

Áurea Maria Dias Gomes

**LIXIVIAÇÃO E ADSORÇÃO EM FAZENDA BRASILEIRO - CVRD:
UMA QUESTÃO DE PRODUTIVIDADE**

Tese apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para obtenção
do título de Doutor em Engenharia

São Paulo
1999

Áurea Maria Dias Gomes

**LIXIVIAÇÃO E ADSORÇÃO EM FAZENDA BRASILEIRO – CVRD:
UMA QUESTÃO DE PRODUTIVIDADE**

Tese apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para obtenção
do título de Doutor em Engenharia

Área de Concentração: Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves

São Paulo
1999

DEDALUS - Acervo - EP-EPBC

FT-1335

Lixiviação e adsorção em Fazenda Brasileiro - CVRD :



31200025987

Gomes, Áurea Maria Dias

Lixiviação e adsorção em Fazenda Brasileiro – CVRD: uma questão de produtividade. São Paulo, 1999.

200 p.

Tese (Doutorado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.
Departamento de Engenharia de Minas.

1. Minérios de Ouro 2. Lixiviação 3. Cianetação 4. Cinética
5. Adsorção 6. Sistemas especialistas I. Universidade de São Paulo.
Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas II. t

À minha pequena Lígia, dedico este trabalho coroadado de
felicidade. Uma frase da mamãe para você: o conhecimento
é algo inesgotável e, a simplicidade e a dedicação são as
melhores formas de mantê-lo e aprimorá-lo.

Agradecimentos

À Escola Politécnica da Universidade de São Paulo pelo excelente Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral desenvolvido para a CVRD.

Ao orientador desta dissertação de Mestrado, Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves, pela competência e seriedade na condução da mesma.

À Companhia Vale do Rio Doce, pela oportunidade de participação neste curso.

Aos colegas da CVRD, que têm acompanhado e contribuído para meu aperfeiçoamento profissional.

À Profa. Dra. Virgínia Sampaio T. Ciminelli pela clareza na transmissão de seus ricos conhecimentos da área de Hidrometalurgia do Ouro.

À uma pessoa muito especial que tem acompanhado, passo a passo, a concretização de minhas aspirações profissionais: Paulo Fernando Teixeira Souto de Souza.

ÁUREA MARIA DIAS GOMES
LIXIVIAÇÃO E ADSORÇÃO EM FAZENDA BRASILEIRO - CVRD:
UMA QUESTÃO DE PRODUTIVIDADE

ERRATA

<u>página</u>	<u>linha</u>	<u>onde se lê:</u>	<u>leia-se:</u>
43	1 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
	última	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
	5 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
	Figura 2.5	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
44	2 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
46	7 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
47	4 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
138	7 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
139	1 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
	Figura 4.14	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
140	3 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
182	18 ^a	camada <u>limite</u>	camada <u>porosa</u>
43	Figura 2.5	camada <u>fluida</u>	camada <u>porosa</u>

ASG
11/11/99

Sumário

RESUMO

1- INTRODUÇÃO/JUSTIFICATIVA	1
2- REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
2.1- O CENÁRIO MUNDIAL DO METAL	4
2.2- A PRODUTIVIDADE	7
2.2.1- O GERENCIAMENTO DA QUALIDADE TOTAL	7
2.2.2- OS PRÊMIOS NACIONAIS DA QUALIDADE	11
2.2.3- OS PADRÕES INTERNACIONAIS ISO	13
2.3- O BENEFICIAMENTO DE MINÉRIOS AURÍFEROS	15
2.3.1- MINÉRIOS DE OURO E PROCESSOS INDICADOS DE TRATAMENTO	16
2.3.2- OPERAÇÕES UNITÁRIAS ENVOLVIDAS	20
2.3.3- PRINCIPAIS MÉTODOS DE LIXIVIAÇÃO	21
2.4- A LIXIVIAÇÃO EM TANQUES AGITADOS	24
2.4.1- TERMODINÂMICA DA CIANETAÇÃO	24
2.4.2- MECANISMO ELETROQUÍMICO DE DISSOLUÇÃO DE OURO POR CIANETO	27
2.4.3- INTERFERÊNCIAS DOS CONSTITUINTES DO MINÉRIO	30
2.4.4- O EFEITO DAS VARIÁVEIS DE PROCESSO	34
2.4.5- CINÉTICA DE DISSOLUÇÃO DE OURO POR CIANETO	36
2.4.5.1- OBTENÇÃO DA EQUAÇÃO CINÉTICA	36
2.4.5.2- MECANISMO DA REAÇÃO DE DISSOLUÇÃO DE OURO POR CIANETO	42
2.5- A ADSORÇÃO EM CARVÃO ATIVADO	49
2.5.1- O CARVÃO ATIVADO UTILIZADO NA INDÚSTRIA DO OURO	49
2.5.2- CARACTERÍSTICAS DO PROCESSO DE ADSORÇÃO	51
2.5.3- MECANISMO DE ADSORÇÃO DE OURO EM CARVÃO	52
2.5.4- FATORES QUE INFLUENCIAM O PROCESSO DE ADSORÇÃO	53
2.5.5- O PROCESSO DE ELUIÇÃO	55
2.6- OS SISTEMAS ESPECIALISTAS	57
2.6.1- MODELAMENTO E SIMULAÇÃO DE PROCESSOS	57
2.6.2- OS SISTEMAS ESPECIALISTAS	58
3- A BUSCA POR MELHORES RESULTADOS DE PRODUTIVIDADE DAS USINAS DE OURO	68
3.1- PREVISÃO DOS CUSTOS OPERACIONAIS DE USINAS	68
3.1.1 - PREVISÃO DOS INVESTIMENTOS E CUSTOS OPERACIONAIS	69
3.1.2- ESTABELECIDAMENTO DE CORRELAÇÃO MATEMÁTICA	71
3.2- A FUNÇÃO DA UNIDADE DE TRATAMENTO DE MINÉRIO	75
3.3- FATORES IMPORTANTES A SEREM CONSIDERADOS PELAS USINAS DE OURO	77

3.4- A IMPORTÂNCIA DOS PROCESSOS DE LIXIVIAÇÃO EM TANQUES AGITADOS E ADSORÇÃO EM CARVÃO ATIVADO	85
3.5- A USINA DE FAZENDA BRASILEIRO	90
3.5.1- CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS DO ROM	90
3.5.2- A USINA HIDROMETALÚRGICA	91
3.5.3- DESEMPENHO DA USINA HIDROMETALÚRGICA DE 1992 A 1998	96
<u>4- A LIXIVIAÇÃO EM TANQUES AGITADOS E A ADSORÇÃO EM CARVÃO ATIVADO</u>	101
4.1- OS CIRCUITOS DE CIANETAÇÃO E ADSORÇÃO DE FAZENDA BRASILEIRO	101
4.2- CARACTERIZAÇÃO QUÍMICA E MINERALÓGICA DO MINÉRIO NA ALIMENTAÇÃO DA LIXIVIAÇÃO	103
4.2.1- OBJETIVO	103
4.2.2- METODOLOGIA	103
4.2.3- RESULTADOS E DISCUSSÃO	105
4.3- INFLUÊNCIAS DA MINERALOGIA NOS RESULTADOS DO CIRCUITO HIDROMETALÚRGICO	109
4.3.1- A PRESENÇA DE COBRE EM SOLUÇÃO	109
4.3.2- A EVOLUÇÃO DA CONCENTRAÇÃO DOS MINERAIS SULFETADOS DE FERRO	110
4.3.3- A PRESENÇA DE FERRO E SULFETOS SOLÚVEIS	111
4.3.4- CORRELAÇÃO EMPÍRICA ENTRE A CONCENTRAÇÃO DE FERRO SOLÚVEL NA LIXIVIAÇÃO E O CONSUMO DE CIANETO	113
4.4- A APLICAÇÃO DE OXIGÊNIO NA LIXIVIAÇÃO	117
4.4.1- A FUNÇÃO DO OXIGÊNIO	117
4.4.2- OBJETIVO	119
4.4.3- METODOLOGIA	120
4.4.4- RESULTADOS E DISCUSSÃO	122
4.5- CINÉTICA DE DISSOLUÇÃO DO OURO	129
4.5.1- OBJETIVO	130
4.5.2- METODOLOGIA	130
4.5.3- RESULTADOS E DISCUSSÃO	132
4.6- O CONTROLE DO PROCESSO DE LIXIVIAÇÃO	141
4.6.1- IMPORTÂNCIA	141
4.6.2- FATORES IMPORTANTES A SEREM CONSIDERADOS	142
4.7- DESENVOLVIMENTO DE UM SISTEMA ESPECIALISTA PARA O CIRCUITO HIDROMETALÚRGICO DE FAZENDA BRASILEIRO	149
4.7.1- OBJETIVO	149
4.7.2- METODOLOGIA	150
4.7.3- RESULTADOS	154

4.8- AVALIAÇÃO DAS CARACTERÍSTICAS DO CARVÃO ATIVADO APLICADO NA INDÚSTRIA DO OURO	159
4.8.1- OBJETIVO	162
4.8.2- METODOLOGIA	163
4.8.3- RESULTADOS E CONCLUSÕES	164
4.8.4- CONSIDERAÇÕES IMPORTANTES	166
4.9- MODELO CINÉTICO DE ADSORÇÃO DE OURO EM CARVÃO ATIVADO	168
4.9.1- OBJETIVO	169
4.9.2- METODOLOGIA	170
4.9.3- RESULTADOS E CONCLUSÕES	171
<u>5- CONCLUSÕES</u>	181
<u>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS</u>	185
<u>ANEXOS</u>	
<u>LISTA DE TABELAS</u>	
<u>LISTA DE FIGURAS</u>	

Resumo

A usina de Fazenda Brasileiro tem desenvolvido esforços no sentido de maximizar os resultados técnicos e econômicos dos processos de lixiviação em tanques agitados e adsorção em carvão ativado, diante do atual cenário da indústria do ouro. Estes processos apresentam influência direta sobre o resultado de produção e significativo impacto sobre os custos operacionais da usina.

A caracterização do minério, o estudo das influências da mineralogia sobre os resultados do circuito hidrometalúrgico, a substituição de ar comprimido por oxigênio puro na lixiviação, as avaliações cinéticas de dissolução de ouro por cianeto e de adsorção do metal em carvão ativado, o desenvolvimento de um sistema especialista "off-line" baseado em lógica "fuzzy" na cianetação, a proposição de modelos gerenciais para usinas de beneficiamento de minérios de ouro com ênfase nas operações hidrometalúrgicas são apresentados e discutidos.

Ganhos de produtividade têm sido obtidos nos últimos anos (0,403 g Au produzido/US\$ gasto em 1995 para 0,536 g Au produzido/US\$ gasto em 1998) e baseiam-se, essencialmente, no desenvolvimento de ações visando a redução dos custos operacionais e/ou o aumento de receita. Nas unidades de lixiviação em tanques agitados e adsorção em carvão ativado muitos estudos técnicos têm sido desenvolvidos conforme apresentado nesta tese. Aumento de receita em torno de US\$ 500 mil/ano, a partir de 1997, tem sido alcançado com as ações de controle, avaliação e melhoria do circuito hidrometalúrgico.

A busca por melhores resultados técnicos e econômicos que garantam a continuidade da operação de empreendimentos auríferos é, atualmente, o grande desafio do setor e ações inovadoras, criativas e bem controladas têm se mostrado como os melhores recursos disponíveis, conforme demonstrado nesta tese, especificamente para os processos de lixiviação e adsorção em carvão ativado da usina de Fazenda Brasileiro.

Abstract

Fazenda Brasileiro gold plant has been developing plans in order to maximize the technical and economical results of the leaching and adsorption processes, based on the current scenario of the gold industry. These processes have a direct influence in the production results and a significant impact in the operational costs of the plant.

The characterization of ore, the study of the mineralogical influence in the metallurgical recovery and in the reagents consumption, the comparison between the application of compressed air and oxygen in the leaching, the kinetics evaluations of the cyanidation and of the activated carbon adsorption, the development of an off-line expert system based on fuzzy logic (artificial intelligence) applied in the leaching circuit at Fazenda Brasileiro and the proposition of a management method for the gold plant are presented and discussed.

Gains on productivity have been achieved in the last years (from 0,403 g Au produced/US\$ spent in 1995 to 0,536 g Au produced/US\$ spent in 1998) and this results are consequences of the actions developed in order to reduce operational costs and/or increase revenue. In the leaching in agitated tanks and in the adsorption at Fazenda Brasileiro many studies have been developed, and are presented in this thesis. An increase in revenue of about US\$ 0.5 M/year, since 1997, has been obtained through control, evaluation and improvement of the hydrometallurgical circuit at Fazenda Brasileiro plant.

The search for the best technical and economical results that warrant the continuity of the operation is, now, the great challenge of the gold industry. Innovative, creative and well-controlled actions have shown to be an excellent resource, as discussed in this thesis, specifically considering the leaching and adsorption processes at Fazenda Brasileiro plant.

1- INTRODUÇÃO/JUSTIFICATIVA

Observa-se, em todo o mundo, a redução gradativa das reservas de minérios de ouro com teores significativos e a necessidade de se tratar minérios cada vez mais complexos (refratários) e de teores mais baixos que os processados atualmente. Aliado a estes fatores relacionados à natureza dos depósitos auríferos, o preço do ouro apresentou queda a partir de segundo semestre de 1997. A cotação média do metal no referido ano foi de US\$ 331.02/oz ⁽¹⁾. Esta cotação corresponde ao mais baixo preço do ouro desde 1986. Em 1998, o preço declinou ainda mais, passando a atingir valor inferior a US\$ 300.00/oz. Este ano, o preço tem se mantido próximo à US\$ 276.56/oz (janeiro a julho/99) ⁽¹⁾.

A figura 1.1 mostra as consequências da diminuição do preço do ouro, a partir de meados de 1997, sobre as unidades de produção do metal. Apresenta, ainda, a necessidade de adequação das minas em atividade, diante do atual cenário, com a execução de programas enérgicos que visem maximizar o lucro operacional, baseados essencialmente em aumento de produtividade (relação entre a receita gerada e os custos envolvidos no empreendimento).

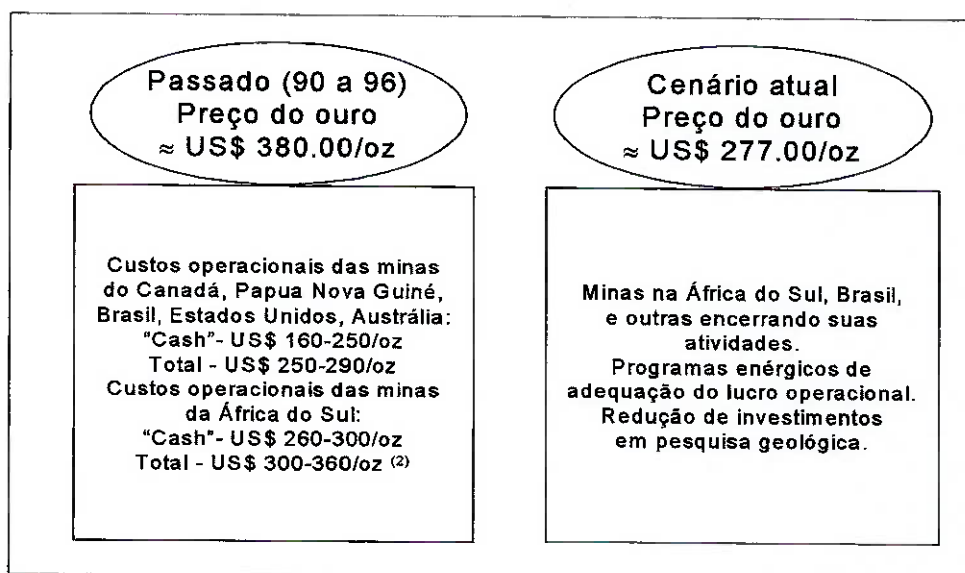


Figura 1.1 - Cenários passado e atual da indústria do ouro ⁽²⁾

A denominação de custo “cash” deve ser entendida como o custo operacional, que não inclui a depreciação das instalações, equipamentos e outros, além da amortização dos investimentos e a exaustão das minas. O custo operacional total leva em conta todos os fatores referidos. A África do Sul, país responsável pela maior produção mundial de ouro, tem enfrentado sérias dificuldades em relação ao crescente aumento, a cada ano, dos custos operacionais, principalmente devido ao aprofundamento das minas em atividade. Observam-se várias minas, em todo o mundo, encerrando suas atividades produtivas. Investimentos em pesquisa geológica também têm diminuído na mineração do ouro ⁽²⁾.

A usina de beneficiamento do minério aurífero é parte integrante da cadeia produtiva da mineração e tem influência direta sobre os custos operacionais do empreendimento. Os custos operacionais de cada usina estão intimamente relacionados com a forma de ocorrência do ouro no minério, que deve ser cuidadosamente estudada através da caracterização mineralógica ^(3,4,5), a fim de indicar as alternativas de processo mais adequadas ao tratamento do minério ⁽⁶⁾.

O trabalho desenvolvido nesta tese de doutoramento refere-se à usina de Fazenda Brasileiro, propriedade da Companhia Vale do Rio Doce, situada em Teofilândia – BA. As operações unitárias estudadas são a lixiviação em tanques agitados e a adsorção em carvão ativado, já que estes processos apresentam influência direta sobre o resultado de produção e significativo impacto sobre os custos operacionais da usina. Trata-se de uma continuação dos trabalhos desenvolvidos na Dissertação de Mestrado da Autora, a partir de 1997, quando foi introduzida a adição de cianeto de sódio em estágios no circuito hidrometalúrgico de Fazenda Brasileiro e os resultados observados, na prática, consistiram na redução do teor de ouro no rejeito da usina de 0,28 para 0,21 g Au/t, com uma geração de receita adicional de cerca de US\$ 500 mil/ano.

Com o objetivo de se buscar a constante melhoria dos resultados de produtividade das operações unitárias estudadas nesta tese, foram desenvolvidos, em escala industrial, os seguintes trabalhos:

- a- Caracterização mineralógica recente do minério alimentado no circuito hidrometalúrgico e comparação com as características determinadas em períodos anteriores.
- b- Estudo da influência da mineralogia nos resultados do circuito hidrometalúrgico.
- c- Avaliação técnica e econômica da aplicação de oxigênio puro na lixiviação em substituição ao ar comprimido.
- d- Determinação do modelo cinético de dissolução do ouro por cianeto.
- e- Proposição de modelo gerencial para as usinas de beneficiamento de minérios auríferos.
- f- Estabelecimento de um sistema especialista "off-line" na lixiviação baseado em lógica "fuzzy".
- g- Discussão de um modelo prático e eficiente de avaliação de carvões ativados virgens e carregados.
- h- Estudo cinético da adsorção de ouro em carvão ativado.

A produtividade, expressa como uma relação entre a receita gerada e os custos operacionais envolvidos, tem relação direta com a clareza do conhecimento de uma dada operação unitária aplicada de forma característica a um dado minério. Os ganhos em se ter um processo estabilizado, conhecido e previsível são bastante significativos, conforme é demonstrado nesta Tese de Doutorado.

2- REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1- O CENÁRIO MUNDIAL DO METAL

A oferta mundial do metal em 1998 (4.123 toneladas) apresentou um significativo aumento em relação aos anos anteriores de 1992 a 1996 (≈ 3.500 toneladas/ano) e mostrou-se bem próxima à oferta de 1997 (4.228 t). As principais fontes de aumento da oferta consistiram da realização de vendas de ouro em estoque e de desinvestimentos. A oferta do metal proveniente das minas apresentou apenas um ligeiro aumento de 2.480 t em 1997 para 2.555 t em 1998 ⁽²⁾.

A principal demanda pelo produto é a sua utilização na indústria joalheira (76,3% em 1998), seguida da aplicação na eletrônica ⁽²⁾.

A evolução do preço do metal no período de 1968 a 1998 pode ser observada na figura 2.1.

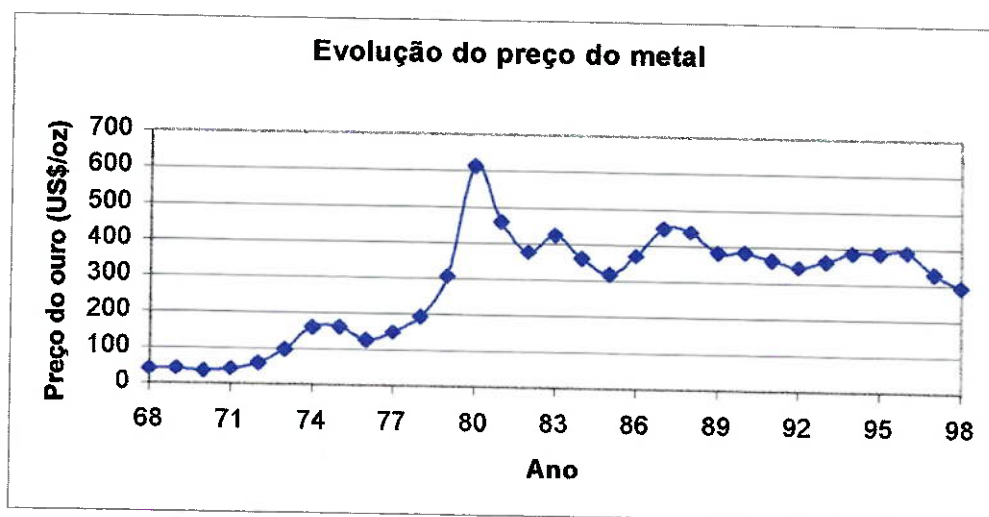


Figura 2.1 – Evolução do preço do ouro ⁽¹⁾

Os anos 80 foram uma década extraordinária para os negócios de ouro. O preço excepcionalmente elevado despertou o interesse dos principais

produtores do metal em todo o mundo. O resultado dos projetos de exploração foi um aumento da produção de ouro na segunda metade dos anos 80. A produção australiana quintuplicou de 1984 a 1989, a produção dos Estados Unidos quadruplicou, e a produção canadense dobrou ⁽²⁾. O melhor preço do metal ocorreu em 1987. Entre 1989 e 1996, o preço do ouro se estabilizou entre US\$ 350.00 e 400.00/oz. Em 1998 e 1999, o preço chegou a atingir valores inferiores a US\$ 300.00/oz ⁽¹⁾.

Os Bancos Centrais de todo o mundo possuem, aproximadamente, 35.000 toneladas de ouro em estoque, representando cerca de 8 vezes a oferta anual do produto. Esta quantidade de ouro nos bancos pode causar a redução do preço do metal no mercado internacional, caso ocorram crises econômicas em países que detêm o metal em estoque e estes países decidam realizar vendas do ouro em quantidades significativas como forma de geração de recursos financeiros. A Rússia, por exemplo, realizou vendas de ouro entre o final de 1997 e meados de 1998. A Inglaterra fez o mesmo em meados de 1999.

África do Sul, Estados Unidos e Austrália são, atualmente, os maiores produtores de ouro do mundo, nesta ordem. Os seis países de maior produção foram responsáveis por 63% da produção mundial das minas em 1998. O Peru assumiu a posição de maior produtor da América Latina, em 1997, com a produção de 74,8 t do metal. No Brasil, foram produzidas 55 t de ouro em 1998, apresentando uma redução de produção em relação a 1997 (59 t).

A "AngloGold" – AS é a maior empresa produtora do metal (cerca de 9% da produção total proveniente de minas em 1998), seguida pela Newmont - USA.

O maior custo "cash" do mundo é o da África do Sul (US\$ 246.00/oz em 1998). Houve uma redução significativa dos custos neste país como se pode observar ao compararmos o resultado atual de custo "cash" com o mesmo custo

de produção de 1997 (US\$ 303.00/oz). Os países de menor custo de produção são, atualmente, os Estados Unidos (US\$ 185.00/oz em 1998) ⁽²⁾.

A indústria do ouro apresenta peculiaridades que condicionam fortemente a gestão do negócio, visto que o ouro é um ativo financeiro que comporta-se como um "commodity", tendo sua cotação definida internacionalmente pelas grandes Bolsas de Valores. Assegurar a competitividade de uma empresa produtora de ouro significa estabelecer requisitos de projeto de minas com baixos custos de produção, alta taxa de sucesso em pesquisa geológica, nível de reservas capaz de garantir a operação do empreendimento e elevada competência nas operações de comercialização do metal (substituição de operações "spot" por "hedging") ⁽⁷⁾.

2.2- A PRODUTIVIDADE

As empresas, de modo geral, têm desenvolvido vários programas com o objetivo de obter ganhos de produtividade e, por consequência, manter sua atividade produtiva (sobrevivência) e aumentar a competitividade de seus produtos. Na indústria do ouro, tais iniciativas tomadas pela direção das empresas, têm levado à implantação de programas baseados nos conceitos de Qualidade.

Os principais programas são: O Gerenciamento da Qualidade Total (GQT), os Prêmios Nacionais de Qualidade e as Normas ISO.

2.2.1- O Gerenciamento da Qualidade Total

Uma ferramenta de gerenciamento desenvolvida recentemente e em franca expansão por todo o mundo é a Qualidade Total. A questão da qualidade foi o grande trunfo da indústria japonesa para diferenciar seus produtos, ganhando espaço no mercado externo e, ao mesmo tempo, reconstruindo o país no pós-guerra. Durante a Guerra Fria, os americanos desejavam um aliado contra a ameaça comunista. O Japão, desta forma, precisava ser reconstruído e fortalecido. Dentre os americanos que fizeram parte da disseminação dos conceitos de qualidade para os japoneses estão o professor Edward Deming e o especialista Joseph Juran. A premissa de “fazer as coisas certas da primeira vez” foi, então, adotada ⁽⁸⁾.

O estilo de Gerenciamento da Qualidade Total (GQT) iniciou-se no Japão com a alta administração das empresas e se expandiu para todos os níveis da organização. Os produtores japoneses enfocavam a prevenção de defeitos, reduzindo o desperdício, em todos os aspectos do negócio. Devido à consequente a satisfação do cliente, os japoneses expandiram o mercado para os seus produtos.

As definições mais conhecidas para QUALIDADE são:

- a- “Controle de qualidade não significa alcançar a perfeição. Isto significa a produção eficiente de qualidade que o mercado espera” - *Edward Deming* ^(8,9);
- b- “Adequação para o uso” - *Joseph Juran* ⁽¹⁰⁾;
- c- “Conformidade aos requisitos” - *Philip Crosby* ⁽¹¹⁾;
- d- “A composição total das características de mercado, engenharia, fabricação e manutenção através das quais o produto ou serviço atenderá as expectativas dos clientes” - *Armand Feigenbaum* ⁽¹²⁾;
- e- “A totalidade das características de um produto que retrata sua habilidade de satisfazer dada necessidade” - *American Society for Quality* ⁽¹³⁾;

Ao se analisarem estas definições de Qualidade, fica claro que as necessidades dos clientes devem ser entendidas e satisfeitas. O cliente, em uma abordagem ampla, pode ser entendido como os acionistas, os empregados, os consumidores do produto e os vizinhos.

Com relação à indústria do ouro, os consumidores do produto, proveniente das minas, são os bancos que recebem o metal, normalmente na forma de barras (lingotes), que variam de peso, conforme solicitação do cliente. As características de qualidade, tais como a pureza e a quantidade a ser adquirida devem ser atendidas. A pureza é assegurada pela realização de refino criterioso e do controle de qualidade das barras produzidas em termos de título de ouro. Apenas refinadoras com certificação internacional “Good for Delivery” podem fornecer ouro refinado nos mercados nacional e internacional.

Os acionistas esperam retorno sobre o capital investido. Isto significa que o empreendimento deve gerar lucro para ser distribuído entre eles. A geração de lucro está diretamente relacionada com a operação eficiente da mineração,

onde receitas e custos devem ser convenientemente planejados, a fim de se alcançar um bom resultado financeiro para o empreendimento.

Os empregados, entendidos como clientes, devem possuir condições materiais, ambientais e psicológicas de trabalho adequadas à sua realização pessoal e à preservação de sua saúde física e mental. Os empregados, em todos os níveis hierárquicos da organização, são os responsáveis pelas mudanças da maneira de pensar, agir, prevenir e resolver problemas de uma forma sistematizada baseada nos conceitos da Qualidade Total. As condições adequadas das ferramentas, materiais e equipamentos, boas condições ambientais e de segurança do trabalho devem ser preocupações constantes da empresa.

Os vizinhos, como clientes, devem ter especial atenção da empresa mineradora de forma a minimizar impactos ambientais que repercutam em prejuízos ao cotidiano das pessoas e garantam a continuidade operacional do empreendimento.

O bem-estar das pessoas envolvidas, sejam elas acionistas, consumidores, empregados ou vizinhos deve ser encarado como uma necessidade de se garantir a sobrevivência da empresa.

Este método de gerenciamento (GQT) é um processo de mudança da própria maneira de pensar das pessoas e requer determinação. É preciso ter a consciência de que a qualidade, a produtividade e a posição competitiva da empresa dependem diretamente do resultado de cada pequeno procedimento, como se cada pequeno procedimento fosse um elo de uma corrente que resulta no resultado final do empreendimento.

Os principais passos envolvidos na implantação do Programa de Gerenciamento da Qualidade Total são:

a- decisão da alta administração em utilizar o GQT como forma de gestão;

b- estabelecimento do planejamento da qualidade: introduzir os conceitos de qualidade em todos os níveis hierárquicos através de treinamento, elaborar a política de qualidade da empresa, estabelecer o plano de implantação, definir metas a serem alcançadas a médio e longo prazos com a implantação do GQT, conhecer os concorrentes (“benchmarking” e melhores do ramo) ⁽¹¹⁾;

c- introdução de programas como o CCQ (Círculos de Controle de Qualidade) e 5S a fim de melhorar as condições dos postos de trabalho;

d- implantação sistematizada do gerenciamento da rotina diária ⁽¹⁴⁾: elaborar especificação de produto ou serviço em conjunto com o cliente externo ou interno, elaborar o padrão técnico do processo utilizando-se mecanismos que assegurem o cumprimento das características de qualidade exigidas pelo cliente, padronização de processos e tarefas críticas, treinamento operacional nos padrões, verificação do cumprimento dos padrões operacionais, “on the job training”;

e- estabelecimento de itens de controle/verificação a partir da especificação do produto ou serviço ⁽¹⁰⁾: aplicação da estatística à avaliação de processos (básica, controle estatístico de processo, capacidade do processo, correlação e regressão);

f- desenvolvimento do método de análise e solução de problemas: identificar, observar e analisar o problema, identificar a existência de causas mais prováveis, confirmar a causa fundamental, desenvolver ações a fim de eliminá-la e garantir a não reincidência ⁽¹⁵⁾;

g- implantação do gerenciamento das melhorias, que pode ser realizado através de atualização tecnológica e/ou desenvolvimento de novos produtos e/ou modificação dos processos existentes.

Gerenciar com qualidade significa “sistematizar os processos”, seja através do gerenciamento da Rotina ou de Melhorias.

As principais causas de fracasso dos programas de GQT são as seguintes:

- a- O não comprometimento da alta direção da empresa;
- b- A mobilidade da administração e da mão-de-obra;
- c- Falta de planejamento para todo tipo de tarefa devido à avidez por resultados imediatos;
- d- A suposição de que os ganhos com qualidade e produtividade são unicamente vinculados à automação e à inovação tecnológica;
- e- O desenvolvimento de excelentes técnicas de qualidade, sem entretanto, atentar à absoluta necessidade do envolvimento das pessoas;
- f- O não engajamento de clientes e fornecedores no processo;
- h- Ausência de diagnósticos de cultura organizacional e de qualidade de vida no trabalho.

2.2.2- Os Prêmios Nacionais de Qualidade

A partir do Prêmio Deming (Japão, 1952), muitos outros prêmios já se tornaram mecanismos eficazes de melhoria da qualidade e produtividade, como o prêmio "Malcolm Baldrige" nos USA (1987). A criação em 1992 do Prêmio Europeu (TEQA - "The European Quality Award") pelo seu caráter multinacional, se constituiu em um marco importante. O PNQ (Prêmio Nacional da Qualidade) utilizado no Brasil se baseia, essencialmente, nos mesmos critérios de avaliação do prêmio americano.

Existem quatro categorias de organizações premiadas pelo PNQ: manufaturas, prestadoras de serviços, médias empresas e pequenas/micro-empresas. Empresas como a IBM (Sumaré - SP), Xerox do Brasil - RJ, Citibank - SP (Segmento Pessoa Física), Serasa - SP e Alcoa (Poços de Caldas - MG) já foram premiadas pelo PNQ.

São sete os critérios do PNQ pelos quais as empresas candidatas são avaliadas:

- a- Liderança;
- b- Planejamento estratégico;
- c- Foco no cliente e no mercado;
- d- Informação e análise;
- e- Desenvolvimento e gestão de pessoas;
- f- Gestão de processos;
- g- Resultados do negócio.

A maioria dos critérios é avaliada em termos de enfoque (processo) e de grau de aplicação (abrangência), exceto resultados. Além disso, existem relações entre os critérios. O total de pontos do PNQ é de 1000, sendo que 450 pontos deste total é atribuído ao item de Resultados do Negócio.

Os principais valores e conceitos do PNQ são ⁽¹⁶⁾:

- a- Qualidade centrada no cliente;
- b- Liderança;
- c- Melhoria contínua;
- d- Participação e desenvolvimento dos empregados;
- e- Enfoque preventivo e qualidade no projeto;
- f- Visão de futuro de longo alcance;
- g- Gestão baseada em fatos e dados;
- h- Desenvolvimento de parcerias;
- i- Responsabilidade pública e cidadania;
- j- Foco nos resultados;
- k- Inovação e criatividade;
- l- Comportamento transparente.

2.2.3- Os Padrões Internacionais ISO

Para se tratar especificamente de assuntos de gestão e garantia da qualidade foi formado, em 1976, o Comitê Técnico TC-176, pela ISO. Partindo de experiências obtidas através das normas de países com tradição na área de qualidade, o Comitê ISO TC-176 elaborou de 1979 a 1986, as normas internacionais ISO Série 9000. Normas de países como a Inglaterra, EUA, França, Alemanha, Canadá e Holanda, baseadas em relações contratuais entre compradores e fornecedores voltadas à segurança e à confiabilidade de sistemas nucleares e equipamentos militares, foram estudadas a fim de consolidar as normas ISO. Envolvendo o processo produtivo e o fornecimento de serviços, as normas ISO 9000 já foram adotadas como padrão nacional por mais de 70 países.

As normas ISO série 9000 - 9000 a 9003 - abrangem o chamado Ciclo de Qualidade, que se inicia no projeto, seguido de desenvolvimento, produção, instalação e por último, dos serviços associados. A ISO 9001 engloba todos os itens anteriormente referidos e a ISO 9002 trata dos três últimos itens. O tema da ISO 9003 é a garantia da qualidade na inspeção final e testes. A ISO 8402 apresenta a definição dos termos utilizados nas normas ISO 9000. O objetivo das empresas que optam pela ISO é possuir um sistema de garantia da qualidade, ou seja, desenvolver um conjunto de atividades planejadas e sistemáticas, apresentadas no Sistema de Qualidade e demonstradas como necessárias, a fim de prover a confiança adequada de que o fornecedor atenderá aos requisitos exigidos pelos clientes.

A série ISO 9000 é um conceito definitivamente incorporado à nova mentalidade de um mercado cada vez mais globalizado, competitivo e exigente.

Entre as instituições certificadoras estrangeiras internacionalmente conhecidas da ISO 9000 (algumas com escritórios no Brasil) destacam-se, dentre outras, o ABS ("American Bureau of Shipping"), o BSI - "Quality Assurance" (ligado

ao "British Standards Institution"), o BVQI ("Bureau Veritas Quality International"), o DNV ("Det Norske Veritas Classification"), o SGS "International Certification Services" e a Fundação Carlos Alberto Vanzolini – SP.

A série ISO 10000 trata das auditorias da qualidade do sistema ISO 9000. A ISO 14000, recentemente elaborada, trata da garantia da qualidade do produto produzido em harmonia com o meio ambiente. Empresas certificadas com a ISO 14000 são conhecidas como fornecedoras de produtos ecologicamente adequados.

Existem discussões muito interessantes a respeito da certificação de empresas pela série ISO 9000 ao compararmos esta norma com os conceitos do GQT. Alguns autores julgam a simples implantação da ISO 9000 como não suficiente para melhorar a competitividade entre os fornecedores. Isto se deve ao fato de que a ISO 9000 se destina à chamada garantia da qualidade externa e se baseia, essencialmente, na padronização de procedimentos a serem cumpridos pelos fornecedores, para proporcionar ao comprador, a confiança quanto à qualidade dos produtos e serviços fornecidos. Como instrumentos normativos, os padrões ISO 9001, 9002 e 9003 estabelecem requisitos mínimos que devem ser praticados por todos os fornecedores, não servindo como base para a melhoria da competitividade.

2.3- O BENEFICIAMENTO DE MINÉRIOS AURÍFEROS

O ouro foi um dos primeiros metais a ser utilizado pelo homem. Isto em função do seu elevado potencial de oxidação, o que explica a ocorrência do metal no estado nativo, e de sua maleabilidade, que permitiu que o mesmo pudesse ser trabalhado com as ferramentas rudimentares do homem primitivo. Aliadas a estas propriedades, a sua relativa escassez e a cor distinta fizeram com que o ouro assumisse, durante um período superior a 5.000 anos, o importante papel de principal reserva mundial de riqueza ⁽¹⁷⁾.

As operações unitárias de concentração gravítica, amalgamação, cianetação, cloração, precipitação por zinco e adsorção em carvão são conhecidas há pelo menos cem anos e permanecem básicas em muitos fluxogramas de processo da indústria do ouro ^(18,19).

Antes da descoberta da cianetação, o ouro, em estado nativo, era extraído de veios ou aluviões e concentrado por meio de separação gravítica. A cloração, proposta por Plattner em 1848, foi utilizada na Califórnia (1858) com o objetivo de tratar minérios contendo ouro fino e/ou associados a sulfetos.

O processo de cianetação passou a ser utilizado a partir de 1889, iniciando-se na "Crown Mine", na Nova Zelândia. O processo foi patenteado por MacArthur e irmãos Forrest em 1889. Com a utilização do processo de cianetação foi possível aumentar as recuperações das usinas e tratar minérios de teores mais baixos e com ouro finamente disseminado. Os processos de tratamento de minérios auríferos foram se aprimorando através da utilização da flotação, eletrólise, concentração gravítica em jigues e mesas, fechamento de circuitos de moagem, desenvolvimento das pachuca no México, melhorias no processo "Merrill-Crowe", entre outros ⁽²⁰⁾.

Entre os anos de 1972-1990 houve o grande desenvolvimento técnico da indústria do ouro: aplicação da lixiviação em pilha, desenvolvimento dos processos "Carbon in Pulp" e "Carbon in Leaching" (CIP/CIL), tratamento de minérios refratários por lixiviação sob pressão e lixiviação bacteriana. A elevação do preço do ouro, entre 1980 e 1990, incentivou o desenvolvimento tecnológico e levou a um aumento significativo da produção do metal. Desde então, um processo contínuo de pesquisa vem sendo observado ⁽²⁰⁻³⁰⁾.

2.3.1- Minérios de ouro e processos indicados de tratamento

Os minérios de ouro podem ser classificados como de fácil processamento ("free milling") ou refratários. Nos minérios "free milling", o ouro ocorre em grãos discretos que, após britagem e/ou moagem, se tornam acessíveis para a cianetação.

Os minérios refratários não apresentam níveis adequados de extração do metal quando submetidos diretamente ao processo de cianetação convencional. É usual considerar-se como adequados, valores de extração acima de 80%, em ensaios padrão de lixiviação. Os minérios refratários que apresentam o ouro encapsulado em sulfetos requerem uma etapa inicial de tratamento oxidativo como a ustulação, a bio-oxidação ou a oxidação sob pressão para que sejam alcançadas extrações do metal que possibilitem seu processamento. Para minérios refratários contendo matéria carbonosa ativa, o principal método de pré-tratamento é a queima ⁽¹⁷⁾.

Minérios refratários podem, ainda, apresentar ouro finamente disseminado em silicatos. A moagem fina se faz necessária, neste caso, para expor as partículas do metal ao agente lixiviante ⁽³¹⁻³³⁾. Alguns minérios contendo minerais sulfetados reativos como a pirrotita, marcassita, calcosita, e outros, podem apresentar refratariedade moderada. Estes minerais são solúveis em solução de cianeto e geram um consumo elevado do agente lixiviante.

Normalmente, uma etapa de pré-aeração da polpa é realizada antes da lixiviação destes minérios para possibilitar a extração do ouro e reduzir o consumo de cianeto.

A ocorrência em um mesmo minério de mais de um tipo de refratariedade pode ser conhecida através do exemplo da Mina de "Carlin" da Newmont em Nevada - USA, onde o ouro apresenta-se encapsulado em sulfetos e associado à matéria carbonosa ativa. O pré-tratamento deste minério é realizado pelo processo de ustulação ⁽²⁰⁾.

A tabela 2.1 sumariza os principais tipos de minérios de ouro e os processos indicados para tratamento, no caso de minérios refratários, antes que sejam submetidos à cianetação.

Tabela 2.1-Classificação dos minérios de ouro quanto à refratariedade e métodos de pré-tratamento.

Minério de ouro	Alternativas de pré-tratamento
"Free milling"	Dispensável
Refratariedade moderada: presença de sulfetos reativos como a pirrotita, marcassita, calcosita	Pré-aeração da polpa
Refratário: presença de matéria carbonosa ativa	Efeito "preg-robbing" moderado: adsorção CIL Efeito "preg-robbing" pronunciado: queima
Refratário: Ouro encapsulado em sulfetos	Ustulação Oxidação sob pressão Bio-oxidação
Refratário: Ouro disseminado em silicatos	Moagem fina ou ultra-fina

Uma descrição sucinta dos principais processos de pré-tratamento de minérios refratários é apresentada a seguir:

a- Ustulação ^(17,34)

Minérios contendo ouro encapsulado em sulfetos ou matéria carbonosa são, normalmente, submetidos a temperaturas entre 450 a 600°C, com suprimento adequado de oxigênio. A temperatura e a pressão de oxigênio têm uma influência

marcante na cinética de oxidação de sulfetos de ferro e nas características do calcinado e, conseqüentemente, na extração posterior do ouro.

As reações envolvidas na ustulação da pirita e da arsenopirita são apresentadas abaixo:



Alguns dos problemas da ustulação são a emissão de gases poluentes, gerados da queima de sulfetos e a presença de arsênio, no caso de minério arsenopirítico. A produção de ácido sulfúrico propicia a remoção do dióxido de enxofre e permite a comercialização deste como subproduto, contribuindo para o aumento de faturamento da unidade produtiva.

b- Bio-oxidação ^(17,35-38) :

Embora o conhecimento da ação dos *Thiobacillus* na oxidação de sulfetos seja anterior aos anos 50, as primeiras aplicações comerciais ocorreram na mina de "Fairview" (África do Sul), em 1986, e na mina de São Bento (Brasil) em 1990.

No caso de minério arsenopirítico, o arsênio é precipitado na forma de arsenato férrico. O ferro proveniente da oxidação de sulfetos, como a pirita, precipita na forma de sulfatos, óxido/hidróxido de ferro (III) ou jarosita.

A bio-oxidação é realizada em condições ácidas (pH 1-2), em tanques agitados e refrigerados (temperatura normalmente inferior a 40°C), nos quais uma colônia mista de microorganismos aeróbicos, com predominância do *Thiobacillus ferrooxidans*, catalisa a oxidação de sulfetos. Os maiores custos do processo estão associados à necessidade de agitação e refrigeração eficientes.

Avaliações da aplicação da bio-oxidação em pilhas de minérios auríferos têm sido realizadas, principalmente pela Newmont - USA.

c- Oxidação sob pressão ^(17,39) :

A primeira aplicação industrial da oxidação sob pressão ocorreu na mina de McLaughlin (USA), em 1985, sendo logo seguida pela mina de São Bento (Brasil).

A oxidação sob pressão, em meio ácido, é realizada em autoclaves multicompartimentadas, em temperaturas que variam de 170-225°C e pressões parciais de oxigênio de 350-700 kPa. A autogenia da reação é alcançada para teores de enxofre acima de 3%. A temperatura deve ser mantida acima de 160°C para garantir a oxidação irreversível de sulfeto a sulfato, evitando oclusão de ouro em enxofre (S).

Observa-se grande tendência à utilização do processo de oxidação sob pressão para tratar minérios refratários contendo ouro encapsulado em sulfetos, principalmente nos Estados Unidos ⁽⁴⁰⁾. A bio-oxidação está se tornando, também, uma importante alternativa de tratamento deste tipo de minério refratário apresentando, em alguns casos, vantagens de custos sobre a oxidação sob pressão e benefícios ambientais em relação à ustulação. Pressões ambientais parecem contribuir cada vez mais para elevar os custos de operação do processo de ustulação, em especial, quando não existe demanda para o ácido sulfúrico produzido, obtido através do tratamento das emissões gasosas.

A grande maioria dos minérios de ouro não refratários é tratada por concentração gravítica ⁽⁴¹⁾ e pelo processo de lixiviação alcalina com cianeto ⁽⁴²⁾.

2.3.2- Operações unitárias envolvidas

O beneficiamento de minérios auríferos pode ser dividido nos seguintes grupos de operações unitárias:

- a- Preparação do minério;
- b- Concentração;
- c- Pré-oxidação;
- d- Lixiviação;
- e- Recuperação do ouro da solução lixiviante;
- f- Fusão e refino.

Cada grupo de operações unitárias apresenta diferentes opções de processos. A escolha do processo mais adequado de cada grupo de operações unitárias depende das características físicas, químicas e mineralógicas do minério (composição, solubilidade e associação dos minerais, possibilidade de concentração prévia e, principalmente teor de ouro), além da escala de produção, do nível de reservas geológicas e do preço do metal ^(3-6,43,44).

Na maioria das vezes, minérios cujo teor encontra-se abaixo de 2 gAu/t são tratados por lixiviação em pilhas e apenas operações de britagem são envolvidas. Normalmente, minérios apresentando teores superiores a 2 gAu/t são tratados por lixiviação em tanques e necessitam ser submetidos à moagem. O tratamento de minérios refratários requer, na maioria dos casos, minérios com teores superiores a 4 gAu/t, já que os investimentos e custos operacionais das usinas são mais elevados. Entretanto, esta regra geral da relação entre o teor do metal e o processo de tratamento de minérios auríferos deve ser sempre avaliada em termos econômicos, a fim de garantir a máxima lucratividade ao empreendimento.

A figura 2.2 apresenta as opções de processamento de minérios auríferos em cada grupo de operações unitárias e indica a rota de processo utilizada na usina de Fazenda Brasileiro – CVRD.

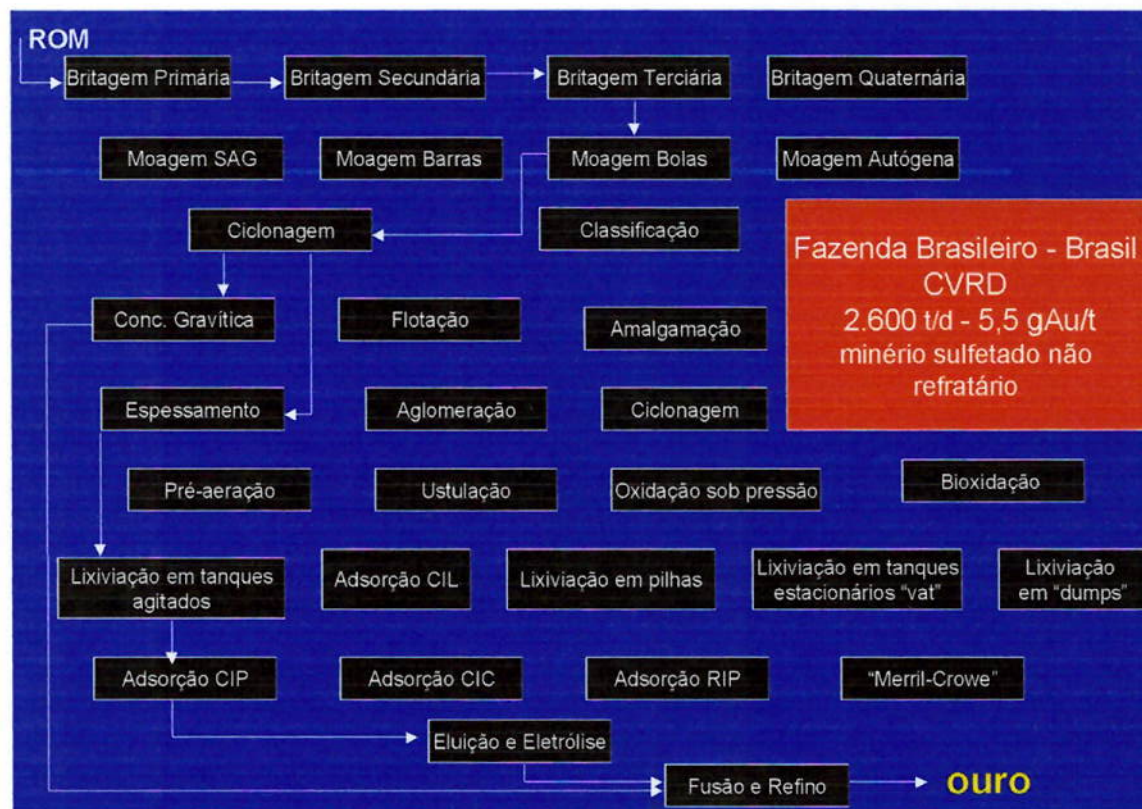


Figura 2.2 – Potenciais processos envolvidos no beneficiamento de minérios de ouro e o exemplo da usina de Fazenda Brasileiro

2.3.3- Principais métodos de lixiviação

A lixiviação por cianeto em meio alcalino pode ser realizada em pilhas de estéril ou de rejeitos ("dump leaching"), em pilhas de minério ("heap leaching"), em tanques estacionários ("vat leaching") ou em tanques com agitação.

A lixiviação em pilhas, devido aos baixos investimento e custos operacionais, pode ser utilizada para o aproveitamento de minérios marginais ou rejeitos ⁽⁴⁶⁾. A recuperação é baixa (entre 15 e 40%), os ciclos são longos e o

consumo de reagentes é elevado. Parte da produção de ouro da mina de "Twin Creeks" da "Santa Fe Pacific Gold" nos EUA, compreende o tratamento de 17 milhões de toneladas anuais de minério marginal com teor médio de ouro de 0,7 g Au/t ⁽⁴⁶⁾ pelo processo de lixiviação em pilhas (Usinas "Piñon" e "Juniper"). O tempo de ciclo varia entre 6 a 12 meses para pilhas de 15 m de altura.

A lixiviação em pilhas de minério é o principal método de beneficiamento de minérios oxidados de ouro de baixo teor. Recuperações da ordem de 50 a 85% podem ser alcançadas ⁽⁴⁷⁻⁴⁹⁾. Para o tratamento de minérios argilosos, faz-se necessário proceder à aglomeração prévia do minério, a fim de se obter uma percolação eficiente do agente lixiviante na pilha ^(50,51).

A lixiviação em tanques estacionários ("vat leaching") é muito pouco utilizada. Apresenta resultados intermediários entre a lixiviação em pilhas e a lixiviação em tanques agitados em termos de recuperação metalúrgica alcançada, investimentos e custos operacionais envolvidos. Uma das usinas da Homestake - EUA", a "Lead" opera com "vat leaching" ⁽²⁰⁾.

A lixiviação em tanques agitados é muito utilizada para tratar minérios que requerem moagem, com teores geralmente superiores a 2 gAu/t, que justifiquem o investimento e os custos operacionais mais altos. Recuperações superiores a 90% são, em geral, alcançadas ^(17,52-55).

A figura 2.3 mostra as regras de decisão sugeridas para se definir o método de lixiviação adequado ao tratamento de minérios auríferos com base no teor de ouro. Obviamente, uma análise econômica detalhada deve ser realizada.

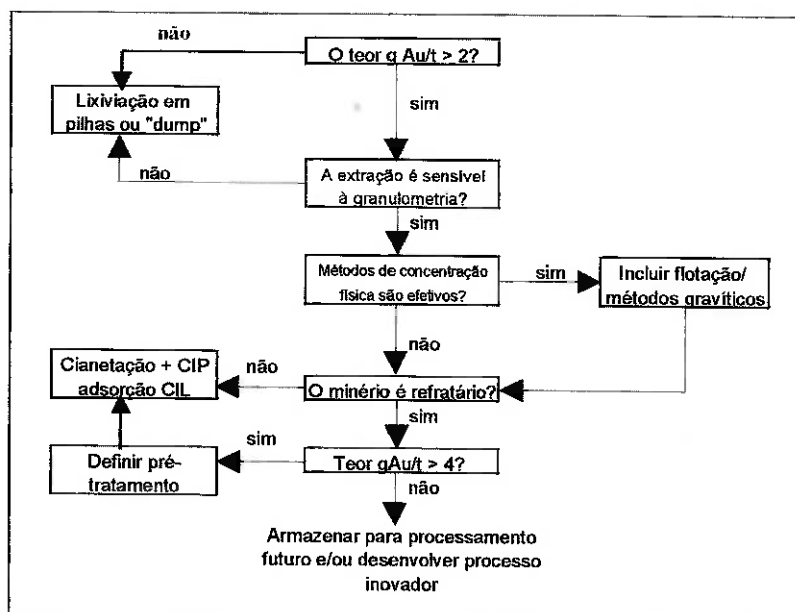


Figura 2.3- Influência do teor de ouro no minério na definição do método de lixiviação ⁽⁵⁶⁾

2.4- A LIXIVIAÇÃO EM TANQUES AGITADOS

2.4.1- Termodinâmica da cianetação

O processo de lixiviação de minérios de ouro se baseia na capacidade do agente lixiviante em formar um complexo estável com o ouro em solução aquosa. Quando o agente lixiviante é o íon cianeto, o valor da constante de estabilidade do complexo dicianoaurato formado é bastante elevado ($\beta = 2 \times 10^{38}$), indicando alta estabilidade do complexo em solução aquosa.

Uma característica importante do íon cianeto é a meta-estabilidade do composto em meio aquoso ⁽⁵⁷⁾. O íon cianeto é termodinamicamente instável. A espécie termodinamicamente estável em meio aquoso é o íon cianato (CNO^-) ⁽⁵⁸⁾. A existência do íon cianeto em meio aquoso se deve à cinética lenta de oxidação de cianeto a cianato. A instabilidade termodinâmica do íon cianeto minimiza o seu impacto ambiental e explica a tendência do mesmo à degradação natural.

A cianetação deve ser conduzida a $\text{pH} > 9,2$. Abaixo deste valor, a espécie predominante de cianeto é o gás cianídrico (HCN), extremamente tóxico.

A dissolução de ouro contido no minério pelo cianeto depende da oxidação de $\text{Au}(0)$ a $\text{Au}(I)$ e a estabilização deste último pelo complexante em solução. O complexo solúvel produzido na lixiviação, $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, é estável em toda a faixa de pH .

Apesar das condições favoráveis de oxidação do metal, a seletividade da dissolução do ouro por cianeto é pequena em relação a outros metais como o ferro e o cobre, que geralmente compõem os minerais de ganga em quantidades muito superiores ao teor do ouro ^(59,60). Estes metais são também complexados com o cianeto e geram grande e indesejável consumo do lixiviante ^(28,61).

Na faixa de pH de 10 a 12 (usinas normalmente operam nesta faixa de pH), os cianocomplexos solúveis ($\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ e $\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$) são estáveis termodinamicamente nas condições moderadamente oxidantes empregadas na cianetação do ouro. A composição destes complexos indica a extensão do consumo de cianeto provocada pela dissolução do cobre e ferro: 3 moles de CN^- para 1 mol de Cu e 6 moles de CN^- para 1 mol de Fe. Em condições mais oxidantes (Eh mais elevado) é possível evitar o campo de predominância do cianocomplexo solúvel de ferro ($\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$). Operar a lixiviação em uma "janela" em que haja predominância de FeOOH (s) e de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, significa reduzir o consumo de cianeto durante a lixiviação de minérios de ouro contendo ferro.

A tabela 2.2 mostra as constantes de estabilidade de alguns cianocomplexos de metal. Cianocomplexos de metal que apresentam constantes de equilíbrio superiores ao cianocomplexo de ouro são preferencialmente formados durante a reação de complexação (cianicidas).

Tabela 2.2 - Constantes de estabilidade de alguns cianocomplexos de metal ⁽²⁸⁾

Íon Metálico	Complexo	$\log \beta^1$
Zn^{+2}	$\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$	16,7
Ag^+	$\text{Ag}(\text{CN})_2^-$	21,1
Au^+	$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	38,3
Cu^+	$\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$	30,3
Ni^{+2}	$\text{Ni}(\text{CN})_4^{2-}$	31,3
Fe^{+2}	$\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$	35,4
Hg^{+2}	$\text{Hg}(\text{CN})_4^{2-}$	41,5
Fe^{+3}	$\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$	43,6
Co^{+3}	$\text{Co}(\text{CN})_6^{3-}$	64,0

¹ β representa a constante de equilíbrio para a seguinte reação de complexação do metal: $\text{M}^{+n} + m\text{CN}^- = \text{M}(\text{CN})_m^{n-m}$;

Alguns fatores têm motivado a busca de lixiviantes alternativos ao íon cianeto. Alguns deles são: as restrições ambientais quanto ao uso do cianeto e a

procura de lixiviantes que atuem em meio ácido para evitar a neutralização de polpas submetidas à biooxidação ou à oxidação sob pressão. Alguns destes reagentes como a tiouréia e o tiosulfato de sódio têm sido muito estudados.

A tiouréia mostra-se eficiente quando em sistemas puros (ouro-solução). Entretanto, decompõe-se rapidamente na presença de certos constituintes do minério, o que leva a um alto consumo do agente lixivante. Para estabilizar o complexo ouro-tiouréia e obter a extração adequada do ouro, torna-se necessária a utilização de elevadas concentrações do reagente e o reciclo do mesmo, a fim de manter um custo operacional aceitável do processo ⁽⁶²⁾.

A Newmont Corp. tem estudado a utilização de tiosulfato de amônio (íons cúprico como catalisador) para lixiviar minérios refratários de ouro da mina de Carlin - USA, previamente oxidados por bio-oxidação em pilhas piloto. A lixiviação é conduzida em meio alcalino (pH de aproximadamente 9). Extrações da ordem de 60% têm sido alcançadas. Um aspecto bastante interessante resultante das pesquisas realizadas foi a utilização do processo de cementação com cobre para a recuperação do metal. Observou-se que o carvão ativado tem muito pouca afinidade pelo íon complexo ouro-tiosulfato. Esta baixa afinidade indica que é possível extrair o ouro de minérios contendo matéria carbonosa ativa usando o tiosulfato de amônio como agente lixivante ⁽⁶³⁾.

