizada.

Finalmente a colocação de um anemómetro no local previsto para a instalação de tratamento de minérios permitiu recolher os dados sobre a direcção e intensidade do vento, necessários

a qualquer modelo de estimativa da dispersão ambiental dos radionuclídeos.

BIBLIOGRAFIA

Bettencourt A.O., Elias M., Teixeira M., Radiological Impact Assessment of an Abandoned Radium Salts Factory, in The Science of the Total Environment, Elsevier Science Publishers, Amsterdam, 1985.

Derain M., Étude d'Impact et Exploitation des Mines et Carrières, Révue de l'Industrie Minérale, Fevereiro de 1980.

Design and Construction of Tailing Dams, Proceedings of a Seminar, Colorado School of Mines and Klohn Leonoff, Inc., Golden, Colorado, Julho 1981.

Estudo Radiológico do Ambiente, Volume XIX do Estudo de Viabilidade do Projecto de Nisa, Empresa Nacional de Urânio, 1985.

Freeze R.A., Subsurface Hydrology at Waste Disposal Sites, IBM Journal of Research and Development, vol. 16, No. 2, 117-129, 1972.

Maixner Robert D., Effluent Controls and Environmental Monitoring Programs for Uranium Milling Operations, em Uranium Resource/Technology Seminar II, Colorado School of Mines, Março 1979.

Merritt Robert, The Extractive Metallurgy of Uranium, Colorado School of Mines Research Institute, Golden, Colorado, 1971.

Montgomery James, Uranium Mill Regulation for Colorado - Rationale and Effectiveness, em Uranium Resource/Technology Seminar II, Colorado School of Mines, Março 1979.

Papadopulos S.S., Winograd I.J., Storage of Low-Level Radioactive Wastes in the Ground: Hydrogeologic and Geochemical Factors, EPA Document EPA-520/3-74-009, 49 páginas, 1974.

Robertson MacG., Site Selection and Design Options for Uranium Mine Waste and Plant Tailings, Proceedings 12Th CMMI Congress, H.W.Glen (Editor) Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, 1982.

Robinette M., Williams R., Selecting Sites for Uranium Mill Waste Disposal Facilities, em Uranium Resource/Technology Seminar II, Colorado School of Mines, Março 1979.

Rouse Jim R., Environmental Considerations of Uranium Mining and Milling, em Uranium Resource/Technology Seminar II, Colorado School of Mines, Março de 1979.

Scarano Ross, Linehan John, Current U.S. Nuclear Regulatory Commission Licensing Review Process: Uranium Mill Tailing Management, em Uranium Resource/Technology Seminar II, Colorado School of Mines, Março de 1979.

Sears M.B. et al., Correlation of Radioactive Waste Treatment Costs and the Environmental Impact of Waste Effluents in the Nuclear Fuel Cycle for use in Establishing "as Low as Practical Guides" - Milling of Uranium Ore, ORNL/TM-4903, Volume 1, Oak Ridge National Laboratory, Oak Ridge, Tennesse, 1975.

The Science of the Total Environment, Elsevier Science Publishers, Amsterdam, 1985.

Whicker F. W., Fraley Jr. L., Effects of Ionizing Radiation on Terrestrial Plant Communities, pág. 317-366, In J.T. Lett, H. Adler e M.R. Zelle (editores), Advances in Radiation Biology, Volume 5, Academy Press, Nova York, 1974.

Whicker Ward F., Radioecological Implications of Uranium Mining and Milling, em Uranium Resource/Technology Seminar II, Colorado School of Mines, Março 1979.

Zettwoog, Pierre, Assistance à l'étude d'impact radiologique du project de NISA au Portugal, Commissariat a l'Energie Atomique, Maio 1981.

Capítulo 9

Um Modelo Global Integrado

I believe that the first step in the setting of a «real external world» is the formulation of the concept of bodily objects and of bodily objects of various kinds. Out of the multitude of our sense experiences we take, mentaly and arbitrarily, certain repeatedly occuring complexes of sense impression (partly in conjunction with sense impressions which are interpreted as signs for sense experience of others), and we attribute to them a meaning - the meaning of the bodily object. Considered logically this concept is not identical with the totality of sense impressions referred to; but it is an arbitrary creation of the human (or animal) mind.
ALBERT EINSTEIN, *Out of my late Years*

9. Um modelo global integrado

9.1 Introdução

Comecemos por relembrar o nosso objectivo. Sendo dado um determinado potencial mineiro, cujo conhecimento foi levado a um estágio de desenvolvimento tal que permitiu ou permite a elaboração de estudos de viabilidade, e em que as relações entre as variavéis tecnológicas da exploração e do processo e as correspondentes variáveis económicas (investimentos, custos) foram convenientemente articuladas por ligações entre sub-modelos devidamente parametrados, pretende-se fundamentar coerentemente as decisões operatórias que constituem um referencial do projecto - o teor de corte na exploração mineira, a vida útil do projecto e a selecção do(s) processo(s) de tratamento. Estas decisões são normalmente formuladas à priori, numa base arbitrária ou em resultado de estudos sectoriais parcelares - por exemplo, a optimização da capacidade de tratamento numa óptica puramente local sem ter em conta as relações de implicação mútua com a exploração. **A formulação dum modelo global integrado permite superar a normalmente considerada impenetrável rede de ligações entre todas as variáveis envolvidas e fundamentar as decisões tecnológicas numa articulação coerente.**

A especificidade, por vezes quase a singularidade, do projecto mineiro impõe graus de generalidade variáveis para cada um dos sub-modelos construidos e adoptados. Será, por exemplo, lícito extrapolar o sub-modelo de parametragem do jazigo que aqui apresentamos para qualquer outro ao qual seja aplicável uma zoneografia e onde o histograma dos teores dos blocos obedeça a uma lei log-normal. Se tal não se verificar a extrapolação será ilícita. Um sub-modelo de recuperação quase geral para a lixiviação dinâmica, nas mesmas condições operatórias, seria admitir um teor constante para o resíduo. No entanto, não foi esta a formulação adoptada: a existência de tipologias mineralógicas regionais, com reflexo no rendimento do processo, impôs que se construisse um modelo que pretende fazer uma simbiose entre o processo e a geologia, mas cuja validade é puramente local, isto é, cujo grau de generalização é perfeitamente restrito. Poderíamos afirmar que a ***formulação da estratégia do projecto veda a generalização de sub-modelos, mas permite a generalização das metodologias conceptuais.*** É nesta perspectiva epistemológica que colocamos e entendemos o (eventual) interesse e alcance deste trabalho.

Uma questão de pertinência crucial prende-se, num trabalho desta natureza, com a resposta à seguinte questão: qual a estratégia que se deve imprimir à metodologia para determinar o óptimo do vector das decisões? Duas soluções são logicamente possíveis: esboçar uma teoria que se pretenda generalista (ou, pelo menos, fortemente generalizável) fundamentada e construida a partir duma definição económica de corte, ou admitir a inviabilidade dum tal propósito, isto é, a impossibilidade de estruturar uma teoria geral coerente, aliás justificada pela própria especificidade do projecto mineiro. A opção não era fácil e o debate que mantive interiormente não foi curto. Se, por um lado, a generalização e a abstracção representam estádios superiores na formulação e compreensão da realidade física e química, por outro, não têm obrigatoriamente o mesmo significado gnoseológico na formulação doutras realidades. Ora o projecto mineiro fundamenta-se numa óptica economicista - portanto simultaneamente histórica e socialmente construida - aplicada a uma realidade única. Não é evidente que uma teoria geral abstracta represente um aprofundamento da conceptualização na descrição deste tipo de realidade. A alternativa impõe a pesquisa da solução deste problema particular sem a necessidade de integrar os sub-modelos construidos dentro de outros, conceptualmente mais abstractos, que os contivessem, assim como a todo o tipo de construções idênticas possíveis. Está teoricamente de acordo com o princípio da impossibilidade restrita de generalizar todos os sub-modelos necessários, e com a necessidade de se encontrar uma descrição quantitativa particular apropriada para cada caso. O conjunto das razões expostas levou-nos a optar pela segunda alternativa. No entanto, alguns dos conceitos fundamentais para o estabelecimento duma teoria necessitam, mesmo assim, de ser examinados, apesar da menor modéstia dos propósitos.

9.2 Teor de corte e teor de ruptura: conceitos e evolução

Entendemos por **teor de corte dum material** (que poderá ser sólido - caso dum minério - ou líquido, por exemplo licores duma lixiviação por percolação), qualquer concentração utilizada como fronteira no estabelecimento de duas utilizações distintas para esse material. **Esta definição está liberta de qualquer conotação económica.** É uma divisão dicotómica cujas causas não são arbitradas aprioristicamente

e que podem ser quaisquer.

Entende-se por **teor de ruptura ou teor morto (*breakeven grade*)** um teor de corte com uma fundamentação económica pré-estabelecida: o limiar de pagamento. Ora este conceito económico - limite de pagamento - é terminologicamente impreciso e várias têm sido as concepções que historicamente lhe têm sido emprestadas. Foi nas minas de ouro da Africa do Sul, nos anos 20 e 30, que o termo foi utilizado pela primeira vez. O critério económico revestia então a forma da obtenção dum benefício nulo: o custo operatório unitário devia igualar o valor de venda unitário obtida a partir da cotação do metal no mercado, do teor e do rendimento da operação. Este conceito tinha subjacente as seguintes hipóteses:

- os custos unitários são independentes do nível do corte;

- a função objectivo é a maximização do benefício não actualizado durante a vida útil do jazigo;

- o benefício temporal é aceitável relativamente ao investimento e aos compromissos financeiros;

- o investimento e o tempo são irrelevantes, assim como todos os factores que deles dependem (ritmo de produção, capacidade instalada, etc.).

A conjuntura social e tecnológica da época está bem expressa neste conceito. Com efeito, a economia mineira dessa altura poder-se-ia caracterizar pela exploração de um grande número de pequenos jazigos filonianos de metais preciosos ou de metais base com grande desenvolvimento dos trabalhos preparatórios, um baixo nível de mecanização implicando custos padronizados, um desconhecimento de conceitos de avaliação económica e um recurso extensivo aos capitais próprios. Este teor de ruptura era o único teor de corte de uso comum e de utilização geral e daí resultou a identificação dos dois termos, pelo menos em grande parte das terminologias. O carácter estático do conceito tornava-o útil na análise de situações de equilibrio entre a mina e o tratamento, em propriedades mineiras em produção e amortizadas. A sua precaridade tornava-se notória se era necessário planear uma expansão ou uma contracção de actividades, uma vez que os

custos operatórios intervenientes não são constantes mas funções da capacidade de produção.

Uma das primeiras tentativas de reformulação do conceito deve-se a E. S. BERRY (1922) que para tal utilizou a teoria do valor actualizado. O conceito económico passava de estático a dinâmico mas os elementos técnicos directa ou indirectamente intervenientes mantinham a sua rigidez estática. Não se contemplava de algum modo a distribuição dos teores, o balanço de material e a intensidade da produção.

J. D. JOHNSON propõe a substituição dos teores de corte estáticos por teores de corte dinâmicos, calculados de acordo com o estado global dum sistema mineiro em determinado estágio de evolução. Os cortes não eram definidos matematicamente e a modelação pretendia apenas optimizar sequências de exploração.

Dentro das reformas de conceitos, ERICKSON definiu o "teor de corte" como "o teor mínimo que poderia ser extraído, tratado e vendido de modo a gerar um lucro aceitável". Introduziu assim os conceitos de lucro mínimo aceitável a que chamou *profcost* (custo do lucro) e de *valor bruto* definido como os recebimentos menos os custos, menos o custo do lucro. O conceito era aplicável no cálculo dos contornos finais de desmontes a céu aberto, utilizando uma técnica de cone em expensão, e fazendo um balanço entre o valor bruto dos blocos periféricos e uma razão estéril/minério limite.

J. L. HALLS, D. P. BELLUM e C. K. LEWIS demonstraram que o requisito dum lucro mínimo introduzido na forma dum elemento depreciativo no teor de corte, gerava um impasse matemático quando se pretendiam quantificar expansões ou contracções de actividade. Na sua abordagem do problema utilizam teores de corte periféricos pré-seleccionados e teores de corte internos e estabelecem como critério de limite de pagamento um benefício actualizado (*discounted cash-flow*) mínimo relativamente ao investimento. A abordagem tinha como pressupostos uma vida útil pré-estabelecida e uma constância temporal dos teores.

K. F. LANE distinguiu três estágios da actividade mineira, descoberta, produção de concentrados e tratamento do produto, com custos e objectivos distintos. Os teores de corte

afectam os balanços entre os estágios e as restrições de capacidade em cada estágio impõem requisitos de diferentes teores de ruptura entre os quais flutuaria o teor de corte a adoptar. Confirmou, por outro lado que a maximização do valor actualizado implica teores de ruptura temporalmente decrescentes. O seu trabalho foi revisto e adaptado por M.R. BLACKWELL alguns anos mais tarde, também apenas no contexto do desmonte a céu aberto.

A. R. TAYLOR generaliza e sistematiza os conceitos de LANE e BLACKWELL. É admitida uma distribuição log-normal dos teores, e uma relação exponencial decrescente entre as reservas e o teor de corte. A parametragem esgota-se, no entanto, no enquadramento que referimos, previlegiando a visão do explorador mineiro. Os factores intrínsecos a um processo produtivo mineralúrgico de qualquer tipo não são considerados.

É finalmente na década de 80 que as abordagens de W. SCHAAP tentam introduzir uma perspectiva mineralúrgica sobre o problema. A função objectivo adoptada é o valor actualizado do depósito, que se pretende maximizar. Seja Q(t) a tonelagem de minério dum jazigo por explorar no instante t e seja q(t) o ritmo de extracção no mesmo instante, debaixo das decisões operatórias k(t), dando um benefício bruto R(q,k). Então, se a taxa de desconto for r, o objectivo será extrair Q(t) de tal modo que o benefício total actualizado V(t) seja maximizado. Formalmente

$$V(t) = \max_{k(t)} \int_{0,t}^{T} R[q(t),k(t)]\, e^{-rt}\, dt$$

sendo T determinado pela equação de balanço

$$\int_{0}^{T} q(t)\, dt = Q(t)$$

Além disso, no instante t=0 o valor actualizado do depósito deve ser tal que exceda o valor total dos investimentos feitos para o lançamento do projecto, isto é

$$V(0) > 0$$

SCHAAP mostra que num caso geral de concentração mineralúrgica por via física o integral da função objectivo se pode converter em

$$V(t) = \max_{k(t)} \int_0^T \left[p\ q\ [y\ z\ (s - c_1) - c] - m\ q - f - \theta \right] dt$$

sendo T determinado do mesmo modo; p representa a fracção de minério no tal-qual, q a fracção do material Q sobre a qual se operam as decisões, y a fracção de mineral na alimentação que é recuperada como concentrado, z o teor médio do minério, s o valor bruto do mineral contido no produto final, c_1 o custo variável do processo de concentração por unidade de mineral, c outros custos variáveis por unidade de tempo, m o custo variável da lavra, f os custos fixos por unidade de tempo e θ a carga fiscal. O vector k(t) compreende três variáveis de decisão: o teor de corte, a capacidade de tratamento instalada e um parâmetro relativo à mineralurgia, função do processo e/ou intensidade do tratamento adoptado e da qualidade do minério, independente do teor, e revestindo a forma de custo, e no qual se supõe representadas propriedades como a libertação e a separabilidade.

Os métodos desenvolvidos por SHAAP derivam formalmente da teoria da Programação Dinâmica, permitindo a abordagem escalonada pretendida: isto é, o teor de corte é temporalmente evolutivo e pode ser determinado a partir da componente do jazigo ainda por explorar.

A analogia com o nosso objectivo é evidente: também o nosso vector de decisão compreende pelo menos três variáveis: o teor de corte, o ritmo de extracção (ou a capacidade de tratamento) e o processo a adoptar. A metodologia de abordagem será, no entanto, totalmente distinta: como referimos não tentamos estabelecer uma teoria generalizada sobre a fundamentação dum teor de corte mas apenas formular um modelo integrado global para optimização dos critérios base dum projecto particular.

9.3 Os critérios de rendibilidade

Em análise previsional de investimentos entende-se por

rendibilidade dum projecto a sua capacidade para reintegrar completamente os capitais investidos e gerar um rendimento financeiro adicional suficiente para cobrir os juros do capital (próprio ou alheio). Este conceito está expresso em termos micro-económicos. Sob o ponto de vista macro-económico, ou social, a definição é demasiadamente restritiva para ser aplicável da forma enunciada.

Existem numerosos critérios para a determinação da rendibilidade ou do valor económico dum projecto. Pode referir-se, duma forma que não pretende ser exaustiva, os seguintes:

- Métodos de reembolso simplificados: **O período simples de recuperação** (*Pay out time - POT*) e o seu inverso **taxa de retorno do investimento** (*Return on investment - ROI*);

- Métodos baseados na actualização: **O benefício actualizado** (*Discounted cash-flow ou Cumulative net annual discounted cash-flow ou Cumulative net present value*), a **taxa interna de rendibilidade** (*Rate of return* ou *Internal economic return* ou ainda *Discounted cash flow rate of return*) e o **tempo de recuperação do capital com actualização** (*POT actualizado*);

- Outros métodos: **A taxa de rotação do capital** (*turnover ratio*), o **enriquecimento relativo em capital**, a **taxa marginal de retorno do investimento** (*Marginal return on investment*), a **taxa de crescimento da prosperidade** (*Wealth growth rate*), o **método EMIP** (*Equivalent maximum investment period*) e o seu complementar o **método IRP** (*Interest recovery period*).

Estes critérios podem ser, por sua vez, aplicados em diversos contextos. Por exemplo, a taxa interna de rendibilidade supõe uma capacidade de auto-financiamento total; se esta não existir o critério pode ser adaptado de forma a revestir um formalismo adequado - a taxa de rendibilidade dos fundos próprios. Exactamente nas mesmas circunstâncias poderíamos considerar a taxa de retorno do investimento e a taxa de retorno dos fundos próprios.

Como referimos por várias vezes, interessa neste trabalho utilizar critérios que afiram a **rendibilidade física** do

projecto, isto é, a sua capacidade de geração de rendimento desafectada de considerações de ordem financeira, que seriam sempre de âmbito restrito e particularizantes. Por outro lado, a transposição metodológica da ordem económica para a financeira é imediata e fazer referências sobre tal matéria não se reveste aqui de qualquer acuidade.

Os métodos de reembolso simplificados ignoram o valor temporal do dinheiro, as amortizações são lineares, o valor residual das instalações é suposto nulo. O período temporal para além do período de reembolso é desprezado não dando o método qualquer indicação satisfatória sobre a evolução dos *cash flows* - os projectos com o tempo de recuperação mais curto não são necessáriamente mais lucrativos. A vida do projecto é igualmente irrelevante no processo de cálculo, sendo o conceito mais próximo duma quantificação da liquidez do que da rendibilidade.

Os métodos baseados na actualização utilizam os *cash flows* e permitem integrar o custo do dinheiro. A divulgação da utilização do *cash flow* nos critérios de avaliação económica dum projecto devem-se a JOEL DEAN, em 1951. Se o método utilizado for o do benefício actualizado, ou qualquer um dos seus derivados, uma dificuldade fundamental se coloca à partida - qual deve ser a taxa de actualização correcta? Qual é o custo do capital para uma empresa? Não haverá uma variação temporal da taxa de actualização? As vantagens da T.I.R. como critério de rendibilidade são triplas:

(a) como a unidade da medida é uma taxa de juro, independente da taxa de actualização, permite comparações com as taxas de juro utilizados ne mercado financeiro e permite comparar diferentes projectos entre si;

(b) é uma medida real correcta da rendibilidade física do projecto;

(c) elimina a necessidade de se estipular à priori um custo de capital aceitável.

O critério também permite descriminar investimentos com diferentes padrões temporais de evolução do fluxo de caixa e toma em consideração toda a vida útil do projecto. O método admite implicitamente que os *cash flows* gerados pelo projecto

podem ser investidos em projectos financeiramente equivalentes - o que nem sempre é verdade. O critério não é, como se sabe, perfeito: nem sempre a uma taxa interna de rendibilidade mais elevada corresponde um beneficio actualizado superior, podendo, em certas circunstâncias, favorecer os projectos com investimento inicial inferior.

Os outros critérios, nomeadamente o EMIP e o IRP utilizam noções de economia ou de contabilidade um pouco mais complexas com o objectivo expresso de corrigir os defeitos dos outros critérios cronologicamente mais antigos. Necessitam, no entanto, duma precisão dos dados tal que pode tornar ilusório os resultados obtidos. Uma excepção parece-nos ser a **taxa de crescimento da prosperidade** (o WGR de CHARLES BERRY). Este critério pode ser definido como a taxa de juro que igualiza o valor futuro do investimento inicial ao valor futuro dos *cash flows* subsquentes que são reinvestidos a uma taxa pré-estabelecida de actualização dos re-investimentos. Ou seja, pretende determinar-se a taxa a que o investimento terá de crescer para igualar os *cash flows* gerados no fim do projecto. Ao permitir quantificar os beneficios acrescidos resultantes da utilização dum investimento, permite seleccionar os projectos que sejam consistentes com os objectivos estratégicos duma firma.

Como referimos, a investigação que propomos incide sobre uma metodologia de fundamentação das decisões básicas. ***Uma questão pertinente que se pode então colocar é de que modo diferentes funções objectivo podem ou não alterar drasticamente o sentido dessas decisões***. Ou, noutros termos, qual é a influência de diferentes formalizações do conceito de rendibilidade, na determinação dos valores óptimos do vector das decisões fundamentais? Esta problemática não é, normalmente, referida. As funções objectivos são seleccionadas acriticamente, ou por argumentos generalistas directamente derivados da teoria económica, ou por facilidades de cálculo (um exemplo flagrante desta última situação é o caso de SCHAAP que selecciona a função objectivo de modo a satisfazer as necessidades formais da Programação Dinâmica). Por outro lado, perante o resultado duma extensa e laboriosa optimização ninguém se atreve a questionar se os resultados seriam ou não muito diferentes se a função objectivo utilizada fosse outra, exprimindo o mesmo conceito qualitativo (permitindo alcançar o mesmo "propósito"), mas com diferente formalização

analítica. A pertinência da problemática é particularmente relevante se tivermos em conta que as diferentes formalizações da rendibilidade, vulgarmente utilizadas, derivam directamente de duas alternativas irredutíveis: ou da diferença entre receitas e despesas ou do seu quociente. A abordagem desta problemática implica, naturalmente, a adopção de diferentes funções objectivo e a avaliação do seu impacte nas decisões fundamentais.

A primeira função objectivo que iremos adoptar será a **taxa interna de rendibilidade** apesar de, como referimos, existirem critérios, do mesmo tipo, formalmente mais coerentes. As razões da opção ligam-se essencialmente à natureza do trabalho: este não se destina a satisfazer uma estratégia particular de desenvolvimento duma empresa com uma carteira alternativa de projectos, mas a apresentar uma metodologia que permita fundamentar solidamente as decisões que constituem o referencial básico de definição do projecto e que normalmente são estabelecidas empiricamente.

Deste modo ir-se-á determinar o teor de corte, ou o teor de corte e de separação entre processos, a vida útil (ou a capacidade instalada) e o processo de tratamento que maximizam o critério económico seleccionado. Este poderia ser qualquer outro dos critérios que referimos, sem que as alterações formais daí resultantes fossem significativas.

Uma vez seleccionado este critério interessa analizar sumariamente as critícas e restrições mais pertinentes à sua utilização (HAJDASINSKY M.):

1. A TIR não é aplicável quando o modelo de evolução do *cash flow* é tal que há mais do que uma TIR, esta não é positiva, ou melhor inexistente no intervalo $[-1, +\infty[$, ou se a solução for única mas com um grau de multiplicidade não unitário;

2. A TIR assume implicitamente que os recebimentos são re-investidos e que os dispêndios são emprestados no mercado a uma taxa igual à TIR;

3. Na comparação de alternativas mutuamente exclusivas a TIR pode originar resultados em contradição com o valor actualizado bruto;

4. Na comparação de alternativas mutuamente exclusivas a TIR não tem minimamente em conta o impacte da escala das operações;

5. A filosofia da TIR não é adaptável a situações onde o MARR (*Minimum ou Maximum Attractive Rate of Return*) seja temporalmente variável.

A restrição 1) não é aplicável ao modelo de evolução do *cash flow* que o nosso projecto vai gerar. A situação poderia acontecer em situações em que um projecto se desenvolve por étapas temporais múltiplas de investimento, o que não é flagrantemente o caso considerado. As restrições 3) e 4) não se aplicam igualmente, visto não existirem projectos alternativos. A crítica 5) não é relevante na nossa situação pois o objectivo não é, como referido, estabelecer uma estratégia de desenvolvimento empresarial. A crítica 2) é mais uma constatação explícita do conteúdo do critério do que uma restrição formal objectiva.

O segundo critério adoptado é o **custo médio de produção**, encarado como o custo médio completo do produto final, incluindo as amortizações, mas sem encargos financeiros ou impostos (pelas razões já aduzidas). É calculado pelo quociente entre o fluxo acumulado negativo de caixa e o valor da produção total gerada pelo projecto. Geneticamente não se filia em nenhum dos dois tipos base (diferença ou quociente) que referimos. No entanto o seu maior ou menor afastamento relativamente ao preço de venda contitui uma base imprescendível na verificação da viabilidade dum empreendimento.

O **resultado líquido**, um critério do tipo diferença, será outra função objectivo que formalmente pode ser adoptada sem objecções de conteúdo e/ou de significado.

A quarta função objectivo será do tipo quociente - a **razão entre o *cash-flow* e o investimento**, ou seja, o quociente entre o benefício global do projecto e os investimentos necessários à sua realização material (iniciais e de substituição). Quando se utiliza o benefício actualizado este critério é normalmente designado por **enriquecimento relativo em capital**.

Finalmente, a quinta função objectivo considerada é, simplesmente, **a razão entre as receitas e as despesas.** Estas últimas são totais, i.e., incluem todos os investimentos. A escolha desta função objectivo não se prende com qualquer fundamentação de raíz teórica, mas com a necessidade de se utilizar uma função simples deste tipo para se investigar o parentesco formal entre os critérios.

9.4 Modelo global para a solução baseada na lixiviação estática

9.4.1 O algoritmo

A estrutura geral, comum às várias alternativas, foi já expressa no Capítulo 2, no ponto 2.1.5 - *A estrutura do projecto mineiro* -, e no ponto 2.1.8 - *As componentes do sistema - os sub-modelos*.

Os dados fundamentais são o teor de corte e a vida útil do projecto. O algoritmo está desenvolvido em 5 componentes fundamentais:

PARTE 1: GERAÇÃO DAS RESERVAS MINEIRAS *IN SITU*:

A partir do teor de corte (dado de entrada ou variável), aplica o modelo de parametragem desenvolvido no capítulo 3; São calculados os teores médios, as tonelagens de minério, as quantidades de metal e as relações estéril:minério.

PARTE 2: CALCULO DAS RESERVAS MINEIRAS EXPLORAVEIS:

Transforma as reservas mineiras *in situ* em reservas mineiras exploráveis, introduzindo a diluição resultante da exploração mineira, de acordo com as considerações desenvolvidas no capítulo 4. São calculadas, para cada jazigo ou zona autónoma de Nisa, as quantidades de minério, de metal, o teor médio e as relações estéril-minério.

PARTE 3: ESTABELECIMENTO DO PLANO DE PRODUÇÃO:

De acordo com a duração temporal arbitrada para o projecto, estabelece o planeamento da produção mineira individualizada por cada jazigo e por cada zona do jazigo de Nisa. A partir destes valores é determinada a evolução

temporal das produções de tal-qual, minério, metal, o teor médio e a quantidade de minério que necessita de ser transportada.

PARTE 4 - ESTIMATIVA DOS CUSTOS E INVESTIMENTOS:

Este módulo calcula as capacidades de produção e a partir destes estima os custos e investimentos necessários à lavra mineira e ao tratamento de minérios. São ainda determinados os investimentos em infraestruturas e incorpóreos, e os custos fixos industriais e administrativos.

PARTE 5 - DETERMINAÇÃO DOS ELEMENTOS DA ANALISE ECONOMICA

A partir do planeamento da produção, dos custos e investimentos é estimado o dispêndio anual na exploração mineira, no transporte e no tratamento. É ainda determinada a evolução temporal do concentrado em quantidade e em valor, utilizando o modelo da recuperação. Finalmente estabelece-se o *cash-flow* anual e acumulado.

A descrição do algoritmo é feita numa forma concisa, facilmente compreensível para quem estiver familiarizado com qualquer das linguagens de nível elevado. Este procedimento evita listagens que facilmente se tornam incompreensíveis pelas restrições impostas pelo código e sintaxe da linguagem utilizada, e extirpa o programa de todos os acessórios conceptualmente supérfluos, assim como da programação referente à comunicação com os periféricos.

A descrição do algoritmo a seguir apresentada refere-se à estabelecida para o ano de 1988. Os algoritmos referentes à avaliação nos anos de 1984 e 1980 apenas diferem deste pelo valor dos parâmetros económicos de base.

```
**** ENTRADA DE DADOS
     teor de corte := tc;
     Vida Util := z;
     Preço de venda := cota /* (Unidades Esc/kg U3O8)*/
**** PARTE 1 - GERAÇÃO DAS RESERVAS MINEIRAS IN SITU
*****************************************************************
**** COMPONENTE 1.1 - CALCULO DOS TEORES MEDIOS (EXPRESSOS EM %)
* Para cada zona do jazigo de Nisa, designada pelas letras de A a H, o res-
* pectivo teor médio é aqui representado por tmgi, com i variável e
```

```
* representando o teor médio mineiro "in situ" da zona i.
        tmga := 1.3098975 * tc + 0.0433035;
        tmgb := 1.16 * tc + 0.0356;
        tmgc := 1.0125 * tc + 0.037475;
        tmgd := 1.1275 * tc + 0.042625;
        tmge := 1.35375 * tc + 0.031246;
        tmgf := 1.4 * tc + 0.03743;
        tmgg := 0.9725 * tc + 0.036242;
        tmgh := 0.93644 * tc + 0.0398375;

**** 1.2 - CALCULO DA TONELAGEM DE MINÉRIO
* As tonelagens de minério in situ são aqui representadas por mingi, com  i
* variável de a a h. O total é representado por mingt.
        minga := (0.0256564 + 0.1859854 * tc) ^ -4.2268734;
        mingb := (0.1339967 + 0.652929 * tc) ^ -7.25;
        mingc := (0.848743 + 0.296462 * tc ) ^ -81;
        mingd := (0.24754 + 0.78118 * tc) ^ -8.8431;
        minge := (0.037167 + 0.49333 * tc) ^ -3.8269;
        mingf := (0.036718 + 0.40614 * tc ) ^ - 3.5;
        mingg := (1.35662 - 1.0843 * tc) ^ 35.3636;
        mingh := (2.28122 - 3.8548 * tc) ^ 14.73317;
        mingt := minga + mingb + mingc + mingd + minge + mingf + mingg +
                 mingh;

**** 1.3 - CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL (EXPRESSA EM OXIDO)
* As quantidades de metal estão representadas por oxgi, com i variável de a
* a h; t significa total.
        oxga := tmga * minga * 10;
        oxgb := tmgb * mingb * 10;
        oxgc := tmgc * mingc * 10;
        oxgd := tmgd * mingd * 10;
        oxge := tmge * minge * 10;
        oxgf := tmgf * mingf * 10;
        oxgg := tmgg * mingg * 10;
        oxgh := tmgh * mingh * 10;
        oxgt := oxga + oxgb + oxgc + oxgd + oxge + oxgf + oxgg + oxgh;
        tmgt := mingt/oxgt/10;

**** 1.4 - CALCULO DAS RELAÇÕeS ESTÉRIL - MINÉRIO
* As relações estéril/minério são aqui representadas pelo símbolo emgi, com
* i variável de a a h, e podendo ainda tomar o valor t (total). No cálculo,
* o dividendo representa a quantidade de tal-qual de cada zona.
        emga := (9209564 - minga)/minga;
        emgb := (3759732 - mingb)/mingb;
```

```
        emgc := (1020600 - mingc)/mingc;
        emgd := (534240 - mingd)/mingd;
        emge := (663684 - minge)/minge;
        emgf := (203250 - mingf)/mingf;
        emgg := (100770 - mingg)/mingg;
        emgh := (375605 - mingh)/mingh;
        emgt := (1586445 - mingt)/mingt;

**** PARTE 2 - CALCULO DAS RESERVAS MINEIRAS EXPLORAVEIS
************************************************************
**** 2.1 - TAL-QUAL EXISTENTE EM CADA JAZIGO E EM CADA ZONA
* A quantidade de tal-qual existente em cada jazigo, ou em cada zona do
* jazigo de Nisa, após projecto da corta, é um dado que é aqui representado
* por talqi, com i variável entre a e o, além de t. O último caracter
* refere-se ao jazigo de Nisa se i valer de a a h; senão refere-se aos
* jazigos do Alto do Corgo (i), Maia (j), Palheiros de Tolosa (k), Tolosa
* (l), Mato da Póvoa (m), Meada (n) e Tarabau (o).
        talqa := 10110000;              talqb :=  4192000;
        talqc :=  1264000;              talqd :=   588000;
        talqe :=   790000;              talqf :=   240000;
        talqg :=   101000;              talqh :=   424000;
        talqi :=  1907794;              talqj :=  2970770;
        talqk :=  1807114;              talql :=   580309;
        talqm :=   348677;              talqn :=   396802;
        talqo :=  1171813;               talqt := 26892279;

**** 2.2 - CALCULO DA QUANTIDADE DE MINÉRIO
* No símbolo de cálculo mini, o último caracter i representa os jazigos ou
* zonas de jazigos atrás referenciados.
        mina := minga* 1.15             minb := mingb * 1.15;
        minc := mingc* 1.15             mind := mingd * 1.15;
        mine := minge* 1.15             minf := mingf * 1.15;
        ming := mingg* 1.15             minh := mingh * 1.15;
        mini := 60674;                  minj := 266326;
        mink := 61290;                  minl := 31860;
        minm := 25218;                  minn := 33971;
        mino := 98114;
        mint := mina + minb + minc + mind + mine + minf + ming + minh + mini +
                minj + mink + minl + minm + minn + mino;

**** 2.3 CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL
* Utiliza-se o símbolo oxi, referindo-se o último caracter a um jazigo ou
* zona de jazigo.
        oxa := oxga * 1.075;            oxb := oxgb * 1.075;
```

```
        oxc := oxgc * 1.075;            oxd := oxgd * 1.075;
        oxe := oxge * 1.075;            oxf := oxgf * 1.075;
        oxg := oxgg * 1.075;            oxh := oxgh * 1.075;
        oxi := 103973;                  oxj := 334514;
        oxk := 167132;                  oxl :=  55182;
        oxm :=  27396;                  oxn := 52328;
        oxo := 189805;
        oxt := oxa + oxb + oxc + oxd + oxe + oxf + oxg + oxh + oxi + oxj +
               oxk + oxl + oxm + oxn + oxo;

**** 2.4 - CALCULO DO TEOR MEDIO (KG/TON)
* Utiliza-se os símbolos tmi, tomando o último caracter o significado habitual;
        tma := oxa/mina;                tmb := oxb/minb;
        tmc := oxc/minc;                tmd := oxd/mind;
        tme := oxe/mine;                tmf := oxf/minf;
        tmg := oxg/ming;                tmh := oxh/minh;
        tmi := oxi/mini;                tmj := oxj/minj;
        tmk := oxk/mink;                tml := oxl/minl;
        tmm := oxm/minm;                tmn := oxn/minn;
        tmo := oxo/mino;                tmt := oxt/mint;

**** 2.5 CALCULO DAS RELAÇÕES ESTÉRIL:MINERIO
* Utiliza-se os símbolos emi, tomando o último caracter o significado habitual;
        ema := (talqa - mina)/mina;     emb := (talqb - minb)/minb;
        emc := (talqc - minc)/minc;     emd := (talqd - mind)/mind;
        eme := (talqe - mine)/mine;     emf := (talqf - minf)/minf;
        emg := (talqg - ming)/ming;     emh := (talqh - minh)/minh;
        emi := (talqi - mini)/mini;     emj := (talqj - minj)/minj;
        emk := (talqk - mink)/mink;     eml := (talql - minl)/minl;
        emm := (talqm - minm)/minm;     emn := (talqn - minn)/minn;
        emo := (talqo - mino)/mino;     emt := (talqt - mint)/mint;

**** PARTE 3 - ESTABELECIMENTO DO PLANO DE PRODUÇÃO
**************************************************
**** 3.1 PARAMETROS FIXADOS - PLANEAMENTO DA PRODUÇÃO EXPRESSO EM PERCENTAGEM
*    DA VIDA UTIL DO PROJECTO.
* A entrada duma área em exploração é representada por ni e a sua saída é
* representada por xi, tomando i o significado habitual. Os valores estão
* expressos em percentagem da vida útil do projecto.
        na := 0.00;     xa := 1.00;     nb := 0.21;     xb := 0.50;
        nc := 0.50;     xb := 0.67;     nd := 0.00;     xd := 0.15;
        ne := 0.22;     xe := 0.42;     nf := 0.14;     xf := 0.21;
        ng := 0.43;     xg := 0.51;     nh := 0.50;     xh := 0.64;
        ni := 0.64;     xi := 1.00;     nj := 0.15;     xj := 1.00;
```

```
        nk := 0.86;        xk := 1.00;        nl := 0.65;        xl := 0.85;
        nm := 0.29;        xm := 0.71;        nm := 0.51;        xm := 1.00
        no := 0.43;        xo := 0.85;

**** 3.2 PLANEAMENTO DA PRODUÇÃO.
* As quantidades de tal-qual extraídas em cada ano, em cada jazigo, estão
* representadas por um vector designado por TVI[j], designando o caracter
* I o jazigo, ou zona do mesmo, e referindo-se o índice J ao ano de
* exploração. As quantidades de minério estão representadas pelo vector
* ORI[j] e as quantidades de metal por METI[j], mantendo-se a simbologia
* que temos utilizado.
FOR J:= 1 TO Z
    IF J <= z*na    THEN tva[j] := 0;
         ELSE IF j<z*na+1 AND (xa-na)*z < 1 THEN tva[j] := talqa;
         ELSE IF j<z*na+1 THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z)*(INT(z*na+1)-z*na);
         ELSE IF j <= z*xa THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z);
         ELSE IF j < z*xa+1 THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z)*(z*xa-INT(z*xa));
         ELSE tva[j] := 0;
    IF tva[j] <> 0 THEN ora[j] := talqa / talqt * mina;
         ELSE ora[j] := 0;
    IF tva[j] <> 0 THEN meta[j] := talqa/talqt * oxa;
         ELSE meta [j] := 0;

    IF J <= z*nb  THEN tvb[j] := 0;
         ELSE IF j<z*nb+1 AND (xb-nb)*z < 1 THEN tvb[j] := talqb;
         ELSE IF j<z*nb+1 THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z)*(INT(z*nb+1)-z*nb);
         ELSE IF j <= z*xb THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z);
         ELSE IF j < z*xb+1 THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z)*(z*xb-INT(z*xb));
         ELSE tvb[j] := 0;
    IF tvb[j] <> 0 THEN orb[j] := talqb / talqt * minb;
         ELSE orb[j] := 0;
    IF tvb[j] <> 0 THEN metb[j] := talqb/talqt * oxb;
         ELSE metb [j] := 0;

    IF J <= z*nc  THEN tvc[j] := 0;
         ELSE IF j<z*nc+1 AND (xc-nc)*z < 1 THEN tvc[j] := talqc;
         ELSE IF j<z*nc+1 THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z)*(INT(z*nc+1)-z*nc);
         ELSE IF j <= z*xc THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z);
         ELSE IF j < z*xc+1 THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z)*(z*xc-INT(z*xc));
         ELSE tvc[j] := 0;
    IF tvc[j] <> 0 THEN orc[j] := talqc / talqt * minc;
         ELSE orc[j] := 0;
    IF tvc[j] <> 0 THEN metc[j] := talqc/talqt * oxc;
         ELSE metc [j] := 0;
```

```
IF J <= z*nd   THEN tvd[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nd+1 AND (xd-nd)*z < 1 THEN tvd[j] := talqd;
     ELSE IF j<z*nd+1 THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z)*(INT(z*nd+1)-z*nd);
     ELSE IF j <= z*xd THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z);
     ELSE IF j < z*xd+1 THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z)*(z*xd-INT(z*xd));
     ELSE tvd[j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN ord[j] := talqd / talqt * mind;
     ELSE ord[j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN metd[j] := talqd/talqt * oxd;
     ELSE metd [j] := 0;

IF J <= z*ne   THEN tve[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ne+1 AND (xe-ne)*z < 1 THEN tve[j] := talqe;
     ELSE IF j<z*ne+1 THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z)*(INT(z*ne+1)-z*ne);
     ELSE IF j <= z*xe THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z);
     ELSE IF j < z*xe+1 THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z)*(z*xe-INT(z*xe));
     ELSE tve[j] := 0;
IF tve[j] <> 0 THEN ore[j] := talqe / talqt * mine;
     ELSE ore[j] := 0;
IF tve[j] <> 0 THEN mete[j] := talqe/talqt * oxe;
     ELSE mete [j] := 0;

IF J <= z*nf   THEN tvf[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nf+1 AND (xf-nf)*z < 1 THEN tvf[j] := talqf;
     ELSE IF j<z*nf+1 THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z)*(INT(z*nf+1)-z*nf);
     ELSE IF j <= z*xf THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z);
     ELSE IF j < z*xf+1 THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z)*(z*xf-INT(z*xf));
     ELSE tvf[j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN orf[j] := talqf / talqt * minf;
     ELSE orf[j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN metf[j] := talqf/talqt * oxf;
     ELSE metf [j] := 0;

IF J <= z*ng   THEN tvg[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ng+1 AND (xg-ng)*z < 1 THEN tvg[j] := talqg;
     ELSE IF j<z*ng+1 THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z)*(INT(z*ng+1)-z*ng);
     ELSE IF j <= z*xg THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z);
     ELSE IF j < z*xg+1 THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z)*(z*xg-INT(z*xg));
     ELSE tvg[j] := 0;
IF tvg[j] <> 0 THEN org[j] := talqg / talqt * ming;
     ELSE org[j] := 0;
IF tvg[j] <> 0 THEN metg[j] := talqg/talqt * oxg;
     ELSE metg [j] := 0;
```

```
IF J <= z*nh   THEN tvh[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nh+1 AND (xh-nh)*z < 1 THEN tvh[j] := talqh;
     ELSE IF j<z*nh+1 THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z)*(INT(z*nh+1)-z*nh);
     ELSE IF j <= z*xh THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z);
     ELSE IF j < z*xh+1 THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z)*(z*xh-INT(z*xh));
     ELSE tvh[j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN orh[j] := talqh / talqt * minh;
     ELSE orh[j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN meth[j] := talqh/talqt * oxh;
     ELSE meth [j] := 0;

IF J <= z*ni   THEN tvi[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ni+1 AND (xi-ni)*z < 1 THEN tvi[j] := talqi;
     ELSE IF j<z*ni+1 THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z)*(INT(z*ni+1)-z*ni);
     ELSE IF j <= z*xi THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z);
     ELSE IF j < z*xi+1 THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z)*(z*xi-INT(z*xi));
     ELSE tvi[j] := 0;
IF tvi[j] <> 0 THEN ori[j] := talqi / talqt * mini;
     ELSE ori[j] := 0;
IF tvi[j] <> 0 THEN meti[j] := talqi/talqt * oxi;
     ELSE meti [j] := 0;

IF J <= z*nj   THEN tvj[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nj+1 AND (xj-nj)*z < 1 THEN tvj[j] := talqj;
     ELSE IF j<z*nj+1 THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z)*(INT(z*nj+1)-z*nj);
     ELSE IF j <= z*xj THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z);
     ELSE IF j < z*xj+1 THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z)*(z*xj-INT(z*xj));
     ELSE tvj[j] := 0;
IF tvj[j] <> 0 THEN orj[j] := talqj / talqt * mjnj;
     ELSE orj[j] := 0;
IF tvj[j] <> 0 THEN metj[j] := talqj/talqt * oxj;
     ELSE metj [j] := 0;

IF J <= z*nk   THEN tvk[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nk+1 AND (xk-nk)*z < 1 THEN tvk[j] := talqk;
     ELSE IF j<z*nk+1 THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z)*(INT(z*nk+1)-z*nk);
     ELSE IF j <= z*xk THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z);
     ELSE IF j < z*xk+1 THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z)*(z*xk-INT(z*xk));
     ELSE tvk[j] := 0;
IF tvk[j] <> 0 THEN ork[j] := talqk / talqt * mjnk;
     ELSE ork[j] := 0;
IF tvk[j] <> 0 THEN metk[j] := talqk/talqt * oxk;
     ELSE metk [j] := 0;
```

```
IF J <= z*nl  THEN tvl[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nl+1 AND (xl-nl)*z < 1 THEN tvl[j] := talql;
     ELSE IF j<z*nl+1 THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z)*(INT(z*nl+1)-z*nl);
     ELSE IF j <= z*xl THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z);
     ELSE IF j < z*xl+1 THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z)*(z*xl-INT(z*xl));
     ELSE tvl[j] := 0;
IF tvl[j] <> 0 THEN orl[j] := talql / talqt * mjnl;
     ELSE orl[j] := 0;
IF tvl[j] <> 0 THEN metl[j] := talql/talqt * oxl;
     ELSE metl [j] := 0;

IF J <= z*nm  THEN tvm[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nm+1 AND (xm-nm)*z < 1 THEN tvm[j] := talqm;
     ELSE IF j<z*nm+1 THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z)*(INT(z*nm+1)-z*nm);
     ELSE IF j <= z*xm THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z);
     ELSE IF j < z*xm+1 THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z)*(z*xm-INT(z*xm));
     ELSE tvm[j] := 0;
IF tvm[j] <> 0 THEN orm[j] := talqm / talqt * mjnm;
     ELSE orm[j] := 0;
IF tvm[j] <> 0 THEN metm[j] := talqm/talqt * oxm;
     ELSE metm [j] := 0;

IF J <= z*nn  THEN tvn[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nn+1 AND (xn-nn)*z < 1 THEN tvn[j] := talqn;
     ELSE IF j<z*nn+1 THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z)*(INT(z*nn+1)-z*nn);
     ELSE IF j <= z*xn THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z);
     ELSE IF j < z*xn+1 THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z)*(z*xn-INT(z*xn));
     ELSE tvn[j] := 0;
IF tvn[j] <> 0 THEN orn[j] := tanqn / tanqt * njnn;
     ELSE orn[j] := 0;
IF tvn[j] <> 0 THEN metn[j] := tanqn/tanqt * oxn;
     ELSE metn [j] := 0;

IF J <= z*no  THEN tvo[j] := 0;
     ELSE IF j<z*no+1 AND (xo-no)*z < 1 THEN tvo[j] := talqo;
     ELSE IF j<z*no+1 THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z)*(INT(z*no+1)-z*no);
     ELSE IF j <= z*xo THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z);
     ELSE IF j < z*xo+1 THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z)*(z*xo-INT(z*xo));
     ELSE tvo[j] := 0;
IF tvo[j] <> 0 THEN oro[j] := tanqo / tanqt * njno;
     ELSE oro[j] := 0;
IF tvo[j] <> 0 THEN meto[j] := tanqo/tanqt * oxo;
     ELSE meto [j] := 0;
```

```
FOR J := 1 TO Z
    tvt[j] := tva[j] + tvb[j] + tvc[j] + tvd[j] + tve[j] + tvf[j] + tvg[j] +
              tvh[j] + tvi[j] + tvj[j] + tvk[j] + tvl[j] + tvm[j] + tvn[j] +
              tvo[j];
    ort[j] := ora[j] + orb[j] + orc[j] + ord[j] + ore[j] + orf[j] + org[j] +
              orh[j] + ori[j] + orj[j] + ork[j] + orl[j] + orm[j] + orn[j] +
              oro[j];

    mett[j] := meta[j] + metb[j] + metc[j] + metd[j] + mete[j] + metf[j] +
               metg[j] + meth[j] + meti[j] + metj[j] + metk[j] + metl[j] +
               metm[j] + metn[j] + meto[j];

* Os passos seguintes referem-se ao cálculo do teor médio do minério
* produzido em cada ano, representado por TEOR[j], e do minério transportado
* para o tratamento representado por TRANS[j];
FOR J := 1 to Z
    teor[j] := mett[j]/ort[j];
    trans[j] := ori[j] + orj[j] + ork[j] + orl[j] + orm [j] + orn[j] + oro[j];

**** PARTE 4 - CALCULO DOS CUSTOS E INVESTIMENTOS
*************************************************
* 4.1 - LAVRA
* Cálculo da capacidade diária de extracção de tal-qual - CAP1.
    cap1 := talqt/(z*250);
* Cálculo do investimento inicial na lavra - INVLAV:
    inlav := 207398.43 + 106.99719 * cap1;
* Calculo da razão entre o investimento de substituição e o investimento
* inicial - RAZIV:
    raziv := 0.12461 * z - 0.446;
* Estimativa do investimento de substituição na lavra - INVSUB:
    invsub := invlav * raziv;
* Cálculo do custo da extracção da tonelada de tal-qual - CULAV:
    culav := 119.1233 + 90324.148/cap1;
* 4.2 - TRATAMENTO
* Capacidade horária de tratamento - CAP2:
    cap1 := mint/(z*343*24);
* Estimativa do investimento - INVTRAT:
    invtrat := EXP(0.34256 * LN(cap2) + 0.81311 * LN(tmt) + 12.09561);
* Estimativa do custo operatório (Esc/ton) : CUTRAT:
    cutrat := EXP(-0.235851 * LN(cap2) + 0.036518 * tmt + 7.3839415);
* Os investimentos nos terrenos (INVTER), abastecimento de água (INVAG),
```

```
* laboratório (INVLAB), acessos (INVAC), oficinas (INVOF), energia (INVEN),
* barragem de estéreis (INVBAR) e equipamento social (INVEQ) são fixos, isto
* é, independentes da dimensão do projecto. Os restantes parcelas do
* investimento, a engenharia (INVENG), as despesas de arranque (INVARR),
* o fundo de maneio (INVMAN), os imprevistos (INVIMP) são calculados
* do modo seguinte:
    invter := 94000;                    invaq := 54400;
    invlab := 24000;                    invac := 37500;
    invof  := 150500;                   inven := 18000;
    invbar := 48000;                    inveq := 200000;
    inveng := 0.07 * invlav + 0.15 * (invtrat + invaq + invac + inven +
              invbar + inveq);
    invarr := 2.25 * 30 * cutrat * cap2 * 24 / 1000;
    invman := 6 * 30 * cutrat *cap2 * 24 /1000 + 125 * culav * capl/1000;
    invimp := 0.15 * (invlav + invtrat + invter + invaq + invlab + invac +
              invof + inven + invbar + inveq + inveng) /1000;
    invtot := invlav + invtrat + invter + invaq + invlab + invac + invof +
              inven + invbar + inveq + inveng + invarr + invman+ invimp;
* Os custos fixos industriais (CUFIX) e os custos administrativos (CUAD) são
* estimados através de:
    hh := 664;  /* Custo do homem hora */
    cufix := 13.19 * (cap2*24) ^ 0.1746 * 168 * hh * 14 / 1000;
    cuad := 7.5 * (cap2*24) ^ 0.223 * 168 * hh * 14 /1000;

**** PARTE 5 - DETERMINAÇÃO DOS ELEMENTOS DA ANALISE ECONOMICA
*****************************************************************
* Definição das constantes:
    dist := 15;    /* distância média (km)*/
    tonkm := 12;   /* custo unitário transporte (Esc/ ton x km )

FOR J := 1 TO z
|
|   * Cálculo da evolução temporal da relação E/M - vector STRIP[j]
|       strip[j] := (tvt[j] - ort[j]) / ort[j];
|   * Cálculo do custo médio anual de extracção duma tonelada de minério,
|   * representada pelo vector UNIT[j] (unidades: Esc/ton minério)
|       unit[j] := culav * strip [j];
|   * Cálculo do dispêndio anual na exploração mineira, vector CUMIN[j],
|   * (Unidades: kEsc/ano)
|       cumin[j] := unit[j] * ort[j] / 1000;
|   * Cálculo do vector CUTRANS[j] que representa o custo anual do transporte
|   * (Unidades: kEsc/ano)
|       cutrans[j] := trans[j] * dist * tonkm / 1000;
|   * Cálculo do rendimento do tratamento de minérios - vector RECUP[j]
```

```
        teor[j] := teor[j] / 10;/*Expressão do teor em */
        recup[j] := (teor[j]*0.817-(0.0019 * LN(teor[j] * 0.817) + 0.02181))
            / (teor[j]*0.817) * 0.817;
    * Determinação do vector produção de concentrado (Unidades kg U3O8)
    * PROD[j]
        prod[j] := ort[j] * teor[j] * recup[j] * 10;
    * Determinação do custo anual do tratamento de minérios, CUTRAT[j]
        cuconc[j] := cutrat / 1000 * ort[j];
    * Determinação dos custos fixos industrias : CUFIXIN[j]
        cufixin[j] := cufix;
    * Determinação das despesas administrativas e encargos gerais: vector
    * CUADMIN[j]
        cuadmin[j] := cuad;
    * Determinação dos dispêndios anuais totais : vector CUTOT[j]
        cutot[j] := cumin[j] + cutrans[j] + cutrat[j] + cufixin[j] +
        cuadmin[j];
```

```
* Determinação do vector INVEST[j]
    invest[-3] := 0.05 * invtot;
    invest[-2] := 0.35 * invtot;
    invest[-1] := 0.6 * invtot;
    invest[1] := invest[2] := 0;

FOR J := 3 TO z
    invest[j] := invsub / (z-2);
```

```
* Determinação do CASH-FLOW
FOR J := -3 TO z
        IF J := 0 THEN NEXT J
        ELSE
    * Determinação do fluxo negativo de caixa - FLUXNEG[j]
    fluxneg[j] := invest[j] + cutot[j];
    * Determinação das receitas - vector REC[j] (Unidades kEsc/ano):
        rec[j] := prod[j] * cota / 1000;
    * Determinação do cash-flow : vector CASH[j] (Unidades: kEsc/ano)
        cash[j] := rec[j] - fluxneg[j];
    * Determinação do cash-flow acumulado : vector CASHCUM[j]
        IF J:= -3 THEN cashcum[j] := cash[j];
        ELSE cashcum[j] := cashcum[j-1] + cash[j];
```