Apesar de todos os esforços para o desenvolvimento de lixiviantes alternativos ao íon cianeto, a cianetação continua sendo a prática universalmente utilizada para tratar minérios auríferos.

A tabela 2.3 apresenta as constantes de estabilidade de alguns complexos de ouro formados por agentes lixiviantes alternativos ao cianeto de sódio.

Tabela 2.3 - Constantes de estabilidade dos complexos de Au(I) ⁽¹⁷⁾

Complexo	log β ¹
Au(CN) ₂ ⁻	38
Au(Tu) ₂ ⁺	23,3
Au(S ₂ O ₃) ₂ ⁻³	28,7
Au(SCN) ₂ ⁻	17,1
AuBr ₂ ⁻	12
AuCl ₂ ⁻	9

¹ β representa a constante de equilíbrio para a seguinte reação de complexação do metal: $Au^+ + nC^m = Au(C)_n^{1-m}$;

Tu representa tiouréia, CS(NH₂)₂.

2.4.2- Mecanismo eletroquímico de dissolução de ouro por cianeto

O mecanismo da reação de dissolução do ouro por cianeto foi estudado por Elsner, em 1846. Elsner verificou que o oxigênio atmosférico é essencial para a dissolução do ouro e propôs a seguinte reação química ^(19,64):



Alguns anos depois, Bodlander sugeriu que a dissolução do ouro ocorreria em duas etapas com a formação de peróxido de hidrogênio como produto intermediário:



Na verdade, a equação (2.1) é a soma das equações (2.2) e (2.3).

Boonstra ⁽²⁸⁾ verificou que a dissolução do ouro em solução de cianeto é similar ao processo de corrosão de um metal no qual o oxigênio dissolvido é reduzido a H₂O₂ ou OH⁻. Subsequentemente, muitos pesquisadores aceitaram o

conceito de Boonstra e concluíram que o ouro dissolve-se anodicamente com liberação de elétrons e o oxigênio é reduzido catodicamente a íon hidroxila (OH^-).

A figura 2.4 mostra o conceito do mecanismo de transferência de elétrons do ouro sólido para o oxigênio dissolvido. O íon cianeto (CN^-) e o oxigênio (O_2) são adsorvidos na superfície do ouro no interior da camada limite de Nernst. A taxa de dissolução do ouro depende da taxa de difusão do oxigênio ou do cianeto na camada limite.

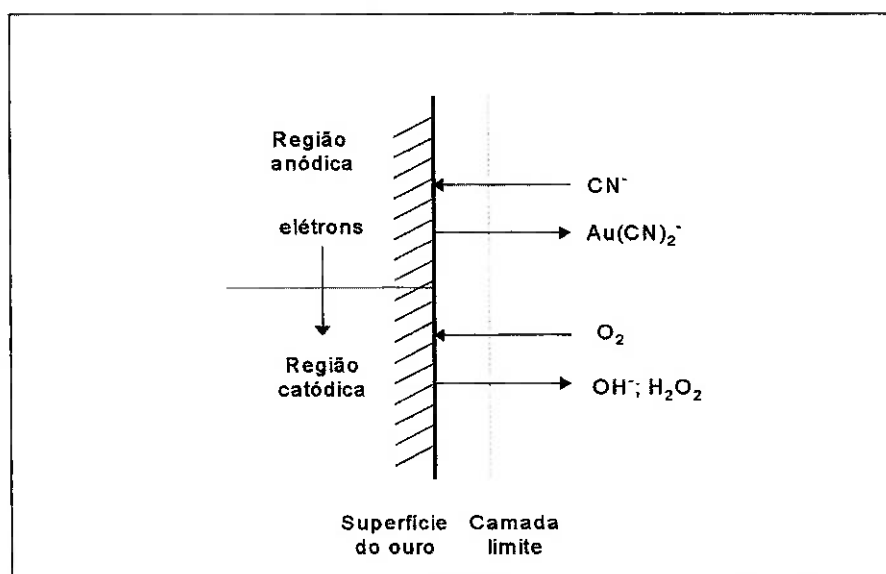


Figura 2.4- Mecanismo eletroquímico de dissolução do ouro

As equações de (2.4) a (2.9) representam o mecanismo eletroquímico simplificado da cianetação de ouro ⁽²⁸⁾.

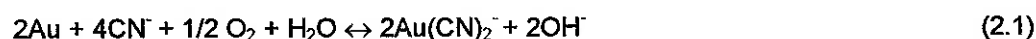
Reações anódicas:



Reações catódicas:



A soma das equações (6) e (9) reproduz a equação de Elsner.



A energia de ativação de solubilização de ouro em solução cianetada varia entre 2 a 5 Kcal /mol, que é típica de um mecanismo de controle por difusão ⁽⁶⁵⁾. A taxa de dissolução do ouro depende, principalmente, das concentrações de oxigênio dissolvido e de cianeto na interface de reação (velocidade de difusão).

Um mecanismo mais detalhado da dissolução eletroquímica do ouro é proposto por MacArthur ⁽⁶⁶⁾ :

(a) adsorção de cianeto na superfície do ouro:



(b) extração eletroquímica de um elétron:



(c) combinação do produto intermediário adsorvido com outro íon cianeto:



A maior parte das pesquisas envolvendo a reação eletroquímica da dissolução de ouro tem sido desenvolvida em sistemas puros, utilizando-se disco de ouro ou eletrodo simples do metal ^(72,86). Nestes sistemas, são identificadas três correntes anódicas máximas na faixa de -0,6V e + 0,4V, indicando três zonas de passivação. Para potenciais abaixo de -0,6V, a superfície do ouro encontra-se ativa. Os efeitos da passivação das duas primeiras regiões resultam do

mecanismo de adsorção inerente à reação anódica (equações 2.10 a 2.12). O primeiro pico ocorre em $-0,6V$ e a passivação é dependente do pH, o que indica a possibilidade de que seja formado um óxido, hidróxido ou cianeto básico. Alguns autores ⁽⁸⁷⁾ sugerem que a passivação, neste caso, resulta da competição entre as espécies $AuCN_{ads.}$ e $AuOH_{ads.}$ pela mesma localização na superfície da partícula de ouro. A equação (2.13) apresenta a reação de passivação proposta:



Assim, a velocidade de dissolução do ouro poderá diminuir ^(72, 85-87).

Catho e Koch ^(72,87) sugerem que a passivação em $+0,2V$ deve-se à oxidação de íons auroso a áurico com a formação de $AuOH(CN)_3^{-}_{ads.}$ A película passivadora formada na terceira região de passivação ($+0,4V$), deve-se, provavelmente, à formação de óxido áurico (Au_2O_3) ^(72,86,88).

2.4.3- Interferências dos constituintes do minério

As principais interferências no beneficiamento de minérios de ouro por lixiviação alcalina de cianeto são a presença de matéria carbonosa e a dissolução de minerais de ganga contendo sulfetos, ferro, cobre e arsênio, mais comumente presentes em minérios auríferos.

a- Matéria Carbonosa ativa

A extração de ouro decresce à medida que o conteúdo de matéria carbonosa ativa aumenta, devido à adsorção do complexo ouro-cianeto pelo carbono durante a cianetação (efeito "preg-robbing") ⁽²²⁾.

A técnica de mascarar o carbono ativo mediante a adição de querosene ou outro produto de petróleo mostra-se parcialmente efetiva, dependendo do minério. Adição de resina aniônica ou carvão ativado granulado

durante a cianetação compete pelo complexo de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ e geralmente melhora a extração de ouro ⁽⁶⁷⁻⁶⁹⁾ para baixos conteúdos de matéria carbonosa ativa.

A possibilidade de que certas matérias carbonosas contenham o ouro aprisionado em uma forma que não se encontra disponível para a cianetação (o ouro apresenta-se na forma de composto orgânico (ácido húmico-ácido carboxílico de cadeia longa) foi provada, desde que compostos orgânico-ouro foram isolados dos minérios contendo matéria carbonosa da "Carlin Gold Mine"-NV-USA ⁽⁷⁰⁾ e da Mina de Maria Preta-BA- Brasil, já desativada ⁽⁷¹⁾.

A matéria carbonosa pode ser removida por ustulação do minério antes da cianetação ^(17,39).

b- Minerais de ganga

A tabela 2.4 apresenta a solubilidade de minerais sulfetados em solução de cianeto. A marcassita (FeS_2) e a pirrotita (Fe_5S_6) são os sulfetos de ferro mais reativos.

Tabela 2.4 - Solubilidade de minerais sulfetados em solução de cianeto ⁽³¹⁾

Mineral	% dissolvida em 24 h
calcosita	90,2
calcopirita	5,6
pirrotita /marcassita	totalmente solúvel
arsenopirita	0,9
ouro-pigmento	73,0
pirita	pouco solúvel
bornita	70,0

Sulfetos e óxidos de ferro comumente estão presentes em minérios auríferos. A pirita (FeS_2) é o mineral de sulfeto mais comum que ocorre em minérios de ouro mas, raramente interfere na cianetação.

Os sulfetos de ferro, quando reagem com cianeto, formam cianocomplexos de ferro e sulfetos solúveis (S^{2-}) (equação (2.14)). Além disso, o íon sulfeto reage com cianeto na presença de oxigênio e forma tiocianato (equação (2.15)) ⁽²⁸⁾:



Quando minerais de sulfetos estão presentes em minérios de ouro, a dissolução do ouro pode ser afetada de várias maneiras. Na primeira, sulfetos solúveis gerados pela dissolução do mineral reagem com o ouro e formam uma película passivadora, que diminui a velocidade e a extensão da lixiviação. Em outra, um par dinâmico de redução forma-se na superfície mineral do sulfeto, que resulta na oxidação de grãos de ouro, com formação de película não porosa de cianeto de ouro favorecendo a passivação ⁽²⁹⁾.

Os íons sulfeto são consumidores de oxigênio, além de cianicidas e podem ser oxidados através de pré-aeração intensiva da polpa a tiosulfato e sulfato (equações (2.16) e (2.17)), reduzindo assim o consumo de cianeto durante a lixiviação de minérios sulfetados de ouro:

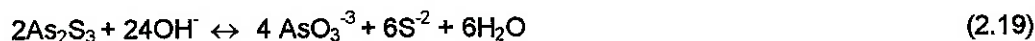


A maioria dos **minerais de cobre** é altamente solúvel em solução de cianeto, exceto a calcopirita, que apresenta solubilidade limitada (5,6%) (tabela 2.4). O cobre forma vários tipos de complexos com o cianeto [$Cu(CN)_2^-$, $Cu(CN)_3^{2-}$, $Cu(CN)_4^{3-}$] e, é portanto, um dos maiores consumidores de cianeto. Entre estes complexos de cobre, o tricianocomplexo é o mais importante. O cobre passa por todos os estágios do tratamento do ouro, estando presente, até mesmo no "bullion".

Os sulfetos de cobre (por exemplo Cu_2S :calcosita) quando reagem com cianeto, formam cianocomplexos de cobre e sulfetos solúveis (S^{2-}):



Arsênio ocorre em minérios de ouro na forma de arsenopirita (FeAsS), realgar (As_2S_2) ou ouro-pigmento (As_2S_3). A arsenopirita é um dos minerais mais comuns em minérios de ouro. Geralmente a arsenopirita não interfere no processo de cianetação de ouro, a menos que o ouro esteja finamente disseminado ou fisicamente aprisionado no mineral ^(30,40). Quimicamente, realgar e ouro-pigmento são mais reativos que a arsenopirita, especialmente acima de pH 10, quando vários produtos de oxidação são formados:



Esta reação indica que minerais de arsênio são consumidores de cianeto e oxigênio. O efeito adverso destes minerais pode ser minimizado ou eliminado através de pré-aeração da polpa a ser lixiviada, seguida de cianetação a baixa alcalinidade ⁽⁴⁰⁾.

Minérios de ouro contendo minerais de **antimônio** como a estibinita (Sb_2S_3) apresentam comportamento muito semelhante dos minérios contendo arsênio. Alguns produtos de oxidação, tais como tioarsenitos (AsS_3^{-3}), tioantimonitos (SbS_3^{-3}) e tioantimoniatos (SbS_4^{-3}) podem formar película passivadora sobre o ouro. Como consequência, a taxa de cianetação diminui consideravelmente.

2.4.4- O Efeito das Variáveis de Processo

Com o objetivo de melhorar o processamento de minérios de ouro, o efeito de muitas variáveis de processo vem sendo estudado. Os resultados têm sido diversos, dependendo das condições de operação e da composição mineralógica dos minérios de ouro.

A reação global de cianetação do ouro (equação (2.1)) sugere que a velocidade de dissolução do ouro é dependente das concentrações de cianeto e de oxigênio. Outras variáveis importantes que influenciam na extração do ouro na lixiviação são o pH, a área da partícula de ouro acessível aos reagentes, a concentração de sólidos na polpa, a agitação, o tempo de residência e a temperatura.

São muitas as variáveis envolvidas e o perfeito entendimento de cada uma e de sua relação com as demais são fundamentais para um gerenciamento efetivo da operação de lixiviação visando se alcançar a máxima extração possível. A eficiência da lixiviação deve ser entendida como o resultado do processo interativo de controle destas variáveis.

A concentração ótima de cianeto depende da mineralogia do minério e deve ser determinada para cada material individualmente. Níveis comumente utilizados são 0,05-0,2% de NaCN. Recomenda-se o uso de baixas concentrações de cianeto na lixiviação de minérios de ouro devido aos menores custos operacionais envolvidos ⁽⁷²⁾.

Existe uma relação estreita entre as concentrações de cianeto e o pH da polpa. Valores de pH acima de 9,2 devem ser mantidos durante todo o tempo de cianetação com o objetivo de se evitar a formação de gás cianídrico (HCN). Acompanhamento do pH tanque a tanque e correção, caso seja necessário, deve ser rotina para circuitos de lixiviação contendo minérios sulfetados. Sulfetos

podem ser dissolvidos durante a lixiviação, diminuindo a alcalinidade da polpa devido à formação de íons sulfato. O efeito prejudicial em pH alto (maior dissolução de impurezas) deve ser estudado em termos de fatores mineralógicos. A maioria das usinas opera entre pH 10,5 e 12 ⁽⁷³⁾.

A presença de oxigênio dissolvido é necessária para propiciar a oxidação do ouro antes de sua complexação com o ânion cianeto. O ar é comumente utilizado como oxidante na lixiviação de minérios de ouro devido à sua alta disponibilidade, baixo preço e menor agressividade quando comparado a outros oxidantes químicos (oxigênio puro, H_2O_2 , Na_2O_2 , CaO_2 , $KMnO_4$, Cl_2 , Br_2) ^(20,28,73). A cinética inicial de lixiviação aumenta e as perdas de ouro lixiviável diminuem com o aumento do nível de oxigênio na polpa ^(29,74-84).

A polpa deve permanecer em contato com a solução de cianeto durante o tempo necessário para que ocorra a solubilização do ouro presente no minério, assegurando o alcance da recuperação desejada. O tempo de residência está intimamente relacionado com outras variáveis, tais como, a eficiência da agitação, a concentração de sólidos na polpa e o tamanho da partícula de ouro exposta ao agente lixiviante.

A agitação eficiente favorece a difusão dos reagentes cianeto e oxigênio dissolvido para a interface de reação, pois diminui a espessura da camada limite ^(65,85).

Quanto mais diluída a polpa, maior é o contato entre o ouro e o agente lixiviante (cianeto) e maior a taxa de solubilização do metal. O inconveniente de polpa diluída é a necessidade de tubulações de diâmetro maior, tanques de agitação, bombas, filtros e clarificadores maiores. Normalmente, a concentração de sólidos em polpas a serem cianetadas varia de 45 a 52%, em peso.

A velocidade de cianetação de ouro depende da área da partícula de ouro realmente disponível (acessível) à reação química. Obviamente, partículas menores requerem tempos de dissolução do ouro menores. Partículas maiores que 74 μm são, geralmente, separadas por densidade, enquanto que, para tamanhos de partícula entre 45 μm e 74 μm , é necessário um tempo de residência total na cianetação que varia, normalmente, entre 30 e 48 horas. Formas irregulares (não esféricas) e partículas de ouro parcialmente expostas requerem tempos de residência maiores.

A velocidade de cianetação de ouro aumenta com o aumento de temperatura até 85°C. Acima desta temperatura, a taxa de cianetação de ouro diminui devido ao decréscimo da solubilidade do oxigênio (2 a 3 mg/L água a 85 °C), aumento da reatividade química de minerais de ganga (Fe, Cu, As, Sb, Zn, S, Hg, etc.) ^(30,65) e decomposição do cianeto.

2.4.5- Cinética de dissolução de ouro por cianeto

Termodinamicamente muito favorecida, a dissolução do ouro em soluções cianetadas fica limitada pela cinética lenta da reação. Além das características da fase sólida, a velocidade de reação depende das concentrações de cianeto e oxigênio na interface da reação heterogênea. O estudo cinético da dissolução do ouro por cianeto pode ter dois objetivos principais:

- a- Obtenção da equação cinética: identificar as variáveis que afetam a velocidade da reação e quantificar os efeitos destas variáveis;
- b- Estudar o mecanismo da reação heterogênea: determinar a etapa controladora da reação.

2.4.5.1- Obtenção da equação cinética

Alguns estudos da cinética de dissolução de ouro em sistema contendo cianeto são apresentados a seguir:

a- Ouro puro – Habashi ⁽⁶⁵⁾

Habashi, para estabelecer a equação de velocidade da dissolução de ouro por cianeto, assumiu que a resistência está confinada em uma camada estagnada (camada limite de Nernst), adjacente à interface, através da qual a transferência de massa ocorre apenas por difusão molecular (o transporte ocorre através de um fluido estacionário ou em escoamento laminar), o gradiente de concentração ao longo da camada limite é aproximadamente linear e a camada fluida apresenta composição uniforme.

Para ouro puro lixiviado com solução cianetada, a velocidade de dissolução de ouro, segundo Habashi, pode ser expressa por:

$$\text{Velocidade} = \frac{2AD_{\text{CN}^-} \cdot D_{\text{O}_2} \cdot [\text{CN}^-] \cdot [\text{O}_2]}{d (D_{\text{CN}^-} \cdot [\text{CN}^-] + 4D_{\text{O}_2} \cdot [\text{O}_2])} \quad (2.20)$$

onde: $[\text{CN}^-]$ e $[\text{O}_2]$ são concentrações médias (mol/cm^3), D_{CN^-} e D_{O_2} são os coeficientes de difusão (cm^2/s), "A" é a área superficial do disco de ouro em contato com a fase aquosa (cm^2) e d é a espessura da camada limite de Nernst (cm).

Essa equação mostra que, a baixas concentrações de cianeto, a velocidade de dissolução de ouro depende primariamente dessa concentração, enquanto que, para altas concentrações de cianeto, a velocidade de dissolução do ouro depende, principalmente, da concentração de oxigênio ⁽²⁹⁾. Na prática, é mais fácil manter alto nível de cianeto que alto nível de oxigênio dissolvido em solução.

Portanto, a maioria das usinas opera em níveis de cianeto, tais que a velocidade de dissolução do ouro depende do nível de oxigênio dissolvido. Esta velocidade é limitada pela baixa solubilidade do oxigênio em água (8,2 mg/l, a 25°C a 1 atm).

Os experimentos de Habashi ⁽⁶⁵⁾ em laboratório indicaram que a etapa determinante da dissolução do ouro é a difusão de ions cianeto ou oxigênio dissolvido para a superfície do metal. A aplicação prática da equação de Habashi é dificultada pela necessidade de se estimar a área superficial das partículas de ouro expostas no minério, a espessura da camada limite de Nernst e os coeficientes de difusão.

b- Energia de Ativação – Brittan ⁽⁸⁹⁾

Segundo Brittan (89), à medida que a reação de cianetação prossegue (concentração de ouro no sólido diminui), ocorre um aumento de resistência à dissolução do metal (equação (2.21)):

$$E = E_0 (1 - \alpha[Au]) \quad (2.21)$$

onde: E é a resistência oferecida à dissolução, E_0 é a resistência quando [Au] aproxima-se de zero, α é uma constante e Au é a concentração de ouro no minério. Por simplicidade, foi assumida uma relação linear entre o teor de ouro e a resistência. Esta resistência está relacionada à energia de ativação, segundo o autor, e pode ser incorporada à equação de Arrhenius (equação (2.22)):

$$k = k_0 e^{-E/RT} = k_0 e^{-E_0(1 - \alpha[Au])/RT} \quad (2.22)$$

onde: k é a constante de velocidade, R é a constante dos gases (8,314 J/mol.K = 1,987 cal/mol.K), k_0 é a constante de Arrhenius (fator de frequência) e T é a temperatura em Kelvin.

A aplicação desta equação é complexa dada à necessidade de se quantificar α .

c- Estatística – Splaine et alli ⁽⁹⁰⁾

Modelos matemáticos foram desenvolvidos com base em métodos estatísticos pelo autor. Várias frações de minério foram separadas por tamanho baseadas na disponibilidade do metal para a lixiviação (forma de exposição ao agente lixiviante) e foram obtidos os resultados de extração. Foi assumido que, a distribuição dos grãos de ouro pode ser estimada através da múltipla integração de funções de probabilidades. Este estudo foi aplicado a 13 minérios da África do Sul e seis deles apresentaram a relação entre tamanho da partícula exposta e extração com significância estatística.

No caso de minérios exibindo características de porosidade consideráveis, provavelmente, o modelo probabilístico desenvolvido não deva apresentar resultados satisfatórios.

d- Estequiometria de reação – Worstell ⁽⁵¹⁾

A cinética de cianetação do processo de lixiviação em pilha foi estudada por Worstell ⁽⁵¹⁾ que propõe, com base na equação (2.23), a seguinte velocidade para dissolução do ouro (equação (2.24)):



onde: (s) sólido e (aq) aquoso.

$$r[\text{Au}] = \frac{d[\text{Au(CN)}_2^-]}{dt} = k'[\text{CN}^-]^4[\text{O}_2][\text{H}_2\text{O}]^2[\text{Au(s)}]^2 \quad (2.24)$$

e $[Au(s)]=1$ desde que ouro é sólido e $[H_2O]$ é constante e pode ser incorporada a k' . A equação se reduz a:

$$r[Au] = K'[CN]^{-4}[O_2]. \quad \text{onde } K' = k'[H_2O]^2 \quad (2.25)$$

A equação acima é derivada da equação de Elsner [equação (1)] e mostra que a dissolução do ouro é grandemente afetada pela concentração de cianeto ($[CN]^{-4}$).

e- Equação de primeira ordem – McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾

A velocidade de dissolução de ouro em solução cianetada pode ser descrita pela equação de velocidade de primeira ordem:

$$dC/dt = -k (C-C_I) \quad (2.26)$$

onde C é a concentração de ouro (g/t) no sólido no tempo t (horas), k é a constante de velocidade (h^{-1}) e C_I a concentração de ouro (g/t) no resíduo de lixiviação a um tempo teoricamente infinito. Após integração da equação e assumindo os limites de $C=C_0$ em $t=0$ e $C=C$ em $t=t$, resulta:

$$E = E_i (1 - e^{-kt}), \quad (2.27)$$

$$E = (C_0 - C)/C_0 \quad \text{e} \quad E_i = (C_0 - C_I)/C_0$$

onde E é a extração de ouro (%) no tempo t (horas), E_i é a extração máxima de ouro (%) e k é a constante de velocidade (h^{-1}).

Ensaios de cianetação de três diferentes minérios de ouro em escala de laboratório resultaram em erro médio inferior a 3% com a aplicação da equação de primeira ordem, comparada com os dados experimentais.

f- Observações da aplicação da equação de primeira ordem - Liu e Yen ⁽³⁰⁾

Estudos de cinética de dissolução de ouro por cianeto em minérios executados por Liu e Yen ⁽³⁰⁾ mostram que o ajuste dos dados cinéticos à equação de primeira ordem não é adequado. A velocidade de extração de ouro depende da granulometria e da composição mineralógica do minério, além das concentrações de cianeto e oxigênio. A equação (2.27), proposta por McLaughlin e Agar foi, então, modificada para se obter melhor ajuste dos dados experimentais ao modelo, cujo erro médio determinado foi de 1%.

$$E = E_i (1 - \gamma e^{-kt}), \quad (2.28)$$

onde E é a extração de ouro (%) no tempo t (horas), E_i é a extração máxima de ouro (%) e k e γ são constantes ⁽⁶⁵⁾.

As constantes E_i , k e γ são determinadas através de algoritmo. Com base nos dados experimentais de $E_{\text{observado}}$ e t estima-se E_i , k e γ . Estes valores são substituídos na equação (2.28) e obtém-se o $E_{\text{calculado}}$. O processo iterativo continua até que a soma quadrática do erro $((E_{\text{observado}} - E_{\text{calculado}})^2)$ seja mínima. A constante γ é muito sensível às concentrações de cianeto e oxigênio. À medida que os níveis de cianeto e oxigênio aumentam, o valor de γ decresce ⁽⁶⁵⁾. Quando $\gamma = 1$, a equação (2.28) é idêntica à equação (2.27). A equação (2.27) pode ser considerada, portanto, um caso limite da equação (2.28).

A equação cinética de dissolução do ouro no circuito de cianetação da mina de Fazenda Brasileiro- BA foi determinada pela Autora ⁽⁵²⁾ e corresponde a uma reação de primeira ordem em relação ao teor de ouro no sólido.

g- Equação de segunda ordem – Nicol et alii ⁽⁹²⁾

Minérios da África do Sul foram estudados por Nicol et alii (92) e uma equação de segunda ordem para a dissolução de ouro por cianeto foi determinada.

A equação proposta é a seguinte:

$$-d[Au]/dt = k ([Au] - [Au]_e)^2 \quad (2.29)$$

onde: k é a constante de velocidade e $[Au]_e$ é a concentração de ouro no minério após um tempo teoricamente infinito.

Os valores de k e $[Au]_e$ foram determinados por regressão não linear da equação (2.29), após integração. O erro não foi determinado quantitativamente, mas o ajuste dos dados parece ser adequado.

2.4.5.2- Mecanismo da reação de dissolução do ouro por cianeto

A dissolução do ouro em solução cianetada é uma reação heterogênea que ocorre na superfície sólido-líquido, precedida pela adsorção dos reagentes (íons cianeto e oxigênio dissolvido) ^(31,93). Como a reação heterogênea ocorre apenas na interface e é proporcional à área (número de moléculas por unidade de área = 10^{15} moléculas/cm²), elas são mais lentas comparadas às reações homogêneas (número de moléculas por unidade de área = 10^{23} moléculas/cm²).

As etapas elementares que constituem a reação heterogênea de dissolução de ouro por cianeto (reação irreversível) são as seguintes:

a- Transferência de massa dos reagentes através da fase fluida até a camada limite;

b- Difusão dos reagentes através da camada limite até o sólido (partícula de ouro) que se encontra disperso em uma matriz inerte, que permanece inalterada durante a reação;

c- Reação química precedida pela adsorção dos reagentes na interface;

d- Dessorção e difusão dos produtos através da camada limite;

e- Transferência de massa do produto através da fase fluida.

Estas etapas ocorrem após a dissolução de oxigênio gasoso na polpa.

A figura 2.5 representa as etapas envolvidas na dissolução de ouro por cianeto.

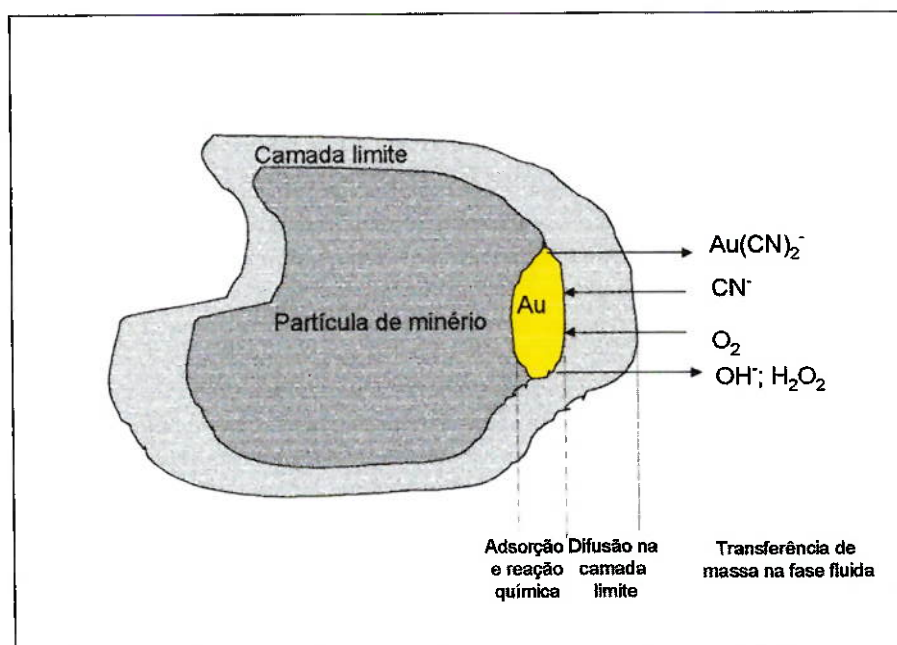


Figura 2.5– Desenho esquemático do mecanismo de dissolução de ouro

A combinação das equações de velocidade de cada uma das etapas envolvidas representa a equação global de velocidade. A determinação da equação global de velocidade é complexa. Entretanto, algumas simplificações podem ser feitas. No caso específico da cianetação em minérios auríferos, as etapas (d) e (e) podem ser desprezadas, já que a reação de dissolução do ouro é

uma reação irreversível. Segundo vários autores ^(17,28,65), a etapa mais lenta corresponde à difusão dos reagentes através da camada limite e é, portanto, considerada a etapa controladora da reação de dissolução do ouro em soluções cianetadas.

O modelo cinético para a reação de dissolução de ouro por cianeto pode ser interpretado como o Modelo do Núcleo não Reagido para Partículas Esféricas de Tamanho Constante, que compreende as etapas elementares (a), (b) e (c), que constituem as reações heterogêneas.

a- Transferência de massa dos reagentes na fase fluida

A transferência de massa consiste no movimento de moléculas ou elementos da fase fluida causado por uma diferença de concentração, ou mais corretamente, por uma diferença de potencial químico. Os dois mecanismos básicos de transferência de massa são: difusão molecular (quando o transporte ocorre através de um fluido estacionário ou em escoamento laminar) e difusão convectiva (quando o transporte ocorre através de um fluido em movimento em relação a uma superfície estacionária). A Lei de Fick é aplicada para o primeiro caso em sistemas a pressão e temperatura constantes:

$$N_{A,x} = -D_{AB} \frac{d[A]}{dx} \quad (2.30)$$

onde $N_{A,x}$ é o fluxo molar (moles/unidade de tempo) do reagente A na direção x, em relação à velocidade média molar, $d[A]/dx$ é o gradiente de concentração na direção x e D_{AB} é o coeficiente de difusão de A em B que é função da temperatura e viscosidade da solução.

A difusão convectiva é representada por uma expressão análoga à que representa o fenômeno da transferência de calor:

$$N_{A,x} = k_c ([A]_b - [A]_i) \quad (2.31)$$

onde k_c é o coeficiente convectivo de transferência de massa e $([A]_b - [A]_i)$ é o gradiente de concentração na direção do fluxo de A.

O coeficiente convectivo de transferência de massa é função do coeficiente de difusão de A em B (D_{AB}), da velocidade relativa do fluido em relação à interface (v) e de propriedades do fluido, tais como: densidade (ρ) e viscosidade (μ) e de uma dimensão característica do sistema (L).

$$k_c = f(D_{AB}, v, \rho, \mu, L) \quad (2.32)$$

O modelo mais utilizado para a difusão convectiva envolvida na dissolução de ouro por cianeto é o Modelo da Camada Limite, proposto por Nernst, em 1892. Assume-se que a resistência à transferência de massa está confinada a uma camada estagnada (ou camada limite) adjacente à interface, através da qual a transferência de massa ocorre por difusão molecular:

$$k_c = D_{AB} / x_0 \quad (2.33)$$

onde: x_0 é a espessura da camada limite determinada pela hidrodinâmica do sistema.

Existem vários outros modelos para a interpretação da transferência de massa ⁽⁹⁴⁻⁹⁶⁾. Entretanto, a aplicação direta destes modelos para a estimativa de k_c em sistemas reais é limitada, uma vez que o parâmetro (espessura da camada limite) é raramente conhecido. A estimativa do coeficiente convectivo de transferência de massa é feita, em geral, através de correlações empíricas ^(97,98).

Quando a resistência devida à transferência de massa através da camada fluida é a etapa controladora de uma reação, a relação entre o tempo de reação (t) e a fração do sólido reagente convertida em produto (X_B) é dada por:

$$t/\tau_d = X_B \quad (2.34)$$

onde τ_d é o tempo necessário para a reação completa da partícula e $\tau_d = \rho_B d_o / 6bk_A[A]_b$, onde ρ_B e d_o são, respectivamente, a densidade molar e o diâmetro inicial do sólido reagente; b é o número de moles do sólido que reage com 1 mol do reagente A; k_A é o coeficiente de transferência de massa do reagente A e $[A]_b$ é a concentração do reagente A no fluido.

b- Difusão dos reagentes através da camada limite até o sólido que se encontra disperso em uma matriz inerte que permanece inalterada durante a reação

Em geral, a resistência oferecida pela difusão no sólido é muito maior que a difusão na camada fluida.

A difusão em sólidos pode ocorrer através de um dos seguintes mecanismos: difusão molecular tradicional (discutida anteriormente), difusão de Knudsen (ocorre em poros muito pequenos e o movimento do reagente é limitado pelo tamanho dos poros do sólido) e a difusão na superfície que ocorre com moléculas adsorvidas que difundem ao longo da superfície sólida.

Para a difusão molecular em um sólido poroso, define-se o coeficiente de difusão efetivo como:

$$D_{Ae} = D_{AB} \theta / T \quad (2.35)$$

onde D_{Ae} é o coeficiente de difusão efetivo de A; D_{AB} é o coeficiente de difusão de A em B; θ é a porosidade do sólido (leva em consideração a área real livre para difusão) e T é o fator de tortuosidade que corrige o aumento da distância percorrida pelo reagente A devido à tortuosidade (é obtido experimentalmente e varia, geralmente, entre 2 e 10).

Para a difusão de Knudsen, define-se o coeficiente de difusão efetivo (D_{Ae}) como igual ao próprio coeficiente de difusão de A em B (D_{AB}).

Quando a resistência devido à difusão do reagente através da camada limite é a etapa controladora de dada reação, a relação entre o tempo de reação (t) e a fração do sólido reagente convertida em produto (X_B) é dada por:

$$t/\tau_D = 1 - 3(1-X_B)^{2/3} + 2(1-X_B) \quad (2.36)$$

onde τ_D é o tempo necessário para a reação completa da partícula e $\tau_D = \rho_B d_o^2 / 24bD_{Ae}[A]_b$, onde ρ_B e d_o são a densidade molar e o diâmetro inicial do sólido reagente, respectivamente; b é o número de moles do sólido que reage com 1 mol do reagente A; D_{Ae} é o coeficiente de difusão do reagente A no sólido B e $[A]_b$ é a concentração do reagente A no fluido.

c- Reação Química

A etapa de reação química inclui a adsorção dos reagentes na interface, a reação química propriamente dita e a dessorção dos produtos.

As equações cinéticas podem ser determinadas como apresentado no item 2.4.5.1.

Quando a resistência devida à reação química é a etapa controladora de dada reação, a relação entre o tempo de reação (t) e a fração do sólido reagente convertida em produto (X_B) é dada por:

$$t/\tau_q = 1 - (1-X_B) \quad (2.37)$$

onde τ_q é o tempo necessário para a reação completa da partícula e $\tau_q = \rho_B d_o / 2bk[A]_b^a$, ρ_B e d_o são, respectivamente, a densidade molar e o diâmetro

inicial do sólido reagente; b é o número de moles do sólido que reage com 1 mol do reagente A; k é a constante de velocidade e a é a ordem de reação em relação a A e $[A]_b$ é a concentração do reagente A no fluido.

d- Modelo Misto

As expressões acima assumem que apenas uma resistência é responsável pelo controle da reação. Contudo, a importância relativa da resistência oferecida pela transferência de massa na fase fluida, pela difusão através da camada limite e pela reação química pode variar durante a reação.

Considerando a ação simultânea dessas três etapas em uma reação sólido-líquido, o tempo necessário para se atingir qualquer estágio de conversão é a soma dos tempos correspondentes a cada resistência agindo separadamente, ou:

$$t_{\text{total}} = t_{\text{transf. massa}} + t_{\text{difusão sólido}} + t_{\text{reação química}} \quad (2.38)$$

$$t_{\text{total}} = \tau_d X_B + \tau_D (1 - 3(1-X_B)^{2/3} + 2(1-X_B)) + \tau_q (1 - (1-X_B)^{1/3}) \quad (2.39)$$

Em geral, a resistência da camada fluida é muito menor que a resistência oferecida pela difusão no sólido. Neste caso, o tempo total de reação compreende:

$$t_{\text{total}} = t_{\text{difusão sólido}} + t_{\text{reação química}} \quad (2.40)$$

2.5- A ADSORÇÃO EM CARVÃO ATIVADO

2.5.1- O carvão ativado utilizado na indústria do ouro

Carvão ativado é um termo genérico de uma ampla gama de materiais à base de carbono preparados para exibir elevada porosidade e grande área superficial, conferindo ao carvão alta atividade de superfície. A maioria dos carvões comercialmente disponíveis apresenta área superficial da ordem de 800 a 1.200 m²/g, constituída predominantemente de microporos com diâmetros efetivos menores que 2 nm. A distribuição do tamanho dos poros depende do tipo de matéria-prima utilizada e do método de fabricação do carvão ativado ⁽⁹⁹⁾.

Os carvões utilizados na adsorção de ouro são normalmente ativados entre 700 e 800°C e apresentam propriedades ácidas e básicas. Estas propriedades são consistentes com a presença de ácidos carboxílicos e grupos fenólicos na superfície do carvão, além de grupos peróxido e quinonas ^(99,100).

O carvão ativado pode ser produzido a partir de várias matérias-primas como casca de coco, carvão betuminoso, antracito, coque de petróleo, linhito e turfa. A composição típica de carvão ativado é 87% C, 0,5% H, 0,5% N, 1% S, 5% O e 6% cinza. Contudo, estes valores não podem servir como especificação da qualidade do carvão ativado. A caracterização física e a capacidade de adsorção devem ser determinadas ⁽¹⁰¹⁾, visando a aplicação do carvão em circuitos hidrometalúrgicos.

O carvão adequado a ser utilizado em processos de recuperação de ouro deve possuir características específicas, dentre as quais se podem destacar ⁽¹⁰²⁾.

- elevada cinética de adsorção de espécies em fase líquida (velocidade de extração de ouro) e capacidade de carregamento;

- resistência à abrasão, para garantir um consumo específico do carvão ativado em limites aceitáveis (em geral, 50 g carvão/tonelada de minério processada). Esta característica ou propriedade é particularmente importante nos circuitos CIL e CIP com o objetivo de minimizar as perdas decorrentes da geração de finos ^(99,102,103).

A avaliação das características dos carvões ativados consiste em determinar as propriedades físicas e físico-químicas tais como: resistência à abrasão, distribuição granulométrica, área superficial (adsorção de nitrogênio segundo modelo BET, índice de iodo ou adsorção de tetracloreto de carbono), capacidade de carregamento e cinética de adsorção. Este tipo de avaliação é imprescindível considerando-se que um carvão inadequado causa queda na eficiência do processo de produção, acarretando perda de ouro solúvel e/ou adsorvido em partículas finas de carvão. O aumento do consumo específico de carvão devido à abrasão eleva os custos operacionais ^(99,102,104). As técnicas utilizadas para determinação dessas propriedades estão descritas em normas ASTM (*American Society for Testing and Materials - Test Methods for Activated Carbon*).

No Brasil, a indústria de carvão ativado, apesar de ter tradição na produção desta matéria-prima para outros fins, vem se esforçando na tentativa de adequar o produto à indústria de ouro. Entretanto, a concorrência com o produto importado ainda é grande, pois este, além de apresentar qualidade melhor, pode ser adquirido a preços competitivos com os dos produtos nacionais ⁽⁹⁹⁾.

2.5.2- Características do processo de adsorção

O interesse metalúrgico da utilização do carvão ativado para a recuperação de metais preciosos é conhecido desde 1880, quando Davis patenteou o processo para adsorção de ouro em soluções cianetadas ^(100,105-107).

A queima do carvão carregado para a recuperação do metal elevava muito os custos de produção do ouro e não competia com o processo Merrill-Crowe.

O desenvolvimento de processos eficientes de eluição do ouro (Zadra, em 1950) e de reativação do carvão tornou o processo de adsorção em carvão ativado mais atrativo, sendo preferencialmente utilizado em detrimento do método de precipitação com zinco metálico ⁽¹⁰⁸⁻¹¹⁵⁾. O processo consiste, inicialmente, na adsorção em carvão ativado do complexo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, formado durante a cianetação da polpa. Em seguida, o carvão ativado é separado por peneiramento e enviado para eluição com solução de cianeto de sódio e hidróxido de sódio. Existem variações operacionais relativas à concentração destes reagentes, temperatura e pressão na etapa de eluição. A solução concentrada segue para a eletrorecuperação. A primeira usina em escala industrial utilizando carvão ativado foi instalada na Homestake, Dakota, nos Estados Unidos, em 1973 ⁽¹⁰⁰⁾.

O processo de adsorção do complexo dicianoaurato ($\text{Au}(\text{CN})_2^-$) em carvão ativado apresenta vantagens quando comparado ao processo Merrill-Crowe, tais como: a adsorção do ouro é menos afetada pelas impurezas comumente presentes no licor de lixiviação, dispensa operações de clarificação e filtragem, a perda de ouro solúvel é significativamente menor e o processo é adequado a minérios de baixo teor ⁽¹⁷⁾.

A etapa de adsorção em carvão ativado pode ser conduzida pelos processos:

1- CIC ("Carbon in Column"): a solução clarificada, proveniente da lixiviação em pilha ou em tanques agitados, alimenta uma série de colunas contendo carvão ativado;

2- CIP ("Carbon in Pulp") ⁽¹⁰⁸⁾: contato da polpa já cianetada com carvão ativado, normalmente em fluxo contra-corrente.

3- CIL ("Carbon in Leaching") ^(68,69): a adsorção se realiza juntamente com a cianetação e é indicada para minérios que contêm material carbonoso.

2.5.3- Mecanismo de adsorção de ouro em carvão

As principais teorias envolvendo o mecanismo de adsorção de ouro em carvão ativado são: o íon $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ é adsorvido nesta forma e, neste caso, agem forças eletrostáticas ou de van der Waals, adsorção como AuCN molecular, redução e adsorção como ouro metálico e adsorção do par iônico $\text{M}^{+n}[\text{Au}(\text{CN})_2^-]^n$. Existem muitas discussões, na literatura, sobre a espécie de ouro adsorvida pelo carvão ⁽³¹⁾.

A adsorção de substâncias em carvão ativado ocorre devido ao desbalanceamento de forças sobre os átomos de carbono presentes na superfície do carvão, um fenômeno inerente a toda superfície. Com o objetivo de minimizar este desbalanceamento, moléculas em fase aquosa ou gasosa são atraídas e adsorvidas na superfície. A adsorção superficial, sem considerar a energia de interação, deve sempre ocorrer com uma variação negativa da energia livre do sistema (ΔG), além do decréscimo de entropia (ΔS) que, de acordo com a equação abaixo ⁽⁹³⁾ :

$$\Delta H = \Delta G + T \Delta S \quad (2.41)$$

resulta em variação negativa da entalpia (ΔH). Portanto, a adsorção é, geralmente, um processo exotérmico.

A energia de ativação para a adsorção de ouro em carvão ativado é estimada em 11 kJ/mol, típica de mecanismo de controle por difusão ⁽²⁰⁾.

A velocidade de adsorção de ouro em carvão ativado pode ser descrita por uma equação de velocidade de primeira ordem ^(105,114,115).

$$\ln ([\text{Au}]_{\text{so}} / [\text{Au}]_{\text{s}}) = k \cdot t \quad (2.42)$$

onde $[Au]_s$ = concentração de ouro em dado tempo t , $[Au]_{so}$ = concentração inicial de ouro em solução e k = constante de velocidade. Para tempos de adsorção inferiores a 4 horas obtém-se um ajuste satisfatório dos dados experimentais à equação de velocidade de primeira ordem. Para tempos de adsorção maiores, outra equação de velocidade que relaciona fração reagida com o tempo tem sido proposta ⁽¹¹⁴⁾.

A capacidade de carregamento de ouro em carvão ativado é normalmente determinada empiricamente pela utilização da isoterma de Freundlich ⁽²⁰⁾:

$$q = K C^n \quad (2.43)$$

$$\text{isto é: } \log q = \log K + n \log C \quad (2.44)$$

onde: q = massa de adsorvido (mg) / massa de adsorvente (g); K = capacidade de carregamento no equilíbrio (mg Au/g carvão) e C = concentração de ouro em equilíbrio na solução (mg/l) e n = constante. O valor de K é determinado para o carvão ativado carregado em equilíbrio com a solução de ouro residual com concentração de 1 mg/l.

2.5.4- Fatores que influenciam o processo de adsorção

Os fatores que influenciam o processo de adsorção de ouro em carvão ativado são:

a- **Tipo de matéria-prima:** Carvões ativados provenientes de várias fontes de matéria-prima ou utilizando diferentes métodos de fabricação apresentam propriedades físicas e químicas diferenciadas ^(20,102). Em geral, carvões com alta atividade apresentam dureza mais baixa devido à maior extensão da estrutura de poros presente. Neste caso, este carvão apresentará excelentes propriedades cinéticas, mas, devido à reduzida resistência mecânica, as perdas de carvão fino gerado pela atrição serão significativas, incorrendo em

perdas de ouro adsorvido neste carvão fino e não apenas, aumento do consumo de insumo.

b- **Granulometria do carvão:** Apesar da distribuição granulométrica do carvão ter grande efeito sobre a área da superfície externa, isto representa muito pouco frente à área superficial total devido à estrutura de poros internos existente. Deve-se, no entanto, utilizar o carvão ativado em uma faixa estreita de tamanhos de forma a minimizar as perdas decorrentes da geração de finos.

c- **Agitação:** Favorece a velocidade de adsorção, uma vez que a maioria dos sistemas de adsorção em carvão ativado opera fora da condição de equilíbrio, abaixo da máxima capacidade de carregamento, onde a velocidade de adsorção é dependente da difusão na interface sólido-líquido ⁽²⁰⁾.

d- **Concentração de sólidos:** A velocidade de adsorção decresce com o aumento da densidade de polpa ⁽²⁰⁾.

e- **Temperatura:** A velocidade de adsorção de ouro em carvão ativado aumenta com o aumento de temperatura (acelera a difusão da espécie a ser adsorvida), enquanto que, a capacidade de carregamento decresce com o aumento da temperatura (a reação de adsorção é uma reação exotérmica) ⁽²⁰⁾.

f- **Concentração de ouro em solução:** A velocidade de adsorção e o carregamento aumentam com o aumento da concentração de ouro em solução ⁽²⁰⁾. Entretanto, para soluções de ouro diluídas, o processo de adsorção não é influenciado pela variação da concentração de ouro ⁽¹⁰⁴⁾.

g- **Concentração de cianeto:** A velocidade de adsorção e a capacidade de carregamento diminuem com o aumento da concentração de cianeto em solução. Isto é atribuído ao aumento da competição das espécies de cianeto livre por sítios de adsorção do carvão. Entretanto, a seletividade de adsorção de

complexos de ouro em relação a complexos de outros metais aumenta com o aumento da concentração de cianeto em solução ⁽²⁰⁾. No caso de minérios de ouro contendo cobre, é recomendada a realização da adsorção em altas concentrações de cianeto devido à menor adsorção de cobre solúvel no carvão ^(116,117).

h- **O pH da solução:** O aumento do pH diminui a taxa de adsorção e a capacidade de carregamento do ouro no carvão ^(31,68). A diminuição do pH é limitada a 9,2 devido à formação de gás cianídrico. No caso de ajuste de pH utilizando-se cal, o efeito do pH deverá ser estudado de forma conjunta levando-se em consideração o efeito prejudicial do pH alto, mas também, o efeito benéfico da maior concentração de íons cálcio.

i- **A natureza das espécies presentes:** A capacidade do carvão ativado em adsorver complexos de ouro segue a seguinte sequência: $\text{AuCl}_4^- > \text{Au}(\text{CN})_2^- > \text{Au}(\text{SCN})_2^- > \text{Au}[\text{CS}(\text{NH}_2)_2]_2^+ > \text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$. A capacidade de carregamento de ouro no carvão aumenta com o aumento da concentração de cátions em solução na seguinte ordem: $\text{Ca}^{+2} > \text{Mg}^{+2} > \text{H}^+ > \text{Li}^+ > \text{Na}^+ > \text{K}^+$, mas decresce com o aumento da concentração de ânions na seguinte ordem: $\text{CN}^- > \text{S}^{-2} > \text{SCN}^- > \text{SO}_3^{-2} > \text{OH}^- > \text{Cl}^- > \text{NO}_3^-$ ^(20,105).

2.5.5- O Processo de Eluição

Os fatores que inibem a adsorção favorecem a eluição, tais como altas concentrações de CN^- , OH^- , certos compostos orgânicos como álcoois, altas temperaturas e baixas concentrações de íons como Na^+ , K^+ e Ca^{+2} ^(20,54,68).

Duas variações principais do processo de eluição são utilizadas na indústria. O processo Zadra consiste no bombeamento de solução cáustica de cianeto (1,0 a 2,0% NaOH e 0,2-0,5% de NaCN) a 90°C através da coluna de carvão e desta para o circuito de eletrólise, onde o ouro é removido. O processo

apresenta baixa cinética, levando até 50 horas para que se obtenha uma eluição satisfatória.

No processo AARL (Anglo American Research Laboratories), o carvão é primeiramente contactado com uma solução caústica de cianeto forte e quente (2% de NaOH e 1,0-3,0% de NaCN) a 100-120°C por aproximadamente 1 hora. A eluição é facilitada pela formação, no carvão, de uma superfície muito fortemente negativa devido aos ions hidróxido e cianeto. Após este período de contato, a coluna de carvão é lavada com água quente por um período de 6 a 8 horas. A força iônica mais baixa na coluna, promove rápida eluição e resulta em cinética mais rápida deste processo ⁽⁶⁸⁾.

Atualmente muitas das unidades de beneficiamento de ouro não têm utilizado cianeto de sódio durante o processo de eluição. Entretanto, atenção especial deve ser dada a esta prática, pois a ausência de cianeto de sódio durante a dessorção pode causar a precipitação de ouro metálico na etapa de lavagem ácida do carvão. O complexo $Au(CN)_2^-$ pode ser destruído pelo ácido, levando à precipitação do metal ^(105,117).

O processo de eluição é muito importante, pois além de contribuir para os custos operacionais e investimentos, uma eluição resultando em alto conteúdo de ouro carregado no carvão sendo enviado à adsorção provocará diminuição da eficiência de adsorção.

2.6- OS SISTEMAS ESPECIALISTAS

2.6.1- Modelamento e simulação de processos

Devido às características próprias da indústria do ouro como baixos teores do metal no ROM em g/t ou ppm (partes do metal por um milhão de partes do minério), necessidade de tratamento de quantidades consideráveis de massa e a fixação do preço da “commoditie” pelas Bolsas de Valores, o entendimento e a otimização dos processos de produção são fundamentais para que melhorias de desempenho operacional e econômico possam ser alcançadas (ganhos de produtividade).

O modelamento e a simulação dos processos de beneficiamento de minérios de ouro tem uma valiosa aplicação na otimização dos processos uma valiosa aplicação. Os tipos de modelamentos podem ser classificados nos seguintes ⁽¹¹⁸⁻¹²⁰⁾:

a- Modelamento teórico: baseados no entendimento teórico dos fenômenos e na aplicação dos princípios da Física e da Química e normalmente apresentam aplicação global;

b- Modelamento fenomenológico: utiliza o entendimento dos fenômenos, porém exige a coleta de dados experimentais característicos do processo e da amostra. Estes modelos têm aplicação mais ampla, embora envolvam amostragens detalhadas para a determinação de seus parâmetros;

c- Modelamento empírico: geralmente baseado no ajuste estatístico de equações a dados experimentais. Tem aplicação restrita ao processo para o qual foi desenvolvido e às condições particulares do minério e das instalações existentes.

d- Modelamento heurístico: baseia-se no entendimento de um processo por um especialista e na construção de uma base de conhecimento. São utilizadas técnicas de inteligência artificial como a lógica “fuzzy”, as redes neuronais e os

algoritmos genéticos. A aplicação do modelamento heurístico tem sido ampliada nos últimos anos ⁽¹²¹⁻¹²⁸⁾.

Atualmente, programas orientados para a simulação de operações unitárias como a cominuição, classificação e outros processos utilizados na indústria mineral têm sido utilizados para modelamento e simulação. Exemplos destes programas são o JKSimMet e o USIMPAC. Os resultados obtidos apresentam, de forma geral, uma boa precisão. Entretanto, uma numerosa série de amostragens e análise dos dados tornam-se fundamentais para a calibração adequada do modelo.

O modelamento empírico tem sido muito utilizado para descrever o comportamento de um dado minério sob determinadas condições de processo. A disponibilidade de aplicativos com funções estatísticas tem facilitado o desenvolvimento deste tipo de modelamento. Correlações matemáticas obtidas através do levantamento de dados do comportamento da usina têm se mostrado muito úteis para a otimização dos processos.

O modelamento heurístico pode ser aplicado para interpretar dados, prever valores ótimos das variáveis, otimizar as operações, monitorar e controlar as operações unitárias, dentre outros. Existem, basicamente, duas classes principais de sistemas especialistas: consultivos ("off-line") ou de controle ("on-line"/"real time"). As aplicações são, geralmente, construídas a partir de plataformas de "softwares" específicos como o Comdale/X (sistemas consultivos), Comdale/C, G-2 e "Process Insights" (sistemas de controle). Estas plataformas podem combinar mais de uma técnica de inteligência artificial (lógica "fuzzy", redes neurais e/ou algoritmos genéticos) ⁽¹²⁹⁻¹³⁰⁾.

2.6.2- Os sistemas especialistas

Os sistemas especialistas compreendem um dos principais campos da inteligência artificial. São programas de computador que simulam o conhecimento e o processo cognitivo humano. Neste caso, o computador dotado de um sistema especialista é capaz de imitar o raciocínio de um ser humano “expert” na resolução de problemas de um dado processo. Assim, estes programas podem ser utilizados por não “experts” para conduzir os processos que forma a permitir a obtenção de resultados satisfatórios (conforme definido pelo “expert” e desejado pela empresa).

Esta tecnologia tem sido aplicada com sucesso em diversas áreas da ciência e inclui o diagnóstico, planejamento, aprendizado, monitoramento e controle de processos.

O conhecimento do processo, base para a construção do sistema especialista, pode ser adquirido tanto de fontes concretas (como documentos, livros, bancos de dados), como de fontes abstratas, não documentadas ou heurísticas. Esta última fonte de conhecimento trata do conhecimento presente na mente humana, gerado através das experiências, adquirido de forma intuitiva ou especialmente, pela reflexão sobre a experiência adquirida ⁽¹²⁹⁾.

Os sistemas especialistas diferem dos sistemas convencionais devido à utilização do conhecimento heurístico, enquanto que o conhecimento formal é a chave dos sistemas convencionais. Cada tipo de sistema apresenta vantagens e desvantagens, e a escolha do tipo de sistema a ser utilizado em um dado processo deverá depender das necessidades específicas deste processo.

A seguir, é apresentada, de forma sucinta, uma discussão das principais técnicas utilizadas pelos sistemas especialistas.

a- Lógica "fuzzy"

A lógica "fuzzy", desenvolvida por Zadeh, consiste da lógica matemática ou simbólica que se preocupa em modelar, matematicamente, o processo de pensamento humano que é, na maioria das vezes, inexato ⁽¹³¹⁾.

A forma de pensar do ser humano tem um importante papel na capacidade de se tomar decisões racionais em um ambiente de incertezas e imprecisão. Esta capacidade, no entanto, depende da habilidade do ser humano em inferir uma resposta aproximada a uma questão, mesmo a partir de dados inexatos, incompletos ou pouco confiáveis ⁽¹²⁹⁾. Por exemplo:

a- Um político diz: *Todos os políticos são mentirosos*. Se a afirmação for verdadeira, então o político que disse esta expressão não é mentiroso, mas ele é político e ...

b- Em um dos lados de um cartão está escrito: *A sentença do outro lado é falsa*. No outro lado do cartão está escrito: *A sentença do outro lado é verdadeira*. Como você interpretaria este cartão?

Estas afirmativas paradoxais têm a mesma forma, ou seja, a afirmativa "S" e sua negação "não-S" têm o mesmo valor verdadeiro $t(S)$:

$$t(S) = t(\text{não-S}) \quad (2.45)$$

As duas afirmativas são verdadeira (1) e falsa (0) no mesmo momento e isto viola a lei da razão. A negação da afirmativa pode também ser representada como:

$$t(\text{não-S}) = 1 - t(S) \quad (2.46)$$

Neste caso, para afirmativa verdadeira (1) ou falsa (0) tem coerência. Quando $t(S)$ é 0, $t(\text{não-S})$ é 1, ou seja quando a afirmativa é verdadeira, a negação da afirmativa é falsa, o que é admissível.

Se combinarmos as duas expressões anteriores, resulta:

$$t(S) = 1 - t(S) \quad (2.47)$$

Esta equação é claramente contraditória pois se S é verdadeiro, então $1=0$ e se S é false, então $0=1$.

Contudo, a interpretação “fuzzy” de valores verdadeiros pode aceitar esta relação. Resolvendo a equação anterior para $t(S)$ e permitindo que $t(S)$ assumira valores no intervalo de $\{0,1\}$, obtém-se:

$$t(S) = 0,5 \quad (2.48)$$

Então, com a utilização da lógica “fuzzy”, paradoxos são reduzidos a meia-verdades. Eles representam, no extremo, a incerteza inerente a cada afirmativa empírica e em expressões matemáticas ⁽¹²⁹⁾.

Em 1965, Zadeh desenvolveu formalmente a teoria dos “fuzzy sets” e introduziu o termo “fuzzy” (ambiguidade, duvidoso, nebuloso) na literatura técnica ⁽¹³¹⁾. Zadeh foi, por muitos anos, criticado e muitos matemáticos afirmavam que sua teoria não era científica. As ferramentas das ciências exatas podem ser utilizadas como um recurso para a tomada de decisão, mas na análise final, o controle é sempre “fuzzy”.

A lógica “fuzzy” trabalha a partir de “fuzzy sets”, que são a representação das variáveis linguísticas ou difusas. Existem vários exemplos de “fuzzy sets” como a mudança do conceito de dia e noite com as horas do dia, um automóvel mudando de faixa em uma ferrovia, a mistura de duas cores primárias, uma porta abrindo ou fechando, dentre outras.