9.4.2 A exploração do modelo; Ano de 1988

Antes de fazermos uma exploração sistemática do modelo, teremos de definir os domínios de existência para o teor de corte e para a vida útil. Para a primeira variável seleccionou-se o intervalo entre 0,01 e 0,07 % U_3O_8, e para a segunda o intervalo entre 4 e 16 anos. As fronteiras superiores foram seleccionadas após uma exploração preliminar do programa de cálculo. O preço de venda considerado foi de 6000 Esc/kg U_3O_8, cotação a que seria possível escoar, com relativa facilidade, o concentrado em contratos de médio prazo. Apresentamos um exemplo do *out-put* do programa de cálculo.

****

CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO ESTATICA - ANO DE 1988

****

ENTRADA DE DADOS

TEOR DE CORTE (%) - 0.03 PREÇO DE VENDA (ESC/KG) - 6000

VIDA UTIL (ANOS) - 8

****

GERAÇÃO DAS RESERVAS MINEIRAS "IN SITU"

	TEOR MÉDIO (%)	QUANTIDADE MINÉRIO (TON)	QUANTIDADE METAL (KG U3O8)	TONELADAS DE TAL-QUAL	RELAÇÃO E/M
ZONA A	0.083	2306233	1904958	9209564	2.99
ZONA B	0.070	792465	557895	3759732	3.60
ZONA C	0.068	252583	171384	1020600	3.04
ZONA D	0.076	103433	79074	534240	4.17
ZONA E	0.072	82184	59056	663684	7.08
ZONA F	0.079	38669	30715	203250	4.26
ZONA G	0.065	20486	13401	100770	3.92
ZONA H	0.068	87914	59721	375605	3.27

CALCULO DAS RESERVAS MINEIRAS EXPLORAVEIS

	TONELADAS DE TAL-QUAL CORRIGIDAS	QUANTIDADE MINÉRIO (TONS)	QUANTIDADE METAL (KG U3O8)	TEOR MÉDIO (KG/TON)	RELAÇÃO E/M
ZONA A	10110000	2652168	2047830	0.772	2.81
ZONA B	4192000	911335	599737	0.658	3.60
ZONA C	1264000	290482	184238	0.634	3.35

ZONA D	588000	118948	85005	0.715	3.94
ZONA E	790000	94511	63485	0.672	7.36
ZONA F	240000	44469	33018	0.742	4.40
ZONA G	101000	23559	14406	0.612	3.29
ZONA H	424000	101102	62400	0.635	3.19
SUB-TOTAL	17709000	4236573	3091920	0.730	3.18
PERCENTAGEM	65.86%	88.00%	76.87%		
NUCLEO A					
ALTO DO CORGO	1907794	60764	103973	1.711	30.40
MAIA	2970770	266326	334514	1.256	10.15
PALHEIROS TOL.	1807114	61290	167132	2.727	28.48
TOLOSA	580309	31860	55182	1.732	17.21
SUB-TOTAL	7265987	420240	660801	1.572	16.29
PERCENTAGEM	27.02%	8.73%	16.43%		
NUCLEO B					
MATO DA POVOA	384677	25218	27396	1.086	12.83
MEADA	396802	33971	52328	1.540	10.68
TARABAU	1171813	98114	189805	1.935	10.94
SUB-TOTAL	1917292	157303	269529	1.713	11.19
PERCENTAGEM	7.13%	3.27%	6.70%		
TOTAL	26892279	4814116	4022250	0.836	4.59

****

PLANO DE PRODUÇÃO GLOBAL

ANO	TAL-QUAL (TONS)	MINÉRIO (TONS)	TEOR MÉDIO (KG/TON)	RELACÃO E/M	MINÉRIO TRANSPORTADO (TONS)
1	1753750	430644	0.759	3.1	0
2	2647959	567025	0.767	3.7	31332
3	4367000	834977	0.763	4.2	51570
4	4420824	831878	0.783	4.3	62717
5	3994171	725296	0.839	4.5	89916
6	3699351	540879	0.957	5.8	121633
7	3035916	444087	0.973	5.8	112566
8	2973307	439330	0.943	5.8	107809
TOTAL	26892279	4814116	0.836	4.6	5777543

****

INVESTIMENTOS E CUSTOS

LAVRA MINEIRA

CAPACIDADE EXTRACÇÃO (TON TAL-QUAL/DIA)- 13446.1
INVESTIMENTO INICIAL (kESC) - 1646097
RAZÃO INVESTIMENTO SUBSTITUIÇÃO / INVESTIMENTO INICIAL - 0.551
INVESTIMENTO SUBSTITUIÇÃO (kESC) - 906802
CUSTO EXTRACÇÃO (ESC/TON TAL-QUAL) - 126

TRATAMENTO DE MINÉRIOS

CAPACIDADE (TON MINERIO/DIA) - 1754
CAPACIDADE (TONS/HORA) - 73.1
INVESTIMENTO (kESC) - 673132
CUSTO OPERATfRIO (ESC/TON) - 667

OUTROS

TRANSPORTE (ESC/TON x KM) -	12	MÃO DE OBRA (ESC /HOMEM HORA) -	664
CUSTOS FIXOS INDUST. (kESC/ANO) -	75906	CUSTOS ADMIN.(kESC/ANO)-	61960
TERRENOS (kESC) -	94000	ABASTECIMENTO AGUA (kESC) -	54400
LABORATORIO (kESC) -	24000	ACESSOS (kESC) -	37500
OFICINAS, ARMAZ., ESCRIT. (kESC)-	150500	ENERGIA ELÉCTRICA (kESC) -	18000
BARRAGEM ESTÉREIS (kESC) -	48000	EQUIPAMENTO SOCIAL (kESC) -	200000
ENGENHARIA (kESC) -	262457	DESPESAS DE ARRANQUE (kESC) -	78943
FUNDO MANEIO (kESC) - -	422024	IMPREVISTOS (kESC) -	481213

INVESTIMENTO TOTAL INICIAL - 4190265

****

DETERMINAÇÃO DO CASH-FLOW

	LAVRA			TRATAMENTO		
ANO	CUSTO OPERATORIO (ESC/T MIN.)	CUSTO OPERATORIO (KESC/ANO)	CUSTO TRANSPORTE (ESC/ANO)	RENDIMENTO (%)	PRODUÇÃO (kG U308)	CUSTO OPERATORIO (kESC/ANO)
1	386.6	166501	0	59.29	195837	287975
2	461.8	261866	5640	60.12	261380	377990
3	532.3	444473	9283	60.03	382494	556611
4	542.9	451636	11289	60.52	394143	554546
5	567.2	411358	16185	61.78	376031	483496
6	734.8	397465	21894	63.96	330962	36060
7	734.4	326158	20262	64.22	277400	290037
8	725.8	318878	19406	63.73	263946	292866
TOTAL		2778333	103958		2482194	3209181
MÉDIA	577.1	342292	12995	61.70	310274	401184
ESC/T TAL-QUAL		103	3.9			119.3
ESC/T MIN.		577	21.6			666.6
ESC/KG U308		1119	42			1293

****

ANO	CUSTOS TOTAIS (kESC)	INVESTI-MENTOS (kESC)	FLUXO NEGATIVO (kESC)	RECEITAS (kESC)	CASH-FLOW (kESC)	CASH-FLOW ACUMULADO (kESC)
-3		209513	209513		-209513	-209513
-2		1466593	1466593		-1466593	-1676106
-1		2514159	2514159		-2514159	-4190265
1	591442		591442	1175021	583579	-3606686
2	783361		783361	1568280	784918	-2821768
3	1148232	151134	1299365	2294965	995600	-1826168
4	1155336	151134	1306470	2364857	1058387	-767781
5	1048904	151134	1200038	2256189	1056151	283370
6	917784	151134	1068918	1985775	916857	1205227
7	780332	151134	931456	1664402	732946	1938174
8	769015	151134	920148	1583676	663528	2601701
TOTAL	7194396	5097067	12291463	14893164	2601701	
MÉDIA	899299	637133	1536433	1861645	325213	
ESC/T T.Q.	267.5	189.5	457.1	553.8	96.7	
ESC/T MIN	1494	1059	2553	3094	540	
ESC/KG U308	2898	2053	4952	6000	1048	

****

CRITÉRIOS DE RENDIBILIDADE

TAXA INTERNA DE RENDABILIDADE - 10,70 %
CUSTO MÉDIO DE PRODUÇÃo - 4952 ESC/KG U308
RESULTADO LIQUIDO - 2.60 (GESC)
CASH-FLOW/INVESTIMENTO - 51.04 %
RECEITAS / DESPESAS - 1.21

****

Na exploração sistemática do modelo fez-se variar o teor de corte entre os limites referidos, em incrementos de 0,01% U_3O_8. A vida útil variou em incrementos de 2 em 2 anos, resultando deste modo 49 situações distintas para as quais se calcularam as cinco funções objectivo referidas.

Os resultados globais são apresentados nos quadros seguintes. Devemos notar que apesar de a T.I.R. só ter significado no intervalo $[-1,+\infty[$ considerou-se uma extensão do seu domínio de existência para valores negativos inferiores. Esta generalização é puramente analítica, não envolvendo qualquer consequência conceptual.

CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO ESTATICA - 1988
EXPLORAÇÃO DO MODELO

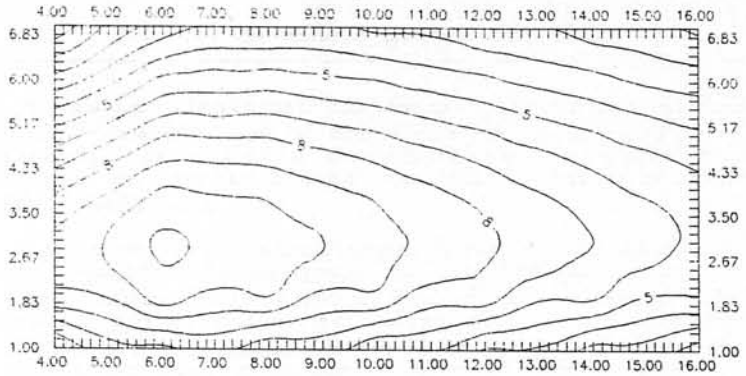
Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,01	4,92	5587	1,03	15,04	1,07
4	0,02	8,85	5258	1,89	27,75	1,14
4	0,03	9,23	5209	1,96	29,04	1,15
4	0,04	7,76	5312	1,63	24,19	1,13
4	0,05	5,29	5511	1,09	16,26	1,09
4	0,06	2,33	5775	0,47	7,04	1,04
4	0,07	-0,84	6085	-0,16	-2,47	0,99
6	0,01	6,78	5406	1,49	26,05	1,11
6	0,02	10,67	5057	2,40	42,30	1,19
6	0,03	11,20	4984	2,52	44,63	1,20
6	0,04	10,00	5060	2,22	39,46	1,19
6	0,05	7,87	5230	1,71	30,51	1,15
6	0,06	5,26	5464	1,12	19,95	1,10
6	0,07	2,43	5742	0,50	8,98	1,04
8	0,01	6,29	5412	1,47	28,67	1,11
8	0,02	10,07	5043	2,44	47,70	1,19
8	0,03	10,70	4952	2,60	51,04	1,21
8	0,04	9,72	5013	2,34	45,92	1,20
8	0,05	7,88	5168	1,85	36,52	1,16
8	0,06	5,58	5386	1,28	25,24	1,11
8	0,07	3,06	5650	0,68	13,47	1,06
10	0,01	5,16	5487	1,28	26,78	1,09
10	0,02	8,84	5097	2,30	48,08	1,18
10	0,03	9,54	4993	2,50	52,38	1,20
10	0,04	8,74	5043	2,26	47,50	1,19
10	0,05	7,12	5189	1,81	37,94	1,16
10	0,06	5,07	5400	1,25	26,32	1,11
10	0,07	2,80	5656	0,67	14,11	1,06
12	0,01	3,88	5593	1,02	22,27	1,07
12	0,02	7,51	5184	2,08	45,47	1,16
12	0,03	8,27	5068	2,31	50,67	1,18

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
12	0,04	7,60	5110	2,10	46,13	1,17
12	0,05	6,16	5251	1,67	36,62	1,14
12	0,06	4,30	5457	1,13	24,86	1,10
12	0,07	2,22	5710	0,57	12,43	1,05
14	0,01	2,60	5714	0,72	16,18	1,05
14	0,02	6,19	5287	1,81	40,99	1,13
14	0,03	7,00	5161	2,08	47,03	1,16
14	0,04	6,44	5197	1,90	42,90	1,15
14	0,05	5,15	5334	1,48	33,54	1,12
14	0,06	3,45	5538	0,96	21,80	1,08
14	0,07	1,52	5789	0,41	9,30	1,04
16	0,01	1,38	5842	0,39	9,12	1,03
16	0,02	4,98	5399	1,53	35,32	1,11
16	0,03	5,84	5264	1,83	42,15	1,14
16	0,04	5,37	5296	1,67	38,45	1,13
16	0,05	4,19	5430	1,27	29,32	1,11
16	0,06	2,61	5633	0,77	17,69	1,02
16	0,07	0,80	5884	0,23	5,22	1,02

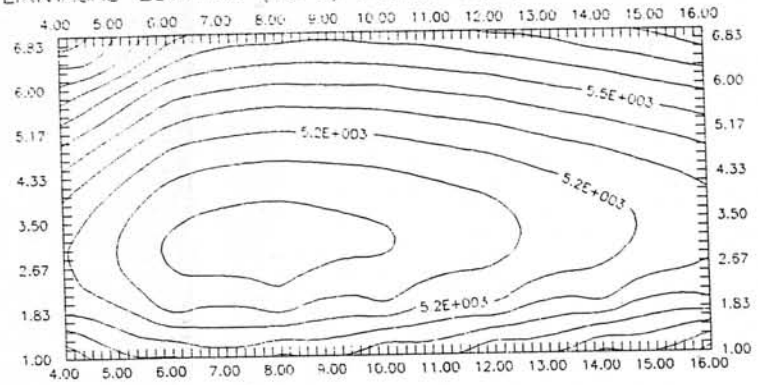
O estágio seguinte na exploração do modelo consistiu na obtenção de curvas de ISO-FUNÇÃO OBJECTIVO num referencial ortonormal, tendo por eixos coordenadas o teor de corte e a vida útil do projecto. As curvas foram calculadas por ***krigagem***, com posterior ***spline*** cúbico, tendo-se utilizado neste procedimento *software* comercial. Os resultados obtidos para cada uma das funções objectivo estão graficamente representados nas figuras da página 30. Nestas, o eixo das abcissas representa a vida útil do projecto e o eixo das ordenadas o teor de corte expresso em kg / ton x 10.

Se compararmos os resultados obtidos, um factor que ressalta como . evidente **é a não equivalência, ou sequer proximidade, das coordenadas de referência que extremam as diferentes funções objectivo.** A T.I.R. máxima é de cerca de 11% e apenas pode ser obtida para uma vida útil bastante curta, cerca de 6 anos, e para um teor de corte de 300 g

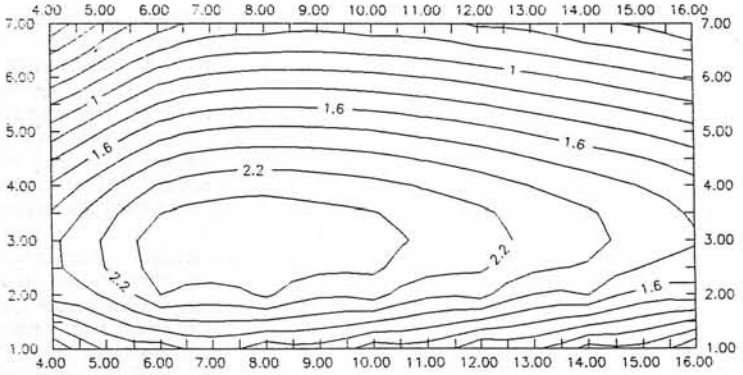
LIXIVIACAO ESTATICA (1988) – T.I.R.



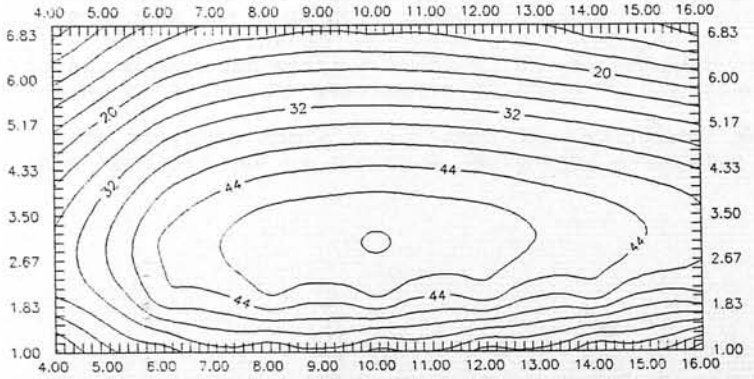
LIXIVIACAO ESTATICA (1988) CUSTO MEDIO PRODUCAO



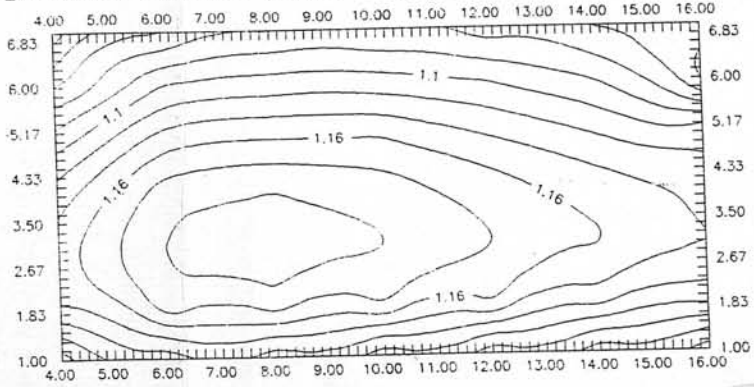
LIXIVIACAO ESTATICA 1988 RESULTADO LIQUIDO (GEsc)



LIXIVIACAO ESTATICA (1988) – CASH–FLOW/INVESTIMENTO (%)



LIXIVIACAO ESTATICA (1988) – RECEITAS/DESPESAS



U_3O_8/t. As iso-linhas têm uma forma elíptica com um eixo maior dirigido segundo o eixo das abcissas, o que mostra a menor influência da cadência de exploração na quantificação do critério de rendibilidade do que a exercida pelo teor seleccionado para corte.

Se o critério seleccionado fosse a minimização do custo médio completo de produção do concentrado final, o valor mínimo - cerca de 5000 Esc/kg U_3O_8, tinha de ser obtido com um corte de 300 g/t, mas era indiferente a seleccão duma vida útil entre 6 e 10 anos. A forma das iso-linhas é idêntica à descrita no caso anterior, com a diferença que as curvas grosseiramente elípticas têm ainda um maior desenvolvimento segundo a direcção do eixo das abcissas, o que denota a ainda menor influência da vida útil do projecto na função objectivo.

A maximização do resultado líquido (cerca de 2,5 GEsc) é obtida numa região de decisão com o teor de corte à volta dos 300 g U_3O_8/t e podendo variar a vida útil projectada entre os 6 e os 10 ½ anos. O desenvolvimento das curvas elípticas segundo o eixo maior é idêntico ao caso anterior, mas o desenvolvimento segundo o eixo menor é menos acentuado, originando uma maior concentração de linhas na direcção vertical. Este facto claramento denota uma influência ainda mais acentuada do teor de corte no valor da função objectivo.

Se establecermos como critério a relação *cash-flow*/investimento, o máximo (52%) é obtido para um corte de 300 g/t e para uma vida útil de 10 anos. A maior concentração de linhas na direcção horizontal sugere uma influência nitidamente maior do ritmo de exploração no valor do critério, mantendo-se válidas as consideracções anteriores sobre o corte.

Finalmente, se o critério de rendibilidade for o rácio receitas / despesas, a maximização (1,20) pode ser alcançada na região definida por valores do corte entre os 200 e os 400 g U_3O_8/t e para uma vida útil compreendida entre os 6 e os 10 anos. A menor inclinação da superfície, qualquer que seja a direcção, sugere uma menor influência das coordenadas no valor da função objectivo relativamente ao critério anterior.

Numa reflexão sobre o conjunto dos resultados obtidos, podemos concluir que os extremos são sempre atingidos para o

mesmo corte (cerca de 300g U_3O_8/t) variando, no entanto, o valor da vida útil necessário para a sua obtenção. A não equivalência dos critérios surge como incontroversa. Resta ainda verificar se o relativo grau de concordância das decisões se mantêm em situações conjunturais radicalmente distintas.

9.4.3 A exploração do modelo: ano de 1984

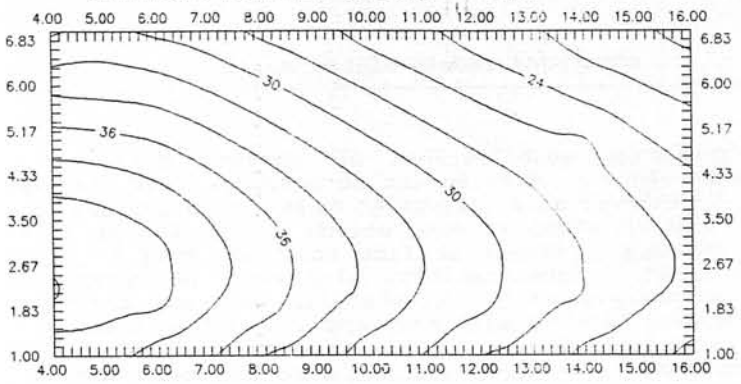
Utilizou-se a mesma metodologia na exploração sistemática do programa de cálculo. Os resultados são apresentados duma forma discreta, na tabela a seguir indicada, e duma forma contínua, numa representação gráfica estimada por *krigagem* para cada função objectivo.

CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO ESTATICA - 1984
EXPLORAÇÃO DO MODELO

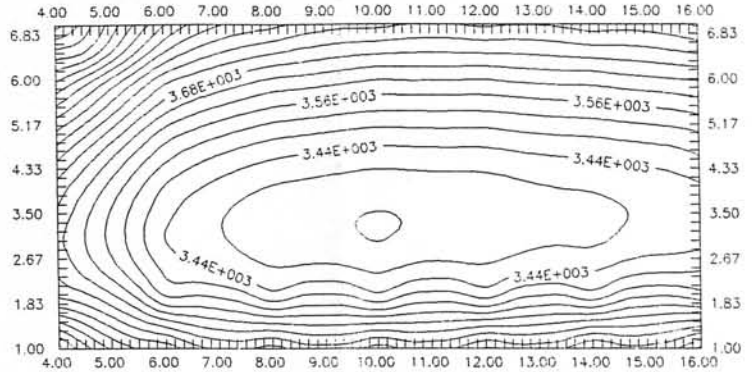
Vida Útil Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,01	38,34	3978	8,06	158,05	1,81
4	0,02	41,95	3709	8,89	176,29	1,94
4	0,03	41,88	3650	8,81	176,26	1,97
4	0,04	39,87	3706	8,27	166,44	1,97
4	0,05	36,86	3832	7,50	151,82	1,88
4	0,06	33,38	4007	6,65	135,28	1,80
4	0,07	29,74	4216	5,81	118,48	1,71
6	0,01	37,09	3786	8,54	199,80	1,90
6	0,02	40,31	3512	9,39	221,51	2,05
6	0,03	40,27	3440	9,33	221,46	2,09
6	0,04	38,52	3478	8,80	208,84	2,07
6	0,05	35,88	3585	8,05	192,58	2,01
6	0,06	32,83	3739	7,21	173,12	1,93
6	0,07	29,64	3925	6,37	153,37	1,83
8	0,01	33,98	3735	8,67	224,45	1,93
8	0,02	36,89	3451	9,54	248,60	2,09
8	0,03	36,87	3370	9,51	248,65	2,14
8	0,04	35,34	3399	8,99	235,95	2,12
8	0,05	33,02	3495	8,25	217,08	2,06

Vida Util Anos	Teor de Corte % U_3O_8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
8	0,06	30,33	3638	7,42	195,78	1,98
8	0,07	27,52	3813	6,59	174,20	1,89
10	0,01	30,82	3737	8,66	239,39	1,93
10	0,02	33,47	3444	9,56	265,38	2,09
10	0,03	33,49	3359	9,54	265,61	2,15
10	0,04	32,13	3377	9,04	252,27	2,13
10	0,05	30,00	3467	8,31	232,35	2,08
10	0,06	27,67	3603	7,49	209,87	2,00
10	0,07	25,16	3772	6,67	187,08	1,91
12	0,01	28,05	3763	8,60	248,27	1,91
12	0,02	30,51	3461	9,52	275,71	2,08
12	0,03	30,55	3367	9,52	276,18	2,14
12	0,04	29,32	3383	9,03	262,46	2,13
12	0,05	27,45	3469	8,31	241,88	2,08
12	0,06	25,27	3602	7,50	218,62	2,00
12	0,07	22,99	3767	6,68	195,02	1,91
14	0,01	25,52	3803	8,50	253,13	1,89
14	0,02	27,81	3492	9,44	281,76	2,06
14	0,03	27,87	3392	9,45	282,51	2,12
14	0,04	26,76	3405	8,98	268,60	2,11
14	0,05	25,05	3488	8,27	247,61	2,06
14	0,06	23,07	3618	7,46	223,83	1,99
14	0,07	20,99	3781	6,65	199,69	1,90
16	0,01	23,40	3849	8,38	255,22	1,87
16	0,02	25,57	3531	9,34	284,84	2,04
16	0,03	25,64	3426	9,37	285,88	2,10
16	0,04	24,62	3436	8,90	271,91	2,10
16	0,05	23,05	3517	8,20	250,68	2,05
16	0,06	21,21	3645	7,41	226,58	1,98
16	0,07	19,29	3807	6,60	202,10	1,89

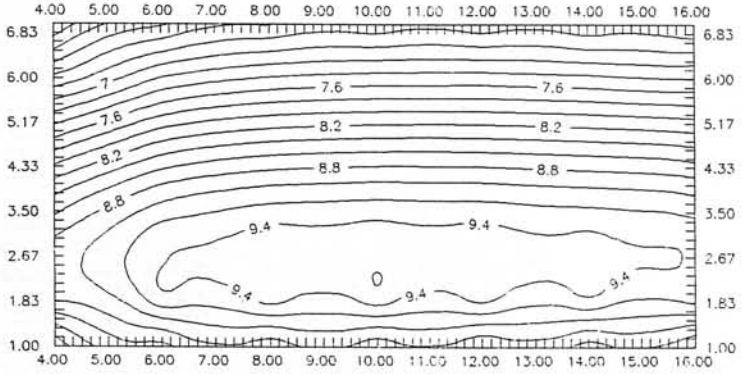
LIXIVIACAO ESTATICA (1984) – T.I.R.



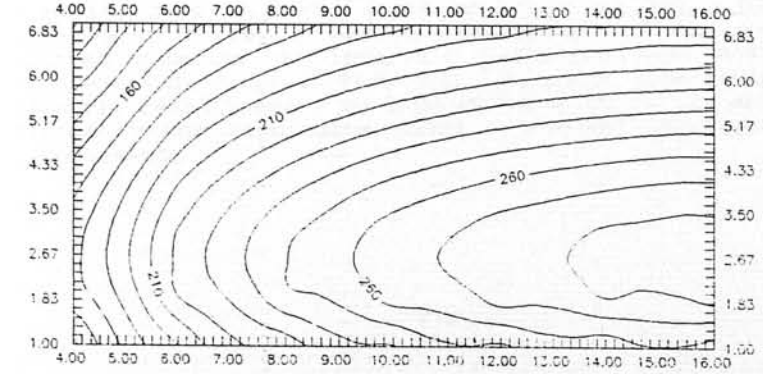
LIXIVIACAO ESTATICA (1984) CUSTO MEDIO PRODUCAO



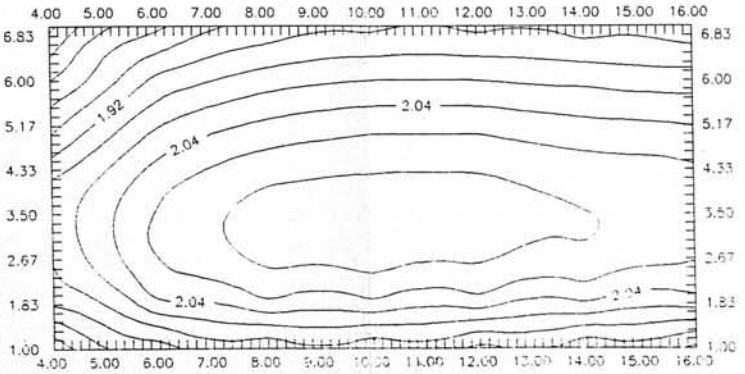
LIXIVIACAO ESTATICA 1984 RESULTADO LIQUIDO (GEsc)



LIXIVIACAO ESTATICA (1984) CASH-FLOW/INVESTIMENTO



LIXIVIACAO ESTATICA (1984) RECEITAS/DESPESAS



A taxa interna de rendibilidade apresenta valores bastante mais elevados do que em 1988. A conjuntura de 1984 era, sem qualquer sombra de dúvida, mais favorável. O máximo, cerca de 42%, seria obtido para um corte no teor de 200 g U_3O_8/t, e para uma vida útil de apenas 4 anos ou menos. A inclinação da superficie tridimensional é pouco acentuada sugerindo uma sensibilidade não muito elevada do critério relativamente às decisões consideradas como coordenadas. Um facto aparentemente estranho é a circunstância de, qualquer que seja o teor de corte previamente fixado, o máximo da curva obtida corresponder sempre a uma cadência de exploração máxima que é, simultaneamente, a fronteira mínima do domínio de existência postulado. Tentaremos, mais tarde, interpretar este facto.

O custo médio de produção mínimo pode ser obtido para um corte nos 300 g U_3O_8/t e para uma vida útil do projecto de 10 anos. As isolinhas têm uma forma grosseiramente elíptica, com excentricidade acentuada, evidenciando uma mais forte influência do corte no objectivo. A superfície apresenta-se na forma dum planalto, relativamente extenso, e com encostas íngremes nas direcções norte, sul e oeste.

Se o critério seleccionado fosse o resultado líquido o máximo (cerca de 9,5 GEsc) seria obtido para um corte de 200 g U_3O_8/t e para uma vida útil de 10 anos. A maior excentricidade das isolinhas sugere uma mais elevada sensibilidade do critério relativamente ao corte e menor dependência relativamente à cadência de produção.

A relação *cash-flow*/investimento apresenta também um comportamento aparentemente estranho e simétrico relativamente ao evidenciado pela taxa interna de rendibilidade. Qualquer que seja a vida útil fixada, o respectivo máximo resultante é obtido para um corte entre os 200 e os 300 g U_3O_8/t. Se fixarmos o corte, o máximo resultante vai ser obtido no extremo superior do intervalo postulado para domínio de existência da variável vida útil - 16 anos. Este inexpectável simetria relativamente ao comportamento da T.I.R. merece uma atenção menos esporádica sobre o assunto pelo que a ele retornaremos.

A função objectivo *receitas/despesas* apresenta um comportamento geral idêntico ao referido para a conjuntura de 1988, mas com uma significativa diferença: relativamente à situação anterior a superfície é transladada no sentido dum ritmo de exploração decrescente. O valor máximo (cerca dos 2,14) é obtido numa região definida por um corte entre os 200 e os 300 g U_3O_8/t e por uma vida útil entre os 8 e os 14 anos.

Nesta conjuntura favorável, a dissemelhança dos resultados impostos pela extremação dos critérios de rendibilidade é ainda mais acentuada. O corte oscila num estreito domínio, mas a vida útil varia em todo o seu domínio de existência, desde o extremo inferior ao extremo superior. Uma decisão sobre a cadência de exloração será totalmente dependente do conceito de rendibilidade adoptado.

9.4.4 A exploração do modelo: ano de 1980

Continuamos a manter todas os critérios metodológicas já referenciadas na exploração do modelo para outros anos de referência, assim como a forma da apresentação dos resultados dessa exploração sistemática.

CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO ESTATICA - 1980
EXPLORAÇÃO DO MODELO

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,01	57,78	1845	6,84	264,92	2,48
4	0,02	60,32	1757	7,19	280,07	2,61
4	0,03	59,25	1758	7,00	274,20	2,60
4	0,04	56,31	1808	6,56	257,59	2,53
4	0,05	52,45	1890	5,99	236,09	2,42
4	0,06	48,19	1992	5,39	213,04	2,30
4	0,07	43,86	2110	4,80	190,27	2,17
6	0,01	51,66	1763	7,04	316,81	2,60
6	0,02	53,83	1672	7,40	334,23	2,74
6	0,03	52,91	1667	7,23	327,34	2,75
6	0,04	50,41	1710	6,79	308,09	2,68
6	0,05	47,12	1782	6,23	283,27	2,57

Vida Util Anos	Teor de Corte % U308	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
6	0,06	43,50	1875	5,64	256,72	2,44
6	0,07	39,81	1983	5,05	230,52	2,31
8	0,01	45,38	1743	7,09	346,98	2,63
8	0,02	47,28	1648	7,48	365,97	2,78
8	0,03	46,40	1639	7,30	358,55	2,79
8	0,04	44,34	1677	6,87	337,74	2,73
8	0,05	41,50	1745	6,31	310,92	2,62
8	0,06	38,37	1833	5,72	282,24	2,50
8	0,07	35,20	1936	5,14	253,97	2,37
10	0,01	40,07	1747	7,09	365,42	2,62
10	0,02	41,77	1647	7,47	385,59	2,78
10	0,03	41,09	1635	7,31	377,92	2,80
10	0,04	39,20	1670	6,88	356,14	2,74
10	0,05	36,71	1735	6,34	328,06	2,64
10	0,06	33,97	1820	5,75	298,02	2,52
10	0,07	31,18	1921	5,17	268,40	2,38
12	0,01	35,83	1761	7,05	376.80	2,60
12	0,02	37,38	1658	7,44	397,92	2,76
12	0,03	36,78	1642	7,29	390,15	2,79
12	0,04	35,09	1675	6,87	367,78	2,73
12	0,05	32,85	1739	6,33	338,87	2,63
12	0,06	30,39	1822	5,75	307,92	2,51
12	0,07	27,89	1921	5,17	277,40	2,38
14	0,01	32,17	1781	7,00	383,59	2,57
14	0,02	33,60	1674	7,40	405,50	2,74
14	0,03	33,07	1656	7,26	397,75	2,77
14	0,04	31,55	1687	6,84	375,02	2,71
14	0,05	29,54	1749	6,30	345,57	2,62
14	0,06	27,32	1832	5,73	314,03	2,50
14	0,07	25,07	1930	5,15	282,90	2,37
16	0,01	29,23	1804	6,94	387,25	2,54
16	0,02	30,57	1639	7,35	409,83	2,70
16	0,03	30,10	1674	7,21	402,18	2,74

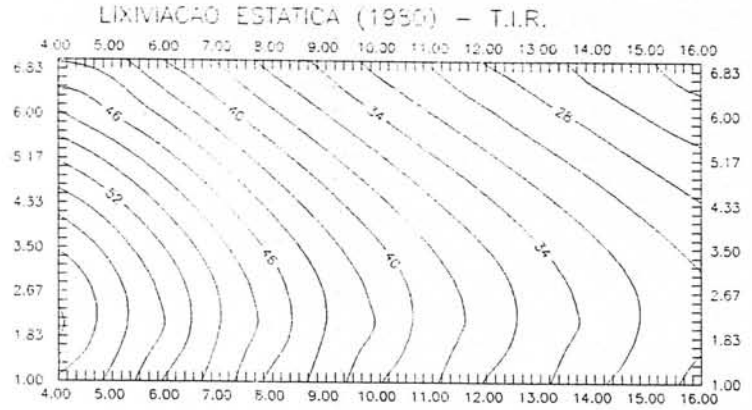
Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
16	0,04	28,71	1704	6,80	379,25	2,69
16	0,05	26,87	1765	6,27	349,46	2,60
16	0,06	24,84	1847	5,69	217,53	2,48
16	0,07	22,78	1945	5,13	286,00	2,36

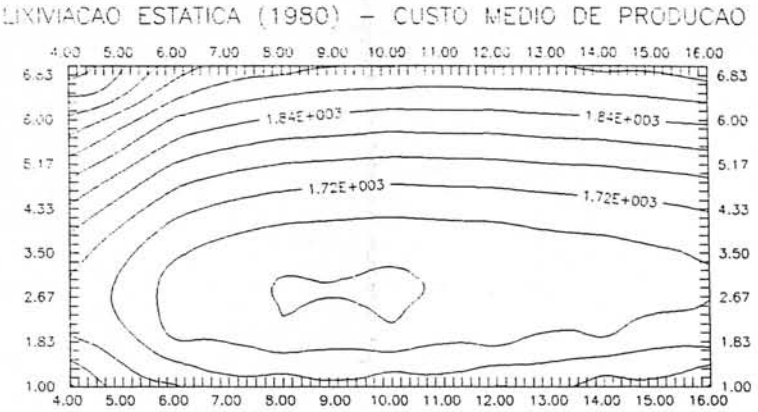
No ano de 1980, a conjuntura para o lançamento do projecto era ainda mais favorável, como é indesmentivelmente sugerido pelos valores mais elevados de todos os critérios que não subentendem a necessidade de actualização de valores monetários: a T.I.R., a relação *cash-flow* / investimento e a razão receitas/despesas. A topografia da T.I.R. é idêntica à verificada no ano de 1984: o máximo absoluto (cerca de 60%) e os máximos das curvas obtidas por intersecção da superfície com planos paralelos a XOZ (corte (Y) = constante) são obtidos para uma vida útil no extremo inferior do domínio de existência postulado para esta variável.

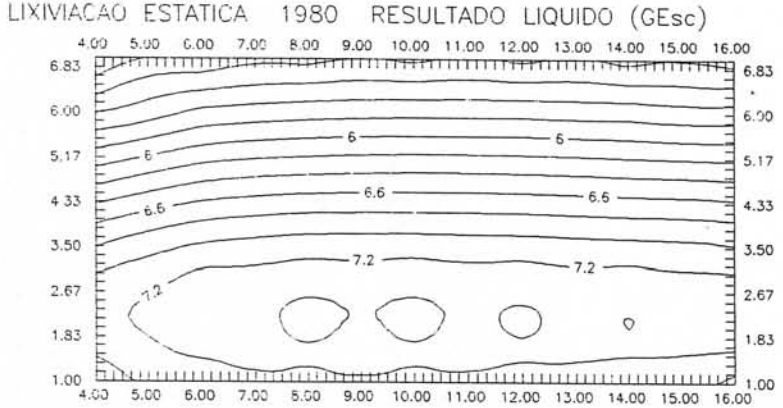
A minimização do custo médio de produção é obtida numa região definida por um corte nos 250 g U_3O_8/t e por uma vida útil definida no intervalo entre os 8 e os 11 anos. A forma geral da superfície é idêntica à referenciada para o mesmo parâmetro nas anteriores conjunturas com a diferença que o afastamento entre as isolinhas é neste caso superior, significando uma menor sensibilidade do critério às decisões fundamentais.

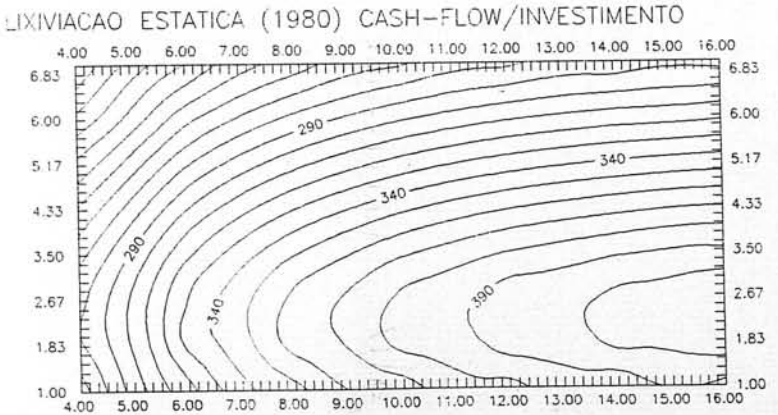
O resultado líquido máximo (entre 7,4 e 7,5 GEsc) é sempre obtido para o mesmo corte - 200g U_3O_8/t - mas a vida útil pode variar arbitrariamente entre 8 e 14 anos. A excentricidade das curvas é notória sugerindo uma elevada sensibilidade do critério relativamente ao corte e uma diminuta dependência relativamente à cadência de produção.

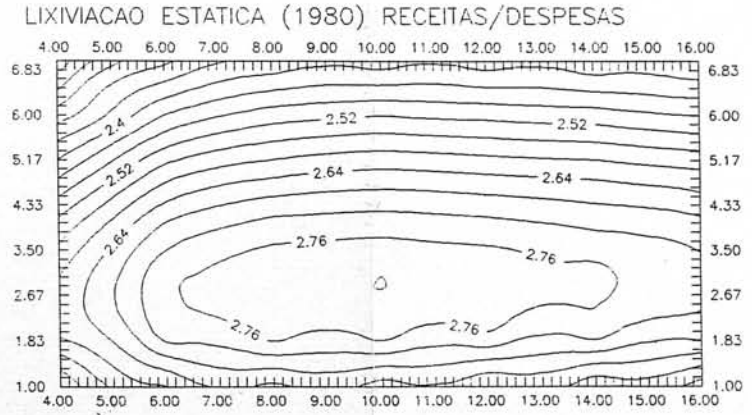
A relação *cash-flow*/investimento mantem um comportamento análogo ao verificado na situação conjuntural de 1984 e o seu comportamento simétrico em relação ao evidenciado pela T.I.R. O máximo absoluto é alcançado para um corte nos 200 g U_3O_8/t e para uma vida útil de 16 anos. Tal como na anterior


LIXIVIACAO ESTATICA (1980) - T.I.R.
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
6.83 6.00 5.17 4.33 3.50 2.67 1.83 1.00
46
40
34
28
52
46
40
34


LIXIVIACAO ESTATICA (1980) - CUSTO MEDIO DE PRODUCAO
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
6.83 6.00 5.17 4.33 3.50 2.67 1.83 1.00
1.84E+003
1.84E+003
1.72E+003
1.72E+003


LIXIVIACAO ESTATICA 1980 RESULTADO LIQUIDO (GEsc)
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
6.83 6.00 5.17 4.33 3.50 2.67 1.83 1.00
6
6
6.6
6.6
7.2
7.2
7.2


LIXIVIACAO ESTATICA (1980) CASH-FLOW/INVESTIMENTO
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
6.83 6.00 5.17 4.33 3.50 2.67 1.83 1.00
290
340
340
290
340
390


LIXIVIACAO ESTATICA (1980) RECEITAS/DESPESAS
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
6.83 6.00 5.17 4.33 3.50 2.67 1.83 1.00
2.4
2.52
2.52
2.52
2.64
2.64
2.64
2.76
2.76
2.76
2.76

conjuntura, se fixarmos o teor de corte, o máximo da curva resultante é obtido para uma vida útil situada no extremo superior do intervalo que define o seu domínio de existência.

O comportamento do rácio receitas / despesas é idêntico ao verificado no ano de 1984, com a diferença que existe uma ligeira translacção da superfície no sentido dos cortes decrescentes.

Globalmente, apenas se pode reforçar as considerações já desenvolvidas sobre a não equivalência dos critérios e sobre a sua margem de variação no estabelecimento dos vários extremos.

9.5 Modelo global para a solução baseada na lixiviação dinâmica

9.5.1 O algoritmo

A arquitectura do algoritmo, congénere à adoptada para a solução fundamentada na lixiviação estática, encontra-se conceptual e genericamente expressa no Capítulo 2 (pontos 2.1.5 e 2.1.8).

Os dados fundamentais são, também aqui, o teor de corte e a capacidade de produção, expressa em termos de vida útil. Também o algoritmo se encontra desenvolvido em cinco partes:

- Geração das reservas mineiras *in situ*:

O modelo aplicável é o mesmo que foi referenciado para a solução baseada na lixiviação estática.

- Cálculo das reservas mineiras exploráveis:

Também este modelo é absolutamente idêntico ao consignado na solução fundamentada na lixiviação estática.

Estabelecimento do plano de produção:

O modelo é o mesmo que na situação anterior - processo baseado na lixiviação estática.

Estimativa dos custos e investimentos:

Este módulo é distinto do correspondente para a lixiviação estática, apesar de os objectivos serem idênticos: determinação dos custos e investimentos, corpóreos e

incorpóreos, a partir das decisões fundamentais.

Determinação dos elementos da análise económica:
Tal como no algoritmo anterior, o objectivo último é o estabelecimento do *cash-flow* anual e acumulado, a partir do qual se podem calcular os diferentes critérios de rendibilidade. Para tal é incorporado o modelo da recuperação, o que permite estimar a produção.

A descrição do algoritmo é feita na mesma forma concisa, e refere-se à forma aplicável para o ano de 1988, diferindo as outras duas formas pelo valor dos parâmetros económicos de base.

```
*************************************************************************
**** ENTRADA DE DADOS
     teor de corte := tc;
     Vida Util := z;
     Preço de venda := cota /* (Unidades Esc/kg U3O8)*/
**** PARTE 1 - GERAÇÃO DAS RESERVAS MINEIRAS IN SITU
*************************************************************
**** COMPONENTE 1.1 - CALCULO DOS TEORES MEDIOS (EXPRESSOS EM %)
* Para cada zona do jazigo de Nisa, designada pelas letras de A a H, o res-
* pectivo teor médio é aqui representado por tmgi, com i variável e
* representando o teor médio mineiro "in situ" da zona i.
          tmga := 1.3098975 * tc + 0.0433035;
          tmgb := 1.16 * tc + 0.0356;
          tmgc := 1.0125 * tc + 0.037475;
          tmgd := 1.1275 * tc + 0.042625;
          tmge := 1.35375 * tc + 0.031246;
          tmgf := 1.4 * tc + 0.03743;
          tmgg := 0.9725 * tc + 0.036242;
          tmgh := 0.93644 * tc + 0.0398375;

**** 1.2 - CALCULO DA TONELAGEM DE MINÉRIO
* As tonelagens de minério in situ são aqui representadas por mingi, com  i
* variável de a a h. O total é representado por mingt.
          minga := (0.0256564 + 0.1859854 * tc) ^ -4.2268734;
          mingb := (0.1339967 + 0.652929 * tc) ^ -7.25;
          mingc := (0.848743 + 0.296462 * tc ) ^ -81;
          mingd := (0.24754 + 0.78118 * tc) ^ -8.8431;
          minge := (0.037167 + 0.49333 * tc) ^ -3.8269;
          mingf := (0.036718 + 0.40614 * tc ) ^ - 3.5;
          mingg := (1.35662 - 1.0843 * tc) ^ 35.3636;
```

```
        mingh := (2.28122 - 3.8548 * tc) ^ 14.73317;
        mingt := minga + mingb + mingc + mingd + minge + mingf + mingg +
                 mingh;

**** 1.3 - CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL (EXPRESSA EM OXIDO)
* As quantidades de metal estão representadas por oxgi, com i variável de a
* a h; t significa total.
        oxga := tmga * minga * 10;
        oxgb := tmgb * mingb * 10;
        oxgc := tmgc * mingc * 10;
        oxgd := tmgd * mingd * 10;
        oxge := tmge * minge * 10;
        oxgf := tmgf * mingf * 10;
        oxgg := tmgg * mingg * 10;
        oxgh := tmgh * mingh * 10;
        oxgt := oxga + oxgb + oxgc + oxgd + oxge + oxgf + oxgg + oxgh;
        tmgt := mingt/oxgt/10;

**** 1.4 - CALCULO DAS RELAÇÕES ESTÉRIL - MINÉRIO
* As relações estéril/minério são aqui representadas pelo símbolo emgi, com
* i variável de a a h, e podendo ainda tomar o valor t (total). No cálculo,
* o dividendo representa a quantidade de tal-qual de cada zona.
        emga := (9209564 - minga)/minga;
        emgb := (3759732 - mingb)/mingb;
        emgc := (1020600 - mingc)/mingc;
        emgd := ( 534240 - mingd)/mingd;
        emge := ( 663684 - minge)/minge;
        emgf := ( 203250 - mingf)/mingf;
        emgg := ( 100770 - mingg)/mingg;
        emgh := ( 375605 - mingh)/mingh;
        emgt := (1586445 - mingt)/mingt;

**** PARTE 2 - CALCULO DAS RESERVAS MINEIRAS EXPLORAVEIS
************************************************************
**** 2.1 - TAL-QUAL EXISTENTE EM CADA JAZIGO E EM CADA ZONA
* A quantidade de tal-qual existente em cada jazigo, ou em cada zona do
* jazigo de Nisa, após projecto da corta, é um dado que é aqui representado
* por talqi, com i variável entre a e o, além de t. O último caracter
* refere-se ao jazigo de Nisa se i valer de a a h; senão refere-se aos
* jazigos do Alto do Corgo (i), Maia (j), Palheiros de Tolosa (k), Tolosa
* (l), Mato da Póvoa (m), Meada (n) e Tarabau (o).
        talqa := 10110000;              talqb :=  4192000;
        talqc :=  1264000;              talqd :=   588000;
        talqe :=   790000;              talqf :=   240000;
```

```
talqg :=   101000;              talqh :=   424000;
talqi :=  1907794;              talqj :=  2970770;
talqk :=  1807114;              talql :=   580309;
talqm :=   348677;              talqn :=   396802;
talqo :=  1171813;              talqt := 26892279;

**** 2.2 - CaLCULO DA QUANTIDADE DE MINÉRIO
* No símbolo de cálculo mini, o último caracter i representa os jazigos ou
* zonas de jazigos atrás referenciados.
        mina := minga* 1.15             minb := mingb * 1.15;
        minc := mingc* 1.15             mind := mingd * 1.15;
        mine := minge* 1.15             minf := mingf * 1.15;
        ming := mingg* 1.15             minh := mingh * 1.15;
        mini := 60674;                  minj := 266326;
        mink := 61290;                  minl := 31860;
        minm := 25218;                  minn := 33971;
        mino := 98114;
        mint := mina + minb + minc + mind + mine + minf + ming + minh + mini +
                minj + mink + minl + minm + minn + mino;

**** 2.3 CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL
* Utiliza-se o símbolo oxi, referindo-se o último caracter a um jazigo ou
* zona de jazigo.
        oxa := oxga * 1.075;            oxb := oxgb * 1.075;
        oxc := oxgc * 1.075;            oxd := oxgd * 1.075;
        oxe := oxge * 1.075;            oxf := oxgf * 1.075;
        oxg := oxgg * 1.075;            oxh := oxgh * 1.075;
        oxi := 103973;                  oxj := 334514;
        oxk := 167132;                  oxl :=  55182;
        oxm :=  27396;                  oxn := 52328;
        oxo := 189805;
        oxt := oxa + oxb + oxc + oxd + oxe + oxf + oxg + oxh + oxi + oxj +
               oxk + oxl + oxm + oxn + oxo;

**** 2.4 - CALCULO DO TEOR MEDIO (KG/TON)
* Utiliza-se os símbolos tmi, tomando o último caracter o significado habitual;
        tma := oxa/mina;                tmb := oxb/minb;
        tmc := oxc/minc;                tmd := oxd/mind;
        tme := oxe/mine;                tmf := oxf/minf;
        tmg := oxg/ming;                tmh := oxh/minh;
        tmi := oxi/mini;                tmj := oxj/minj;
        tmk := oxk/mink;                tml := oxl/minl;
        tmm := oxm/minm;                tmn := oxn/minn;
        tmo := oxo/mino;                tmt := oxt/mint;
```

```
**** 2.5 CALCULO DAS RELAÇÕES ESTÉRIL:MINERIO
* Utiliza-se os símbolos emi, tomando o último caracter o significado habitual;
        ema := (talqa - mina)/mina;      emb := (talqb - minb)/minb;
        emc := (talqc - minc)/minc;      emd := (talqd - mind)/mind;
        eme := (talqe - mine)/mine;      emf := (talqf - minf)/minf;
        emg := (talqg - ming)/ming;      emh := (talqh - minh)/minh;
        emi := (talqi - mini)/mini;      emj := (talqj - minj)/minj;
        emk := (talqk - mink)/mink;      eml := (talql - minl)/minl;
        emm := (talqm - minm)/minm;      emn := (talqn - minn)/minn;
        emo := (talqo - mino)/mino;      emt := (talqt - mint)/mint;

**** PARTE 3 - ESTABELECIMENTO DO PLANO DE PRODUÇÃO
**************************************************
**** 3.1 PARAMETROS FIXADOS - PLANEAMENTO DA PRODUÇÃO EXPRESSO EM PERCENTAGEM
*    DA VIDA UTIL DO PROJECTO.
* A entrada duma área em exploração é representada por ni e a sua saída é
* representada por xi, tomando i o significado habitual. Os valores estão
* expressos em percentagem da vida útil do projecto.
        na := 0.00;      xa := 1.00;      nb := 0.21;      xb := 0.50;
        nc := 0.50;      xb := 0.67;      nd := 0.00;      xd := 0.15;
        ne := 0.22;      xe := 0.42;      nf := 0.14;      xf := 0.21;
        ng := 0.43;      xg := 0.51;      nh := 0.50;      xh := 0.64;
        ni := 0.64;      xi := 1.00;      nj := 0.15;      xj := 1.00;
        nk := 0.86;      xk := 1.00;      nl := 0.65;      xl := 0.85;
        nm := 0.29;      xm := 0.71;      nm := 0.51;      xm := 1.00
        no := 0.43;      xo := 0.85;

**** 3.2 PLANEAMENTO DA PRODUÇÃO
* As quantidades de tal-qual extraídas em cada ano, em cada jazigo, estão
* representadas por um vector designado por TVI[j], designando o caracter
* I o jazigo, ou zona do mesmo, e referindo-se o índice J ao ano de
* exploração. As quantidades de minério estão representadas pelo vector
* ORI[j] e as quantidades de metal por METI[j], mantendo-se a simbologia
* que temos utilizado.
FOR J:= 1 TO Z
    IF J <= z*na   THEN tva[j] := 0;
        ELSE IF j<z*na+1 AND (xa-na)*z < 1 THEN tva[j] := talqa;
        ELSE IF j<z*na+1 THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z)*(INT(z*na+1)-z*na);
        ELSE IF j <= z*xa THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z);
        ELSE IF j < z*xa+1 THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z)*(z*xa-INT(z*xa));
        ELSE tva[j] := 0;
    IF tva[j] <> 0 THEN ora[j] := talqa / talqt * mina;
        ELSE ora[j] := 0;
```

```
IF tva[j] <> 0 THEN meta[j] := talqa/talqt * oxa;
     ELSE meta [j] := 0;

IF J <= z*nb   THEN tvb[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nb+1 AND (xb-nb)*z < 1 THEN tvb[j] := talqb;
     ELSE IF j<z*nb+1 THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z)*(INT(z*nb+1)-z*nb);
     ELSE IF j <= z*xb THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z);
     ELSE IF j < z*xb+1 THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z)*(z*xb-INT(z*xb));
     ELSE tvb[j] := 0;
IF tvb[j] <> 0 THEN orb[j] := talqb / talqt * minb;
     ELSE orb[j] := 0;
IF tvb[j] <> 0 THEN metb[j] := talqb/talqt * oxb;
     ELSE metb [j] := 0;

IF J <= z*nc   THEN tvc[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nc+1 AND (xc-nc)*z < 1 THEN tvc[j] := talqc;
     ELSE IF j<z*nc+1 THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z)*(INT(z*nc+1)-z*nc);
     ELSE IF j <= z*xc THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z);
     ELSE IF j < z*xc+1 THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z)*(z*xc-INT(z*xc));
     ELSE tvc[j] := 0;
IF tvc[j] <> 0 THEN orc[j] := talqc / talqt * minc;
     ELSE orc[j] := 0;
IF tvc[j] <> 0 THEN metc[j] := talqc/talqt * oxc;
     ELSE metc [j] := 0;

IF J <= z*nd   THEN tvd[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nd+1 AND (xd-nd)*z < 1 THEN tvd[j] := talqd;
     ELSE IF j<z*nd+1 THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z)*(INT(z*nd+1)-z*nd);
     ELSE IF j <= z*xd THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z);
     ELSE IF j < z*xd+1 THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z)*(z*xd-INT(z*xd));
     ELSE tvd[j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN ord[j] := talqd / talqt * mind;
     ELSE ord[j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN metd[j] := talqd/talqt * oxd;
     ELSE metd [j] := 0;

IF J <= z*ne   THEN tve[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ne+1 AND (xe-ne)*z < 1 THEN tve[j] := talqe;
     ELSE IF j<z*ne+1 THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z)*(INT(z*ne+1)-z*ne);
     ELSE IF j <= z*xe THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z);
     ELSE IF j < z*xe+1 THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z)*(z*xe-INT(z*xe));
     ELSE tve[j] := 0;
IF tve[j] <> 0 THEN ore[j] := talqe / talqt * mine;
     ELSE ore[j] := 0;
```

```
IF tve[j] <> 0 THEN mete[j] := talqe/talqt * oxe;
     ELSE mete [j] := 0;

IF J <= z*nf   THEN tvf[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nf+1 AND (xf-nf)*z < 1 THEN tvf[j] := talqf;
     ELSE IF j<z*nf+1 THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z)*(INT(z*nf+1)-z*nf);
     ELSE IF j <= z*xf THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z);
     ELSE IF j < z*xf+1 THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z)*(z*xf-INT(z*xf));
     ELSE tvf[j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN orf[j] := talqf / talqt * minf;
     ELSE orf[j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN metf[j] := talqf/talqt * oxf;
     ELSE metf [j] := 0;

IF J <= z*ng   THEN tvg[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ng+1 AND (xg-ng)*z < 1 THEN tvg[j] := talqg;
     ELSE IF j<z*ng+1 THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z)*(INT(z*ng+1)-z*ng);
     ELSE IF j <= z*xg THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z);
     ELSE IF j < z*xg+1 THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z)*(z*xg-INT(z*xg));
     ELSE tvg[j] := 0;
IF tvg[j] <> 0 THEN org[j] := talqg / talqt * ming;
     ELSE org[j] := 0;
IF tvg[j] <> 0 THEN metg[j] := talqg/talqt * oxg;
     ELSE metg [j] := 0;

IF J <= z*nh   THEN tvh[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nh+1 AND (xh-nh)*z < 1 THEN tvh[j] := talqh;
     ELSE IF j<z*nh+1 THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z)*(INT(z*nh+1)-z*nh);
     ELSE IF j <= z*xh THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z);
     ELSE IF j < z*xh+1 THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z)*(z*xh-INT(z*xh));
     ELSE tvh[j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN orh[j] := talqh / talqt * minh;
     ELSE orh[j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN meth[j] := talqh/talqt * oxh;
     ELSE meth [j] := 0;

IF J <= z*ni   THEN tvi[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ni+1 AND (xi-ni)*z < 1 THEN tvi[j] := talqi;
     ELSE IF j<z*ni+1 THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z)*(INT(z*ni+1)-z*ni);
     ELSE IF j <= z*xi THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z);
     ELSE IF j < z*xi+1 THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z)*(z*xi-INT(z*xi));
     ELSE tvi[j] := 0;
IF tvi[j] <> 0 THEN ori[j] := talqi / talqt * mini;
     ELSE ori[j] := 0;
```

```
IF tvi[j] <> 0 THEN meti[j] := talqi/talqt * oxi;
     ELSE meti [j] := 0;

IF J <= z*nj   THEN tvj[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nj+1 AND (xj-nj)*z < 1 THEN tvj[j] := talqj;
     ELSE IF j<z*nj+1 THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z)*(INT(z*nj-1)-z*nj);
     ELSE IF j <= z*xj THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z);
     ELSE IF j < z*xj+1 THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z)*(z*xj-INT(z*xj));
     ELSE tvj[j] := 0;
IF tvj[j] <> 0 THEN orj[j] := talqj / talqt * mjnj;
     ELSE orj[j] := 0;
IF tvj[j] <> 0 THEN metj[j] := talqj/talqt * oxj;
     ELSE metj [j] := 0;

IF J <= z*nk   THEN tvk[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nk+1 AND (xk-nk)*z < 1 THEN tvk[j] := talqk;
     ELSE IF j<z*nk+1 THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z)*(INT(z*nk+1)-z*nk);
     ELSE IF j <= z*xk THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z);
     ELSE IF j < z*xk+1 THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z)*(z*xk-INT(z*xk));
     ELSE tvk[j] := 0;
IF tvk[j] <> 0 THEN ork[j] := talqk / talqt * mjnk;
     ELSE ork[j] := 0;
IF tvk[j] <> 0 THEN metk[j] := talqk/talqt * oxk;
     ELSE metk [j] := 0;

IF J <= z*nl   THEN tvl[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nl+1 AND (xl-nl)*z < 1 THEN tvl[j] := talql;
     ELSE IF j<z*nl+1 THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z)*(INT(z*nl-1)-z*nl);
     ELSE IF j <= z*xl THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z);
     ELSE IF j < z*xl+1 THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z)*(z*xl-INT(z*xl));
     ELSE tvl[j] := 0;
IF tvl[j] <> 0 THEN orl[j] := talql / talqt * mjnl;
     ELSE orl[j] := 0;
IF tvl[j] <> 0 THEN metl[j] := talql/talqt * oxl;
     ELSE metl [j] := 0;

IF J <= z*nm   THEN tvm[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nm+1 AND (xm-nm)*z < 1 THEN tvm[j] := talqm;
     ELSE IF j<z*nm+1 THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z)*(INT(z*nm-1)-z*nm);
     ELSE IF j <= z*xm THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z);
     ELSE IF j < z*xm+1 THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z)*(z*xm-INT(z*xm));
     ELSE tvm[j] := 0;
IF tvm[j] <> 0 THEN orm[j] := talqm / talqt * mjnm;
     ELSE orm[j] := 0;
```

```
    IF tvm[j] <> 0 THEN metm[j] := talqm/talqt * oxm;
         ELSE metm [j] := 0;

    IF J <= z*nn   THEN tvn[j] := 0;
         ELSE IF j<z*nn+1 AND (xn-nn)*z < 1 THEN tvn[j] := talqn;
         ELSE IF j<z*nn+1 THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z)*(INT(z*nn+1)-z*nn);
         ELSE IF j <= z*xn THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z);
         ELSE IF j < z*xn+1 THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z)*(z*xn-INT(z*xn));
         ELSE tvn[j] := 0;
    IF tvn[j] <> 0 THEN orn[j] := tanqn / tanqt * njnn;
         ELSE orn[j] := 0;
    IF tvn[j] <> 0 THEN metn[j] := tanqn/tanqt * oxn;
         ELSE metn [j] := 0;

    IF J <= z*no   THEN tvo[j] := 0;
         ELSE IF j<z*no+1 AND (xo-no)*z < 1 THEN tvo[j] := talqo;
         ELSE IF j<z*no+1 THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z)*(INT(z*no+1)-z*no);
         ELSE IF j <= z*xo THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z);
         ELSE IF j < z*xo+1 THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z)*(z*xo-INT(z*xo));
         ELSE tvo[j] := 0;
    IF tvo[j] <> 0 THEN oro[j] := tanqo / tanqt * njno;
         ELSE oro[j] := 0;
    IF tvo[j] <> 0 THEN meto[j] := tanqo/tanqt * oxo;
         ELSE meto [j] := 0;


FOR J := 1 TO Z
    tvt[j] := tva[j] + tvb[j] + tvc[j] + tvd[j] + tve[j] + tvf[j] + tvg[j] +
              tvh[j] + tvi[j] + tvj[j] + tvk[j] + tvl[j] + tvm[j] + tvn[j] +
              tvo[j];
    ort[j] := ora[j] + orb[j] + orc[j] + ord[j] + ore[j] + orf[j] + org[j] +
              orh[j] + ori[j] + orj[j] + ork[j] + orl[j] + orm[j] + orn[j] +
              oro[j];
    mett[j] := meta[j] + metb[j] + metc[j] + metd[j] + mete[j] + metf[j] +
               metg[j] + meth[j] + meti[j] + metj[j] + metk[j] + metl[j] +
               metm[j] + metn[j] + meto[j];

* Os passos seguintes referem-se ao cálculo do teor médio do minério
* produzido em cada ano, representado por TEOR[j], e do minério transportado
* para o tratamento representado por TRANS[j];
FOR J := 1 to Z
    teor[j] := mett[j]/ort[j];
    trans[j] := ori[j] + orj[j] + ork[j] + orl[j] + orm [j] + orn[j] + oro[j];
```

```
**** PARTE 4 - CALCULO DOS CUSTOS E INVESTIMENTOS
************************************************
* 4.1 - LAVRA
* Cálculo da capacidade diária de extracção de tal-qual - CAP1.
    cap1 := talqt/(z*250);
* Cálculo do investimento inicial na lavra - INVLAV:
    inlav := 207398.43 + 106.99719 * cap1;
* Cálculo da razão entre o investimento de substituição e o investimento
* inicial - RAZIV:
    raziv := 0.12461 * z - 0.446;
* Estimativa do investimento de substituição na lavra - INVSUB:
    invsub := invlav * raziv;
* Cálculo do custo da extracção da tonelada de tal-qual - CULAV:
    culav := 119.1233 + 90324.148/cap1;

* 4.2 - TRATAMENTO
* Capacidade horária de tratamento - CAP2:
    cap1 := mint/(z*343*24);
* Estimativa do investimento - INVTRAT:
    invtrat := EXP(0.01349 * cap2 + 0.05748 * LN(tmt) + 13.98378);
* Estimativa do custo operatório (Esc/ton) : CUTRAT:
    cutrat := 4972.31 * cap2 ^ -0.2934;
* Os investimentos nos terrenos (INVTER), abastecimento de água (INVAG),
* laboratório (INVLAB), acessos (INVAC), oficinas (INVOF), energia (INVEN),
* barragem de estéreis (INVBAR) e equipamento social (INVEQ) são fixos, isto
* é, independentes da dimensão do projecto. Os restantes parcelas do
* investimento, a engenharia (INVENG), as despesas de arranque (INVARR),
* o fundo de maneio (INVMAN), os imprevistos (INVIMP) são calculados
* do modo seguinte:
    invter := 94000;                    invag := 54400;
    invlab := 24000;                    invac := 37500;
    invof  := 150500;                   inven := 25000;
    invbar := 48000;                    inveq := 200000;
    inveng := 0.07 * invlav + 0.15 * (invtrat + invag + invac + inven +
              invbar + inveq);
    invarr := 2.25 * 30 * cutrat * cap2 * 24 / 1000;
    invman := 6 * 30 * cutrat *cap2 * 24 /1000 + 125 * culav * cap1/1000;
    invimp := 0.15 * (invlav + invtrat + invter + invag + invlab + invac +
              invof + inven + invbar + inveq + inveng) /1000;
    invtot := invlav + invtrat + invter + invag + invlab + invac + invof +
              inven + invbar + inveq + inveng + invarr + invman+ invimp;
* Os custos fixos industriais (CUFIX) e os custos administrativos (CUAD) são
* estimados através de:
    hh := 664;  /* Custo do homem hora */
```

```
    cufix := 4.6374 * (cap2*24) ^ 0.3655 * 168 * hh * 14 / 1000;
    cuad := 6.489 * (cap2*24) ^ 0.2926 * 168 * hh * 14 /1000;

**** PARTE 5 - DETERMINAÇÃO DOS ELEMENTOS DA ANALISE ECONOMICA
*****************************************************************
* Definição das constantes:
    dist := 15;    /* distância média (km)*/
    tonkm := 12;   /* custo unitário transporte (Esc/ ton x km )
FOR J := 1 TO z

    * Cálculo da evolução temporal da relação E/M - vector STRIP[j]
        strip[j] := (tvt[j] - ort[j]) / ort[j];
    * Cálculo do custo médio anual de extracção duma tonelada de minério,
    * representada pelo vector UNIT[j] (unidades: Esc/ton minério)
        unit[j] := culav * strip [j];
    * Cálculo do dispêndio anual na exploração mineira, vector CUMIN[j],
    * (Unidades: kEsc/ano)
        cumin[j] := unit[j] * ort[j] / 1000;
    * Cálculo do vector CUTRANS[j] que representa o custo anual do transporte
    * (Unidades: kEsc/ano)
        cutrans[j] := trans[j] * dist * tonkm / 1000;
    * Cálculo do rendimento do tratamento de minérios - vector RECUP[j]
        teor[j] := teor[j] / 10; /*Expressão do teor em */
        recup[j] := (teor[j]-(0.0019 * LN(teor[j]) * + 0.02181))/teor[j];
    * Determinação do vector produção de concentrado (Unidades kg U3O8)
    * PROD[j]
        prod[j] := ort[j] * teor[j] * recup[j] * 10;
    * Determinação do custo anual do tratamento de minérios, CUTRAT[j]
        cuconc[j] := cutrat / 1000 * ort[j];
    * Determinação dos custos fixos industrias : CUFIXIN[j]
        cufixin[j] := cufix;
    * Determinação das despesas administrativas e encargos gerais: vector
    * CUADMIN[j]
        cuadmin[j] := cuad;
    * Determinação dos dispêndios anuais totais : vector CUTOT[j]
        cutot[j] := cumin[j] + cutrans[j] + cutrat[j] + cufixin[j] +
        cuadmin[j];

* Determinação do vector INVEST[j]
    invest[-3] := 0.05 * invtot;
    invest[-2] := 0.35 * invtot;
    invest[-1] := 0.6 * invtot;
    invest[1] := invest[2] := 0;
```

```
FOR J := 3 TO z
    invest[j] := invsub / (z-2);

* Determinação do CASH-FLOW
FOR J := -3 TO z
        IF J := 0 THEN NEXT J
        ELSE
    * Determinação do fluxo negativo de caixa - FLUXNEG[j]
    fluxneg[j] := invest[j] + cutot[j];
    * Determinação das receitas - vector REC[j] (Unidades kEsc/ano):
        rec[j] := prod[j] * cota / 1000;
    * Determinação do cash-flow : vector CASH[j] (Unidades: kEsc/ano)
        cash[j] := rec[j] - fluxneg[j];
    * Determinação do cash-flow acumulado : vector CASHCUM[j]
        IF J:= -3 THEN cashcum[j] := cash[j];
        ELSE cashcum[j] := cashcum[j-1] + cash[j];
```

9.5.2 A exploração do modelo; Ano de 1988

O domínio de existência arbitrado para o teor de corte varia entre 0,02 e 0,07 % em U_3O_8, enquanto que a vida útil poderá variar entre os 4 e os 16 anos. O incremento do extremo inferior do domínio relativo ao teor de corte deve-se aos custos mais elevados deste processo, originando rendibilidades fortemente negativas para cortes baixos. Apresentamos um exemplo do *out-put* do programa de cálculo.

```
*****************************************************************************
          CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO DINAMICA - ANO DE 1988
*****************************************************************************
                        ENTRADA DE DADOS
TEOR DE CORTE (%) - 0.05% U3O8          PREÇO DE VENDA (ESC/KG) - 6000
VIDA UTIL (ANOS) - 10
*****************************************************************************
            GERAÇÃO DAS RESERVAS MINEIRAS "IN SITU"

        TEOR      QUANTIDADE    QUANTIDADE     TONELADAS      RELAÇÃO
        MÉDIO     MINÉRIO       METAL          DE TAL-QUAL    E/M
        (%)       (TON)         (KG U3O8)
ZONA A  0.109     1433397       1559513        9209564        5.42
ZONA B  0.094      438572        410503        3759732        7.57
ZONA C  0.088      144563        127360       21020600        6.06
ZONA D  0.099       63005         62375         534240        7.48
```

ZONA E	0.099	42254	41803	663684	14.71
ZONA F	0.107	22583	24261	203250	8.00
ZONA G	0.085	11424	9696	100770	7.82
ZONA H	0.087	51536	44661	375605	6.29

CALCULO DAS RESERVAS MINEIRAS EXPLORAVEIS

	TONELADAS DE TAL-QUAL CORRIGIDAS	QUANTIDADE MINÉRIO (TONS)	QUANTIDADE METAL (KG U3O8)	TEOR MÉDIO (KG/TON)	RELAÇÃO E/M
ZONA A	10110000	1648407	1676476	1.017	5.13
ZONA B	4192000	504358	441291	0.875	7.31
ZONA C	1264000	166248	136912	0.824	6.60
ZONA D	588000	71456	67053	0.925	7.12
ZONA E	790000	48592	44938	0.925	15.26
ZONA F	240000	25971	26081	1.004	8.24
ZONA G	101000	13138	10423	0.793	6.69
ZONA H	424000	59267	48011	0.810	6.15
SUB-TOTAL	17709000	2538435	2451185	0.966	5.98
PERCENTAGEM	65.85%	81.47%	72.94%		
NUCLEO A					
ALTO DO CORGO	1907794	60764	103973	1.711	30.40
MAIA	2970770	266326	334514	1.256	10.15
PALHEIROS TOL.	1807114	61290	167132	2.727	28.48
TOLOSA	580309	31860	55182	1.732	17.21
SUB-TOTAL	7265987	420240	660801	1.572	16.29
PERCENTAGEM	27.02%	13.49%	19.54%		
NUCLEO B					
MATO DA POVOA	384677	25218	27396	1.086	12.83
MEADA	396802	33971	52328	1.540	10.68
TARABAU	1171813	98114	189805	1.935	10.94
SUB-TOTAL	1917292	157303	269529	1.713	11.19
PERCENTAGEM	7.13%	5.05%	8.97%		
TOTAL	26892279	3115978	3381515	1.085	7.63

****

PLANO DE PRODUÇÃO GLOBAL

ANO	TAL-QUAL (TONS)	MINÉRIO (TONS)	TEOR MÉDIO (KG/TON)	RELACÃO E/M	MINÉRIO TRANS-PORTADO (TONS)
1	1403000	213144	0.996	5.6	0
2	1587465	226919	1.023	6.0	15666
3	3054780	377304	0.980	7.1	32792
4	3631285	408978	1.030	7.9	45925
5	3513003	407990	1.037	7.6	51235
6	3190554	376499	1.088	7.5	71532
7	3226862	342383	1.166	8.4	92154
8	2509187	259106	1.227	8.7	94265
9	2397498	252566	1.196	8.5	87725
10	2378646	251088	1.172	8.5	86247
TOTAL	26892279	3115978	1.085	7.6	577543

****

INVESTIMENTOS E CUSTOS

LAVRA MINEIRA

CAPACIDADE EXTRACÇÃO (TON TAL-QUAL/DIA)- 10756.9
INVESTIMENTO INICIAL (kESC) - 1358357
RAZÃO INVESTIMENTO SUBSTITUIÇÃO / INVESTIMENTO INICIAL - 0.8
INVESTIMENTO SUBSTITUIÇÃO (kESC) - 1086821
CUSTO EXTRACÇÃO (ESC/TON TAL-QUAL) - 128

TRATAMENTO DE MINÉRIOS

CAPACIDADE (TON MINERIO/DIA) - 908
CAPACIDADE (TONS/HORA) - 37.9
INVESTIMENTO (kESC) - 1980985
CUSTO OPERATORIO (ESC/TON) - 1712

OUTROS

TRANSPORTE (ESC/TON x KM) -12 MÃO DE OBRA (ESC /HOMEM HORA) - 664
CUSTOS FIXOS INDUST. (kESC/ANO) - 87325 CUSTOS ADMIN.(kESC/ANO)- 53502
TERRENOS (kESC) - 94000 ABASTECIMENTO AGUA (kESC) - 54400
LABORATORIO (kESC) - 24000 ACESSOS (kESC) - 37500
OFICINAS, ARMAZ., ESCRIT. (kESC)-150500 ENERGIA ELÉCTRICA (kESC) - 25000
BARRAGEM ESTÉREIS (kESC) - 48000 EQUIPAMENTO SOCIAL (kESC) - 200000
ENGENHARIA (kESC) - 439543 DESPESAS DE ARRANQUE (kESC) - 104991
FUNDO MANEIO (kESC) - 451441 IMPREVISTOS (kESC) - 661843

INVESTIMENTO TOTAL INICIAL - 5630558

****

DETERMINAÇÃO DO CASH-FLOW

	LAVRA			TRATAMENTO		
ANO	CUSTO OPERATORIO (ESC/T MIN.)	CUSTO OPERATORIO (KESC/ANO)	CUSTO TRANSPORTE (ESC/ANO)	RENDIMENTO (%)	PRODUÇÃO (kG U3O8)	CUSTO OPERATORIO (kESC/ANO)
1	711.9	151731	0	82.51	175203	364940
2	764.6	173497	2820	82.91	192371	388524
3	904.9	341432	5903	82.24	303999	646009
4	1004.7	410909	8267	83.02	349895	700241
5	970.5	395952	9222	83.12	351664	698548
6	953.1	358849	12876	83.83	343380	644630
7	1074.3	367829	16588	84.80	338480	586219
8	1107.4	286931	16968	85.47	271719	443633
9	1083.0	273522	15791	85.14	257204	432436
10	1080.5	271306	15525	84.96	249655	429906
TOTAL		3031957	103958		2833570	5335084
MÉDIA	973.0	303196	10396	83.79	283357	533508
ESC/T TAL-QUAL		113	3.9			198.4
ESC/T MIN.		973	33.4			1712
ESC/KG U3O8		1070	37			1883

ANO	CUSTOS TOTAIS (kESC)	INVESTI-MENTOS (kESC)	FLUXO NEGATIVO (kESC)	RECEITAS (kESC)	CASH-FLOW (kESC)	CASH-FLOW ACUMULADO (kESC)
-3		281528	281528		-281528	-281528
-2		1970695	1970695		-1970695	-2252223
-1		3378335	3378335		-3378335	-5630558
1	657497		657497	1051217	393720	-5236838
2	705668		705668	1154227	448559	-4788279
3	1134170	135853	1270023	1823994	553972	-4234308
4	1260243	135853	1396095	2099371	703276	-3531032
5	1244549	135853	1380401	2109982	729580	-2801452
6	1157181	135853	1293034	2060281	767427	-2034205
7	1111462	135853	1247315	2030883	783568	-1250637
8	888358	135853	1024211	1630315	606104	-644533
9	862575	135853	998428	1543221	544793	-99740
10	857563	136853	993416	1497928	504512	404773
TOTAL	9879267	6717380	16596647	17001419	404773	
MÉDIA	899299	671738	1659665	1700142	40477	
ESC/T T.Q.	267.5	249.5	617.2	632.2	15.1	
ESC/T MIN	1494	2156	5326	5456	130	
ESC/KG U3O8	2898	2371	5857	6000	143	

****

CRITÉRIOS DE RENDIBILIDADE

TAXA INTERNA DE RENDIBILIDADE - 1,15 %

CUSTO MÉDIO DE PRODUÇÃO - 5857 ESC/KG U3O8

RESULTADO LIQUIDO - 0,40 (GESC)

CASH-FLOW/INVESTIMENTO - 6,30 %

RECEITAS / DESPESAS - 1,02 %

****

Na exploração sistemática do modelo fez-se variar o teor de corte entre os limites referidos, em incrementos de 0,01% U_3O_8. A vida útil variou em incrementos de 2 em 2 anos, resultando deste modo 42 situações distintas para as quais se calcularam as cinco funções objectivo que temos considerado.