Na figura 2.6 é apresentado um exemplo de “fuzzy set” para uma válvula abrindo ou fechando:

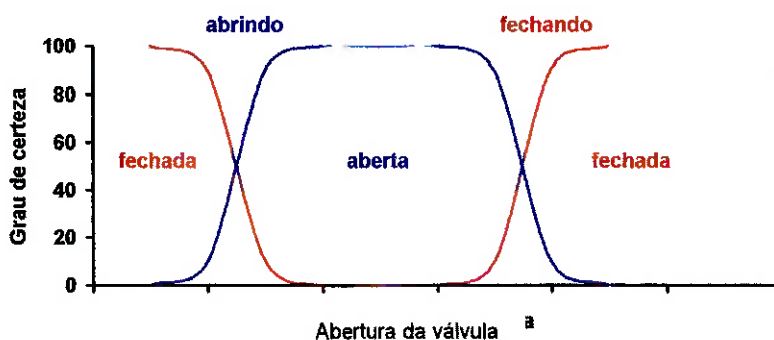


Figura 2.6- Exemplo de “fuzzy set”

Os “fuzzy sets” como “alto”, “O.K.” ou “baixo” são utilizados para descrever os estados do processo, ou seja, as variáveis de entrada. Através de regras, estes estados são processados e combinados com outras variáveis para gerar um “fuzzy set” de saída como “fechar um pouco”, “diminuir muito”, que controlará o processo dinamicamente.

Para a obtenção de uma resposta numérica de saída, os “fuzzy sets” são transformados em variáveis discretas através do processo de “defuzzificação”. Em termos matemáticos, o “fuzzy set” é uma extensão do conceito estatístico de intervalo de confiança ⁽¹³²⁾.

O modelamento “fuzzy” tem como vantagem a simplicidade dos modelos usados, se comparados a modelos matemáticos puros ⁽¹³³⁻¹³⁷⁾. Por exemplo, para o modelamento matemático do processo de equilibrar uma vareta são necessárias quatro equações diferenciais, de solução matemática complexa, enquanto que, utilizando-se a lógica “fuzzy”, um simples conjunto de regras como “se a vareta estiver caindo para a esquerda, mover ligeiramente para a direita” consegue controlar o processo.

Algumas aplicações da lógica “fuzzy” são (122-124;127-129;133;136,137). sistemas de freio de metrô subterrâneo, ajuste de foco de máquinas fotográficas e filmadoras, sistema de controle de elevadores, ciclos de máquinas de lavar, lavadores automáticos a vácuo, ajuste de cores em televisão, controle de processo na fabricação de cimento, controle de moagem/classificação em usinas, controle de sinais de trânsito, e até mesmo arranjo de flores e culinária.

No Japão, a aplicação da lógica “fuzzy” tem sido muito grande. Na América do Norte, entretanto, existe uma certa resistência na aplicação do conceito de ambiguidade, devido provavelmente a questões culturais.

b- Redes neuronais artificiais

Alguns autores acreditam que a combinação entre as técnicas de lógica “fuzzy” e redes neuronais é altamente positiva. O resultado é a criação de uma máquina “pensante” capaz de fornecer respostas dinâmicas ao estímulo do ambiente, habilitada para aprender e ser treinada, além de entender a importância do raciocínio em dado contexto e da obtenção de uma resposta adaptativa. Enquanto que as redes neuronais artificiais têm uma arquitetura e estrutura dinâmicas que podem ser aplicadas a uma grande variedade de diferentes problemas nos quais memórias são armazenadas como funções de pesos característicos, os sistemas “fuzzy” armazenam informações como bancos de “Fuzzy Associative Memories” (FAM) que relacionam dados simbolicamente através de regras.

As redes neuronais artificiais surgiram do interesse do homem em modelar e desenvolver a forma de pensamento humano (princípios fundamentais de funcionamento do cérebro humano) em um ambiente computacional.

De uma maneira bastante simplificada, uma rede neuronal é um sistema de elementos (neurônios) interconectados através de ligações múltiplas

(sinapses) (Figura 2.7). As informações chegam aos neurônios através de portas de entrada (dendritos), são processadas e então transmitidas às portas de saída (axônios). O mecanismo de funcionamento desta rede caracteriza-se pelo processamento das informações em paralelo e através de múltiplos caminhos, de maneira bastante diversa das instruções passo a passo adotada nos algoritmos de programas de computador convencionais ⁽¹³⁸⁻¹⁴⁰⁾.

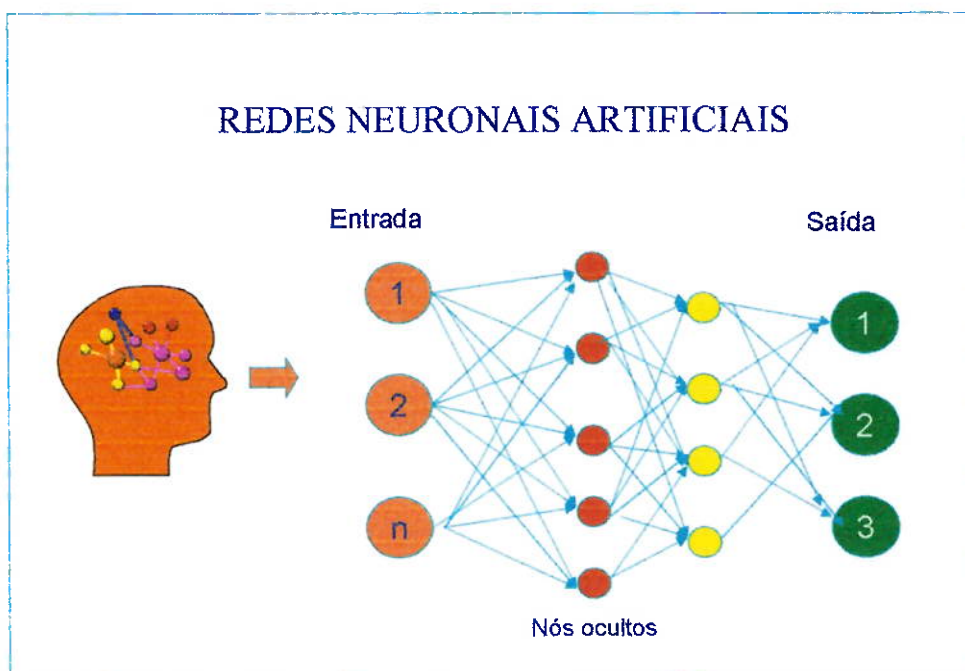


Figura 2.7- Representação esquemática do funcionamento de uma rede neuronal ⁽¹³⁷⁾

A utilização de redes neurais consiste, primeiramente, na definição das variáveis de entrada e saída do modelo, na seleção dos tipos e funções dos neurônios e na coleta de dados das variáveis de entrada e saída do sistema em quantidade suficiente para que represente o processo a ser modelado. O passo seguinte consiste no treinamento da rede, onde cerca de 80% dos dados são apresentados, de forma aleatória e um modelo de rede neural é desenvolvido. Trata-se, neste caso, do treinamento supervisionado do processo. Uma matriz de conexões é construída, atribuindo-se um peso específico, a cada uma das conexões (neurônios), dependendo da sua importância. Este processo de

“aprendizado” constitui-se de operações de classificação, realização de ajustes, aplicações de regressões não-lineares (técnica de minimização do erro) ^(139,140).

A validação dos resultados é realizada com a introdução de 20% dos dados restantes e a verificação do erro obtido pelo ajuste do modelo. Caso o erro obtido apresente-se acima do aceitável, procede-se à inclusão ou exclusão de informações e inicia-se novamente o processo de “aprendizado”.

As redes neurais podem ser entendidas, de forma bem geral, como uma correlação matemática capaz de descrever as relações entre as variáveis de entrada e de saída de dado processo. Uma equação empírica, estabelecida pela correlação, permite prever, através das variáveis de entrada, o resultado a ser obtido (variável de saída) ou estimar os valores ótimos das variáveis de entrada para que determinado resultado desejado seja alcançado.

c- Algoritmos genéticos

Os algoritmos genéticos simulam a Teoria da Evolução de Darwin e operações genéticas ocorridas naturalmente nos cromossomos. Mais uma vez, a ciência utiliza-se de semelhanças com o ser humano para interpretar e otimizar os processos.

Trata-se de uma metodologia que desenvolve, de forma planejada, a busca pela melhor solução do problema. Um exemplo clássico de aplicação desta técnica trata-se da necessidade de um homem, sem prévia experiência em gerenciamento de lanchonete, em buscar a melhor combinação de algumas variáveis do negócio para maximizar o lucro (variável de saída) de quatro estabelecimentos que vendem hambúrguer. As variáveis de entrada (genes) são definidas como preço (alto (0) e baixo (1)), tipo de bebida (cerveja (0) e refrigerante (1)) e forma de atendimento (individualizado (0) ou rápido (1)). Durante um mês, cada uma das lanchonetes, opera de forma diferenciada e em

função de combinações aleatórias das variáveis de entrada. Por exemplo: (011), (001), (110), (100) para cada lanchonete. No final do mês, o resultado do lucro (aptidão da espécie) é apurado: 3,1,6,2, para cada combinação de variáveis em cada restaurante, respectivamente. Ocorre, neste momento, o processo de seleção do mais apto (conforme Darwin) e o melhor resultado é duplicado e substitui a pior combinação. Portanto, no mês seguinte, as lanchonetes passam a operar da seguinte forma: (011), (110), (110), (100). Novamente, na apuração do lucro do segundo mês de avaliação, os resultados obtidos foram: 3,6,6 e 2. O próximo passo é o cruzamento dos melhores cromossomos (conjunto de genes, variáveis de entrada). Neste caso, (011) com (110), que forneceram os maiores lucros: 3 e 6, respectivamente. A próxima geração, portanto, será formada pelas combinações (111), (010), (110) e (100). Os resultados no final do terceiro mês foram os seguintes: 7,2,6,2. Assim, repete-se o ciclo quantas vezes for necessário até que a solução seja encontrada. Para as lanchonetes estudadas que vendem hambúrguer, a melhor solução (maior lucro) parece apresentar as seguintes características: preço baixo (1), refrigerante (1) e atendimento rápido (1).

Com a crescente utilização das técnicas de lógica “fuzzy” e redes neurais artificiais em aplicações industriais começaram a surgir, nos últimos anos, os sistemas híbridos que combinam diferentes técnicas de inteligência artificial e ainda aspectos de programação convencional ⁽¹⁴¹⁻¹⁴²⁾.

Uma técnica especialmente promissora são os sistemas híbridos de lógica “fuzzy” e algoritmos adaptativos. Neste tipo de sistema, que pode ainda incluir redes neurais, os pesos para combinação das regras incluídas no sistema ou outros parâmetros são ajustados dinamicamente. Como resultado, o sistema especialista passa a se auto-aperfeiçoar ao longo de sua utilização para o controle de determinado processo.

A aplicação destas técnicas ao controle dos processos industriais é uma área bastante promissora sob o ponto de vista dos resultados que podem ser

alcançados em termos de otimização de usinas inteiras, utilizando-se sistemas inteligentes que controlem os processos envolvidos de maneira interativa, incluindo desde balanços de massa e energia até volume de produção e variáveis de custo.

A Figura 2.8 apresenta de forma clara a configuração dos sistemas híbridos adaptativos.

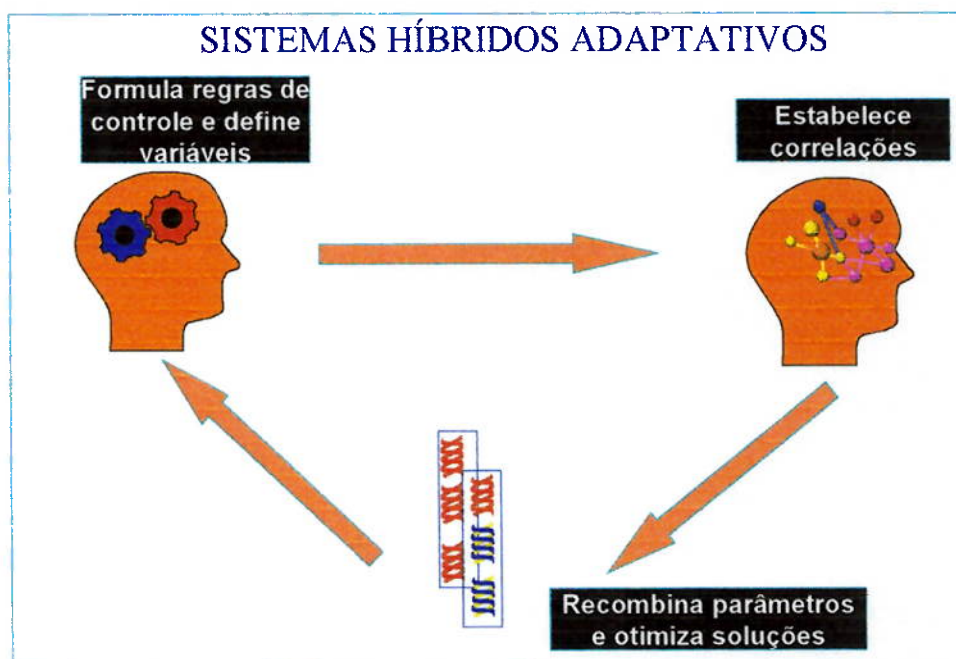


Figura 2.8- Sistemas híbridos adaptativos ⁽¹³⁷⁾

3- A BUSCA POR MELHORES RESULTADOS DE PRODUTIVIDADE DAS USINAS DE OURO

O diferencial competitivo entre as usinas produtoras de ouro em todo o mundo é a obtenção de custos operacionais baixos que possibilitem maximizar o resultado econômico, já que o preço do metal é fixado pelas Bolsas de Valores. A produção é previamente definida em termos do teor de ouro do ROM (lavrado pela mina), da capacidade instalada de processamento do minério pela usina e da recuperação metalúrgica do metal. A geração de receita operacional do empreendimento fica, então, sujeita às oscilações do preço do metal.

A busca por melhores resultados de produtividade na indústria do ouro tem sido crescente e cada vez mais desafiadora. Já as reservas de minérios com teores do metal significativos têm diminuído e a complexidade das características mineralógicas têm aumentado, passando a exigir métodos de tratamento mais avançados.

3.1- PREVISÃO DOS CUSTOS OPERACIONAIS DE USINAS

É importante conhecer os custos operacionais de beneficiamento de minérios em algumas das principais usinas produtoras de ouro do mundo, com dois objetivos principais:

1- Comparar os custos de uma usina com outras similares e conhecer sua posição no contexto mundial ("benchmarking" ou referenciais de excelência).

2- Fazer previsões de custos durante o período de avaliação do projeto dependendo das opções de beneficiamento do minério.

3.1.1- Previsão dos investimentos e custos operacionais

A tabela 3.1 apresenta a previsão de investimentos e custos operacionais entre algumas opções de processamento de minérios de ouro ⁽²⁰⁾.

Tabela 3.1- Investimentos e custos operacionais para opções de tratamento de minérios de ouro ⁽²⁰⁾

Opções de processo	Custos relativos (1000 t/dia)	
	Investimento	Operacional
1- Lixiviação em "dumps", adsorção em coluna (CIC), eletrorecuperação (EW)	1,0	1,0
2- Britagem primária, lixiviação em pilhas (HL), CIC, EW	2,0-2,5	1,6-2,1
3- Britagem secundária, HL, CIC, EW	2,6-3,1	1,7-2,2
4- Britagem secundária, HL, CIC, precipitação com zinco (Zn)	2,5-3,2	1,7-2,2
5- Britagem terciária, aglomeração, HL, CIC, EW	3,5-4,5	2,2-2,6
6- Moagem (GR), lixiviação em tanques agitados (AL), adsorção CIP (CIP), EW	5,6-8,5	2,8-3,6
7- GR, AL, decantação em contra-corrente (CCD), Zn	7,0-9,8	3,0-4,0
8- GR, flotação (FL), AL, CIP (rejeito), venda do concentrado (SC)	5,9-8,5	2,9-3,8
9- GR, oxidação sob pressão (PO), AL, CIP, EW	11,0-15,0	8,0-10,0
10- GR, ustulação (RO), AL, CIP, EW	9,5-12,0	7,0-8,5
11- GR, biooxidação (BIO), AL, CIP, EW	11,0-12,0	8,0-10,0
12- GR, FL, AL, CIP (concentrado)	4,0-5,0	2,5-3,5
13- GR, FL, PO, AL, CIP (concentrado), EW	6,0-7,5	4,8-6,0
14- GR, FL, RO, AL, CIP (concentrado), EW	5,6-7,0	3,8-4,7
15- GR, FL, BIO, AL, CIP (concentrado), EW	5,5-6,5	5,0-6,5

Observações	t/dia	Fatores de ajuste	
		Investimento	Operacional
	* Dados de 1990: 1 unidade de custo de capital = US\$ 2,6 milhões 1 unidade de custo operacional = US\$ 2,6/tonelada minério * Premissas para os cálculos a- usina localizada em Nevada (USA); b- custos não incluem tratamento de efluentes; c- moagem $P_{80} = 74 \mu\text{m}$ e $W_i = 14 \text{ kWh/t}$; d- tempos de lixiviação: HL = 45 dias e AL = 24 h; e- recuperação em massa na flotação = 10%; f- teor de enxofre nos minérios refratários de 2%; g- BIO alcança 80% de oxidação dos sulfetos em 48 h; h- PO e RO alcançam 97% de oxidação dos sulfetos em 48 h.	1000	1,00
	2000	1,54	0,98
	4000	2,34	0,92
	8000	3,58	0,81
	16000	5,38	0,67

Aplicando-se a previsão de investimentos proposta por Marsden e House, 1992 para algumas usinas, observa-se que os valores obtidos apresentam boa aproximação com os valores reais conforme apresentado na tabela 3.2.

Tabela 3.2- Investimentos calculado e real de algumas usinas de ouro

Usina	Processo	MUS\$ real investido (corrigido jun/98)	Minério tratado x1000 t/dia	Cálculo corrigido (jun/1998)		Referência
				Limite inferior (MUS\$)	Limite superior (MUS\$)	
Fazenda Brasileiro - BA - Brasil	GR, AL, CIP, EW	40	2,7	32,2	48,8	(143)
Lone Tree - NV - USA	GR, PO, CIL, EW	70	2,9	65,3	89,0	(46)
Cortez - NV - USA	GR, RO, CIL, EW	47	1,4	42,8	54,1	(46)

Observação: Correção do dólar de 1990 a jun/1998 = 1,2184 ⁽²⁰⁾

O cálculo da previsão de investimentos conforme proposto por Marsden e House (Tabela 3.1) consiste da seguinte operação:

Investimento (MUS\$) = unidade de investimento (US\$ 2,6 milhões) x fator de ajuste (função da vazão de minério tratada) x investimentos relativos a 1000t/dia com limites inferior e superior determinados x correção do dólar (de 1990 para junho/1998 = 1,2184).

O cálculo da previsão dos custos operacionais, conforme proposição de Marsden e House (Tabela 3.1), é realizada de maneira análoga ao cálculo de previsão de investimentos. A unidade de custo operacional corresponde, neste caso, a US\$ 2.6/tonelada de minério.

Quanto aos custos operacionais, observam-se pequenas discrepâncias entre os valores calculados conforme a metodologia proposta por Marsden e House, 1992 (Tabela 3.1) e os valores reais (Tabela 3.3).

Tabela 3.3 - Custos operacionais calculado e real de algumas usinas de ouro

Usina	Processo	US\$/t minério real corrigido para 98	Minério tratado x1000 t/dia	Cálculo corrigido para 1998		Referência
				Limite inferior custo (US\$/t)	Limite superior custo (US\$/t)	
Fazenda Brasileiro - BA - Brasil	GR, AL, CIP, EW	10.7	2,7	8.5	10.9	(143)
La Coipa - Chile	GR, AL, CIP, Zn	8.2	9,4	7.8	10.5	(145)
São Bento - MG - Brasil	GR, FL, PO, BIO, CIL, EW	26	1,7	15.0	20.3	(143)
Lone Tree - NV - USA	GR, FL, PO, CIL, EW	17	2,9	14.5	18.2	(46)
Carlin - NV - USA	GR, RO, CIL, EW	23	8,4	18.8	22.8	(46)
RPM - MG - Brasil	GR, FL, CIL, EW	1.7	44	1.1	1.5	(143)
Cortez - NV - USA	GR, RO, CIL, EW	26	1,4	21.9	26.5	(46)

Observação: Correção do dólar de 1990 a jun/1998 = 1,2184 ⁽¹⁴⁴⁾

3.1.2- Estabelecimento de correlação matemática

Com o objetivo de melhorar a previsão do custo operacional de uma unidade de beneficiamento de minérios auríferos não refratários, uma correlação matemática entre o teor de ouro no ROM e a tonelagem tratada de minério com o custo operacional "cash" (custo de produção que não inclui a depreciação) foi estabelecida com base em dados de algumas usinas.

Trabalho executado

a- Foram pesquisados os dados de produção e custos operacionais de 7 usinas de ouro, cujo processo de produção envolve o tratamento de minério não refratário, consistindo basicamente das operações de britagem, moagem, cianetação em tanques agitados, adsorção em carvão ativado e eletrólise.

b- A equação matemática que correlaciona o teor de ouro no ROM (x_1) e a tonelagem tratada de minério (x_2) com o custo operacional "cash" (y) foi obtida através da regressão linear múltipla (Método dos Mínimos Quadrados) realizada em planilha eletrônica Excel.

c- O coeficiente de determinação (R^2) é calculado e fornece a informação do ajuste dos dados coletados ao modelo de correlação proposto.

d- A variável que mais impacta o custo operacional da usina foi determinada utilizando-se o teste estatístico unilateral "t de Student", que relaciona o valor dos coeficientes da equação da reta (a_1 , a_2) com os valores dos erros-padrão para estes coeficientes (se_1 , se_2). A razão entre cada coeficiente e o erro padrão associado é calculada e seu valor absoluto é comparado com o valor de "t" tabelado ao nível de significância de 5% para n graus de liberdade ($n=6$). O valor de "t" calculado superior ao "t" tabelado indica que dada variável é importante para se prever o custo operacional da usina.

Resultados e Discussão

A expressão matemática resultante é representada pela seguinte equação:

$$y = 1,1919 x_1 - 0,2214 x_2 + 4,4661 \quad (3.1)$$

A comparação entre os resultados dos custos operacionais por usina calculados pela correlação matemática e os reais é apresentada na tabela 3.4.

Tabela 3.4- Custos operacionais calculado e real de algumas usinas de ouro pela correlação

Mina	g Au/t ROM (x_1)	Mt minério/ano (x_2)	Custo "cash" real (US\$/t)	Referência	Custo "cash" calc. (US\$/t)
Fazenda Brasileiro - BA - Brasil	5,5	1	10,7	(143)	11,0
La Coipa - Chile	2,6	3,5	8,2	(145)	7,0
Road Mine - Arizona - USA	8,5	0,15	15,1	(146)	14,6
Vaal Reefs - AS	6,5	5,2	9,4	(147)	11,2
Kubaka - Rússia	15,7	0,64	23,6	(148)	23,1
Twin Creeks (Piñon e Juniper) USA	2,6	2,7	7,0	(46)	7,2
RPM - MG - Brasil	0,5	16	1,7	(143)	1,4

O ajuste adequado da equação matemática (custo operacional calculado) aos resultados reais pode ser visualizado na figura 3.1.

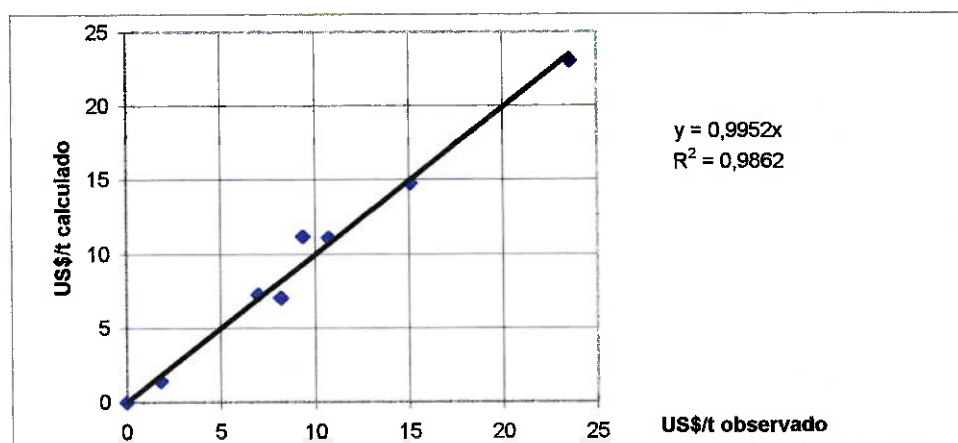


Figura 3.1- Comparação entre os valores de custos operacionais reais e calculados.

O coeficiente de determinação (R^2) obtido apresentou o valor de 0,99 indicando um excelente ajuste entre os valores de y calculados pela equação e os valores de y observados.

A aplicação da estatística "t" de Student é apresentada na tabela 3.5.

Tabela 3.5- Aplicação do teste "t" para determinação da variável mais importante

Variável estudada	Coeficiente da equação	Erro padrão para os coeficientes	"t" calculado	"t" tabelado (7, 5%)
teor de ouro no ROM (g Au/t)	$a_1 = 1,1919$	$se_1 = 0,1304$	9,14	2,45
tonelagem processada (t/dia)	$a_2 = -0,2214$	$se_2 = 0,1199$	1,84	2,45

A variável estatisticamente determinada que mais impacta o resultado do custo operacional da usina é o teor de ouro no ROM.

A equação matemática obtida (equação (3.1)) pode ser utilizada para prever o custo operacional de uma usina de beneficiamento de minério aurífero não refratário, envolvendo as operações de britagem, moagem, cianetação em tanques agitados, adsorção em carvão e eletrólise, com base na tonelagem prevista de minério a ser tratada e no teor de ouro do ROM. A estimativa do custo operacional proposta por Marsden e House (1992) não leva em consideração o teor de ouro contido no minério. Esta variável, entretanto, é muito importante na definição do método de extração do metal mais viável técnica e economicamente (Figura 2.3).

A correlação empírica pode ser melhorada ao longo do tempo pela incorporação de um número maior de dados de usinas a serem analisados por regressão linear. Os dados de custos operacionais de beneficiamento de minérios auríferos são bastante escassos. Normalmente, as publicações apresentam os

dados de custos "cash" envolvendo a totalidade do empreendimento (inclusive a mineração e a administração).

Os custos operacionais totais de algumas minas de ouro tratando minérios não refratários (beneficiamento, lavra, administração, outros) foram comparados com os custos operacionais da unidade de beneficiamento de minério. Os resultados são apresentados na tabela 3.6.

Tabela 3.6- Comparação entre custos operacionais totais e de beneficiamento

Mina	Custo "cash" (US\$/t) beneficiamento	Custo "cash" (US\$/t) total	%	Referência
1-Fazenda Brasileiro - BA - Brasil	9,7	38,55	25,2	(143)
2- Igarapé Bahia - PA - Brasil	5	19,94	25,1	(143)
3- La Coipa - Chile	8,2	30,87	26,6	(145)
4- Road Mine - Arizona - USA	15,1	60,13	25,1	(146)
5- Kubaka - Rússia	23,6	87,33	27,0	(148)

A tabela 3.6 mostra que, para minas a céu aberto e minas subterrâneas pouco profundas, o custo operacional da unidade de beneficiamento de minério não refratário corresponde a, aproximadamente, 26% do custo operacional total do empreendimento. Para usinas tratando minérios refratários, o percentual dos custos de beneficiamento em relação aos custos totais situa-se, normalmente, na faixa de 45 a 55% (46,143,149).

É importante lembrar que, os custos operacionais de unidades de produção envolvendo a totalidade do ciclo produtivo (geologia, lavra, beneficiamento, administração, etc.) são normalmente medidos em US\$/oz de ouro e expressam o resultado de custos da empresa ⁽²⁾. A comparação entre os custos de duas unidades de produção de ouro é realizada nesta base, ou seja duas empresas A e B com o mesmo custo operacional total e a mesma recuperação metalúrgica, apresentando o teor de ouro no ROM de A igual ao dobro de B e a capacidade de produção de A correspondente à metade de B, apresentarão o mesmo custo operacional específico em US\$/oz de ouro.

Entretanto, é prática usual a comparação entre os custos operacionais da área de tratamento do minério em US\$/t de ROM. Isto é justificado pela impossibilidade de ação da usina sobre o teor de ouro no ROM e pelo indicador apresentar a possibilidade de se comparar o desempenho entre usinas que utilizam rotas similares de beneficiamento. Neste caso, a usina B apresentará custos operacionais correspondentes à metade dos custos da usina A.

A opinião particular da Autora é que a comparação entre usinas deve ser realizada nas duas bases, ou seja US\$/oz de ouro e US\$/t, já que o parâmetro de comparação entre empresas é realizado em US\$/oz e a usina é parte integrante dos custos operacionais totais do empreendimento.

3.2- A FUNÇÃO DA UNIDADE DE TRATAMENTO DE MINÉRIO

O beneficiamento de minérios auríferos é essencialmente um processo hidrometalúrgico que envolve um conjunto de operações e processos realizados em solução aquosa, visando a extração do metal a partir de minérios, concentrados ou rejeitos industriais.

Para que a extração do metal seja realizada com sucesso, faz-se necessária a realização de operações prévias de preparação do minério (cominuição, classificação, concentração, pré-tratamento para minérios refratários). Após a preparação do minério, seguem-se as etapas de lixiviação (em pilhas de minério, em tanques ou outras), de tratamento do licor (adsorção em carvão ativado ou resina) e de recuperação do metal (precipitação com zinco, dessorção seguida de eletrólise, fusão e refino).

A unidade de tratamento do minério tem a função de gerenciar recursos humanos, materiais (equipamentos, instrumentos, insumos), tecnológicos e ambientais, além de estabelecer métodos (procedimentos) e medidas ao longo do processo. A usina possui autoridade sobre estes recursos e tem a

responsabilidade de produzir os resultados esperados (quantidade de minério tratado, recuperação metalúrgica, custos operacionais, satisfação dos empregados, adequação ambiental e outros).

A figura 3.2 mostra, de forma geral, a função da unidade de tratamento do minério.

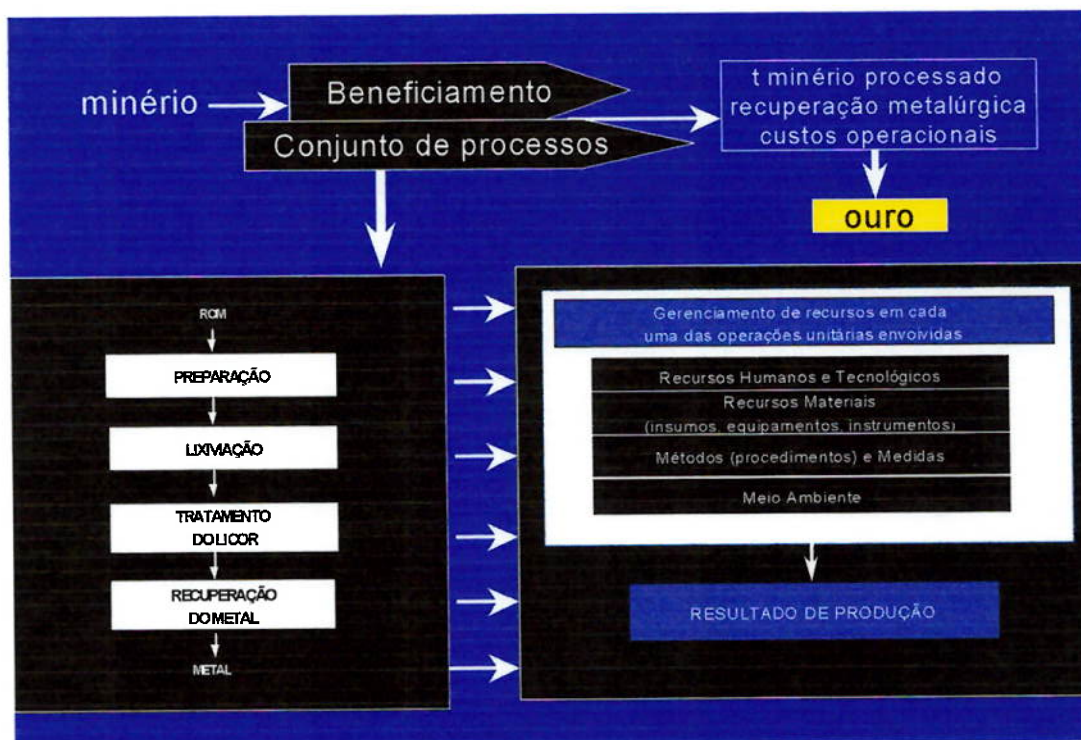


Figura 3.2 – A função da unidade de tratamento de minério de ouro

O tratamento do minério aurífero deve, então, ser entendido como um gerenciamento global de recursos e os resultados obtidos estarão, obviamente, relacionados diretamente ao desempenho de cada um dos processos e à perfeita integração entre eles.

3.3- FATORES IMPORTANTES A SEREM CONSIDERADOS PELAS USINAS DE OURO

Diante do cenário atual da indústria do ouro, as empresas produtoras do metal têm desenvolvido ações para a manutenção de suas operações. As usinas de tratamento do minério, como parte integrante do processo produtivo, necessitam empreender esforços no sentido de tornar sua atividade cada vez mais eficiente e lucrativa.

A produtividade (razão entre a receita gerada e os custos operacionais envolvidos) é a palavra-chave nos empreendimentos auríferos. Deve-se ter uma visão clara de que a posição competitiva da empresa depende diretamente do resultado de cada operação unitária, como se cada uma fosse um elo de uma corrente que representa o resultado final da unidade produtiva.

Para que as usinas apresentem resultados operacionais satisfatórios, atenção especial deve ser dada a alguns fatores muito importantes, conforme ilustra a figura 3.3.



Figura 3.3- Fatores importantes a serem considerados pelas usinas de ouro

a- Projeto do Processo

O projeto de usinas de tratamento de minérios de ouro, como ocorre em um projeto mineiro, passa por etapas sucessivas que consistem basicamente da avaliação preliminar de viabilidade e das elaborações dos projetos Conceitual, Básico e Executivo ou Detalhado. A confiabilidade das informações e os investimentos aplicados são crescentes à medida que o projeto atinge as etapas subsequentes. Avaliações técnicas e econômicas são realizadas após cada etapa e a decisão de prosseguir ou interromper o projeto é tomada com base nos resultados das avaliações.

A definição do fluxograma de processo é feita com base nas características físicas, químicas e mineralógicas do minério (composição, solubilidade e associação dos minerais, possibilidade de concentração prévia e, principalmente teor de ouro), além da escala de produção, do nível de reservas geológicas e do preço do metal.

As influências da granulometria do minério a ser lixiviado (exposição do ouro ao agente lixiviante de maneira parcial, total ou através de poros) e da mineralogia (identificação de minerais com características cianílicas e caracterização do grão de ouro em termos da forma de ocorrência, tamanho e associação) sobre o resultado de extração do ouro são, normalmente, estudadas na elaboração do projeto do processo de beneficiamento.

Atenção especial deve ser dada à representatividade das amostras utilizadas para a definição do processo já que, no início do projeto, as informações são restritas e podem não representar as características do minério ao longo da vida útil da mina, especialmente no caso de minas subterrâneas.

Alterações das características físicas dos minérios como o WI ("Work Index"), ao longo do tempo de operação da mineração, podem refletir seriamente em redução da capacidade produtiva da usina e/ou geração de produto fora da granulometria especificada, para as operações subsequentes.

Problemas muito sérios de variação de dureza do minério têm sido observados em usinas operando moinhos autógenos ou SAG. A definição da utilização de um circuito de moagem autógena, em dado processo de tratamento de minério, deve envolver um estudo detalhado, incluindo ensaios em escala piloto, com o objetivo de se determinar a competência do minério a ser submetido à moagem autógena. As amostras a serem estudadas devem representar a variabilidade do minério nas diferentes frentes de trabalho da mina e ao longo da vida útil do empreendimento.

O projeto do processo deve incluir a existência de flexibilidade operacional (obviamente dentro de limites econômicos que não resultem em investimentos desnecessários) para pequenas variações ao longo do tempo das características físicas e mineralógicas do minério.

Questões ligadas à manutenção mecânica e elétrica das instalações, equipamentos e instrumentos devem ser sempre avaliadas no projeto, com o objetivo de facilitar e agilizar a tomada de ações preventivas, corretivas e preditivas no decorrer da operação da unidade.

Cabe ao engenheiro de processo, o acompanhamento das características físicas e mineralógicas durante o período de operação do empreendimento, a verificação de possíveis influências sobre os processos de produção do ouro e a busca de alternativas econômicas para se manter os níveis de produção, extração e consumo de insumos aceitáveis.

b- Controle de processo

O conjunto de processos envolvidos no tratamento de minérios auríferos pode ser comparado a uma corrente composta de elos que representam cada uma das operações unitárias. O resultado dependerá, obviamente, do desempenho de cada um destes elos e da perfeita integração entre eles. Um controle adequado dos processos contribui para o alcance dos resultados esperados de cada operação unitária particular e para o cumprimento das metas globais da usina, através do acompanhamento das relações existentes entre eles.

É preciso que os controles sejam direcionados aos processos relevantes em termos de criticidade para o cumprimento das metas de produção e com relação ao impacto sobre os custos operacionais da usina. Controlar cada uma das inúmeras tarefas envolvidas em cada processo é impraticável e acaba, muitas vezes, levando ao abandono de controles realmente indispensáveis.

Para que o controle de processo seja estabelecido, tornam-se necessárias:

- a- a identificação das características de cada processo (entrada, especificação do produto, mecanismo de transformação, variáveis envolvidas);
- b- a definição do método e da frequência de medição das características de desempenho;
- c- o registro das medidas de desempenho e a comparação com as metas estabelecidas;
- d- a padronização dos processos e das tarefas envolvidas;
- e- o treinamento de pessoal da operação e da manutenção;
- f- a verificação sistemática do cumprimento dos padrões.

Assim, é possível a utilização do conceito de prevenção de anomalias e os ganhos em se ter um processo com baixa variabilidade são bastante

significativos. As respostas aos problemas que ocorrem são bem mais rápidas e efetivas. Aplicações de ferramentas estatísticas para o acompanhamento dos processos são muito úteis como o Histograma, Diagrama de Correlação e o CEP (Controle Estatístico de Processo), dentre outras.

Um ponto fundamental para a obtenção de bons resultados operacionais é a padronização do processo. Um padrão técnico do processo deve ser elaborado para atender as metas estabelecidas e é de responsabilidade da engenharia de processo. Os procedimentos operacionais das tarefas críticas, que compõem os processos, devem ser preparados com a participação dos operadores. Os operadores devem ser treinados nestes padrões e cada tarefa deve ser executada conforme descrito no padrão correspondente. Este padrão pode ser um documento escrito, desenhos ou até mesmo filmes. Uma alteração do padrão só pode ser realizada após avaliação e aprovação pelas equipes envolvidas ⁽¹⁴⁾.

Deve-se ter muito claro que existe uma relação cliente-fornecedor interno entre cada um dos processos envolvidos no tratamento de minérios auríferos. Por exemplo, em usinas tratando minérios não refratários cujo processo de lixiviação é realizado logo após a operação de moagem, o recebimento pela unidade de lixiviação de um produto fora das especificações, ou seja, um produto mais grosseiro do circuito de moagem/classificação, pode resultar em redução da recuperação metalúrgica da cianetação, devido à menor exposição das partículas de ouro ao agente lixiviante. Este conceito faz com que cada área do processo de tratamento passe a ser cliente ou fornecedora de outra. Os próprios operadores clientes devem fazer a inspeção do produto recebido da área fornecedora e podem indicar sinais verdes ou vermelhos para produtos conformes ou não conformes, respectivamente. No caso de sinal vermelho, a área fornecedora deverá tomar providências para que seu produto atenda às especificações definidas para o processo seguinte. Uma das principais vantagens da aplicação do

conceito de cliente-fornecedor interno é a agilidade na resolução de problemas e a interatividade entre os processos ⁽¹⁴⁾.

Gerenciar o dia-a-dia da unidade produtiva parece bastante óbvio, mas muitas vezes tem-se observado que muitas unidades de produção não apresentam seus processos bem controlados, o que acaba por se refletir em operações pouco eficientes e apresentando problemas básicos de falta de acompanhamento dos processos. A dificuldade se concentra, na maioria das vezes, na sistematização dos processos.

Apesar de todo o avanço tecnológico dos controles automáticos de várias operações unitárias, observa-se que, nas usinas de ouro, o homem ainda é responsável por grande parte do controle de processo, principalmente no Brasil. Torna-se necessário, então, proporcionar a educação e o treinamento adequados ao empregado, para produzir bons produtos e estimular a sua realização pessoal e profissional. As condições adequadas das ferramentas, materiais e equipamentos, boas condições ambientais e de segurança do trabalho devem ser preocupações constantes da empresa.

O controle de um dado processo consiste, portanto, na execução de ações sistemáticas e padronizadas de acompanhamento desse processo, associadas à medição das características de desempenho, de forma a maximizar a probabilidade de ocorrência do produto esperado.

c- Avaliação dos processos

A avaliação dos processos de forma individualizada ou considerando a unidade de produção como um todo deve ser feita comparando-se os resultados obtidos com as metas estabelecidas. Os resultados, normalmente, são apresentados na forma de gráficos de modo a facilitar a comparação com a meta.

É muito interessante a apresentação dos valores de “benchmarking” (melhor resultado mundial de determinado medidor de desempenho) em certos gráficos que apresentam resultados importantes como o custo operacional da usina, pois indicam que os gerentes detêm o conhecimento de sua posição no contexto global de unidades de tratamento de minérios auríferos. Conhecendo sua posição relativa, dada usina pode desenvolver esforços, planos e ações a fim de alcançar melhores resultados e passar a ser mais competitiva em relação às demais.

Caso seja observada a ocorrência de anomalia em dado processo (o resultado esperado não foi obtido) passa-se pela Análise de Falha, que consiste basicamente na identificação e observação do problema, na análise visando identificar a causa fundamental e na tomada de ações corretivas. Atenção especial deve ser dada à identificação da causa fundamental. As hipóteses de causas prováveis devem ser confirmadas, para que o desperdício de tempo e algum gasto realizado não seja revertido em insucesso. Após a tomada da ação, seguem-se as etapas de verificação para confirmar a solução do problema e a padronização. Assim, não deverá ocorrer a reincidência do problema. Problemas operacionais devem ser analisados considerando-se os fatores humanos, a máquina, a medida, o método, o material e o meio ambiente.

Estudos visando avaliar tecnicamente os processos de cianetação e adsorção da usina de Fazenda Brasileiro – BA, de propriedade da CVRD, têm sido desenvolvidos ao longo dos últimos anos conforme apresentados na Dissertação de Mestrado ^(52,53) da Autora e nesta Tese de Doutorado. A possibilidade de redução do teor de ouro no rejeito de 0,28 gAu/t para 0,22 gAu/t, através da utilização da adição estagiada de cianeto de sódio nos tanques de lixiviação foi demonstrada e provada em escala industrial. Cerca de 0,06 gAu/t no rejeito apresentava-se na forma de ouro passível de ser cianetado, segundo resultados de Diagnóstico de Lixiviação ^(150,151) e, no entanto, não era extraído devido à necessidade de adição do agente lixiviante em estágios. A avaliação do circuito

hidrometalúrgico realizada na Dissertação de Mestrado da Autora ⁽⁵²⁾ consistiu, basicamente, na identificação das principais variáveis envolvidas no processo (estabelecimento de uma correlação empírica entre as variáveis e o resultado de teor de ouro no rejeito), na análise do comportamento cinético da dissolução do ouro pelo lixiviante e na determinação da composição mineralógica do minério alimentado no circuito de cianetação. Uma busca constante por melhores resultados no circuito hidrometalúrgico de Fazenda Brasileiro tem ocorrido a partir de 1996 e é amplamente discutida nesta tese.

d- Otimização dos processos

Atualmente, as usinas de ouro têm buscado otimizar suas instalações de beneficiamento de minérios com base em aumento de produtividade, intimamente relacionado com a redução de custos operacionais. Os principais desenvolvimentos são enumerados a seguir:

- a- desenvolvimento de novas rotas para tratamento de minérios refratários ^(21,22);
- b- substituição de CIP ("Carbon in Pulp") por RIP ("Resin in Pulp") ⁽²⁰⁾;
- c- melhoria do controle de efluentes ⁽²³⁾;
- d- uso de reagentes alternativos de lixiviação ⁽²⁴⁾;
- e- eletrólise seletiva direta para soluções diluídas;
- f- processos de biooxidação comercial para minérios sulfetados ⁽²⁵⁻²⁷⁾;
- g- aperfeiçoamento nos sistemas de análise e controle de processos;
- h- desenvolvimentos de corpos moedores alternativos à moagem com bolas, como os "cylpebs" (corpos moedores no formato tronco cônico);
- i- desenvolvimento de fornecedores de insumos e materiais de reposição de equipamentos;
- j- utilização de oxigênio e peróxidos na lixiviação em substituição ao ar comprimido ⁽²⁸⁻³⁰⁾;

- k- utilização de concentradores centrífugos substituindo a concentração gravítica em jigues e mesas;
- l- elaboração de programas de gestão ambiental;
- m- medições “on-line” de cianeto, pH e oxigênio nos tanques de lixiviação, dentre outros.

A introdução de novas tecnologias ao processo de beneficiamento de minérios de ouro deve sempre ser estudada com base nas melhorias que podem gerar, considerando-se os resultados técnicos e econômicos alcançados para um minério particular (composição mineralógica característica).

3.4- A IMPORTÂNCIA DOS PROCESSOS DE LIXIVIAÇÃO EM TANQUES E ADSORÇÃO EM CARVÃO ATIVADO

A importância dos processos de lixiviação em tanques agitados e adsorção em carvão ativado será analisada sob os seguintes aspectos:

- a- Participação na produção mundial de ouro proveniente de minas;
- b- Impacto sobre os custos operacionais da usina;
- c- Influência direta sobre o resultado de produção.

a- Participação na produção mundial de ouro proveniente de minas

Para melhor visualização da participação dos processos estudados na produção mundial de ouro, a utilização de uma das ferramentas da qualidade, o Gráfico de Pareto, se faz apropriada.

Apenas 4% de toda a produção mundial é proveniente do tratamento de minérios refratários. O processo de ustulação, precedido ou não da etapa de flotação, corresponde a aproximadamente 66% de todo o ouro produzido a partir do beneficiamento destes minérios ⁽²⁰⁾.

Portanto, 96% da produção total anual de ouro corresponde ao tratamento de minérios não refratários. É bastante evidente que algumas operações unitárias são comuns entre os dois tipos de minérios, sendo que, para os minérios refratários são necessárias operações prévias de preparação do minério. A figura 3.4 apresenta o Diagrama de Pareto para a distribuição da produção mundial do metal por tipo de minério. A curva azul representa os valores percentuais acumulados de tratamento dos minérios refratários e não refratários para a produção de ouro.

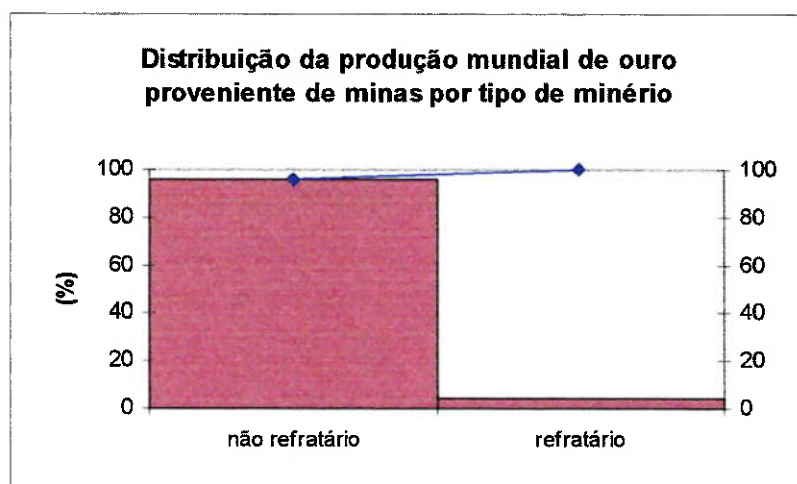


Figura 3.4- Gráfico de Pareto: Distribuição da produção de ouro mundial por tipo de minério

Aproximadamente 70% da produção mundial de ouro é obtida utilizando-se a lixiviação em tanques agitados (precedida ou não da etapa de concentração e/ou de etapa de tratamento oxidativo da polpa) como método de extração do metal ⁽²⁰⁾. A lixiviação em pilhas corresponde a apenas 8% da produção total de ouro no mundo, embora envolva o tratamento de quantidades consideráveis de minério ⁽²⁰⁾. Cerca de 12% dos minérios são submetidos à flotação, como etapa de concentração prévia ⁽²⁰⁾. Quase 15% de todo o ouro produzido no mundo consiste da recuperação direta do metal (sem a utilização do processo de lixiviação) através da utilização da operação de concentração gravítica ⁽²⁰⁾.

A figura 3.5 apresenta o Gráfico de Pareto da distribuição da produção mundial de ouro proveniente de minas por método de extração utilizado.

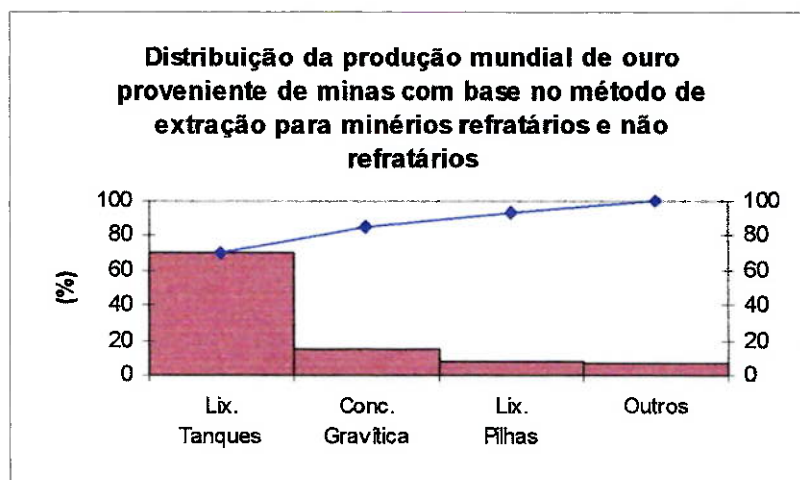


Figura 3.5- Gráfico de Pareto: Distribuição da produção de ouro mundial por método de extração.

O principal método de tratamento do licor é a adsorção em carvão ativado (53% do total de ouro de mina produzido no mundo ⁽²⁰⁾). A figura 3.6 apresenta o Gráfico de Pareto da distribuição da produção mundial de ouro proveniente de minas por método de tratamento do licor utilizado.

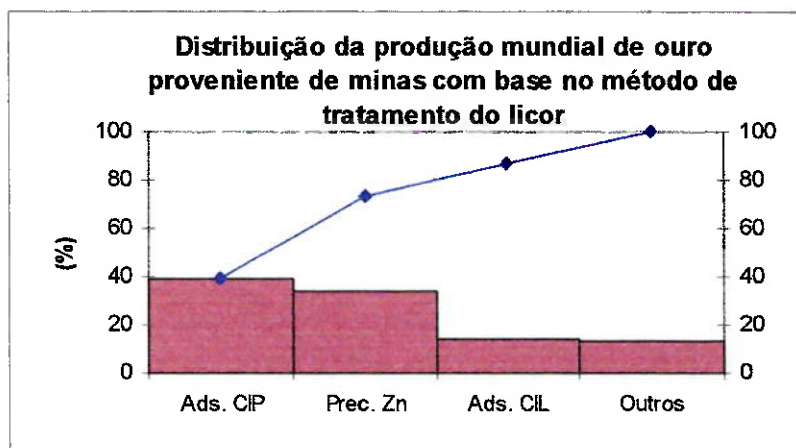


Figura 3.6- Gráfico de Pareto: Distribuição da produção de ouro mundial por método de tratamento do licor

A aplicação da precipitação com zinco (Processo Merrill Crowe) tem diminuído muito ao longo dos anos devido aos excelentes resultados obtidos com a utilização da adsorção em carvão ativado (a adsorção do ouro é menos afetada pelas impurezas comumente presentes no licor de lixiviação, dispensa operações de clarificação, desaeração e filtragem e a perda de ouro solúvel é significativamente menor).

b- Impacto sobre os custos operacionais da usina

A importância de se garantir a máxima extração de ouro em circuitos de lixiviação/adsorção, torna-se bastante clara ao se atentar para o fato de que aproximadamente 50% dos custos operacionais totais já foram realizados nas etapas anteriores de tratamento do minério como: cominuição, classificação, concentração gravítica, espessamento, dentre outras (para o caso de minérios não refratários de ouro) e que, qualquer perda de extração de ouro na lixiviação ou perda de ouro solúvel na adsorção significa a execução de gastos não revertidos em resultados de produção e, conseqüentemente redução de receita. Para minérios refratários (realização de operações de pré-tratamento oxidativo da polpa), assegurar a máxima extração do ouro na etapa do processo de lixiviação após a operação de uma série de processos anteriores é ainda mais crítica, devido ao maior custo operacional envolvido na etapa de preparação do minério.

A etapa de lixiviação do ouro é extremamente importante pois, além de refletir diretamente na geração de receita do empreendimento, define parâmetros que passam a ser controlados em outras etapas do processo de tratamento do minério, como a preparação do minério (granulometria do produto da cominuição, necessidade de tratamento pré-oxidativo). Estas definições passam por uma avaliação das alternativas possíveis de processo que resultem no alcance de uma recuperação metalúrgica tecnicamente possível e economicamente viável.

Pela distribuição dos custos operacionais dos processos envolvidos no beneficiamento do minério aurífero da usina de Fazenda Brasileiro - BA, que trata minério não refratário de ouro, observa-se que os processos de lixiviação em tanques agitados e adsorção em carvão ativado correspondem a aproximadamente 30% dos custos operacionais "cash" da unidade. A tabela 3.7 apresenta a distribuição de custos operacionais da usina de Fazenda Brasileiro.

Tabela 3.7- Distribuição dos custos operacionais por área - Usina de Fazenda Brasileiro

Processos	%
Britagens primária/secundária/terciária/peneiramento	17
Moagem, concentração gravítica, classificação em ciclones	25
Espessamento	5
Cianetação/Adsorção em carvão ativado	30
Outros (Eluição, Eletrólise, Fundição, Barragem de rejeitos, Preparação de reagentes, Central de ar comprimido, Tratamento de efluentes, Administração, etc)	23

c- Influência direta sobre o resultado de produção

A moagem determina, pela granulometria do produto (partículas de ouro acessíveis à solução lixiviante), a máxima extração possível do metal durante a cianetação do minério, isto é, a recuperação metalúrgica. Os processos de lixiviação em tanques agitados e de adsorção em carvão ativado devem ser bem conduzidos para que perdas de ouro passíveis de cianetação no rejeito sólido e perdas de ouro solúvel sejam evitadas. Estas perdas incorrem, obviamente, em redução de recuperação metalúrgica e conseqüente, diminuição da produção do metal em relação ao programado.

3.5- A USINA DE FAZENDA BRASILEIRO

A usina de Fazenda Brasileiro situa-se no nordeste do Estado da Bahia e foi a primeira mina de ouro da Companhia Vale do Rio Doce. Em 1984, iniciou a operação da usina de lixiviação em pilhas com minério oxidado proveniente de mina a céu aberto. Em 1988, houve uma expansão da capacidade de produção com a partida da usina hidrometalúrgica CIP e o início da lavra subterrânea ⁽¹⁵²⁾. A produção atual é de 5,2 toneladas de ouro por ano, com movimentação mensal de 80.000 toneladas de minério com teor médio de 5 g Au/t da mina subterrânea e 25.000 toneladas com teor médio de 1,2 g Au/t da mina a céu aberto.

O programa de expansão da capacidade de produção a partir de 2001 para atingir a produção anual de 7 toneladas foi revisto devido ao baixo nível de reservas provável e provada da mina e só deve ser viabilizado, no futuro, caso os trabalhos de pesquisa levem a níveis de reservas com valores satisfatórios e apropriados para expansão.

3.5.1- Características mineralógicas do ROM

Os principais minerais presentes no minério de Fazenda Brasileiro são: quartzo (32,5%), albita (24,3%) e clorita (23,0%). A proporção de minerais sulfetados (pirita, arsenopirita, pirrotita, calcopirita) varia entre 3 a 6,5% do "ROM" ⁽¹⁵³⁾.

As principais formas de ocorrência de ouro no ROM são ⁽¹⁵⁴⁾:

- a- ouro nativo preenchendo fraturas em sulfetos, principalmente pirita e arsenopirita;
- b- ouro nativo na superfície de sulfetos, formando pequenos "dentes".
- c- ouro nativo associado a fraturas em veios de quartzo.

Outra forma menos frequente de ocorrência de ouro no minério de Fazenda Brasileiro é a inclusão em arsenopirita ⁽¹⁵⁴⁾. A maior parte do ouro encontra-se, portanto, disponível à cianetação após moagem.

3.5.2- A usina hidrometalúrgica

A seguir, são apresentados a descrição sucinta das etapas de beneficiamento do minério de Fazenda Brasileiro e o fluxograma do processo (Figura 3.7).

Inicialmente o "ROM", apresentando teor médio de 5 g Au/t (densidade média de 2,84 t/m³ e densidade aparente de 1,63 t/m³), é basculado por caminhões de perfil rebaixado em moega metálica dotada de grelha fixa com abertura de 700mm. O minério é retomado através de um alimentador vibratório, dotado de grelha com abertura de 178mm, e a porção retida é alimentada a um britador de mandíbulas FAÇO 12090. Nesta etapa, o minério é britado a 178mm (7") e segue para a pilha pulmão.

A partir da pilha pulmão, o minério é retomado em túnel, por meio de alimentadores vibratórios, e encaminhado à segunda etapa de cominuição, que envolve as seguintes operações: peneiramento primário em 3/8", em peneiras vibratórias inclinadas, com "deck" de alívio de 1 3/4"; britagem secundária, em britador cônico FAÇO "Standard" 120RBG, do retido no peneiramento primário; peneiramento secundário em 3/8", em peneiras vibratórias inclinadas, com "deck" de alívio de 3/4", do produto da britagem secundária; britagem terciária, em britadores cônicos Nordberg, em circuito fechado com o peneiramento secundário. O produto da segunda etapa de cominuição consiste em minério passante em 9 mm, oriundo dos peneiramentos primário e secundário, que segue para a etapa de moagem.

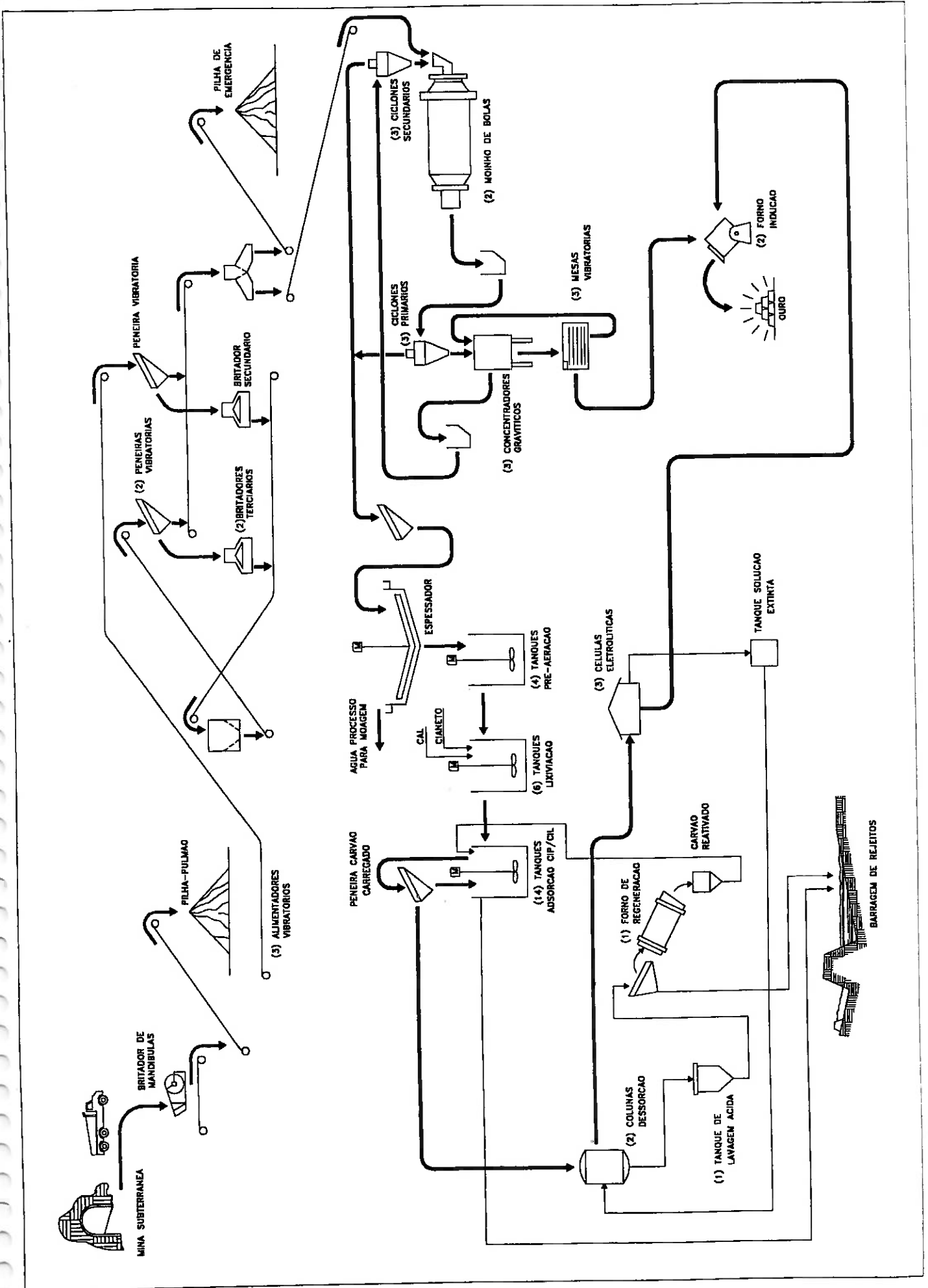


Figura 3.7 – Fluxograma de processo da usina de Fazenda Brasileiro

As etapas seguintes de beneficiamento ocorrem em duas linhas individuais de produção: a primeira delas (linha 1) trata 40 t/h de sólidos e a outra (linha 2) trata 80 t/h de sólidos.

A moagem ocorre em circuito fechado com dupla classificação em ciclones e concentração gravítica. Na linha 1, o moinho de bolas apresenta as dimensões 10x17' e os ciclones possuem diâmetro de 15". Na linha 2, o moinho de bolas apresenta as dimensões 12,5x24' e os ciclones possuem diâmetro de 26". A descarga do moinho alimenta uma primeira bateria de ciclones cujo underflow constitui-se na alimentação de concentradores centrífugos tipo Knelson e Falcon. Até fevereiro de 1998, a concentração gravítica era realizada utilizando-se jiques Denver. O concentrado obtido, constitui-se na alimentação da mesa "rougher". A próxima etapa consiste de nova concentração em uma mesa vibratória "scavenger". Os concentrados dos dois estágios de concentração em mesas são recolhidos em um filtro caixa tipo cofre. O concentrado deve apresentar um teor mínimo de 20% de Au, adequado à fundição direta. Os rejeitos de todos os equipamentos de concentração gravítica são reunidos e bombeados para a alimentação de uma segunda bateria de ciclones. O underflow da segunda ciclonagem retorna ao moinho, fechando o circuito e constituindo-se, portanto, na carga circulante deste. Os overflows das duas ciclonagens são reunidos, constituindo-se num produto com granulometria 80% passante em 74 μm , bombeados até uma peneira vibratória para eliminação de materiais estranhos à polpa (farpas, plásticos, etc) e alimentam o espessador. O overflow do espessador é água a ser recirculada ao processo, sobretudo ao circuito de moagem. O underflow do espessador, apresentando cerca de 50% de sólidos (em massa), constitui-se na alimentação da etapa de pré-aeração e cianetação.

A etapa de pré-aeração/cianetação da usina de Fazenda Brasileiro tem sido muito estudada nos últimos anos. Várias melhorias têm sido realizadas e os resultados se mostram bastante interessantes. Atualmente, o circuito é constituído de 2 tanques de pré-aeração (tempo de residência aproximado de 14 horas) a pH

10,5-11, sendo um deles com a função de adição da solução de cal hidratada. Antes de 1997, a pré-aeração estava sendo realizada em pH aproximado de 7,8 (pH da polpa original), o qual não favorece a precipitação do ferro. Esta etapa de tratamento pré-oxidativo da polpa só é importante quando se observa a elevação do teor de pirrotita no minério alimentado. Como este fato, apesar de pouco frequente, vem sendo observado para o minério de Fazenda Brasileiro, julga-se prudente, por medidas de controle do consumo estimado do agente lixiviante, manter a etapa de pré-aeração da polpa. A lixiviação é, atualmente, realizada nos dois tanques subsequentes aos tanques de pré-aeração, com tempo de residência de 14 horas. Em seguida, a adsorção em carvão ativado é realizada, com tempo de residência de 18,5 h. O tempo total de cianetação/adsorção CIL é de aproximadamente 32,5 horas. Os tanques do circuito hidrometalúrgico são dispostos em série, cada qual alimentando o subsequente por gravidade, e equipados com agitadores mecânicos e sistema de injeção de ar. O pH é ajustado por adição de cal e o ouro contido no minério é dissolvido por uma solução de cianeto de sódio.

Nos tanques de adsorção, o ouro dissolvido é adsorvido em partículas de carvão ativado apresentando granulometria na faixa de 3,33 a 0,99mm (6 a 16 mesh Tyler). Ao final do circuito, a polpa "pobre" em ouro é descarregada continuamente sobre uma peneira vibratória horizontal com tela de 0,59mm (28 mesh Tyler), com o objetivo de reter os finos de carvão carregados com ouro. A polpa passante na peneira segue para a barragem de rejeitos. A água de processo é recuperada. Efetua-se a transferência de carvão carregado do primeiro tanque de adsorção, para a recuperação do ouro nele contido. A transferência do carvão de cada tanque para o tanque imediatamente anterior é realizada através de bombeamento em contra-corrente, e ocorre o carregamento, no último tanque, de carvão regenerado ou novo. O carvão carregado é separado da polpa e lavado em peneira vibratória horizontal. A seguir, é enviado à caixa de alimentação da coluna de dessorção.

A recuperação do ouro adsorvido no carvão proveniente da adsorção é realizada em coluna de dessorção operando em regime de bateladas de carvão e em circuito fechado com células eletrolíticas. Após a dessorção, o carvão contendo impurezas (carbonatos, metais básicos), bem como algum teor de ouro residual é submetido a uma lavagem com solução de ácido clorídrico, neutralização com solução de hidróxido de sódio e lavagem com água. Posteriormente, este carvão é enviado a um forno elétrico rotativo para sua reativação e retorna ao circuito de adsorção.

Os cátodos de lã de aço carregados, periodicamente retirados das células eletrolíticas, são submetidos a uma etapa de "replating", onde ocorre a dissolução do ouro contido nos cátodos provenientes da eletrólise (neste caso, agem como anodos) e a deposição em um novo cátodo de aço inox com a consequente obtenção do produto com maior grau de pureza. Os cátodos do "replating" são manuseados para a recuperação desse ouro por fundição. O concentrado gravítico é homogeneizado com fundentes e fundido em forno elétrico de indução. O material fundido é vazado em moldes cônicos (lingotes) para a separação da escória e a formação dos "bullions".

3.5.3- Desempenho da usina hidrometalúrgica no período de 1992 a 1998

O teor de ouro no ROM apresenta-se crescente no período de 1992 a 1998 e a quantidade anual de minério tratado tem se mantido em aproximadamente 950.000 t nos últimos três anos (Figura 3.8). Entretanto, o teor de ouro no ROM apresentou uma redução bastante significativa nos três primeiros meses de 1999 (média de 4,16 gAu/t), devido ao estreitamento do corpo de minério e consequente, diluição do minério na lavra.

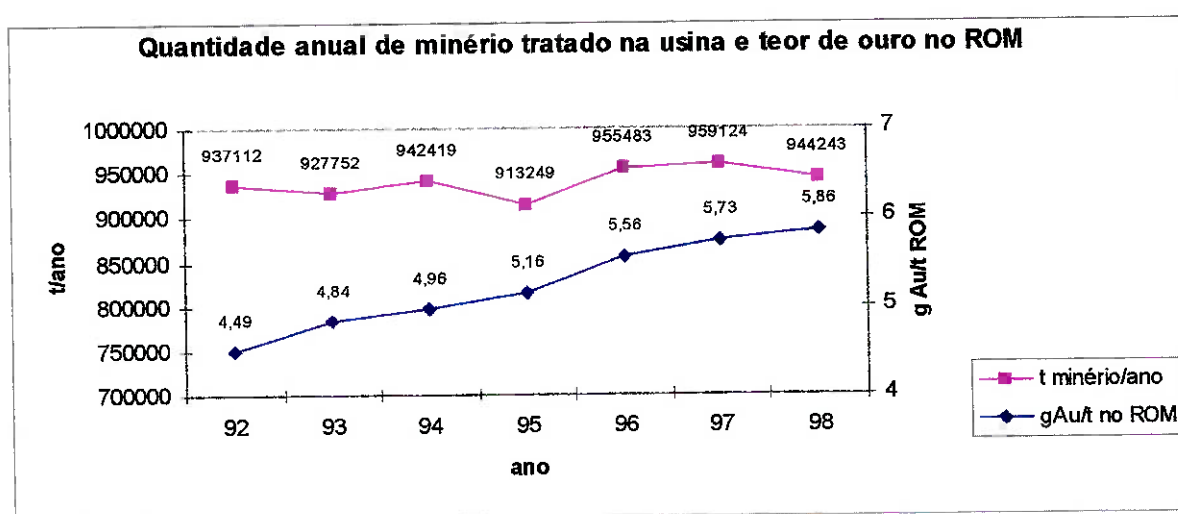


Figura 3.8- Quantidade anual de minério tratado e teor de ouro no ROM

A figura 3.9 mostra que a produção anual do metal aumentou de 1995 para 1996. Isto se deve, principalmente, à elevação do teor de ouro no ROM (Figura 3.8), já que a quantidade de minério processada e o teor de ouro no rejeito apresentaram-se, nestes anos, com valores muito próximos (Figuras 3.8 e 3.10). A produção total de ouro de Fazenda Brasileiro é composta pelas produções das usinas de lixiviação em pilhas (HL) e da lixiviação em tanques agitados, esta última objeto desta tese. A lixiviação em pilhas tem contribuído, a cada ano, com aproximadamente 250 kg Au. Na figura 3.9 são apresentadas as produções total de Fazenda Brasileiro e da usina de lixiviação em tanques. A recuperação metalúrgica também é apresentada nesta mesma figura, sendo a recuperação

total calculada com base nas perdas no sólido e no líquido (ouro solúvel) e a recuperação no sólido devido, somente, à perda no sólido.

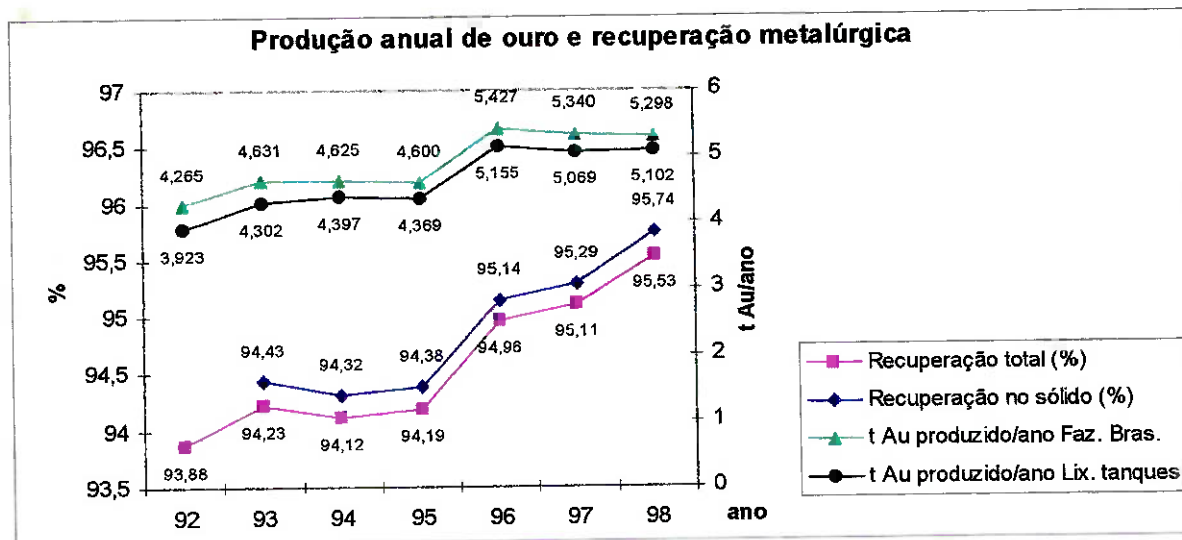


Figura 3.9- Produção anual de ouro e recuperação metalúrgica

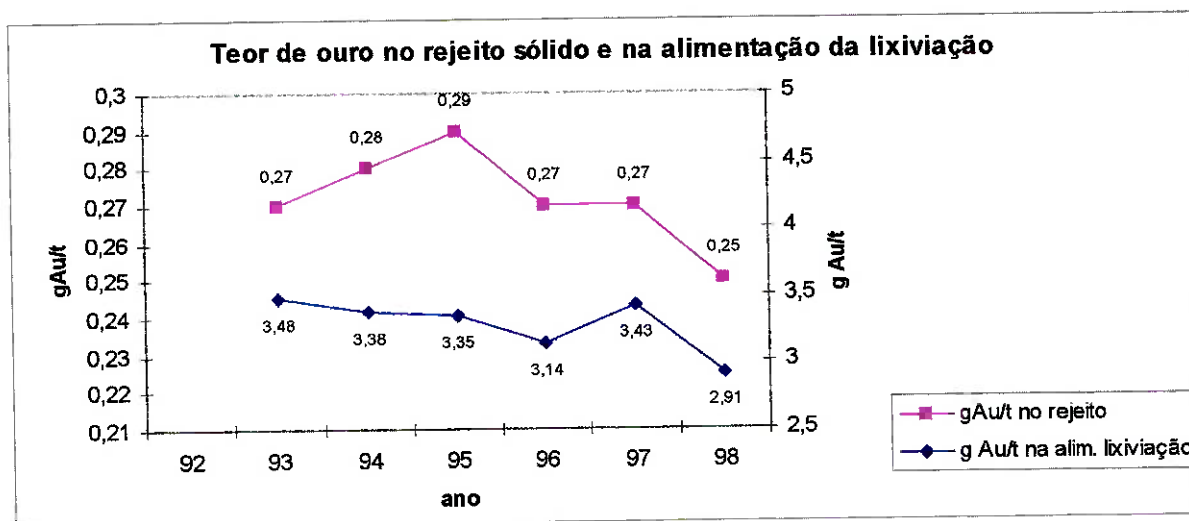


Figura 3.10- Teores de ouro no rejeito sólido e na alimentação da lixiviação

O teor de ouro no rejeito apresentou diminuição em 1998 (Figura 3.10), resultado do trabalho de melhoria do processo de cianetação/adsorção, desenvolvido a partir de junho/1997 (Figura 3.11), quando foi iniciada a adição estagiada de cianeto de sódio nos tanques de lixiviação e houve o aumento de 7

horas no tempo de residência do circuito. Estas ações de modificações no circuito foram consequências da Dissertação de Mestrado (Avaliação do circuito hidrometalúrgico de Fazenda Brasileiro) desenvolvida pela Autora.

A figura 3.11 apresenta, em detalhes, a evolução dos teores de ouro no rejeito sólido de janeiro/1997 a dezembro/1999 e sua relação com a concentração de cianeto após 21 horas de cianetação. Meses em que tal procedimento de monitoramento e controle da concentração de cianeto não foi rigorosamente seguido e/ou o tempo adicional requerido de 7 horas de lixiviação não foi praticado (por condições dos agitadores ou outros motivos) mostram a ocorrência de perdas de ouro cianetável no rejeito sólido.

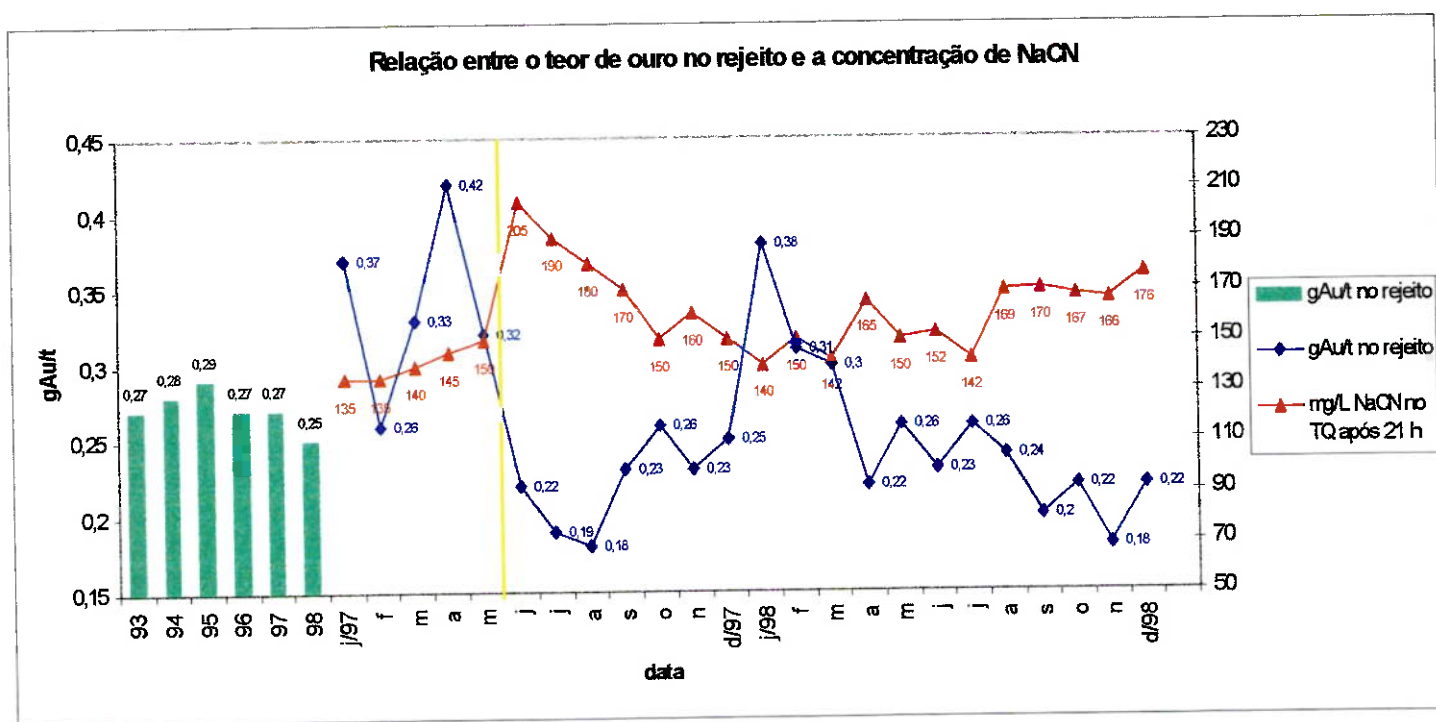


Figura 3.11- Relação entre o teor de ouro no rejeito e a concentração de NaCN na lixiviação

O valor médio do teor de ouro no rejeito no período de junho/97 a dezembro/98 apresenta-se em 0,22 gAu/t (excluídos dados referentes ao período de janeiro a março/1998).

Na figura 3.12 é apresentada a evolução da recuperação gravítica de Fazenda Brasileiro de 1992 a 1998. Com a instalação de concentradores centrífugos tipo Knelson (2 equipamentos) e Falcon (1 equipamento) em substituição aos jigsawes Denver, foi possível recuperar uma maior parcela do ouro presente na alimentação da moagem, a partir de março/1998. Este aumento de recuperação pela aplicação de métodos gravíticos teve, por consequência, a redução do teor de ouro alimentado à lixiviação (Figura 3.10).

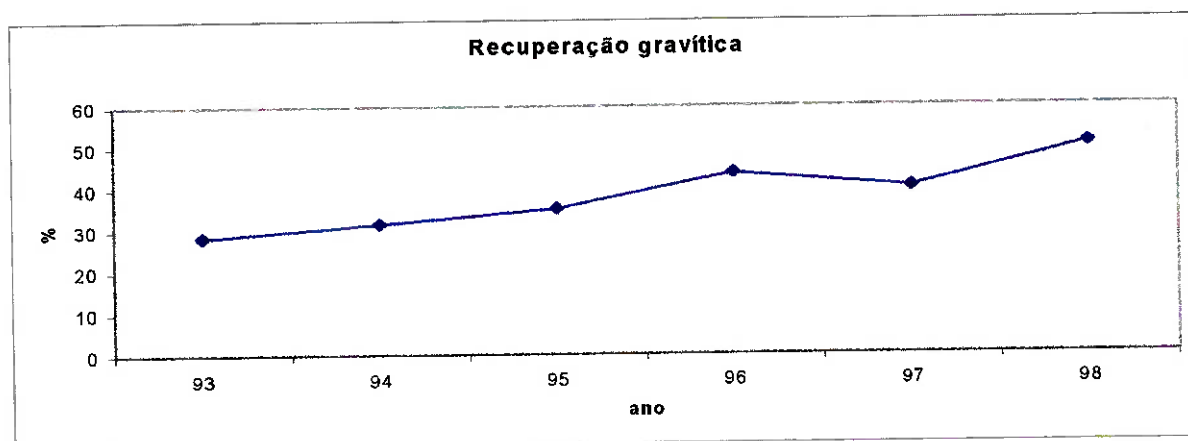


Figura 3.12- Recuperação gravítica

O custo operacional "cash" (custo que não inclui depreciação) tem se mostrado decrescente entre 1995 e 1998, conforme apresentado na figura 3.13.

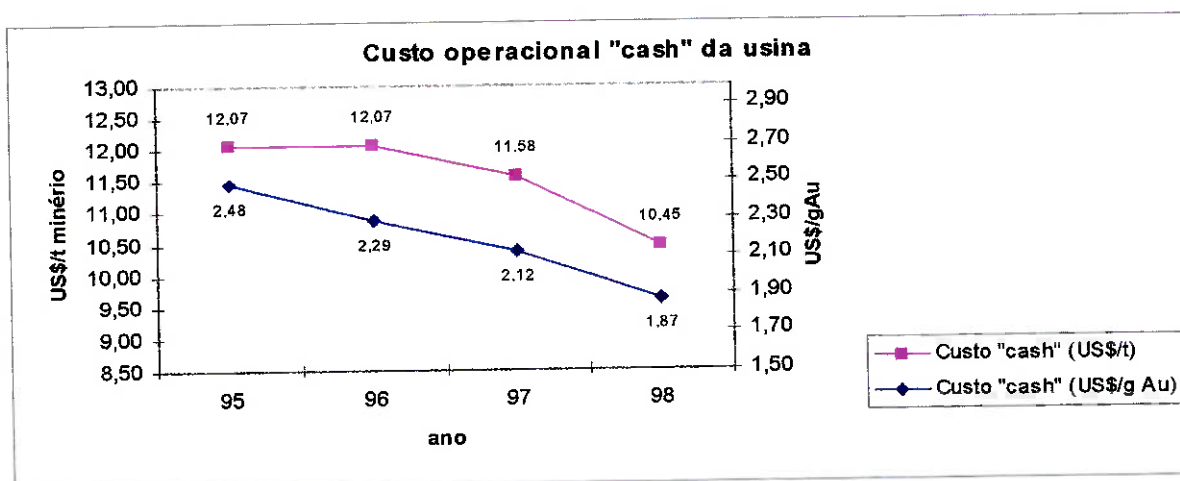


Figura 3.13- Custo operacional "cash" da usina de Fazenda Brasileiro

Os valores dos custos foram corrigidos ano a ano pela inflação do dólar para que a comparação entre custos seja realizada corretamente ⁽¹⁴⁴⁾. Programas enérgicos de redução dos custos operacionais vêm sendo desenvolvidos ao longo dos anos.

A produtividade expressa como g Au produzido/US\$ gasto na produção tem se mostrado crescente, já que os custos operacionais têm diminuído e a produção do metal, de 1996 a 1998, tem se mantido aproximadamente constante. A figura 3.14 apresenta os resultados de produtividade por um período de 4 anos. A produtividade também pode ser medida através da relação gAu gasto/gAu produzida. Neste caso, os custos operacionais em moeda americana são transformados em massa do metal conforme cotação mundial do ouro. Observa-se, neste caso, que, apesar da queda da cotação de ouro de 1996 (US\$ 331.02/oz) para 1997 (US\$ 331.02/oz) e 1998 (US\$ 295.14/oz), houve ganho de produtividade.

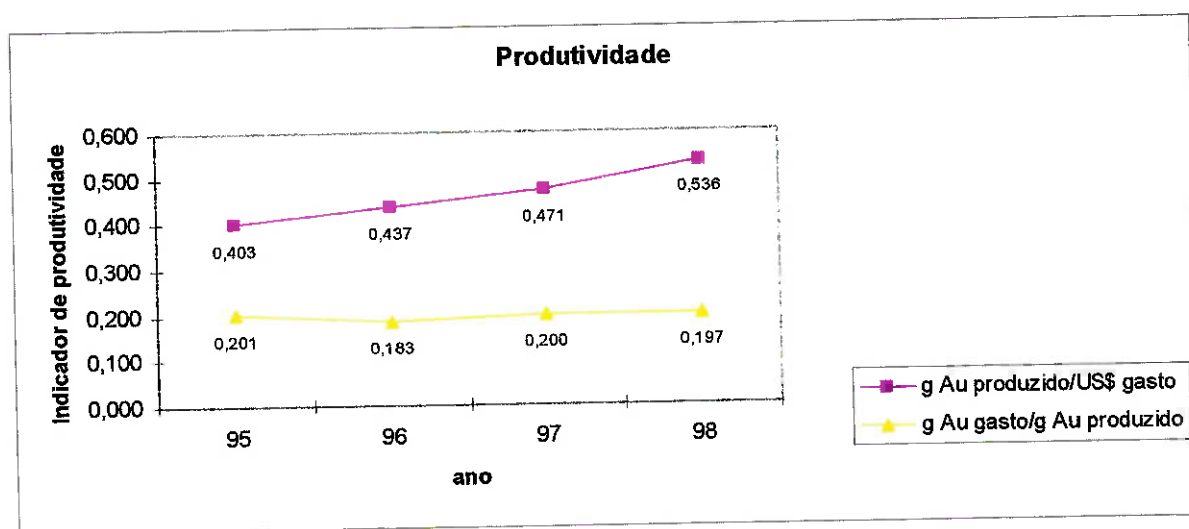


Figura 3.14- Produtividade da usina de Fazenda Brasileiro

4 - A LIXIVIAÇÃO EM TANQUES AGITADOS E A ADSORÇÃO EM CARVÃO ATIVADO

4.1- OS CIRCUITOS DE CIANETAÇÃO E ADSORÇÃO DE FAZENDA BRASILEIRO

Atualmente, o circuito da usina de Fazenda Brasileiro é constituído por duas linhas individuais de lixiviação/adsorção em carvão ativado que compreendem, cada uma, dois tanques de pré-aeração a pH entre 10,5 e 11,0 (tempo de residência de 14 h), dois tanques de lixiviação (tempo de residência de 14 h) seguidos de tanques de adsorção CIL (tempo de residência de 18,5 h), totalizando um tempo total de contato entre o minério e o agente lixiviante de 32,5 h. A Figura 4.1 mostra uma visão geral da unidade de lixiviação/adsorção da usina de Fazenda Brasileiro. As linhas 1 e 2 tratam cerca de 40 e 80 t/h de sólidos, respectivamente.



Figura 4.1- Vista dos tanques de lixiviação/adsorção CIL da linha 2 da usina de Fazenda Brasileiro

As modificações no circuito original ⁽⁵²⁾ foram iniciadas a partir de junho/1997, de forma gradual, com a substituição de tanques de cianetação por adsorção CIL, e a realização da adição de cianeto, em dois estágios, nos tanques.

Os resultados positivos obtidos através destas modificações referentes à redução das perdas de ouro cianetável com conseqüente diminuição do teor de ouro no rejeito foram vistos na figura 3.11. A partir daí, ações têm sido desenvolvidas para garantir a manutenção dos resultados alcançados e otimizações vêm sendo experimentadas visando aumentar cada vez mais a produtividade da unidade.

A figura 4.2 mostra, em detalhes, a atual configuração do circuito de Fazenda Brasileiro.

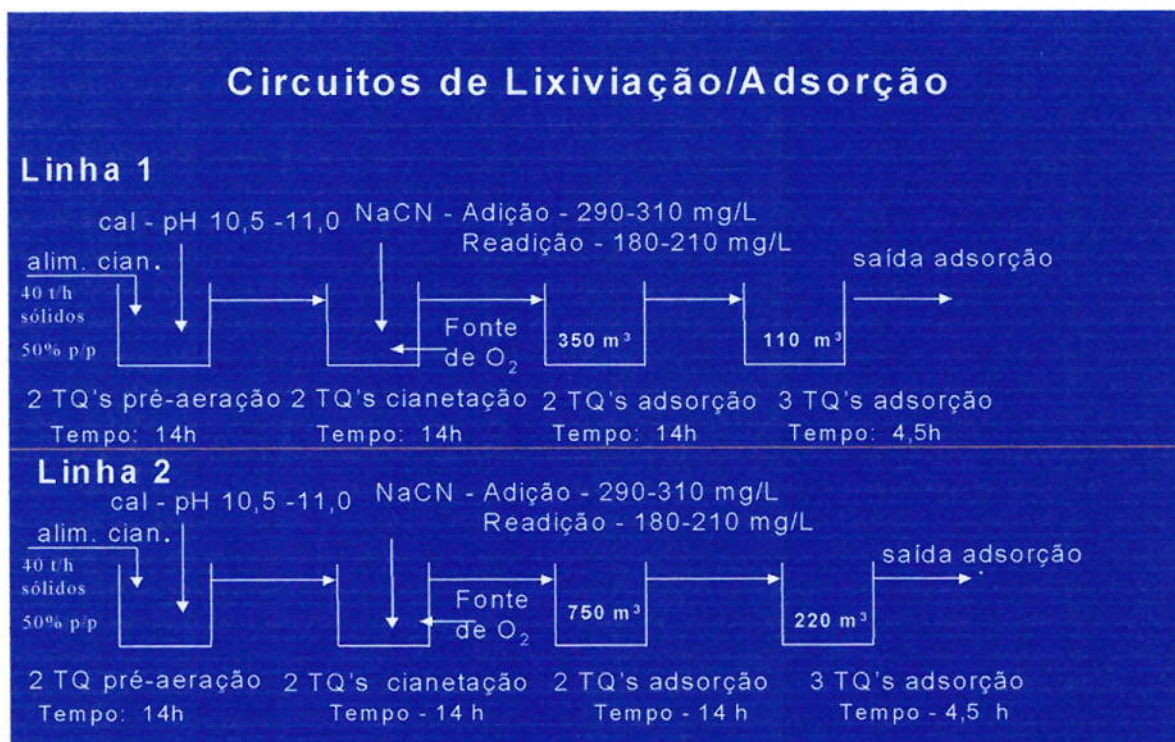


Figura 4.2- Configuração atual das duas linhas de cianetação/adsorção de Fazenda Brasileiro

4.2- CARACTERIZAÇÃO QUÍMICA E MINERALÓGICA DO MINÉRIO NA ALIMENTAÇÃO DA LIXIVIAÇÃO

O conhecimento detalhado das características químicas e mineralógicas do minério, as variações possíveis da composição dos minerais presentes e a influência de certos minerais no processo de beneficiamento são informações preciosas para a melhoria da produtividade em usinas de ouro.

4.2.1- Objetivo

Determinar a composição química e mineralógica do minério que alimenta a cianetação da usina de Fazenda Brasileiro, por um período longo de tempo, a fim de identificar relações entre o comportamento hidrometalúrgico e as características inerentes ao minério.

4.2.2- Metodologia

a- Foram tomadas amostras incrementais de minério na alimentação da lixiviação nos meses de outubro/1997, janeiro/1998 e janeiro/1999.

b- As amostras, uma para cada mês, foram compostas durante 30 dias através de incrementos turno a turno com o objetivo de se obter representatividade do minério do circuito. A granulometria original foi mantida (80% - 74 μm).

c- Cada amostra (massa total de aproximadamente 40 kg) foi homogeneizada e quarteada até a obtenção de uma sub-amostra de 500 g.

d- A análise química elementar de cada amostra foi realizada utilizando-se os métodos convencionais de análises por via úmida, fusão e copelação, espectrofotometria de absorção atômica e plasma, dependendo do teor do

elemento em estudo na amostra, da precisão requerida e da disponibilidade de método para análise.

e- A identificação dos minerais presentes foi realizada utilizando-se microscópio eletrônico de varredura (MEV) e microscópio óptico petrográfico.

f- A quantificação da composição mineralógica das amostras foi realizada utilizando-se a observação petrográfica, a difratometria de raios-X e os resultados da análise química das amostras.

g- O tamanho e o grau de liberação foram determinados por microscopia óptica das seções polidas. Para exposição do ouro nas amostras de minério, foram realizados ensaios de concentração densitárica em bromofórmio com centrifugação, para que as partículas do metal pudessem ser estudadas.

h- A composição química média das partículas de ouro presentes na alimentação da cianetação foi obtida em microscópio eletrônico de varredura Phillips XL-30, com detector de elétrons retroespalhados e aceleração de feixe de 20kV.

i- As determinações da análise química elementar, da composição mineralógica, do tamanho, grau de liberação e composição química média das partículas de ouro foram realizadas pela Gerência Geral de Tecnologia - CVRD/GETEK, para esta tese de doutoramento, tendo em vista que, até janeiro/96, a caracterização do minério de Fazenda Brasileiro se restringia ao "run-of-mine" ^(106,107) e diagnósticos de lixiviação do rejeito do circuito hidrometalúrgico ^(150,151).

4.2.3- Resultados e Discussão

As caracterizações química e mineralógica das três amostras estudadas referentes aos meses de outubro/97, janeiro/98 e janeiro/99 são apresentadas e discutidas a seguir.

Os resultados da análise química elementar são mostrados na tabela 4.1, bem como o método analítico utilizado.

Tabela 4.1 - Composição elementar do minério na alimentação da cianetação de Fazenda Brasileiro

Elemento	Unidade	Método de Análise	Outubro/97 ⁽¹⁵⁵⁾	Janeiro/98 ⁽¹⁵⁶⁾	Janeiro/99 ⁽¹⁵⁷⁾
Si	%	Plasma	22,3 ± 1,0	22,0 ± 2,5	25,2 ± 2,0
Fe	%	Plasma	11,4 ± 0,5	12,8 ± 0,5	11,5 ± 0,6
Al	%	Plasma	5,3 ± 0,3	5,2 ± 0,3	5,4 ± 0,3
Ca	%	Plasma	4,9 ± 0,3	5,3 ± 0,3	4,2 ± 0,3
S	%	Leco - Carbono/Enxofre	2,2 ± 0,1	1,1 ± 0,1	2,1 ± 0,1
C total	%	Leco - Carbono/Enxofre	1,8 ± 0,2	2,0 ± 0,2	1,4 ± 0,2
Mg	%	Plasma	1,7 ± 0,1	1,8 ± 0,1	1,1 ± 0,1
As	%	Plasma	0,82 ± 0,10	0,38 ± 0,10	0,76 ± 0,10
Cu	%	Plasma	0,03 ± 0,001	0,02 ± 0,001	0,02 ± 0,001
Zn	%	Absorção Atômica	0,02 ± 0,001	0,02 ± 0,001	0,02 ± 0,001
Au	g/t	Fusão/copelação	3,52 ± 0,15	4,26 ± 0,15	2,51 ± 0,15
Pb	g/t	Absorção Atômica	<50	<50	<50
Ni	g/t	Plasma	15 ± 1	15 ± 1	15 ± 1
Sb	g/t	Absorção Atômica	1 ± 0,10	1 ± 0,10	1 ± 0,10
Ag	g/t	Absorção Atômica	<1	<1	<1

Os principais elementos químicos presentes no minério de Fazenda Brasileiro são silício, ferro, alumínio, cálcio e enxofre, que totalizam aproximadamente 47% da composição elementar total e se apresentam praticamente constantes nas três amostras estudadas.

Nota-se que os valores de concentração de cobre no minério mostraram-se muito pouco expressivos (aproximadamente 0,03 % de Cu).

Diferenças entre as concentrações de enxofre e arsênio podem ser observadas na tabela 4.1 entre as amostras estudadas de outubro/97 (S= 2,2%; As= 0,82%) e janeiro/99 (S= 2,1% e As= 0,76%) em relação à amostra de janeiro/98 (S= 1,1%; As= 0,38%). Isto fornece indicações de que ocorrem variações na proporção dos minerais sulfetados presentes no minério e que, por consequência, atenção especial deve ser dada às possíveis interferências destes minerais no processo de lixiviação do metal.

Os resultados da **análise mineralógica** são apresentados na tabela 4.2.

Tabela 4.2- Composição mineralógica na alimentação da cianetação de Fazenda Brasileiro (% em peso)

Minerais	Fórmula Estrutural	Outubro/97 ⁽¹⁵⁵⁾	Janeiro/98 ⁽¹⁵⁶⁾	Janeiro/99 ⁽¹⁵⁷⁾
Quartzo	SiO ₂	24 ± 2	25 ± 2	31 ± 2
Clorita	(Mg,Al,Fe) ₁₂ [(Si,Al) ₈ O ₂₀](OH) ₁₆	25 ± 2	23 ± 2	23 ± 2
Albita	NaAlSi ₃ O ₈	23 ± 2	21 ± 2	20 ± 2
Calcita, dolomita	CaCO ₃ ; CaMg(CO ₃) ₂	12 ± 1	17 ± 1	10 ± 1
Biotita	K ₂ (Mg,Fe) ₄₋₆ Al(Fe,Al,Ti) ₀₋₂ [Si ₅₋₆ Al ₂₋₃ O ₂₀](OH,F) ₄	3 ± 0,5	1,1 ± 0,5	1,8 ± 0,5
Muscovita	K ₂ Al[Si ₆ Al ₂ O ₂₀](OH,F) ₄	1±0,1	1±0,1	-
Caolinita	Al ₄ [Si ₄ O ₁₀](OH) ₈	r	0,8	r
Pirita	FeS ₂	2,0	r	2,9
Pirrotita	Fe _(1-x) S	1,7	2,3	1,3
Arsenopirita	FeAsS	1,6	0,8	1,8
Calcopirita	CuFeS ₂	r	r	r
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	rr	rr	rr
Calcosita	CuS	rr	rr	rr
Marcassita	FeS ₂	rr	rr	rr
Ilmenita	FeTiO ₃	t	3,9	0,9
Hematita	Fe ₂ O ₃	r	r	r
Carbono orgânico	C	t	0,4	0,4

t: traços (<1%) r: raro (<0,1%) rr: raríssimo -: mineral não analisado

Os principais minerais presentes na alimentação da cianetação são o quartzo, a albita e a clorita (silicatos) e representam aproximadamente 80% da composição mineralógica total. Ao compararmos os resultados obtidos na tabela

4.2 com os dados históricos de caracterização mineralógica do ROM ⁽¹⁵³⁾ observa-se que a concentração destes minerais (quartzo, albita e clorita) permanece praticamente invariante ao longo do tempo de operação da usina de Fazenda Brasileiro.

Os principais minerais sulfetados presentes no minério de Fazenda Brasileiro são a pirita, a arsenopirita e a pirrotita. Outros minerais sulfetados, como a calcopirita, calcosita, bornita e marcassita, apresentam-se em concentrações muito baixas no minério.

O carbono orgânico apresenta-se em concentrações baixas nas amostras estudadas. Teores de 0,4% de carbono orgânico são frequentes. O minério de Fazenda Brasileiro contém, portanto, matéria carbonosa pouco ativa no sentido de adsorver o cianocomplexo de ouro. Este dado é confirmado pelo resultado de diagnóstico de lixiviação ^(150,151) do rejeito da usina hidrometalúrgica, que indica que, apenas 0 a 10% do ouro contido no rejeito encontra-se adsorvido em matéria carbonosa.

A caracterização do grão de ouro compreendeu as determinações da composição química média da partícula de ouro, do tamanho e do grau de liberação da partícula.

A composição química média das partículas apresenta-se com 93,2% de ouro e 6,8% de prata ⁽¹⁵⁷⁾. Exceção a isto ocorreu em apenas uma partícula, onde foi observada uma liga de ouro com 11,8% de cobre e traços de prata. Até então, não havia sido observada qualquer liga de ouro, prata e cobre no minério de Fazenda Brasileiro. A maioria das pintas de ouro apresenta-se com formas, em geral, alongadas e bordas embainhadas.

Os resultados da determinação do tamanho do grão de ouro e o grau de liberação da partícula são apresentados na tabela 4.3 e se referem à

determinação mais recente de janeiro/1999. Utilizou-se o conceito de diâmetro equivalente, que corresponde ao diâmetro de um círculo de mesma área da pinta, ou seja diâmetro equivalente = $2 \times (\text{área partícula} / \pi)^{1/2}$. O termo semi-incluso é utilizado para pintas com área exposta menor que 50% (parcialmente confinada), enquanto que exposto é utilizado para pintas com área exposta maior que 50% (157). Foram identificadas 16 pintas de ouro sendo 6 delas de partículas liberadas. Associações com grãos de quartzo e arsenopirita foram observadas na amostra de alimentação da cianetação.

Tabela 4.3- Caracterização do ouro na alimentação da cianetação (157)

Dimensão (μm)		Área (μm^2)	Diâmetro equivalente (μm)	% partícula hospedeira	Posicionamento da partícula
maior	menor				
3,02	2,60	4,62	2,43	100	Liberado
9,40	3,28	13,53	4,15	100	Liberado
9,47	2,96	13,75	4,18	80	Exposto, arsenopirita
5,76	4,09	13,78	4,19	5	Incluso, arsenopirita
6,66	3,90	14,23	4,26	20	Exposto, arsenopirita
5,44	4,37	14,81	4,34	100	Liberado
10,36	8,71	48,87	7,89	2	Incluso, arsenopirita
11,69	7,83	61,35	8,84	2	Incluso, arsenopirita
13,21	6,78	63,60	9,00	10	Incluso, silicatos
30,35	20,23	117,09	12,21	10	Exposto, arsenopirita
24,68	14,23	165,00	14,49	100	Liberado
27,93	19,53	210,80	16,38	100	Liberado
39,41	35,65	390,90	22,31	30	Exposto, arsenopirita
35,27	26,67	412,75	22,92	10	Incluso, silicatos
46,48	22,24	643,67	28,63	100	Liberado
107,92	55,30	976,32	35,26	30	Semi-incluso, arsenopirita

4.3– INFLUÊNCIAS DA MINERALOGIA NOS RESULTADOS DO CIRCUITO HIDROMETALÚRGICO

Sabe-se das influências marcantes das características químicas e mineralógicas do minério a ser lixiviado e dos efeitos deletérios significativos que podem gerar para os resultados de recuperação metalúrgica do metal e consumo de reagentes descritos no item 2.4.3.

Para a usina de Fazenda Brasileiro a influência da mineralogia sobre a recuperação metalúrgica e o consumo de reagentes é discutida a seguir.

4.3.1- A presença de cobre em solução

Em amostras líquidas do circuito de lixiviação de Fazenda Brasileiro, submetidas a análises de cobre solúvel, por absorção atômica, observam-se concentrações entre 12 e 20 mg Cu/L.

Este cobre dissolvido corresponde à parcela de cobre contido no minério que alimenta a cianetação, principalmente na forma de calcopirita (tabela 4.2). Com base na solubilidade da calcopirita (tabela 2.4) igual a 5,6% em soluções cianetadas e na faixa de concentração observada de cobre solúvel (entre 12 e 20 mg Cu/L), espera-se que o conteúdo de cobre no minério de Fazenda apresente-se entre 0,02 e 0,04% no minério de Fazenda Brasileiro. Esta faixa esperada de concentração de cobre no minério é confirmada pelo resultado de 0,02 a 0,03% de Cu obtido na análise elementar (tabela 4.1).

Fica claro aqui que, no caso de Fazenda Brasileiro, a presença de pequenas quantidades de calcopirita (mineral com solubilidade limitada em soluções de cianeto) resulta em concentrações de cobre solúvel bastante significativas (de ordem dos valores observados para o ferro) que acabam por contribuir para gerar consumo de cianeto. Felizmente, a presença de cobre no

minério tem se mantido praticamente constante desde o início de operação desta unidade. Sabe, que o cobre é um alto consumidor de cianeto estando presente até mesmo no produto final e que não pode ser oxidado e precipitado como o ferro em sistemas de lixiviação (item 2.4.1).

4.3.2- A evolução da concentração dos minerais sulfetados de ferro

Grandes variações de concentração dos minerais sulfetados têm sido observadas ao longo do tempo. A figura 4.3 mostra a concentração de minerais sulfetados no minério de Fazenda Brasileiro desde 1993.

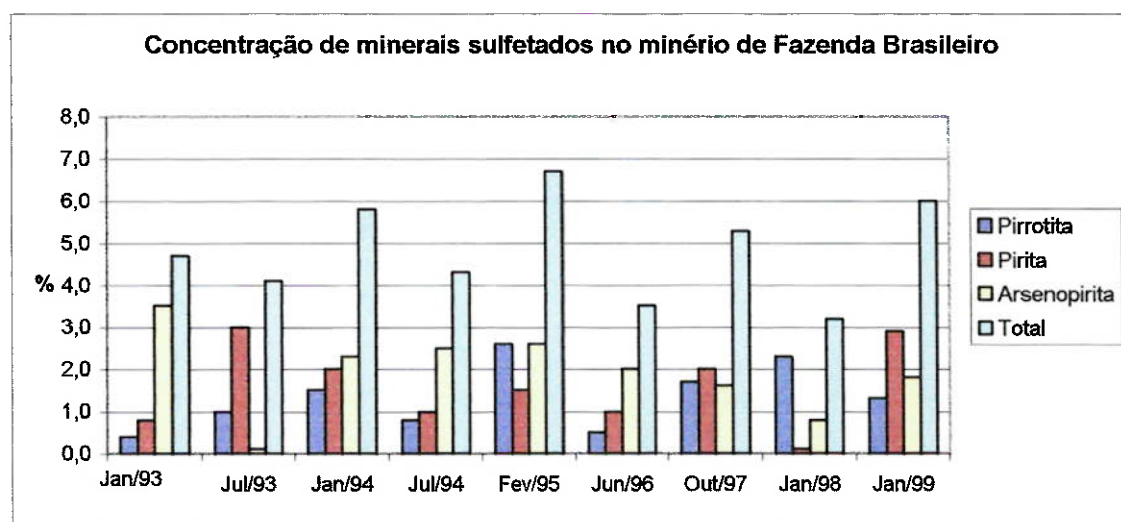


Figura 4.3- Concentração de minerais sulfetados no minério de Fazenda Brasileiro

Os dados de 1993 a fevereiro/1995 se referem à caracterização mineralógica do ROM. A partir de junho/1996, os resultados correspondem à avaliação de amostras de minério na alimentação da lixiviação. A composição mineralógica do ROM e do minério a ser lixiviado são comparáveis, apesar da existência da operação de concentração gravítica que antecede a lixiviação. A quantidade de minerais sulfetados contidos no concentrado gravítico que deixa de compor o minério a ser lixiviado é muito pouco significativa (700 kg de concentrado/mês comparado a 80.000 toneladas de minério processado mensalmente).

A figura 4.4 mostra a proporção entre os minerais sulfetados contidos no minério de Fazenda Brasileiro. Variações bastante significativas podem ser observadas.

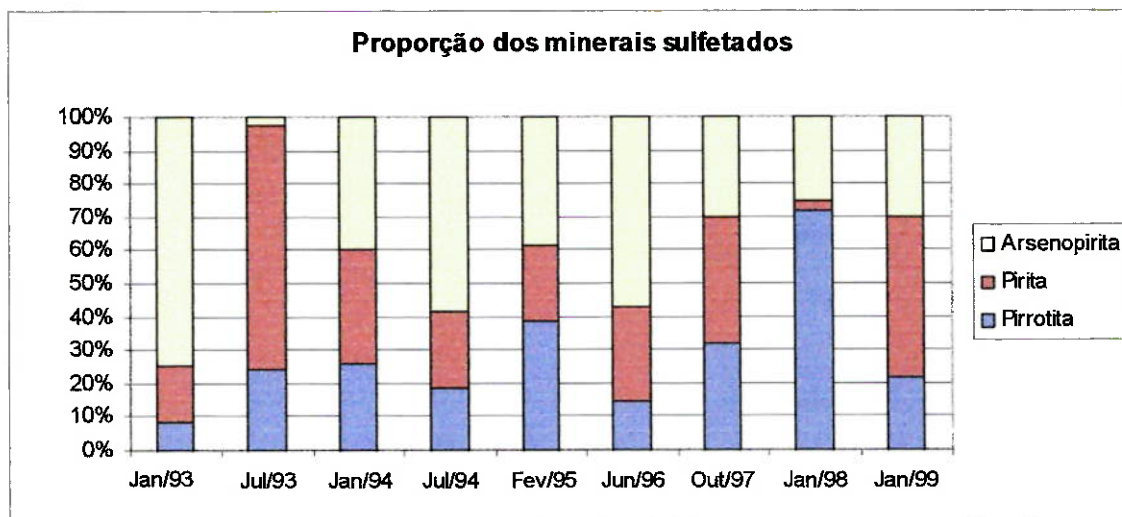


Figura 4.4- Proporção de minerais sulfetados no minério de Fazenda Brasileiro

A pirita e a arsenopirita são bastante estáveis em solução de cianeto (tabela 2.4), e portanto, apresentam propriedades cianicidas pouco expressivas. Já a pirrotita, mostra-se muito solúvel nas condições de lixiviação e então, apresenta-se como um mineral consumidor de cianeto e oxigênio em potencial (tabela 2.4). A concentração de pirrotita no minério de Fazenda Brasileiro, de acordo com os dados da figura 4.3, apresenta-se com valores entre 0,4 e 2,6% e a concentração total de minerais de ferro sulfetados no minério varia entre 3 e 6,5%.

4.3.3- A presença de ferro e sulfetos solúveis

Devido às expressivas variações na proporção dos principais minerais sulfetados no minério de Fazenda Brasileiro (pirita, arsenopirita e pirrotita) (figuras 4.3 e 4.4) e nas diferenças de solubilidade destes minerais (tabela 2.4) é de se esperar que ocorram variações nos resultados de recuperação e no consumo de reagentes, dependendo das características mineralógicas do minério. Estas variações nos resultados, entretanto, podem ser minimizadas através do

entendimento da amplitude das variações mineralógicas e do planejamento adequado do circuito hidrometalúrgico para operar adequadamente dentro destas variações. Obviamente, existem limitações econômicas de configuração do circuito e de composição mineralógica do próprio minério.

Devido à necessidade de se identificar a presença de sulfetos de ferro reativos no minério submetido à lixiviação e ao longo tempo envolvido na execução de determinações mineralógicas, a usina de Fazenda Brasileiro tem analisado a concentração de ferro no licor de lixiviação a cada turno. A solubilidade dos minerais reativos pode ser avaliada através da quantidade de ferrocianeto formado durante a cianetação. A interpretação dos resultados de determinação analítica do ferro solúvel, por espectrofotometria de absorção atômica, na solução do circuito de cianetação fornece uma indicação da presença de ferrocianeto. Valores entre 5 e 60 mg/L têm sido encontrados, dependendo da composição mineralógica do minério, do pH, da concentração de oxigênio na polpa e do tempo de pré-aeração.

Determinações qualitativas de ferrocianeto e sulfocianeto são realizadas. O resultado para sulfocianeto é, em sua imensa maioria, negativo. A oxidação do sulfeto a sulfato é satisfatória e o consumo de cianeto devido à presença de sulfetos solúveis na polpa é extremamente minimizado.

Até maio/1997, a pré-aeração da polpa era realizada entre pH 7,8-8,2 (pH resultante do minério, em meio aquoso, na ausência de cianeto) e durante 21 horas. A pré-aeração deste minério, neste pH (fora da faixa indicada para realização da pré-aeração), provoca a solubilização das espécies sólidas em meio aquoso (minerais sulfetados) gerando ferro e sulfetos solúveis na polpa. A partir de estudos realizados pela Autora e apresentados em Dissertação de Mestrado, a pré-aeração passou a ser realizada na faixa de pH de 10,5-11 e durante 14 horas, sendo o primeiro tanque utilizado para a adição de cal. Valores de ferro solúvel médios de 20 mg/L para as condições de pré-aeração anteriores eram

encontrados, enquanto que, com as mudanças realizadas, valores inferiores a 15 mg/L são comuns.

A tabela 4.4 mostra, claramente, a relação existente entre a concentração de pirrotita no minério e o consumo de cianeto.

Tabela 4.4- Relação entre o tipo de mineral sulfetado e o consumo de cianeto

Coleta das amostras	Out/97	Jan/98	Jan/99
Concentração de pirrotita (%)	1,7	2,3	1,3
Concentração de pirita (%)	2,0	r (<0,1)	2,9
Concentração de arsenopirita (%)	1,6	0,8	1,8
Total (%)	5,3	3,2	6,0
Consumo de cianeto (gNaCN/t)	868	1050	623

Nota-se que, apesar do menor valor de concentração total de minerais sulfetados em janeiro/98, o consumo de cianeto de sódio foi o maior das três amostras estudadas. Os valores de cianeto correspondem aos valores médios obtidos na operação industrial no referido mês, já que as amostras foram compostas durante o mesmo período. O consumo médio nos anos de 97, 98 e até meados de 99 situa-se aproximadamente em 600 gNaCN/t de minério tratado.

4.3.4- Correlação empírica entre a concentração de ferro solúvel na lixiviação e o consumo de cianeto

Em alguns momentos ou mesmo em períodos consideravelmente longos (alguns dias), observava-se aumento de consumo de cianeto de sódio no circuito hidrometalúrgico sem que houvesse qualquer alteração das variáveis de processo como vazão da fonte de oxigênio, tempo e pH de pré-aeração, dentre outras. Nestas ocasiões, atribua-se a causa do aumento de consumo do lixivante a alguma alteração das características mineralógicas do minério, sem entretanto, poder-se provar tal afirmação.

As análises de ferro solúvel durante a lixiviação iniciaram-se com a finalidade de possibilitar a identificação de possíveis variações nas características mineralógicas do minério e possibilitaram, com o decorrer da coleta de dados, o estabelecimento de uma correlação empírica entre a concentração de ferro solúvel e o consumo de cianeto.

Com o objetivo de se prever o consumo de cianeto de sódio através da medida da concentração de ferro solúvel na lixiviação procedeu-se à determinação empírica da equação matemática que melhor relaciona as variáveis estudadas.

Metodologia

a- A influência da concentração de ferro no consumo de cianeto de sódio da usina de Fazenda Brasileiro foi estudada com base no levantamento dos dados de operação do circuito hidrometalúrgico no período de maio/98 a março/99 para a linha 2 de cianetação. Para a linha 1, o período estudado foi de maio/98 a dezembro/98. Os dados são apresentados no Anexo A.

b- A equação matemática foi obtida através de regressão linear múltipla (método dos mínimos quadrados) realizada com a planilha eletrônica Excel.

c- O coeficiente de correlação é calculado e fornece a informação de ajuste dos dados experimentais ao modelo de correlação proposto. Valores próximos de 1 indicam que a diferença entre os valores de y estimados e os calculados são pequenos, ou seja, existe boa correlação entre os dados estudados.