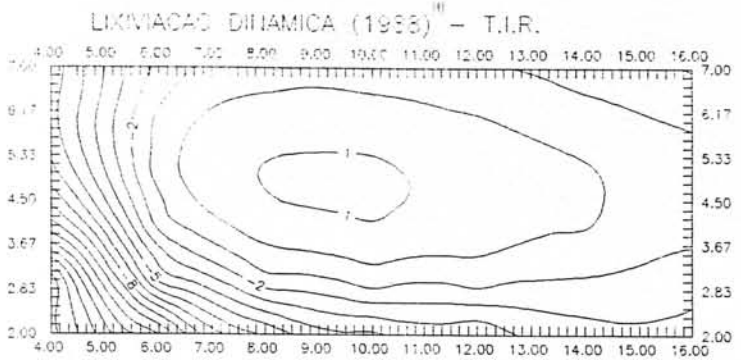
Os resultados globais são apresentados nos quadros seguintes. Mantém-se a extensão puramente algébrica ao domínio de existência da T.I.R.

CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO DINAMICA - 1988
EXPLORAÇÃO DO MODELO

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,02		10753	-15,77	-61,84	0,56
4	0,03	-16,56	8281	-7,30	-42,23	0,72
4	0,04	-10,44	7261	-3,82	-28,23	0,83
4	0,05	-7,37	6835	-2,37	-20,53	0,88
4	0,06	-6,34	6702	-1,85	-17,91	0,90
4	0,07	-6,64	6733	-1,80	-18,78	0,89
6	0,02	-10,96	7477	-4,90	-36,39	0,80
6	0,03	-4,86	6583	-1,87	-17,21	0,91
6	0,04	-1,73	6197	-0,60	-6,24	0,97
6	0,05	-0,60	6067	-0,19	-2,23	0,99
6	0,06	-0,77	6086	-0,23	-2,84	0,99
6	0,07	-1,75	6199	-0,49	-6,41	0,97
8	0,02	-5,83	6743	-2,47	-25,47	0,89
8	0,03	-1,44	6173	-0,55	-6,38	0,97
8	0,04	0,56	5934	0,20	2,54	1,01

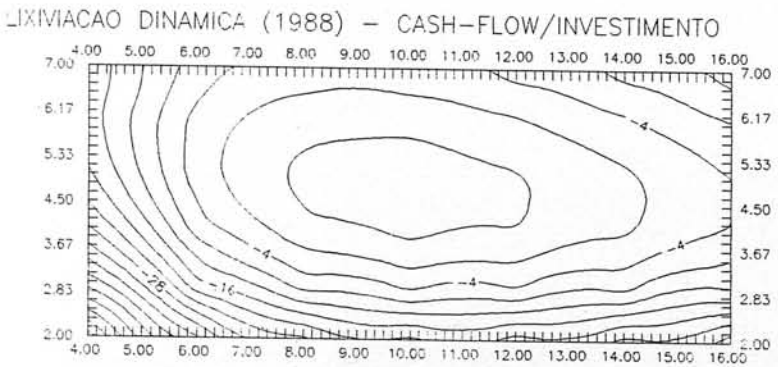
Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
8	0,05	1,04	5878	0,35	4,71	1,02
8	0,06	0,54	5936	0,17	2,43	1,01
8	0,07	-0,57	6070	-0,17	-2,54	0,99
10	0,02	-4,18	6532	-1,76	-20,65	0,92
10	0,03	-0,59	6073	-0,23	-3,06	0,99
10	0,04	0.92	5886	0,34	4,87	1,02
10	0,05	1,15	5857	0,40	6,03	1,02
10	0,06	0,55	5930	0,18	2,86	1,01
10	0,07	-0,56	6073	-0,18	-2,84	0,99
12	0,02	-3,85	6498	-1,65	-21,48	0,92
12	0,03	-0,67	6086	-0,28	-3,92	0,99
12	0,04	0,60	5922	0,24	3,57	1,01
12	0,05	0,72	5905	0,27	4,25	1,02
12	0,06	0,11	5985	0,04	0,65	1,00
12	0,07	-0,95	6132	-0,32	-5,41	0,98
14	0,02		6541	-1,80	-25,08	0,92
14	0,03	-1,12	5150	-0,48	-7,24	0,98
14	0,04	0,03	5996	0,01	0,17	1,00
14	0,05	0,10	5985	0,04	0,68	1,00
14	0,06	-0,48	6069	-0,18	-3,08	0,99
14	0,07	-1,48	6218	-0,54	-9,26	0,96
16	0,02		6622	-2,06	-30,33	0,91
16	0,03	-1,74	6240	-0,77	-12,05	0,96
16	0,04	-0,64	6091	-0,27	-4,50	0,99
16	0,05	-0,56	6083	-0,23	-3,96	0,99
16	0,06	-1,12	6168	-0,44	-7,70	0,97
16	0,07	-2,07	6320	-0,79	-13,87	0,95

Nos gráficos seguintes mantém-se as coordenadas já referidas no caso da lixiviação estática: o eixo das abcissas representa a vida útil do projecto, expressa em anos, e o eixo das ordenadas representa o teor de corte, expresso em kg / ton x 10.


LIXIVIACAO DINAMICA (1988) - T.I.R.
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
7.00 6.17 5.33 4.50 3.67 2.83 2.00
-2
1
-1
-6
-5
-2

LIXIVIACAO DINAMICA (1988) CUSTO MEDIO DE PRODUCAO
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
7.00 6.17 5.33 4.50 3.67 2.83 2.00
6.4E+003
6.8E+003
6E+003
6E+003
6E+003

LIXIVIACAO DINAMICA (1988) - RESULTADO LIQUIDO
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
7.00 6.17 5.33 4.50 3.67 2.83 2.00
0
0
0
0
-2


LIXIVIACAO DINAMICA (1988) - CASH-FLOW/INVESTIMENTO
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
7.00 6.17 5.33 4.50 3.67 2.83 2.00
-4
-4
-4
-4
-28
-16

LIXIVIACAO DINAMICA (1988) RECEITAS/DESPESAS
4.00 5.00 6.00 7.00 8.00 9.00 10.00 11.00 12.00 13.00 14.00 15.00 16.00
7.00 6.17 5.33 4.50 3.67 2.83 2.00
1
1
0.92

Os resultados evidenciam claramente a inviabilidade da alternativa relativamente à situação conjuntural considerada, havendo uma unânimidade absoluta dos critérios. Convém, apesar disso, analisar o comportamento das várias funções objectivo relativamente às variáveis básicas.

A taxa interna de rendibilidade, dentro da concepção generalizada que adoptamos, apresenta um máximo numa região restrita em torno dum teor de corte de 500 g U_3O_8/t e duma vida útil cifrada em 10 anos. A superfície representativa da T.I.R. é fortemente decrescente para os baixos teores (menos de 350 g U_3O_8/t) e para capacidades de produção elevadas (vidas úteis inferiores a 7 anos).

O custo médio de produção mínimo é obtido para o mesmo valor das variáveis básicas que maximizavam a T.I.R. - corte nos 500 g U_3O_8/t e vida útil de 10 anos. A superfície representativa da função objectivo tem a forma dum vale suave apenas com uma encosta relativamente íngreme - para cortes baixos e cadências de produção elevadas.

Para o resultado líquido continuam a manter-se constantes os valores das variáveis independentes que maximizam o critério. A superfície representativa da função apresenta a forma dum extenso planalto com apenas um flanco com elevado declive. Este ergue-se a partir da origem e denota, tal como nas anteriores funções, a mesma forte dependência relativamente a valores baixos das variáveis independentes.

A relação *cash-flow*/investimento apresenta também o seu valor máximo na mesma região que as outras funções objectivo. A elevada concentração de iso-linhas abaixo dos 350 g U_3O_8/t evidencia a forte influência dos baixos teores no critério.

Finalmente, o rácio receitas/despesas tem um comportamento praticamente idêntico ao manifestado pelo resultado líquido - um extenso planalto com um flanco íngreme. Também o valor máximo é aqui alcançada para os mesmos valores das variáveis independentes que maximizavam os outros critérios.

Da análise conjunta há dois factos relevantes a reter: nesta situação conjuntural fortemente desfavorável, os óptimos são alcançados sempre para os mesmos valores das decisões

básicas qualquer que seja o critério utilizado e, há um evidente paralelismo no comportamento das funções objectivo. Este facto é novo relativamente às situações já exploradas e apenas a análise do comportamento da alternativa tecnológica a outras situações conjunturais poderá sugerir uma interpretação correcta.

9.4.3 A exploração do modelo: ano de 1984

Utilizou-se, na exploração sistemática do modelo de cálculo, a mesma metodologia que nas anteriores situações. A forma de apresentação dos resultados é também idêntica: valores numéricos discretos e representações gráficas contínuas estimadas por *krigagem* para cada função objectivo.

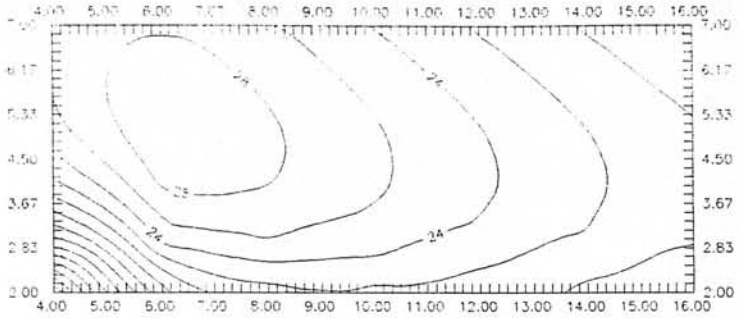
CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO DINAMICA - 1984
EXPLORAÇÃO DO MODELO

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,02	0,36	7145	0,18	1,09	1,01
4	0,03	13,62	5546	5,29	46,19	1,30
4	0,04	21,36	4876	7,03	77,45	1,48
4	0,05	25,15	4592	7,39	94,63	1,57
4	0,06	26,37	4500	7,13	101,07	1,60
4	0,07	26,01	4517	6,59	100,32	1,59
6	0,02	17,21	5024	7,22	80,38	1,43
6	0,03	24,46	4414	8,92	121,92	1,63
6	0,04	28,07	4142	9,25	144,57	1,74
6	0,05	29,28	4042	8,95	152,88	1,78
6	0,06	28,98	4044	8,33	151,64	1,78
6	0,07	27,76	4110	7,59	144,58	1,75
8	0,02	21,19	4513	8,92	131,13	1,60
8	0,03	25,92	4108	9,89	167,30	1,75
8	0,04	27,97	3928	9,90	183,72	1,83
8	0,05	28,29	3874	9,42	186,46	1,86
8	0,06	27,53	3900	8,72	180,58	1,85
8	0,07	26,13	3978	7,92	169,71	1,81

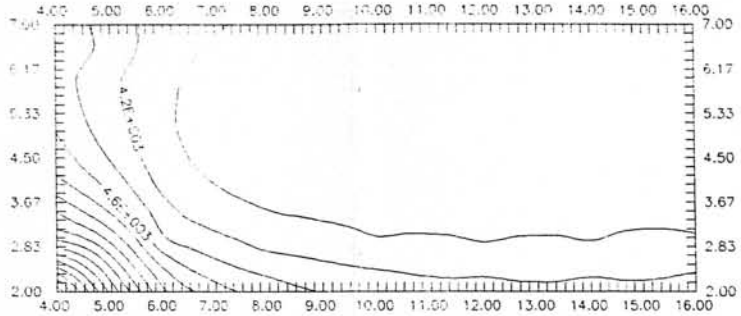
Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
10	0,02	21,53	4340	9,49	163,57	1,66
10	0,03	24,99	4005	10,22	195,68	1,80
10	0,04	26,29	3858	10,11	207,90	1,87
10	0,05	26,23	3821	9,57	206,96	1,88
10	0,06	25,31	3855	8,87	198,03	1,87
10	0,07	23,91	3937	8,02	184,68	1,83
12	0,02	20,73	4282	9,68	184,67	1,68
12	0,03	23,46	3978	10,31	213,87	1,81
12	0,04	24,36	3846	10,15	223,16	1,87
12	0,05	24,10	3816	9,59	219,68	1,89
12	0,06	23,14	3853	8,84	208,66	1,87
12	0,07	21,77	3938	8,02	193,61	1,83
14	0,02	14,49	4276	9,70	198,42	1,86
14	0,03	21,75	3986	10,28	225,53	1,81
14	0,04	22,39	3861	10,11	232,72	1,86
14	0,05	22,04	3834	9,54	227,44	1,88
14	0,06	21,08	3874	8,78	214,94	1,86
14	0,07	19,79	3959	7,97	198,70	1,82
16	0,02	18,23	3296	9,64	207,20	1,68
16	0,03	20,17	3013	10,20	232,79	1,79
16	0,04	20,65	3890	10,02	238,45	1,85
16	0,05	20,25	3865	9,45	231,86	1,86
16	0,06	19,32	3906	8,70	218,30	1,84
16	0,07	18,09	3991	7,89	201,23	1,80

A taxa interna de rendibilidade apresenta valores bastante mais elevados do que em 1988, evidenciando uma situação conjuntural mais favorável. O máximo, cerca de 30%, seria obtido para um corte no teor de 500 g U_3O_8/t, e para uma vida útil de 6 anos. Se descrevermos as isolinhas que representam a função objectivo como tendo uma forma muito grosseiramente elíptica o primeiro factor digno de realce é a circunstância de os eixos não serem paralelos aos eixos coordenados. É também evidente a impossibilidade da utilização de cortes baixos conjugados com cadências de produção intensas, se esta for a função objectivo padrão.

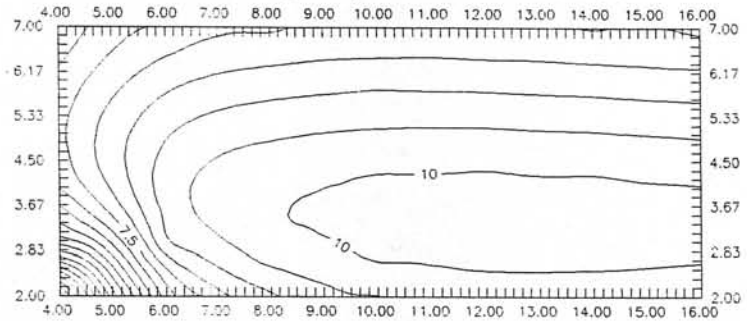
LIXIVIACAO DINAMICA (1984) - T.I.R.



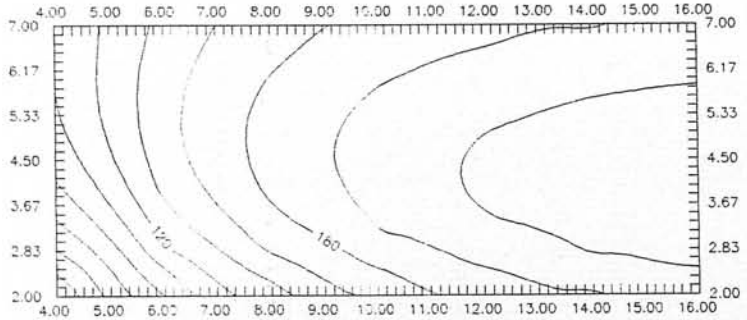
LIXIVIACAO DINAMICA (1984) CUSTO MEDIO PRODUCAO



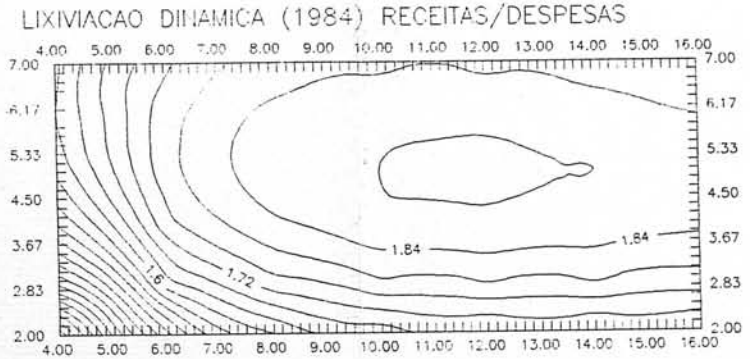
LIXIVIACAO DINAMICA (1984) RESULTADO LIQUIDO



LIXIVIACAO ESTATICA (1984) CASH-FLOW/INVESTIMENTO(%)



LIXIVIACAO DINAMICA (1984) RECEITAS/DESPESAS



O custo médio de produção mínimo pode ser obtido para um corte nos 500 g U_3O_8/t e para uma vida útil do projecto de 12 anos - cerca de 3800 Esc/kg U_3O_8. A superfície representativa do critério têm a forma dum vale extremamente suave com apenas uma encosta íngreme: a correspondente a baixos valores para ambas as variáveis de decisão. O mínimo é superior ao obtenível utilizando o circuito baseado na lixiviação estática como alternativa de tratamento - 3350 Esc/kg U_3O_8.

Se o critério seleccionado fosse o resultado líquido o máximo (cerca de 10,31 GEsc) seria obtido para um corte de 300 g U_3O_8/t e para uma vida útil de 12 anos. As isolinhas manifestam uma forma marcadamente elíptica só radicalmente perturbada nas vizinhanças da origem, o que mais uma vez evidencia a forte influência negativa que exerce na função objectivo valores simultaneamente baixos para as duas variáveis de decisão. O valor do extremo é superior ao obtenível utilizando a alternativa de processo conceptualizada em torno da lixiviação estática, o que representa uma inversão da tendência manifestada pelos dois anteriores critérios.

A relação *cash-flow*/investimento apresenta um comportamento relativamente idêntico ao manifestado pelo mesmo critério, na mesma conjuntura, para a alternativa de processo já considerada. O máximo é aqui também obtenível no extremo superior do domínio de existência considerado para a vida útil - 16 anos - sendo o corte de 400 g U_3O_8/t. O valor do máximo é neste caso inferior (cerca de 240) ao alcançável com a alternativa de tratamento já considerada (cerca de 286).

A função objectivo *receitas/despesas* apresenta um comportamento geral idêntico ao referido para a conjuntura de 1988, mas com uma significativa diferença: relativamente à situação anterior a superfície é transladada no sentido dum ritmo de exploração decrescente. O valor máximo (cerca de 1,90) é obtido numa região definida por um corte perto dos 500 g U_3O_8/t e por uma vida útil de cerca de 12 anos.

A não equivalência dos critérios de rendibilidade volta a ser manifesta, comprovando o carácter de excepcionalidade manifestado na conjuntura anterior. O corte que maximiza os critérios oscila entre os 300 e os 500 g U_3O_8/t, e a vida útil entre os 6 e os 16 anos, com manifesta preferência da maioria dos critérios pelos 12 anos. Numa comparação entre os dois

circuitos, apenas um dos critérios de rendibilidade (o resultado líquido) se manifesta favorável a uma opção baseada no processo baseado na lixiviação dinâmica.

9.4.4 A exploração do modelo: ano de 1980

Continuam a manter-se válidos todas os pressupostos metodológicas já referenciadas na exploração do modelo para outros anos de referência, assim como a forma da apresentação dos resultados dessa exploração sistemática.

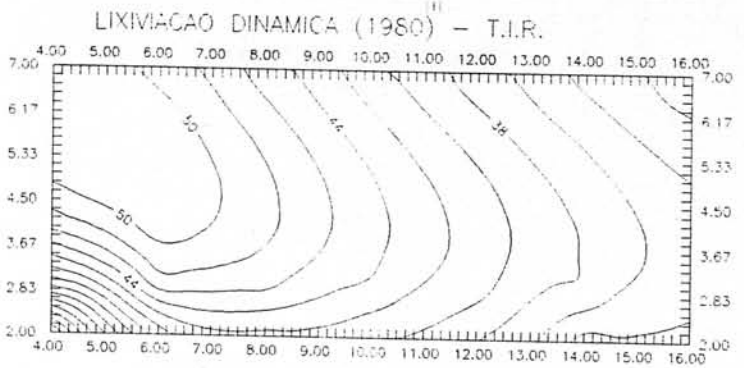
CIRCUITO DE LIXIVIAÇÃO DINAMICA - 1980
EXPLORAÇÃO DO MODELO

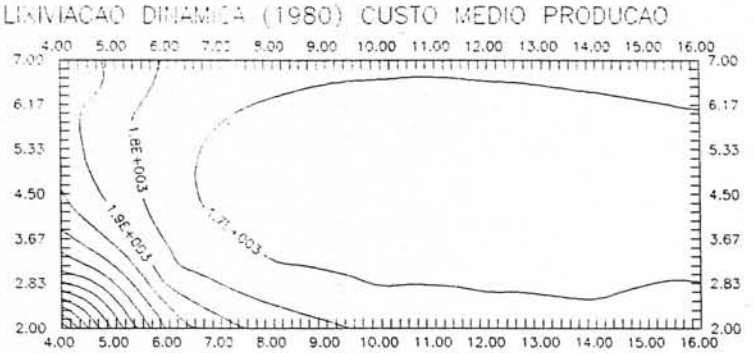
Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,02	21,67	2964	5,36	77,15	1,55
4	0,03	37,52	2322	7,22	150,48	1,97
4	0,04	46,49	2064	7,61	199,52	2,22
4	0,05	50,61	1963	7,42	225,16	2,33
4	0,06	51,62	1941	6,97	233,56	2,36
4	0,07	50,74	1964	6,43	230,79	2,33
6	0,02	38,87	2078	8,30	221,48	2,20
6	0,03	47,10	1848	8,74	285,71	2,48
6	0,04	50,90	1755	8,55	318,38	2,61
6	0,05	51,48	1731	8,07	328,10	2,65
6	0,06	50,99	1747	7,48	323,08	2,62
6	0,07	49,10	1790	6,86	309,43	2,56
8	0,02	41,44	1866	9,01	317,91	2,45
8	0,03	46,51	1721	9,15	370,34	2,66
8	0,04	48,39	1666	8,82	390,92	2,75
8	0,05	48,24	1661	8,27	390,31	2,76
8	0,06	46,85	1687	7,64	376,89	2,72
8	0,07	44,75	1734	7,00	356,46	2,64
10	0,02	40,21	1795	9,24	382,64	2,55
10	0,03	43,71	1679	9,28	425,90	2,73
10	0,04	44,68	1638	8,90	438,00	2,80
10	0,05	44,07	1640	8,33	430,33	2,79

Vida Útil Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
10	0,06	42,51	1669	7,69	411,22	2,74
10	0,07	40,42	1718	7,03	386,19	2,67
12	0,02	38,09	1772	9,32	427,24	2,58
12	0,03	40,69	1670	9,31	463,63	2,74
12	0,04	41,17	1635	8,91	469,59	2,80
12	0,05	40,34	1639	8,33	456,87	2,79
12	0,06	38,72	1670	7,68	433,70	2,74
12	0,07	36,68	1720	7,03	405,43	2,66
14	0,02	33,32	1731	9,32	417,83	2,65
14	0,03	37,61	1675	9,29	489,69	2,73
14	0,04	37,80	1643	8,89	491,07	2,79
14	0,05	36,80	1649	8,31	474,62	2,78
14	0,06	35,27	1681	7,66	448,47	2,72
14	0,07	33,32	1731	7,00	417,83	2,65
16	0,02	33,32	1782	9,29	480,50	2,52
16	0,03	34,96	1689	9,25	507,73	2,71
16	0,04	34,97	1657	8,84	505,61	2,76
16	0,05	33,98	1664	8,26	486,33	2,75
16	0,06	32,42	1697	7,61	457,96	2,70
16	0,07	30,56	1747	6,96	425,58	2,62

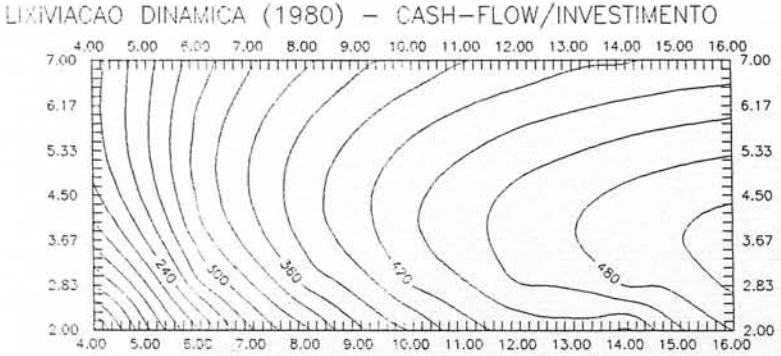
A conjuntura em 1980 era nitidamente mais propícia ao projecto do que a existente em datas posteriores o que é demonstrado pelos valores mais elevados dos critérios de rendibilidade que não pressupõem uma actualização dos valores monetários: a T.I.R., a relação *cash-flow* / investimento e a razão receitas/despesas.

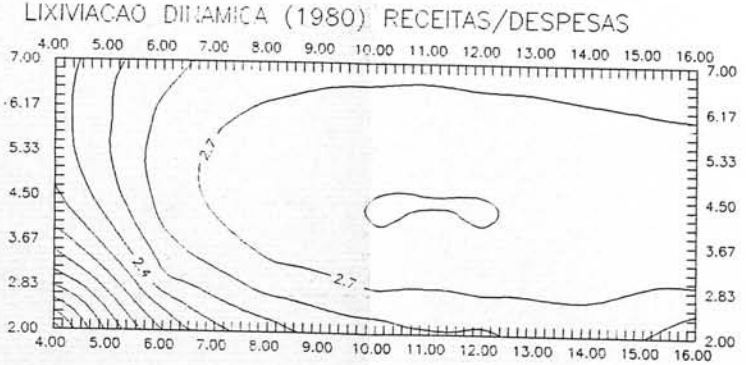
A taxa interna de rendibilidade apresenta o valor máximo para o extremo inferior do domínio de existência postulado para a vida útil, 4 anos, e para um corte em 600 g U_3O_8/t. Os máximos das curvas obtidas por intersecção da superfície com planos paralelos a YOZ (vida útil (X) = constante) são obtidos para cortes decrescentes à medida que o ritmo de extracção decresce. Relativamente à alternativa de tratamento,


LIXIVIACAO DINAMICA (1980) - T.I.R.
50
44
38
50
44


LIXIVIACAO DINAMICA (1980) CUSTO MEDIO PRODUCAO
1.38E+003
1.98E+003
1.7E+003

LIXIVIACAO DINAMICA (1980) RESULTADO LIQUIDO
7.6
7.6
8.2
8.2
8.8
8.8
7.6
8.2
8.5


LIXIVIACAO DINAMICA (1980) - CASH-FLOW/INVESTIMENTO
240
300
360
420
480


LIXIVIACAO DINAMICA (1980) RECEITAS/DESPESAS
2.7
2.4
2.7

a lixiviação estática apresenta um maior valor para o máximo apesar de, na maior parte do domínio bi-dimensional definido paras as variáveis de decisão, a lixiviação dinâmica apresentar valores mais favoráveis. Também o maior afastamento das isolinhas sugere que o projecto baseado na lixiviação dinâmica era menos sensível à variação dos parâmetros de decisão.

O custo médio de produção apresenta um comportamento análogo ao evidenciado em 1984: um extenso vale aplanado cortado por apenas uma encosta íngreme, referente a valores simultaneamente baixos para as duas variáveis de decisão. O valor mínimo - 1635 Esc/kg U_3O_8 - verifica-se para um corte perto das 400 g U_3O_8/t e para uma vida útil de 12 anos. O valor do extremo coincide, curiosamente, com o verificado para o processo baseado na lixiviação estática. O menor afastamento das isolinhas mostra, no entanto, que a alternativa baseada na lixiviação dinâmica oferece menos riscos.

O comportamento do resultado líquido é idêntico ao verificado no ano de 1984, com a diferença que as isolinhas são transladadas na direcção dos cortes decrecentes. O máximo (9,32 GEsc) é verificado para um corte nas 200 g U_3O_8/t e para uma vida útil compreendida entre os 12 e os 14 anos. O máximo da função é superior ao obtido na alternativa de lixiviação estática.

A relação *cash-flow*/investimento mantem um comportamento análogo ao verificado na situação conjuntural de 1984 e um comportamento parcialmente simétrico em relação ao evidenciado pela T.I.R. O máximo absoluto é alcançado para um corte nos 300 g U_3O_8/t e para uma vida útil de 16 anos. Se fixarmos a vida útil, o máximo das curvas resultantes é obtido para cortes decrescentes relativamente à vida do projecto. Esta alternativa de tratamento apresenta um maior valor para o máximo da função objectivo.

O comportamento do rácio receitas / despesas é idêntico ao verificado no ano de 1984, com a diferença que existe uma ligeira translacção da superfície no sentido dos cortes decrescentes. O valor extremo da função objectivo é igual ao valor obtido na alternativa de tratamento baseada na lixiviação estática. Há, portanto, uma situação de indiferença do critério relativamente ao processo. A menor densidade das

isolinhas sugere que a solução baseada na lixiviação dinâmica apresenta menores riscos que a congénere fundamentada na lixiviação estática.

9.6 Modelo global para a solução baseada no circuito misto

9.6.1 O algoritmo

A estrutura do algoritmo é semelhante à já descrita para as outras duas alternativa de tratamento não sendo, no entanto, idêntica: com efeito, a introdução de mais uma variável de decisão impõe alterações substanciais ao modelo sem, no entanto, alterar a arquitectura da sua lógica intrínseca.

Os dados fundamentais são as três variáveis de decisão: o teor de corte, o teor de separação entre processos e a vida útil do projecto. Recordemos a definação de teor de corte: concentração utilizada como fronteira na demarcação entre blocos de estéril e de minério. O teor de separação é definido como a fronteira utilizada na demarcação entre blocos de minério marginal (que serão tratados por lixiviação estática) e blocos de minério rico (que serão tratados por lixiviação dinâmica).

O algoritmo encontra-se desenvolvido em cinco componentes funcionais:

- Geração das reservas mineiras *in situ*:

O modelo de parametragem é aplicado tanto ao teor de corte como ao teor de separação, calculando as respectivas quantidades de tal-qual, de minério e de metal. Os parâmetros referentes ao minério rico são obtidos directamente quando se considera um corte igual ao teor de separação. As características quantitativas do minério marginal, destinadas à lixiviação estática, são obtidas por diferença entre as quantidades calculadas para o teor de corte e para o teor de separação.

- Cálculo das reservas mineiras exploráveis:

Este módulo de cálculo vai transformar as reservas mineiras *in-situ* em reservas mineiras exploráveis, introduzindo a diluição resultante da exploração mineira, tanto para o minério rico como para o marginal. Para cada jazigo, ou zona autónoma de Nisa, são calculadas as

quantidades de minério, de metal, o teor médio e as relações estéril-minério.

- **Estabelecimento do plano de produção**:
O planeamento da produção mineira é estimado a partir duma individualização por jazigo ou zona de exploração, de acordo com a duração temporal admitida para o projecto. A integração dos planeamentos individuais permite determinar a evolução temporal da produção global de tal-qual, de minério marginal, de minério rico, de metal proveniente de cada tipo de minério, dos respectivos teores médios, assim como da quantidade de minério rico que necessita de ser transportada.

- **Estimativa dos custos e investimentos**:
A função deste módulo é a determinação dos custos e investimentos referentes à lavra mineira e ao tratamento, quer de minérios marginais, quer de minérios ricos. São ainda estimados os investimentos em infraestruturas e incorpóreos, assim como os custos fixos industriais e administrativos.

- **Determinação dos elementos da análise económica**:
O objectivo último deste módulo é o estabelecimento do *cash-flow* anual e acumulado, a partir do qual se podem calcular os diferentes critérios de rendibilidade.