Resultados e Discussão

A expressão matemática resultante da modelagem do processo de cianetação/adsorção é apresentada na equação (4.1) e representada na figura 4.5:

$$\text{g NaCN/t} = 11,023 [\text{Fe}]_{\text{solúvel}} + 450,73 \quad (4.1)$$

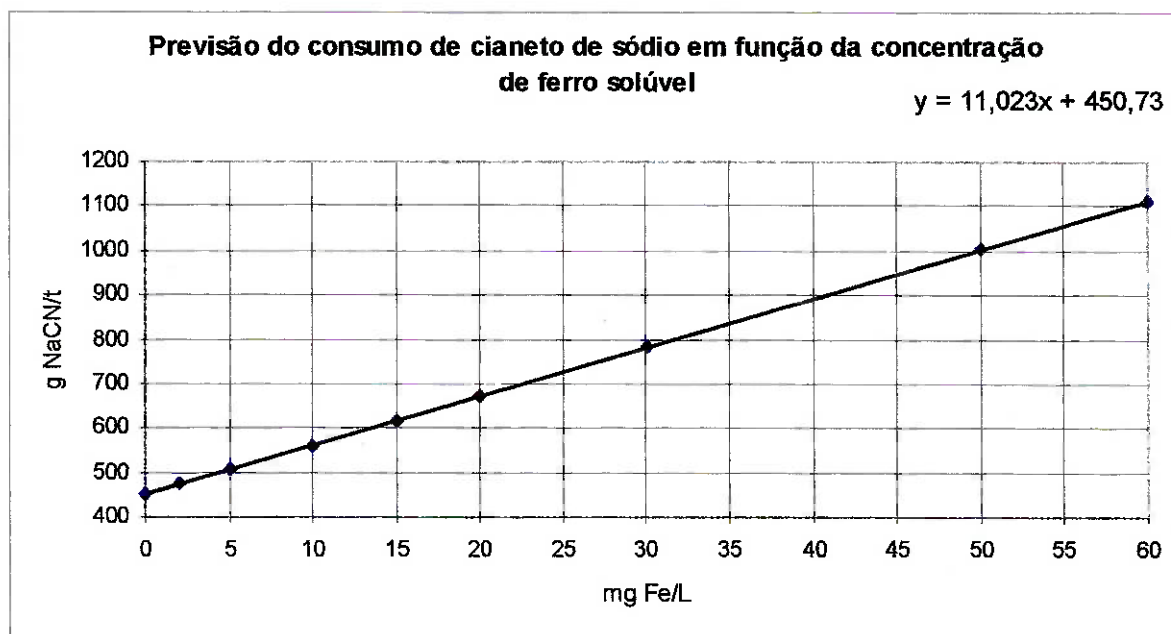


Figura 4.5- Previsão do consumo de cianeto a partir da concentração de ferro solúvel

A correlação matemática obtida torna possível prever o consumo do lixiviante a partir dos dados de análise de ferro solúvel, sem a necessidade de se aguardar os resultados da caracterização mineralógica, que, em geral demandam recursos financeiros e tempo. Assim, pode-se verificar possíveis variações provocadas por diferenças na mineralogia do minério no que se refere aos minerais sulfetados.

No Anexo A são apresentados os resultados observados e calculados pela equação (4.1). A correlação empírica obtida tem aplicação restrita ao processo em estudo. O ajuste adequado da equação matemática obtida (g NaCN/t calculado) aos resultados experimentais (g NaCN/t observado), pode ser melhor visualizado na figura 4.6.

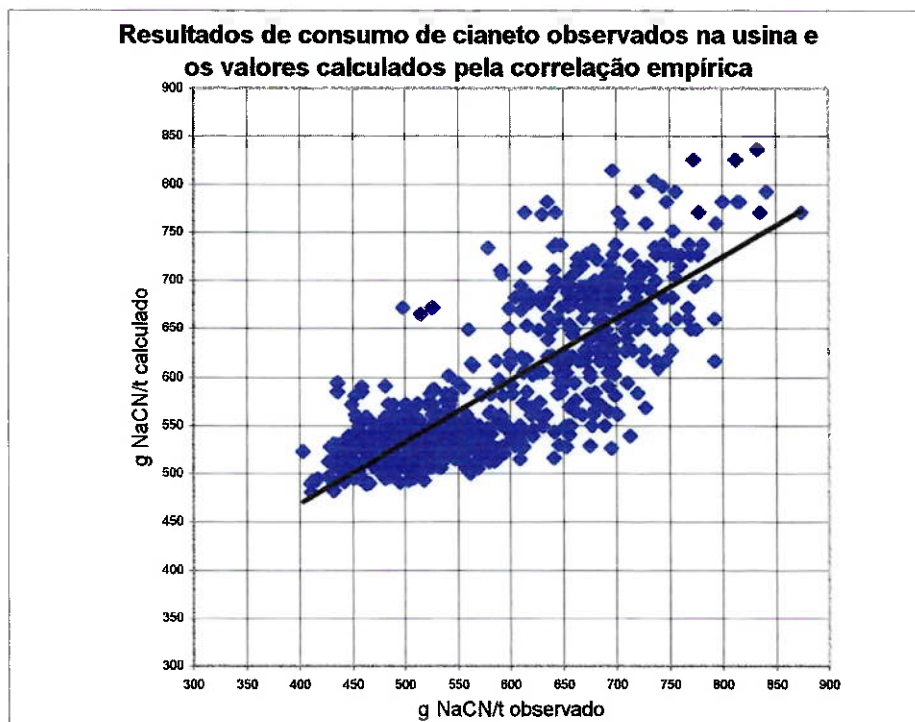


Figura 4.6- Comparação entre os valores reais e calculados pela equação (4.1)

O coeficiente de correlação obtido apresentou o valor de 0,80, indicando um ajuste razoável entre os valores de y calculados pela equação e os valores observados de y .

A correlação empírica pode ser melhorada ao longo do tempo pela incorporação de um número maior de dados experimentais para análise por regressão linear múltipla.

4.4– A APLICAÇÃO DE OXIGÊNIO NA LIXIVIAÇÃO

4.4.1- A função do oxigênio

Muito se tem discutido e estudado sobre as vantagens da utilização de oxigênio nos circuitos de lixiviação. Resultados de redução do consumo do agente lixiviante e de aceleração da cinética de dissolução do ouro têm sido relatados (28-30;66;74;159-163). Conseqüentemente, redução de custos operacionais e aumento da produção de ouro podem ser alcançados, dependendo das condições específicas de processo e dos fatores mineralógicos de cada usina.

A necessidade de uma fonte de oxigênio que pode ser ar comprimido, oxigênio puro ou oxidantes químicos, é caracterizada pelo mecanismo eletroquímico da reação de dissolução do ouro, onde o oxigênio é reduzido catodicamente a íon hidroxila e o ouro dissolve-se anodicamente com liberação de elétrons, conforme apresentado nas equações (2.1) a (2.9). Por questões de praticidade, a equação geral de dissolução do ouro por cianeto e as reações anódica e catódica do processo eletroquímico (equações (2.1), (2.6), (2.9)) são transcritas abaixo:



As velocidades das reações anódica e catódica são dependentes das concentrações de cianeto e oxigênio dissolvido, respectivamente.

Considerando a difusão de cianeto e oxigênio através da camada limite de Nernst (equações (2.31) e (2.33)) como a etapa determinante da reação de lixiviação, a velocidade de dissolução do metal (R_{Au}) pode ser expressa como ⁽¹⁶³⁾:

$$R_{Au} = R_{CN}/2 = D_{CN} [CN] / 2d \quad (4.5)$$

$$e R_{Au} = 4 R_{O_2} = 4 D_{O_2} [O_2] / d \quad (4.6)$$

onde D_{CN} - e D_{O_2} são os coeficientes de difusão de cianeto e oxigênio à temperatura ambiente, $[CN^-]$ e $[O_2]$ são as concentrações médias de cianeto e oxigênio e d é a espessura da camada limite na superfície do ouro que pode variar entre 2 e 9×10^{-3} cm, dependendo das condições de agitação.

Igualando-se as equações (4.5) e (4.6), segue:

$$D_{CN} [CN] / D_{O_2} [O_2] = 8 \quad (4.7)$$

Em temperatura ambiente, a razão D_{CN}/D_{O_2} é 1,5, tal que a relação entre as concentrações dos reagentes na solução alcança o seguinte valor limite ⁽¹⁶¹⁻¹⁶³⁾:

$$[CN] / [O_2] = 12 \quad (4.8)$$

Habashi, entretanto, com base na equação (2.2), em que ocorre a redução de oxigênio para peróxido de hidrogênio propõe:

$$R_{Au} = R_{CN}/2 = 2 R_{O_2} \quad (4.9)$$

e então:

$$[CN] / [O_2] = 6 \quad (4.10)$$

Os resultados experimentais que vêm sendo obtidos na prática mostram uma faixa de valores para a relação $[CN^-]/[O_2]$ entre 4,6 e 7,4, que concordam bem com a equação (4.10) ⁽¹⁶³⁾. Portanto, para razões entre as concentrações de cianeto e oxigênio dissolvido superiores a 6, a reação de dissolução do ouro é controlada pela difusão de O_2 e para razões inferiores ao valor limite determinado, a reação é controlada pela difusão do íon cianeto.

Frequentemente, as usinas operam na condição de alta concentração do agente lixiviante, tal que a velocidade de dissolução do ouro depende da concentração de oxigênio dissolvido.

A demanda pelo oxigênio para a reação eletroquímica de dissolução do ouro é bastante pequena quando comparada à demanda requerida para circuitos de lixiviação tratando minérios sulfetados. Neste caso, faz-se necessário a oxidação dos minerais sulfetados de ferro, antes de serem submetidos à cianetação, com o objetivo de se evitar o consumo elevado do lixiviante.

Segundo Menne ^(47,159,160), após a realização de vários experimentos de lixiviação, a velocidade de cianetação apresenta-se proporcional a $(10/[O_2] + 300/[NaCN])$, sendo as concentrações de oxigênio e cianeto expressas em mg/L. Isto significa que a cada aumento de 1 mg/L de O_2 é possível reduzir a concentração de NaCN em 30 mg/L. O autor alerta que esta estimativa da velocidade de cianetação é mais confiável quanto menor for o consumo de oxigênio pelo minério (presença de minerais consumidores de oxigênio).

Outro autor sugere a razão de 10,5 mg/L de NaCN para cada 1 mg/L de O_2 , como a melhor relação entre os reagentes na cianetação ⁽⁷⁵⁾. Atenção especial deve ser dada à aplicação destas relações aos processos industriais uma vez que a natureza do minério deve influenciar, de forma significativa, a relação entre as concentrações de cianeto e oxigênio e, conseqüentemente, a extração do metal.

4.4.2- Objetivo

Oxigênio puro foi injetado no primeiro tanque de cianetação da linha 1 do circuito hidrometalúrgico de Fazenda Brasileiro com o objetivo de se verificar a possibilidade de aceleração da cinética de dissolução do ouro e de redução do

consumo de cianeto quando se substitui a utilização de ar comprimido por oxigênio.

4.4.3- Metodologia

Foram utilizadas lanças produzidas pela Minnovex para a injeção de oxigênio. Até então, a admissão de ar comprimido nos tanques consistia da utilização de aeradores convencionais do tipo chapéu chinês.

O circuito da linha 1, submetido à avaliação industrial da utilização do oxigênio, é apresentado na figura 4.7. A pré-aeração é realizada em pH adequado de 10,5-11,0. O circuito da linha 2 é também apresentado nesta mesma figura com o objetivo de comparação. O TQ 01 ficou vazio no circuito a fim de flexibilizar a operação.

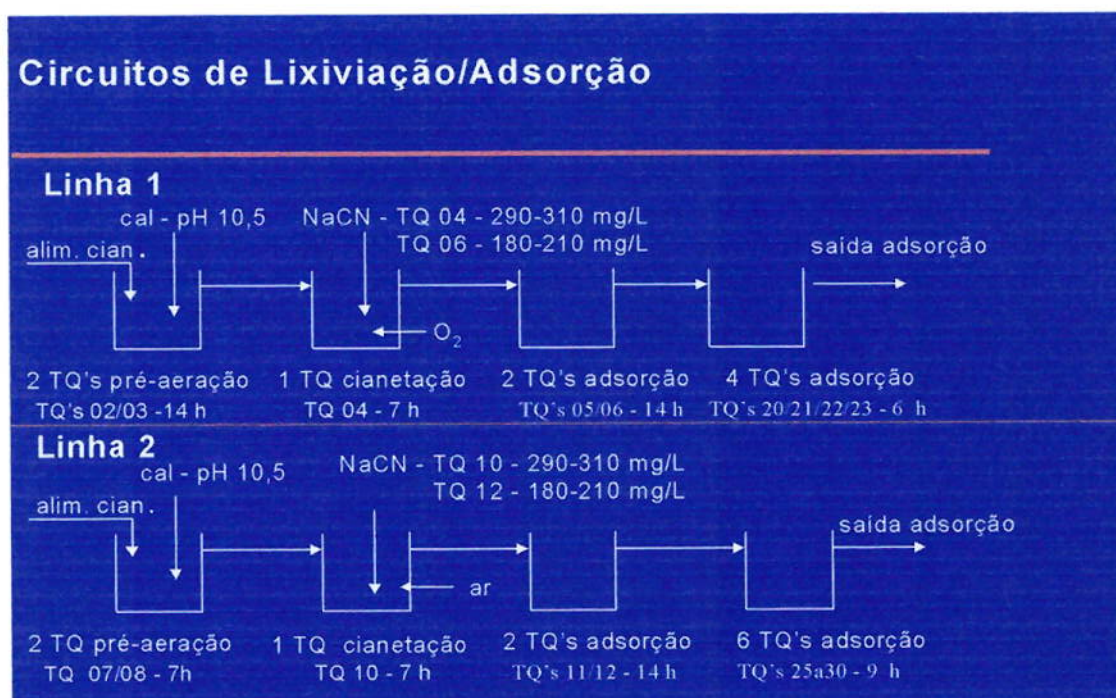


Figura 4.7 - Circuitos de lixiviação/adsorção

As variáveis de processo como concentrações de cianeto nos tanques, pH, tempo de residência, entre outras, foram mantidas dentro dos padrões estabelecidos durante o período estudado. A tabela 4.5 apresenta as variáveis de processo acompanhadas durante a avaliação industrial, a frequência de medição e as faixas limites de controle destas variáveis. Estes dados foram coletados durante os seguintes períodos:

a- "Background" do circuito (ar comprimido + aerador convencional): de 12/set/98 a 11/nov/98;

b- Ar comprimido + lanças Minnovex: de 12/nov/98 a 05/jan/99;

c- Oxigênio puro + lanças Minnovex: de 06/jan/99 a 30/abr/99 em duas condições para a vazão do gás (40 e 10 Nm³/h).

Tabela 4.5- Planejamento das medições das variáveis de processo

Variáveis/Controles	Valores limites padrão	Frequência de medição
1- Pressão de ar ou O ₂	ar - 4,5 a 5 kgf/cm ² O ₂ - 5 kgf/cm ²	turno
2- Vazão de ar ou O ₂	ar- 230-280 Nm ³ /h O ₂ - 10-40 Nm ³ /h	turno
3- mg/L de O ₂ no TQ adição de cianeto	ar - 6-8 mg O ₂ /L O ₂ - 10-15 mg O ₂ /L	a cada turno
4- Vazão de polpa (base: 38 t/h de sólidos)	48-50 m ³ /h	a cada 4 horas
5- densidade de polpa	1,49-1,51 t/m ³ 50,7-52,13% de sólidos	a cada 4 horas
6- Vazão de NaCN	70-100 L/h	a cada turno
7- Concentração NaCN	18-25%	a cada turno
8- Consumo NaCN	450-600 g/t	a cada turno
9- Granulometria	80% - 200#	a cada turno
10- Concentração de NaCN nos TQ's	adição - 290-310 mg/L readição - 180-210 mg/L	a cada 2 horas
11- pH nos tanques	10,5-11,0	a cada turno
12- Concentração Au no sólido e líquido	ar - 60% de extração O ₂ - > 60% de extração	a cada dia

4.4.4- Resultados e discussão

No Anexo B.1 são apresentados os dados utilizados para a avaliação dos resultados. Aproximadamente 15.000 dados coletados turno a turno (período de 12/09/98 a 30/04/99) foram analisados e os resultados globais são apresentados na tabela 4.6.

Tabela 4.6- Variáveis de processo acompanhadas

Variáveis	12/set a 11/nov/98		12/nov/98 a 05/jan/99		06/jan a 10/fev/99		11/fev a 30/04/99	
	Média	Desvpad	Média	Desvpad	Média	Desvpad	Média	Desvpad
Pressão de ar/O ₂ (kgf/cm ²)	4,00	0,50	4,00	0,50	5,00	0,20	5,00	0,20
Vazão de ar/O ₂ (Nm ³ /h)	300,00	50,00	300,00	50,00	40,00	1,00	10,00	1,00
mg/L O ₂ no TQ 04	5,15	1,91	4,88	1,55	12,23	3,35	12,10	4,14
mg/L O ₂ no TQ 05	5,52	1,84	5,02	1,66	5,59	1,52	5,15	1,33
mg/L O ₂ no TQ 06	6,00	1,82	5,30	1,74	5,43	1,45	6,85	2,47
mg/L O ₂ no TQ 20	6,02	2,46	5,53	1,69	5,45	1,07	6,34	1,20
mg/L O ₂ no TQ 21	6,03	1,95	5,98	1,50	5,52	1,15	6,52	1,22
mg/L O ₂ no TQ 22	6,17	1,60	6,10	1,26	6,01	1,24	5,95	1,33
Consumo de NaCN L1 (g/t)	Média (12/set a 05/jan/99)		545,51		495,28	111,37	485,88	66,94
Consumo de NaCN L2 (g/t)	Média (12/set a 05/jan/99)		545,51		522,40	63,42	553,97	84,73
NaCN (mg/L) TQ 04	294,65	21,98	290,70	25,70	303,29	22,97	302,62	16,94
NaCN (mg/L) TQ 06	180,76	27,80	181,51	29,15	194,81	19,46	195,18	17,36
NaCN (mg/L) TQ 22	102,43	32,89	98,59	26,98	102,97	15,35	104,41	14,89
pH TQ 02	10,19	1,68	10,58	0,64	10,12	0,64	10,45	0,51
pH TQ 04	10,48	0,68	10,70	0,91	10,76	0,20	10,88	0,33
Au sólido TQ 03	2,50	0,70	2,36	0,56	2,48	0,57	2,20	0,56
Au sólido TQ 04	1,06	0,18	1,00	0,24	0,84	0,13	0,78	0,22
Au sólido TQ 05	0,42	0,11	0,44	0,10	0,42	0,18	0,41	0,13
Au sólido TQ 06	0,34	0,25	0,29	0,07	0,30	0,08	0,31	0,16
Au sólido TQ 20	0,28	0,10	0,26	0,12	0,25	0,06	0,26	0,09
Au sólido TQ 21	0,22	0,06	0,23	0,06	0,22	0,06	0,24	0,08
Au sólido TQ 22	0,22	0,05	0,21	0,04	0,22	0,04	0,24	0,04
Fe solução TQ 22	5,95	1,77	8,70	1,99	9,72	2,17	8,16	2,57
Tipo de aerador gás	aerador convencional ar comprimido		lanças Minnovex ar comprimido		lanças Minnovex oxigênio		lanças Minnovex oxigênio	

No Anexo B.2 são apresentados os gráficos das variáveis de controle acompanhadas.

Com a adição do oxigênio através de duas lanças Minnovex com diâmetro do orifício de 1/8" (≈ 3 mm), vazão total de 40 Nm³/h e pressão de 5 kgf/cm² foi possível alcançar a concentração de $12,2 \pm 3,4$ g O₂/mL na polpa do tanque de adição de cianeto (TQ-04). Entretanto, as concentrações de oxigênio

nos tanques subsequentes apresentam-se próximas aos dados obtidos quando o ar comprimido estava sendo utilizado.

Devido à inviabilidade econômica da utilização do gás com a vazão de 40 Nm³/h, a vazão do oxigênio foi reduzida para 10 Nm³/h em 11/02/99. Os resultados de oxigênio dissolvido na polpa apresentaram valores de 12,1 ± 4,1 g O₂/mL no período de 11/02 a 30/04/99.

Apesar da redução da vazão do gás não foi observado redução da concentração de oxigênio na polpa. Existem três justificativas possíveis para o fato de se alcançar uma concentração aproximada no tanque quando se introduz o oxigênio nas vazões de 40 e 10 Nm³/h:

a- o aparelho para determinação de oxigênio dissolvido estava descalibrado – hipótese improvável, pois foi realizada uma verificação do aparelho através de medidas realizadas no outro aparelho novo disponível antes da redução da vazão do gás;

b- poderia estar ocorrendo perda de oxigênio da amostra retirada do tanque até a realização da análise, devido ao rápido equilíbrio do gás na polpa com a atmosfera – hipótese pouco provável já que as perdas ocorreriam nas duas condições de vazão;

c- devido ao excesso de oxigênio (bolhas grandes), poderia ocorrer redução da dissolução do gás na polpa e a consequente perda na superfície do tanque – hipótese mais provável.

A – Cinética inicial de dissolução do ouro

A figura 4.8 apresenta as curvas de extração do ouro nas quatro condições avaliadas: ar comprimido + aerador convencional tipo chapéu chinês, ar comprimido injetado através das lanças e oxigênio com vazões de 40 e 10 Nm³/h + lanças. Observa-se **aceleração na cinética inicial de dissolução do ouro por cianeto**.

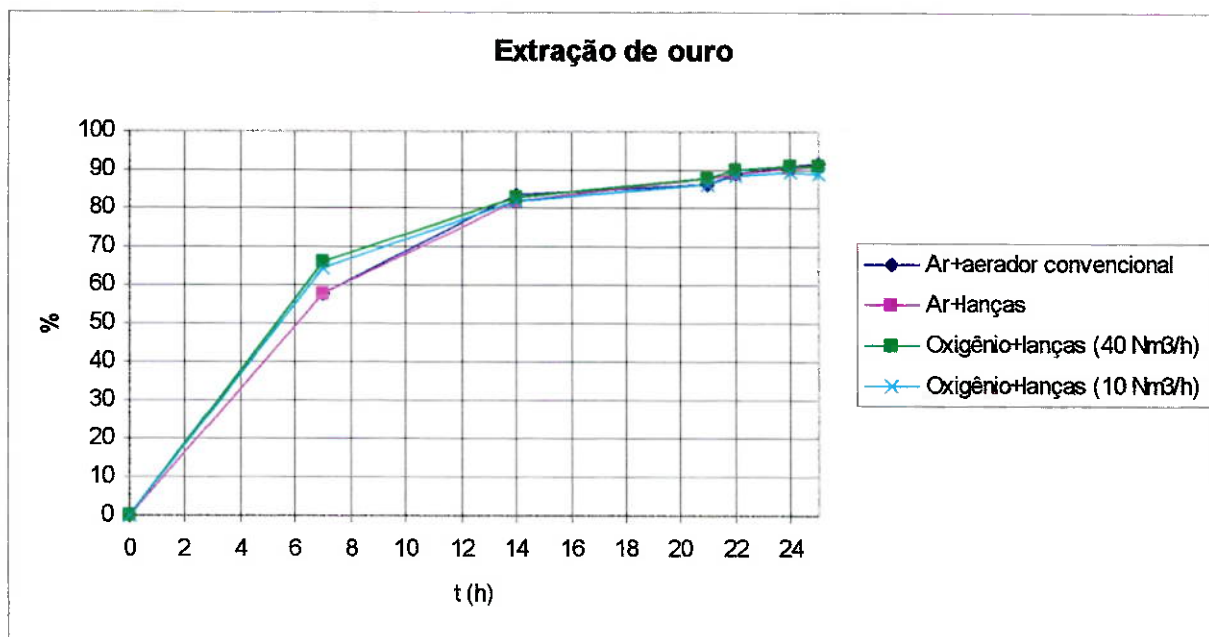


Figura 4.8 – Curvas de extração

Este resultado é confirmado ao se aplicar o teste estatístico “t” de “Student” para comparação das médias de extração de ouro do minério após 7 horas de lixiviação com base nos dados apresentados no Anexo B.1. A tabela 4.7 mostra o Teste de Hipótese.

Tabela 4.7- Aplicação do teste “t” para verificação de aceleração da cinética após 7 h de lixiviação

	Ar+aerador convencional 1	Ar+lanças 2	O ₂ 40 Nm ³ /h 3	O ₂ 10 Nm ³ /h 4
\bar{X}	57,62	57,63	66,07	64,43
S_x	7,19	6,10	5,84	6,00
n	184	168	107	238
Comparação	1 e 2	1 e 3	1 e 4	3 e 4
S_{pooled}	6,69	6,73	6,55	5,95
$t_{calculado} (n_1+n_2-2)$	-0,01	-10,39	-10,37	2,15
$t_{critico} (n_1+n_2-2;1\%)$	2,58	2,58	2,58	2,58
$t_{critico} (n_1+n_2-2;5\%)$	1,96	1,96	1,96	1,96

Assim, pode-se afirmar com 95% de confiança que existe diferença significativa de extração de ouro após 7 horas de lixiviação quando se utiliza ar comprimido e oxigênio na cianetação. Entretanto, não se pode afirmar que exista diferença entre a extração no primeiro tanque de lixiviação quando ar comprimido é injetado através de aeradores convencionais tipo chapéu chinês ou lanças injetoras.

Entretanto, a cinética global de dissolução do ouro não apresentou aumento, o que pode ser claramente observado pela comparação entre as constantes de velocidade da reação de primeira ordem apresentadas abaixo na figura 4.9 para cada uma das condições estudadas.

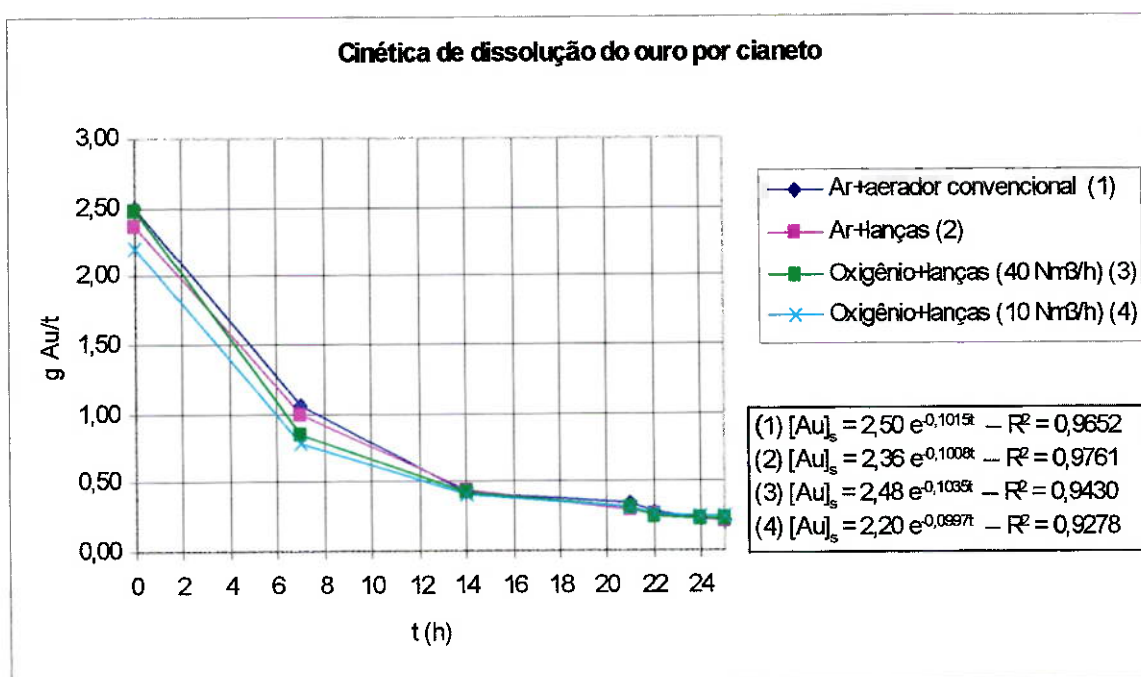


Figura 4.9 – Curvas cinéticas

Os valores das constantes de velocidade apresentam-se em aproximadamente $0,10 \text{ h}^{-1}$. Os coeficientes de correlação obtidos da equação mostram-se próximos a 1, indicando um bom ajuste entre os dados calculados pela equação e os dados observados.

B- Consumo de cianeto

De acordo com a tabela 4.6 observa-se que o consumo de cianeto apresentou uma redução entre 5 e 11% quando o ar comprimido foi substituído por oxigênio. Valores superiores de concentração de cianeto nos tanques também foram observados (tabela 4.6), confirmando a redução do consumo do insumo.

A aplicação do teste estatístico "t" de "Student", apresentado na tabela 4.8 mostra que há diferença significativa entre os valores médios de consumo de cianeto utilizando-se ar e oxigênio, ao nível de significância de 5%.

Tabela 4.8- Aplicação do teste "t" para verificação da redução do consumo de cianeto

	Ar+aerador convencional 1	Ar+lanças 2	O ₂ 40 Nm ³ /h 3	O ₂ 10 Nm ³ /h 4
X	534,51	554,04	495,28	485,81
S _x	78,30	104,77	75,00	66,64
n	184	168	107	238
Comparação	1 e 2	1 e 3	1 e 4	3 e 4
S _{pooled}	91,88	77,10	71,95	69,33
t calculado (n ₁ +n ₂ -2)	-1,99	3,51	5,40	1,13
t crítico (n ₁ +n ₂ -2;1%)	2,58	2,58	2,58	2,58
t crítico (n ₁ +n ₂ -2;5%)	1,96	1,96	1,96	1,96

É importante notar que a concentração de ferro solúvel na linha 1 (8,65 mg/L) no período de 06/jan a 30/abr/99 (utilização de oxigênio) apresentou-se inferior à observada na linha 2 (9,71 mg/L), conforme tabela 4.6 e Anexos A e B.1. Pela aplicação da equação matemática obtida pela correlação empírica entre a concentração de ferro e o consumo de cianeto (equação (4.1)) para a linha 2 (condições similares do processo quando os dados foram analisados e a correlação estabelecida) obtém-se o valor de 557,8 g NaCN/t de consumo do lixiviante para a [Fe] = 9,71 mg/L. Este resultado apresenta-se bastante próximo ao valor observado de 546,93 g NaCN/t (tabela 4.6). Portanto, a injeção de oxigênio na polpa proporcionou a operação da lixiviação em um Eh mais elevado

(próximo da região de predominância de FeOOH) resultando, então, em um consumo menor de cianeto de sódio na linha 1.

C- Considerações econômicas importantes

A tabela 4.9 apresenta uma análise econômica da utilização do oxigênio na cianetação.

Tabela 4.9- Avaliação econômica preliminar da utilização de oxigênio

	Gastos com aquisição de oxigênio (10 Nm ³ /h)	Economias com a redução do consumo de cianeto
Preço	R\$ 0,45/m ³ - US\$ 0.26/m ³	R\$ 1,5/kg - US\$ 0.88
Consumo	7200 m ³	redução de 50 g NaCN/t
Gastos/Economia mensal	R\$ 3.240 - US\$ 1,872	R\$ 1.917 - US\$ 1,095

1US\$ = R\$ 1,75

Mesmo com vazão de oxigênio da ordem de 10 Nm³/h, a utilização do gás não é vantajosa economicamente.

A possibilidade de se manter a concentração de oxigênio nos tanques subsequentes ao tanque de adição do oxigênio, sem a necessidade de suprimento de ar proveniente da unidade de compressores, pode indicar redução adicional de consumo de energia e, conseqüentemente, viabilidade econômica da utilização de oxigênio no circuito hidrometalúrgico da usina de Fazenda Brasileiro. Neste caso, economia de energia de aproximadamente R\$ 6.700,00/mês (250HP; R\$0,05/kWh), poderiam ser obtidas. A tabela 4.10 apresenta a estimativa de gastos e economias que podem ser obtidas pela utilização de oxigênio nas duas linhas de lixiviação de FB.

Tabela 4.10- Avaliação econômica da utilização de oxigênio nas duas linhas de cianetação com o desligamento de um dos compressores

	Oxigênio nas duas linhas	Economias
Preço	R\$ 0,45/m ³ - US\$ 0,26/m ³	Cianeto: R\$ 1,5/kg – US\$ 0,88 Energia elétrica – R\$ 0,05/kWh – US\$ 0,029/kWh
Consumo	21600 m ³	- redução de 50 g NaCN/t - 1 compressor fora de operação
Gastos/Economia mensal	R\$ 9.720 - US\$ 5,554	Cianeto - R\$ 5.751 – US\$ 3,286 Energia – R\$ 6.700 – US\$ 3,829 Total – R\$ 12.451 – US\$ 7,115

4.5– CINÉTICA DE DISSOLUÇÃO DO OURO

Termodinamicamente muito favorecida, a dissolução do ouro em soluções cianetadas fica limitada pela cinética lenta da reação. Além das características da fase sólida, a velocidade de reação depende das concentrações de cianeto e oxigênio na interface da reação heterogênea.

O estudo cinético desenvolvido para o minério de Fazenda Brasileiro compreende a definição da equação de velocidade de reação (item 2.4.5.1) através da aplicação das equações de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾ e Liu e Yen ⁽³⁰⁾, além da determinação da etapa elementar da reação de lixiviação (item 2.4.5.2).

As etapas elementares que constituem a reação heterogênea de dissolução de ouro por cianeto são as seguintes:

- a- Transferência de massa dos reagentes através da fase fluida até a camada limite;
- b- Difusão dos reagentes através da camada limite até o sólido (partícula de ouro) que se encontra disperso em uma matriz inerte que permanece inalterada durante a reação;
- c- Reação química precedida pela adsorção dos reagentes na interface;
- d- Dessorção e difusão dos produtos através da camada limite;
- e- Transferência de massa do produto através da fase fluida.

Segundo vários autores ^(17,28,65), a etapa mais lenta corresponde à difusão dos reagentes através da camada limite e é, portanto, considerada a etapa controladora da reação de dissolução do ouro em soluções cianetadas.

O modelo cinético para a reação de dissolução de ouro por cianeto (reação irreversível) pode ser interpretado como o modelo do núcleo não reagido para partículas esféricas de tamanho constante, que compreende as etapas elementares (a), (b) e (c).

4.5.1- Objetivo

O estudo cinético da dissolução do ouro por cianeto do minério de Fazenda Brasileiro tem dois objetivos principais:

a- Obtenção da equação cinética: aplicação das equações de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾ e Liu e Yen ⁽³⁰⁾;

b- Estudo do mecanismo da reação heterogênea: determinação da etapa controladora da reação.

4.5.2- Metodologia

1- Foram realizados dois ensaios de cianetação, em bateladas, no circuito hidrometalúrgico de Fazenda Brasileiro. O TQ-04 da linha 1, com capacidade de 350 m³ de polpa e dotado de sistema de injeção de ar comprimido e agitação, foi isolado do circuito, esvaziado e alimentado com polpa nova.

2- A polpa foi pré-aerada durante 7 horas em pH na faixa de 10,5-11 e amostras foram coletadas a cada hora com o objetivo de se analisar ferro solúvel e oxigênio dissolvido na polpa. O pH foi ajustado com cal hidratada e ar comprimido foi injetado no tanque como fonte de oxigênio. A densidade de polpa apresentou-se entre 1,49 e 1,51 t/m³.

3- Cianeto de sódio foi adicionado no tanque e a concentração do agente lixiviante na polpa foi mantida em aproximadamente 300 mg/L. Amostras de polpa foram coletadas durante as 36 horas de cianetação e análises de ouro no sólido, oxigênio dissolvido, pH e ferro solúvel na polpa foram realizadas a cada tempo programado, sendo que no início as amostras foram mais frequentes.

4- O pH e a concentração de cianeto foram controlados no decorrer do ensaio a fim de manter a menor variabilidade possível, sendo realizadas reposições de cal hidratada e de cianeto de sódio consumidos.

5- As análises de oxigênio dissolvido foram realizadas no medidor de oxigênio da DIGIMED DM-4 e a concentração de cianeto de sódio em solução foi analisada por volumetria de complexação usando nitrato de prata e iodeto de potássio como indicador.

6- As análises de ouro no minério foram realizadas utilizando-se o método de fusão e copelação ("Fire assay").

7- A granulometria do minério apresentou-se nas características usuais de operação do circuito hidrometalúrgico: 80% -200 #.

8- A recuperação de cada ensaio individual foi calculada com base no teor dosado de ouro no minério. A recuperação média foi calculada a partir das recuperações de cada ensaio individual (duplicata) sob as mesmas condições.

$$\text{Recuperação individual} = \frac{[\text{Au}]_s \text{ inicial} - [\text{Au}]_s \text{ final}}{[\text{Au}]_s \text{ inicial}} \times 100 \quad (4.11)$$

$$\text{Recuperação média (duplicata)} = (\text{Rec. ensaio 1} + \text{Rec. ensaio 2}) / 2 \quad (4.12)$$

9- As equações de Mclaughlin ⁽⁹¹⁾ e Agar e Liu e Yan ⁽³⁰⁾ (equações (2.27) e (2.28), respectivamente) foram aplicadas e o erro médio foi calculado.

10- A identificação da etapa controladora da reação de dissolução do ouro por cianeto foi realizada através da aplicação do modelo cinético do núcleo não reagido para partículas esféricas de tamanho constante. As equações para as etapas elementares envolvendo a transferência de massa na fase fluida (equação (2.34)), a difusão dos reagentes através da camada limite (equação (2.36)) e a

reação química (equação (2.37)) foram aplicadas e gráficos foram traçados a fim de determinar τ_D (tempo necessário para a reação completa da partícula).

4.5.3- Resultados e discussão

Os resultados obtidos das análises de ouro no sólido e das extração do metal a cada amostragem da polpa são apresentados na tabela 4.11.

Tabela 4.11- Resultados de extração

t(h)	g Au/t no sólido	Extração (X) (%)
0	2,84	0,00
0,5	2,69	0,05
1	2,56	0,10
1,5	2,43	0,14
2,5	2,20	0,23
3	1,89	0,33
4	1,65	0,42
5	1,52	0,46
6	1,39	0,51
7	1,20	0,58
8	0,98	0,65
10	0,86	0,70
12	0,71	0,75
14	0,58	0,80
16	0,58	0,80
18	0,51	0,82
21	0,43	0,85
24	0,37	0,87
27	0,30	0,89
30	0,28	0,90
33	0,25	0,91
36	0,22	0,92

(*) Média dos resultados dos dois ensaios

A- Determinação da equação de velocidade

A curva cinética apresentada na figura 4.10 confirma a reação de primeira ordem para a dissolução do ouro no minério de Fazenda Brasileiro por cianeto ⁽⁵²⁾.



Figura 4.10- Curva cinética do ensaio de cianetação

A equação obtida apresenta-se com coeficiente de correlação alto ($R^2=0,9122$), indicando um bom ajuste entre os valores experimentais e calculados pela equação:

$$[Au]_s = [Au]_o e^{-kt} \quad (4.13)$$

onde $[Au]_o = 2,84 \text{ g Au/t}$ e k , a constante de velocidade, é igual a $0,0838 \text{ h}^{-1}$. É importante observar que, o valor determinado para k no ensaio de cianetação realizado no tanque 04 mostra-se inferior ao valor obtido durante a avaliação da utilização de ar comprimido e oxigênio na linha 1 do circuito hidrometalúrgico de Fazenda Brasileiro (aproximadamente $0,10 \text{ h}^{-1}$) (figura 4.9). Isto pode ser explicado pela presença de carvão nos tanques subsequentes ao tanque de adição do lixiviante que termina por acelerar a cinética de dissolução de ouro por cianeto ⁽⁵²⁾. Durante o ensaio de cianetação com o tanque 04 isolado do circuito, não houve adição de carvão ativado.

B- Aplicação da equação de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾

A extração de ouro, segundo McLaughlin e Agar (91), pode ser descrita pela seguinte equação:

$$E = E_i (1 - e^{-kt}), \quad (2.27)$$

onde E é a extração de ouro (%) no tempo t (horas), E_i é a extração máxima de ouro (%) e k é a constante de velocidade (h⁻¹).

Esta equação é originada da equação de velocidade de primeira ordem para a dissolução do ouro por cianeto (item 2.4.5.1, equações (2.26) e (2.27)):

A tabela 4.12 mostra os cálculos de E_i, k e o erro médio envolvido na aplicação da equação estudada.

Tabela 4.12- Cálculos de E_i, k e erro médio na equação de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾

t	E _{obs}	E _{calc}	E _i	k	(E _{obs} -E _{calc}) ²	Erro (%)
0	0	0,0	92	0,14	0,0	0,0
7	57,7	57,5	92	0,14	0,1	0,5
14	79,6	79,0	92	0,14	0,3	0,7
21	84,9	87,1	92	0,14	5,2	2,7
24	87,0	88,8	92	0,14	3,4	2,1
27	89,4	89,9	92	0,14	0,2	0,5
30	90,1	90,6	92	0,14	0,2	0,5
33	91,2	91,1	92	0,14	0,0	0,1
36	92,3	91,4	92	0,14	0,7	0,9
					10,1	1,0

Os valores obtidos de E_i, k e do erro médio foram, 92%, 0,14 h⁻¹ e 1,0%, respectivamente.

A figura 4.11 apresenta uma comparação entre os resultados de extração observados e calculados pela aplicação da equação de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾.

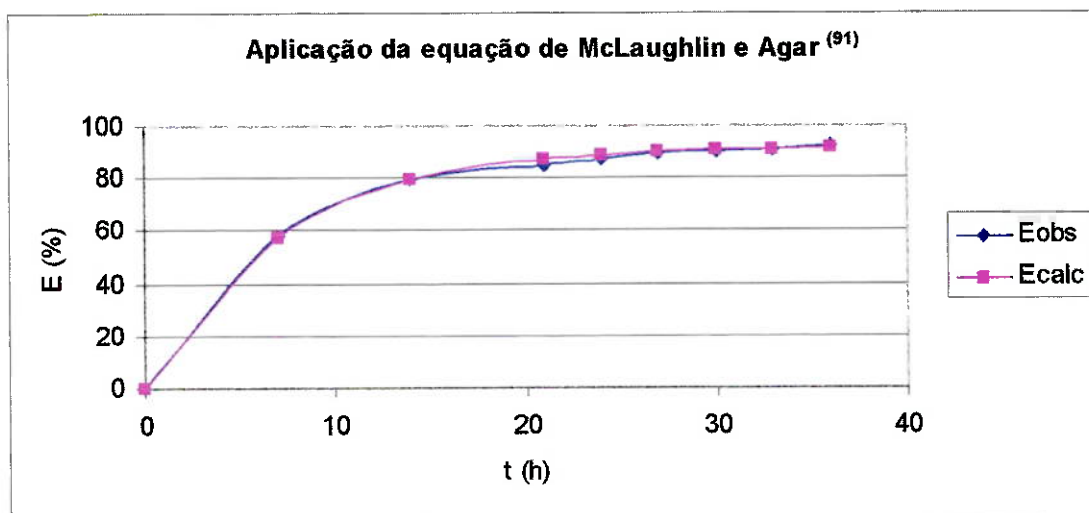


Figura 4.11- Comparação entre E_{obs} e E_{calc} pela equação de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾

B- Aplicação da equação de Liu e Yen ⁽³⁰⁾

Estudos de cinética de dissolução de ouro por cianeto em minérios executados por Liu e Yen ⁽³⁰⁾ mostram que o ajuste dos dados cinéticos à equação de primeira ordem não é adequado. A velocidade de extração de ouro depende da granulometria e da composição mineralógica do minério, além das concentrações de cianeto e oxigênio. A equação (2.27), proposta por McLaughlin e Agar foi, então, modificada para se obter melhor ajuste dos dados experimentais ao modelo.

$$E = E_i (1 - \gamma e^{-kt}), \quad (2.28)$$

onde E é a extração de ouro (%) no tempo t (horas), E_i é a extração máxima de ouro (%) e k e γ são constantes ⁽⁶⁵⁾.

Esta equação resulta da tentativa de Liu e Yan ⁽³⁰⁾ em obter melhor ajuste dos dados de extração para alguns minérios estudados que não forneceram ajuste adequado com a aplicação da equação de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾. Quando $\gamma = 1$, a equação (2.28) é idêntica à equação (2.27). A equação (2.27) pode ser considerada, portanto, um caso limite da equação (2.28).

A tabela 4.13 mostra os cálculos de E_i , k , γ e o erro médio envolvido na aplicação da equação estudada.

Tabela 4.13- Cálculos de E_i , k , γ e erro médio na equação de Liu e Yen ⁽³⁰⁾

t	E_{obs}	E_{calc}	E_i	k	γ	$(E_{obs}-E_{calc})^2$	Erro (%)
0	0,00	0,0					
7	57,75	57,9	92	0,13	0,92	0,0	0,3
14	79,58	78,3	92	0,13	0,92	1,7	1,6
21	84,86	86,5	92	0,13	0,92	2,6	1,9
24	86,97	88,3	92	0,13	0,92	1,7	1,5
27	89,44	89,5	92	0,13	0,92	0,0	0,0
30	90,14	90,3	92	0,13	0,92	0,0	0,2
33	91,20	90,8	92	0,13	0,92	0,1	0,4
36	92,25	91,2	92	0,13	0,92	1,1	1,1
						7,2	0,9

Os valores obtidos de E_i , k , γ e do erro médio foram, 92%, 0,13 h⁻¹, 0,92 e 0,9%, respectivamente.

A figura 4.12 apresenta uma comparação entre os resultados de extração observados e calculados pela aplicação da equação de Liu e Yen ⁽³⁰⁾.

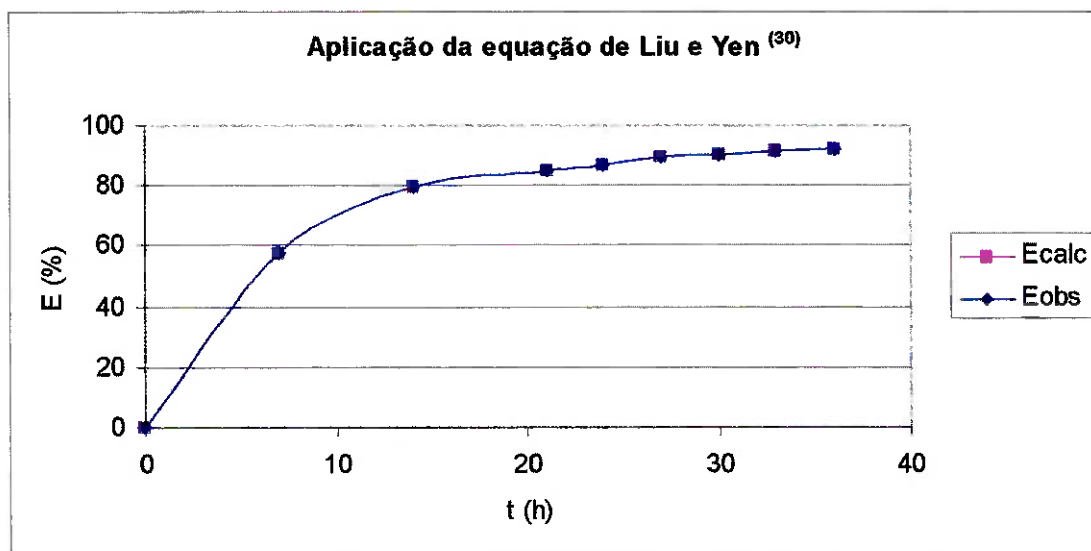


Figura 4.12- Comparação entre E_{obs} e E_{calc} pela equação de Liu e Yen ⁽³⁰⁾

C- Etapa controladora da reação de dissolução do ouro

A tabela 4.14 apresenta as correspondências entre os tempos de reação e as expressões envolvendo a conversão do produto (X_B) para a identificação da etapa determinante da velocidade de dissolução de ouro por cianeto para o minério de Fazenda Brasileiro.

Tabela 4.14- Correspondência entre os tempos de reação e as expressões envolvendo a conversão (X_B)

t (h)	X_B	$1-3(1-X_B)^{2/3}+2(1-X_B)$	$1-(1-X_B)^{1/3}$
0	0,00	0,00	0,00
0,5	0,05	0,001	0,02
1	0,10	0,003	0,03
1,5	0,14	0,01	0,05
2,5	0,23	0,02	0,08
3	0,33	0,04	0,13
4	0,42	0,07	0,17
5	0,46	0,09	0,19
6	0,51	0,12	0,21
7	0,58	0,16	0,25
8	0,65	0,21	0,30
10	0,70	0,25	0,33
12	0,75	0,31	0,37
14	0,80	0,37	0,41
16	0,80	0,37	0,41
18	0,82	0,40	0,44
21	0,85	0,45	0,47
24	0,87	0,49	0,49
27	0,89	0,54	0,53
30	0,90	0,56	0,54
33	0,91	0,58	0,56
36	0,92	0,61	0,57

Quando a resistência devida à transferência de massa através da camada fluida é a etapa controladora de dada reação, a relação entre o tempo de reação (t) e a fração do sólido reagente convertida em produto (X) é dada por:

$$t/\tau_d = X_B \quad (2.34)$$

onde τ_d é o tempo necessário para a reação completa da partícula.

A figura 4.13 apresenta o gráfico de t vs X_B e mostra que não ocorre o ajuste adequado dos dados experimentais a uma reta ($R^2=0,4113$). A transferência de massa dos reagentes na fase fluida, como esperado, não determina a velocidade de dissolução do ouro.

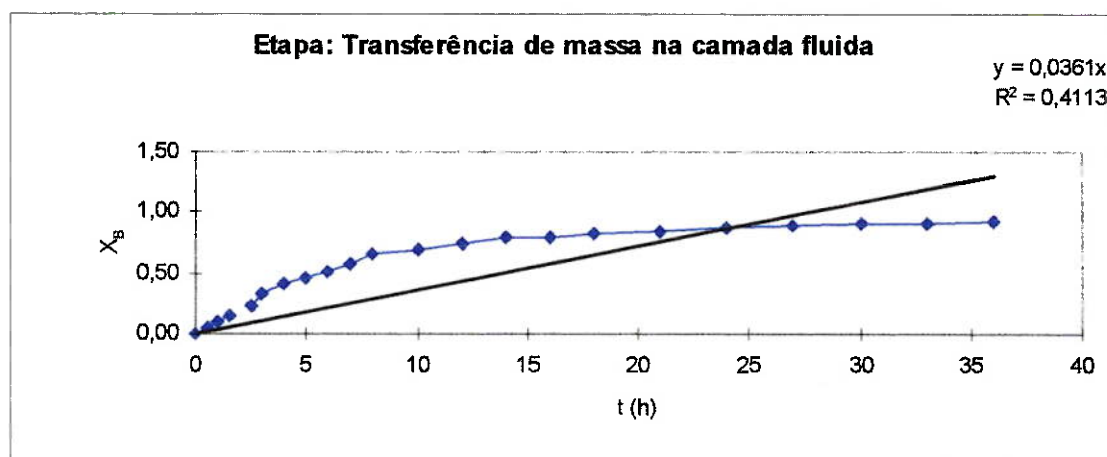


Figura 4.13- Gráfico X_B versus t

Quando a resistência devida à difusão do reagente através da camada limite é a etapa controladora de dada reação, a relação entre o tempo de reação (t) e a fração do sólido reagente convertida em produto (X_B) é dada por:

$$t/\tau_D = 1 - 3(1-X_B)^{2/3} + 2(1-X_B) \quad (2.36)$$

onde τ_D é o tempo necessário para a reação completa da partícula.

A figura 4.14 apresenta o gráfico de t vs $[1 - 3(1-X_B)^{2/3} + 2(1-X_B)]$ e mostra que ocorre um ajuste muito bom dos dados experimentais a uma reta ($R^2=0,9547$). A inclinação do gráfico ($1/\tau_D$) é de 0,0196, o que corresponde a $\tau_D = 51$ h. Portanto, o tempo necessário para que ocorra a reação completa da partícula de ouro é determinado pela difusão dos reagentes através da camada

limite e então, esta etapa elementar corresponde à etapa controladora da reação de cianetação. Este resultado concorda com estudos realizados por vários autores que identificaram a difusão dos reagentes através da camada limite como a etapa determinante da velocidade de dissolução do ouro por cianeto ^(20,28,29,65).

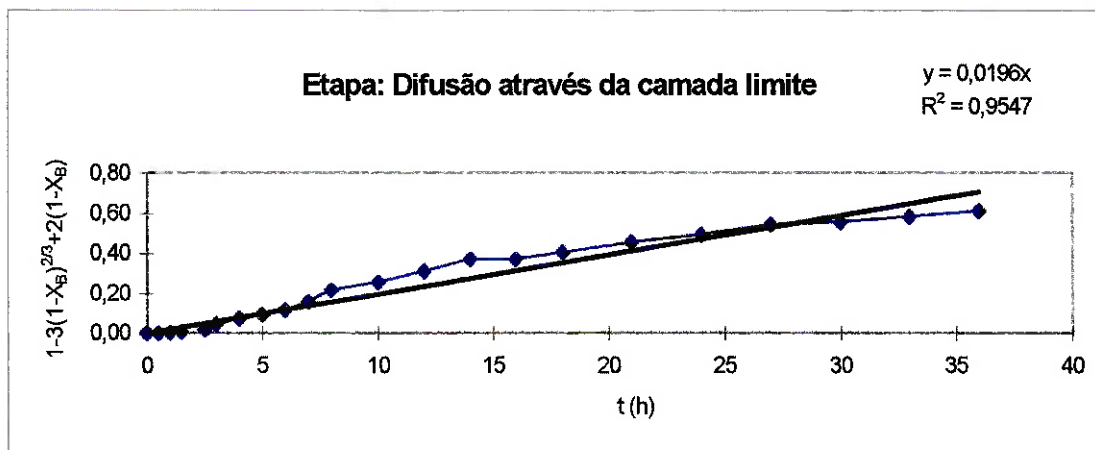


Figura 4.14- Gráfico $1 - 3(1-X_B)^{2/3} + 2(1-X_B)$ versus t

Quando a resistência devido à reação química é a etapa controladora de uma reação, a relação entre o tempo de reação (t) e a fração do sólido reagente convertida em produto (X_B) é dada por:

$$t/\tau_q = 1 - (1-X_B) \quad (2.37)$$

onde τ_q é o tempo necessário para a reação completa da partícula.

A figura 4.15 apresenta o gráfico de t vs $1 - (1-X_B)$ e mostra que o ajuste dos dados experimentais a uma reta não é tão adequado quanto o indicado na figura 4.14.

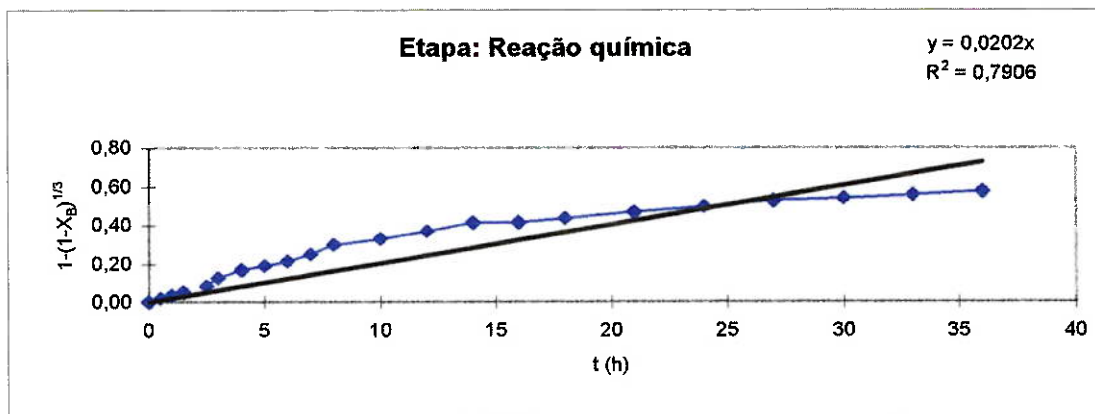


Figura 4.15- Gráfico 1 - $(1-X_B)$ versus t

Portanto, para que a velocidade de dissolução do ouro por cianeto no minério de Fazenda Brasileiro seja acelerada deve-se proceder à otimização do sistema de agitação de polpa com o objetivo de se reduzir a camada limite e assim, favorecer a difusão dos reagentes.

4.6– O CONTROLE DO PROCESSO DE LIXIVIAÇÃO

4.6.1- Importância

A importância de se garantir a máxima extração de ouro em circuitos de lixiviação, torna-se bastante clara ao se atentar para o fato de que, aproximadamente 50% dos custos operacionais totais já foram realizados nas etapas anteriores de tratamento do minério como: cominuição, classificação, concentração gravítica, espessamento, dentre outras (para o caso de minérios não refratários de ouro) e que, qualquer perda de extração de ouro na lixiviação significa a execução de gastos não revertidos em resultados de produção e, conseqüentemente redução de receita.

Para minérios refratários (realização de operações de pré-tratamento oxidativo da polpa), assegurar a máxima extração do ouro na etapa do processo de lixiviação após a operação de uma série de processos anteriores é ainda mais crítica, devido ao maior custo operacional envolvido na etapa de preparação do minério.

Otimizar as instalações de beneficiamento de minérios auríferos e manter os custos operacionais baixos tornaram-se requisitos básicos para que as empresas do setor permaneçam competitivas diante da queda de preços do metal observada a partir do segundo semestre de 1997. Portanto, a diminuição de receita causada por não se extrair o máximo de ouro cianetável no circuito de lixiviação passa a ser inaceitável ^(62,53).

A etapa de lixiviação do ouro é extremamente importante, pois, além de refletir diretamente na geração de receita do empreendimento, define parâmetros que passam a ser controlados em outras etapas do processo de tratamento do minério como a preparação do minério (granulometria do produto da cominuição, necessidade de tratamento pré-oxidativo). Estas definições passam por uma

avaliação das alternativas possíveis de processo que resultem no alcance de uma recuperação metalúrgica tecnicamente possível e economicamente viável ^(52,53,158).

4.6.2- Fatores importantes a serem considerados

O melhor resultado a ser obtido na lixiviação de minérios auríferos depende de alguns fatores que devem ser convenientemente estudados, avaliados e testados, tais como mineralogia, controle das variáveis de processo, projeto do processo e aspectos econômicos (figura 4.16).



Figura 4.16 - Fatores importantes a serem considerados no processo de lixiviação

A- Mineralogia

A forma de ocorrência do ouro no minério deve ser cuidadosamente estudada através de caracterização mineralógica ^(3,4,43,44) a fim de indicar as alternativas de processo mais adequadas ao tratamento do minério ^(5,70).

O minério aurífero deve ser avaliado em termos de:

- a- identificação e quantificação dos minerais presentes;
- b- influência dos minerais de ganga sobre a recuperação do metal e o consumo de reagentes;

c- custos operacionais envolvidos com o pré-tratamento do minério, para o caso de minérios refratários;

d- definição da granulometria do minério a ser tratado a fim de expor as partículas de ouro ao agente lixiviante. Esta definição deve ser avaliada em termos econômicos, já que altos custos de moagem são requeridos à medida que o minério contenha proporção significativa de ouro incluso em silicatos.

A influência da mineralogia sobre o resultado de extração do ouro é, normalmente, definida na elaboração do projeto do processo de beneficiamento. Entretanto, atenção especial deve ser dada à representatividade das amostras utilizadas para a definição da rota de processo já que, no início do projeto, as informações são restritas e podem não representar as características do minério ao longo da vida útil da mina, especialmente no caso de minas subterrâneas.

Cabe ao engenheiro de processo o acompanhamento das características mineralógicas durante o período de operação do empreendimento, a verificação de possíveis influências sobre o processo de cianetação e a busca de alternativas econômicas para se manter os níveis de extração e o consumo de reagentes aceitáveis.