A apresentação do algoritmo é feita na mesma forma descritiva concisa, e refere-se à forma aplicável para o ano de 1988, diferindo as outras duas formas pelo valor dos parâmetros económicos de base.

```
*************************************************************************
**** ENTRADA DE DADOS
     teor de corte := tc;
     teor de separação := ts;
     Vida Util := z;
     Preço de venda := cota /* (Unidades Esc/kg U3O8*/
**** PARTE 1 - GERAÇÃO DAS RESERVAS MINEIRAS IN SITU
*****************************************************************
**** COMPONENTE 1.2 - CALCULO DOS TEORES MEDIOS DO MINÉRIO RICO (EXPRESSOS EM %)
* Para cada zona do jazigo de Nisa, designada pelas letras de A a H, o res-
* pectivo teor médio do minério rico é aqui representado por tmgri, com i variável
* e representando o teor médio mineiro "in situ" da zona i.
          tmgra := 1.3098975 * ts + 0.0433035;
          tmgrb := 1.16 * ts + 0.0356;
```

```
        tmgrc := 1.0125 * ts + 0.037475;
        tmgrd := 1.1275 * ts + 0.042625;
        tmgre := 1.35375 * ts + 0.031246;
        tmgrf := 1.4 * ts + 0.03743;
        tmgrg := 0.9725 * ts + 0.036242;
        tmgrh := 0.93644 * ts + 0.0398375;

**** COMPONENTE 1.2 - CALCULO DOS TEORES MEDIOS DO MINÉRIO GLOBAL (EM %)
* Para cada zona do jazigo de Nisa, designada pelas letras de A a H, o res-
* pectivo teor médio do minério global (não classificado nas 2 categorias
* consideradas) é aqui representado por tmggi, com i variável e representando
* o teor médio mineiro global "in situ" da zona i.
        tmgga := 1.3098975 * tc + 0.0433035;
        tmggb := 1.16 * tc + 0.0356;
        tmggc := 1.0125 * tc + 0.037475;
        tmggd := 1.1275 * tc + 0.042625;
        tmgge := 1.35375 * tc + 0.031246;
        tmggf := 1.4 * tc + 0.03743;
        tmggg := 0.9725 * tc + 0.036242;
        tmggh := 0.93644 * tc + 0.0398375;

**** 1.3 - CALCULO DA TONELAGEM DE MINÉRIO RICO
* As tonelagens de minério rico in situ são aqui representadas por mingri,
* com i variável de a a h. O total é representado por mingrt.
        mingra := (0.0256564 + 0.1859854 * ts) ^ -4.2268734;
        mingrb := (0.1339967 + 0.652929 * ts) ^ -7.25;
        mingrc := (0.848743 + 0.296462 * ts ) ^ -81;
        mingrd := (0.24754 + 0.78118 * ts) ^ -8.8431;
        mingre := (0.037167 + 0.49333 * ts) ^ -3.8269;
        mingrf := (0.036718 + 0.40614 * ts ) ^ - 3.5;
        mingrg := (1.35662 - 1.0843 * ts) ^ 35.3636;
        mingrh := (2.28122 - 3.8548 * ts) ^ 14.73317;
        mingrt := mingra + mingrb + mingrc + mingrd + mingre + mingrf + mingrg +
                  mingrh;

**** 1.4 - CALCULO DA TONELAGEM DO MINÉRIO GLOBAL
* As tonelagens de minério global in situ são aqui representadas por minggi,
* com  i variável de a a h. O total é representado por minggt.
        mingga := (0.0256564 + 0.1859854 * tc) ^ -4.2268734;
        minggb := (0.1339967 + 0.652929 * tc) ^ -7.25;
        minggc := (0.848743 + 0.296462 * tc ) ^ -81;
        minggd := (0.24754 + 0.78118 * tc) ^ -8.8431;
        mingge := (0.037167 + 0.49333 * tc) ^ -3.8269;
        minggf := (0.036718 + 0.40614 * tc ) ^ - 3.5;
```

```
        minggg := (1.35662 - 1.0843 * tc) ^ 35.3636;
        minggh := (2.28122 - 3.8548 * tc) ^ 14.73317;
        minggt := mingga + minggb + minggc + minggd + mingge + minggf + minggg +
                  minggh;

**** 1.5 - CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL RELATIVA AO MINERIO RICO
* As quantidades de metal (expressas na forma de óxido), e provenientes do
* minério rico, estão representadas por oxgri, com i variável de a  a h;
* t significa total.
        oxgra := tmgra * mingra * 10;
        oxgrb := tmgrb * mingrb * 10;
        oxgrc := tmgrc * mingrc * 10;
        oxgrd := tmgrd * mingrd * 10;
        oxgre := tmgre * mingre * 10;
        oxgrf := tmgrf * mingrf * 10;
        oxgrg := tmgrg * mingrg * 10;
        oxgrh := tmgrh * mingrh * 10;
        oxgrt := oxgra + oxgrb + oxgrc + oxgrd + oxgre + oxgrf + oxgrg + oxgrh;
        tmgrt := mingrt/oxgrt/10;

**** 1.6 - CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL RELATIVA AO MINERIO GLOBAL
* As quantidades de metal estão representadas por oxggi, com i variável de a
* a h; t significa total.
        oxgga := tmgga * mingga * 10;
        oxggb := tmggb * minggb * 10;
        oxggc := tmggc * minggc * 10;
        oxggd := tmggd * minggd * 10;
        oxgge := tmgge * mingge * 10;
        oxggf := tmggf * minggf * 10;
        oxggg := tmggg * minggg * 10;
        oxggh := tmggh * minggh * 10;
        oxggt := oxgga + oxggb + oxggc + oxggd + oxgge + oxggf + oxggg + oxggh;
        tmggt := mingt/oxggt/10;

**** 1.7 - CALCULO DAS QUANTIDADES DE MINERIO MARGINAL
* As quantidades de minério marginal estão aqui representadas por mingmi,
* com i variável de a a h e referendo-se à zona do jazigo de Nisa; t
* significa total.
        mingma := mingga - mingra;
        mingmb := minggb - mingrb;
        mingmc := minggc - mingrc;
        mingmd := minggd - mingrd;
        mingme := mingge - mingre;
        mingmf := minggf - mingrf;
```

```
         mingmg := minggg - mingrg;
         mingmh := minggh - mingrh;
         mingmt := minggt - mingrt;

**** 1.8 CALCULO DAS QUANTIDADES DE METAL RELATIVAS AO MINERIO MARGINAL
* As quantidades de metal (expressas em óxido) relativas ao minério marginal
* estão aqui expressas por oxgmi, com i variável de a a h, consoante a zona
* do jazigo de Nisa.
         oxgma := oxgga - oxgra;
         oxgmb := oxggb - oxgrb;
         oxgmc := oxggc - oxgrc;
         oxgmd := oxggd - oxgrd;
         oxgme := oxgge - oxgre;
         oxgmf := oxggf - oxgrf;
         oxgmg := oxggg - oxgrg;
         oxgmh := oxggh - oxgrh;
         oxgmt := oxggt - oxgrt;

**** 1.9 CALCULO DO TEOR MEDIO DO MINERIO MARGINAL
* O teor médio do minério marginal está aqui expresso por tmgmi, com i
* variável de a a h, consoante a zona de exploração. A unidade adoptada
* é o kilograma/tonelada;
         tmgma := oxgma / mingma;
         tmgmb := oxgmb / mingmb;
         tmgmc := oxgmc / mingmc;
         tmgmd := oxgmd / mingmd;
         tmgme := oxgme / mingme;
         tmgmf := oxgmf / mingmf;
         tmgmg := oxgmg / mingmg;
         tmgmh := oxgmh / mingmh;

**** 1.10 - CALCULO DAS RELAÇÕES ESTÉRIL - MINÉRIO
* As relações estéril/minério são aqui representadas pelo símbolo emgi, com
* i variável de a a h, e podendo ainda tomar o valor t (total). No cálculo,
* o dividendo representa a quantidade de tal-qual de cada zona.
         emga := (9209564 - mingga)/mingga;
         emgb := (3759732 - minggb)/minggb;
         emgc := (1020600 - minggc)/minggc;
         emgd := (534240 - minggd)/minggd;
         emge := (663684 - mingge)/mingge;
         emgf := (203250 - minggf)/minggf;
         emgg := (100770 - minggg)/minggg;
         emgh := (375605 - minggh)/minggh;
         emgt := (1586445 - minggt)/minggt;
```

```
**** PARTE 2 - CALCULO DAS RESERVAS MINEIRAS EXPLORAVEIS
**********************************************************
**** 2.1 - TAL-QUAL EXISTENTE EM CADA JAZIGO E EM CADA ZONA
* A quantidade de tal-qual existente em cada jazigo, ou em cada zona do
* jazigo de Nisa, após projecto da corta, é um dado que é aqui representado
* por talqi, com i variável entre a e o, além de t. O último caracter
* refere-se ao jazigo de Nisa se i valer de a a h; senão refere-se aos
* jazigos do Alto do Corgo (i), Maia (j), Palheiros de Tolosa (k), Tolosa
* (l), Mato da Póvoa (m), Meada (n) e Tarabau (o).
        talqa := 10110000;              talqb :=  4192000;
        talqc :=  1264000;              talqd :=   588000;
        talqe :=   790000;              talqf :=   240000;
        talqg :=   101000;              talqh :=   424000;
        talqi :=  1907794;              talqj :=  2970770;
        talqk :=  1807114;              talql :=   580309;
        talqm :=   348677;              talqn :=   396802;
        talqo :=  1171813;               talqt := 26892279;

**** 2.2 - CaLCULO DA QUANTIDADE DE MINÉRIO RICO
* No símbolo de cálculo minri, o último caracter i representa os jazigos ou
* zonas de jazigos atrás referenciados.
        minra := mingra* 1.15                minrb := mingrb * 1.15;
        minrc := mingrc* 1.15                minrd := mingrd * 1.15;
        minre := mingre* 1.15                minrf := mingrf * 1.15;
        minrg := mingrg* 1.15                minrh := mingrh * 1.15;
        minri := 60674;                      minrj := 266326;
        minrk := 61290;                      minrl := 31860;
        minrm := 25218;                      minrn := 33971;
        minro := 98114;
        minrt := minra + minrb + minrc + minrd + minre + minrf + minrg + minrh +
                 minri + minrj + minrk + minrl + minrm + minrn + minro;

**** 2.3 - CaLCULO DA QUANTIDADE DE MINÉRIO MARGINAL
* No símbolo de cálculo minmi, o último caracter i representa os jazigos ou
* zonas de jazigos atrás referenciados.
        minma := mingma* 1.15                minmb := mingmb * 1.15;
        minmc := mingmc* 1.15                minmd := mingmd * 1.15;
        minme := mingme* 1.15                minmf := mingmf * 1.15;
        minmg := mingmg* 1.15                minmh := mingmh * 1.15;
        minmt := minma + minmb + minmc + minmd + minme + minmf + minmg + minmh;

**** 2.4 CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL (MINÉRIO RICO)
* Utiliza-se o símbolo oxri, referindo-se o último caracter a um jazigo ou
* zona de jazigo.
```

```
        oxra := oxgra * 1.075;          oxrb := oxgrb * 1.075;
        oxrc := oxgrc * 1.075;          oxrd := oxgrd * 1.075;
        oxre := oxgre * 1.075;          oxrf := oxgrf * 1.075;
        oxrg := oxgrg * 1.075;          oxrh := oxgrh * 1.075;
        oxri := 103973;                 oxrj := 334514;
        oxrk := 167132;                 oxrl :=  55182;
        oxrm :=  27396;                 oxrn := 52328;
        oxro := 189805;
        oxrt := oxra + oxrb + oxrc + oxrd + oxre + oxrf + oxrg + oxrh + oxri +
                oxrj + oxrk + oxrl + oxrm + oxrn + oxro;

**** 2.5 CALCULO DA QUANTIDADE DE METAL (MINÉRIO MARGINAL)
* Utiliza-se o símbolo oxmi, referindo-se o último caracter a um jazigo ou
* zona de jazigo.
        oxma := oxgma * 1.075;          oxmb := oxgmb * 1.075;
        oxmc := oxgmc * 1.075;          oxmd := oxgmd * 1.075;
        oxme := oxgme * 1.075;          oxmf := oxgmf * 1.075;
        oxmg := oxgmg * 1.075;          oxmh := oxgmh * 1.075;
        oxmt := oxma + oxmb + oxmc + oxmd + oxme + oxmf + oxmg + oxmh;

**** 2.6 - CALCULO DO TEOR MEDIO (KG/TON) - MINÉRIO RICO
* Utiliza-se os símbolos tmri, tomando o último caracter o significado habitual;
        tmra := oxra/minra;             tmrb := oxrb/minrb;
        tmrc := oxrc/minrc;             tmrd := oxrd/minrd;
        tmre := oxre/minre;             tmrf := oxrf/minrf;
        tmrg := oxrg/minrg;             tmrh := oxrh/minrh;
        tmri := oxri/minri;             tmrj := oxrj/minrj;
        tmrk := oxrk/minrk;             tmrl := oxrl/minrl;
        tmrm := oxrm/minrm;             tmrn := oxrn/minrn;
        tmro := oxro/minro;             tmrt := oxrt/minrt;

**** 2.7 - CALCULO DO TEOR MEDIO (KG/TON) - MINÉRIO MARGINAL
* Utiliza-se os símbolos tmmi, tomando o último caracter o significado habitual;
        tmma := oxma/minma;             tmmb := oxmb/minmb;
        tmmc := oxmc/minmc;             tmmd := oxmd/minmd;
        tmme := oxme/minme;             tmmf := oxmf/minmf;
        tmmg := oxmg/minmg;             tmmh := oxmh/minmh;

**** 2.8 CALCULO DAS RELAÇÕES ESTÉRIL:MINERIO
* Utiliza-se os símbolos emi, tomando o último caracter o significado habitual;
        ema := (talqa - minga)/minga;   emb := (talqb - mingb)/mingb;
        emc := (talqc - mingc)/mingc;   emd := (talqd - mingd)/mingd;
        eme := (talqe - minge)/minge;   emf := (talqf - mingf)/mingf;
        emg := (talqg - mingg)/mingg;   emh := (talqh - mingh)/mingh;
```

```
        emi := (talqi - mingi)/mingi;     emj := (talqj - mingj)/mingj;
        emk := (talqk - mingk)/mingk;     eml := (talql - mingl)/mingl;
        emm := (talqm - mingm)/mingm;     emn := (talqn - mingn)/mingn;
        emo := (talqo - mingo)/mingo;     emt := (talqt - mingt)/mingt;

**** PARTE 3 - ESTABELECIMENTO DO PLANO DE PRODUÇÃO
*************************************************
**** 3.1 PARAMETROS FIXADOS - PLANEAMENTO DA PRODUÇÃO EXPRESSO EM PERCENTAGEM
*    DA VIDA UTIL DO PROJECTO.
* A entrada duma área em exploração é representada por ni e a sua saída é
* representada por xi, tomando i o significado habitual. Os valores estão
* expressos em percentagem da vida útil do projecto.
        na := 0.00;       xa := 1.00;       nb := 0.21;       xb := 0.50;
        nc := 0.50;       xb := 0.67;       nd := 0.00;       xd := 0.15;
        ne := 0.22;       xe := 0.42;       nf := 0.14;       xf := 0.21;
        ng := 0.43;       xg := 0.50;       nh := 0.50;       xh := 0.64;
        ni := 0.64;       xi := 1.00;       nj := 0.15;       xj := 1.00;
        nk := 0.86;       xk := 1.00;       nl := 0.65;       xl := 0.85;
        nm := 0.29;       xm := 0.71;       nn := 0.51;       xn := 1.00
        no := 0.43;       xo := 0.85;

**** 3.2 PLANEAMENTO DA PRODUÇÃO.
* As quantidades de tal-qual extraídas em cada ano, em cada jazigo, estão
* representadas por um vector designado por TVI[j], designando o caracter
* I o jazigo, ou zona do mesmo, e referindo-se o índice J ao ano de
* exploração. As quantidades de minério rico estão representadas pelo vector
* ORRI[j], as respectivas quantidades de metal por METRI[j], as quantidades
* de minério marginal por ORMI[j], e as respectivas quantidades de metal por
* METMI[j], mantendo-se a simbologia habitual.
FOR J:= 1 TO Z
    IF J <= z*na   THEN tva[j] := 0;
         ELSE IF j<z*na+1 AND (xa-na)*z < 1 THEN tva[j] := talqa;
         ELSE IF j<z*na+1 THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z)*(INT(z*na+1)-z*na);
         ELSE IF j <= z*xa THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z);
         ELSE IF j < z*xa+1 THEN tva[j] := talqa/((xa-na)*z)*(z*xa-INT(z*xa));
         ELSE tva[j] := 0;
    IF tva[j] <> 0 THEN orra[j] := talqa / talqt * minra;
         ELSE orra[j] := 0;
    IF tva[j] <> 0 THEN metra[j] := talqa/talqt * oxra;
         ELSE metra [j] := 0;
    IF tva[j] <> 0 THEN orma[j] := talqa / talqt * minma;
         ELSE orma[j] := 0;
    IF tva[j] <> 0 THEN metma[j] := talqa/talqt * oxma;
         ELSE metma [j] := 0;
```

```
IF J <= z*nb   THEN tvb[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nb+1 AND (xb-nb)*z < 1 THEN tvb[j] := talqb;
     ELSE IF j<z*nb+1 THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z)*(INT(z*nb+1)-z*nb);
     ELSE IF j <= z*xb THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z);
     ELSE IF j < z*xb+1 THEN tvb[j] := talqb/((xb-nb)*z)*(z*xb-INT(z*xb));
     ELSE tvb[j] := 0;
IF tvb[j] <> 0 THEN orrb[j] := talqb / talqt * minrb;
     ELSE orrb[j] := 0;
IF tvb[j] <> 0 THEN metrb[j] := talqb/talqt * oxrb;
     ELSE metrb [j] := 0;
IF tvb[j] <> 0 THEN ormb[j] := talqb / talqt * minmb;
     ELSE ormb[j] := 0;
IF tvb[j] <> 0 THEN metmb[j] := talqb/talqt * oxmb;
     ELSE metmb [j] := 0;

IF J <= z*nc   THEN tvc[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nc+1 AND (xc-nc)*z < 1 THEN tvc[j] := talqc;
     ELSE IF j<z*nc+1 THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z)*(INT(z*nc+1)-z*nc);
     ELSE IF j <= z*xc THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z);
     ELSE IF j < z*xc+1 THEN tvc[j] := talqc/((xc-nc)*z)*(z*xc-INT(z*xc));
     ELSE tvc[j] := 0;
IF tvc[j] <> 0 THEN orrc[j] := talqc / talqt * minrc;
     ELSE orrc[j] := 0;
IF tvc[j] <> 0 THEN metrc[j] := talqc/talqt * oxrc;
     ELSE metrc [j] := 0;
IF tvc[j] <> 0 THEN ormc[j] := talqc / talqt * minmc;
     ELSE ormc[j] := 0;
IF tvc[j] <> 0 THEN metmc[j] := talqc/talqt * oxmc;
     ELSE metmc [j] := 0;

IF J <= z*nd   THEN tvd[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nd+1 AND (xd-nd)*z < 1 THEN tvd[j] := talqd;
     ELSE IF j<z*nd+1 THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z)*(INT(z*nd+1)-z*nd);
     ELSE IF j <= z*xd THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z);
     ELSE IF j < z*xd+1 THEN tvd[j] := talqd/((xd-nd)*z)*(z*xd-INT(z*xd));
     ELSE tvd[j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN orrd[j] := talqd / talqt * minrd;
     ELSE orrd[j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN metrd[j] := talqd/talqt * oxrd;
     ELSE metrd [j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN ormd[j] := talqd / talqt * minmd;
     ELSE ormd[j] := 0;
IF tvd[j] <> 0 THEN metmd[j] := talqd/talqt * oxmd;
```

```
     ELSE metmd [j] := 0;

IF J <= z*ne   THEN tve[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ne+1 AND (xe-ne)*z < 1 THEN tve[j] := talqe;
     ELSE IF j<z*ne+1 THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z)*(INT(z*ne+1)-z*ne);
     ELSE IF j <= z*xe THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z);
     ELSE IF j < z*xe+1 THEN tve[j] := talqe/((xe-ne)*z)*(z*xe-INT(z*xe));
     ELSE tve[j] := 0;
IF tve[j] <> 0 THEN orre[j] := talqe / talqt * minre;
     ELSE orre[j] := 0;
IF tve[j] <> 0 THEN metre[j] := talqe/talqt * oxre;
     ELSE metre [j] := 0;
IF tve[j] <> 0 THEN orme[j] := talqe / talqt * minme;
     ELSE orme[j] := 0;
IF tve[j] <> 0 THEN metme[j] := talqe/talqt * oxme;
     ELSE metme [j] := 0;

IF J <= z*nf   THEN tvf[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nf+1 AND (xf-nf)*z < 1 THEN tvf[j] := talqf;
     ELSE IF j<z*nf+1 THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z)*(INT(z*nf+1)-z*nf);
     ELSE IF j <= z*xf THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z);
     ELSE IF j < z*xf+1 THEN tvf[j] := talqf/((xf-nf)*z)*(z*xf-INT(z*xf));
     ELSE tvf[j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN orrf[j] := talqf / talqt * minrf;
     ELSE orrf[j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN metrf[j] := talqf/talqt * oxrf;
     ELSE metrf [j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN ormf[j] := talqf / talqt * minmf;
     ELSE ormf[j] := 0;
IF tvf[j] <> 0 THEN metmf[j] := talqf/talqt * oxmf;
     ELSE metmf [j] := 0;

IF J <= z*ng   THEN tvg[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ng+1 AND (xg-ng)*z < 1 THEN tvg[j] := talqg;
     ELSE IF j<z*ng+1 THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z)*(INT(z*ng+1)-z*ng);
     ELSE IF j <= z*xg THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z);
     ELSE IF j < z*xg+1 THEN tvg[j] := talqg/((xg-ng)*z)*(z*xg-INT(z*xg));
     ELSE tvg[j] := 0;
IF tvg[j] <> 0 THEN orrg[j] := talqg / talqt * minrg;
     ELSE orrg[j] := 0;
IF tvg[j] <> 0 THEN metrg[j] := talqg/talqt * oxrg;
     ELSE metrg [j] := 0;
IF tvg[j] <> 0 THEN ormg[j] := talqg / talqt * minmg;
     ELSE ormg[j] := 0;
```

```
IF tvg[j] <> 0 THEN metmg[j] := talqg/talqt * oxmg;
     ELSE metmg [j] := 0;

IF J <= z*nh   THEN tvh[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nh+1 AND (xh-nh)*z < 1 THEN tvh[j] := talqh;
     ELSE IF j<z*nh+1 THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z)*(INT(z*nh+1)-z*nh);
     ELSE IF j <= z*xh THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z);
     ELSE IF j < z*xh+1 THEN tvh[j] := talqh/((xh-nh)*z)*(z*xh-INT(z*xh));
     ELSE tvh[j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN orrh[j] := talqh / talqt * minrh;
     ELSE orrh[j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN metrh[j] := talqh/talqt * oxrh;
     ELSE metrh [j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN ormh[j] := talqh / talqt * minmh;
     ELSE ormh[j] := 0;
IF tvh[j] <> 0 THEN metmh[j] := talqh/talqt * oxmh;
     ELSE metmh [j] := 0;

IF J <= z*ni   THEN tvi[j] := 0;
     ELSE IF j<z*ni+1 AND (xi-ni)*z < 1 THEN tvi[j] := talqi;
     ELSE IF j<z*ni+1 THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z)*(INT(z*ni+1)-z*ni);
     ELSE IF j <= z*xi THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z);
     ELSE IF j < z*xi+1 THEN tvi[j] := talqi/((xi-ni)*z)*(z*xi-INT(z*xi));
     ELSE tvi[j] := 0;
IF tvi[j] <> 0 THEN orri[j] := talqi / talqt * minri;
     ELSE orri[j] := 0;
IF tvi[j] <> 0 THEN metri[j] := talqi/talqt * oxri;
     ELSE metri [j] := 0;

IF J <= z*nj   THEN tvj[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nj+1 AND (xj-nj)*z < 1 THEN tvj[j] := talqj;
     ELSE IF j<z*nj+1 THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z)*(INT(z*nj+1)-z*nj);
     ELSE IF j <= z*xj THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z);
     ELSE IF j < z*xj+1 THEN tvj[j] := talqj/((xj-nj)*z)*(z*xj-INT(z*xj));
     ELSE tvj[j] := 0;
IF tvj[j] <> 0 THEN orrj[j] := talqj / talqt * minrj;
     ELSE orrj[j] := 0;
IF tvj[j] <> 0 THEN metrj[j] := talqj/talqt * oxrj;
     ELSE metrj [j] := 0;

IF J <= z*nk   THEN tvk[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nk+1 AND (xk-nk)*z < 1 THEN tvk[j] := talqk;
     ELSE IF j<z*nk+1 THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z)*(INT(z*nk+1)-z*nk);
     ELSE IF j <= z*xk THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z);
```

```
     ELSE IF j < z*xk+1 THEN tvk[j] := talqk/((xk-nk)*z)*(z*xk-INT(z*xk));
     ELSE tvk[j] := 0;
IF tvk[j] <> 0 THEN orrk[j] := talqk / talqt * minrk;
     ELSE orrk[j] := 0;
IF tvk[j] <> 0 THEN metrk[j] := talqk/talqt * oxrk;
     ELSE metrk [j] := 0;

IF J <= z*nl  THEN tvl[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nl+1 AND (xl-nl)*z < 1 THEN tvl[j] := talql;
     ELSE IF j<z*nl+1 THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z)*(INT(z*nl+1)-z*nl);
     ELSE IF j <= z*xl THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z);
     ELSE IF j < z*xl+1 THEN tvl[j] := talql/((xl-nl)*z)*(z*xl-INT(z*xl));
     ELSE tvl[j] := 0;
IF tvl[j] <> 0 THEN orrl[j] := talql / talqt * minrl;
     ELSE orrl[j] := 0;
IF tvl[j] <> 0 THEN metrl[j] := talql/talqt * oxrl;
     ELSE metrl [j] := 0;

IF J <= z*nm  THEN tvm[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nm+1 AND (xm-nm)*z < 1 THEN tvm[j] := talqm;
     ELSE IF j<z*nm+1 THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z)*(INT(z*nm+1)-z*nm);
     ELSE IF j <= z*xm THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z);
     ELSE IF j < z*xm+1 THEN tvm[j] := talqm/((xm-nm)*z)*(z*xm-INT(z*xm));
     ELSE tvm[j] := 0;
IF tvm[j] <> 0 THEN orrm[j] := talqm / talqt * minrm;
     ELSE orrm[j] := 0;
IF tvm[j] <> 0 THEN metrm[j] := talqm/talqt * oxrm;
     ELSE metrm [j] := 0;

IF J <= z*nn  THEN tvn[j] := 0;
     ELSE IF j<z*nn+1 AND (xn-nn)*z < 1 THEN tvn[j] := talqn;
     ELSE IF j<z*nn+1 THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z)*(INT(z*nn+1)-z*nn);
     ELSE IF j <= z*xn THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z);
     ELSE IF j < z*xn+1 THEN tvn[j] := tanqn/((xn-nn)*z)*(z*xn-INT(z*xn));
     ELSE tvn[j] := 0;
IF tvn[j] <> 0 THEN orrn[j] := tanqn / tanqt * ninrn;
     ELSE orrn[j] := 0;
IF tvn[j] <> 0 THEN metrn[j] := tanqn/tanqt * oxrn;
     ELSE metrn [j] := 0;

IF J <= z*no  THEN tvo[j] := 0;
     ELSE IF j<z*no+1 AND (xo-no)*z < 1 THEN tvo[j] := talqo;
     ELSE IF j<z*no+1 THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z)*(INT(z*no+1)-z*no);
     ELSE IF j <= z*xo THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z);
```

```
        ELSE IF j < z*xo+1 THEN tvo[j] := tanqo/((xo-no)*z)*(z*xo-INT(z*xo));
        ELSE tvo[j] := 0;
    IF tvo[j] <> 0 THEN orro[j] := tanqo / tanqt * ninro;
        ELSE orro[j] := 0;
    IF tvo[j] <> 0 THEN metro[j] := tanqo/tanqt * oxro;
        ELSE metro [j] := 0;
```

```
FOR J := 1 TO Z
    tvt[j] := tva[j] + tvb[j] + tvc[j] + tvd[j] + tve[j] + tvf[j] + tvg[j] +
              tvh[j] + tvi[j] + tvj[j] + tvk[j] + tvl[j] + tvm[j] + tvn[j] +
              tvo[j];
    orrt[j] := orra[j] + orrb[j] + orrc[j] + orrd[j] + orre[j] + orrf[j] +
               orrg[j] + orrh[j] + orri[j] + orrj[j] + orrk[j] + orrl[j] +
               orrm[j] + orrn[j] + orro[j];
    metrt[j] := metra[j] + metrb[j] + metrc[j] + metrd[j] + metre[j] +
              metrf[j] + metrg[j] + metrh[j] + metri[j] + metrj[j] +
              metrk[j] + metrl[j] + metrm[j] + metrn[j] + metro[j];
   ormt[j] := orma[j] + ormb[j] + ormc[j] + ormd[j] + orme[j] + ormf[j] +
              ormg[j] + ormh[j] + ormi[j] + ormj[j] + ormk[j] + orml[j] +
              ormm[j] + ormn[j] + ormo[j];
   metmt[j] := metma[j] + metmb[j] + metmc[j] + metmd[j] + metme[j] +
               metmf[j] + metmg[j] + metmh[j] + metmi[j] + metmj[j] +
               metmk[j] + metml[j] + metmm[j] + metmn[j] + metmo[j];
```

```
* Os passos seguintes referem-se ao cálculo dos teores médios dos minérios
* rico e marginal produzidos em cada ano, representados respectivamente por
* TEORR[j] e por TEORM[j], e do minério transportado para o tratamento
* representado por TRANS[j];
FOR J := 1 to Z
    teorr[j] := metrt[j]/orrt[j];
    teorm[j] := metmt[j]/ormt[j];
    trans[j] := orri[j] + orrj[j] + orrk[j] + orrl[j] + orrm [j] + orrn[j] +
              + orro[j];
```

```
*** PARTE 4 - CALCULO DOS CUSTOS E INVESTIMENTOS
************************************************
 4.1 - LAVRA
 Cálculo da capacidade diária de extracção de tal-qual - CAP1.
    cap1 := talqt/(z*250);
 Cálculo do investimento inicial na lavra - INVLAV:
```

```
   inlav := 207398.43 + 106.99719 * capl;
Cálculo da razão entre o investimento de substituição e o investimento
inicial - RAZIV:
   raziv := 0.12461 * z - 0.446;
Estimativa do investimento de substituição na lavra - INVSUB:
   invsub := invlav * raziv;
Cálculo do custo da extracção da tonelada de tal-qual - CULAV:
   culav := 119.1233 + 90324.148/capl;

4.2 - TRATAMENTO
Capacidade horária de tratamento por lixiviação dinâmica - CAP2:
   cap2 := minrt/(z*343*24);
Estimativa do investimento (componente dinâmica) - INVTRAT2:
   invtrat2 := EXP(0.01421 * cap2 + 0.14526 * LN(tmrt) + 13.9034);
Estimativa do custo operatório, minério rico (Esc/ton) : CUTRAT2:
   cutrat2 := 4550.65 * cap2 ^ -0.2763;
Capacidade horária de tratamento por lixiviação estática - CAP3:
   cap3 := minmt/(z*343*24);
Estimativa do investimento (componente estática) - INVTRAT3:
   invtrat3 := EXP(0.70762 * LN(cap3) + 0.55065 * LN(tmmt) + 10.9831);
Estimativa do custo operatório, minério marginal (Esc/ton) : CUTRAT3:
   cutrat3 := EXP(-0.1745 * LN (cap3) + 0.652 * tmmt + 6.6039);
Os investimentos nos terrenos (INVTER), abastecimento de água (INVAG),
laboratório (INVLAB), acessos (INVAC), oficinas (INVOF), energia (INVEN),
barragem de estéreis (INVBAR) e equipamento social (INVEQ) são fixos, isto
é, independentes da dimensão do projecto. Os restantes parcelas do
investimento, a engenharia (INVENG), as despesas de arranque (INVARR),
o fundo de maneio (INVMAN), os imprevistos (INVIMP) são calculados
do modo seguinte:
   invter := 94000;                    invaq := 54400;
   invlab := 24000;                    invac := 37500;
   invof  := 150500;                   inven := 25000;
   invbar := 72000;                    inveq := 200000;
   inveng := 0.07 * invlav + 0.15 * (invtrat2 + invtrat3 + invag + invac +
             inven + invbar + inveq);
   invarr := 2.25 * 30 * cutrat2 * cap2 * 24 / 1000 + 2.25 * 30 * cutrat3 *
             * cap3 * 24 / 1000;
   invman := 125 * culav * capl/1000 + 6 * 30 * cutrat2 * cap2 * 24 /1000 +
             + 6 * 30 * cutrat3 * cap 3 * 24 /1000;
   invimp := 0.15 * (invlav + invtrat2 + invtrat3 + invter + invaq + invlab +
             + invac + invof + inven + invbar + inveq + inveng) /1000;
   invtot := invlav + invtrat2 + invtrat3 + invter + invaq + invlab + invac +
             + invof + inven + invbar + inveq + inveng + invarr + invman+ invimp;
Os custos fixos industriais (CUFIX) e os custos administrativos (CUAD) são
```

```
  estimados através de:
     hh := 664;  /* Custo do homem hora */
     cufix := 4.6374 * (cap2*24) ^ 0.3655 * 168 * hh * 14 / 1000;
     cuad := 6.489 * (cap2*24) ^ 0.2926 * 168 * hh * 14 /1000;

**** PARTE 5 - DETERMINAÇÃO DOS ELEMENTOS DA ANALISE ECONOMICA
*****************************************************************
  Definição das constantes:
     dist := 15;     /* distância média (km)*/
     tonkm := 12;    /* custo unitário transporte (Esc/ ton x km )
FOR J := 1 TO z

     * Cálculo da evolução temporal da relação E/M - vector STRIP[j]. Esta
     * relação é referida ao minério rico. Sob o ponto de vista metodológico
     * considera-se que este vai suportar todas as despesas da lavra.
          strip[j] := (tvt[j] - orrt[j]) / orrt[j];
     * Cálculo do custo médio anual de extracção duma tonelada de minério,
     * representada pelo vector UNIT[j] (unidades: Esc/ton minério)
          unit[j] := culav * strip [j];
     * Cálculo do dispêndio anual na exploração mineira, vector CUMIN[j],
     * (Unidades: kEsc/ano)
          cumin[j] := unit[j] * orrt[j] / 1000;
     * Cálculo do vector CUTRANS[j] que representa o custo anual do transporte
     * (Unidades: kEsc/ano)
          cutrans[j] := trans[j] * dist * tonkm / 1000;
     * Cálculo do rendimento do tratamento dos minérios ricos - vector RECUP2[j]
          teorr[j] := teorr[j] / 10;   /*Expressão do teor em %*/
          recup2[j] := (teorr[j]-(0.0019 * LN(teorr[j]) * + 0.02181))/teor[j];
     * Determinação do vector produção de concentrado (Unidades kg U3O8)
     * proveniente da lixiviação dinâmica PROD2[j]
          prod2[j] := orrt[j] * teorr[j] * recup2[j] * 10;
     * Determinação do custo anual do tratamento dos minérios ricos, CUCON2[j]
          cucon2[j] := cutrat2 / 1000 * orrt[j];
     * Cálculo do rendimento do tratamento dos minérios marginais - vector
     * RECUP3[j];
          teorm[j] := teorm[j] / 10;   /*Expressão do teor em %*/
          recup3[j] := (teorm[j]*0.817-(0.0019 * LN(teorm[j]) * 0.817) +
                + 0.02181)) /( teorm[j]*0.817) * 0.817;
     * Determinação do vector produção de concentrado (Unidades kg U3O8)
     * proveniente da lixiviação estática PROD3[j]
          prod3[j] := ormt[j] * teorm[j] * recup3[j] * 10;
     * Determinação do custo anual do tratamento dos minérios marginais,
     * CUCON3[j]
          cucon3[j] := cutrat3 / 1000 * ormt[j];
```

```
    * Determinação dos custos fixos industrias : CUFIXIN[j]
        cufixin[j] := cufix;
    * Determinação das despesas administrativas e encargos gerais: vector
    * CUADMIN[j]
        cuadmin[j] := cuad;
    * Determinação dos dispêndios anuais totais : vector CUTOT[j]
        cutot[j] := cumin[j] + cutrans[j] + cutrat2[j] + cutrat3[j] +
                    cufixin[j] + cuadmin[j];
```

```
  Determinação do vector INVEST[j]
    invest[-3] := 0.05 * invtot;
    invest[-2] := 0.35 * invtot;
    invest[-1] := 0.6 * invtot;
    invest[1] := invest[2] := 0;
FOR J := 3 TO z
    invest[j] := invsub / (z-2);
```

```
  Determinação do CASH-FLOW
FOR J := -3 TO z
        IF J := 0 THEN NEXT J
        ELSE
    * Determinação do fluxo negativo de caixa - FLUXNEG[j]
    fluxneg[j] := invest[j] + cutot[j];
    * Determinação das receitas - vector REC[j] (Unidades kEsc/ano):
        rec[j] := (prod2[j] + prod3[j]) * cota / 1000;
    * Determinação do cash-flow : vector CASH[j] (Unidades: kEsc/ano)
        cash[j] := rec[j] - fluxneg[j];
    * Determinação do cash-flow acumulado : vector CASHCUM[j]
        IF J:= -3 THEN cashcum[j] := cash[j];
        ELSE cashcum[j] := cashcum[j-1] + cash[j];
```

9.6.2 A exploração do modelo; Ano de 1988

Relembremos que esta alternativa envolve três variáveis de decisão: o teor de corte, o teor de separação entre processos e a vida útil, ou capacidade de produção. O domínio de existência arbitrado para o teor de corte varia entre 0,02 e 0,05 % em U_3O_8, para o teor de separação varia entre um extremo inferior superior em 0,01 % U_3O_8 ao teor de corte e um extremo superior igual a 0,12% U_3O_8, enquanto que a vida útil poderá variar entre os 4 e os 14 anos. O *output* deste programa

de cálculo envolve, naturalmente, uma maior quantidade de informação. Veja-se um exemplo:

```
**************************************************************************
                        CIRCUITO MISTO - ANO DE 1988
**************************************************************************
                              ENTRADA DE DADOS
TEOR DE CORTE (%) - 0.03% U3O8          VIDA UTIL (ANOS) - 12
TEOR DE SEPARAÇÃO - 0.08% U3O8          PREÇO DE VENDA (ESC/KG) - 6000
**************************************************************************
                  GERAÇÃO DAS RESERVAS MINEIRAS "IN SITU"
```

	TEOR MÉDIO GLOBAL (%)	TEOR MÉDIO RICO (%)	QUANTIDADE MINÉRIO GLOBAL (TON)	QUANTIDADE MINÉRIO RICO (TON)	QUANTIDADE METAL GLOBAL (KG U3O8)	QUANTIDADE METAL MIN. RICO (KG U3O8)
ZONA A	0.083	0.148	2306233	766505	1904958	1135158
ZONA B	0.070	0.128	792465	195940	557895	251587
ZONA C	0.068	0.118	252593	63040	171384	74686
ZONA D	0.076	0.113	103433	31442	79074	41763
ZONA E	0.072	0.140	82184	18587	59056	25938
ZONA F	0.079	0.149	38668	11466	30714	17134
ZONA G	0.065	0.114	20486	4671	13401	5326
ZONA H	0.068	0.115	87914	22265	59721	25550

	QUANTIDADE MINÉRIO MARGINAL (TON)	QUANTIDADE METAL MIN. POBRE (KG U3O8)	TEOR MÉDIO MARGINAL (KG/TON)	QUANTIDADE TAL-QUAL (TON)	RELAÇÃO E/M GLOBAL
ZONA A	1539728	769800	0.500	9209564	2.99
ZONA B	596525	306308	0.513	3759732	3.74
ZONA C	189553	96698	0.510	1020600	3.04
ZONA D	71990	37311	0.518	534240	4.17
ZONA E	63596	33118	0.521	663684	7.08
ZONA F	27202	13580	0.499	203250	4.26
ZONA G	15815	8075	0.511	100770	3.92
ZONA H	65649	34171	0.521	375605	3.27

CALCULO DAS RESERVAS MINEIRAS EXPLORAVEIS

	TONELADAS DE TAL-QUAL CORRIGIDAS	QUANTIDADE MINÉRIO RICO (TONS)	QUANTIDADE MIN. MARGINAL (TONS)	QUANTIDADE METAL RICO (KG U3O8)	QUANTIDADE METAL MARG. (KG U3O8)
ZONA A	10110000	881481	1770687	1220295	827535

ZONA B	4192000	225331	686004	270456	392282
ZONA C	1264000	72496	217986	80288	103951
ZONA D	588000	36159	82789	44895	40110
ZONA E	790000	21376	73136	27883	35602
ZONA F	240000	13186	31282	18419	14598
ZONA G	101000	5371	18187	5726	8680
ZONA H	424000	25605	75497	27466	36734
SUB-TOTAL	17709000	1281004	2955568	1695429	1396491
PERCENTAGEM	65.85%	68.93%		64.57%	

	TEOR MÉDIO MINÉRIO RICO (KG/TON)	TEOR MÉDIO MINÉRIO MARGINAL (KG/TON)	RELAÇÃO ESTÉRIL/MINÉRIO
ZONA A	1.384	0.467	10.47
ZONA B	1.200	0.480	17.60
ZONA C	1.107	0.477	16.44
ZONA D	1.242	0.484	15.26
ZONA E	1.304	0.487	35.96
ZONA F	1.397	0.467	17.20
ZONA G	1.066	0.488	17.80
ZONA H	1.073	0.487	15.56
SUB-TOTAL	1.324	0.472	12.82

	QUANTIDADE TAL-QUAL (TONS)	QUANTIDADE MIN. RICO (TONS)	QUANTIDADE METAL (KG U3O8)	TEOR MÉDIO (KG U3O8/T)	RELAÇÃO E/M
NUCLEO A					
ALTO DO CORGO	1907794	60764	103973	1.711	30.40
MAIA	2970770	266326	334514	1.256	10.15
PALHEIROS TOL.	1807114	61290	167132	2.727	28.48
TOLOSA	580309	31860	55182	1.732	17.21
SUB-TOTAL	7265987	420240	660801	1.572	16.29
PERCENTAGEM	27.02%	22.61%	25.17%		
NUCLEO B					
MATO DA POVOA	384677	25218	27396	1.086	12.83
MEADA	396802	33971	52328	1.540	10.68
TARABAU	1171813	98114	189805	1.935	10.94
SUB-TOTAL	1917292	157303	269529	1.713	11.19

PERCENTAGEM	7.13%	8.46%	10.26%		
TOTAL	26892279	1858547	2625759	1.413	13.47

****

PLANO DE PRODUÇÃO GLOBAL

ANO	TAL-QUAL (TONS)	MINÉRIO RICO (TON)	TEOR MÉDIO MIN RICO (KG U3O8/T)	RELACÃO E/M	MINÉRIO MARGINAL (TON)	TEOR MÉDIO MIN. MARG. (KG U3O8/T)	MINÉRIO TRANSPORT. (TON)
1	1169167	93545	1.354	11.5	193551	0.471	0
2	1253512	99773	1.355	11.6	196269	0.471	5222
3	1979030	142017	1.319	12.9	272514	0.472	26110
4	2853965	179547	1.343	14.9	375158	0.476	32434
5	3026071	185385	1.386	15.3	375158	0.476	38271
6	2907789	187516	1.391	14.5	364091	0.475	43581
7	2654809	183511	1.432	13.5	299352	0.474	59276
8	2772347	187968	1.455	13.7	284972	0.473	68611
9	2266366	158540	1.529	13.3	151832	0.468	83662
10	2055134	150795	1.483	12.6	147557	0.467	77338
11	1971885	144621	1.442	12.6	147557	0.467	71165
12	1982205	145330	1.425	12.6	137557	0.467	71873
TOTAL	26892279	1858547	1.413	13.5	2955568	0.472	577543

****

INVESTIMENTOS E CUSTOS

LAVRA MINEIRA

CAPACIDADE EXTRACÇÃO (TON TAL-QUAL/DIA)- 8964
INVESTIMENTO INICIAL (kESC) - 1166531
RAZÃO INVESTIMENTO SUBSTITUIÇÃO / INVESTIMENTO INICIAL - 1.05
INVESTIMENTO SUBSTITUIÇÃO (kESC) - 1224065
CUSTO EXTRACÇÃO (ESC/TON TAL-QUAL) - 129

TRATAMENTO DE MINÉRIOS

LIXIVIAÇÃO DINAMICA

CAPACIDADE (TON MINERIO/DIA) - 451
CAPACIDADE (TONS/HORA) - 18.8
INVESTIMENTO (kESC) - 1279327
CUSTO OPERATORIO (ESC/TON) - 2023

LIXIVIAÇÃO ESTATICA

CAPACIDADE (TON MINERIO/DIA) - 718
CAPACIDADE (TONS/HORA) - 29.9
INVESTIMENTO (kESC) - 431730

CUSTO OPERATORIO (ESC/TON) - 580.6

OUTROS

TRANSPORTE (ESC/TON x KM) -12 MÃO DE OBRA (ESC /HOMEM HORA) - 664
CUSTOS FIXOS INDUST. (kESC/ANO) - 67635 CUSTOS ADMIN.(kESC/ANO)- 60610
TERRENOS (kESC) - 94000 ABASTECIMENTO AGUA (kESC) - 54400
LABORATORIO (kESC) - 24000 ACESSOS (kESC) - 37500
OFICINAS, ARMAZ., ESCRIT. (kESC)-150500 ENERGIA ELÉCTRICA (kESC) - 25000
BARRAGEM ESTÉREIS (kESC) - 72000 EQUIPAMENTO SOCIAL (kESC) - 200000
ENGENHARIA (kESC) - 386076 DESPESAS DE ARRANQUE (kESC) - 89791
FUNDO MANEIO (kESC) - 384211 IMPREVISTOS (kESC) - 406430

INVESTIMENTO TOTAL INICIAL - 4756496

****

DETERMINAÇÃO DO CASH-FLOW

	LAVRA			LIXIVIAÇÃO		ESTATICA
ANO	CUSTO OPERATORIO (ESC/T MIN)	CUSTO OPERATORIO (KESC/ANO)	CUSTO TRANSPORTE (ESC/ANO)	RENDIMENTO (%)	PRODUÇÃO (kG U308)	CUSTO OPERATORIO (kESC/ANO)
1	1486	138970	0	48.56	44310	112372
2	1494	149063	940	48.51	44795	113950
3	1671	237341	4700	48.63	62610	158216
4	1924	345533	5383	48.82	87096	217809
5	1980	367015	6889	48.82	87096	217809
6	1874	351458	7845	48.77	84295	211384
7	1740	319291	10670	48.70	69044	173798
8	1776	333900	12350	48.66	65583	165449
9	1718	272330	15059	48.32	34310	88150
10	1632	246040	13921	48.31	33314	85669
11	1632	236082	12810	48.31	33314	85669
12	1632	237323	12937	48.31	33314	85669
	CUSTO OPERATORIO (ESC/T MIN)	CUSTO OPERATORIO (KESC/ANO)	CUSTO TRANSPORTE (ESC/ANO)	RENDIMENTO (%)	PRODUÇÃO (kG U308)	CUSTO OPERATORIO (kESC/ANO)
TOTAL		3234346	103958		679080	1715942
MÉDIA	1740	269529	8663	48.63	56590	142995
ESC/T TAL-QUAL		120	3.9			63.8
ESC/T MIN.		1740	55.9			581
ESC/KG U308		1090	35			2527

****

LIXIVIAÇÃO DINAMICA

ANO	RENDIMENTO (%)	PRODUÇÃO (kG U3O8)	CUSTO OPERATORIO (kESC/ANO)	CUSTOS FIXOS (kESC/ANO)	CUSTOS ADMINISTRATIVOS (kESC/ANO)
1	86.70	109785	189214	67635	60610
2	86.71	117429	201811	67635	60610
3	86.39	161867	287258	67635	60610
4	86.60	208756	363172	67635	60610
5	86.97	223511	374978	67635	60610
6	87.01	226885	379289	67635	60610
7	87.34	229462	371189	67635	60610
8	87.52	239302	380204	67635	60610
9	88.07	213484	320680	67635	60610
10	87.74	196167	305014	67635	60610
11	87.42	182254	292527	67635	60610
12	87.30	180825	293959	67635	60610
TOTAL		2289547	3759294	811621	727326
MÉDIA	87.19	190796	313274	67635	60610
ESC/T TAL-QUAL			139.8	30.2	27.0
ESC/T MIN.			2023	437	391
ESC/KG U3O8			1642	273	245

****

ANO	CUSTOS TOTAIS (kESC)	INVESTI-MENTOS (kESC)	FLUXO NEGATIVO (kESC)	RECEITAS (kESC)	CASH-FLOW (kESC)	CASH-FLOW ACUMULADO (kESC)
-3		475650	475650		-475650	-475650
-2		1902598	1902598		-1902598	-2378248
-1		2378248	2378248		-2378248	-4756496
1	568801		568801	924569	355768	-4400728
2	594009		594009	972261	378252	-4022476
3	815760	122406	938167	1346863	408696	-3613781
4	1060598	122406	1183004	1775112	592108	-3021673
5	1094937	122406	1217344	1863638	646295	-2375378
6	1078221	122406	1200627	1867079	666452	-1708926
7	1003192	122406	1125599	1791040	665441	-1043485
8	1020149	122406	1142556	1829312	686756	-356729
9	824465	122406	946871	1486766	539895	183166
10	778889	122406	901295	1376884	475589	658754
11	755332	122406	877739	1293407	415668	1074422
12	758134	122406	880540	1284830	404290	1478713

TOTAL	10352487	5980560	16333047	17811760	1478713
MÉDIA	862707	498360	1361087	1484313	123227
ESC/T T.Q.	385.0	222.4	607.4	662.3	
ESC/T MIN	5570	3218	8788	9584	
ESC/KG U3O8	3487	2046	5502	6000	

****

CRITÉRIOS DE RENDIBILIDADE

TAXA INTERNA DE RENDABILIDADE - 3.93 %
CUSTO MÉDIO DE PRODUÇÃO - 5502 ESC/KG U3O8
RESULTADO LIQUIDO - 1.48 (GESC)
CASH-FLOW/INVESTIMENTO - 24.73%
RECEITAS / DESPESAS - 1.09

****

Na exploração sistemática do modelo fez-se variar o teor de corte entre 0,02 e 0,05% U_3O_8 em incrementos de 0,01%, o teor de separação entre 0,04 e 0,12% em incrementos de 0,02% U_3O_8, e a vida útil entre 4 e 16 anos em incrementos de 2 anos. As cinco funções objectivo que temos considerado foram calculadas para cada uma das combinatórias geradas pelas variáveis de referência.

Os resultados globais são apresentados nos quadros seguintes. Mantem-se a extensão puramente algébrica ao dominio de existência da T.I.R.