B- Definição dos valores limites ótimos das variáveis de processo e acompanhamento

A lixiviação efetiva de minérios de ouro apresenta uma série de variáveis de processo correlacionadas, que devem ser acompanhadas durante a operação de cianetação, de forma a propiciar a análise de dados de processo e a tomada de ações rápidas, visando alcançar a máxima extração possível. O perfeito entendimento das variáveis de processo do circuito de cianetação de dado minério e de seu interrelacionamento com as demais são requisitos básicos para uma operação adequada da lixiviação.

Cada minério possui características próprias que determinam os valores limites ótimos para as variáveis de processo. Estes valores limites podem ser definidos através do estabelecimento de correlação matemática satisfatória (coeficiente de correlação próximo de 1) que relacione as principais variáveis de processo mensuráveis com o teor de ouro no rejeito da lixiviação medidos em ensaios de laboratório, piloto ou na operação industrial.

Para se estabelecer esta correlação passa-se por um levantamento de dados que pode ser de turno ou dia, cria-se uma matriz de n dados de x variáveis independentes, tais como: teor de ouro que alimenta a lixiviação, densidade de polpa, concentração de oxigênio nos tanques de cianetação, concentração de cianeto de sódio nos tanques de cianetação, tempo de residência da polpa no circuito, dentre outras, correlacionadas com o teor de ouro no rejeito. A correlação linear múltipla ou outra que forneça melhor ajuste dos dados experimentais à função matemática obtida torna-se uma ferramenta utilizada no trabalho diário, que permite prever o teor de ouro no rejeito, através da medida dos valores das variáveis de processo envolvidas ^(52,53).

Esta correlação pode ser utilizada, e isto é extremamente interessante, para se conhecer as variáveis que mais impactam o resultado de extração de ouro no circuito de cianetação através da aplicação do teste "t" de Student ^(52,53). Estas variáveis mais importantes passam a ser críticas no acompanhamento da lixiviação.

A figura 4.17 mostra a metodologia para análise de dados da lixiviação utilizando-se a correlação matemática.

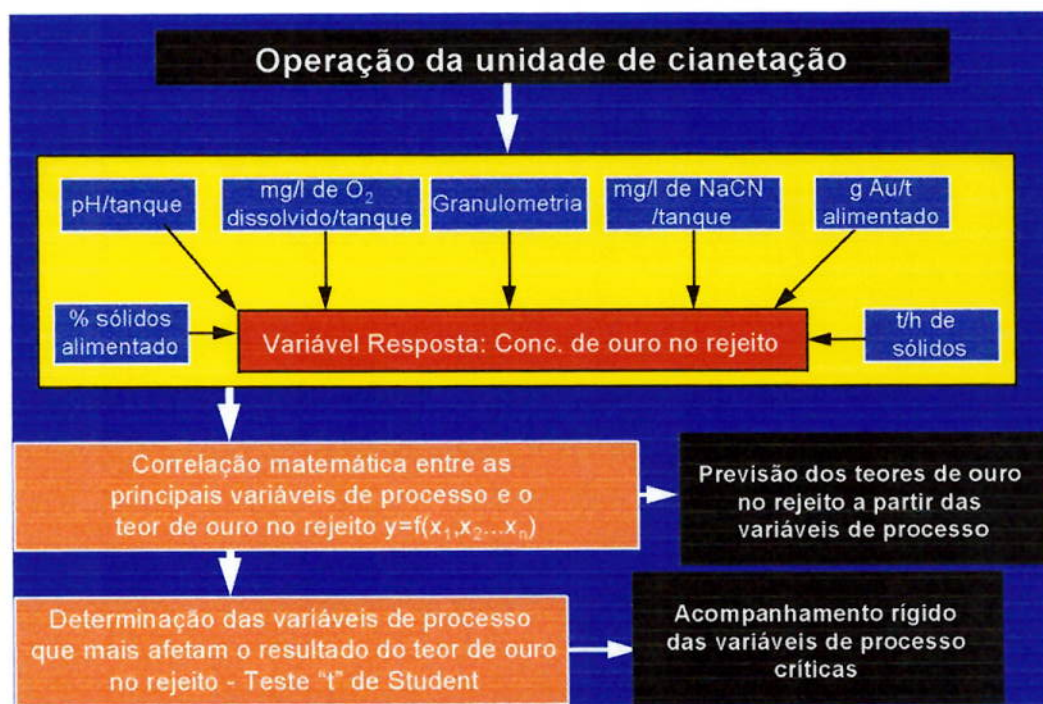


Figura 4.17- Correlação matemática obtida através dos dados experimentais do processo de lixiviação

A influência do pH sobre o consumo de cianeto de sódio é bastante significativo. Deve-se acompanhar cuidadosamente o valor de pH da polpa cianetada para se manter a máxima concentração possível de cianeto durante a lixiviação e minimizar o efeito prejudicial da maior dissolução de impurezas em pH alto.

Com relação às variáveis concentração de cianeto de sódio e concentração de oxigênio dissolvido na polpa, deve-se ter bastante claro que, na maioria das usinas, no início da lixiviação, a concentração de cianeto de sódio é bastante alta (nos tanques de adição do agente lixiviante) e que, portanto, a velocidade de lixiviação depende primariamente da concentração de oxigênio dissolvido ⁽⁶⁵⁾. Isto explica e confirma os resultados de ensaios realizados por muitos pesquisadores em que foi observado aumento da cinética inicial de lixiviação e a redução das perdas devidas à presença de ouro cianetável no rejeito, quando se utilizam oxigênio puro e peróxidos na cianetação ^(20,28-30).

À medida que a lixiviação se desenvolve, a concentração de cianeto de sódio diminui com o tempo devido às perdas por decomposição (já que o íon cianeto é termodinamicamente instável e apresenta tendência à degradação natural) e devido ao consumo provocado pela presença de cianicidas na polpa. A velocidade de lixiviação nos tanques subsequentes ao tanque de adição de cianeto passa a ser controlada, então, pela concentração do agente lixiviante.

Uma forma de se conseguir velocidades satisfatórias de extração de ouro nestes tanques é realizar a adição estagiada de cianeto em dois ou mais tanques. Cada minério deve ser estudado individualmente para que seja determinada a melhor forma de distribuição da solução de cianeto de sódio nos tanques, de forma a maximizar a extração.

Atualmente, podem ser realizadas medidas “on-line” de pH, concentração de cianeto de sódio e oxigênio dissolvido e a correção para os limites definidos para se garantir a extração é muito rápida e efetiva. Muitas usinas estão operando com estes medidores no mundo inteiro.

Em Fazenda Brasileiro, um analisador “on-line” de cianeto e pH da “Process Analytical System” foi instalado em agosto de 1999 e opera na linha 2 de lixiviação. Uma amostra de polpa é tomada a cada 30 minutos de cada um dos dois tanques que recebem o agente lixiviante (adição em dois estágios: no início da cianetação e após 21 h de tempo de residência). A amostra é analisada por volumetria de complexação, automaticamente, e o resultado obtido é comparado com o valor padrão estabelecido. O equipamento envia um sinal de 4 a 20 mA para a abertura ou fechamento das válvulas de controle da adição da solução de cianeto de sódio nos tanques. Caso a concentração de cianeto analisada apresente-se inferior à concentração de cianeto esperada (padrão), as válvulas são automaticamente abertas e a concentração do lixiviante no tanque corrigida para o valor estabelecido. Com a redução da variabilidade da concentração de cianeto de sódio nos tanques quando comparada com o controle manual dos

pontos de adição do lixiviante, reduções de consumo de cianeto de sódio de aproximadamente 12% vêm sendo observadas.

Uma forma bastante simples de se acompanhar o consumo de cianeto de sódio por cianicidas em circuitos em que o minério contém ferro e/ou cobre como elementos presentes em minerais de ganga reativos, é analisar estes elementos em amostras do circuito de cianetação por espectrofotometria de absorção atômica. A interpretação dos resultados destes metais em solução fornece uma indicação da presença de complexos solúveis de cobre e ferro. Um acompanhamento rotineiro em certas usinas quanto à formação de cianicidas durante o processo de cianetação é a determinação qualitativa de ferrocianeto e sulfocianeto nas soluções de saída da lixiviação.

C- Projeto do Processo

O projeto de um dado processo de beneficiamento de minério aurífero tem como objetivo principal de “garantir um projeto de uma usina confiável, flexível e simples de operar e manter” ⁽¹⁶⁴⁾. A seleção de rotas de processo com maior probabilidade de sucesso técnico e econômico para o empreendimento deve ser realizada com base em resultados de caracterização mineralógica, ensaios tecnológicos, desenvolvimento de fluxogramas de processo, estudo de viabilidade econômica e desenvolvimentos tecnológicos.

O projeto do processo deve contemplar a existência de flexibilidade operacional (obviamente dentro de limites econômicos que não resultem em investimentos desnecessários) para pequenas variações ao longo do tempo das características mineralógicas do minério não previstas no projeto e alterações da forma de adição dos reagentes nos tanques. Todo processo hidrometalúrgico passa por otimizações durante o período de operação buscando maximizar a extração e reduzir os gastos com o consumo de reagentes (adição estagiada e controlada de cianeto de sódio, por exemplo).

D- Aspectos econômicos

Análises detalhadas de rejeitos de cianetação de minérios de ouro têm mostrado que a eficiência da lixiviação de muitas usinas de beneficiamento de ouro pode ser melhorada significativamente.

Os métodos convencionais de caracterização mineralógica não são capazes de quantificar as inclusões e associações do ouro devido aos baixos teores envolvidos. Uma ferramenta analítica desenvolvida no "Anglo American Research Laboratory" permite examinar o comportamento de ouro em minérios ou em qualquer tipo de produto da usina e é conhecida como Diagnóstico de Lixiviação ^(150,165). A perda de ouro no rejeito que resulta diretamente em ineficiência da lixiviação é a presença de ouro ainda passível de ser cianetado que acompanha o rejeito da usina. O ouro presente no rejeito na forma de inclusão em sulfetos/óxidos ou silicatos corresponde a uma parcela do ouro não disponível para a extração. O acompanhamento do ouro cianetável pode ser realizado de forma bastante simples nas usinas de beneficiamento. Basta amostrar a cada turno/dia o rejeito e recianetá-lo em tambor rotativo por determinado tempo. O ouro extraído desta forma corresponde ao ouro que poderia ainda ter sido extraído durante o processo industrial. Neste caso, faz-se necessário, a avaliação das condições operacionais a fim de minimizar a perda de ouro cianetável.

O triângulo custo operacional de moagem (granulometria do minério a ser lixiviado), custo com reagentes na cianetação e recuperação metalúrgica deve ser sempre avaliado em termos econômicos, a fim de se obter o melhor resultado operacional (receita gerada-custos envolvidos).

4.7– DESENVOLVIMENTO DE UM SISTEMA ESPECIALISTA PARA O CIRCUITO HIDROMETALÚRGICO DE FAZENDA BRASILEIRO

4.7.1- Objetivo

Os sistemas especialistas baseados em “lógica fuzzy” consistem na construção de regras baseadas em conceitos linguísticos e “fuzzy sets”. As classes de valores para cada um dos conceitos de cada atributo são denominadas “fuzzy sets” e são definidas em função do conhecimento de um especialista sobre um determinado fenômeno. São definidas regras para serem utilizadas e estas regras são combinadas de acordo com os graus de certeza das classes envolvidas. A lógica “fuzzy” é uma alternativa à aplicação da lógica binária, na qual valores de 0 ou 1 são atribuídos a afirmações “verdadeira” ou “falsa”. Para a lógica “fuzzy”, um fenômeno pode ser “quase verdadeiro”, “falso com 70% de certeza”, ou mesmo “indeterminado”, dentre outros.

A adoção deste conceito permite a representação de maneira simples e intuitiva dos critérios de classificação e percepção de um determinado fenômeno. Permite, sobretudo, combinar percepções qualitativas para a geração de um determinado resultado, a exemplo dos processos cognitivos dos seres humanos. Pode-se, desta forma tratar situações em que observam transições de estado, onde as respostas binárias não são aplicáveis ou adequadas como, por exemplo, a transição entre a noite e o amanhecer, ou entre o crepúsculo e o anoitecer ⁽¹³⁷⁾.

A figura 4.18 mostra os resultados de teor de ouro no rejeito da linha 2 a cada dia durante os meses de junho e julho/99. Observa-se que, mesmo após a execução da adição estagiada de cianeto de sódio, ainda ocorrem teores de ouro no rejeito acima de 0,22 g/t. Isto se deve à dificuldade de controle das principais variáveis envolvidas na cianetação: teor de ouro na alimentação da cianetação, densidade de polpa, concentração de cianeto de sódio após 21 h e concentração de oxigênio no primeiro tanque de lixiviação ^(52,53). Estas variáveis foram

determinadas como as que mais impactam o resultado de recuperação metalúrgica pela aplicação do teste estatístico “t” de “Student”. Detalhes podem ser obtidos na Dissertação de Mestrado da Autora ⁽⁶²⁾.

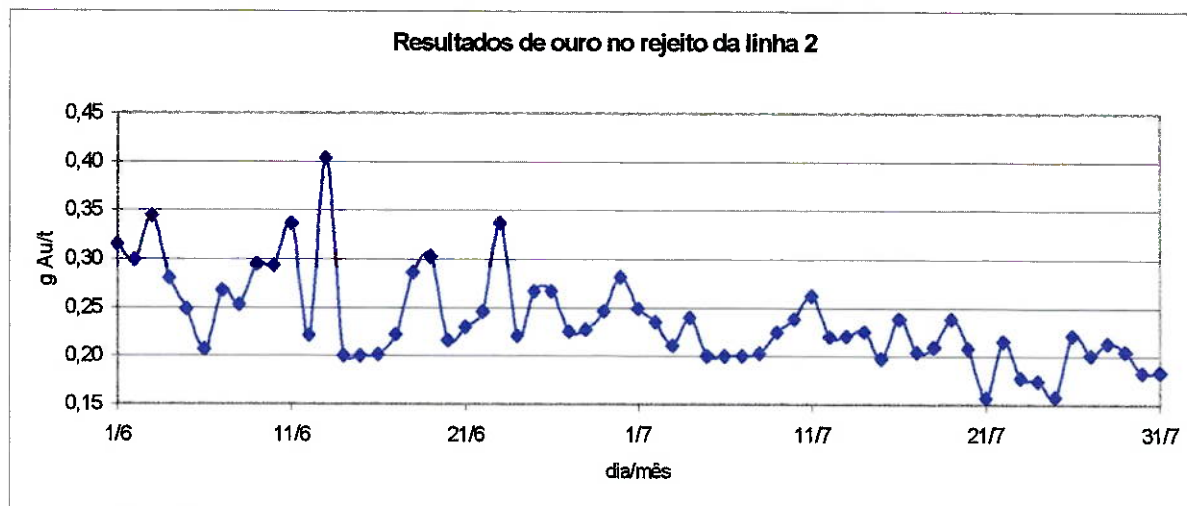


Figura 4.18- Resultados de ouro no rejeito da linha 2 nos meses de junho e julho/99

Um sistema especialista “off-line” baseado em Lógica “Fuzzy” foi desenvolvido com o objetivo de acompanhar o processo de lixiviação da usina de Fazenda Brasileiro e possibilitar melhorias no controle das variáveis operacionais envolvidas através da redução da variabilidade dos resultados de teor de ouro no rejeito.

Os usuários do sistema são operadores, técnicos e engenheiros que buscam informações sobre a previsão do teor de ouro no rejeito a ser obtido sob determinadas condições das variáveis.

4.7.2- Metodologia

1- Um sistema especialista, chamado de “LEACH-FB” (Lixiviação de Fazenda Brasileiro) relacionando as variáveis de entrada: concentração de cianeto após 21h, concentração de oxigênio no início da lixiviação, teor de ouro no minério alimentado na cianetação e densidade da polpa a ser lixiviada com o resultado de

ouro contido no rejeito (variável de saída) foi desenvolvido através do conhecimento aprofundado do processo de cianetação em tanques agitados da usina de Fazenda Brasileiro. O sistema foi baseado em lógica “Fuzzy” utilizando-se o “software” Comdale/X – “Student Version”.

2- Conforme mostrado na Dissertação de Mestrado da autora ⁽⁵³⁾, o teor de ouro no rejeito é uma medida indireta de variáveis que podem ser representadas quantitativamente como concentração de cianeto após 21h, concentração de oxigênio no início da lixiviação, teor de ouro no minério alimentado na cianetação e densidade da polpa a ser lixiviada. Portanto, foram definidas quatro classes de variáveis de entrada e uma variável de saída.

3- O módulo “Fuzzy Associative Map” (FAM) para o controle da lixiviação é apresentado na figura 4.19.

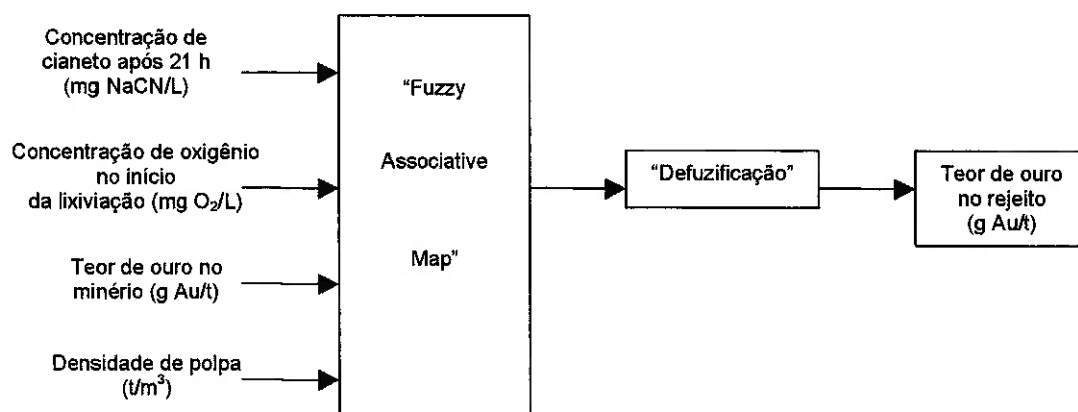


Figura 4.19- Módulo FAM de controle da lixiviação

4- Os atributos de cada classe de variáveis “alto”, “baixo”, “médio”, “aceitável”, etc) foram estabelecidos e os “fuzzy sets” para cada termo linguístico foram desenvolvidos.

A figura 4.20 apresenta os "fuzzy sets" de entrada.

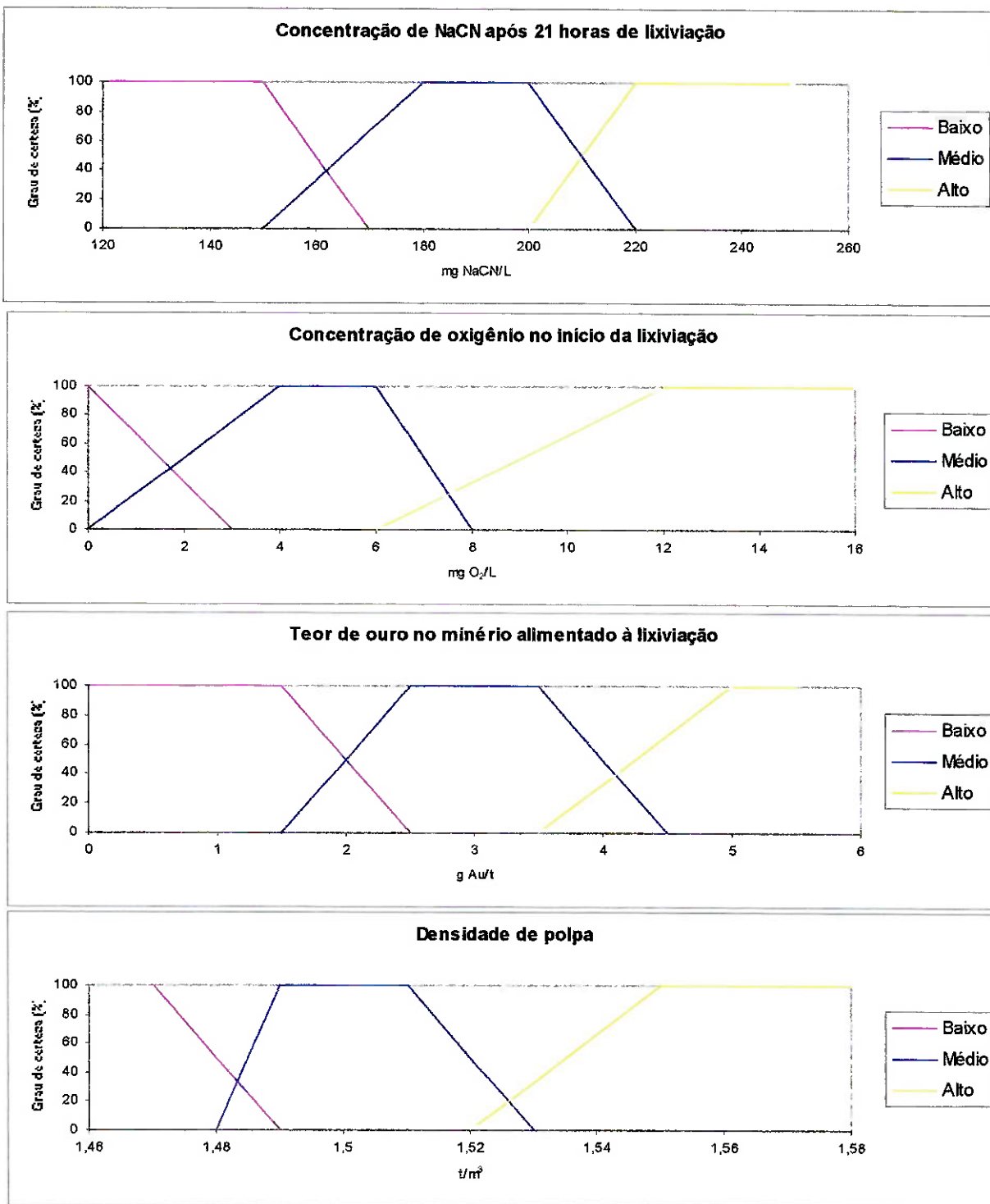


Figura 4.20- "Fuzzy sets" de entrada empregados no sistema

A figura 4.21 apresenta o “fuzzy set” de saída.

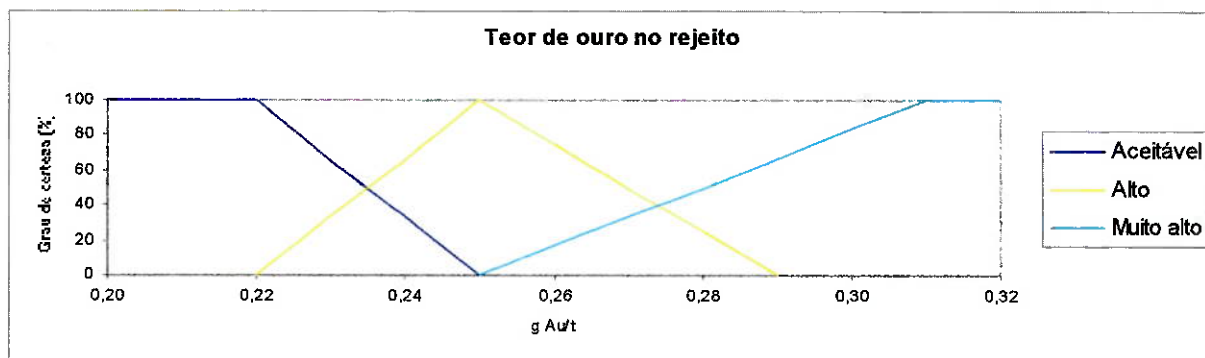


Figura 4.21- “Fuzzy set” de saída

5- Para a construção das regras, foi utilizada uma matriz com o objetivo de facilitar a avaliação de consistência entre cada uma das variáveis de entrada com as demais em relação à variável de saída (teor de ouro no rejeito). A tabela 4.15 mostra as regras usadas.

Tabela 4.15– Regras “fuzzy” para o teor de ouro no rejeito (FAM)

densidade de polpa	concentração de oxigênio					teor de ouro lix.	concentração de oxigênio					teor de ouro lix.	concentração de oxigênio								
	baixa			média			alta			baixa			média			alta					
	conc.cianeto 21 h			conc.cianeto 21 h			conc.cianeto 21 h			conc.cianeto 21 h			conc.cianeto 21 h			conc.cianeto 21 h					
	baixo	média	alto	baixo	média	alto	baixo	média	alto	baixo	média	alto	baixo	média	alto	baixo	média	alto	baixo	média	alto
baixa	AC	A	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA
média	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA	AC	AC	MA
alta	A	MA	MA	MA	MA	MA	A	MA	MA	A	MA	MA	A	MA	MA	A	MA	MA	A	MA	MA

AC= aceitável; A = alta e MA = muito alta

Três expressões “fuzzy” são utilizadas para caracterizar as variáveis de entrada: alto, média e baixo, muito baixo. Para a variável de saída (teor de ouro no rejeito) as expressões aceitável, alto e muito alta são aplicadas.

As regras são descritas através do emprego das expressões : “IF”, “AND”, “OR”, “THEN”, “ELSE” com base na tabela 4.15.

6- A estratégia de inferência utilizada consistiu da aplicação do método “Correlation-Product” que consiste na multiplicação de todos os valores do “fuzzy set” de saída pelo grau de certeza obtido. Este método é de simples programação e é o mais utilizado em sistemas especialistas que empregam níveis de confiança aritméticos em regras aplicadas a escala de veracidade de 0 a 1 (ou 0 a 100%).

7- A “defuzificação” do resultado foi realizada pela aplicação do método do centro de gravidade (“area-centroid weighting”). Este método é o mais flexível de todos os outros disponíveis. Ele pode ser combinado com qualquer um dos três métodos de inferência baseados em correlação para produzir soluções não lineares complexas. Cada “fuzzy set” de saída, neste caso, é representado por dois conceitos: uma área e uma posição no centro. O grau de certeza é calculado pelo somatório do produto de cada área pela posição do centro dividido pelo somatório de cada área dos “sets” de saída.

4.7.3- Resultados

O sistema especialista encontra-se disponível no microcomputador da engenharia de processo da usina de Fazenda Brasileiro e opera no ambiente Comdale-X. A cada coleta de dados pela usina (normalmente a cada 4 h), o sistema especialista pode ser consultado e uma previsão de operação adequada ou não do processo é obtida.

Os dados de entrada são fornecidos conforme apresentado na figura 4.22.

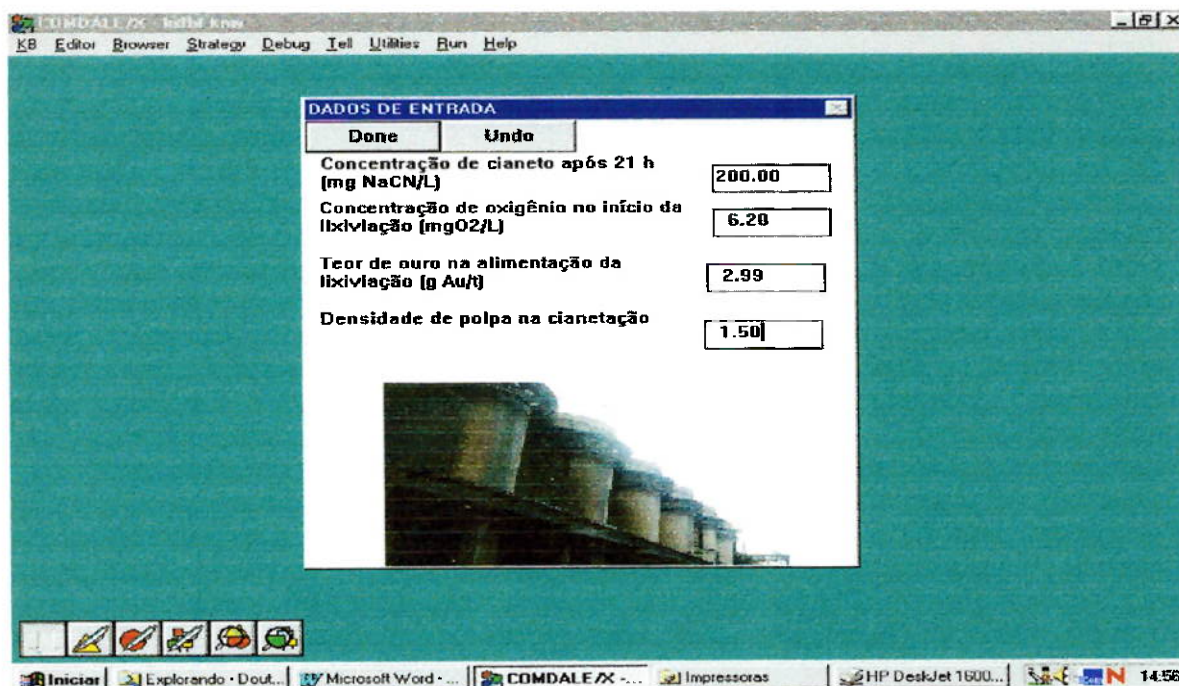


Figura 4.22- Dados de entrada do sistema especialista "LEACH-FB"

A figura 4.23 mostra a primeira página do sistema especialista.

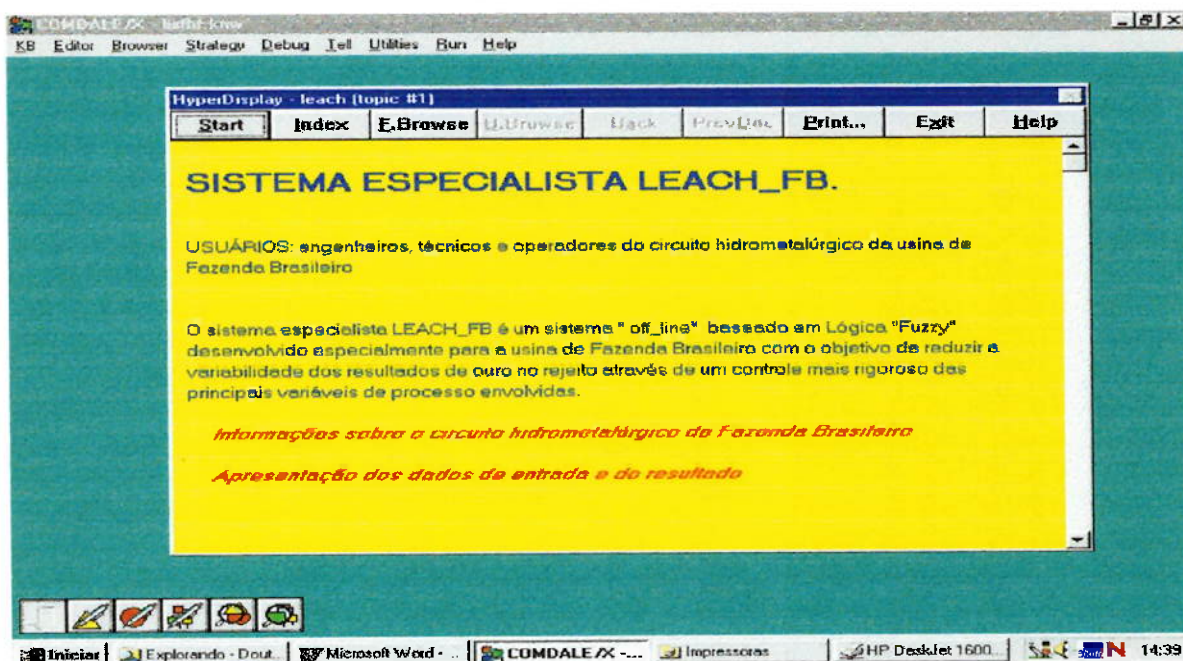


Figura 4.23- Primeira página do sistema especialista

A figura 4.24 mostra os resultados gerados pelo sistema especialista "LEACH-FB" baseado em lógica "fuzzy".



Figura 4.24- Tela de resposta do sistema especialista

O modelamento heurístico do circuito de Fazenda Brasileiro desenvolvido no sistema especialista "LEACH-FB" foi validado através dos dados experimentais observados em escala industrial conforme apresentado na figura 4.25 e na tabela 4.16.

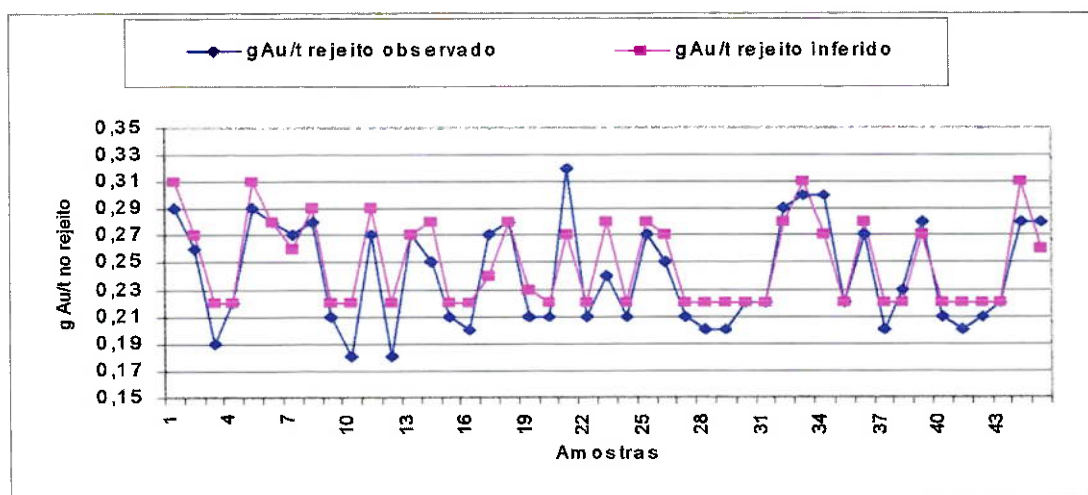


Figura 4.25- Comparação entre os teores de rejeito observados e inferidos

Tabela 4.16- Validação do sistema especialista

Data	mg NaCN/L após 21h	mg O ₂ /L início da lixiviação	g Au/t alimentado	densidade de polpa (t/m ³)	gAu/t rejeito observado	gAu/t rejeito inferido
16/09/98 - 2o. Turno	140	2,85	1,25	1,50	0,29	0,31
24/09/98 - 2o. Turno	160	4,83	1,97	1,51	0,26	0,27
26/09/98 - 1o. Turno	200	6,07	1,74	1,50	0,19	0,22
02/10/98 - 2o. Turno	200	6,20	2,99	1,50	0,22	0,22
10/10/98 - 2o. Turno	150	3,27	1,97	1,50	0,29	0,31
20/10/98 - 1o. Turno	165	4,80	4,25	1,52	0,28	0,28
26/10/98 - 3o. Turno	165	7,80	3,76	1,52	0,27	0,26
28/10/98 - 3o. Turno	155	5,27	3,15	1,51	0,28	0,29
03/11/98 - 3o. Turno	200	6,40	2,47	1,50	0,21	0,22
14/11/98 - 2o. Turno	182	4,51	1,74	1,50	0,18	0,22
25/11/98 - 2o. Turno	156	4,27	1,55	1,49	0,27	0,29
30/11/98 - 2o. Turno	178	5,70	1,93	1,49	0,18	0,22
08/12/98 - 2o. Turno	162	5,80	2,08	1,51	0,27	0,27
20/12/98 - 2o. Turno	190	2,60	2,62	1,54	0,25	0,28
27/12/98 - 2o. Turno	197	4,92	2,31	1,50	0,21	0,22
29/12/98 - 2o. Turno	179	6,23	2,26	1,50	0,20	0,22
01/01/99 - 2o. Turno	167	3,27	2,41	1,51	0,27	0,24
02/01/99 - 2o. Turno	190	3,77	3,00	1,54	0,28	0,28
05/01/99 - 2o. Turno	196	3,53	3,65	1,49	0,21	0,23
08/01/99 - 2o. Turno	178	9,96	3,15	1,50	0,21	0,22
11/01/99 - 2o. Turno	208	10,80	2,40	1,59	0,32	0,27
22/01/99 - 2o. Turno	198	10,51	1,90	1,50	0,21	0,22
27/01/99 - 2o. Turno	183	12,32	1,99	1,55	0,24	0,28
01/02/99 - 2o. Turno	188	16,70	2,15	1,50	0,21	0,22
11/02/99 - 2o. Turno	188	14,40	4,11	1,53	0,27	0,28
15/02/99 - 2o. Turno	208	14,10	2,57	1,58	0,25	0,27
22/02/99 - 2o. Turno	200	22,20	2,06	1,50	0,21	0,22
25/02/99 - 2o. Turno	197	14,00	2,00	1,50	0,20	0,22
01/03/99 - 2o. Turno	181	11,20	1,64	1,50	0,20	0,22
20/03/99 - 1o. Turno	200	12,00	3,12	1,50	0,22	0,22
21/03/99 - 1o. Turno	207	10,30	2,32	1,50	0,22	0,22
24/03/99 - 2o. Turno	194	13,10	2,50	1,56	0,29	0,28
27/03/99 - 2o. Turno	140	11,00	2,05	1,51	0,30	0,31
01/04/99 - 2o. Turno	192	10,27	1,86	1,58	0,30	0,27
04/04/99 - 2o. Turno	200	5,17	1,78	1,50	0,22	0,22
07/04/99 - 2o. Turno	180	10,80	2,83	1,57	0,27	0,28
13/04/99 - 1o. Turno	195	14,86	1,84	1,51	0,20	0,22
14/04/99 - 2o. Turno	190	11,46	2,53	1,52	0,23	0,22
19/04/99 - 2o. Turno	207	10,50	2,73	1,57	0,28	0,27
22/04/99 - 2o. Turno	184	6,24	1,80	1,51	0,21	0,22
26/04/99 - 2o. Turno	194	4,60	1,64	1,50	0,20	0,22
27/04/99 - 2o. Turno	184	6,56	2,30	1,50	0,21	0,22
30/04/99 - 2o. Turno	209	10,50	1,79	1,50	0,22	0,22
04/09/99 - 20 h	140	7,74	2,67	1,53	0,28	0,31
04/09/99 - 2o. Turno	164	6,15	2,78	1,52	0,28	0,26

Com a instalação do analisador “on-line” de cianeto de sódio em uma das linhas de cianetação (linha 2) de Fazenda Brasileiro a partir de meados de setembro de 1999, será possível, no futuro, realizar um controle “on-line” da variável concentração de cianeto de sódio na lixiviação utilizando-se o software Comdale-C. Medições “on-line” da densidade de polpa encontram-se atualmente disponíveis e com a instalação de um medidor de oxigênio no primeiro tanque de lixiviação poderá ser possível o controle em tempo real das variáveis da lixiviação.

O trabalho de desenvolvimento do sistema especialista “LEACH-FB” terá continuidade e deverá ser expandido com os seguintes objetivos adicionais:

a- Previsão do consumo de cianeto com base nas informações sobre elementos dissolvidos na polpa e/ou características mineralógicas do minério de Fazenda Brasileiro.

b- Elaboração de um modelo de operação do processo de lixiviação aplicável de forma geral a usinas de ouro tratando minérios com leve refratariedade ou “free milling”, previamente validado com o minério de Fazenda Brasileiro.

c- Estimativa da recuperação metalúrgica e do consumo de cianeto de sódio de uma unidade de lixiviação em operação.

d- Otimização de uma unidade produtiva em operação.

As informações que serão utilizadas para se desenvolver sistemas com os objetivos descritos acima consistem de: valores das variáveis de processo aplicáveis, configuração do circuito de lixiviação, análises químicas e mineralógicas do minério, diagnóstico de lixiviação, caracterização do grão de ouro, dentre outras.

4.8– AVALIAÇÃO DAS CARACTERÍSTICAS DO CARVÃO ATIVADO APLICADO NA INDÚSTRIA DO OURO

O carvão adequado a ser utilizado em processos de adsorção de ouro, deve possuir características específicas, dentre as quais se podem destacar:

a- Elevada cinética de adsorção de espécies em fase líquida (taxa de extração de ouro e capacidade de carregamento);

b- Alta dureza para garantir um consumo específico do carvão ativado em limites aceitáveis (em geral, 50g carvão/tonelada de minério processada). Esta característica ou propriedade é particularmente importante nos circuitos CIL e CIP com o objetivo de minimizar perdas decorrentes da geração de finos.

A avaliação das características dos carvões ativados utilizados como adsorvente na indústria do ouro consiste em determinar propriedades físicas e físico-químicas tais como: dureza, análise granulométrica, índice de iodo, adsorção em tetracloreto de carbono (CCl_4), constante de capacidade e cinética de adsorção. Este tipo de avaliação é imprescindível considerando-se que, um carvão inadequado gera perda na eficiência do processo de produção, acarretando perda de ouro solúvel e adsorvido em partículas finas de carvão além do aumento do consumo específico de carvão devido a abrasão e, conseqüentemente, o aumento dos custos operacionais.

A importância de cada ensaio de caracterização dos carvões ativados a serem aplicados na indústria do ouro é apresentada a seguir:

A- Determinação da dureza

Carvão ativado deve apresentar elevada dureza quando utilizado em circuitos de adsorção CIL ou CIP para resistir às forças de impacto (contra agitadores, peneiras, etc) e às forças de abrasão (com a polpa) e evitar a geração de finos. O custo de perdas de carvão em operação e manuseio pode ser

grandemente aumentado devido a perdas de ouro que acompanham os finos. Deve-se considerar, portanto, o custo do carvão em sua utilização e não somente o valor de compra. É necessário quantificar a perda média de ouro no carvão fino que acompanha o rejeito da polpa.

A tabela 4.17 apresenta perdas médias de carvão ativado "Le Carbone G 210 AS" em usinas após vários anos de operação ⁽¹⁰²⁾.

Tabela 4.17
Perdas de carvão "Le Carbone G 210 AS" em usinas com vários anos de operação

CIP	Tipo de Minério	Toneladas de minério tratadas por mês	Perdas de carvão fino (g) por tonelada de minério processada
7 estágios	calcinado	30.000	32 g/t
5 estágios	minério	55.000	45 g/t
7 estágios	calcinado	18.000	28 g/t
5 estágios	pirita	300.000	20 g/t

A dureza depende da matéria-prima usada e das condições de ativação do carvão e varia inversamente com o aumento da ativação.

B- Análise granulométrica

A análise granulométrica fornece a característica de distribuição do tamanho das partículas do carvão ativado e mostra a porcentagem de finos presentes abaixo da menor malha especificada.

C- Densidade aparente

Esta determinação tem importância para carvões novos e usados no processo de produção. Para os carvões novos, o conhecimento da relação massa/volume é essencial para a ocupação adequada de tanques, caixas e colunas. Para carvões em determinados pontos do processo produtivo como na adsorção, após eluição, após lavagem ácida/neutralização e após regeneração

térmica, a determinação da densidade aparente fornece informações relacionadas à eficiência dos processos de lavagem e regeneração do carvão. Espera-se redução de densidade aparente do carvão após tratamento envolvendo lavagem ácida, neutralização e regeneração do carvão devido à remoção de sais inorgânicos, carbonatos e metais básicos além da decomposição de compostos orgânicos e carbonatos residuais.

Em geral, a densidade diminui com o aumento da atividade de dado carvão e é diretamente proporcional à dureza.

D- Índice de iodo

O índice de iodo representa a quantidade em miligramas de iodo adsorvida por grama de carvão quando a concentração de iodo residual no filtrado for igual a 0,02N. Fornece indicação do número de poros do carvão com tamanho superior a 10 Å, valor que corresponde ao diâmetro da molécula de iodo.

Com o valor do índice de iodo pode-se estimar a área superficial em m^2/g do carvão ativado ⁽¹⁰²⁾.

$$\text{Índice de Iodo} \times 1,075 \approx \text{área superficial} \quad (4.14)$$

E- Adsorção em tetracloreto de carbono(CCl_4)

A adsorção de CCl_4 em carvões ativados é definida como a razão percentual em peso de CCl_4 adsorvido pela amostra de carvão e o peso da amostra. O valor encontrado fornece uma indicação do nível de ativação do carvão.

F- Capacidade de carregamento

A medida da capacidade de adsorção do carvão envolve o controle de parâmetros tais como a temperatura, o pH, a concentração de cianeto e a força iônica da solução. O resultado é expresso em mg Au/g carvão.

A isoterma de Freundlich ⁽¹⁰⁵⁾ é utilizada para a determinação da constante de carregamento (k) :

$$X/M = k c^{1/n} \quad (4.15)$$

onde: X=massa de ouro carregado no carvão (mg); M= massa da amostra de carvão (g); c= concentração de equilíbrio de ouro no filtrado (mg/L); k= constante de carregamento do ouro no carvão (mg Au/g C) em equilíbrio com uma solução residual de ouro com concentração de 1 mg/L e n=ordem de reação=1. O valor X/M, na concentração de equilíbrio de 1 mg/L determinada pela isoterma, corresponde ao valor de k.

G- Cinética de adsorção

A cinética de adsorção ou taxa de adsorção de ouro é determinada pela porcentagem de ouro adsorvida pelo carvão, de uma solução com concentração de 10 mgAu/L, após 60 minutos de contato. O valor desta propriedade fornece indicação da velocidade de adsorção do ouro no carvão.

4.8.1- Objetivo

São analisadas e discutidas as propriedades físicas e físico-químicas importantes para um bom desempenho do carvão ativado utilizado na adsorção de ouro em seis tipos de amostras de carvão (A, B, C, D, E e F).

4.8.2- Metodologia

1- As propriedades físicas e físico-químicas de seis tipos de carvões ativados (A, B, C, D, E e F) foram determinadas pelo Laboratório da Mina de Fazenda Brasileiro - CVRD.

2- Os ensaios realizados foram:

2.1- Físicos: a- Dureza;
b- Análise Granulométrica;
c- Densidade Aparente.

2.2- Físico-químicos/cinéticos: a- Índice de Iodo;
b- Adsorção em CCl_4 ;
c- Capacidade de Carregamento;
d- Cinética de Adsorção.

2.3- Observações em lupa: brilho, presença de trincas e impurezas.

3- As normas e os procedimentos utilizados para a execução dos ensaios são apresentadas na tabela 4.18.

Tabela 4.18- Normas/procedimentos adotados para seleção de carvão ativado para usinas de ouro

Ensaio	Norma/procedimento
Densidade aparente a granel	ASTM D2854-89
Dureza ("RO-TAP Abrasion Test")	AWWA B604-74/Sec.4.6; item 4.6.3
Índice de iodo	ASTM D1510-81
Atividade por CCl_4	ASTM D3467-88
Capacidade de carregamento	AARL
Cinética de adsorção	AARL
Análise Granulométrica	ASTM D2862-82

4.8.3- Resultados e Discussão

A tabela 4.19 apresenta os resultados consolidados da caracterização das seis amostras de carvão ativado e possibilita a comparação entre a qualidade do insumo.

Tabela 4.19 – Resultados obtidos dos ensaios de propriedades dos carvões ativados

Características	A	B	C	D	E	F
Matéria-prima	Casca de coco	Casca de coco	Casca de coco	Casca de coco	Casca de coco	Casca de coco
Densidade aparente (t/m^3)	0,49	0,53	0,50	0,44	0,48	0,47
Dureza (%)	96,81	98,38	96,33	98,49	98,20	97,11
Índice de Iodo ($mg I_2/gC$)	1310	1172	1121	1336	1069	1048
Adsorção CCl_4 (%)	68,3	64,1	50,7	66,2	62,8	62,2
Capacidade de carregamento ($mg Au/gC$) (K)	26,8	26,0	21,3	27,1	22,8	22,7
Cinética de adsorção (% em 60 min) (R)	55,7	53,9	50,9	60,0	47,8	42,9
Análise Granulométrica (% em massa)	+6#: 0,1	+6#: 0,08	+6#: 0,03	+6#: 1,06	+6#: 0,46	+6#: 0,63
	-6+16#: 99,8	-6+16#: 99,43	-6+14#: 99,82	-6+16#: 98,92	-6+16#: 99,40	-6+12#: 99,02
	-16#: 0,1	-16#: 0,49	-16#: 0,15	-16#: 0,06	-16#: 0,14	-12#: 0,35

Os carvões B, D e F apresentaram superfícies regulares e brilho variando entre semi-brilhante a fosco. Poucas trincas foram observadas através de lupa. Já os carvões F, C e A apresentaram partículas com superfície áspera, rugosa e irregular, além de trincas profundas. Impurezas como grãos de areia e escória foram observadas no carvão C.

Os resultados de granulometria dos carvões analisados mostram que os carvões A, B, D e E estão bitolados entre 6 e 16#. Os carvões C e F apresentam tamanho de partícula compreendido entre -6+14# e -6+12#, respectivamente.

Na resistência à abrasão, para os carvões B, D e E apresentaram os melhores resultados. Esta característica é de extrema importância na avaliação de carvões ativados a serem utilizados em processos de adsorção devido à possibilidade de geração de finos de carvão contendo ouro, incorrendo em perdas do metal.

Ao compararmos os resultados de dureza dos carvões C (pior resultado = 96,33%) e D (melhor resultado = 98,49%), observa-se que a perda de ouro no carvão fino, devido à abrasão, nas mesmas condições de operação, será aproximadamente 2,4 vezes maior para o carvão C (3,67% contra 1,51%).

O carvão D apresentou a maior capacidade de carregamento. A figura 4.26 apresenta a isoterma de Freundlich para o carvão D.

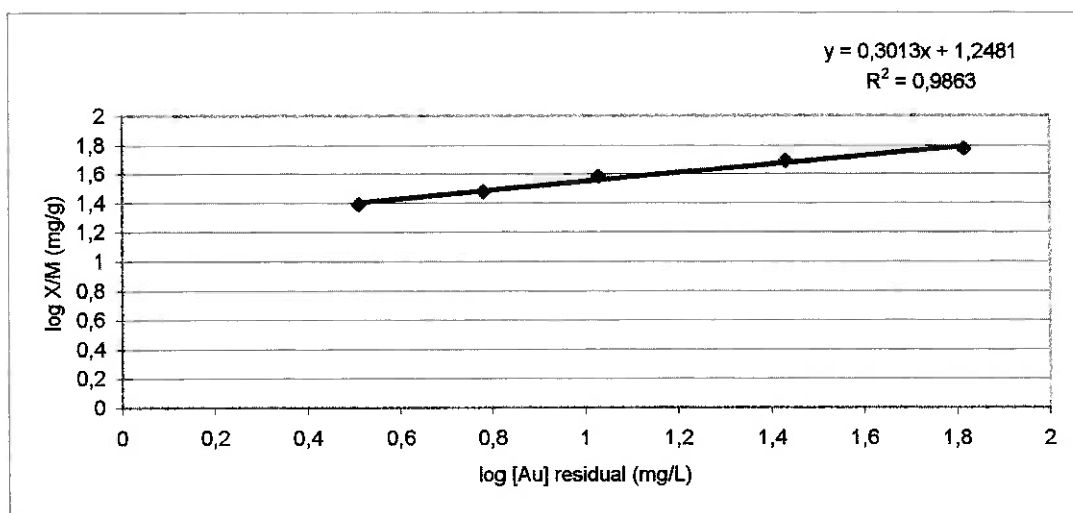


Figura 4.26- Isoterma de Freundlich para o carvão D

Os resultados da capacidade de carregamento (K) e da cinética de adsorção dos carvões C, E e F apresentam-se baixos quando comparados com os demais tipos de carvão estudados.

Observa-se que o carvão A apresenta cinética mais rápida de adsorção de ouro, enquanto que, o carvão D apresenta o maior valor de dureza conforme pode ser visto na tabela 3.19.

Os resultados de adsorção em CCl_4 para os carvões C, E e F também apresentaram valores inferiores aos obtidos para os carvões A, B e D, coerentemente ao observado para as características de capacidade de carregamento e de cinética de adsorção.

As propriedades cinéticas dos carvões A, B e D apresentaram valores aceitáveis para aplicação dos carvões no processo de adsorção de ouro.

Recomenda-se utilizar, preferencialmente, os carvões D e B, nesta ordem, com base nos resultados obtidos.

4.8.4- Considerações importantes

Um fator importante no acompanhamento do recebimento de carvões ativados pelas usinas de beneficiamento é a determinação da umidade contida no carvão (o carvão é higroscópico e pode absorver umidade até 2 vezes o valor de sua massa). Esta determinação analítica da umidade deve ser realizada a cada recebimento e o conteúdo real de carvão (base seca) deve ser utilizado para pagamento ao fornecedor (controle de qualidade do fornecimento do insumo).

A manutenção das características cinéticas e físicas dos carvões devem ser acompanhadas através da coleta e análise destas características a

cada fornecimento e da verificação do certificado de análise, que deve ser emitido pelo fornecedor de cada lote embarcado.

O carvão ativado que atende aos requisitos para adsorção de dicianoaurato em solução cianetada deve:

- a- Reduzir o nível de ouro em solução ao mais baixo nível possível durante um intervalo de tempo mínimo;
- b- Adsorver o máximo do complexo de ouro;
- c- Apresentar máxima dureza, com o objetivo de resistir à abrasão e impacto nos circuitos de adsorção, dessorção e regeneração.

As duas primeiras características, capacidade de carregamento do carvão e cinética de adsorção não são compatíveis com o terceiro critério, dureza. A escolha do melhor carvão deve ser feita ponderando-se estes três fatores.

Observações macro e microscópicas do carvão ativado são valiosas na identificação das características da superfície da partícula, macroporosidade superficial, brilho e identificação de impurezas como grãos de areia, cinzas, escória e outros. No caso de efetivação da compra deste carvão, o fornecedor poderá ser penalizado pelo alto nível de impurezas do seu produto.

Acompanhamento da densidade aparente do carvão ativado nos vários pontos do circuito deve ser realizado e fornece resultados valiosos de eficiência das operações de lavagem ácida/neutralização e regeneração/reativação térmica do carvão. Espera-se a redução de densidade do carvão após as operações de lavagem e neutralização. Caso isto não se verifique, ações de revisão dos procedimentos devem ser realizadas. O mesmo ocorre para a etapa de regeneração do carvão ativado. Periodicamente, contudo, com uma frequência maior de avaliação, amostras de carvão devem ser coletadas do circuito para caracterização geral incluindo ensaios os físicos e físico-químicos já discutidos.

4.9– ESTUDO CINÉTICO DA ADSORÇÃO DE OURO EM CARVÃO ATIVADO

Vários estudos cinéticos de adsorção de ouro por carvão ativado têm sido desenvolvidos nos últimos anos ^(105,114-115,172-176).

Nicol et alii ⁽¹⁷⁶⁾ estabeleceram um modelo para a adsorção de ouro em carvão utilizando equações empíricas obtidas de ensaios em bancada com polpas cianetadas. A energia de ativação determinada apresentou o valor de 2,6 kcal/mol. A velocidade de adsorção mostrou-se proporcional ao inverso do diâmetro da partícula.

Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾ estudaram o efeito das variáveis envolvidas no processo de adsorção de ouro como agitação, pH, força iônica, temperatura, concentração de cianeto livre, tamanho da partícula de carvão, densidade de polpa, presença de íons cobre, dentre outras. A constante cinética (k) é calculada com base nos dados experimentais obtidos na primeira hora de adsorção. Assume-se que a velocidade de adsorção é proporcional à concentração de ouro em solução ($[Au]_s$) e independe da concentração do metal no carvão ($[Au]_c$):

$$-d[Au]_c/dt = k [Au]_s \quad (4.16)$$

No procedimento experimental utilizado por Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾, a velocidade de adsorção de ouro no carvão é dada por:

$$d[Au]_c/dt = V C/M_c t \quad (4.17)$$

onde V é o volume em litros da solução contendo o metal, C é a concentração de ouro em solução expressa em mg/L, M_c é a massa de carvão em kg e t é o tempo em horas.

Fuerstenau et alii ⁽¹⁷⁷⁾ descreveram a velocidade de dissolução do ouro através de uma equação de primeira ordem em relação à concentração de ouro em solução. O valor de 2,0 kcal/mol para a energia de ativação foi determinado.

Ladeira et alii apresentam a seguinte equação para descrever a adsorção de ouro no carvão com coeficiente de correlação acima de 0,99:

$$X = a t / (b + t) \quad (4.18)$$

onde: a e b são constantes, sendo a adimensional e b(h), t é o tempo em horas e X é a fração reagida.

A maior parte da literatura ^(105,115,172-175) propõe uma equação cinética de primeira ordem para descrever o fenômeno da adsorção de ouro em carvão ativado:

$$\ln ([Au]_{so} / [Au]_s) = k \cdot t \quad (2.42)$$

onde $[Au]_s$ = concentração de ouro em solução em dado tempo t, $[Au]_{so}$ = concentração inicial de ouro em solução e k = constante de velocidade.

Contudo, o ajuste dos valores experimentais à equação (2.42) somente se apresenta satisfatório para tempos de reação inferiores a 4 horas ^(114,115). Para tempos de adsorção maiores, outra equação de velocidade que relaciona fração reagida com o tempo tem sido proposta (equação (4.18)) ⁽¹¹⁴⁾.

4.9.1- Objetivo

Avaliar e comparar os resultados obtidos pela aplicação de alguns modelos cinéticos propostos pela literatura para a definição da equação cinética que melhor se ajusta aos dados industriais da adsorção de ouro em carvão no circuito da usina de Fazenda Brasileiro.

4.9.2- Metodologia

1- Amostras de dois tipos de carvão ativado (amostras B e D) foram submetidas à avaliação da cinética de adsorção do ouro por cianeto.

2- Um grama da amostra foi colocada em contato com um litro de solução de dicianoaurato de sódio a 10 mg/L de ouro. Alíquotas de 5 mL foram retiradas após 15, 30, 45, 60, 90, 120 minutos e a partir daí, de hora em hora ou a cada duas horas, até a décima sexta hora. O ouro foi determinado por espectrofotometria de absorção atômica. O procedimento seguiu a norma AARL ⁽¹⁷⁰⁾. O ensaio foi realizado em duplicata.

3- As equações cinéticas abaixo foram avaliadas com base nos resultados obtidos:

a- Equação de primeira ordem ⁽¹¹⁵⁾:

$$-d[Au]_s/dt = k [Au]_s \quad (4.19)$$

$$\ln ([Au]_{so}-[Au]_s) = k_1 t \quad (2.42)$$

b- Modelo de Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾:

$$q = k_F [Au]_{so} t^n \quad (4.20)$$

onde: q é a concentração de ouro no carvão expressa em mg Au/g de carvão, $[Au]_{so}$ é a concentração de ouro inicial na solução em mg Au/L e k_F e n são constantes características.

O valor de q é calculado pela seguinte equação:

$$q = ([Au]_{so} - [Au]_{st}) * V_s/M_c \quad (4.21)$$

onde V_s é o volume em litros da solução contendo ouro e M_c é a massa de carvão contida no ensaio.

A equação (4.20) pode ser apresentada como se segue:

$$\log (q/[Au]_{so}) = \log k_F + n \log t \quad (4.22)$$

c- Modelo de La Booy et alii ⁽¹¹⁵⁾:

$$q = k_B [Au]_{st} t^n \quad (4.23)$$

$$\log (q/[Au]_{st}) = \log k_B + n \log t \quad (4.24)$$

d- Modelo de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾:

$$X = a t / (b + t) \quad (4.25)$$

Os gráficos foram plotados para dois períodos distintos de adsorção: durante as primeiras horas (2 ou 3 horas) e de 0 a 16 horas.