CIRCUITO MISTO - 1988
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,02% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,04	-8,25	6938	-3,02	-23,65	0,86
4	0,06	-2,38	6244	-0,76	-7,21	0,96
4	0,08	-0,28	6028	-0,09	-0,87	1,00
4	0,10	0,37	5963	0,11	1,15	1,01
4	0,12	0,45	5956	0,13	1,39	1,01

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
6	0,04	-0,47	6050	-0,16	-1,78	0,99
6	0,06	2,53	5740	0,81	9,96	1,05
6	0,08	3,59	5631	1,12	14,28	1,07
6	0,10	3,87	5599	1,19	15,41	1,07
6	0,12	3,83	5601	1,17	15,19	1,071
8	0,04	1,42	5845	0,50	6,65	1,027
8	0,06	3,51	5619	1,19	16,77	1,068
8	0,08	4,29	5529	1,43	20,61	1,085
8	0,10	4,51	5499	1,49	21,63	1,091
8	0,12	4,47	5498	1,47	21,39	1,091
10	0,04	1,56	5823	0,57	8,43	1,030
10	0,06	3,31	5619	1,19	18,27	1,068
10	0,08	4,01	5530	1,43	22,28	1,085
10	0,10	4,23	5495	1,50	23,51	1,092
10	0,12	4,23	5488	1,50	23,45	1,093
12	0,04	1,08	5872	0,41	6,54	1,022
12	0,06	2,71	5671	1,03	16,77	1,058
12	0,08	3,40	5575	1,29	21,23	1,076
12	0,10	3,66	5543	1,39	22,83	1,084
12	0,12	3,70	5521	1,40	23,05	1,087
14	0,04	0,38	5953	0,15	2,50	1,008
14	0,06	1,98	5746	0,79	13,45	1,044
14	0,08	2,70	5644	1,08	18,51	1,063
14	0,10	2,99	5595	1,20	20,57	1,072
14	0,12	3,07	5577	1,24	21,10	1,076
16	0,04	-0,40	6051	-0,16	-2,83	0,992
16	0,06	1,23	5835	0,51	9,00	1,028
16	0,08	1,99	5724	0,84	14,74	1,048
16	0,10	2,32	5669	0,98	17,28	1,058
16	0,12	2,44	5646	1,04	18,16	1,063

CIRCUITO MISTO - 1988
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,03% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,04	-7,50	6862	-2,72	-21,67	0,874
4	0,06	-1,59	6164	-0,50	-4,87	0,973
4	0,08	0,54	5946	0,16	1,67	1,009
4	0,10	1,19	5881	0,34	3,73	1,020
4	0,12	1,26	5874	0,36	3,95	1,021
6	0,04	0,44	5953	0,15	1,70	1,008
6	0,06	3,30	5657	1,05	13,13	1,061
6	0,08	4,33	5551	1,33	17,36	1,081
6	0,10	4,59	5521	1,39	18,40	1,087
6	0,12	4,53	5524	1,36	18,09	1,086
8	0,04	2,31	5746	0,80	10,91	1,044
8	0,06	4,22	5538	1,41	20,32	1,084
8	0,08	4,94	5452	1,63	23,92	1,100
8	0,10	5,13	5424	1,67	24,79	1,106
8	0,12	5,07	5424	1,64	24,43	1,106
10	0,04	2,39	5725	0,87	13,12	1,048
10	0,06	3,95	5539	1,41	22,02	1,083
10	0,08	4,59	5455	1,62	25,71	1,100
10	0,10	4,78	5422	1,68	26,75	1,107
10	0,12	4,76	5417	1,66	26,56	1,108
12	0,04	1,87	5775	0,71	11,48	1,039
12	0,06	3,30	5592	1,24	20,63	1,073
12	0,08	3,93	5502	1,48	24,73	1,091
12	0,10	4,16	5463	1,56	26,12	1,098
12	0,12	4,18	5452	1,56	26,20	1,101
14	0,04	1,13	5858	0,45	7,61	1,024
14	0,06	2,53	5670	1,01	17,39	1,058
14	0,08	3,19	5572	1,27	22,06	1,077
14	0,10	3,45	5526	1,38	23,89	1,086
14	0,12	3,51	5509	1,40	24,28	1,089

Vida Util Anos	Teor de Corte % U_3O_8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
16	0,04	0,33	5907	0,14	2,39	1,007
16	0,06	1,76	5760	0,73	13,00	1,042
16	0,08	2,45	5653	1,03	18,32	1,061
16	0,10	2,75	5600	1,16	20,63	1,071
16	0,12	2,85	5578	1,20	21,36	1,076

CIRCUITO MISTO - 1988
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,04% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,06	-1,93	6202	-0,59	-5,89	0,967
4	0,08	0,09	5990	0,03	0,29	1,002
4	0,10	0,69	5931	0,19	2,14	1,012
4	0,12	0,71	5928	0,20	2,22	1,012
6	0,06	2,99	5686	0,92	11,85	1,055
6	0,08	3,89	5592	1,16	15,51	1,073
6	0,10	4,07	5569	1,20	16,25	1,077
6	0,12	3,96	5577	1,16	15,75	1,076
8	0,06	3,90	5567	1,27	18,69	1,078
8	0,08	4,49	5495	1,44	21,62	1,092
8	0,10	4,61	5474	1,46	22,15	1,096
8	0,12	4,51	5479	1,42	21,58	1,095
10	0,06	3,62	5572	1,25	20,06	1,077
10	0,08	4,14	5500	1,47	23,03	1,091
10	0,10	4,27	5475	1,46	23,73	1,096
10	0,12	4,22	5474	1,44	23,32	1,096
12	0,06	2,96	5629	1,09	18,39	1,066
12	0,08	3,49	5551	1,28	21,75	1,081
12	0,10	3,66	5519	1,34	22,80	1,087

Vida Util Anos	Teor de Corte % U_3O_8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
12	0,12	3,65	5512	1,33	22,65	1,088
14	0,06	2,19	5710	0,85	14,93	1,051
14	0,08	2,75	5624	1,07	18,85	1,067
14	0,10	2,97	5585	1,16	20,34	1,074
14	0,12	3,00	5573	1,17	20,51	1,074
16	0,06	1,41	5804	0,57	10,37	1,034
16	0,08	2,02	5709	0,83	14,95	1,051
16	0,10	2,28	5663	0,94	16,91	1,060
16	0,12	2,36	5645	0,97	17,42	1,63

CIRCUITO MISTO - 1988
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,05% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,06	-2,77	6295	-0,82	-8,42	0,953
4	0,08	-1,02	6105	-0,29	-3,14	0,983
4	0,10	-0,55	6050	-0,15	-1,69	0,991
4	0,12	-0,60	6062	-0,16	-1,86	0,990
6	0,06	2,17	5768	0,65	8,56	1,040
6	0,08	2,80	5701	0,81	11,07	1,053
6	0,10	2,87	5690	0,82	11,33	1,054
6	0,12	2,69	5707	0,76	10,56	1,051
8	0,06	3,09	5652	0.97	14,69	1,062
8	0,08	3,45	5605	1,07	16,39	1,070
8	0,10	3,47	5597	1,06	16,53	1,072
8	0,12	3,31	5611	1,01	15,58	1,069
10	0,06	2,83	5661	0,94	15,47	1,060
10	0,08	3,14	5615	1,04	17,19	1,069

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
10	0,10	3,19	5601	1,05	17,39	1,071
10	0,12	3,08	5609	1,01	16,71	1,070
12	0,06	2,18	5723	0,77	13,33	1,048
12	0,08	2,52	5670	0,89	15,45	1,058
12	0,10	2,62	5649	0,93	16,01	1,062
12	0,12	2,56	5651	0,90	15,60	1,062
14	0,06	1,42	5810	0,53	9,50	1,033
14	0,08	1,82	5748	0,68	12,20	1,044
14	0,10	1,97	5720	0,74	13,21	1,049
14	0,12	1,96	5716	0,74	13,12	1,050
16	0,06	0,65	5909	0,25	4,65	1,015
16	0,08	1,11	5838	0,44	8,03	1,028
16	0,10	1,32	5802	0,52	9,53	1,034
16	0,12	1,36	5792	0,54	9,78	1,036

A interpretação dos resultados obtidos é mais delicada dado existirem três variáveis independentes. A forma mais simples de obter a sua visualização é manter constante uma das variáveis (interessa sobretudo fixar o teor de corte e o de separação), e representar graficamente a superfície tridimensional resultante. Será esta a metodologia que manteremos na reflexão crítica sobre as medidas de rendibilidade deste circuito. Em todas as representações gráficas que se seguem e que utilizam isolinhas, o eixo das abcissas representa a vida útil expressa em anos e o eixo das ordenadas os teores (de separação ou de corte, consoante a variável fixada) expressos em kg/t x 10 quando o teor de corte é a variável fixada e em kg/ton x 20 quando o teor de separação é a variável mantida constante. O mesmo critério é mantido nas representações tridimensionais. Tal como anteriormente referimos, as superfícies foram geradas utilizando *krigagem*.

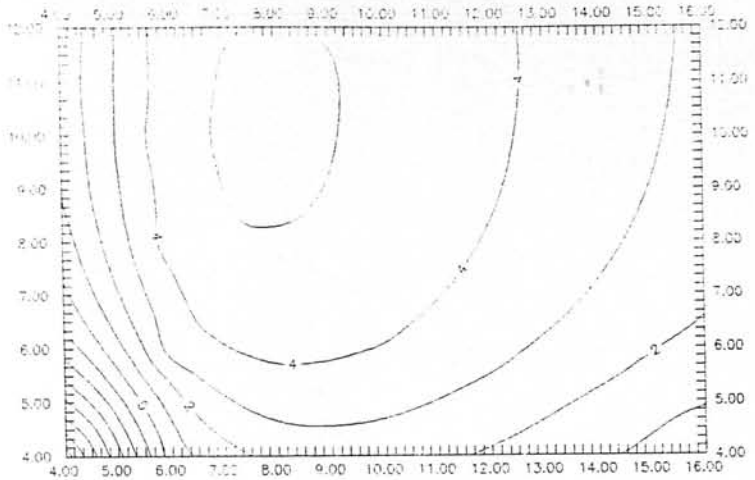
Examinemos o comportamento da T.I.R. O primeiro facto a realçar é que qualquer que seja o valor fixado para o teor

de corte verifica-se que o máximo é sempre obtenível para uma vida útil de 8 anos e para um teor de separação de 0,10% U_3O_8. Esta constatação é evidente a partir da análise dos quadros de resultados. As representações gráficas mostram claramente essa situação, quando o corte é de 0,03% U_3O_8. Se fixarmos o valor do teor de separação, o máximo da função objectivo é obtido para uma vida útil de 8 anos e para um corte de 0,03% U_3O_8 (exemplo visual na página 9.95). O valor máximo deste critério de rendibilidade (5,13%) verifica-se para um corte de 0,03% U_3O_8, um teor de separação de 0,08% U_3O_8 e para uma vida útil de 8 anos.

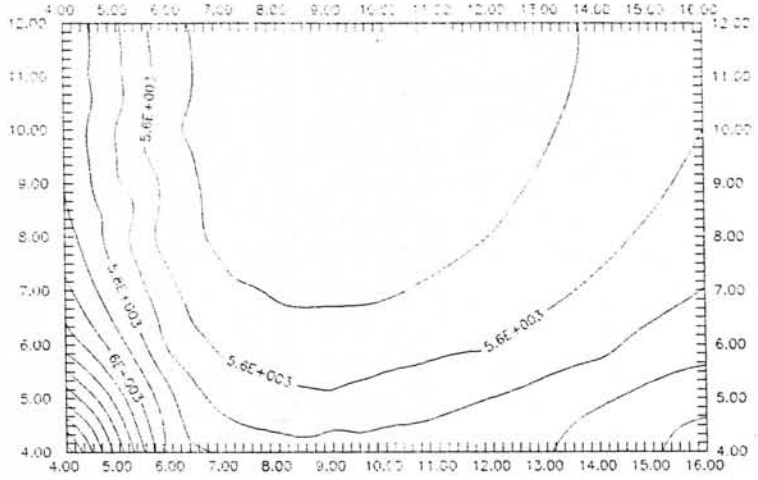
Se o critério de rendibilidade for o custo médio de produção verficamos que, fixado o teor de corte, o mínimo relativo é obtido numa região definida por um teor de separação entre 0,10 e 0,12 % U_3O_8 e por uma vida útil entre os 8 e os 10 anos. O mínimo absoluto (cerca de 5410 Esc/kg U_3O_8) verifica-se para um corte de 0,03% U_3O_8, um teor de separação de 0,12% U_3O_8 e para uma vida útil de 10 anos. As figuras (páginas 9.95 e 9.96) mostram a dependência deste critério relativamente às variáveis de decisão, mantendo uma delas fixa. Verifica-se também que uma região de relativa indiferença em torno do máximo apresenta neste caso uma muito maior expressão dimensional do que no caso anterior.

Se a função objectivo for o resultado líquido os máximos relativos, obtidos por fixação do teor de corte verificam-se sistematicamente para um teor de separação de 0,10% U_3O_8 e para uma vida útil de 10 anos. Se fixarmos o teor de separação os máximos relativos resultantes verificam-se para valores do corte em 0,03% U_3O_8 e para uma vida útil entre os 8 e os 10 anos. As figuras das páginas citadas mostram dois exemplos. O máximo absoluto (entre 1,65 e 1,70) pode ser obtido numa região de relativa indiferença com certa expressão dimensional. Um exemplo de coordenadas das variáveis de decisão que permite obtê-lo (1,68) é para um teor de corte de 0,03% U_3O_8, um teor de separação de 0,10% U_3O_8 e para uma vida útil de 10 anos.

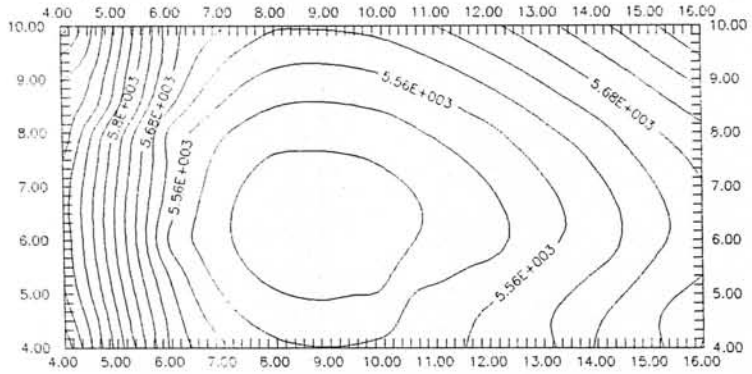
Para a relação *cash-flow*/investimento os máximos relativos, para um teor de corte constante, obtém-se numa extensa região de relativa indiferença caracterizada por valores da vida útil no intervalo [8,13] anos e do teor de separação no intervalo [0,08, 0,12] %U_3O_8. Se fixarmos o teor



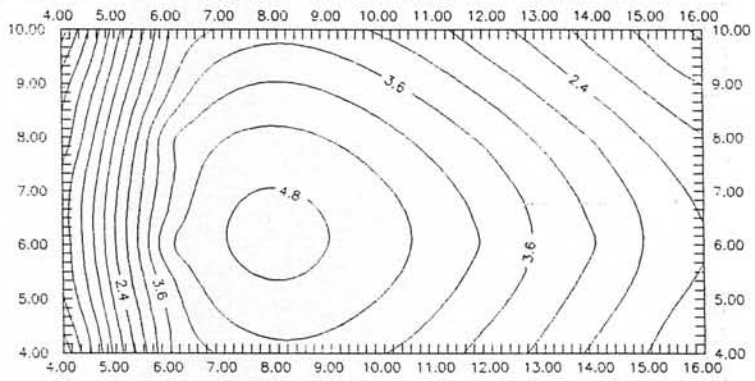
9. Um modelo global integrado

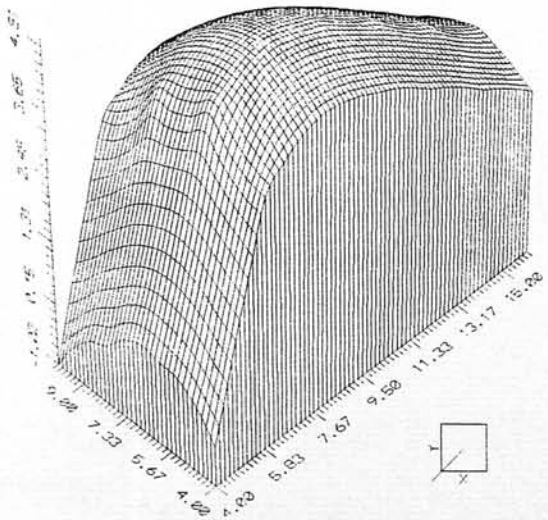


C.MISTO (1988)- CUSTO MEDIO PROD. - SEPARACAO 0,08%

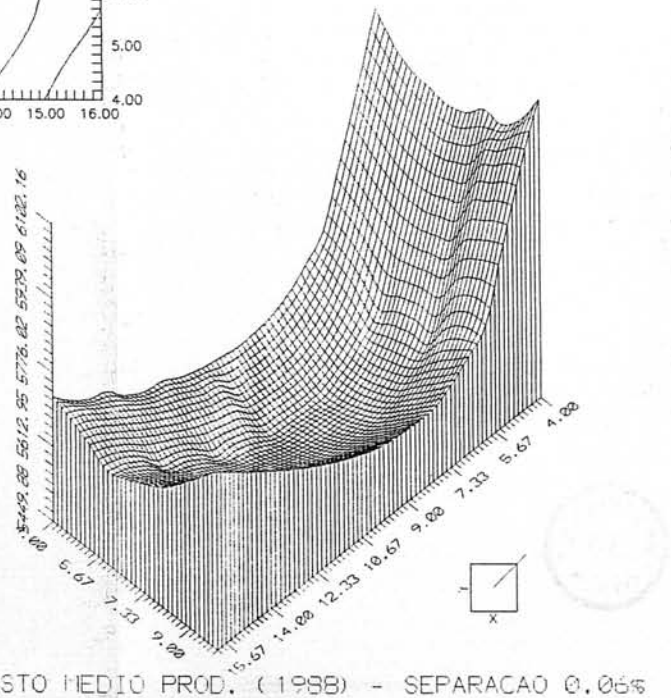


CIRCUITO MISTO (1988)-T.I.R.-SEPARACAO 0,08% U308

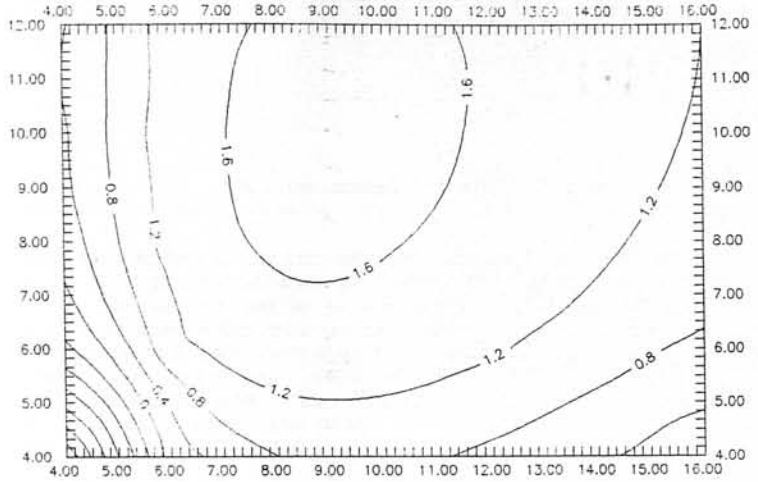


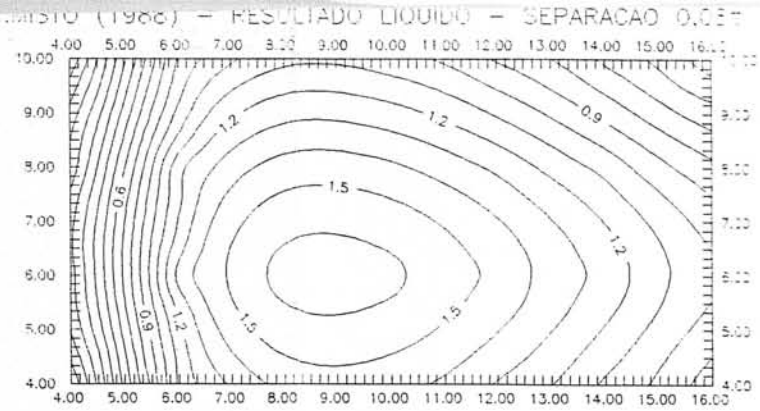


C. MISTO (1988) CORTE 0.08% U308

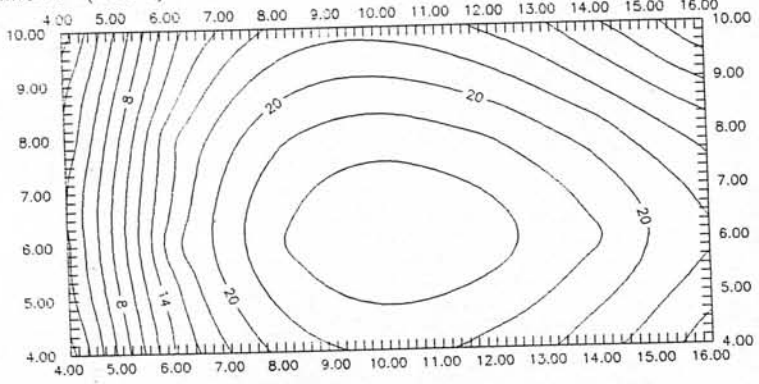


CUSTO MEDIO PROD. (1988) - SEPARACAO 0.06%

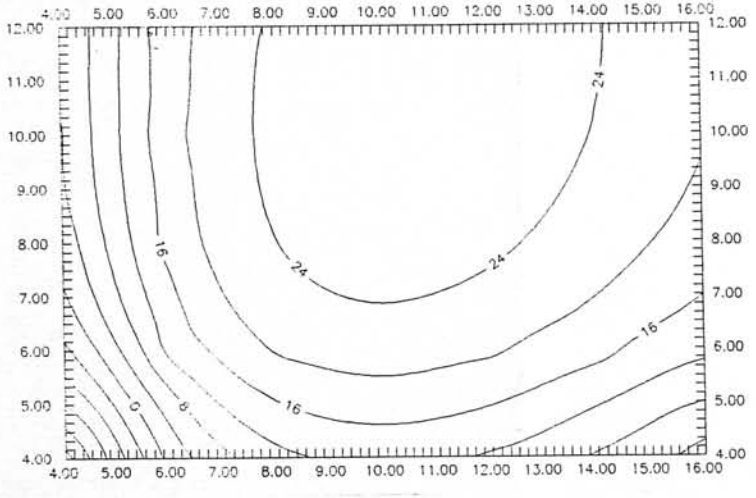




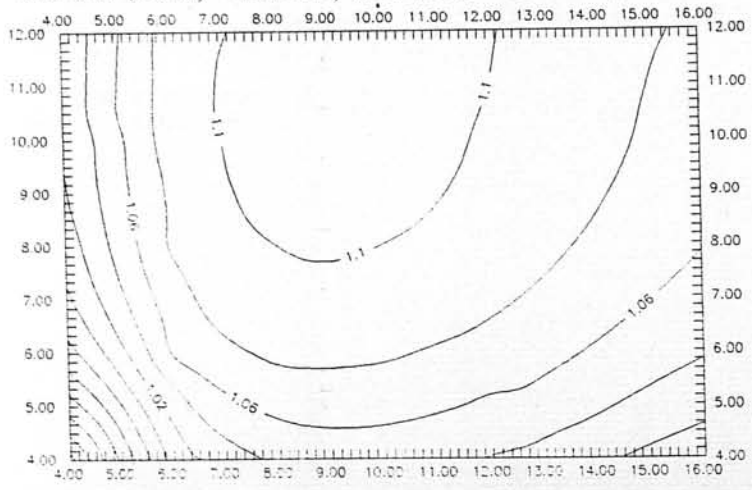
C.MISTO (1988)-CASH-FLOW/INVESTIMENTO-SEPARACAO 0,08%



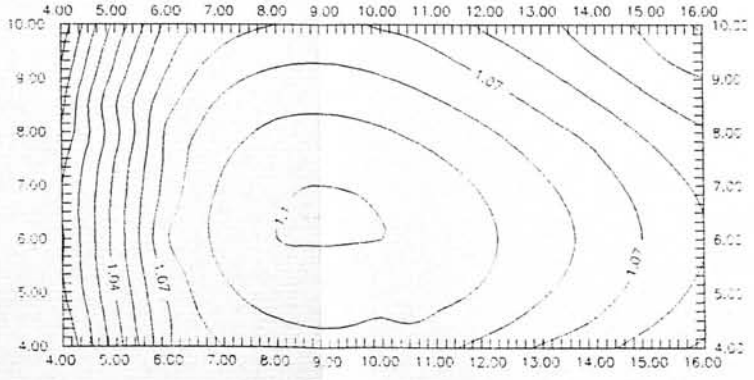
C.MISTO (1988)-CASH-FLOW/INVESTIMENTO-CORTE 0,03%



C.MISTO (1988)-RECEITAS/DESPESAS- CORTE 0,03%



C.MISTO(1988)-RECEITAS/DESPESAS- SEPARACAO 0,08%



de separação, o máximo da superfície tridimensional resultante é obtido para valores da vida útil entre os 8 e os 12 anos e para teores de corte entre 0,025 e 0,035% U_3O_8. Dois exemplos são apresentados sob forma gráfica. Um exemplo do valor das coordenadas das variáveis de decisão que permite alcançar a região de relativa indiferença em torno do máximo absoluto é para um corte nos 0,03 $\%U_3O_8$, uma separação entre processos nos 0,10 $\%U_3O_8$ e para uma vida útil de 10 anos; neste caso o valor do rácio é de 26,75%.

A relação receitas/despesas apresenta um comportamento paralelo ao anterior critério de rendibilidade. Se fixarmos o corte, o máximo relativo da função é obtenível para uma vida útil entre os 8 e os 11 anos e para teores de separação em torno dos 0,12 $\%U_3O_8$. Se fixarmos o teor de separação o máximo relativo resultante verifica-se para uma vida útil entre os 8 e os 10 anos e para uma estreita faixa de teores de corte entre 0,03 e 0,035 $\%U_3O_8$. Dois exemplos gráficos são ilustrados nas páginas anteriores. O máximo absoluto - 1,108 - verifica-se para um teor de corte de 0,03 $\%U_3O_8$, um teor de separação de 0,12 $\%U_3O_8$ e para uma vida útil de 10 anos.

9.6.3 Exploração do modelo: ano de 1984

Na exploração sistemática do modelo, tal como em 9.6.2, começou-se por obter uma malha regular de valores discretos da função objectivo fazendo variar o teor de corte entre 0,02 e 0,05 $\%U_3O_8$ em incrementos de 0,01%, o teor de separação entre 0,04 ou 0,06 $\%U_3O_8$ e 0,12% em incrementos de 0,02% e a vida útil entre 4 e 16 anos em incrementos de 2 anos. A partir do cunjunto tetra-dimensional dos valores obtidos, fixando uma das duas variáveis, teor de corte ou de separação, podem-se gerar, utilizando a *krigagem* com posterior *spline* cúbico, representações gráficas tri-dimensionais. Este procedimento foi, tal como nas anteriores situações, executado para cada uma das cinco funções objectivo adoptadas.

Os resultados obtidos são apresentados nos quadros das páginas seguintes.

CIRCUITO MISTO - 1984
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,02% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U308	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,04	22,49	4776	7,82	87,88	1,51
4	0,06	27,95	4393	8,77	114,76	1,64
4	0,08	29,13	4305	8,80	121,03	1,67
4	0,10	28,97	4305	8,61	120,39	1,67
4	0,12	28,42	4334	8,38	117,73	1,66
6	0,04	28,47	4130	9,90	156,17	1,74
6	0,06	30,38	3975	10,08	169,49	1,81
6	0,08	30,40	3946	9,89	169,59	1,82
6	0,10	29,86	3960	9,64	165,81	1,82
6	0,12	29,21	3989	9,39	161,30	1,80
8	0,04	28,32	3940	10,51	196,58	1,83
8	0,06	29,11	3832	10,52	203,21	1,88
8	0,08	28,80	3810	10,31	200,37	1,89
8	0,10	28,21	3822	10,05	195,06	1,88
8	0,12	27,60	3847	9,80	189,61	1,87
10	0,04	26,73	3877	10,71	222,19	1,86
10	0,06	27,07	3779	10,69	225,28	1,91
10	0,08	26,68	3755	10,47	220,91	1,92
10	0,10	26,11	3763	10,22	214,81	1,91
10	0,12	25,55	3783	9,99	208,88	1,90
12	0,04	24,91	3866	10,75	238,89	1,86
12	0,06	25,04	3768	10,73	240,05	1,91
12	0,08	24,64	3739	10,52	234,92	1,93
12	0,10	24,11	3741	10,29	228,44	1,92
12	0,12	23,61	3757	10,06	222,28	1,92
14	0,04	23,03	3879	10,71	249,79	1,86
14	0,06	23,07	3777	10,70	249,96	1,91
14	0,08	22,69	3742	10,51	244,49	1,92
14	0,10	22,22	3740	10,29	237,87	1,93
14	0,12	21,76	3750	10,08	231,64	1,92

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
16	0,04	21,36	3907	10,62	256,71	1,84
16	0,06	21,37	3798	10,63	256,44	1,90
16	0,08	21,02	3758	10,47	250,91	1,92
16	0,10	20,59	3751	10,26	244,31	1,92
16	0,12	20,18	3759	10,06	238,10	1,92

CIRCUITO MISTO - 1984
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,03% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,04	23,54	4661	8,00	92,99	1,54
4	0,06	29,12	4279	8,91	120,94	1,68
4	0,08	30,32	4191	8,93	127,49	1,72
4	0,10	30,15	4191	8,74	126,78	1,72
4	0,12	29,58	4220	8,50	123,95	1,71
6	0,04	29,64	4013	10,04	164,41	1,79
6	0,06	31,43	3869	10,16	177,07	1,80
6	0,08	31,38	3842	9,97	176,78	1,87
6	0,10	30,80	3857	9,71	172,64	1,87
6	0,12	30,12	3887	9,45	167,83	1,85
8	0,04	29,39	3828	10,62	205,99	1,88
8	0,06	29,98	3731	10,58	211,05	1,93
8	0,08	29,61	3712	10,35	207,52	1,94
8	0,10	28,97	3726	10,09	201,74	1,93
8	0,12	28,32	3751	9,84	195,94	1,92
10	0,04	27,67	3770	10,80	231,85	1,91
10	0,06	27,81	3683	10,73	232,90	1,95
10	0,08	27,34	3662	10,50	227,73	1,97
10	0,10	26,73	3671	10,25	221,11	1,96
10	0,12	26,14	3691	10,01	214,82	1,95

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
12	0,04	25,72	3763	10,82	248,36	1,91
12	0,06	25,67	3675	10,76	247,29	1,96
12	0,08	25,20	3649	10,54	241,29	1,97
12	0,10	25,63	3652	10,30	234,29	1,97
12	0,12	24,10	3668	10,08	227,77	1,96
14	0,04	23,74	3780	10,77	258,88	1,90
14	0,06	23,61	3687	10,72	256,73	1,95
14	0,08	23,16	3655	10,52	250,39	1,97
14	0,10	22,65	3653	10,30	243,26	1,97
14	0,12	22,17	3666	10,08	236,68	1,96
16	0,04	21,99	3810	10,68	265,33	1,89
16	0,06	21,84	3710	10,65	262,74	1,94
16	0,08	21,42	3672	10,47	256,34	1,96
16	0,10	20,96	3666	10,26	249,25	1,96
16	0,12	20,53	3675	10,06	242,72	1,96

CIRCUITO MISTO - 1984
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,04% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,06	29,17	4252	8,63	121,80	1,69
4	0,08	30,26	4171	8,62	127,77	1,73
4	0,10	30,00	4177	8,41	126,62	1,72
4	0,12	29,37	4210	8,17	123,46	1,71
6	0,06	31,45	3844	9,63	177,72	1,87
6	0,08	31,24	3826	9,60	176,23	1,88
6	0,10	30,56	3847	9,33	171,42	1,87
6	0,12	29,81	3882	9,07	166,16	1,85
8	0,06	29,94	3711	10,22	210,83	1,94

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
8	0,08	29,40	3702	9,96	205,80	1,95
8	0,10	28,67	3720	9,68	199,33	1,94
8	0,12	27,96	3750	9,43	193,06	1,92
10	0,06	27,70	3668	10,34	231,66	1,96
10	0,08	27,09	3655	10,09	224,96	1,97
10	0,10	26,39	3669	9,82	217,59	1,96
10	0,12	25,75	3694	9,58	210,83	1,95
12	0,06	25,51	3664	10,36	245,03	1,97
12	0,08	24,90	3646	10,12	237,51	1,98
12	0,10	24,27	3654	9,87	229,77	1,97
12	0,12	23,69	3674	9,63	222,80	1,96
14	0,06	23,42	3679	10,31	253,53	1,96
14	0,08	22,85	3655	10,09	245,71	1,97
14	0,10	22,28	3658	9,86	237,88	1,97
14	0,12	21,76	3674	9,63	230,87	1,96
16	0,06	21,62	3706	10,23	258,70	1,94
16	0,08	21,10	3675	10,03	250,88	1,96
16	0,10	20,58	3673	9,81	243,12	1,96
16	0,12	20,11	3686	9,60	236,17	1,95

CIRCUITO MISTO - 1984
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,05% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,06	28,76	4265	8,18	120,37	1,69
4	0,08	29,51	4204	8,10	124,66	1,71
4	0,10	29,10	4226	7,87	122,75	1,71
4	0,12	28,37	4260	7,62	119,10	1,69

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Líquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
6	0,06	31,03	3859	9,31	175,33	1,87
6	0,08	30,48	3861	9,03	171,46	1,86
6	0,10	29,66	3892	8,73	165,67	1,85
6	0,12	28,82	3934	8,46	159,84	1,83
8	0,06	29,48	3732	9,66	207,02	1,93
8	0,08	28,64	3741	9,36	199,45	1,92
8	0,10	27,78	3769	9,06	191,89	1,91
8	0,12	26,99	3805	8,80	185,04	1,89
10	0,06	27,21	3594	9,77	226,40	1,95
10	0,08	26,33	3699	9,47	217,09	1,95
10	0,10	25,53	3721	9,19	208,70	1,94
10	0,12	24,82	3752	8,93	201,38	1,92
12	0,06	25,00	3695	9,77	238,44	1,95
12	0,08	24,15	3692	9,49	228,37	1,95
12	0,10	23,42	3709	9,22	219,66	1,94
12	0,12	22,78	3735	8,98	212,16	1,93
14	0,06	22,89	3715	9,71	245,76	1,94
14	0,08	22,12	3705	9,45	235,50	1,94
14	0,10	21,46	3716	9,20	226,74	1,94
14	0,12	20,89	3738	8,97	219,23	1,93
16	0,06	21,08	3745	9,63	249,90	1,92
16	0,08	20,38	3729	9,39	239,75	1,93
16	0,10	19,78	3734	9,15	231,12	1,93
16	0,12	19,27	3752	8.93	223,71	1,92

Vamos começar por analisar o comportamento da taxa interna de rendibilidade. Qualquer que seja o teor de corte fixado constata-se que o máximo relativo da superfície assim definida se verifica para uma vida útil bastante curta (6 anos) e para teores de separação entre 0,06 e 0,08% U_3O_8. Por outro lado, fixado o corte, verifica-se que o máximo da curva resultante se obtém sempre para um teor de separação em torno

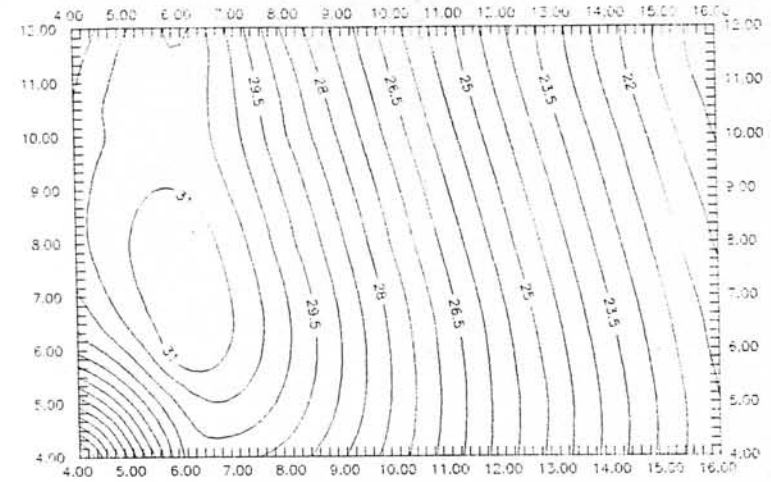
dos 0,075% U_3O_8 e para uma vida útil de 6 anos. Se fixarmos o teor de separação o máximo da superfície resultante é obtido para uma vida útil de 6 anos e para um corte entre 0,035 e 0,04 % U_3O_8. A situação é gráficamente ilustrada na página 9.104. O máximo absoluto (31,5%) obtém-se para um teor de corte de 0,03% U_3O_8, para um teor de separação de 0,06% e para uma vida útil de 6 anos.

A nossa segunda medida da rendibilidade é o custo médio de produção, cujo comportamento se analisa de seguida. Se fixarmos o teor de corte, o mínimo da superfície tridimensional resultante verifica-se para uma vida útil entre os 11 e os 12 anos e para um teor de separação variável entre os 0,09 e os 0,06% U_3O_8 consoante o corte efectuado; esse teor de separação é decrescente relativamente ao teor de corte fixado. Se fixarmos o teor de separação, os mínimos das superfícies resultantes obtém-se para um corte entre os 0,03 e os 0,04% U_3O_8. Na página 9.104 representa-se graficamente os exemplos que referimos. O mínimo absoluto (3649 Esc/kg U_3O_8) verifica-se para um corte de 0,03 %, uma separação entre tratamentos definida pelo teor de 0,08% e uma vida útil de 12 anos.

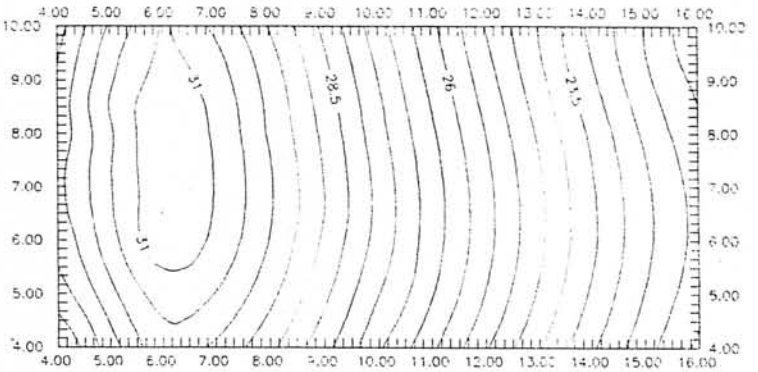
A função objectivo seguinte é o resultado líquido. Fixado um teor de corte, verifica-se uma constância no valor das variáveis de decisão que maximizam o valor da função objectivo na superfície tridimensional resultante: um teor de separação imediatamente acima do corte (0,04% para cortes de 0,02 e 0,03% U_3O_8 e 0,06% para cortes de 0,04 e 0,05% U_3O_8) e uma vida útil de 12 anos. Fixado o teor de separação, o máximo da superfície resultante é verificado para um corte nos 0,03% U_3O_8 e para uma vida útil de 12 anos. Nas páginas 9.103 e 9.104 apresentam-se 2 exemplos de tais situações. O máximo absoluto (10,82) é obtenível para os seguintes valores das variáveis de comando: teor de corte 0,03% U_3O_8, teor de separação de 0,06% U_3O_8 e vida útil de 12 anos.

Verifique-se agora o comportamento da relação *cash-flow* / investimento. Para um teor de corte fixo, o máximo relativo resultante verifica-se sempre para os mesmos valores da vida útil (16 anos) e para um teor de separação imediatamente superior ao corte: 0,04 ou 0,06% U_3O_8. Fixado um teor de separação, o máximo da superfície tri-dimensional resultante verifica-se para um teor de corte de 0,03% U_3O_8 e

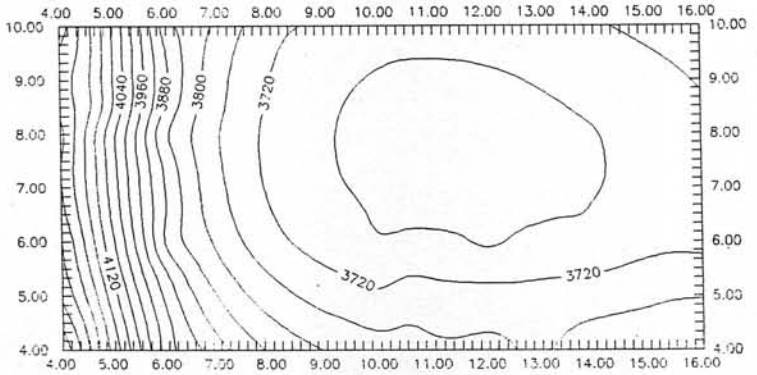
CIRCUITO MISTO (1984) – T.I.R. – CORTE 0,03% UD



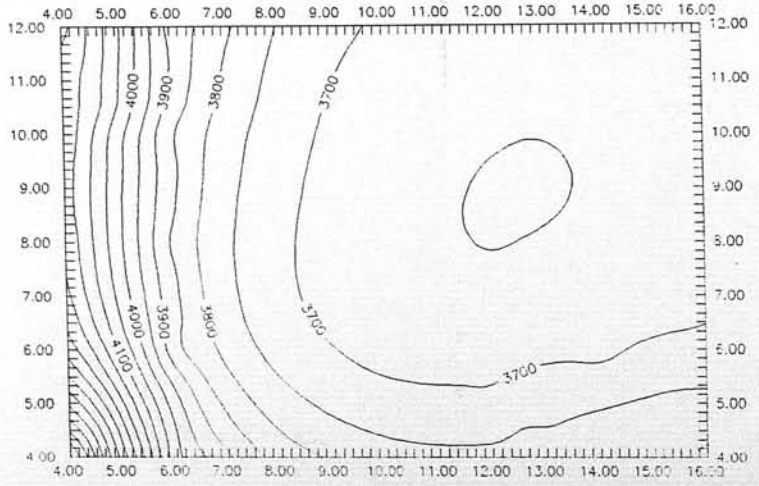
CIRCUITO MISTO (1984) – T.I.R. –SEPARACAO 0,06%



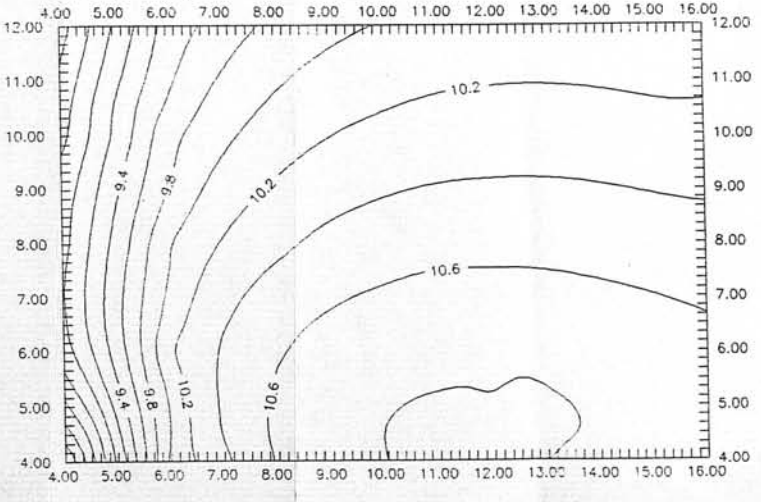
C.MISTO (1984)– CUSTO MEDIO PROD.– SEPARACAO 0,06%



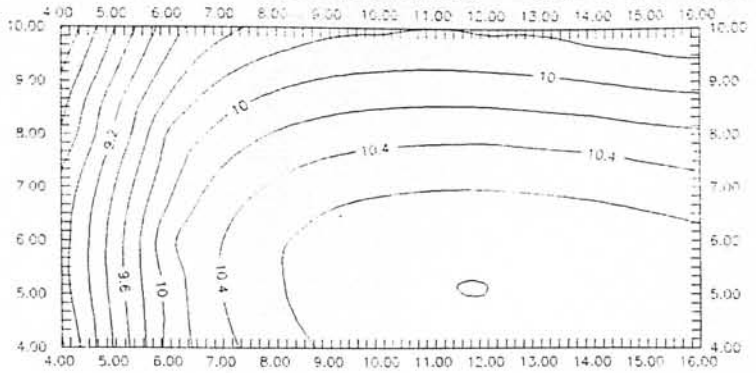
C.MISTO (1984)–CUSTO MEDIO PRODUCAO– CORTE 0,03%



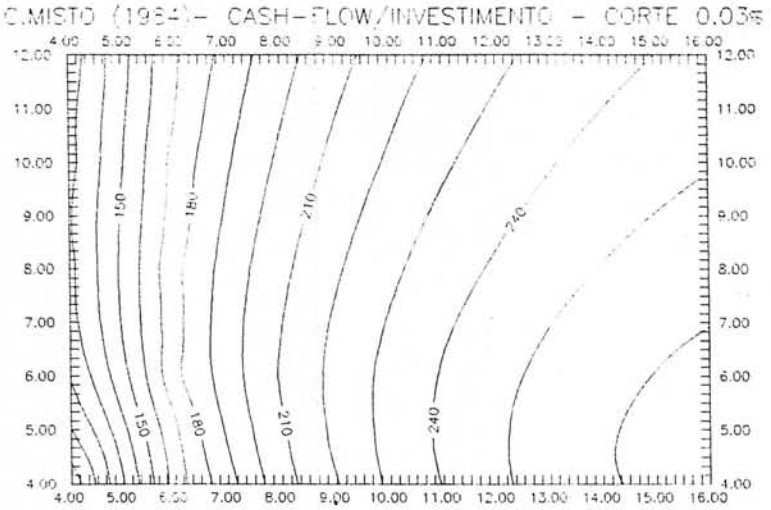
C. MISTO (1984) – RESULTADO LIQUIDO – CORTE 0,03%



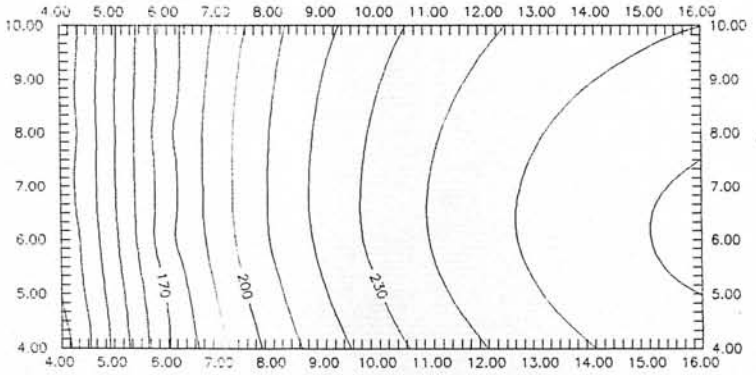
C. MISTO-(1984) - RESULTADO LIQUIDO - SEPARACAO 0,06%



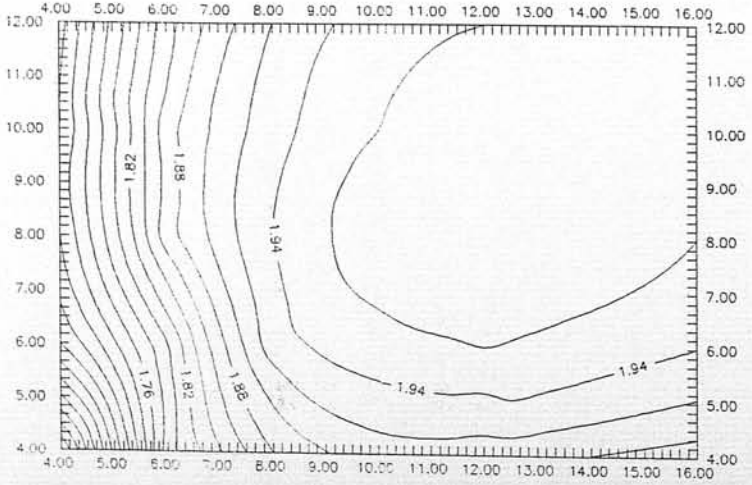
C.MISTO (1984)- CASH-FLOW/INVESTIMENTO - CORTE 0,03%



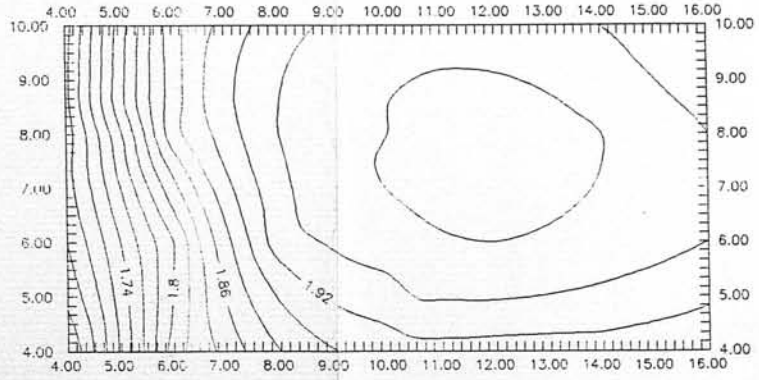
C.MISTO-CASH-FLOW/INVESTIMENTO- SEPARACAO 0,06%



C.MISTO (1984)- RECEITAS/DESPESAS - CORTE 0,03%



C.MISTO (1984)- RECEITAS/DESPESAS -SEPARACAO 0,06%



para uma vida útil de 16 anos. As figuras da página 9.105 representam dois exemplos de tais situações. O máximo absoluto (265,33%) verifica-se para um teor de corte de 0,03 %, um teor de separação de 0,04% e uma vida útil de 16 anos.