4- Os resultados de análise de ouro em solução no circuito de adsorção da usina de Fazenda Brasileiro (tanques 05, 06, 19 a 22 da linha 1 e tanques 11, 12 e 25 a 30 da linha 2) foram estudados no período de dezembro/97 a junho/99. A equação que melhor descreve a adsorção de ouro em carvão ativado a partir soluções diluídas do metal após períodos longos de contato foi avaliada para representar os valores reais encontrados na prática industrial da usina.

4.8.3- Resultados e Discussão

A tabela 4.20 apresenta os resultados de concentração do ouro na solução determinados no laboratório e a fração do metal adsorvida nos carvões B e D.

Tabela 4.20- Resultados do ensaio cinético da cinética de adsorção para os carvões B e D.

	mg Au/L solução		% adsorvida	
t(h)	Carvão B	Carvão D	Carvão B	Carvão D
0	10,37	10,37	0	0
0,25	8,11	8,15	21,8	21,4
0,5	6,79	6,47	34,5	37,6
0,75	5,75	5,18	44,6	50,0
1	4,78	4,15	53,9	60,0
1,25	4,06	3,35	60,8	67,7
1,5	3,12	2,47	69,9	76,2
2	2,28	1,69	78,0	83,7
3	1,33	0,91	87,2	91,2
4	0,88	0,56	91,5	94,6
5	0,61	0,39	94,1	96,2
6	0,44	0,30	95,8	97,1
7	0,35	0,26	96,6	97,5
8	0,31	0,22	97,0	97,9
9	0,25	0,21	97,6	98,0
10	0,23	0,19	97,8	98,2
12	0,19	0,16	98,2	98,5
14	0,17	0,15	98,4	98,6
16	0,17	0,14	98,4	98,6

A figura 4.27 mostra as curvas cinéticas de adsorção dos dois carvões estudados.

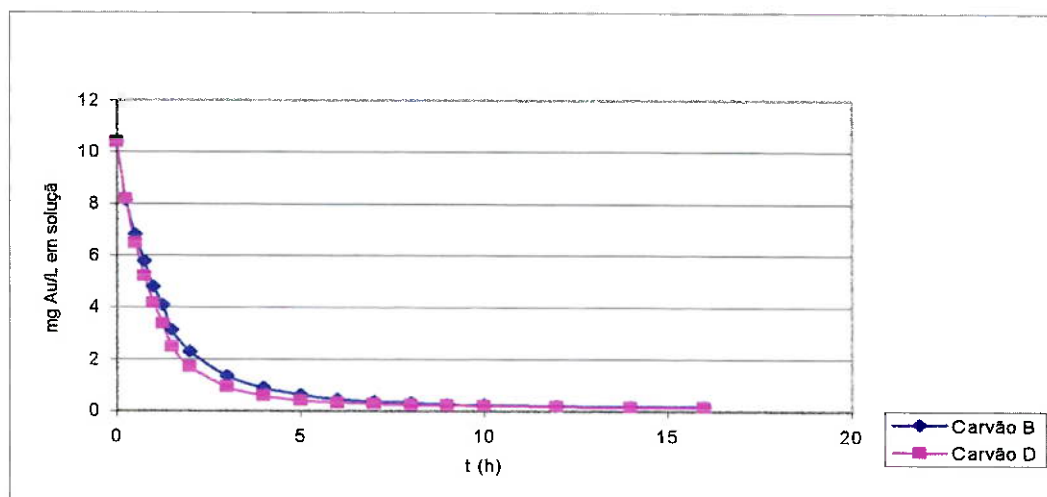


Figura 4.27- Curvas cinéticas de adsorção de ouro em carvão

O carvão D apresenta cinética mais rápida que o carvão B, conforme apresentado na figura 4.27.

A- Equação de primeira ordem

Observa-se que as equações matemáticas que melhor se ajustam aos dados experimentais apresentados na tabela 4.20 e figura 4.27 são as seguintes:

$$\text{Carvão B: } [Au]_{st} = 10,37 e^{-0,3565t} \quad R^2 = 0,7520 \quad (4.26)$$

$$\text{Carvão D: } [Au]_{st} = 10,37 e^{-0,3810t} \quad R^2 = 0,6187 \quad (4.27)$$

Os coeficientes de determinação apresentam-se inferiores a 0,80 e a equação de primeira ordem para a adsorção do ouro em carvão ativado não mostra um ajuste adequado conforme pode ser visualizado na figura 4.28, onde a equação (2.42) é aplicada.

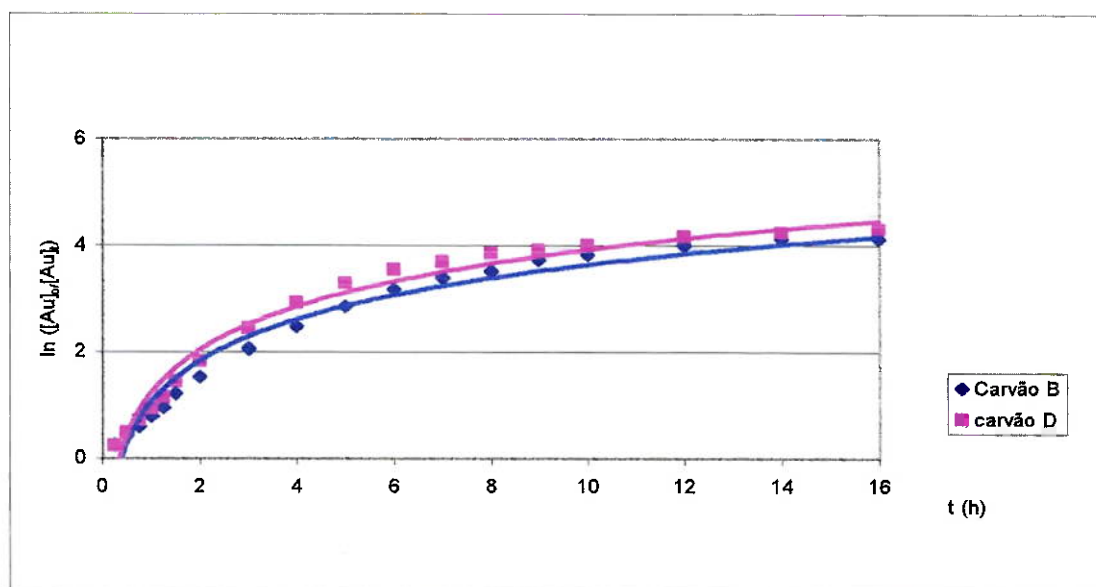


Figura 4.28- Aplicação da equação de primeira ordem para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas

Uma equação de reta não é obtida do ajuste dos dados experimentais para tempos de adsorção compreendidos entre 0 e 16 horas.

Entretanto, para tempos de adsorção entre 0 e 3 horas, o ajuste da equação de primeira ordem é bastante adequado, como pode ser verificado na figura 4.29 com equações de reta apresentando coeficientes de determinação próximos de 0,98.

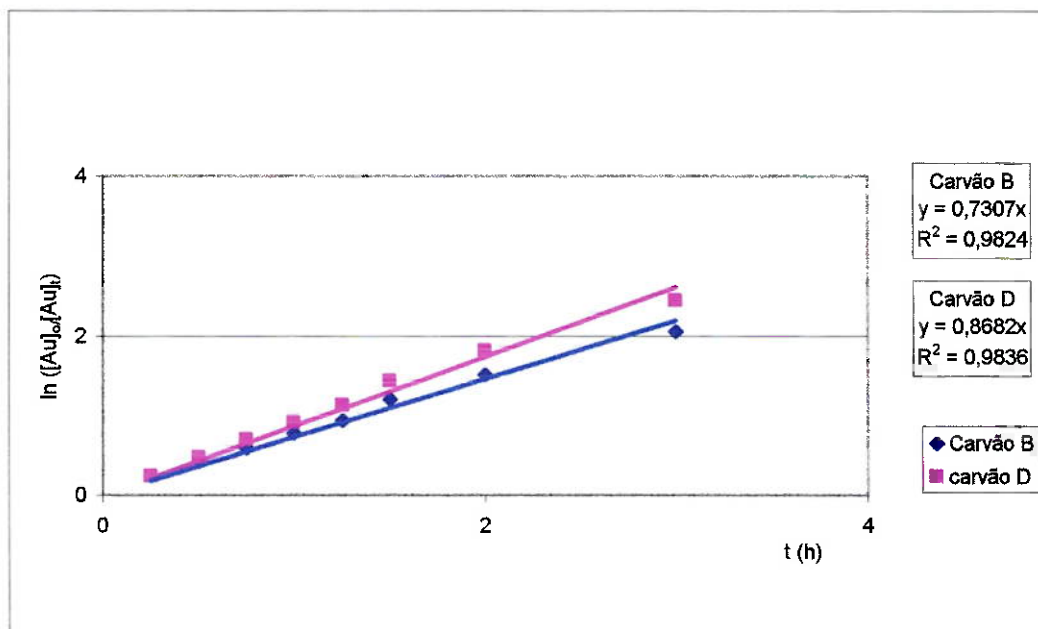


Figura 4.29- Aplicação da equação de primeira ordem para tempos de adsorção entre 0 e 3 horas

As constantes de velocidade para as três primeiras horas de adsorção dos carvões B e D são $0,7307 \text{ h}^{-1}$ e $0,8682 \text{ h}^{-1}$, respectivamente.

Portanto, a equação de velocidade de adsorção de ouro em carvão ativado pode ser adequadamente considerada de primeira ordem apenas para as primeiras horas de adsorção, não sendo aplicável para tempos de adsorção maiores.

B- Equação de Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾

A figura 4.30 mostra a aplicação do modelo cinético proposto por Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾ (equação (4.22)) para os dados apresentados na tabela 4.20.

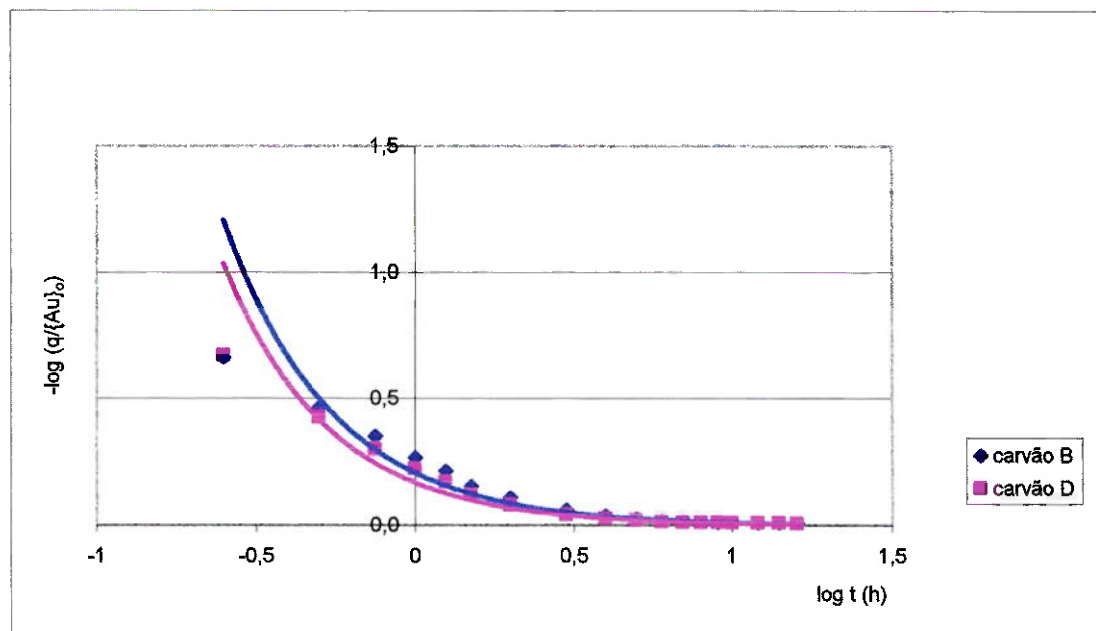


Figura 4.30- Aplicação da equação de Fleming e Nicol para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas

Os dados não se ajustam adequadamente para descrever uma equação de reta para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas. A melhor correlação entre os dados experimentais foi obtida através de função exponencial.

Para tempos de adsorção até duas horas, a equação proposta por Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾ se ajusta adequadamente aos dados experimentais conforme apresentado na figura 4.31. Coeficientes próximos a 0,99 foram obtidos.

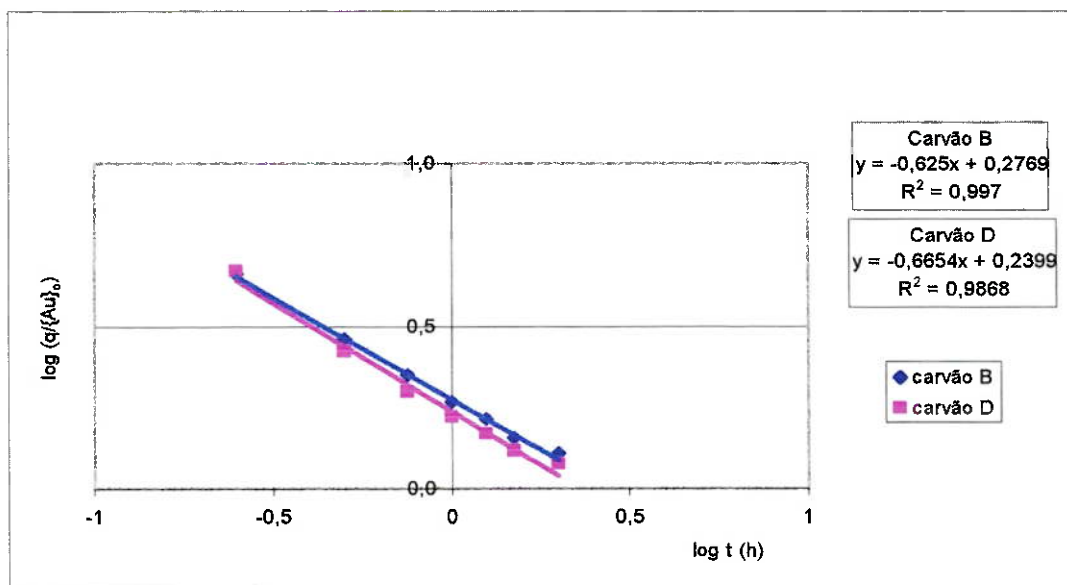


Figura 4.31- Aplicação da equação de Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾ para tempos de adsorção entre 0 e 2 h

C- Equação de La Brooy et alii ⁽¹¹⁵⁾

A figura 4.32 mostra a aplicação da equação de Brooy et alii ⁽¹¹⁵⁾.

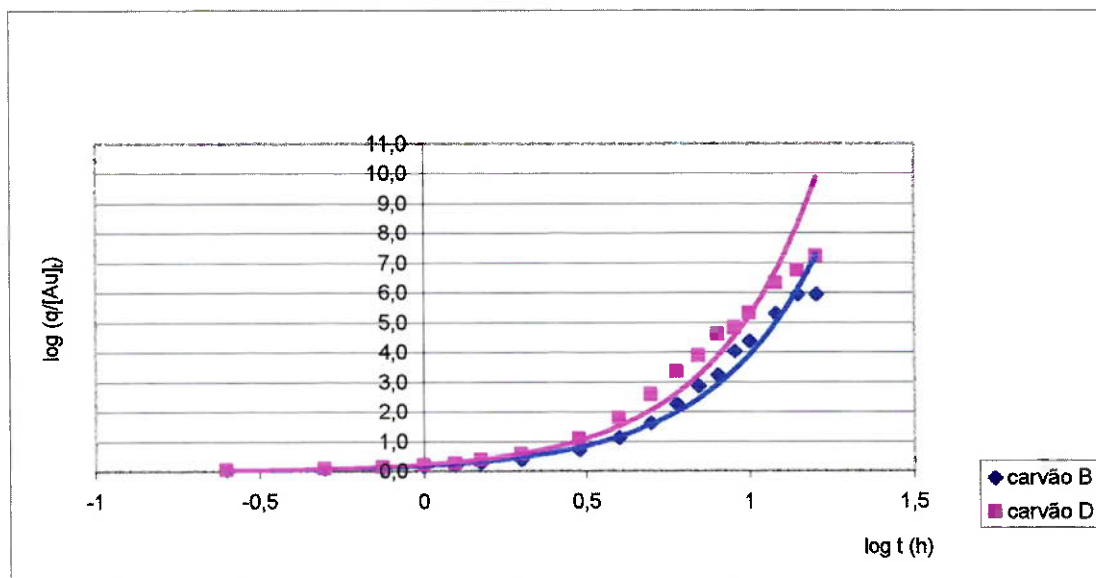


Figura 4.32- Aplicação da equação de Brooy et alii para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas.

A equação estudada não se mostra adequada para descrever o comportamento do ouro durante a adsorção em carvão ativado durante o tempo de 16 horas de adsorção, nem mesmo durante as duas primeiras horas conforme mostrado na figura 4.33 (coeficientes de determinação de aproximadamente 0,80). Para a primeira hora de contato entre a solução contendo o ouro e o carvão ativado, os coeficientes apresentam-se da ordem de 0,95.

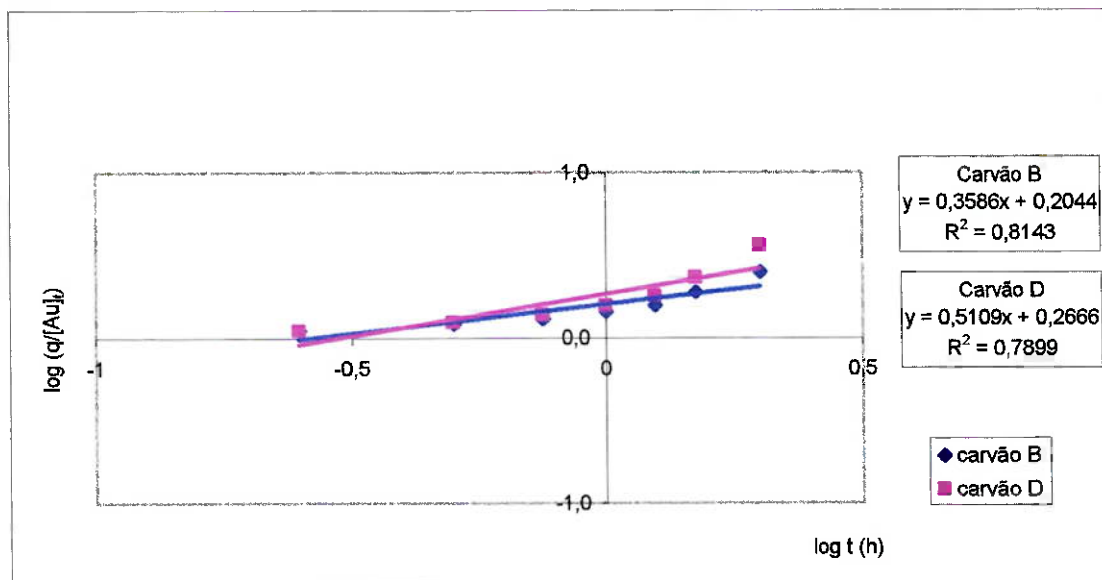


Figura 4.33- Aplicação da equação de Brooy et alii para tempos de adsorção entre 0 e 2 horas.

D- Equação de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾

Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ mostram as influências marcantes da agitação e do tempo de adsorção sobre a velocidade de reação e a extração final do metal. Portanto, a avaliação destes fatores é fundamental para que ótimas condições do processo de adsorção sejam obtidas. Uma equação não-fenomenológica é proposta para descrever a adsorção de ouro no carvão ativado para tempos longos de reação (até 10 horas) (equação (4.18)). Uma análise dos resultados obtidos mostra que o mecanismo de controle da adsorção em carvão de soluções cianetadas diluídas de ouro é a difusão na camada limite externa.

A figura 4.34 mostra o excelente ajuste ($R^2 > 0,99$) da equação proposta por Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ aos dados experimentais obtidos do estudo do processo de adsorção de ouro em solução diluída do metal em carvão ativado durante 16 horas de contato.

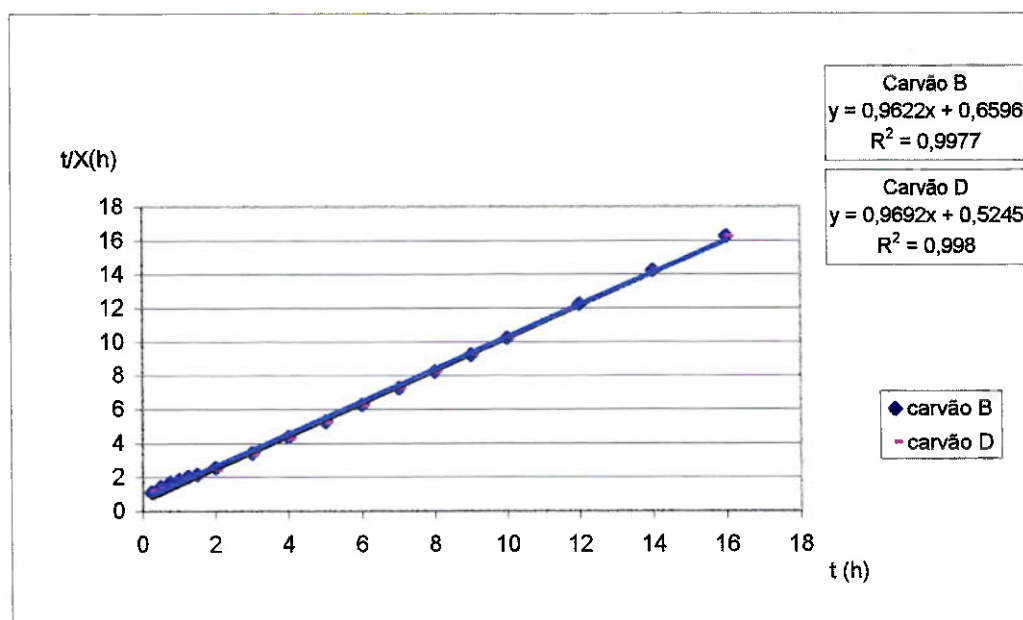


Figura 4.34- Aplicação da equação de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas

Estudos realizados por Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ mostram ainda que ocorre o aumento da velocidade de adsorção com o aumento da agitação, o que indica uma reação controlada pela difusão na camada limite. O pequeno valor da energia de ativação é também um indicador deste controle. Entretanto, os resultados obtidos por Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾ (k proporcional a d^{-1} , onde d é o diâmetro da partícula) indicam o controle da adsorção pela difusão nos poros. Esta divergência pode ser explicada pelo uso de altas concentrações de ouro em solução nos experimentos conduzidos por Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾.

Fuerstenau et alii ⁽¹⁷⁷⁾ propõem uma expressão que relaciona a constante cinética com o coeficiente de difusão e d^2 . A hipótese de controle da

adsorção pela difusão na camada limite externa foi confirmada pelo ajuste adequado dos dados experimentais à equação proposta.

E- Aplicação da equação de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ aos dados industriais de Fazenda Brasileiro

As equações estudadas anteriormente simulam um circuito de adsorção "CIP", onde o ouro é previamente solubilizado a partir do minério para posterior adsorção em carvão ativado. A equação mais adequada para descrever a cinética de adsorção de ouro em carvão ativado a partir de soluções diluídas do metal após períodos consideráveis de tempo de contato entre o adsorvente e o adsorbato é proposta por Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ e será aplicada à condição industrial da usina de Fazenda Brasileiro.

Os resultados obtidos da concentração de ouro em solução nas duas linhas de adsorção da usina de Fazenda Brasileiro são apresentados na tabela 4.21 em termos de valores médios do período avaliado de dezembro/97 a junho/99.

Tabela 4.21- Dados de adsorção do ouro no circuito de Fazenda Brasileiro

	g Au/t minério analisado	mg Au/L solução calculado (saiu do minério)	mg Au/L solução medido	mg Au/L que saiu da solução para o carvão	Conversão (X)
Lixiviação					
0 h	2,78	0,00	0,00	0,00	0,00
7 h	1,17	1,61	1,66	0,00	0,00
14 h	0,56	2,22	2,29	0,00	0,00
Adsorção					
7 h	0,42	2,36	0,35	2,01	0,852
14 h	0,31	2,47	0,12	2,35	0,951
15,5 h	0,28	2,50	0,06	2,44	0,976
17 h	0,24	2,54	0,02	2,52	0,992
18,5 h	0,22	2,56	0,01	2,55	0,996

É importante atentar para o fato de que a solubilização do ouro no minério ocorre em paralelo com o processo de adsorção ("CIL") e, portanto, a concentração de ouro solúvel disponível em cada tanque para a adsorção é função do tempo de extração.

A figura 4.35 apresenta a representação gráfica da aplicação da equação de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ aos dados industriais da unidade de adsorção da usina de Fazenda Brasileiro.

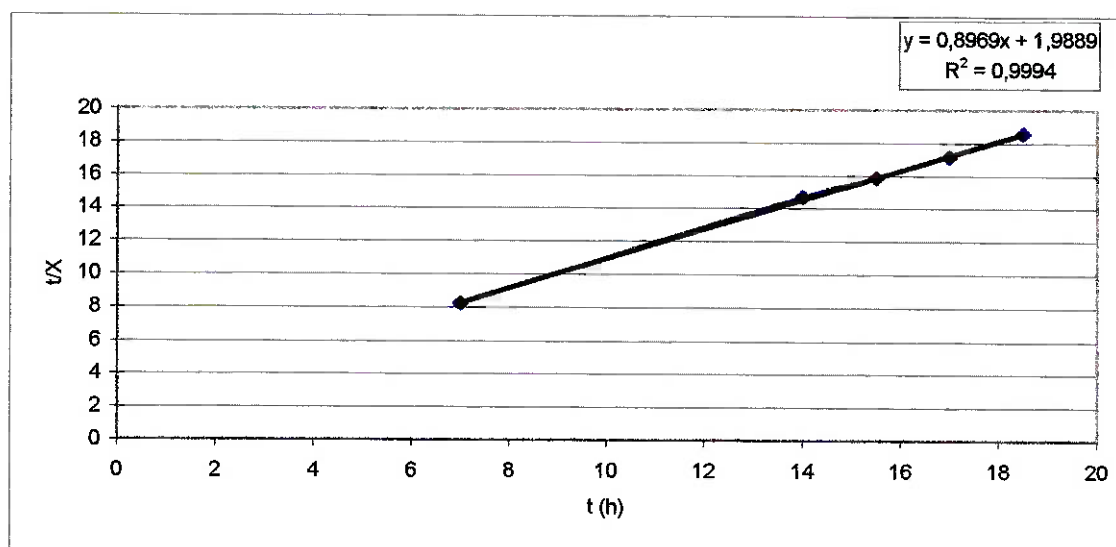


Figura 4.35- Aplicação da equação de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ aos dados industriais da usina de Fazenda Brasileiro

Os valores de a e b são respectivamente 1,1149 e 2,2175 h.

Portanto, a equação (4.25) tem uma aplicação prática importante em sistemas reais de adsorção. No caso do minério de Fazenda Brasileiro, a natureza da polpa em termos de elementos dissolvidos, não influenciou a aplicabilidade da equação proposta por Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾.

5- CONCLUSÕES

1- Uma correlação matemática entre o teor de ouro no ROM em g Au/t e a massa de minério processada anualmente (Mt/ano) com o custo operacional "cash" (US\$/t de minério) de uma usina tratando minério não refratário de ouro é proposta (equação 3.1). O coeficiente de determinação obtido apresenta-se em 0,99. Pela aplicação do teste estatístico "t" de "Student" mostra-se que a variável que mais impacta o resultado do custo operacional da usina é o teor de ouro no ROM (tabela 3.5).

2- Uma usina de ouro somente poderá alcançar índices de produtividade elevados se quatro fatores essenciais forem convenientemente considerados: o projeto, o controle, a avaliação e a otimização dos processos. Uma metodologia de gerenciamento da unidade de tratamento de minério é proposta e consiste, basicamente, na obtenção de um projeto adequado e confiável da usina, no controle eficiente dos principais processos envolvidos na produção, na avaliação contínua do desempenho destes processos com a tomada de ações que resultem no alcance das metas estabelecidas e na otimização das operações visando alcançar resultados operacionais superiores aos normalmente obtidos.

3- Três amostras de minério na alimentação da lixiviação (outubro/97, janeiro/98 e janeiro/99) foram submetidas a análises químicas e mineralógicas, além da caracterização do grão de ouro. Observa-se variação significativa da concentração de minerais sulfetados como pirita, pirrotita e arsenopirita. Os demais minerais presentes, inclusive o carbono orgânico apresentam-se em concentrações bastante próximas nas três amostras estudadas. Os grãos de ouro mostram-se predominantemente livres ou expostos em arsenopirita na amostra de janeiro/99.

4- As influências da mineralogia sobre os resultados do circuito hidrometalúrgico (recuperação metalúrgica e consumo de insumos) foram avaliadas. Um levantamento de resultados de análise mineralógica a partir de 1993 mostra a grande variabilidade da proporção relativa dos principais minerais sulfetados presentes no minério de Fazenda Brasileiro. Uma correlação matemática entre a concentração de ferro solúvel na lixiviação e o consumo de cianeto é apresentada.

5- A injeção de oxigênio puro no primeiro tanque de lixiviação da linha 1 do circuito hidrometalúrgico da usina de Fazenda Brasileiro durante quatro meses possibilitou verificar que ocorre aceleração da cinética inicial de dissolução de ouro por cianeto quando se substitui o ar comprimido pelo oxigênio. Redução de aproximadamente 8% no consumo de cianeto de sódio foi observada.

6- A cinética de dissolução de ouro por cianeto utilizando-se ar comprimido como fonte de oxigênio foi estudada com base nas equações de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾ e Liu e Yen ⁽³⁰⁾. Os erros entre os valores observados e calculados de extração obtidos mostram-se em torno de 1%. O mecanismo da reação foi avaliado e a etapa determinante da velocidade de dissolução do metal é a difusão dos reagentes através da camada limite. Portanto, ações de melhoria do sistema de agitação da polpa podem resultar em ganhos significativos de velocidade de extração.

7- Uma discussão objetiva sobre o processo de lixiviação em tanques agitados é apresentada. O processo de lixiviação deve ser entendido como uma operação dependente de uma grande quantidade de variáveis que devem ser corretamente entendidas e acompanhadas. A interrelação entre estas variáveis deve ser claramente conhecida. O sucesso de um processo de lixiviação se baseia-se na determinação das melhores condições operacionais de cada sistema particular, no monitoramento contínuo destas condições e na tomada de ações corretivas/preventivas em tempo hábil a fim de se alcançar a máxima extração

possível. É preciso conhecer o melhor desempenho do processo de lixiviação para cada tipo de minério processado que pode ser alcançado pois, cada um é próprio em suas características.

8- Um sistema especialista "off-line" denominado "LEACH-FB" foi desenvolvido baseado em lógica "fuzzy" e tem o objetivo de reduzir a variabilidade do teor de ouro no rejeito do circuito hidrometalúrgico. O sistema consiste em avaliar as principais variáveis do processo de lixiviação (concentração de NaCN após 21 h, concentração de oxigênio dissolvido no início da lixiviação, teor de ouro no minério na alimentação e densidade de polpa) e inferir o resultado de teor de ouro no rejeito. Trata-se da aplicação do modelamento heurístico na lixiviação de Fazenda Brasileiro e é uma ferramenta de controle do processo. O sistema deverá ser expandido visando previsão do consumo de insumos na unidade de cianetação e até mesmo adaptado para operações similares em outras usinas. Aplicações de sistemas inteligentes em operações como britagem, moagem e espessamento serão objeto de desenvolvimentos futuros da usina, sejam "off-line" ou em tempo real, dependendo do objetivo.

9- As características físicas e físico-químicas de seis amostras de carvão ativado foram avaliadas. É apresentada uma discussão sobre a importância da qualidade do carvão a ser utilizado em processos de adsorção.

10- Um estudo cinético da adsorção de ouro em carvão ativado foi desenvolvido e mostra que as equações de primeira ordem e os modelos propostos por Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾ e Brooy et alii ⁽¹¹⁵⁾ só se aplicam, adequadamente, às primeiras horas de adsorção. O modelo proposto por Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ mostra-se o mais adequado para tempos de adsorção superiores e foi aplicado para os dados industriais da usina de Fazenda Brasileiro, apresentando excelente resultado ($R^2 > 0,99$).

Resultados efetivos de aumento de produtividade da usina de Fazenda Brasileiro ao longo dos últimos anos (0,403 g Au produzido/US\$ gasto em 1995 para 0,536 g Au produzido/US\$ gasto em 1998) são apresentados na Figura 3.14. Estes ganhos de produtividade baseiam-se, essencialmente, no desenvolvimento de ações visando redução dos custos operacionais e/ou aumento de receita. Nas unidades de lixiviação em tanques agitados e adsorção em carvão ativado muitos estudos técnicos têm sido desenvolvidos conforme apresentado nesta tese.

Destacam-se, como contribuições originais desta tese, os seguintes aspectos:

1- A proposição de um modelo de gerenciamento de usinas de beneficiamento de minérios auríferos com base na definição de função da unidade e nos fatores importantes a serem considerados na busca por melhores resultados de produtividade. Uma estimativa do custo operacional de usinas tratando minérios não refratários de ouro através de equação matemática relacionando teor de ouro no ROM e produção anual de minério.

2- Um novo conceito de eficiência nos circuitos hidrometalúrgicos com destaque para a necessidade de agitação adequada nos tanques, para a possibilidade de se realizar a adição em estágios do agente lixiviante de forma a propiciar a máxima extração, para o controle "on-line" de cianeto e pH e para a utilização apropriada da adsorção CIL. A questão da extração deixa de ser "tempo de residência" e passa a ser "acelerar a dissolução, dando condições (concentrações de reagentes, agitação, entre outras) de se extrair o máximo esperado em um tempo menor do que se observa sem o conhecimento adequado do processo, do minério e da configuração do circuito".

3- O desenvolvimento de correlações heurísticas entre as principais variáveis que afetam a lixiviação do minério de Fazenda Brasileiro e o teor de ouro no rejeito. A associação destas correlações heurísticas através de regras "fuzzy" para a criação de um modelo do comportamento do minério na cianetação e o

sucesso obtido na validação do sistema de inteligência artificial para os dados reais da usina na inferência do resultado de extração.

4- A aplicação industrial da equação proposta por Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ ao circuito de Fazenda Brasileiro apresentando excelente resultado ($R^2 > 0,99$) para a previsão da adsorção de ouro em carvão ativado no intervalo de tempo entre zero e 18,5 h.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 1- [http:// www.kitco.com/cgi-bin/goldyear.cgi](http://www.kitco.com/cgi-bin/goldyear.cgi) (1999).
- 2- MURRAY, S.; KLAPWIJK, P; SUTTON-PRATT, T.; WALKER, P. (1998) **Gold 1999** Gold Fields Mineral Services Ltd.
- 3- HENLEY, K. (1983) Ore-dressing mineralogy - a review of techniques, applications and recent developments. **Spec. Publ. geol. Soc. S. Afr.**, 7 , 175-200.
- 4- HENLEY, K. (1986) The role of mineralogy in gold ore metallurgy. In: II SIMPÓSIO INTERNACIONAL DE OURO, 2., Rio de Janeiro. **Anais.** s.l., ABRAMO, p.1-58./Paper 7/.
- 5- HENLEY, K. (1975) Gold-ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment. **Minerals Science Engineering**, vol. 7, n. 4, oct., p.289-312.
- 6- TASSINARI, M. (1996) **Caracterização tecnológica de minérios auríferos: um estudo do caso; o minério primário da jazida de Salamangone, AP.** São Paulo. Dissertação (Mestrado), Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 140 p.
- 7- LIBÂNIO, P. (1994) **Programa de Desenvolvimento Gerencial.** Rio de Janeiro. (Documento Interno CVRD-SUMEN acessível mediante autorização da empresa).
- 8- DEMING, W. E. (1982) **Quality, Productivity, and Competitive Position.** Massachusetts Institute of Technology, 373 p.
- 9- WORTMAN, B. (1992) **The Quality Engineer Primer,** McGraw-Hill Book Company, New York, 2nd edition, 600p.
- 10- JURAN, J. M., GRYNA, F. M. (1988) **Juran's Quality Control Handbook.** McGraw-Hill Book Company, New York, 4th edition.
- 11- PYZDEK, T., BERGER, R. (1991) **Quality Engineering Handbook,** ASQC Quality Press, Milwaukee - USA, 617p.
- 12- FEIGENBAUM, A. V. (1983) **Total Quality Control.** McGraw-Hill Book Company, New York, 851 p.
- 13- AMERICAN SOCIETY FOR QUALITY (1983) **Glossary and Tables for Statistical Quality Control,** ASQ, Milwaukee, Wisconsin, 2nd. edition, 160 p.

- 14- GOMES, A. D. (1993) - **Implantação do gerenciamento da rotina diária no laboratório da mina de Fazenda Brasileiro - BA**, Casos Reais de Implantação de TQC - Gerenciamento da Rotina, Programa 5S, Garantia da Qualidade, Fundação Christiano Ottoni, novembro, v. 1, São Paulo, p. 283-309.
- 15- Fundação Christiano Ottoni (1996) **Casos Reais de Implantação de GQT**, maio, Salvador, 160 p.
- 16- BROWN, M. G. (1995) **Baldrige Award Winning Quality**: How to interpret the Malcolm Baldrige award criteria, Makron Books, 400p.
- 17- CIMINELLI, V.S. (1995) Tecnologia de Extração de Ouro - Desenvolvimentos e Desafios, **Brasil Mineral**, n. 135, p.32-42.
- 18- FIVAZ, C. (1988) Presidential Address: How the MacArthur-Forrest cyanidation process ensured South Africa's golden future. **Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**, vol.88, n.9, Sep. p.309-318.
- 19- FLEMING, C. (1992) Hydrometallurgy of precious metals recovery. **Hydrometallurgy**, v.30, n. 1-3, p. 127-162, Amsterdam, 1992.
- 20- MARSDEN, J.; HOUSE, I. (1992) **The chemistry of gold extraction**, Ellis Horwood Limited, England, 597 p.
- 21- AFENYA, P. (1991) Treatment of carbonaceous refractory gold ores. **Minerals Engineering**, vol. 4, n. 7/11, Great Britain, p. 1043-1055.
- 22- HAUSEN, D.; BUCKNAM, C. (1985) Study of preg robbing in the cyanidation of carbonaceous gold ores from Carlin, Nevada. In: INTERNATIONAL CONFERENCE OF APPLIED MINERALOGY (ICAM) 84. **Proceedings**. Nova York, TMS-AIME, p. 833-857.
- 23- COSTA, R.S. (1995) **Resina de troca iônica** - opção tecnológica para mineração em tratamento de efluentes e recuperação de metais. Belo Horizonte. Dissertação (Mestrado) - Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais.
- 24- SWAMINATHAN, C.; PYKE, P.; JOHNSTON, R. (1993) Reagent trends in the gold extraction industry. **Minerals Engineering**, vol.6, n.1, p.1-16, Great Britain.
- 25- MURTY, K. S.; NATARAJAN, K.A. (1992) The role of surface attachment of *thiobacillus ferrooxidans* on the biooxidation of pyrite. **Mineral and Metallurgical Processing**, vol.9, n.1, p. 20-4.

- 26- NATARAJAN, K.A. (1992) Bioprocessing for enhanced gold recovery. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**, vol. 8, p. 143-153.
- 27- KOMNITSAS, C.; POOLEY, F.D. (1990) Bacterial oxidation of an arsenical gold sulphide concentrate from Olympias. **Minerals Engineering**, vol.3, n. 3/4, p. 295-306, Greece.
- 28- HAQUE, K. (1992) The role of oxygen in cyanide leaching of gold ore. **CIM Bulletin CANMET-EMR**, vol. 85, Mineral Sciences Laboratories, Ottawa, Ontario.
- 29- KONDOS, P.D.; DESCHÊNES G.; MORRISON R.M. (1995) Process optimization studies in gold cyanidation. Mineral Sciences Laboratories. CANMET, Ottawa, Ontario. **Hydrometallurgy** , n.39, p. 235-250.
- 30- LIU, G.; YEN, W.T. (1995) Dissolution kinetics and carbon adsorption for the cyanidation of gold ores in oxygen-enriched slurry. Queen's University, Kingston, Ontario, **Mineral Processing**, v. 88, n. 986, p. 42-47, CIM BULLETIN.
- 31- YANNOPOULOS, J. (1991) **The extractive metallurgy of gold**, New York, Van Norstrand Reinhold, 281 p.
- 32- CORRANS, I.; ANGOVE, J. (1991) Ultra fine milling for the recovery of refractory gold., **Minerals Engineering**, vol. 4, n. 7-11, p. 763-776.
- 33- WHITE, L. (1990) Treating refractory gold ores, **Mining Engineering**, v. 42, n. 2, p.168-174.
- 34- SUTTILL, K. (1990) Pyromet or Hydromet? How do pyrometallurgical and hydrometallurgical processes for sulphide concentrates compare?. **E&MJ** , vol. 191, n. 5, p. 30-5.
- 35- MURTY, K. S.; NATARAJAN, K.A. (1992) The role of surface attachment of *thiobacillus ferrooxidans* on the biooxidation of pyrite. **Mineral and Metallurgical Processing**, vol.9, n.1, p. 20-4.
- 36- NATARAJAN, K.A. (1992) Bioprocessing for enhanced gold recovery. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**, vol. 8, p. 143-153.
- 37- LAWSON, E.N.; TAYLOR, J.L.; HULSE, G.A. (1990) Biological pre-treatment for the recovery of gold from slimes dams. **Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**, p.45-49.
- 38- KOMNITSAS, C.; POOLEY, F.D. (1990) - Bacterial oxidation of an arsenical gold sulphide concentrate from Olympias. **Minerals Engineering**, vol.3, n. 3/4, p. 295-306.

- 39- SOUZA, A.V.; CIMINELLI, V.S.T. (1992) Oxidação alcalina sob pressão para tratamento de concentrado refratário de ouro. In: ENCONTRO DO HEMISFÉRIO SUL SOBRE TECNOLOGIA MINERAL, 3., São Lourenço, MG. **Anais**. Extração de Ouro: fundamentos, prática e meio ambiente. Ciminelli, V.S.T e Salum, M.J.G. (Eds) ABTM, p.177-197.
- 40- MARSDEN, J.; MANSANTI, J.; SASS, S. (1993) Innovative methods for precious metals recovery in North America. **Mining Engineering**, Sep., p.1144-51.
- 41- LAPLANTE, A., DOUCET, R. (1996) A laboratory procedure to determine the amount of gravity recoverable gold. In: SME ANNUAL MEETING, Phoenix, Arizona. March 11-14. **Preprints**. Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc..
- 42- McQUISTON, F.; SHOEMAKER, R. (1985) Precious metals. In: WEISS, N.L., ed. **SME Mineral Processing Handbook**. American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers Inc., Section 18, 35p., New York.
- 43- GASPARINI, C. (1983) The mineralogy of gold and its significance in metal extraction. **CIM Bulletin**, v. 76, n.851, p.144-53.
- 44- KAHN, H.; TASSINARI, M.; CASSOLA M. (1990) Metodologias de caracterização de minérios auríferos. In: SIMPÓSIO EPUSP DE CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA NA ENGENHARIA DE INDÚSTRIA MINERAL, São Paulo, 1990. **Anais**. São Paulo, EPUSP, p.421-50.
- 45- CRISTOVICI, M.A. (1986) Recovery of gold from old tailing ponds. CANMET, **CIM BULLETIN**, Ottawa, Ontario, Nov., p. 27-33.
- 46- NARDI, R. (1995) **Missão Técnica aos Estados Unidos**. Belo Horizonte, Cia. Vale do Rio Doce, SUTEC (Relatório Técnico).
- 47- MENNE, D. (1984) Heap leaching. In: REGIONAL CONFERENCE ON GOLD-MINING, METALLURGY AND GEOLOGY. **Proceedings**. The Aus.I.M.M. Perth and Kalgoorlie Branches, Oct., p. 229-243.
- 48- POTTER, G. (1981) Design factors for heap leaching operations. **Mining Engineering**. vol.33, n. 3, Mar., p. 277-81.
- 49- SHAW, D.; CROWELL, R. M. (1996) Heap biooxidation of sulfidic gold concentrates. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., p. 277-80.
- 50- GORSKY, G. (1992) New agglomeration aids help heap leaching. **E&MJ**, Philadelphia, Nov., p. 24-25.

- 51- WORSTELL, J. (1987) Enhance heap leaching rates with air injection into the heap. **Mining Magazine**, International Mining Crews, Texas, U.S.A, Jan., p. 40-41.
- 52- GOMES, A. D. (1997) **Avaliação Técnica dos Processos de Cianetação e Adsorção da Mina de Fazenda Brasileiro**. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. São Paulo, 160p.
- 53- GOMES, A. D.; CHAVES, A. P.; CIMINELLI, V. T. S. (1998) Technical evaluation of cyanidation and adsorption processes at Fazenda Brasileiro Mine. In: **Bascur, A. O.** (ed) Latin American Perspectives: Exploration, Mining and Processing. Littleton, SME, ch. 5, p. 193-202.
- 54- GRANATO, M. (1986) **Metalurgia extrativa do ouro**. Brasília, DNPM-CETEM. (Série Tecnologia Mineral, nº 37, Seção Metalurgia Extrativa, n.14), 79p.
- 55- DUFRESNE, C.; DESCHÊNES, G.; CIMON, D.; CORRIGAN, J. (1994) Technical note control of cyanidation at yvan vézina plant, Minister of Spplly and Services Canada, **Minerals Engineering**, vol. 7, nº.11, p. 1427-1434, Great Britain.
- 56- CHAMBERLIN, P. D. (1996) Process delection for gold/copper ores. In: **RANDOL GOLD FORUM'96. Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., p. 303-6.
- 57- CIMINELLI, V.S. (1996) **Termodinâmica**. São Paulo, EPUSP. /Notas de aula de Pós-graduação, na disciplina Tópicos de hidrometalurgia de interesse à engenharia de minas- PMI 796/
- 58- XUE, T.; CIMINELLI, V.S.T and OSSEO-ASARE,K. (1984) Solution Chemistry of Cyanide Leaching Systems, In: **Precious Metals**, Kudryk, V., Corrigan, D.A. and Liang, W.W. (Eds), AIME, Warrendale, PA, p. 283-97.
- 59- TEIXEIRA, L.A.. (1996) **Utilização de diagramas de Pourbaix de pH e Eh em hidrometalurgia - Fundamentos**. São Paulo, EPUSP. /Notas de aula de Pós-graduação, na disciplina Tópicos de hidrometalurgia de interesse à engenharia de minas - PMI 796/.
- 60- TEIXEIRA, L.A.. (1996) **Utilização de diagramas de Pourbaix de pH e Eh em hidrometalurgia - Aplicações**. São Paulo, EPUSP. /Notas de aula de Pós-graduação, na disciplina Tópicos de hidrometalurgia de interesse à engenharia de minas - PMI 796/.
- 61- NICOL, M.; FLEMING, C.; PAUL, R. (1987) The chemistry of the extraction of gold. In: STANLEY, G. G., ed. **The extractive metallurgy of gold in South Africa**. Johannesburg, The South African Institute of Mining and Metallurgy, p. 831-901.

- 62- CALDEIRA, C. L.; CIMINELLI, V. S. T. (1993) Thiourea leaching of a refractory gold ore. XVIII MINERAL PROCESSING MEETING. **Proceedings**. vol. 5, p. 1123-28.
- 63- WAN, R. Y.; BRIERLEY, J. A. (1997) Thiosulfate leaching following biooxidation pretreatment for gold recovery from refractory carbonaceous-sulfidic ore. **Mining Engineering**, vol. 49, n. 8, Aug., p. 76-80.
- 64- BROOY, H.; LINGE, H.; WALKER, G. (1994) Review of gold extraction from ores. **Minerals Engineering**, v.7, n.10, p.1213-1241.
- 65- HABASHI, F. (1967) Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution. **Bulletin, Bureau of Mines and Geology**; Montana, n. 59, april.
66. MacARTHUR, D. A study of gold reduction and oxidation in aqueous solutions. **J. Electrochem. Soc.**, vol. 119, p.672-7, 1972.
- 67- STANGE, W.; WOOLLACOTT, L.; KING, R. (1990) Towards more effective simulation of CIP and CIL processes. 3. Validation and use of a new simulator. **Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**. vol.90 n.12, p.323-31.
- 68- STANGE, W.; KING, R.P.; WOOLLACOTT, L.. (1990) Towards more effective simulation of CIP and CIL processes. 2. A population-balance-based simulation approach. **Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**, v.90, n.11, pp.307-314, nov..
- 69- OSTHOF, H., PASCHEN, P. (1990) Application of the carbon-in-leach (CIL) process of gold ores difficult to leach, **Erzmetall** n. 12, VCH Verlagsgesellschaft MBH, Weinheim.
- 70- SCHEINER, B.J. (1987) **Relation of mineralogy to treatment methods for carbonaceous gold ores**, U.S. Bureau of Mines/The Metallurgical Society, Pennsylvania, USA.
- 71- DINIZ, C. V. (1995) **Caracterização da Matéria Carbonosa no Minério de Maria Preta**. Dissertação (Mestrado), Universidade Federal de Minas Gerais. Minas Gerais, 113 p.
- 72- CATHRO, K. (1963) Effect of oxygen in cyanidation process for gold recovery. **Proceedings**. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, v.207, p.180-205.

- 73- POWER, G. P.; RITCHIE, I. M. (1983) Mixed potentials - Experimental illustrations of an important concept in practical electrochemistry. **Journal of Chemical Education**, vol. 60, p.1022-26.
- 74- LIU, G.Q.; YEN, W.T. (1995) Effects of sulphide minerals and dissolved oxygen on the gold and silver dissolution in cyanide solution. **Minerals Engineering**, v. 8, n. 1, p. 111-23, Great Britain.
- 75- HEATH, A. R.; RUMBALL, J. A. (1998) Optimising cyanide-oxygen ratios in gold CIP/CIL circuits. **Minerals Engineering**, v. 11, n. 11, p. 999-1010.
- 76- JOHNSON, G.; HOLLE, H. (1992) A plant trial – peroxide versus oxygen. In: RANDOL GOLD FORUM'92. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., Vancouver, p.267-70.
- 77- McMASTER, J.; KENNEY, C. (1990) Oxygen-enhanced heap leaching. In: RANDOL GOLD FORUM'90. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., Squaw Valley, p.209-12.
- 78- CASTRANTAS, H.; GURUNATHAN, S. (1992) Enhancing gold extraction – Hydrogen peroxide or calcium peroxide. In: RANDOL GOLD FORUM'92. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., Vancouver, p.253-60.
- 79- HOECKER, W. (1992) Should your gold leach plant be using oxygen? How to find it. In: RANDOL GOLD FORUM'92. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., Vancouver, p.459-64.
- 80- LOROESCH, J.. (1990) Peroxide-assisted leach: Three years of increasing success. In: RANDOL GOLD FORUM'90. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., Squaw Valley, p.215-20.
- 81- NUGENT, A. J. (1990) A new peroxygen reagent for CIP/CIL processing of ores. In: RANDOL GOLD FORUM'90. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., Squaw Valley, p.209-12.
- 82- HOECKER, W.; WATSON, S.. (1992) Oxygen enhanced gold leaching – Case studies. In: RANDOL GOLD FORUM'92. **Proceedings**. Golden, Randol International Ltd., Vancouver, p.465-7.
- 83- MEYER, K. J (1991) Optimising performance at the David Bell mine concentrator. In: 23rd Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors, **Proceedings**, n. 23, p. 10-7.
- 84- JARA, J. O. ; BUSTOS, A. A. (1992) Effect of oxygen on gold cyanidation: laboratory results. **Hydrometallurgy**, v. 30, p. 195-210.

- 85- SCHAFFER, M. (1994) **Development and validation of a model for the cyanide leach process**, Dissertação (Master of Applied Science), Department of Chemical Engineering, University of Toronto.
- 86- KUDRYK, V.; KELLOGG, H.H. (1954) Mechanism and rate-controlling factors in the dissolution of gold in cyanide solution, **Journal of Metals**, May, p. 541-48.
- 87- CATHO, K. J.; KOCH, D. F.. (1963) The anodic dissolution of gold in cyanide solutions- na electrochemica study. Australasian Institute of Mining and Metallurgy Proceedings, vol. 210, p. 111-27.
- 88- KIRK, D. W., FOULKES, F. R.; GRAYDON, W. F. (1978) A study of anodic dissolution of gold in aqueous alkaline cyanide, **Faraday Electrochemical Society**, vol. 125, p. 1438- 43.
- 89- BRITAIN, M.I. (1975) Variables activation energy model for leaching kinetics. **Int. Jour. Min. Proc.**, 2, p. 321-31.
- 90- SPLAINE, M., BROWNER, S. J.; FIELD, M. A . (1982) A model to predict changes in the recovery efficiency of a gold plant. **Proc. 12th CMMI Congress**, Johannesburg, p- 769-78.
- 91- McLAUGHLIN, J.; AGAR, G.E. (1991) Development and application of a first order rate equation for modelling the dissolution of gold in cyanide solution, **Minerals Engineering**, v. 4, n.12, p 1305-1314, Great Britain.
- 92- NICOL, M. J., FLEMING, C. A . ;CROMBERGE, G. (1984) The adsorption of gold cyanide onto activated carbon. II. Application of the kinetic model to multistage adsorption circuits. **Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**, March, p. 70-78.
- 93- CIMINELLI, V. S. (1996) **Cinética das reações metalúrgicas**. São Paulo, EPUSP, 1996. /Notas de aula de Pós-graduação, na disciplina Tópicos de hidrometalurgia de interesse à engenharia de minas - PMI 796/.
- 94- LEVENSPIEL, O. **Engenharia das Reações Químicas** (1974) Vol. 2 - Editora Edgard Blucher Ltda., São Paulo.
- 95- SHERWOOD, T. K., PIGFORD, R. L., WILKE, C. R. (1975) **Mass Transfer**, Mc Graw-Hill, Ins., New York.
- 96- BIRD, R. B., STEWART, T. K., LIGHTFOOT, E. N. (1960) **Transport Phenomena**, Wiley, New York.

- 97- SMITH, J. M. (1970) **Chemical Engineering Kinetics**, 2nd ed., Mc Graw- Hill, Inc., New York.
- 98- SOHN, H. Y., WADSWORTH, M. E. (1979) **Rate Processes of Extractive Metallurgy**, Plenum Press, New York.
- 99- GOMES, A. (1995) **Caracterização de carvões ativados utilizados na usina hidrometalúrgica de ouro**. Teofilândia. (Relatório Interno CVRD-SUMEN).
- 100- McDOUGALL, G.; HANCOCK, R. (1980) Activated carbons and gold - a literature survey. **Minerals Science and Engineering**, v.12, p.85, apr.
- 101- McDOUGALL, J.; HANCOCK, D. (1981) Gold complexes and activated carbon. **Gold Bulletin**, vol.14, n. 4, p.138-153, 1981.
- 102- MONTAGNON, J.; DAGOIS, G. (1984) Criteria for the selection of activated carbon for gold. In: **Regional Conference on Gold-Mining, Metallurgy and Geology**, oct.
- 103- WOOLLALCOT, L., ERASMUS, C. (1992) The distribution of gold on loaded carbon. **Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**. v.92, n.7, p.177-182.
- 104- LADEIRA, A.; FIGUEIRA, M.; CIMINELLI, V.S.T. (1993) Characterization of activated carbons utilized in the gold industry: physical and chemical properties, and kinetic study, **Minerals Engineering**, v.6, n.6, p.585-596, Great Britain, 1993.
- 105- FLEMING, C. (1985) **Adsorption Theory**, Council for Mineral Technology, August.
- 106- KNAEBEL, K. (1995) Adsorption Research Inc. **Chemical Engineering**, p.92-98, Nov..
- 107- DAVIDSON, R.; SCHOEMAN, N. (1991) The management of carbon in a high-tonnage CIP operation, **Journal of The African Institute of Mining and Metallurgy**, v.91, n.6, p.195-208, Jun..
- 108- LOYD G.; SEIIC, O. (1982) Carbon-in-pulp testwork and flowsheet development. In: Carbon-in-Pulp. In: SEMINAR ON CARBON-IN-PULP TECHNOLOGY IN EXTRACTION OF GOLD, 1982. **Carbon-in-pulp technology for extraction of gold**. TheParkville, AUSIMM, p. 131-45.
- 109- DIXON, S.N., CHO, E. H. and PITT, C. H. (1978) The interaction between gold cyanide, silver cyanide and high surface area charcoal, **AIChE Symp. Series**, vol. 74, n. 173, p. 75-83

- 110- RODRIGUES, C. (1996) O desenvolvimento do pump cell para plantas CIP. **Minérios/Minerales**, n.209, p.16-17, 1996.
- 111- van DEVENTER, J.; ROSS, V.. (1991) The dynamic simulation of carbon-in-pulp systems: a review of recent developments. **Minerals Engineering**, v.4, n.7-11, p. 667-681, Great Britain.
- 112- van RENSBURG, P.; van DEVENTER, J. (1985) Simulation of adsorption of metal cyanides in packed beds of activated carbon. **Extraction Metallurgy' 85**, London, Inst. Min. Metall., 9-12, Sept., p. 289-308.
- 113- DEVENTER, J., van der MERWE, P.F.(1994) Factors affecting the elution of gold cyanide from activated carbon. **Minerals Engineering**, v.7, n.1, p.71-86, Great Britain.
- 114- LADEIRA, A.C. ; FIGUEIRA, M.E.; CIMINELLI, V.S. (1993) Characterization of Activated Carbons utilized in the gold industry: physical and chemical properties, and kinetic studies. **Minerals Engineering**, v.6, n.6, p.585-596.
- 115- LE ROUX, J., BRYSON, A. YOUNG, B. (1991) A comparison of several kinetic models for the adsorption of gold cyanide onto activated carbon. **Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**, v.91, n., p.95-103, Mar..
- 116-- ADAMS, M.D. (1990) The chemical behaviour of cyanide in the extraction of gold. 1. Kinetics of cyanide loss in the presence and absence of activated carbon. **Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy**, v.90, n.2, p.37-44, Feb..
- 117- ADAMS, M.D.. (1990) The chemical behaviour of cyanide in the extraction of gold. 2. Mechanisms of cyanide loss in the carbon-in-pulp process. **Journal of The African Institute of Mining and Metallurgy**, vol.90, n.3, p.67-73, Mar..
- 118- KANE, L. A. (1993) How combined technologies aid model-based control. **Hydrocarbon Processing**, May.
- 119- CASTEEL, K. (1998) Resource optimisation. **World Mining Equipment**, v. 22, n. 3, April, p. 41-43.
- 120- SASTRY, K. (1997) Databases for mineral processing. **Mining Magazine**, November, p. 306-120.