Finalmente, resta verificar o comportamento do rácio receitas / despesas. Se fixarmos o teor de corte, a superfície tri-dimensional que representa este critério de rendibilidade apresenta uma extensão região de indiferença relativa em torno do máximo. Essa região máxima de indiferença pode ser definida por um intervalo de variação para o teor de separação entre os 0,06% e os 0,10% U_3O_8, e para um intervalo de variação da vida útil entre os 10 e os 14 anos. A mesma situação de obtenção de regiões de indiferença em torno do máximo se verifica quando o teor de separação é a variável mantida constante. Os limites dessa região são definidos para valores do corte entre 0,03 e 0,04% U_3O_8 e para uma vida útil entre os 10 e os 14 anos. As figuras da página 9.105 ilustram dois exemplos de tais situações. O máximo absoluto (1,98) verifica-se para um corte de 0,04% U_3O_8, um teor de separação de 0,06% e uma vida útil de 12 anos.

9.6.4 A exploração do modelo: Ano de 1980

A metodologia é idêntica à referida em 9.6.2 e 9.6.3. Os resultados obtidos são apresentados nos quadros seguintes.

CIRCUITO MISTO - 1980
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,02% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,04	49,09	1959	8,45	234,48	2,34
4	0,06	57,07	1780	8,75	290,01	2,57
4	0,08	59,41	1726	8,68	307,85	2,65
4	0,10	59,48	1713	8,53	311,50	2,67
4	0,12	59,57	1714	8,38	310,12	2,67
6	0,04	52,79	1702	9,28	362,55	2,69
6	0,06	55,93	1624	9,23	393,43	2,82
6	0,08	56,49	1600	9,06	399,34	2,86

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
6	0,10	56,21	1595	8,87	396,76	2,87
6	0,12	55,68	1600	8,71	391,72	2,86
8	0,04	50,18	1631	9,51	440,45	2,81
8	0,06	51,64	1577	9,38	457,76	2,90
8	0,08	51,61	1559	9,18	457,24	2,94
8	0,10	51,12	1557	8,99	451,20	2,94
8	0,12	50,53	1560	8,83	444,07	2,94
10	0,04	40,49	1612	9.57	491,30	2,84
10	0,06	47,20	1566	9.42	500,39	2,93
10	0,08	46,93	1549	9.22	495,95	2,96
10	0,10	46,37	1545	9.03	487,78	2,96
10	0,12	45,79	1548	8.86	479,35	2,96
12	0,04	43,05	1614	9.56	525,70	2,84
12	0,06	43,36	1569	9.41	529,49	2,92
12	0,08	42,97	1551	9.21	522,53	2,95
12	0,10	42,41	1547	9.02	512,99	2,96
12	0,12	41,84	1549	8.86	503,74	2,96
14	0,04	38,70	1625	9.53	549,32	2,82
14	0,06	39,80	1580	9.37	549,55	2,90
14	0,08	39,37	1561	9,18	540,92	2,93
14	0,10	38,81	1556	9,00	530,50	2,94
14	0,12	38,28	1556	8,84	520,71	2,94
16	0,04	36,90	1642	9,47	565,49	2,79
16	0,06	36,87	1595	9,33	563,28	2,87
16	0,08	36,42	1575	9,14	553,54	2,91
16	0,10	35,89	1568	8,96	542,55	2,92
16	0,12	35.38	1568	8,80	532,44	2,92

CIRCUITO MISTO - 1980
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,03% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % $U3O_8$	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,04	48,99	1945	8,30	234,46	2,35
4	0,06	57,06	1765	8,59	290,38	2,60
4	0,08	59,45	1712	8,52	309,10	2,68
4	0,10	59,87	1698	8,37	312,85	2,58
4	0,12	59,61	1700	8,22	311,45	2,69
6	0,04	52,93	1681	9,13	364,52	2,72
6	0,06	55,97	1608	9,07	394,53	2,85
6	0,08	56,50	1585	8,89	400,16	2,89
6	0,10	56,19	1582	8,71	397,35	2,90
6	0,12	55,64	1586	8,54	392,12	2,89
8	0,04	50,39	1609	9,36	442,87	2,85
8	0,06	51,65	1561	9,21	458,29	2,93
8	0,08	51,57	1544	9,01	457,12	2,97
8	0,10	51,04	1542	8,82	450,71	2,97
8	0,12	50,43	1547	8,65	443,31	2,96
10	0,04	46,65	1590	9,42	493,42	2,88
10	0,06	47,18	1549	9,25	500,07	2,96
10	0,08	46,85	1533	9,04	494,81	2,99
10	0,10	42,26	1531	8,85	486,20	2,99
10	0,12	45,66	1534	8,69	477,48	2,99
12	0,04	43,17	1591	9,41	527,24	2,88
12	0,06	43,31	1552	9,24	528,27	2,95
12	0,08	42,86	1536	9,04	520,40	2,98
12	0,10	42,26	1533	8,85	510,40	2,99
12	0,12	41,68	1535	8,69	500,86	2,98
14	0,04	39,80	1603	9,38	550,16	2,96
14	0,06	39,72	1563	9.20	547,48	2,93
14	0,08	39,23	1546	9,01	537,91	2,96
14	0,10	38,65	1541	8,82	527,02	2,97
14	0,12	38,10	1543	8,67	516,95	2,97

Vida Util Anos	Teor de Corte % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
16	0,04	36,97	1619	9,33	565,61	2,83
16	0,06	36,77	1579	9,16	560,53	2,90
16	0,08	36,27	1560	8,96	549,75	2,94
16	0,10	35,71	1554	8,79	538,29	2,95
16	0,12	35,18	1554	8,63	527,91	2,95

CIRCUITO MISTO - 1980
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,04% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U3O8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,06	55,87	1783	8,19	283,89	2,57
4	0,08	58,13	1732	8,11	301,20	2,64
4	0,10	58,47	1720	7,96	304,41	2,66
4	0,12	58,16	1723	7,81	302,64	2,66
6	0,06	54,91	1622	8,66	385,52	2,82
6	0,08	55,29	1603	8,47	389,59	2,86
6	0,10	54,89	1602	8,28	386,00	2,86
6	0,12	54,27	1608	8,12	380,28	2,85
8	0,06	50,67	1574	8,80	447,15	2,91
8	0,08	50,43	1562	8,59	444,17	2,93
8	0,10	49,82	1562	8,40	436,87	2,93
8	0,12	49,15	1568	8,23	428,96	2,92
10	0,06	46,25	1562	8,84	486,99	2,93
10	0,08	45,77	1551	8,62	479,82	2,95
10	0,10	45,11	1551	8,43	470,31	2,95
10	0,12	44,45	1556	8,26	461,07	2,94
12	0,06	42,40	1566	8,83	513,51	2,92
12	0,08	41,82	1555	8,61	503,72	2,95
12	0,10	41,15	1553	8,42	492,82	2,95

Vida Util Anos	Teor de Corte % U308	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
12	0,12	40,52	1557	8,26	482,77	2,94
14	0,06	38,85	1578	8,79	531,28	2,90
14	0,08	38,24	1565	8,58	519,81	2,93
14	0,10	37,59	1562	8,40	508,05	2,93
14	0,12	37,00	1565	8,24	497,49	2,93
16	0,06	35,93	1594	8,75	543,01	2,87
16	0,08	35,31	1579	8,54	530,47	2,90
16	0,10	34,69	1575	8,36	518,18	2,91
16	0,12	34,13	1577	8,20	507,33	2,90

CIRCUITO MISTO - 1980
EXPLORAÇÃO DO MODELO
TEOR DE CORTE = 0,05% U_3O_8

Vida Util Anos	Teor de Separação % U308	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
4	0,06	54,18	1817	7,70	273,82	2,52
4	0,08	56,12	1772	7,59	288,75	2,58
4	0,10	56,31	1764	7,44	290,91	2,60
4	0,12	55,90	1770	7,28	288,53	2,59
6	0,06	53,40	1651	8,16	372,40	2,77
6	0,08	53,45	1640	7,95	373,41	2,79
6	0,10	52,90	1643	7,70	368,56	2,79
6	0,12	52,20	1652	7,59	362,14	2,77
8	0,06	49,26	1603	8,30	431,24	2,86
8	0,08	48,72	1598	8,06	424,94	2,87
8	0,10	47,99	1603	7,86	416,34	2,86
8	0,12	47,24	1612	8,69	407,71	2,84
10	0,06	44,92	1591	8,33	468,68	2,88
10	0,08	44,18	1588	8,09	458,13	2,88

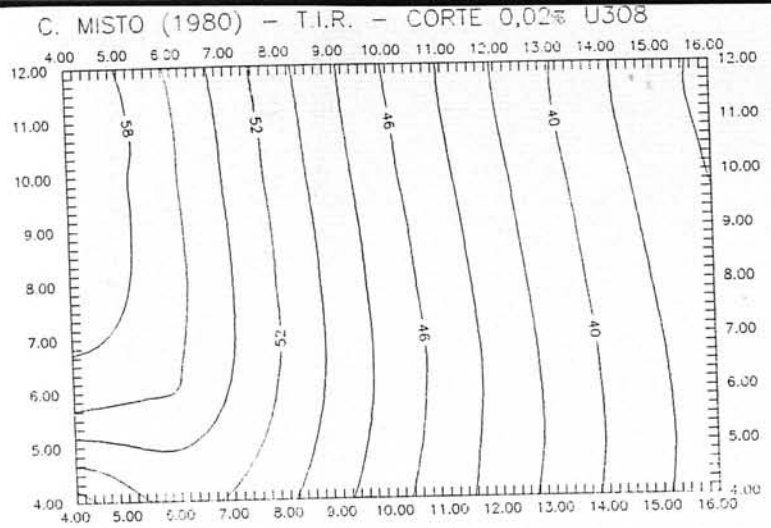
Vida Util Anos	Teor de Corte % U_3O_8	T.I.R. %	Custo M. Produção Esc/kg	Resultado Liquido GEsc	CashFlow/ /Invest. [%]	Receitas/ /Despes.
10	0,10	43,40	1592	7,89	447,33	2,88
10	0,12	42,68	1600	7,72	437,40	2,86
12	0,06	41,13	1596	8,31	493,18	2,87
12	0,08	40,31	1592	8,08	480,05	2,88
12	0,10	39,54	1594	7,88	467,91	2,87
12	0,12	38,85	1601	7,72	457,19	2,86
14	0,06	36,07	1604	7,86	481,58	2,86
14	0,08	36,81	1603	8,05	494,54	2,86
14	0,10	36,07	1604	7,86	481,58	2,86
14	0,12	35,43	1610	7,70	470,39	2,85
16	0,06	34,75	1625	8,23	519,58	2,82
16	0,08	33,94	1618	8,01	503,90	2,83
16	0,10	33,24	1618	7,82	490,46	2,83
16	0,12	32,63	1622	7,66	579,01	2,22

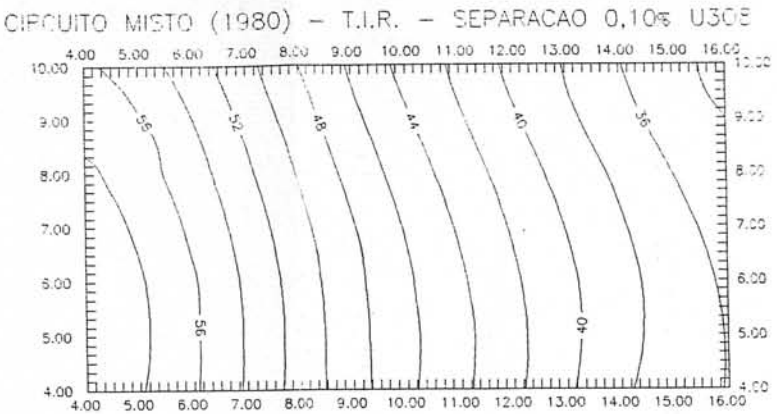
O comportamento da taxa interna de rendibilidade apresenta evidente analogia com o anteriormente verificado em conjunturas económicas altamente favoráveis: o critério é essencialmente influenciado por uma elevada capacidade de produção e a maximização local ou absoluta é atingida no extremo inferior do intervalo de existência definido para esta variável. Com efeito, qualquer que seja o nível do teor de corte fixado o máximo local da superfície tri-dimensional resultante é sempre obtido para os mesmos valores das variáveis de decisão: uma vida útil de 4 anos e um teor de separação de 0,10% U_3O_8. Se fixarmos o teor de separação, o máximo local da função resultante é também alcançado para uma vida útil de 4 anos e para um teor de corte oscilando entre 0,02 e 0,03% U_3O_8. As figuras da página 9.113 representam dois exemplos. O máximo absoluto (cerca de 60%) é alcançado para um teor de corte de 0,03% U_3O_8, um teor de separação de 0,10% e uma vida útil de 4 anos.

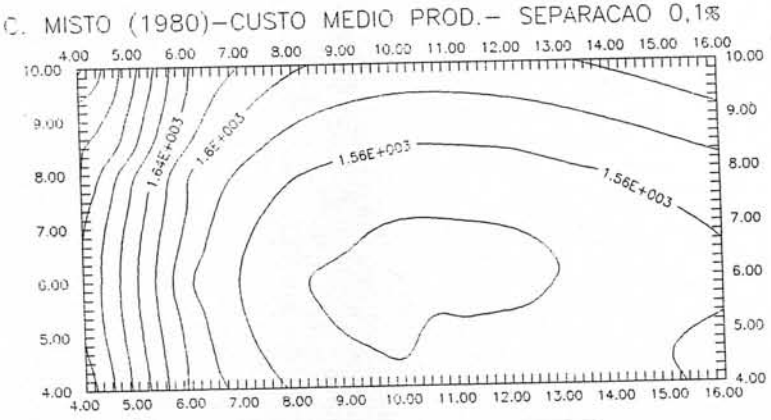
Verificamos seguidamente o comportamento do custo médio de produção. Qualquer que seja o teor de corte arbitrariamente fixado verfica-se que o mínimo local da função resultante se obtém para os mesmos valores das restantes variáveis de decisão: para um teor de separação de 0,10% U_3O_8 e para uma vida útil de 10 anos. Se fixarmos o teor de separação, o mínimo local da superfície resultante verifica-se para um corte variável entre 0,03 e 0,04% U_3O_8 e para uma vida útil também de 10 anos. As figuras da página 9.113 representam duas destas situações. O mínimo absoluto (1530 Esc/kg U_3O_8) é alcançado para um teor de corte de 0,03% U_3O_8, um teor de separação de 0,10% e para uma vida útil de 10 anos.

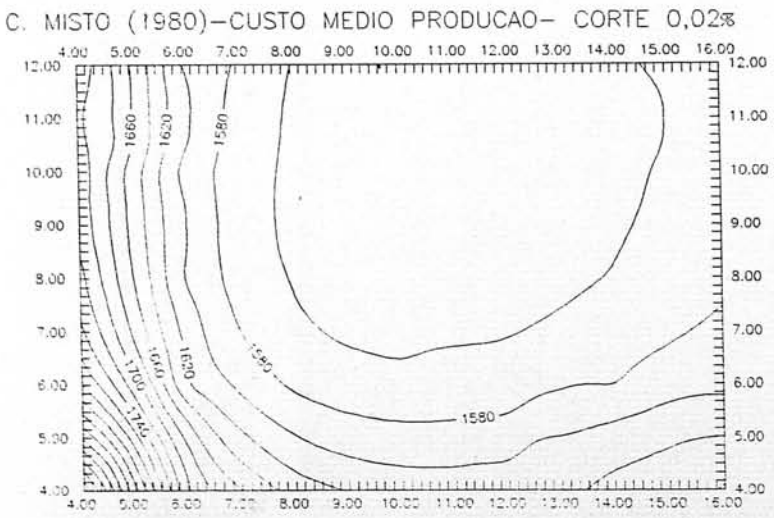
Mais uma vez se verifica uma certa analogia com o comportamento da função objectivo seguinte - o resultado líquido: qualquer que seja o teor de corte fixado o máximo local da função resultante é sempre obtido para os mesmos valores das restantes variáveis de decisão: para um teor de separação de 0,04% e para uma vida útil de 10 anos. Se fixarmos o teor de separação também o mínimo local da superfície resultante é sempre obtido para os mesmos valores das restantes variáveis de decisão: para um teor de corte de 0,02% U_3O_8/t e para uma vida útil de 10 anos. As figuras das páginas 9.113 e 9.114 representam dois exemplos. O máximo absoluto (cerca de 9,6 GEsc) é obtido para um corte de 0,02% U_3O_8, um teor de separação de 0,04% e uma vida útil de 10 anos.

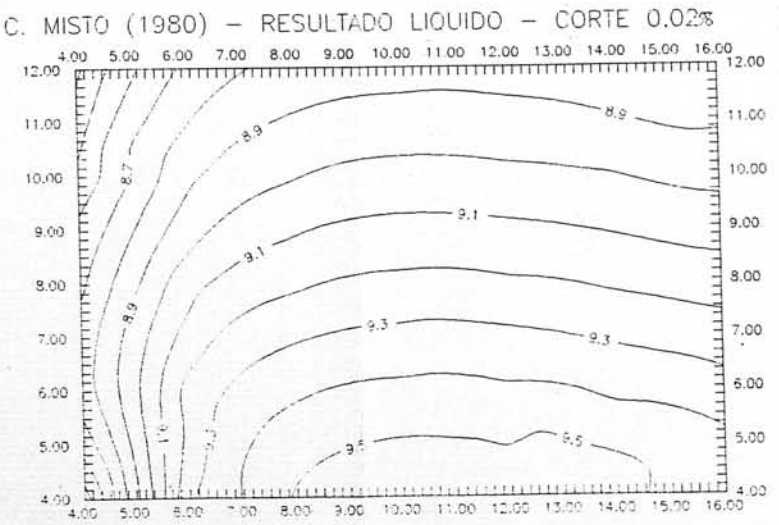
O critério seguinte, a relação *cash-flow* / investimento, apresenta mais uma vez um comportamento que é parcialmente uma antítese do evidenciado pela T.I.R. Com efeito, qualquer que seja o teor de corte fixado verifica-se que o máximo local da função resultante é sempre obtido para os mesmos valores das restantes variáveis de decisão: um teor de separação de 0,04% U_3O_8 e uma vidaú til no extremo superior do intervalo arbitrado para domínio de existência desta variável - 16 anos. Se fixarmos o teor de separação, também se verifica uma constância dos valores do teor de corte (0,02% U_3O_8) e da vida útil (16 anos) que maximizam localmente o critério. As figuras da página 9.114 representam dois exemplos dessas situações. O máximo absoluto (cerca de 566%) é obtido para um teor de corte de 0,03% U_3O_8, um teor de separação de 0,04% e uma vida útil de 16 anos.


C. MISTO (1980) - T.I.R. - CORTE 0,02% U308
58
52
46
40

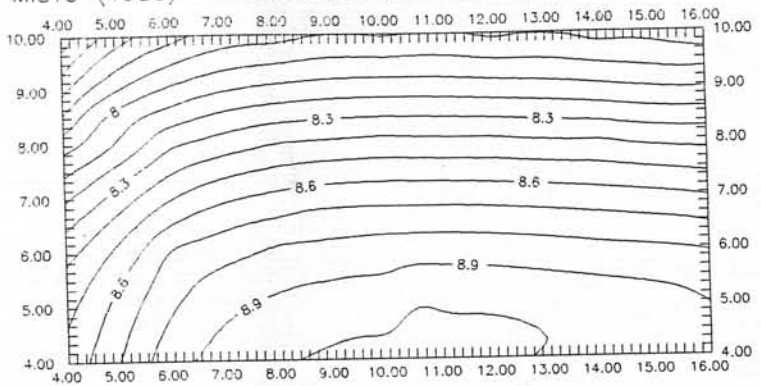

CIRCUITO MISTO (1980) - T.I.R. - SEPARACAO 0,10% U308
56
52
48
44
40
36


C. MISTO (1980)-CUSTO MEDIO PROD.- SEPARACAO 0,1%
1.64E+003
1.62E+003
1.56E+003
1.56E+003

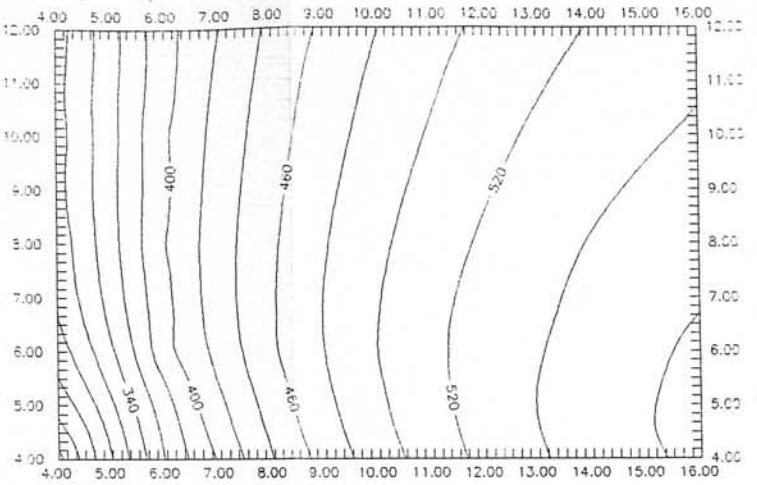

C. MISTO (1980)-CUSTO MEDIO PRODUCAO- CORTE 0,02%
1660
1620
1580
1580


C. MISTO (1980) - RESULTADO LIQUIDO - CORTE 0.02%
8.9
8.9
8.7
9.1
9.1
9.3
9.3
9.5
9.5

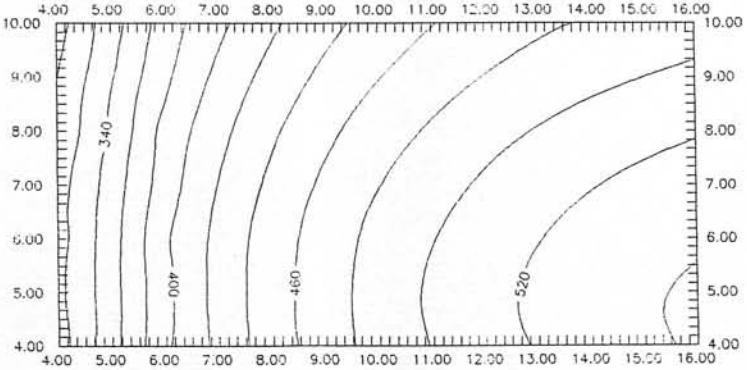
C. MISTO (1980) - RESULTADO LIQUIDO - SEPARACAO 0.1%



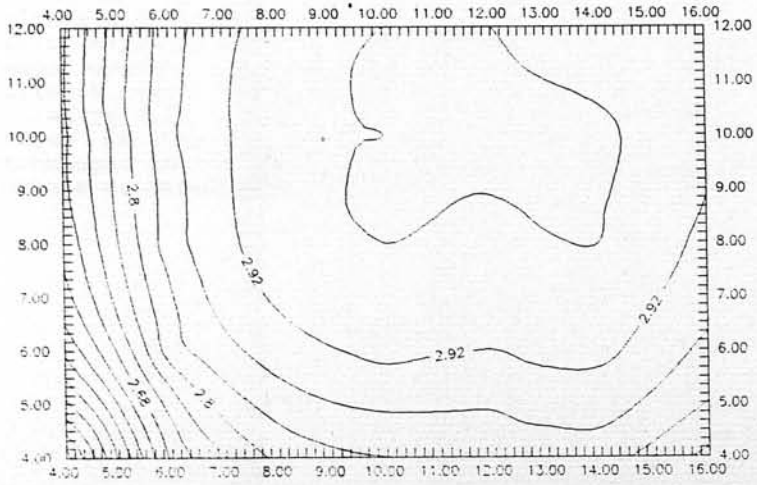
C.MISTO (1980)- CASH-FLOW/INVESTIMENTO -CORTE 0,02%



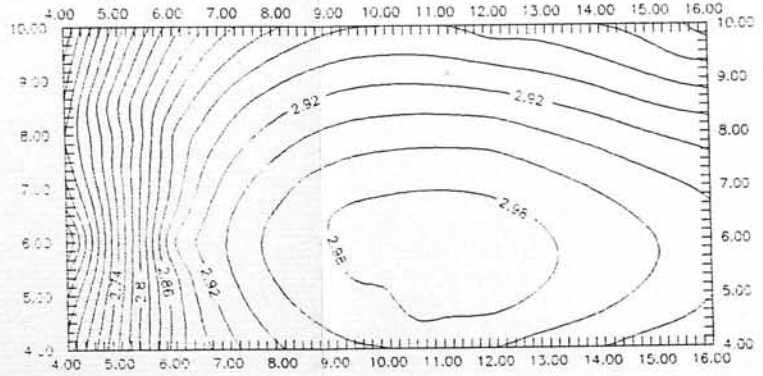
C. MISTO (1980)- CASH-FLOW/INVESTIMENTO - SEPARACAO 0,1%



C. MISTO (1980) -RECEITAS/DESPESAS- CORTE 0,02%



C.MISTO (1980)- RECEITAS/DESPESAS- SEPARACAO 0,1%



Considere-se a função objectivo seguinte, o rácio receitas/despesas. Se fixarmos o teor de corte verificamos que o máximo local resultante não é bem definido. Pode falar-se mais propriamente numa região máxima indiferente que se verifica numa área limitada por uma vida útil compreendida entre os 10 e os 12 anos e por teores de separação variáveis no intervalo [0,08, 0,12% U_3O_8/t]. Se a variável fixada for o teor de separação, também se uma obtém uma região máxima indiferente limitada por um teor de corte entre 0,025 e 0,035% U_3O_8 e por uma vida útil entre os 10 e os 12 anos. As figuras da página 9.114 mostram dois exemplos. O máximo absoluto verifica-se para um teor de corte de 0,05% U_3O_8, uma vida útil de 10 anos e teores de separação entre 0,08 e 0,12% ou, alternativamente, para o mesmo teor de corte, para uma vida útil de 12 anos e um teor de separação de 0,10%.

9.7 A evolução temporal das decisões

9.7.1 Ano de 1980

Dispomos agora de toda a informação necessária à elaboração de decisões. Para tal, utilizaremos as diversas funções objectivos que temos adoptado e a informação global respeitante à totalidade dos circuitos. Para cada critério indicaremos os valores das variáveis de decisão que permitem obter o extremo absoluto. Consideraremos pequenas diferenças percentuais na quantificação do critério como não significativas podendo, consequentemente, coexistir mais do que um conjunto de valores que permitam a extremação.

Apesar de não haver uma concordância entre os valores das variáveis de comando que optimizam os diversos critérios, pode simultaneamente verificar-se a não existência de uma flagrante contradição entre eles. O circuito misto era, sem sombra de dúvida, o mais adaptado à conjuntura vigente. Se excluirmos a T.I.R. e a relação *cash-flow*/investimento como critérios válidos dada a sua tendência para se optimizarem nos extremos opostos das capacidades de produção instaladas admissíveis, verificamos uma certa concordância no valor do corte (entre 0,02 e 0,03% U_3O_8) e da vida útil (10 anos) que optimizam as funções objectivos. Existe deste modo uma fundamentação sólida para a definição do valor do processo, do corte e da capacidade de produção.

VALORES DAS VARIAVEIS DE DECISÃO QUE EXTREMAM OS CRITÉRIOS DE RENDIBILIDADE

CRITÉRIO DE RENDIBILIDADE	Processo	Teor Corte (% U3O8)	Vida Util (Anos)	T.separação (% U3O8)
T.I.R.	Lix estática	0,02	4	N.A.
	Circuito Misto	0,03	4	0,10
Custo Médio Prod.	Circuito Misto	0,03	10	0,10
Resultado Liquido	Circuito Misto	0,02	10	0,04
Cash-Flow/Invest.	Circuito Misto	0,03%	16	0,04
Receitas /Despesas	Circuito Misto	0,03%	10	0,10

9.7.2 Ano de 1984

A situação conjuntural não apresentava já a favorabilidade evidenciada em 1980. Vejamos como evoluiram os valores das variáveis de decisão que extremam as diversas funções objectivo.

VALORES DAS VARIAVEIS DE DECISÃO QUE EXTREMAM OS CRITÉRIOS DE RENDIBILIDADE

CRITÉRIO DE RENDIBILIDADE	Processo	Teor Corte (% U3O8)	Vida Util (Anos)	T.separação (% U3O8)
T.I.R.	Lix. Estática	0,02	4	N.A.
Custo Médio Prod.	Lix. Estática	0,03	10	N.A.
Resultado Liquido	Circuito Misto	0,03	12	0,04
Cash-Flow/Invest.	Lix. Estática	0,03%	16	N.A.
Receitas /Despesas	Lix. Estática	0,03	10	N.A.

A conjuntura menos favorável de 1984 origina uma evolução nas decisões fundamentais do projecto. A lixiviação estática apresenta-se já como o circuito mais favorável em 4 dos 5 critérios seleccionados. No entanto apenas permite obter o mais baixo dos resultados líquidos visto que quer o circuito misto, quer o baseado na lixiviação dinâmica, permitirem obter valores mais elevados para este pertinente critério de rendibilidade. Mais uma vez se verifica a tendência da T.I.R. e da relação *cash-flow* / investimento para serem optimizadas nos valores extremos do domínio de existência da vida útil do projecto. Nas restantes situações verifica-se uma certa concordância entre o valor do teor de corte (0,03%) e da vida útil (10 ou 12 anos) que optimizam os critérios de decisão.

9.7.3 Ano de 1988

A conjuntura em 1988 era já nitidamente adversa e algumas das alternativas implicariam situações claras de ruptura na viabilidade.

VALORES DAS VARIAVEIS DE DECISÃO QUE EXTREMAM OS CRITÉRIOS DE RENDIBILIDADE

CRITÉRIO DE RENDIBILIDADE	Processo	Teor Corte (% U3O8)	Vida Util (Anos)	T.separação (% U3O8)
T.I.R.	Lix. Estática	0,03	6	N.A.
Custo Médio Prod.	Circuito Misto	0,03	8	0,12
Resultado Liquido	Lix. Estática	0,03	8	N.A.
Cash-Flow/Invest.	Lix. Estática	0,03	10	N.A.
Receitas /Despesas	Lix. Estática	0,03	8	N.A.

O projecto é ainda marginalmente viável utilizando o circuito baseado na lixiviação estática como alternativa, apesar de o circuito misto permitir alcançar um custo médio de produção inferior. Numa situação de favorabilidade não evidente, como é o caso, verifica-se um comportamento distinto da T.I.R. e da relação *cash-flow*/investimento: estes critérios

não são maximizados nos extremos do domínio de existência da vida útil, apesar de, mesmo assim, o serem para os valores respectivamente mais baixo e mais elevado desta variável que extrema os diversos critérios. O resultado líquido e o rácio receitas/despesas são extremados para os mesmos valores das variáveis de decisão: teor de corte de 0,03% U_3O_8 e vida útil de 8 anos. Um facto curioso é a circunstância da necessidade de utilização de uma cadência de exploração mais intensa quando a conjuntura é menos favorável.

9.8 Reflexões finais

Pretendeu-se, ao longo destas extensas centenas de páginas, construir uma metodologia que permitisse romper o dialelo inerente à conceptualização do projecto mineiro, permitindo deste modo fundamentar quantitativamente, as decisões essenciais com base na optimização de critérios de funcionalidade. Os valores destas variáveis básicas são, normalmente, arbitrados aprioristicamente com fundamentação empírica subjectiva. Parece-nos extremamente importante que durante a elaboração do estudo de viabilidade, ou após a conclusão deste e antes da engenharia básica estar totalmente realizada, se possam fundamentar coerentemente os critérios essenciais do projecto.

Como amplamente justificámos o facto de construirmos o modelo de investigação com base num exemplo real concreto não retira generalidade ou validade às metodologias propostas. Aliás, a especificidade do projecto mineiro impede que qualquer outra via de abordagem, pelo menos no *state of art* actual, seja realizável sem evitar formalismos ocos e conceitos vazios.

Os resultados que obtivemos não são totalmente concordantes com as decisões que tivemos de tomar quando se elaboraram os estudos de viabilidade correspondentes ao projecto que tomámos por paradigma. Nomeadamente, se na altura tivemos uma percepção muito nítida dos teores de corte a implementar e relativamente clara no respeitante ao processo de tratamento, já as cadências de exploração que adoptámos foram sempre demasiadamente lentas - as resultantes de uma vida útil de 14 anos.

Acessoriamente, verificou-se ainda as implicações e significado da utilização de diversos critérios de

rendibilidade. Nomeadamente verificou-se que **não é possível utilizar a T.I.R. e a relação *cash-flow*/investimento** (ou qualquer critério deles derivado como, por exemplo, o enriquecimento relativo em capital), **na fundamentação das decisões essenciais do projecto.** Com efeito, este último critério é inutilizável na determinação da capacidade óptima duma instalação; o problema só tem solução quando a curva que exprima a variação do benefício líquido global (actualizado ou não) em função do investimento, tiver uma forma sigmóidal. Mesmo quando tal acontece o ponto obtido corresponde a um capital inferior ao que seria obtido pela aplicação do critério do resultado líquido (actualizado ou não) máximo, isto é, a uma capacidade instalada bastante inferior. A utilização da T.I.R. como critério de rendibilidade na optimização da capacidade produtiva gera uma situação de certo modo oposta à anterior: o problema não tem sempre solução e, quando o tem, verifica-se para capacidades instaladas largamente superiores às que se obteriam pela utilização doutros critérios, nomeadamente do resultado líquido.

A aplicação das metodologias desenvolvidas a outros jazigos e a outros metais exigirá sempre a construção de sub-modelos específicos apropriados. Tal como afirmámos no início deste capítulo, a perspectiva epistemológica subjacente ao nosso trabalho traduz-se apenas por um objectivo de generalização: o das metodologias conceptuais. Se algo conseguimos nesse domínio, o esforço não terá sido em vão.

BIBLIOGRAFIA

ABECASSIS F., CABRAL N., Análise Económica e Financeira de Projectos, 2ª Edição, Fundação Calouste Gulbenkian, Lisboa, 1988.

BERRY Charles W., A Wealth Growth Rate Measurement for Capital Projects, Decision-Making in the Mineral Industry, CIM Special Volume No. 12., Pág. 230 -235.

BERRY E.S., Present Value in its Relation to Ore Reserves, Plant Capacity, and Grade of Ore, Mining and Metallurgy, Julho 1922.

CHAUVEL A., LEPRINCE P., BARTHEL Y., RAIMBAULT C., ARLIE J.-P., Manuel d'Evaluation Économiques des Procédés - Avant-Projets en Raffinage et Pétrochimie, Éditions Technip, Paris, 1976.

DEAN Joel, Capital Budgeting, Columbia University Press, Nova York, 1951.

ERICKSON J.D. Long-Range Open-Pit Planning, Mining Engineering, Nova York, Abril de 1968.

HAJDASINSKY Miroslaw, Analysis of Internal Rate of Return as an Investment Evaluation Criterion for the Mineral Industry, Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries, Institution of Mining and Metallurgy, Pág. 503-514, Londres, 1984.

HALLS J.L., BELLUM D.P., LEWIS C.K., Determination of Optimum Ore Reserves and Plant Size by Incremental Financial Analysis, Transactions Institute of Mining and Metallurgy, (Sect A: Min. Industry), 78, 1969.

JOHNSON T.B., Optimum Open-Pit Production Scheduling, Tese de doutoramento, Universidade da Califórnia, Berkeley, 1968. Sumarizada em *A decade of digital computing in the mineral industry*, Weiss A. Ed., Nova York, AIME, 1969.

JOLY G., Indications Complémentaires sur les Teneurs de Coupure, Industrie Minérale, Janeiro de 1983.

LANE K.F., Choosing the Optimum Cut-Off Grade, Colorado School of Mines Quarterly, 59, 1964.

LANE K.F., HAMILTON D.J., PARKER J.J.B., Cutoff Grades for Two Minerals, Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries, Institution of Mining and Metallurgy, Pág. 485-492, Londres, 1984.

PARKS, R.D., Examination and Valuation of Mineral Property, Addison-Wesley Publishing Co. Inc., Reading, Mass., 1957.

RENARDET P. Les Répercussions de la Hausse des Prix de l'Energie et de la Situation Finanacière Internationale sur le Secteur Minier Mondial, Seminaire d'Economie et de Strategie Minieres, Ecole Nationale Superieure des Mines de Paris, 1983.

RUDAWSKY, Oded, Economic Feasibility Studies in Mineral and Energy Industries, Mineral Industries Bulletin, Colorado School of Mines, Volume 20, Nºos 3 e 4, Maio e Julho de 1977.

RUDD Dale F., WATSON Charles C., Strategy of Process Engineering, John Wiley & Sons Inc., Nova York, 1968.

SCHAAP W., Notes on Cutoff Grade Theory, Universidade de Otago, Nova Zelândia, 1987.

SCHAAP W., Objective Function and Methodology in Cutoff Grade Theory, Applications of Computers and Mathematics in the Mineral Industries, Institution of Mining and Metallurgy, Pág.493-502, Londres, 1984.

STERMOLE Frank, Economic Evaluation of Mineral Investment Alternatives, Mineral Industries Bulletin, Colorado School of Mines, Volume 15, Nº 3, Maio de 1972.

STERMOLE Frank, Economic Evaluation and Investment Decision Methods, Colorado School of Mines, Investment Evaluations Corporation, Golden, Colorado, 1974.

TAYLOR A.R., General Background Theory of Cutoff Grades, Transactions - Institute of Mining and Metallurgy, Julho 1972, pg. A 160-179.

YARROLL W.H., DAVIS F.T., The Economics of Small Milling Operations, Mineral Industries Bulletin, Colorado School of Mines, Volume 18, Nº 6, Novembro 1975.

Capitulo 10

Perspectivas: Generalizacao Multi-criterio

I had a dream which was not all a dream...
BYRON

Mon enthousiasme pour les mathématiques avait peut-être eu pour base principale mon horreur de l'hypocrisie.
STEENDHAL, *OEuvres Intimes*

There are more things in heaven and earth, Horatio,
Than are dreamt of in your vain philosophy [...]
SHAKESPEARE, *Hamlet*

Non sei se me lho dixe bem, se mal.
JOAN DE GUILHADE

10.1 Uma abordagem multi-critério

O desenvolvimento metodológico seguinte é, naturalmente, a generalização multi-critério: qual o conjunto de valores das variáveis de decisão que extremam simultâneamente duas ou mais funções objectivo? A questão é pertinente visto raramente uma estratégia se poder traduzir num único objectivo. Aliás esta afirmação é reforçado pela demonstração que fizemos da não - -equivalência dos critérios de rendibilidade mais vulgares na determinação das variáveis essenciais.

Uma inovação metodológica neste domínio, e particularmente apropriada ao modelo global integrado que desenvolvemos, foi-nos sugerida por C. MADUREIRA. Consideremos o caso da extremação simultânea de dois critérios de rendibilidade. Se representarmos num sistema de eixos coordenados cartesianos um dos critérios como abcissa e o outro como ordenada, cada conjunto de valores das variáveis essenciais determinará uma quantificação económica do projecto que será caracterizado por um ponto deste plano. Se fizermos variar, dentro de domínios suficientemente largos, o valor das variáveis essenciais, vamos obter uma região de pontos no plano das variáveis de decisão para o qual vai manifestamente existir o extremo útil para cada uma das variáveis tomadas isoladamente. *Estes dois pontos fazem parte dum segmento de curva que define uma zona de indiferença na satisfação simultânea dos dois critérios seleccionados.* Isto é, para se fazer variar no sentido favorável um dos critérios tem de fazer-se variar o outro no sentido desfavorável. Ora se o peso dos critérios for idêntico a **linha de optimização simultânea indiferente é a atrás definida.** Qualquer outra solução implicará uma não compensação de perdas e ganhos. A generalização para três ou mais variáveis é imediata: neste caso também existirá uma superfície ou hiper-superfície de indiferença no espaço n-dimensional definido pelas variáveis de decisão.

Vamos utilizar os dados obtidos para ilustrar as possibilidades do método no caso bi-variável. As situações seleccionadas para exemplo são retiradas dos dados obtidos para o circuito de lixiviação dinâmica na conjuntura económica de 1984. Vamos admitir que os critérios de rendibilidade segundo os quais se pretendiam determinar os valores das variáveis essenciais eram o resultado liquido e a relação

cash-flow/investimento. A figura 10.1 representa todo o conjunto de valores que se obteve, utilizando a modelagem global integrada, e fazendo variar o valor das variáveis essenciais (teor de corte e vida útil).

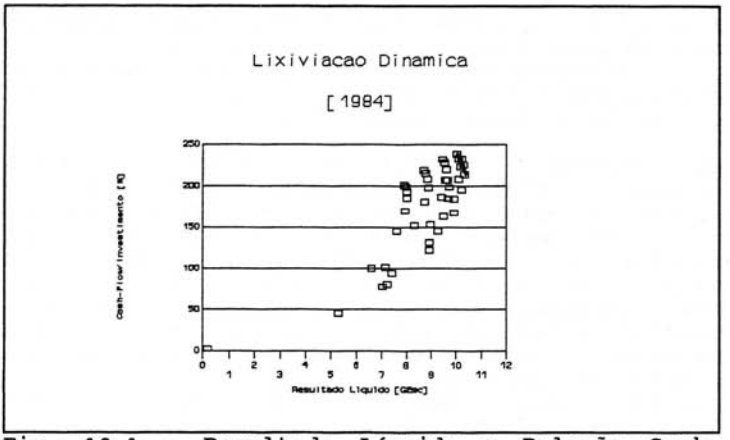


Fig. 10.1 - Resultado Líquido e Relação *Cash-flow*/Investimento

Cada ponto representa uma das situações calculadas e referidas no ponto 9.5.3. Existe um claro máximo para o resultado líquido e outro para a relação *cash-flow* / investimento. Entre as duas extende-se um pequeno segmento de curva que define um domínio de soluções óptimas equivalentes possíveis. A qualquer ponto deste segmento correspondem valores das variáveis essenciais que optimizam os dois critérios seleccionados.

Consideremos um segundo exemplo multi-critério seleccionando o resultado líquido (máximo) e o custo médio de produção (mínimo). Vamos utilizar, como já referido, os resultados obtidos em 9.5.3. Cada uma das situações obtida por variação das variáveis essenciais está representada por um ponto no sistema de eixos coordenados da figura 10.2. O conjunto de soluções óptimas equivalentes existirá no segmento

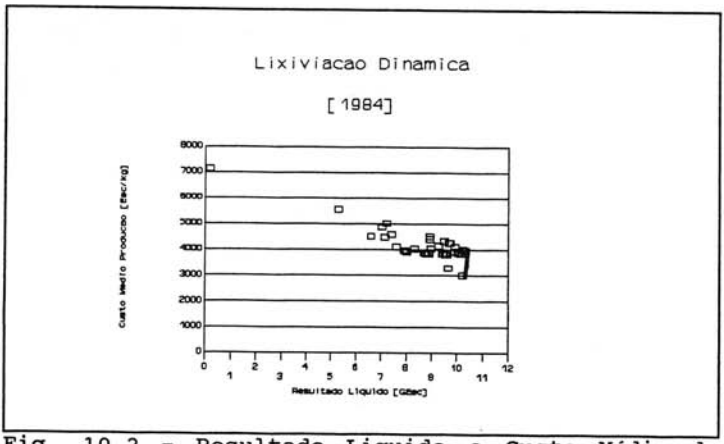


Fig. 10.2 - Resultado Liquido e Custo Médio de Produção

de recta contínuo representado na figura.
A fig. 10.3 ilustra a mesma situação no caso em que as funções objectivo são o resultado liquido e o rácio receitas/despesas.

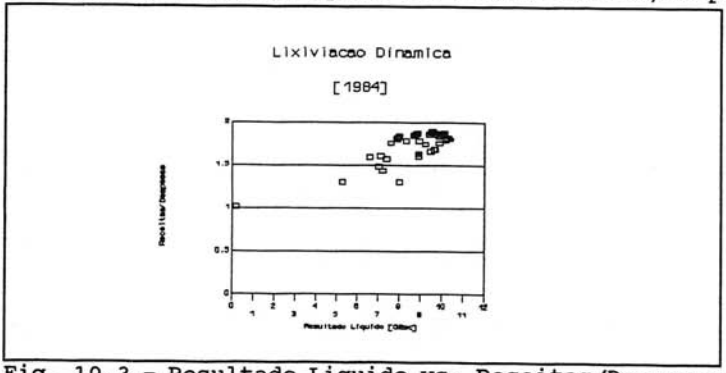


Fig. 10.3 - Resultado Liquido vs. Receitas/Despesas

Na fig. 10.4 as funções objectivo são constituidas pelo resultado líquido e pela taxa interna de rendibilidade.

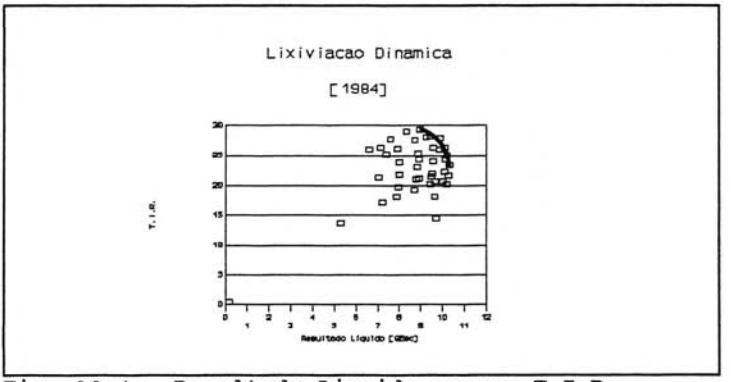


Fig. 10.4 - Resultado Liquido versus T.I.R.

No exemplo da fig.5 os critérios de rendibilidade são o custo médio de produção e a relação *cash-flow*/investimento.

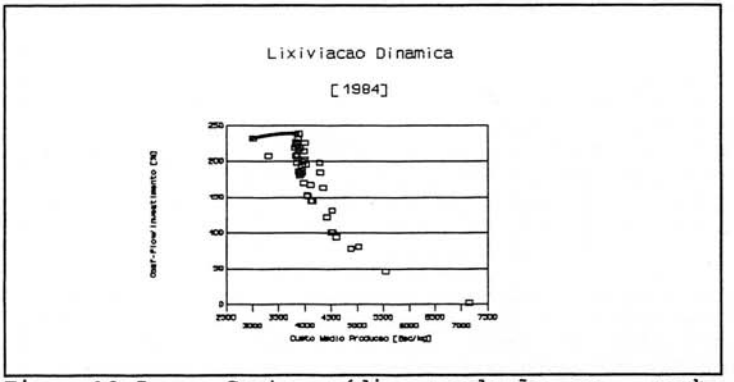


Fig. 10.5 - Custo médio produção vs. cash-flow/investimento

No exemplo seguinte (fig. 6) as funções objectivo são o custo médio de produção e o rácio receitas/despesas.

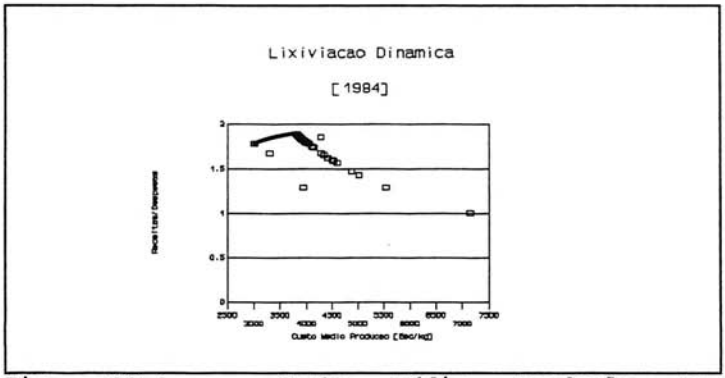


Fig. 10.6 - Custo médio produção vs. receitas/despesas

No exemplo seguinte (Fig.7), as funções objectivo são o custo médio de produção e a taxa interna de rendibilidade.

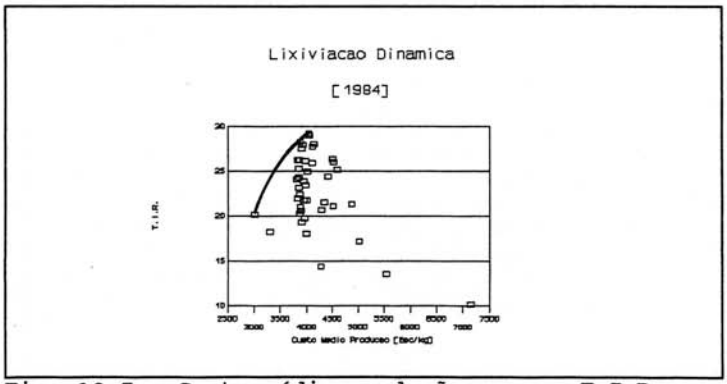


Fig. 10.7 - Custo médio produção versus T.I.R.

Outra combinatória possível de associação das funções objectivo seleccionadas é entre os rácios receitas / despesas e *cash-flow*/investimento. Tal situação está representada na figura 10.8.

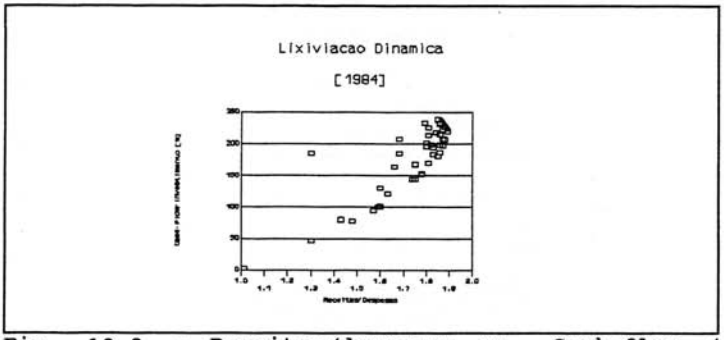


Fig. 10.8 - Receitas/despesas vs. *Cash-flow* / investimento

Outra escolha possível é a associação das funções receitas / despesas e a taxa interna de rendibilidade. A situação, para os dados já referidos, está representada na fig. 10.9.

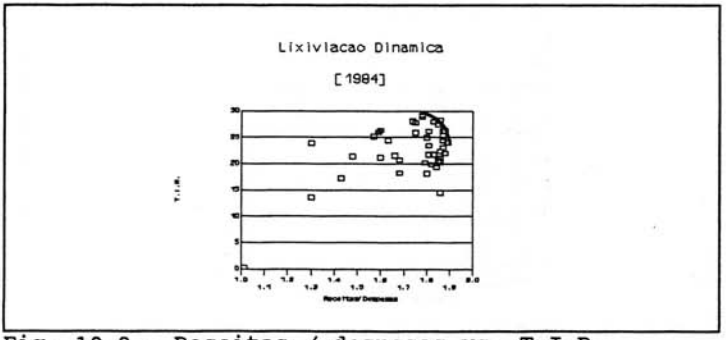


Fig. 10.9 - Receitas / despesas vs. T.I.R.

Finalmente, pode ainda considerar-se a taxa interna de rendibilidade e a relação *cash-flow* / investimento como os critérios bi-variáveis a optimizar. Os resultados obtidos na nossa situação paradigmática estão representados na figura 10.10.

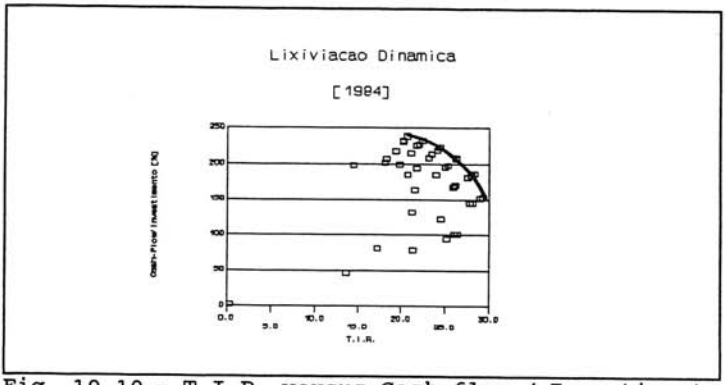


Fig. 10.10 - T.I.R. versus *Cash-flow* / Investimento

10.2 Perspectivas

Proposemo-nos romper a estrutura fechada inerente à conceptualização do projecto mineiro, fundamentando as decisões essenciais com base em critérios objectivos de optimização. Parece-nos que o propósito tinha sido conseguido, e o capítulo 9 encerrava a nossa investigação. *Com efeito, a ausência duma abordagem multi-critério era justificável pois que esta é normalmente reduzida a uma dimensão: o multi - critério é normalmente encarado como uma combinação linear de critérios primários*. Nada justificava, portanto, considerações adicionais sobre a matéria. A investigação não se cifrava sobre o significado intrínseco dos critérios e, portanto, qualquer consideração sobre a matéria era despropositada e supérflua.

No entanto algo de extremamente inovador aconteceu que nos fez, sobre a hora, alinhavar este curto capítulo: a abordagem que nos foi sugerida e que aqui foi esboçada. Com efeito, ***há aqui um rompimento total com a perspectiva clássica***

de unidimensionalização do multi-critério e dos objectivos estratégicos. A metodologia proposta mantém intacta a pluri--dimensionalidade dos objectivos estratégicos e a pluralidade criterial da decisão é preservada e não reduzida.

INDICE ONOMASTICO

ALLEN, D.H..... 7.104
ARRHENIUS..... 6.8
BACH, N.G..... 7.105
BAILEY..... 3.11
BARTLETT..... 5.30
BASHAM, I.R..... 5.1, 5.17
BAUMAN, H.E..... 7.105
BECKER..... 6.20, 6.27
BELLUM, D.P..... 9.4
BENNER..... 6.20, 6.27
BERK, J.M..... 7.105
BERRY, CHARLES..... 9.9
BERRY, E.S..... 9.4
BERTHOUD..... 6.2
BLACKWELL..... 9.5
BOLTZMANN..... 6.7
BROUNSHTEIN..... 6.11
BRUNNER..... 6.1, 6.2
BUCHANAN, R.L..... 7.104
BURKIN..... 1.10
CALLAGHER, J.T..... 7.105
CARGILL..... 1.13,3.11, 3.12, 3.13, 3.14, 3.16, 3.21
CARMAN..... 6.15
CASTELLAN Jr..... 5.67, 5.68
CHARTIN..... 2.7
CHILTON..... 7.105
CLERK, J..... 7.105
COGEMA..... 7.108
COLEMAN..... 7.88, 7.89
COSTA, Luis..... 1.13,3.14, 3.16, 3.21, 3.36, 4.10
CRANK..... 6.11
DARCY..... 6.15
DEAN, JOEL..... 9.8
DEYOUNG..... 3.7, 3.19, 3.20
DEWIJS..... 3.18
DUCHENE..... 4.19, 4.21, 4.27, 7.93, 7.106
EINSTEIN..... 6.7, 6.26
ERICKSON..... 9.4
EULER..... 6.31

FARIA, LIMPO..... 4.2
FICK..... 6.2, 6.5, 6.26
FISHER,R.A..... 5.5
FIUZA, A..... 1.8
FREEZE R.A..... 8.20
FREUDLICH..... 7.69
GAUSS..... 5.4
GIDDEY..... 7.65
GINSTLING..... 6.11
GLAZIER, E.M..... 7.105
GODINHO M..... 3.2
GUIBAL, D..... 3.17
GUTHRIE, C.S..... 7.105
HACKNEY,J.W..... 7.101
HAJDASINSKY, M..... 9.10
HALLS, J.L..... 9.4
HAND..... 7.105
HARRIS, DEVERLE..... 2.2, 3.19, 4.18
HASELBARTH, J.E..... 7.105
HEYMANN..... 6.2
HILL..... 6.2
HILL, R.D..... 7.104
HIRSCH, J.H..... 7.105
HOSKINS e GREEB..... 4.18
HOTELLING..... 5.31
JACOBSON..... 6.20
JANDER..... 6.10, 6.11
JOHNSON, J.D..... 9.4
KHUN, Thomas..... 1.1
KLEMENIC J..... 4.19, 4.26, 7.93, 7.106, 7.113
KOLMOGOROV..... 5.57, 5.67
KOZENY..... 6.15
LANE, K.F..... 9.5
LANG 7.105
LANGMUIR..... 7.69
LASKY Samuel..... 1.11, 1.13, 3.7,3.8, 3.10, 3.11, 3.13, 3.14, 3.21, 3.36
LEITE, Machado..... 1.11
LERCHS - GROSSMAN (Algoritmo)..... 3.2, 3.35, 4.9
LEVA..... 6.16
LOVERING..... 3.16, 3.17
LEWIS, C.K..... 9.4
MADUREIRA, C..... 10.1

MATHERON..... 3.7, 3.18
MILLER, C.A..... 7.105
MILLIGAN..... 6.18
MUGE, F..... 3.3, 3.19
MULAR..... 7.107
MUSGROVE..... 1.13,3.10, 3.11, 3.13, 3.16, 3.21
NERNST..... 6.2, 7.68
NICHOLS,W.T..... 7.100
NOYES..... 6.1
O'HARA..... 4.19, 4.20, 4.26, 7.91, 7.96, 7.104, 7.106
PAGE, R.C..... 7.104
PAPADOPULOS S.S..... 8.20
PASCAL..... 1.1
PEARSON..... 5.26
PETERS, M.S..... 7.105
PILAR, L..... 5.71
POINCARÉ..... 1.2
PORTER..... 7.63
RAMAMURTHY..... 7.65
RENAN..... 1.2
REYNOLDS..... 6.16, 6.17, 6.20
ROBINETTE M..... 8.20
ROGADO, Quintino..... 3.2, 3.19
ROMAN..... 6.20, 6.27
ROOT..... 3.11
RUHMER..... 7.107
SABBARAJA..... 7.65
SCHAAP, W..... 9.5, 9.6
SCHUKAREV..... 6.1
SEARS M.B..... 8.17
SIEGEL, Sidney..... 5.67, 5.68
SIMONSEN..... 6.12, 6.14, 7.89, 7.93, 7.107
SINGER..... 3.17
SKINNER..... 3.17
SMIRNOV..... 5.57, 5.67
STALLWORTHY, E.A..... 7.104
STANFORD RESEARCH INSTITUTE..... 7.106
STOKES..... 6.7
STRAAM ENGINEERS..... 7.93, 7.107
STUDENT..... 5.6
TAMMANN..... 6.10

TAYLOR K. F..... 6.19
TAYLOR, A. R..... 9.5
TIMMERHAUS, K.D..... 7.105
TOLLOCZKO..... 6.1
UKAEA..... 1.9
VALENSI..... 6.11
VAN NAME..... 6.2
WELLAN..... 6.19
WHICKER, F.W..... 8.17
WHITNEY..... 6.1
WILCOXON..... 5.57, 5.58, 5.70
WILDERMANN..... 6.2
WILSON, G.T..... 7.104
WINOGRAD I.J..... 8.20
YATES, F..... 5.5
ZETTWOOG, Pierre..... 1.16, 8.17, 8.27, 8.29
ZEVNIK, F.C..... 7.104

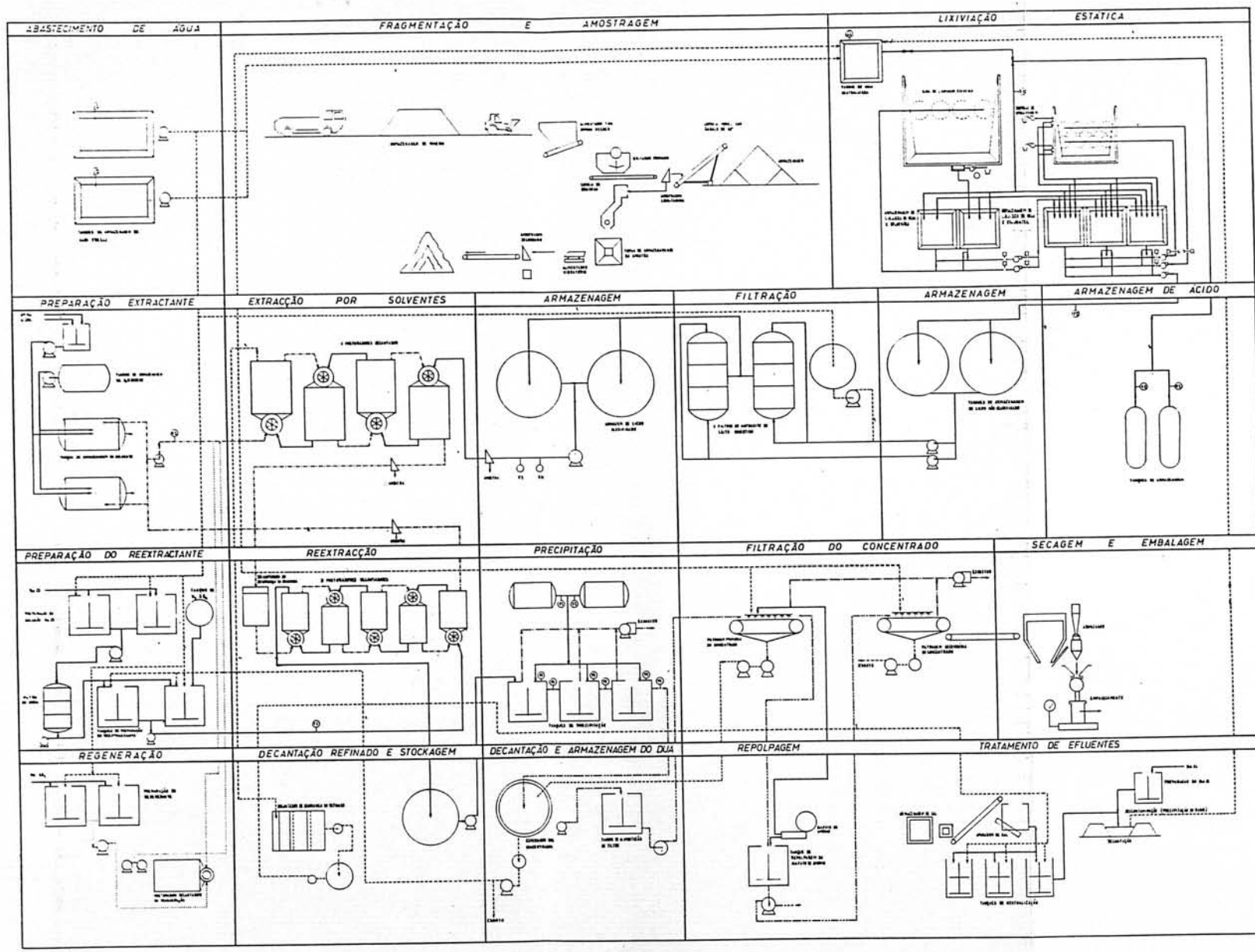
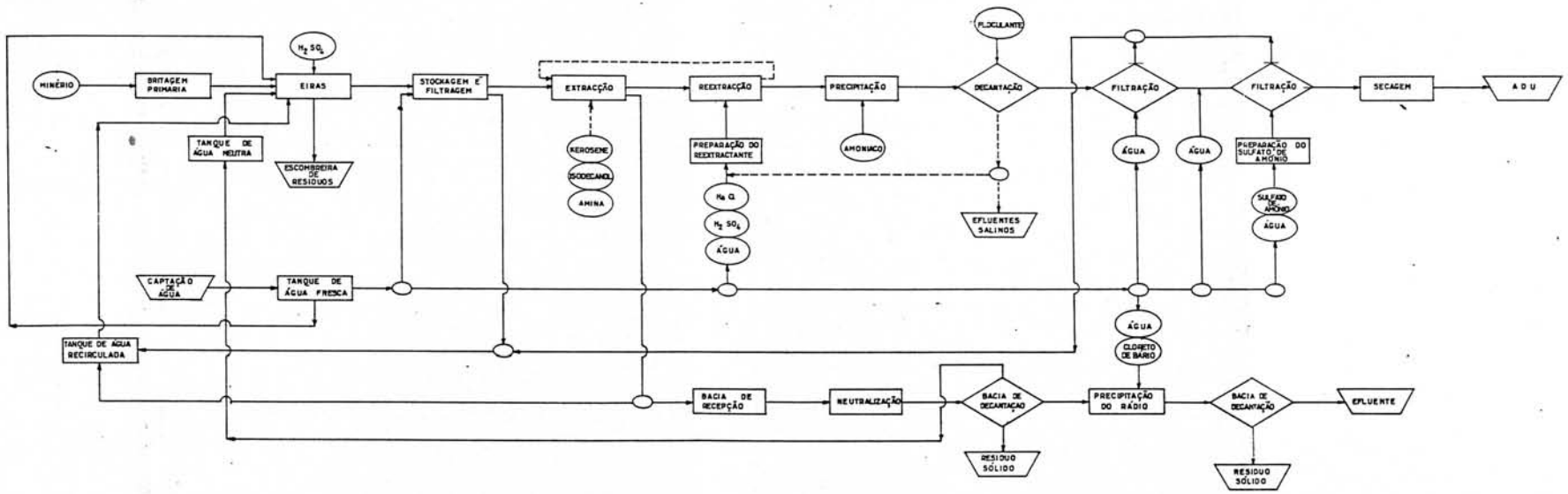


DIAGRAMA DO PROCESSO

CIRCUITO BASEADO NA LIXIVIAÇÃO ESTÁTICA



BALANÇO MÁSSICO
FLUXOS PRINCIPAIS

CIRCUITO BASIADO NA LIXIVIAÇÃO ESTÁTICA

FIG. 7.7

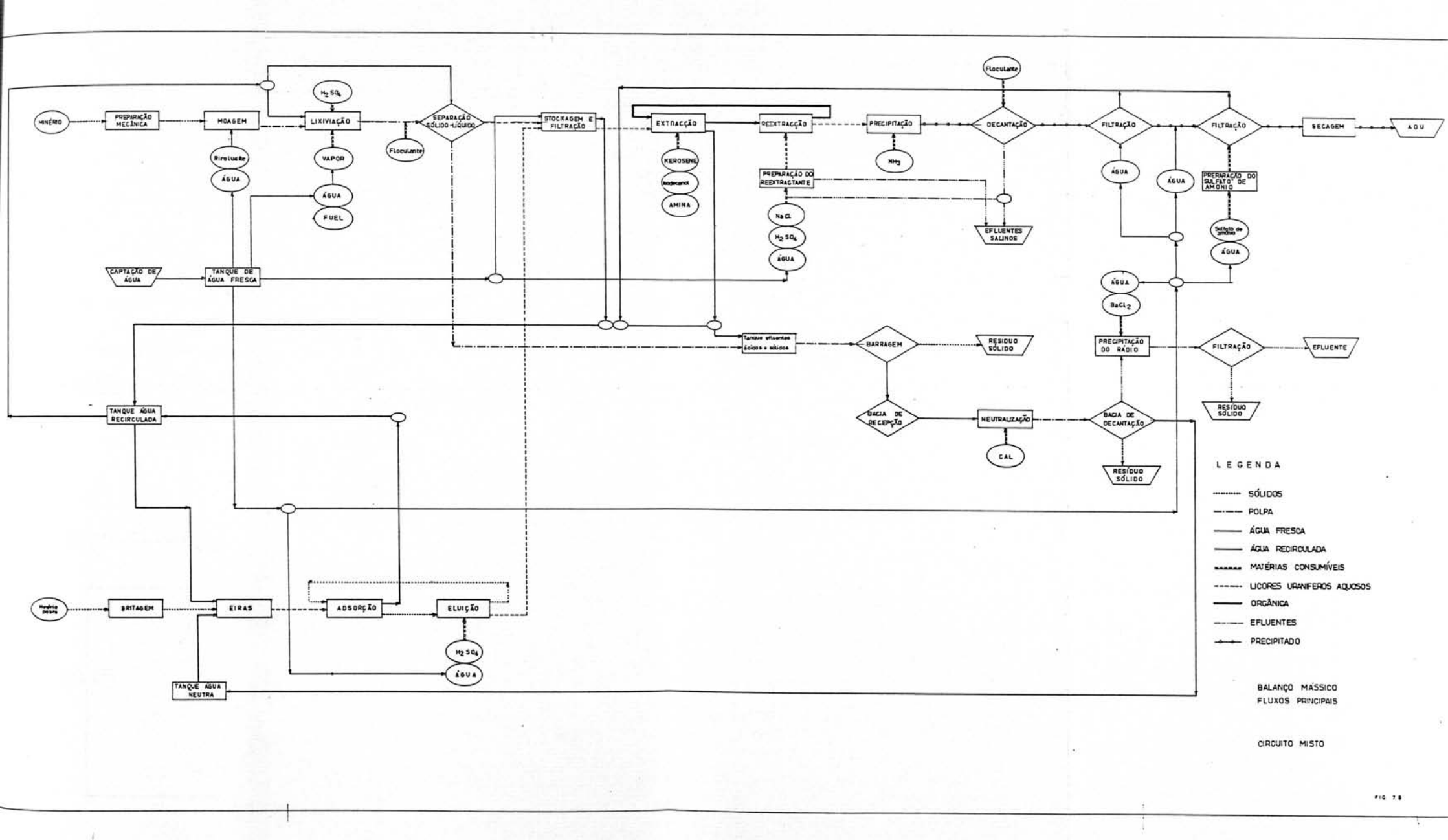
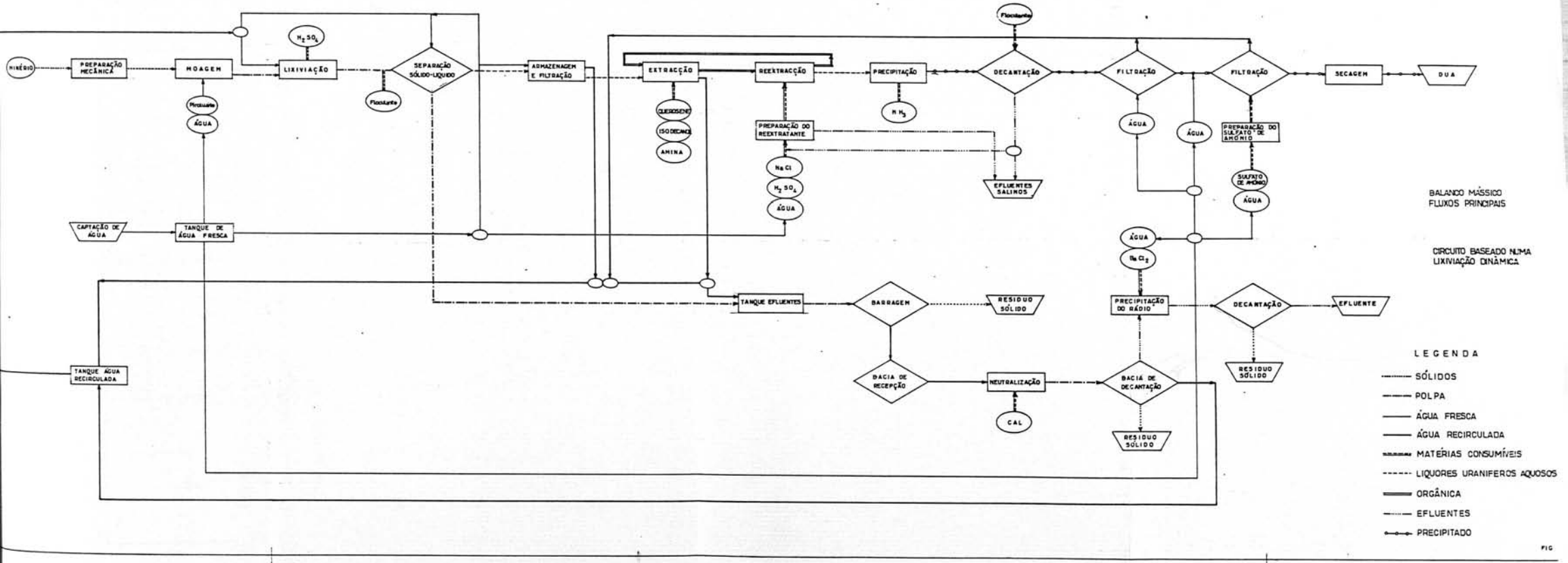

MINÉRIO
PREPARAÇÃO MECÂNICA
MOAGEM
LIXIVIAÇÃO
H_2SO_4
SEPARAÇÃO SÓLIDO-LÍQUIDO
Floculante
VAPOR
ÁGUA
FUEL
Rirolueite
ÁGUA
STOCKAGEM E FILTRAÇÃO
EXTRACÇÃO
KEROSENE
Isodecanol
AMINA
REEXTRACÇÃO
PREPARAÇÃO DO REEXTRACTANTE
NaCl
H_2SO_4
ÁGUA
PRECIPITAÇÃO
NH_3
Floculante
DECANTAÇÃO
EFLUENTES SALINOS
FILTRAÇÃO
ÁGUA
FILTRAÇÃO
ÁGUA
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMÓNIO
Sulfato de amónio
ÁGUA
SECAGEM
ADU
CAPTAÇÃO DE ÁGUA
TANQUE DE ÁGUA FRESCA
ÁGUA
$BaCl_2$
Tanque efluentes ácidos e sólidos
BARRAGEM
RESÍDUO SÓLIDO
PRECIPITAÇÃO DO RÁDIO
FILTRAÇÃO
EFLUENTE
RESÍDUO SÓLIDO
TANQUE ÁGUA RECIRCULADA
BACIA DE RECEPÇÃO
NEUTRALIZAÇÃO
CAL
BACIA DE DECANTAÇÃO
RESÍDUO SÓLIDO
Minério pobre
BRITAGEM
EIRAS
ADSORÇÃO
ELUIÇÃO
H_2SO_4
ÁGUA
TANQUE ÁGUA NEUTRA
LEGENDA
SÓLIDOS
POLPA
ÁGUA FRESCA
ÁGUA RECIRCULADA
MATÉRIAS CONSUMÍVEIS
LICORES URANÍFEROS AQUOSOS
ORGÂNICA
EFLUENTES
PRECIPITADO
BALANÇO MÁSSICO
FLUXOS PRINCIPAIS
CIRCUITO MISTO

FIG 7.8

AN


MINÉRIO
PREPARAÇÃO MECÂNICA
MOAGEM
Floculante
ÁGUA
H_2SO_4
LIXIVIAÇÃO
Floculante
SEPARAÇÃO SÓLIDO-LIQUIDO
ARMAZENAGEM E FILTRAÇÃO
EXTRACÇÃO
QUEROSENE
ISODECANOL
AMINA
REEXTRACÇÃO
PREPARAÇÃO DO REEXTRATANTE
NaCl
H_2SO_4
ÁGUA
PRECIPITAÇÃO
NH_3
Floculante
DECANTAÇÃO
EFLUENTES SALINOS
FILTRAÇÃO
ÁGUA
FILTRAÇÃO
ÁGUA
PREPARAÇÃO DO SULFATO DE AMÓNIO
SULFATO DE AMÓNIO
ÁGUA
SECAGEM
DUA
CAPTAÇÃO DE ÁGUA
TANQUE DE ÁGUA FRESCA
TANQUE ÁGUA RECIRCULADA
TANQUE EFLUENTES
BARRAGEM
RESIDUO SÓLIDO
BACIA DE RECEPÇÃO
NEUTRALIZAÇÃO
CAL
ÁGUA
$NaClO_2$
PRECIPITAÇÃO DO RÁDIO
BACIA DE DECANTAÇÃO
RESIDUO SÓLIDO
DECANTAÇÃO
EFLUENTE
RESIDUO SÓLIDO
BALANÇO MÁSSICO
FLUXOS PRINCIPAIS
CIRCUITO BASEADO NUMA LIXIVIAÇÃO DINÂMICA
LEGENDA
SÓLIDOS
POLPA
ÁGUA FRESCA
ÁGUA RECIRCULADA
MATÉRIAS CONSUMÍVEIS
LIQUORES URANIFEROS AQUOSOS
ORGÂNICA
EFLUENTES
PRECIPITADO

FIG

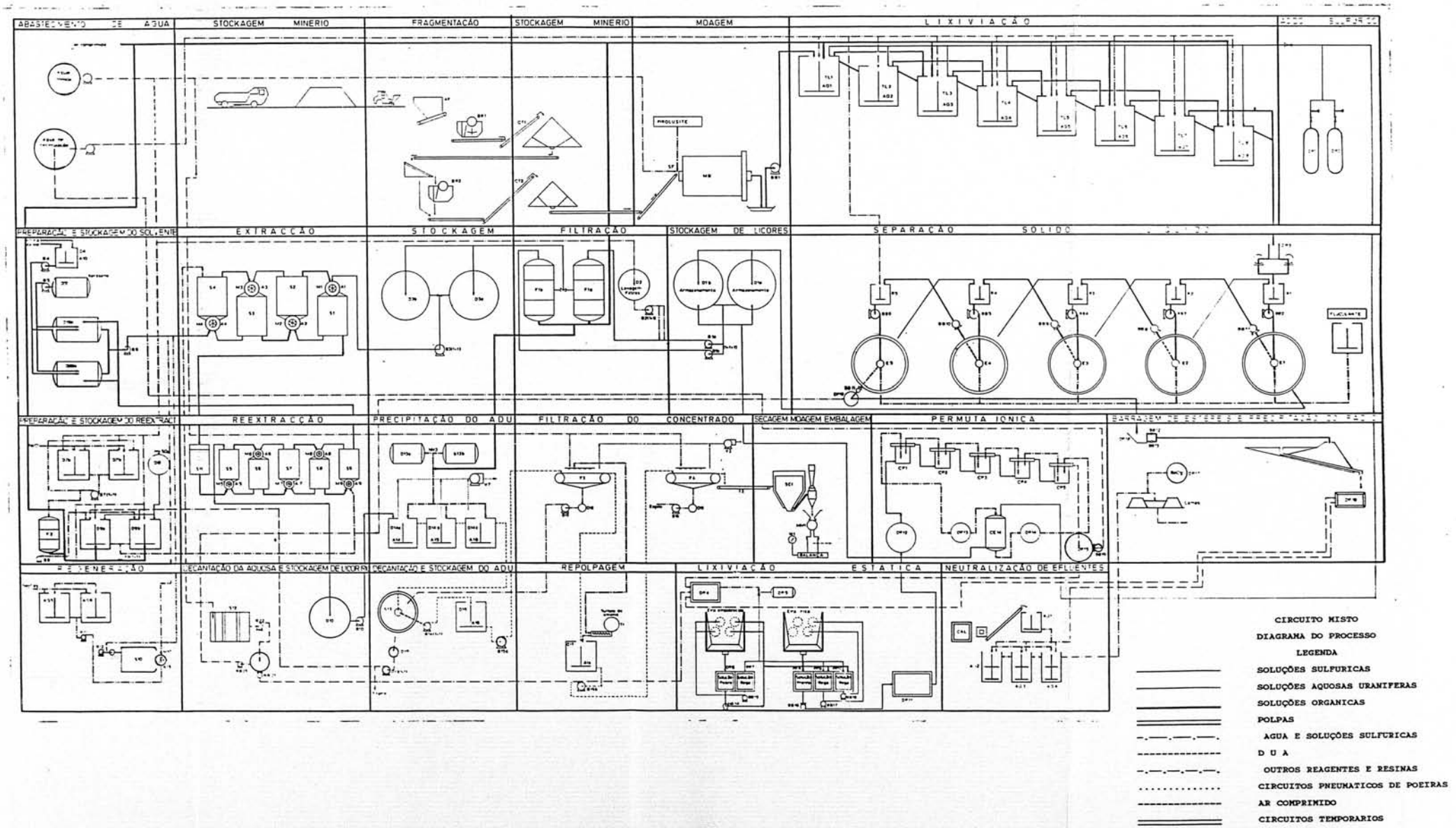
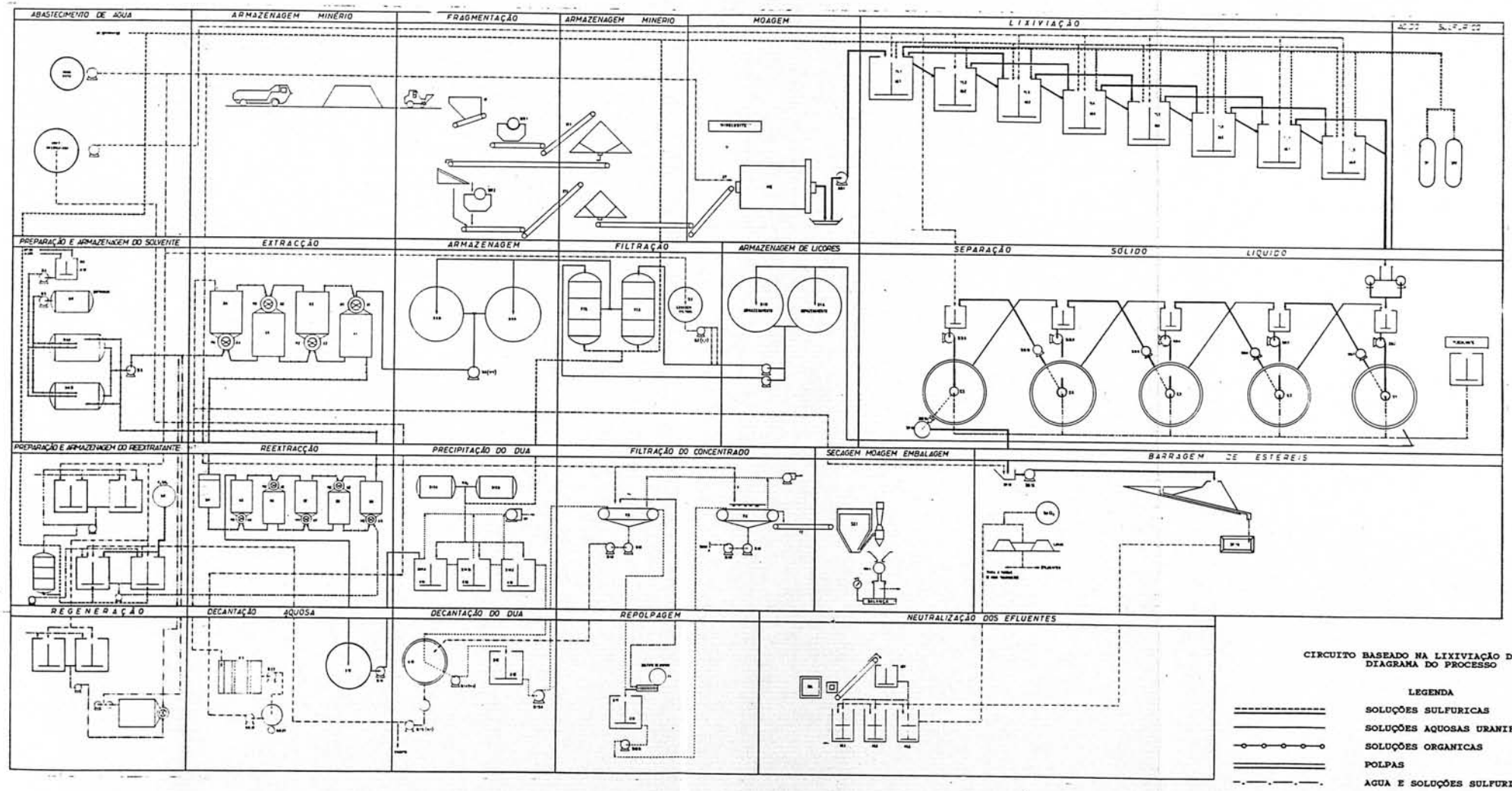

ABASTECIMENTO DE AGUA
STOCKAGEM MINERIO
FRAGMENTAÇÃO
STOCKAGEM MINERIO
MOAGEM
LIXIVIAÇÃO
PREPARAÇÃO E STOCKAGEM DO SOLVENTE
EXTRACÇÃO
STOCKAGEM
FILTRAÇÃO
STOCKAGEM DE LICORES
SEPARAÇÃO SOLIDO
PREPARAÇÃO E STOCKAGEM DO REEXTRACT
REEXTRACÇÃO
PRECIPITAÇÃO DO ADU
FILTRAÇÃO DO CONCENTRADO
SECAGEM MOAGEM EMBALAGEM
PERMUTA IONICA
REGENERAÇÃO
DECANTAÇÃO DA AQUOSA E STOCKAGEM DE LICOR
DECANTAÇÃO E STOCKAGEM DO ADU
REPOLPAGEM
LIXIVIAÇÃO ESTATICA
NEUTRALIZAÇÃO DE EFLUENTES
CIRCUITO MISTO
DIAGRAMA DO PROCESSO
LEGENDA
SOLUÇÕES SULFURICAS
SOLUÇÕES AQUOSAS URANIFERAS
SOLUÇÕES ORGANICAS
POLPAS
AGUA E SOLUÇÕES SULFURICAS
D U A
OUTROS REAGENTES E RESINAS
CIRCUITOS PNEUMATICOS DE POEIRAS
AR COMPRIMIDO
CIRCUITOS TEMPORARIOS

FIG. 7.2



CIRCUITO BASEADO NA LIXIVIAÇÃO DINAMICA
DIAGRAMA DO PROCESSO

LEGENDA

- SOLUÇÕES SULFURICAS
- SOLUÇÕES AQUOSAS URANIFERAS
- SOLUÇÕES ORGANICAS
- POLPAS
- AGUA E SOLUÇÕES SULFURICAS
- D U A
- OUTROS REAGENTES
- CIRCUITOS PNEUMATICOS DE POEIRAS
- AR COMPRIMIDO
- CIRCUITOS TEMPORARIOS

FIG. 7.3

BIBLIOTECA FE PORTO

FACULDADE DE ENGENHARIA
UNIVERSIDADE DO PORTO
BIBLIOTECA
0000002167