- 121- MEECH, J. A. ; KUMAR, S. (1996) **A hyper-manual on expert systems**. v. 5.0, CANMET (Electronic book).
- 122- SANTOS, R.; MEECH, J. A. RAMOS, L. T. S. (1995) Thickener operations at Caraja's using a Fuzzy Logic Controller. In: 6th INTERNATIONAL FUZZY ASSOCIATION WORLD CONGRESS, São Paulo, July, **Proceedings**. São Paulo, s.e., n.p..
- 123- KARR, C. L.; WECK, B. (1996) Fuzzy modelling of mineral processing equipment. In: 1996 SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona, March. **Preprints**. Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- 124- KARR, C. L.; WECK, B. (1996) Computer modelling of mineral processing equipment using Fuzzy mathematics. **Minerals Engineering**. v. 9, n.2, p. 183-94.
- 125- MEECH, J. A. (1990) Expert systems for teaching and training in the mineral industry. **Minerals Engineering**, v. 3, p. 129-36.
- 126- SPERBER, B. (1994) Neural logic and Fuzzy nets?. **Control**. August.
- 127- LAURILA, M. J. (1997) Fuzzy logic control in coal preparation plants. **Mining Engineering**, July, p. 43-5.
- 128- HALES, L.; YNCHAUSTI, R.. Expert systems in comminution. **Mining Magazine**, v. 176, n. 5, May, p.308-12.
- 129- MEECH, J. A. (1995) **Knowledge base construction of industrial fuzzy systems for Mining, Metals and Materials**. Belo Horizonte. Atan Sistemas de Automação Ltda. (Apostila).
- 130- MUKESH, D. (1997) Hate statistics? Try neural networks. **Chemical Engineering**, March, p. 96-102.
- 131- ZADEH, L. A. (1988) Fuzzy Logic. Computer. April, n.p..
- 132- KAUFMANN, A.; GUPTA, M.M. (1991) **Introduction to Fuzzy Arithmetic**. Boston, International Thomson Computer Press.
- 133- TORRES, V. M.; SILVA, E. C. S.; FREITAS, L. L. C. (1997) Applications of heuristic models and expert systems in mineral process development – two case studies. Latin American Perspectives Symposium. **Proceedings**. Denver, Society of Mining, Metallurgy and Exploration.
- 134- MEECH, J. A. (1992) Development of a self-tuning Fuzzy Logic Controller. **Minerals Engineering**, 6 (2), p. 18.

- 135- MEECH, J. A. (1992) Managing uncertainty in expert systems – a Fuzzy Logic Approach. In: 31 st CIM MetSoc. Conf.. **Proceedings**, Edmonton, Alta., p. 77-85.
- 136- TORRES, V. M. CHAVES, A. P. MEECH, J. A. (1999) Process design for gold ores: a diagnostic approach. **Mining Engineering**, March.
- 137- TORRES, V. M. (1999) Sistema especialista para minérios de ouro. Universidade de São Paulo. Tese de Doutorado.
- 138- HALES, L. B.; COLBY, R.; WALKER, C. (1996) Using neural networks to model column flotation. In: 1996 SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona. March, **Preprints**. Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- 139- CHO, C. (1996) Neural network based nonlinear model predictive control vs. linear quadratic gaussian control. In: 1996 SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona. March, **Preprints**. Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- 140- MARTIN, G. (1995) Neural network applications for prediction, control and optimization. **ISA/95 Advances in Instrumentation and Control**. v. 50, part 2, p. 433.
- 141- HALES, L. B.; COLBY, R.; WALKER, C. (1996) Adaptive control of mineral processing applications. In: 1996 SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona. March, **Preprints**. Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- 142- YEAGER, R. (1995) New profits from advanced control. **PIMA Magazine**, January.
- 143- GOMES, A. (1998) **Visita Técnica a Minas de Ouro no Brasil**, Teofilândia, Cia Vale do Rio Doce, DEMN (Relatório Técnico).
- 144- CONSUMER PRICE INDEX (1998) - **Consumer Price Index**, U. S. Department of Labor; Bureau of Labor Statistics, Washington, <ftp://ftp.bls.gov/pub/special.requests/cpi/cpi.txt>.
- 145- DUARTE, H.; MAGALHÃES, R.; PARAENSE, O. (1996) **Visita Técnica à minas de ouro do Chile**, Teofilândia - BA, Cia. Vale do Rio Doce, DEMN (Relatório Técnico).
- 146- SILVER, D. B. (1997) Gold Road Mine: Anatomy of a turnaround. **Mining Engineering**, vol. 49, n. 8, Aug., p. 28-32.

- 147- PEREIRA, G.; TORRES, V. (1995) **Missão Técnica ao MINTEK**. Belo Horizonte, Cia. Vale do Rio Doce, SUTEC (Relatório Técnico), nov.
- 148- OWEN, T. (1997) Kubaka: Arctic mining challenge in Russia. **Mining Engineering**, Mar. , p. 40-3.
- 149- AGUIAR, H. (1997) Minas de Ouro: enfrentando os baixos preços. **Minérios e Minerales**, n. 221, Ago., p. 18-24.
- 150- TORRES, V. M. (1996) **Diagnóstico de lixiviação para minérios de ouro**. São Paulo, 75p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.
- 151- TORRES, V.; COSTA, R. (1995) Characterization of gold ores and CIP tailings using a diagnostic leaching technique. In: XIX INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS. **Proceedings**. Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., v.l., p.15-18.
- 152- SOUZA, P.; BRANDÃO, J. (1996) Planejamento da Mina de Fazenda Brasileiro. **Anais do Seminário de Planejamento de Mina**, IBRAM, Jul 1996.
- 153- VIEIRA, B. (1993) **Estudo de Caracterização do Minério de Fazenda Brasileiro**, Belo Horizonte, 1993 (Relatório Interno - Superintendência de Tecnologia - CVRD).
- 154- VASCONCELOS, P. M. (1987) **Gold Geochemistry in a semiarid weathering enviroment: a case study of the Fazenda Brasileiro deposit, Bahia, Brazil**. Texas, 1987. 254p. Dissertação (Mestrado) - University of Texas.
- 155- RIBEIRO, K. R. (1997) **Caracterização do minério de ouro na alimentação da cianetação de Fazenda Brasileiro**, Belo Horizonte, 1997 (Relatório Interno - Superintendência de Tecnologia - CVRD).
- 156- RIBEIRO, K. R. (1998) **Mineralogia e caracterização do ouro em amostra de alimentação da lixiviação de Fazenda Brasileiro**, Belo Horizonte, junho/1998 (Relatório Interno - Superintendência de Tecnologia - CVRD).
- 157- RIBEIRO, K. R. (1999) **Mineralogia e caracterização do ouro em amostra de alimentação da cianetação - Usina de Fazenda Brasileiro**, Belo Horizonte, maio/1999 (Relatório Interno - Superintendência de Tecnologia - CVRD).
- 158- GOMES, A. M. D. (1999) Cianetação de minérios de ouro em tanques agitados: uma discussão prática, **Minérios e Minerales**, n. 238, maio, p.39-44.

- 159- MENNE, O . (1991) Local anistropy, the basis for implementing major cyanidation economics, **Randol Gold Forum**, Cairns'91.
- 160- MENNE, O . (1990) Boule phenomenon impairing gold cyanidation. **The Australian I.M.M. Bulletin**, n. 7, Nov/Dec, p.44.
- 161- BODNARAS, G. E.; JONES, K. STAUNTON, W. P. (1993) Gold Leaching – Improved technology for oxygen injection, **Minerals Engineering**, v. 6, no. 8-10, p. 1025-35.
- 162- SCERESINI, B. J.; BODNARAS, G. E., SCERESINI, P. A . (1994) The Filblast cyanidation process, **The AusIMM Annual Conference**, Aug., p. 279-85.
- 163- JARA, J. O., BUSTOS, A. A. (1992) Effect of oxygen on gold cyanidation: laboratory results, **Hydrometallurgy**, v. 30, p. 195-210.
- 164- NARDI, R. (1996) **Revisão crítica do circuito de cianetação de Fazenda Brasileiro**, São Paulo, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. (Exame de Qualificação).
- 165- LORENZEN, L., & TUMILTY, J.A. (1992) Diagnostic leaching as an analytical tool for evaluating the effect of reagents in the performance of a gold plant. **Minerals Engineering**, v.5, n. 3-5, p.503-512.
- 166- ASTM Activated Carbon Standards, **ASTM Test Methods for Activated Carbon D 2854-89**.
- 167- Norma **AWWA B 604-74/Sec. 4.6**; item 4.6.3.
- 168- ASTM Activated Carbon Standards, **ASTM Test Methods for Activated Carbon D 1510-81**.
- 169- ASTM Activated Carbon Standards, **ASTM Test Methods for Activated Carbon D 3467-88**.
- 170- AARL (1993) Laboratory Test Methods for Active Carbons, Sutcliffe Speakman Carbons Ltd, **Normas internas "Anglo American Research Laboratories"**, Ref. CA 68
- 171- ASTM Activated Carbon Standards, **ASTM Test Methods for Activated Carbon D 2862-82**.
- 172- FLEMING, C. A ., NICOL, M. J. (1984) The adsorption of gold cyanide onto activated carbon. III. Factors influencing the rate of loading and equilibrium capacity. **J. of South African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 84, n. 4, p.85-93.

- 173- McDOUGALL, G. J., HANCOCK, R. D., NICOL, M. J., WELLINGTON, O. L., COPPERTHWAIT, R. G. (1980) The mechanism of adsorption of gold cyanide on activated carbon, **J. of South African Institute of Mining and Metallurgy**, september, p. 293- 305.
- 174- AHMED, F. E ., YOUNG, B. D., BRYSON, A . W. (1992) Comparison and modelling of the adsorption kinetics of gold cyanide onto activated carbon and resin in silica slurry. **Hydrometallurgy**, n. 30, p. 257-275.
- 175- YAPU, W., SEGARRA, M., FERNÁNDEZ, M., ESPIELL, F. (1994) Adsorption kinetics of dicyanoaurate and dicyanoargentate ions in activated carbon. **Metallurgical and Materials Transactions B**, v. 25B, april, p. 185-191.
- 176- NICOL, M. J., FLEMING, C. A ., CROMBERG, G. (1984) The adsorption of gold cyanide onto activated carbon. 1. The kinetics of adsorption from pulps. **J. of South African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 84, n. 2, p.50-4.
- 177- FUERSTENAU, M. C., NEBO, C. O ., KELSO, J. R. ZARAGOZA, M. (1987) Rate of adsorption of gold cyanide onactivated carbon. **Minerals and Metallurgical Processing** 177.

ANEXO A- Valores diários da concentração de ferro solúvel e do consumo de cianeto nas duas linhas de cianetação da usina de Fazenda Brasileiro - Período: maio/98 a março/99.

		LINHA 1		
		mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Mai/98		18	639	649
		18	657	649
		17	698	638
		18	560	649
		30	814	781
		30	747	781
		29	874	770
		29	835	770
		31	841	792
		35	833	837
		34	773	825
		34	812	825
		24	721	715
		22	687	693
		18	660	649
		17	636	638
		20	715	671
		19	757	660
		18	748	649
		19	637	660
		12	645	583
		14	647	605
		16	673	627
		14	613	605
		16	675	627
		14	693	605
		15	738	616
	18	683	649	
	19	645	660	
	25	746	726	
	22	670	693	
Jun/98		17	682	642
		21	655	678
		22	672	688
		20	498	671
		23	701	699
		26	641	735
		26	648	737
		30	635	781
		29	643	770
		26	643	737
		24	641	711
		25	673	728
		25	678	732
		29	630	768
	29	614	770	
	21	610	684	

		LINHA 2		
		mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Mai/98		17	688	638
		17	692	638
		16	683	627
		20	526	671
		30	815	781
		25	755	726
		28	794	759
		29	777	770
		30	800	781
		31	756	792
		31	756	792
		33	696	814
		26	744	737
		24	693	715
		19	669	660
		18	637	649
		20	670	671
		25	738	726
		22	715	693
		21	686	682
		15	667	616
		14	627	605
		14	631	605
		14	613	605
		15	685	616
		20	723	671
		17	674	638
		18	690	649
		21	699	682
		25	755	726
	25	760	726	
Jun/98		24	760	715
		26	768	737
		25	753	726
		15	587	616
		25	713	726
		24	732	711
		25	750	730
		32	736	803
		31	719	792
		28	728	759
		26	736	735
		27	753	751
		31	744	798
		28	705	759
	29	702	770	
	23	694	702	

ANEXO A- Valores diários da concentração de ferro solúvel e do consumo de cianeto nas duas linhas de cianetação da usina de Fazenda Brasileiro - Período: maio/98 a março/99.

LINHA 1			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Jun/98	23	592	706
	26	579	734
	22	639	690
	24	591	711
	21	635	681
	20	658	675
	23	642	699
	22	667	693
	20	685	671
	22	676	693
	21	673	682
	20	647	671
	24	663	715
	Jul/98	18	627
18		656	654
19		683	658
19		637	661
22		645	698
21		616	679
20		631	675
21		617	678
20		599	671
18		599	650
18		656	650
20		680	673
22		657	695
22		610	694
21		618	684
21		619	677
20		610	669
18		616	653
20		674	673
21		605	682
16		670	627
24		614	713
23		680	700
20		689	675
23		696	704
19		732	660
18		709	646
23	784	699	
23	737	699	
20	697	671	
16	715	627	
Ago/98	20	721	671
	19	687	660
	20	729	671

LINHA 2			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Jun/98	23	715	700
	22	653	693
	23	701	702
	25	663	723
	24	729	714
	20	655	673
	22	732	690
	25	697	726
	22	689	693
	23	689	704
	21	697	682
	24	668	715
	21	683	682
	Jul/98	17	659
19		709	665
22		722	693
23		726	709
26		699	737
23		699	701
22		702	692
21		677	686
21		629	682
21		664	683
23		702	708
26		781	737
25		714	727
25		682	722
23		662	708
22		693	690
21		654	688
21		615	682
23		656	703
22		690	693
16		689	627
22		672	693
25		753	726
22		700	690
19		684	660
21		692	682
17		693	636
25	770	726	
19	686	657	
19	684	657	
15	643	616	
Ago/98	16	654	622
	14	653	605
	20	711	671

ANEXO A- Valores diários da concentração de ferro solúvel e do consumo de cianeto nas duas linhas de cianetação da usina de Fazenda Brasileiro - Período: maio/98 a março/99.

LINHA 1			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Ago/98	20	714	671
	21	718	682
	20	708	671
	20	718	671
	20	767	671
	19	728	660
	18	720	649
	16	681	627
	15	636	621
	15	697	613
	14	698	603
	13	692	591
	12	593	581
	13	589	598
	11	662	576
	13	652	594
	15	659	621
	15	600	617
	18	708	649
	15	698	616
	15	671	616
	19	713	660
	11	449	572
	10	561	556
	6	485	513
	6	474	513
	7	471	528
	7	486	528
Set/98	7	497	530
	7	515	528
	7	516	528
	9	484	550
	12	459	585
	9	499	553
	10	501	561
	6	434	518
	7	588	524
	8	512	539
	11	512	573
	9	585	550
	8	476	543
	8	455	534
	7	557	526
	7	575	528
	8	601	536
	7	538	528
8	495	544	

LINHA 2				
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado	
Ago/98	16	673	627	
	16	639	622	
	14	648	609	
	19	701	660	
	20	732	671	
	20	694	671	
	15	691	616	
	15	664	616	
	15	654	616	
	16	726	627	
	20	708	671	
	23	723	704	
	22	682	693	
	23	755	704	
	13	660	594	
	12	699	581	
	16	708	626	
	16	600	623	
	14	675	605	
	19	727	660	
	15	737	616	
	15	746	616	
	14	739	609	
	18	736	649	
	18	770	649	
	16	751	627	
	15	726	616	
	11	685	572	
	Set/98	11	620	569
		10	680	566
		10	678	561
		11	618	567
17		710	638	
19		767	660	
18		775	649	
14		676	600	
14		541	602	
8		713	539	
12		720	583	
10		620	560	
10		700	563	
8		656	541	
10		488	563	
8		514	537	
7		575	527	
7		575	532	
6	519	517		

ANEXO A- Valores diários da concentração de ferro solúvel e do consumo de cianeto nas duas linhas de cianetação da usina de Fazenda Brasileiro - Período: maio/98 a março/99.

LINHA 1				
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado	
Set/98	8	561	542	
	8	491	544	
	9	506	554	
	7	547	531	
	7	540	527	
	5	518	502	
	5	456	507	
	6	494	519	
	6	427	513	
	6	470	514	
	5	433	508	
	Out/98	5	458	509
		6	484	517
4		481	495	
6		467	517	
6		525	512	
6		568	512	
8		521	538	
7		523	523	
6		594	521	
7		593	529	
6		552	522	
7		580	528	
8		607	540	
13		710	594	
9		596	551	
8		511	535	
6		544	521	
7		534	528	
5		532	506	
8		549	533	
7		549	522	
6		641	517	
7		521	530	
7		492	528	
8		546	534	
8		558	539	
8		547	540	
7		514	533	
6		549	517	
9		562	545	
10	498	558		
Nov/98	11	656	569	
	12	648	585	
	9	541	548	
	9	479	550	
	9	526	550	

LINHA 2				
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado	
Set/98	6	547	516	
	7	526	527	
	7	491	532	
	3	463	488	
	4	462	492	
	3	411	481	
	4	416	493	
	4	411	490	
	4	485	496	
	4	442	491	
	4	412	492	
	Out/98	3	410	489
		4	458	493
		4	439	495
4		495	491	
3		432	482	
4		509	495	
6		522	517	
7		517	526	
5		527	510	
7		492	529	
6		516	512	
5		473	506	
4		486	497	
8		515	539	
5		557	507	
6		463	517	
6		515	514	
6		509	512	
5		530	508	
9		475	550	
6		509	519	
5		534	506	
6		484	515	
6		484	517	
6		448	521	
6		501	519	
7	450	533		
6	538	516		
6	499	517		
5	482	509		
6	514	518		
Nov/98	8	499	538	
	8	485	540	
	6	492	515	
	7	526	532	
	9	570	550	

ANEXO A- Valores diários da concentração de ferro solúvel e do consumo de cianeto nas duas linhas de cianetação da usina de Fazenda Brasileiro - Período: maio/98 a março/99.

LINHA 1			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Nov/98	10	526	561
	8	528	538
	7	467	523
	7	520	526
	6	480	520
	7	491	525
	8	604	539
	11	525	572
	13	481	591
	6	489	513
	5	484	503
	5	565	506
	7	578	528
	7	466	532
	7	462	523
	5	436	506
	6	507	517
	7	565	526
	7	695	527
	7	495	528
6	589	518	
7	509	531	
6	524	519	
7	588	527	
8	504	543	
Dez/98	8	492	543
	9	542	550
	7	613	528
	5	510	506
	5	559	511
	9	514	547
	7	646	530
	8	582	541
	7	609	527
	7	571	533
	7	565	528
	6	566	512
	7	607	530
	7	675	530
	9	689	550
	12	680	584
	9	559	551
	9	553	550
	9	558	546
	11	500	572
12	538	583	
11	727	569	

LINHA 2			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Nov/98	8	472	539
	10	463	559
	7	461	525
	6	532	521
	6	520	520
	6	549	517
	6	508	516
	7	527	528
	7	517	529
	6	585	512
	6	580	512
	7	653	528
	9	631	549
	7	483	529
	6	483	517
	4	417	495
	5	525	506
	6	583	519
	8	550	537
	6	527	517
6	533	518	
5	452	506	
6	513	519	
9	578	547	
6	531	518	
Dez/98	8	501	536
	7	470	528
	6	552	520
	9	677	550
	7	610	533
	12	678	578
	10	693	564
	10	662	565
	19	793	660
	9	609	550
	19	721	660
	9	657	550
	23	717	704
	21	745	682
	22	774	693
	12	677	579
	9	591	550
	9	622	546
	8	599	543
	11	628	574
12	602	583	
11	541	569	

ANEXO A- Valores diários da concentração de ferro solúvel e do consumo de cianeto nas duas linhas de cianetação da usina de Fazenda Brasileiro - Período: maio/98 a março/99.

LINHA 1			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Dez/98	9	567	550
	9	528	550
	8	445	536
	6	492	521
	9	483	554
	6	443	515
	7	551	528
	8	570	540
	9	541	550
Jan/99	10	544	561
	8	535	535
	12	544	583
	11	502	572
	13	646	594
	12	524	583
	14	646	605
	15	600	613
	14	621	602
	13	550	594
	8	449	539
	10	505	556
	13	459	590
	13	590	594
	13	601	592
	12	436	585
	9	456	549
	8	446	539
	9	500	553
	9	500	547
	7	473	527
	8	492	544
	10	453	561
	9	543	551
	8	454	535
	7	494	530
	10	585	561
	8	479	542
	7	462	523
	8	461	539
7	452	528	
Fev/99	9	494	550
	10	514	556
	10	701	561
	13	436	594
	9	553	550
	9	472	550
	7	517	528
	10	481	558
10	592	559	

LINHA 2			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Dez/98	11	542	572
	9	549	552
	8	538	534
	7	604	529
	9	558	555
	7	523	533
	8	546	534
	8	612	544
	9	655	550
	10	668	561
	9	652	549
	10	634	561
	10	591	561
	12	616	585
	10	558	561
Jan/99	12	674	583
	13	650	593
	15	616	617
	15	565	611
	12	452	581
	9	496	544
	11	484	573
	12	581	583
	13	555	589
	10	511	555
	9	468	554
	10	500	560
	10	454	556
	9	541	549
	7	528	524
	8	550	543
	19	515	665
	8	537	543
	7	544	528
	8	540	542
	11	526	572
	11	521	572
	10	463	556
	9	514	550
7	433	531	
Fev/99	7	506	533
	7	531	526
	21	753	682
	4	443	495
	4	451	495
	7	539	523
	8	538	539
	4	443	495
4	451	495	

ANEXO A- Valores diários da concentração de ferro solúvel e do consumo de cianeto nas duas linhas de cianetação da usina de Fazenda Brasileiro - Período: maio/98 a março/99.

LINHA 1			
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado
Fev/99	8	490	544
	10	498	563
	11	509	568
	7	444	528
	6	483	522
	7	489	528
	10	483	558
	4	511	497
	7	472	528
	9	513	546
	8	451	535
	5	499	506
	4	427	497
	7	541	528
	6	451	515
	7	437	530
	5	500	506
	5	474	509
	5	449	509
	Mar/99	4	507
5		481	510
8		469	544
5		491	506
5		485	507
5		475	506
4		444	499
4		457	495
4		507	497
4		562	500
5		511	510
5		476	501
7		515	528
7		548	525
7		510	528
8		500	539
8		642	539
5		456	506
4		466	495
4		518	493
5	471	506	
7	500	523	

LINHA 2				
	mg/L de Fe na lixiviação	g NaCN/t observado	g NaCN/t calculado	
Fev/99	7	481	528	
	7	429	528	
	7	443	522	
	4	432	490	
	5	557	506	
	16	698	627	
	15	684	616	
	6	609	515	
	15	563	614	
	11	612	573	
	8	538	542	
	6	518	519	
	4	503	493	
	6	532	517	
	5	493	504	
	6	449	521	
	6	442	517	
	7	540	531	
	7	565	526	
	Mar/99	6	555	519
		6	513	520
		11	538	576
		10	532	561
		10	627	560
		7	584	528
		6	504	512
		5	569	505
6		572	519	
8		621	539	
7		589	525	
10		560	556	
8		546	539	
8		481	539	
7		446	528	
15		793	616	
7		564	530	
8		477	534	
5		489	507	
6		586	515	
7	549	530		
10	540	562		

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Ault alimentado	g Ault 7h	g Ault 14h	g Ault 21h	g Ault 22,5h	g Ault 24h	g Ault 25,5h	g Ault rejeito - L1	g Ault ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Ault rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
12/09/98	1	2,03	4,19	5,73	300	180	95	10,8	2,68							0,24		534			0,19	731
	2	3,08			296	180	85	10,6	2,71	0,96	0,53	0,40	0,27	0,23	0,21	0,25	0,01	786	9	19	0,19	685
	3	3,20			365	365	115	11,0	1,76							0,22		430			0,18	445
13/09/98	1	3,32	4,27	5,7	303	223	110	10,9	1,79	0,96						0,21		479			0,16	717
	2	2,37			328	180	95	10,9	1,81	0,83	0,44	0,32	0,22	0,16	0,21	0,19	0,01	512	8	17	0,20	668
	3	3,55			301	301	98	10,9	3,26	0,88						0,16		439			0,20	715
14/09/98	1	3,80	5,30	5,6	317	210	113	11,0	2,99	0,86						0,21		473			0,17	679
	2	4,19			312	170	95	10,8	2,56	0,87	0,34	0,29	0,21	0,20	0,19	0,24	0,01	444	8	18	0,20	885
	3	4,71			288		110	10,7	2,25	0,66						0,23		454			0,16	383
15/09/98	1	3,96	4,74	6,2	290	190	105	10,7	2,41	0,82						0,22		513			0,15	514
	2	3,95			296	170	105	10,8	2,41	0,75	0,41	0,31	0,24	0,15	0,18	0,16	0,01	560	7	18	0,16	480
	3	3,92			298	298	100	10,9	1,84							0,18		585			0,18	477
16/09/98	1	3,08	4,43	5,0	297	180	103	10,7	1,43							0,19		585			0,17	459
	2	2,85			296	140	95	10,6	1,25							0,29	0,01	510	7	20	0,18	527
	3				300	300	80	10,8	1,48							0,27		640			0,21	539
17/09/98	1	4,11	3,99	5,9	290	180	90	10,7	1,67							0,19		603			0,23	535
	2	3,19			284	160	90	10,4	2,32	1,09	0,57	0,48	0,30	0,28	0,21	0,21	0,01	563	8	18	0,19	601
	3	4,34			308	308	75	10,6	2,85	1,06						0,20		642			0,22	609
18/09/98	1	5,25	3,50	6,0	295	170	85	10,8	1,74							0,20		556			0,22	596
	2	4,05			308	170	93	10,8	1,54	1,02	0,43	0,36	0,28	0,23	0,18	0,25	0,01	505	7	17	0,26	505
	3	4,26			318	318	75	10,8	2,71	0,93						0,19		554			0,17	633
19/09/98	1	4,85	4,71	4,4	320	200	80	10,9	3,04	0,90						0,16		488			0,17	419
	2	4,71			296	180	93	10,5	4,72	1,03	0,19	0,31	0,26	0,20	0,47	0,20	0,01	500	8	17	0,16	574
	3	4,90			316	316	98	10,4	3,95	1,04						0,15		494			0,18	536
20/09/98	1	5,01	4,51	4,9	313	170	70	10,6	3,97	1,04						0,15		505			0,19	510
	2	4,16			298	160	85	10,6	3,62		0,50	0,32	0,25	0,19	0,17	0,17	0,01	510	8	19	0,18	556
	3	4,03			333		93	10,6		1,01						0,19		651			0,15	565
21/09/98	1	5,59	5,30	6,1	340	170	80	10,8	2,73	0,96						0,15		491			0,19	534
	2	5,09			290	180	90	10,5	2,23	0,86	0,36	0,29	0,25	0,22	0,21	0,17	0,01	448	8	18	0,18	533
	3	4,41			338	338	95	10,6	2,02	0,85						0,19		535			0,15	514
22/09/98	1	6,15	4,44	6,0	293	200	90	10,7	2,03	0,85						0,21		494			0,17	465
	2	4,94			276	200	100	10,5	2,34	0,84	0,41	0,26	0,19	0,20	0,17	0,16	0,01	483	9	17	0,15	472
	3	4,97			278	278	75	10,6	3,67	0,87						0,16		538			0,14	543

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Auit alimentado	g Auit 7h	g Auit 14h	g Auit 21h	g Auit 22,5h	g Auit 24h	g Auit 25,5h	g Auit rejeito - L1	g Auit ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saida	mg/L Cu saida	g Auit rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
23/09/98	1	4,10	5,27	6,4	320	150	70	10,9	2,10	0,72						0,19		478			0,14	461
	2	4,18			282	180	80	10,6	1,82	0,84	0,41	0,27	0,21	0,19	0,20	0,16	0,01	553	7	17	0,15	529
	3	4,22			310	310	95	10,6	2,06	0,59						0,20		597			0,15	
24/09/98	1	4,93	4,38	7,1	313	190	80	10,9	1,85	1,07						0,17		472			0,15	435
	2	4,86			260	190	95	10,7	1,98	0,86	0,38	0,26	0,17	0,19	0,19	0,18	0,01	628	7	14	0,17	515
	3	4,83			280	160	85	10,8	1,97	1,04						0,26		519			0,15	424
25/09/98	1	4,27	5,34	8,0	320	165	78	11,3	2,05							0,16		490			0,15	
	2	5,06			280	200	110	10,9	1,56		0,62	0,40	0,31	0,23	0,22	0,20	0,01	517	5	14	0,15	
	3	5,53			315	200	108	10,7	1,50							0,24		540			0,18	412
26/09/98	1	6,07	5,42	7,4	293	200	90	10,5	1,74							0,29		397			0,22	413
	2	6,24			280	200	85	10,7	3,99		0,67	0,42	0,37	0,29	0,25	0,19	0,01	510	5	15	0,22	428
	3	5,17			315	200	90	10,5	2,93							0,25		439			0,24	405
27/09/98	1		6,88	7,7	273	180	93	10,4	2,16	0,93						0,24		512			0,21	506
	2	6,48			312	170	95	10,6	2,71	0,95	0,46	0,29	0,32	0,21	0,21	0,22	0,01	538	6	15	0,24	383
	3	5,62			340	340	95	10,8	2,73	0,89						0,20		436			0,21	374
28/09/98	1	6,27	7,59	7,5	277	200	95	10,7	2,99	0,84						0,19					0,17	
	2	6,38			298	190	80	10,5	2,89	0,93	0,44	0,30	0,22	0,15	0,17	0,24	0,01		6	16	0,20	485
	3	6,18			300	300	90		2,30							0,23		425			0,24	
29/09/98	1				307	190	90	10,8	2,28							0,22		550			0,18	386
	2				320	200	110	10,7	2,50		0,67	0,39	0,34	0,22	0,27	0,23	0,01	385	6	16	0,20	387
	3				262	262	79	11,0	2,41							0,24		502			0,26	540
30/09/98	1	6,61	5,67	4,2	343	200	93	10,6	2,74							0,30		449			0,28	416
	2	5,69			274	200	95	10,4	2,97		0,51	0,70	0,45	0,36	0,42		0,01	421	5	18	0,33	408
	3	5,06			281	190	97	10,7	2,48							0,35						
01/10/98	1	6,38			327	190	95	10,6	2,65							0,24		418			0,19	417
	2	5,50	5,90		286	185	105	10,6	2,46	1,35	0,43	0,30	0,24	0,23	0,16	0,26	0,01	450	5	18	0,27	341
	3	4,66			328	180	85	10,6	2,84							0,22		490			0,19	476
02/10/98	1	5,77			323	180	100	10,5	2,34							0,24		507			0,22	532
	2	6,20	6,80	6,40	304	200	90	10,5	2,99	1,01	0,40	0,45	0,22	0,19	0,20	0,20	0,01	536	6	16	0,18	498
	3	5,37			308		115	11,1	2,51							0,16		418			0,17	378
03/10/98	1	5,64			276	180	108	10,9	2,65							0,17		476			0,22	522
	2	6,30	6,20	7,90	298	220	125	10,6	2,54	1,16	0,45	0,34	0,26	0,18	0,16	0,16	0,01	453	4	18	0,16	411
	3	5,85			280	200	90	10,9	3,05							0,18		519			0,16	416
04/10/98	1	4,66			332	184	100	10,8	2,25						0,17		472			0,18	481	

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1º TQ Lix.	mg/L O ₂ 2º TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1º TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h.	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/t ⁵ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
04/10/98	2	5,30	5,40	7,10	294	220	100	10,5	2,38	1,08	0,42	0,35	0,22	0,20	0,17	0,18	0,01	442	6	17	0,17	412
	3	4,74			295	200		10,8	2,63							0,17		490			0,16	570
	1	4,50			298	195	100		2,37							0,16		477			0,16	508
05/10/98	2	3,20	3,40	3,60	282	230	120	10,4	2,59	0,93	0,49	0,38	0,32	0,20	0,15	0,18	0,01	592	6	16	0,21	430
	3	2,92			295	190	120	10,6	2,75							0,18		487			0,18	386
	1	4,80			273	170	83	10,5	2,84							0,23		482			0,22	471
06/10/98	2	7,70	6,70		270	150	95	10,5	3,28	1,27	0,58	0,39	0,28	0,21	0,17	0,21	0,01	650	6	16	0,22	539
	3	7,82			313	160	105	11,0	3,90							0,24		551			0,23	506
	1				300	140	100	10,7	2,42							0,21		422			0,28	546
07/10/98	2	3,20	3,20	4,80	292	130	115	10,6	1,76		0,63	0,58	0,41	0,33	0,29	0,24	0,01	584	8	18	0,23	556
	3	3,47			320	170	120	10,9	2,24							0,24		524			0,22	475
	1	6,24			330	170	100	10,8	2,02							0,20		565			0,21	516
08/10/98	2	3,47	3,27	3,68	284	200	103	10,4	2,06	0,95	0,45	0,37	0,44	0,23	0,20	0,21	0,01	495	7	16	0,20	524
	3	4,39			285	170	105	10,6	2,26							0,22		521			0,19	512
	1	5,95			273	140	110	10,7	1,75							0,23		685			0,20	588
09/10/98	2	4,17	4,23	5,09	289	170	95	10,5	1,50	0,76	0,34	0,23	0,52	0,17	0,18	0,19	0,01	520	6	15	0,22	499
	3	4,74			278	180	90	10,9	2,20							0,18		565			0,19	470
	1	5,09			310	180	95	11,0	1,87							0,17		570			0,19	469
10/10/98	2	3,27	3,72	4,66	315	150	85	10,7	1,97	0,78	0,34	0,29	0,27	0,30	0,28	0,29	0,01	610	7	16	0,16	487
	3	2,80			300	170	103	10,6	2,19							0,19		592			0,17	515
	1	3,36			323	170	110	10,8	2,26							0,17		503			0,16	534
11/10/98	2	4,06	4,10	4,97	293	180	95	10,7	3,02	0,79	0,34	0,22	0,17	0,18	0,15	0,14	0,01	552	6	16	0,15	501
	3	7,05			270	190	90	10,6	2,83							0,18		586			0,36	519
	1	5,00			323	160	95	10,9	2,23							0,20		596			0,21	518
12/10/98	2	3,87	4,06	5,10	296	165	88	10,8	2,37	1,11	0,44	0,25	0,27	0,23	0,20	0,22	0,01	556	7	15	0,24	455
	3	3,40			283	160		10,6	1,98							0,22		593			0,22	406
	1				290				1,47							0,21		538			0,22	448
13/10/98	2	3,16	3,56	4,80	288	150	93	10,6	1,87	0,91	0,43	0,27	0,27	0,23	0,20	0,22	0,01	591	8	15	0,26	496
	3	1,15			288	170	85	10,7	2,03							0,25		680			0,23	501
	1				277	160	85	10,4	1,69							0,19		698			0,30	535
14/10/98	2								1,69							0,19	0,01		13	13	0,30	
	3								1,69							0,19		739			0,30	473
	1								1,69							0,15		753			0,30	598
15/10/98	1				290		125	10,5	2,73							0,15		753			0,30	598
	2				310		125	11,1	2,38	0,87	0,34	0,20	0,20	0,16	0,16	0,21	0,01	480	9	15	0,20	527

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1°. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2°. TQ Lix. último TQ.	mg/L NaCN 1°. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ.	pH Lix.	g Auit alimentado	g Auit 7h	g Auit 14h	g Auit 21h	g Auit 22,5h	g Auit 24h	g Auit 25,5h	g Auit rejeito - L1	g Auit ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saida	mg/L Cu saida	g Auit rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
15/10/98	3	5,91		293	160	110	10,7	2,19							0,25		573			0,18	571
16/10/98	1			317	170	128	10,5	2,71							0,14		534			0,15	401
	2	6,80	8,22	318	150	130	10,7	2,39	0,77	0,38	0,22	0,19	0,20	0,18	0,16	0,01	492	8	13	0,16	455
	3	4,51		313	190	128	10,5	2,40							0,19		514			0,17	511
17/10/98	1	8,32		320	180	110	10,7	1,86							0,19		497			0,21	567
	2		7,09	278	180	115	10,4	2,09	0,94	0,33	0,29	0,21	0,20	0,23	0,23	0,01	520	6	14	0,29	499
	3	5,26		303	160	129	10,6	2,46							0,21		591			0,22	500
18/10/98	1	6,90		307	160	110	11,1	2,29							0,21		426			0,22	569
	2	6,50	4,42	272	180	115	10,5	2,19	1,08	0,46	0,24	0,25		0,22	0,22	0,01	519	7	15	0,21	483
	3	5,29		298	170	113	10,7	2,15							0,23		624			0,23	496
19/10/98	1	6,10		323	200	125	11,4	2,31							0,22		463			0,22	554
	2	6,30	4,90	282	200	125	10,7	2,46	0,95	0,48	0,25	0,25	0,21	0,20	0,19	0,01	592	5	14	0,22	576
	3	4,36		308	200	120	10,7	2,65							0,25		521			0,28	473
20/10/98	1	4,89		277	200	125	11,0	1,74							0,28		571			0,27	409
	2	4,53	3,48	318	200	135	10,6	1,96	0,67	0,39	0,23	0,23	0,22	0,20	0,24	0,01	532	8	13	0,21	503
	3			283	210	115	10,6	1,64							0,18		551			0,18	494
21/10/98	1	4,80		303	165	125	11,0	4,25	1,29						0,28		567			0,27	572
	2	5,10	3,40	310	180	140	10,8	2,64	0,61	0,34	0,23	0,18	0,19	0,17	0,24	0,01	510	7	14	0,21	457
	3	4,40		287			10,5	3,22							0,18		576			0,18	518
22/10/98	1	9,80		317	150	93	10,6	2,24							0,21		505			0,25	454
	2			305		90	10,7	2,40							0,22	0,01	572	6	14	0,21	597
	3						10,1	2,22							0,22		794			0,21	
23/10/98	1	3,62			180	59	10,6	2,61							0,26		572			0,20	553
	2	5,72	5,00	304	150	80	10,8	4,45	1,40	0,48	0,33	0,27	0,26	0,25	0,22	0,01	439	7	12	0,24	483
	3	5,60		323	180	95	10,6	3,83							0,23		568			0,27	460
24/10/98	1	3,42		307	180	130	10,8	2,85									472			0,31	489
	2	4,43	5,41	288	180	160	11,0	2,65	1,16	0,55	0,45	0,29	0,30		0,32	0,01	482	7	13	0,24	
	3	4,53		285	190	135	10,6	2,73							0,32		517			0,24	462
25/10/98	1	4,20		313	170	135	10,7	2,96							0,32		582			0,29	444
	2	3,05	3,34	300	170	115	10,4	4,17	0,73	0,41	0,35	0,56	0,29		0,25	0,01	499	8	13	0,29	437
	3	6,71		293	160	115	10,5	3,44							0,35		569			0,19	460
26/10/98	1	8,20		297	130		10,7	2,99							0,30		598			0,33	578
	2	7,26	8,62	296	170	100	10,7	2,46	0,78	0,41	0,33	0,28	0,25	0,24	0,30	0,01	503	8	14	0,28	468
	3	7,80		293	165	113	10,6	3,76							0,27		583			0,26	406

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h.	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saida	mg/L Cu saida	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
27/10/98	1	7,85			290	150	120	10,8	3,95							0,28		565			0,30	513
	2	5,55	7,02	6,31	294	170		11,0	3,18	0,64	0,42	0,34	0,31	0,31		0,22	0,01	520	8	15	0,24	399
	3	2,69			315	165		10,9	2,50							0,23		558			0,27	
28/10/98	1	2,18			310	160	115	11,0	2,92							0,33		521			0,31	564
	2	6,84	7,64	6,31	272	160		10,9	2,97	0,70	0,58	0,42	0,33	0,32		0,32	0,01	558	7	14	0,31	473
	3	5,27			286	155		10,6	3,15							0,28		465			0,33	602
28/10/98	1	7,00			307	160	125	10,6	2,71							0,36		514			0,33	430
	2				273			10,5	2,72	0,70	0,58	0,44	0,39	0,33		0,34	0,01	587	6	13	0,28	593
	3	5,11			278		95	10,7	2,80							0,26		547			0,27	459
30/10/98	1	6,60			287	160	100	10,7	2,66							0,28		589			0,24	503
	2	6,40	8,60		284			10,7	2,52	0,74		0,38	0,42	0,43	0,37	0,30	0,01	677	9	14	0,27	487
	3	6,24			284			10,7										482				462
31/10/98	1	5,53			276		90	10,3	2,66							0,28		432			0,24	536
	2		5,55				100	10,8	2,52							0,30	0,01	610	10	14	0,27	494
	3	4,66			318		115	10,4										422				522
01/11/98	1	3,45			248	190	60	10,3	3,14							0,19		549			0,25	474
	2		6,66	8,80	270	188	110	10,7	2,52	1,19	0,49	0,30	0,23	0,19	0,21	0,21	0,01	629	11	14	0,25	479
	3	8,35			283	120	110	10,6	1,84							0,31		773			0,22	539
02/11/98	1	3,40			290		60	10,4	2,36							0,25		601			0,23	456
	2		7,10	6,60	280		110	10,5	1,79	1,09	0,40	0,27	0,22	0,21	0,21	0,28	0,01	661	12	13	0,23	529
	3	6,16			308	210	80	10,8	1,20							0,22		666			0,23	457
03/11/98	1	5,51			303	190	90	10,5	2,19							0,23		506			0,31	498
	2		6,60		294	200	110	10,5	2,47	1,00	0,34	0,18	0,16	0,16	0,16	0,21	0,01	514	9	14	0,26	493
	3	5,99			323	180	110	10,8	3,88							0,27		548			0,19	488
04/11/98	1					177	100		3,20							0,18		486			0,22	506
	2					154	80		2,10	1,21	0,36	0,17	0,16	0,15	0,14	0,15	0,01	460	9	13	0,18	538
	3								2,07							0,17		492			0,22	527
05/11/98	1					153	80		1,88							0,21		459			0,24	537
	2								1,49							0,22	0,01	574	9	13	0,24	518
	3								1,51							0,18		560			0,24	650
06/11/98	1					147	70		2,02							0,16		630			0,23	573
	2		7,97	7,98		166	60		2,29	0,66	0,20	0,14	0,14	0,15	0,12	0,14	0,01	499	10	11	0,20	476
	3								2,61							0,15		506			0,18	422
07/11/98	1					190	100	2,41							0,15		500				504	

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Auit alimentado	g Auit 7h	g Auit 14h	g Auit 21h	g Auit 22,5h	g Auit 24h	g Auit 25,5h	g Auit rejeito - L1	g Au/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Auit rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
07/11/98	2	4,96	6,93		182		90		2,06	0,95	0,38	0,19	0,17	0,15	0,35	0,15	0,01	547	8	13	0,15	494
	3								1,74							0,15		528			0,14	409
08/11/98	1					197	110		1,63							0,15		467			0,10	463
	2	5,38	6,04		194		100		1,78	0,68	0,23	0,15	0,16	0,15	0,12	0,15	0,01		7	12	0,14	448
	3								2,26							0,15					0,15	472
09/11/98	1					187	110		2,22							0,18		468			0,14	571
	2	7,35	7,40		183		100		2,15	0,75	0,32	0,13	0,15	0,13	0,13	0,13	0,01	531	7	13	0,15	476
	3								2,24							0,24		549			0,16	561
10/11/98	1					197	100		2,18							0,14		512			0,14	603
	2	5,34	7,40		152		100		3,86	0,77	0,18	1,95	0,35	0,24	0,22	0,33	0,01	460	6	13	0,21	444
	3								3,86							0,20		479			0,19	555
11/11/98	1					183	100		3,64							0,15		468			0,16	651
	2	5,89	6,48		186		80		4,08		0,32	0,24	0,19	0,21	0,19	0,16	0,01	542	7	13	0,15	562
	3								4,97							0,20		455				495
12/11/98	1					115	70		2,51												0,16	419
	2	6,57	8,29						2,55	1,01	0,30	0,16	0,21	0,14	0,13	0,14	0,01	672	8	14		585
	3								2,14							0,14		520			0,17	487
13/11/98	1					167	85		2,02							0,22		725			0,20	462
	2	5,29	5,77	5,65	306		90	11,5	1,84		0,30	0,22	0,25	0,17	0,17	0,21	0,01	382	11	13	0,19	567
	3						100	10,7	1,93							0,18		468			0,24	531
14/11/98	1					182	85	11,1	2,45							0,17		407			0,20	489
	2	4,51	4,48	5,01	296		100	10,8	1,74	0,78	0,23	0,30	0,25	0,19	0,14	0,18	0,01	487	13	14	0,18	494
	3	5,06			303		100	11,0	1,89							0,14		519			0,16	555
15/11/98	1	5,22			343		100	11,8	2,10	1,36						0,18		448			0,20	512
	2	3,69	3,27	3,45	288		120	11,2	2,03	0,76	0,36	0,23	0,25	0,20	0,18	0,18	0,01	505	6	12	0,17	620
	3					158		10,7	2,07							0,22		500			0,17	593
16/11/98	1								3,01	1,39						0,22		448			0,15	512
	2								2,61	0,97	0,40	0,25	0,23	0,18	0,19	0,24	0,01	495	5	15	0,19	614
	3								2,39							0,18		498			0,14	590
17/11/98	1								1,89	1,47						0,15					0,18	801
	2								1,83	0,95	0,59	0,44	0,46	0,36	0,34	0,19	0,01	566	5	18	0,28	621
	3	5,09						10,6	2,11							0,30					0,23	586
18/11/98	1	6,10			342			10,5	2,31							0,30		520			0,23	587
	2				286			10,5	3,10							0,22	0,01	584	7	17	0,16	673

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h.	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
18/11/98	3	7,10			305			10,7	3,31							0,20		610			0,17	619
19/11/98	1	6,80			320	153	90	11,1	1,38							0,21		492			0,20	588
	2	6,99	7,82	6,08	314	185	90	11,0	1,90	0,95	0,44	0,27	0,22	0,21	0,20	0,20	0,01	426	7	15	0,19	465
	3	5,70			281	179	100	10,7	2,96							0,15		486			0,12	430
20/11/98	1	6,10			337	200	90	11,0	2,79	1,54						0,14		551			0,12	567
	2	4,63	3,87	3,94	338	200	100	10,8	2,13	0,87	0,38	0,25	0,21	0,17	0,18	0,17	0,01	423	7	14	0,13	445
	3	6,91			305	209	110	10,7	2,40							0,15		442			0,18	462
21/11/98	1	4,90			310	180	100	10,8	2,23							0,14		515			0,12	426
	2	4,17	4,94	4,11	336	186	90	10,7	1,98	0,92	0,41	0,25	0,18	0,24	0,19	0,17	0,01	410	5	14	0,13	422
	3	5,20			275	183	100	10,8	1,89							0,15		410			0,18	405
22/11/98	1	5,70			283	167	110	10,7	1,50							0,21		622			0,17	488
	2	4,94	5,54	3,78	314	158	90	10,7	1,83	0,83	0,44	0,26	0,27	0,30	0,23	0,24	0,01	459	6	12	0,20	525
	3	5,37			273	170	100	11,0	2,49							0,26		476			0,22	551
23/11/98	1	7,00			293	150	97	10,8	2,25	1,29						0,28		555			0,23	625
	2	5,39	6,46	4,19	296	174	90	10,8	2,13	0,98	0,53	0,31	0,31	0,26	0,26	0,27	0,01	580	7	13	0,25	596
	3	7,44			293	150	90	10,9	2,10							0,22		556			0,22	539
24/11/98	1				260	160		10,5	2,15							0,25		609			0,22	609
	2	5,60	6,87	5,42	290	154	70	10,7	1,88	0,93	0,47	0,32	0,25	0,27	0,22	0,25	0,01	766	7	12	0,22	
	3	6,10			265	165	85	10,8	1,53							0,22		646			0,17	562
25/11/98	1	5,01			280	153	100	10,8	1,47	1,29						0,28		683			0,21	674
	2	4,27	4,98	5,38	326	156	100	10,7	1,55	0,73	0,41	0,27	0,24	0,29	0,27	0,27	0,01	462	7	14	0,21	506
	3	5,90			280	148	80	11,1	1,95							0,22		423			0,13	469
26/11/98	1	4,35			287	153	100	11,2	1,96	1,03						0,19		532			0,21	497
	2	6,32	6,16	5,66	295	165	98	10,7	1,81	0,73	0,36	0,27	0,20	0,16	0,17	0,23	0,01	669	6	14	0,21	539
	3								1,88							0,22		579			0,20	555
27/11/98	1	5,26			320	223	95	10,7	1,32	1,30						0,18		581			0,18	456
	2	4,60	5,01	5,83	308	186	100	10,6	1,62	0,75	0,37	0,26	0,22	0,19	0,17	0,16	0,01	498	7	14	0,14	457
	3	5,29			300	185	100	10,7	1,61							0,16		473				444
28/11/98	1	5,70			298	163	70	10,7	1,76	1,27						0,14		503			0,15	536
	2	7,23	6,57	6,40	290	188	75	10,5	1,62	0,54	0,23	0,21	0,14	0,14	0,15		0,01	584	6	10	0,16	535
	3	5,21			305	190	85	10,6	2,05							0,15		479			0,13	481
28/11/98	1	4,90			287	163	90	10,6	1,96							0,13		509			0,13	505
	2	3,60	5,20	5,20	276	176	75	10,7	1,72	0,73	0,39	0,17	0,20	0,16	0,15	0,14	0,01	601	7	10	0,15	651
	3				290	178	80	10,7	1,80							0,21		637			0,15	550

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1º. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2º. TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ.	mg/L NaCN 1º. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ.	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/t ⁵ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
30/11/98	1	5,90			323	177	60	10,7	1,87							0,18		512			0,18	509
	2	5,70	5,20	5,90	284	178	91	10,6	1,93	0,74	0,35	0,20	0,20	0,18	0,16	0,18	0,01	574	8	15	0,18	541
	3																	416				537
01/12/98	1	4,60			307	170	80	10,9	2,14							0,18		462			0,19	
	2	5,60	4,90	5,00	295	168	84	10,6	1,99	0,82	0,30	0,16	0,18	0,16	0,17	0,15	0,01	582	8	14	0,18	598
	3	4,68			388			10,7	2,36							0,16		426			0,19	452
02/12/98	1	4,16			280	173	70	10,7	2,04	1,35						0,17		542	9	13	0,19	356
	2								2,17							0,17					0,21	573
	3								2,30							0,19		679			0,17	568
03/12/98	1				210			10,2	2,91							0,22		685	7	11	0,22	598
	2	4,80	6,30	6,10	310			11,0	2,77	0,67	0,25	0,18	0,17	0,14	0,17	0,22	0,01	685	7	11	0,22	598
	3	5,50			323	189		11,1	3,04							0,16		502			0,19	506
04/12/98	1	5,61			320	195	75	11,1	2,47							0,19		592			0,24	636
	2	5,90	6,30	6,60	300	180	73	11,1	2,34	1,04	0,44	0,27	0,25	0,18	0,23	0,16	0,01	426	5	13	0,25	691
	3				288	175	90	10,7	2,32							0,18		539			0,21	685
05/12/98	1				340	213	105	11,0	2,45							0,19		573			0,24	618
	2	5,20	5,10	5,60	296	172	100	10,8	2,34	1,10	0,48	0,28	0,29	0,21	0,27	0,21	0,01	498	5	13	0,28	561
	3	7,90			297	217	110	10,8	2,34							0,22		634			0,24	657
06/12/98	1	7,39			347	210	125	10,9	2,51							0,25		433			0,23	477
	2	3,00	2,80	3,40	296	184	100	10,5	2,51	1,19	0,43	0,24	0,29	0,26	0,20	0,22	0,01	459	9	7	0,21	672
	3	5,90			260	173	110	10,5	2,15							0,24		624			0,23	819
07/12/98	1				307	193	108	10,8	2,80							0,23		558			0,24	562
	2		4,30	3,20	292	157	90	10,5	2,89	1,05	0,62	0,40	0,27	0,22	0,22	0,19	0,01	608	7	15	0,21	780
	3	5,80			280	180	93	10,6	2,71							0,19		799			0,21	690
08/12/98	1	5,58			337	188	70	10,9	2,48							0,20		483			0,23	576
	2	5,80	4,90	6,30	288	162	90	10,8	2,08	1,13	0,45	0,33	0,32	0,27	0,25	0,23	0,01	519	8	15	0,30	724
	3	5,34			285	193	90	10,9	1,53							0,20		730			0,33	657
09/12/98	1				303	173	83	10,9	2,20							0,20		740			0,30	815
	2	6,40			319	189	80	10,7	2,01	0,83	0,41	0,31	0,36	0,29	0,20	0,20	0,01	574	7	16	0,22	829
	3				281	210	100	10,6	2,10							0,25		562			0,27	740
10/12/98	1			270	160	110	10,8	1,82							0,22					0,30	798	

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1º. TQ.Lix.	mg/L O ₂ 2º. TQ.Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1º. TQ.Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Ault alimentado	g Ault 7h	g Ault 14h	g Ault 21h	g Ault 22,5h	g Ault 24h	g Ault 25,5h	g Ault rejeito - L1	g Ault/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Ault fejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
10/12/98	2				267	186	95	10,6	1,86	0,86	0,32	0,29	0,20	0,18	0,18	0,22	0,01	586	7	14	0,27	507
	3	4,91			320	193	100	10,7	2,41							0,20		565			0,20	548
11/12/98	1	6,40			272	180	98	10,8	2,61							0,18		534			0,18	726
	2				315	198	110	10,7	3,23	1,06	0,48	0,33	0,19	0,18	0,20	0,21	0,01	594	7	13	0,23	579
	3				293	180	105	10,5	1,85							0,26		557			0,22	865
12/12/98	1	3,50			287	170	100	10,8	1,54							0,17		586			0,24	770
	2	3,00	3,20	4,00	322	181	93	10,7	1,73	1,28	0,39	0,38	0,20	0,23	0,27		0,01	552	6	14		603
	3	3,90			298	165	100	11,2	2,42							0,18		567			0,20	638
13/12/98	1	3,00			300	170	85	11,5	2,18							0,17		599			0,32	782
	2	2,80	3,20	3,70	300	175	90	11,1	2,43	0,97	0,51	0,31	0,28	0,40	0,36	0,20	0,01	578	7	12	0,32	713
	3								2,36							0,26		645			0,27	679
14/12/98	1				268	170	100	10,8	2,45							0,27		581			0,28	705
	2				328	155	100	10,5	2,45		0,57	0,41	0,35	0,35	0,34	0,29	0,01	766	7	12	0,27	749
	3				305	176	100	10,6	3,32							0,29		646			0,29	769
15/12/98	1				307	172	90	11,1	2,95							0,30		651			0,26	745
	2			3,10	294	192	90	10,7	2,60		0,64	0,36	0,34	0,28	0,30	0,28	0,01	614	9	13	0,29	718
	3				250	150		10,1	1,97							0,29		735			0,30	774
16/12/98	1				327	153	70	10,9	2,48							0,33		732			0,31	691
	2		7,10	4,40	318	184	90	11,0	2,61		0,49	0,30	0,27	0,26	0,27	0,22	0,01	542	12	11	0,35	
	3				328	174	80	10,7	1,89							0,22		785			0,25	857
17/12/98	1	3,50			307	223	70	11,1	2,41							0,22		467			0,25	559
	2		3,60	4,50	284	207	120	10,8	2,48		0,52	0,26	0,19	0,19	0,20	0,20	0,01	542	9	11	0,19	601
	3	3,60			299	188	110	10,7	2,35							0,22		644			0,20	602
18/12/98	1				330	180	100	10,7	2,44							0,22		530			0,20	578
	2		3,60	4,50	298	182	100	10,9	3,04		0,60	0,30	0,29	0,32	0,30	0,25	0,01	565	9	12	0,23	636
	3				335	195	115	10,6	2,96							0,24		556			0,25	637
19/12/98	1				277	167	76	10,5	2,34							0,26		566			0,31	551
	2		5,40	3,90	345	180	90	10,6	2,68	1,01	0,51	0,42	0,29	0,26	0,29	0,27	0,01	593	9	13	0,35	605
	3	2,30			333	201	105	10,6	2,46							0,17		516			0,15	625
20/12/98	1	4,70			290	180	90	10,6	2,06							0,16		561			0,16	675
	2	2,60	1,74		338	190	80	10,7	2,62	0,95	0,44	0,25	0,23	0,22	0,25	0,25	0,01		11	12	0,17	768
	3	2,30			310	225	110	10,6	3,97							0,26		430			0,27	473
21/12/98	1	4,01			310	200	98	10,6	2,70							0,16		589			0,16	607
	2		4,18	3,53	344	196	103	10,7	3,30	0,94	0,35	0,27	0,23	0,22	0,23	0,14	0,01	493	12	11	0,17	617

ANEXO B.1 - Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1°. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2°. TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1°. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
21/12/98	3	4,40			280	190		10,3	3,34							0,26		552			0,27	577
22/12/98	1	6,70			272	200	75	10,5	3,92							0,24		773			0,24	594
	2		4,93	4,60	354	202	93	10,7	3,09	1,11	0,48	0,26	0,23	0,21	0,23	0,24	0,01	877	11	12	0,23	491
	3	7,10			295	198	105	10,7	3,17							0,20		550			0,19	557
23/12/98	1	2,73			335	245	105	10,9	3,22							0,18					0,24	486
	2									1,15							0,01			9	12	
	3							10,0										567				542
24/12/98	1	2,80			315	160	78	10,4	3,57							0,15		682			0,13	514
	2		6,95	4,44	333	183	75	10,8	4,08	0,78	0,42	0,27	0,16	0,14	0,15	0,17	0,01	559	9	13	0,21	575
	3	2,28			330	196	105	10,9	3,21							0,17		421			0,21	553
25/12/98	1	2,22			330	230	145	11,0	3,75							0,17		444			0,24	427
	2	4,17	4,81	4,50	324	200	118	10,7	2,57	1,29	0,50	0,32	0,97	0,19	0,22	0,14	0,01	425	8	14	0,20	556
	3				280	179	105	11,0	2,05							0,19		467			0,18	596
26/12/98	1				323	190	110	11,4	2,24							0,14		448			0,21	662
	2		3,87	3,01	316	200	123	10,7	2,08	1,13	0,51	0,35	0,23	0,22	0,20	0,14	0,01	455	6	14	0,18	593
	3				290	165	105	10,6	1,82							0,17		563			0,22	576
27/12/98	1				323	170	100	11,0	2,19							0,16		420			0,22	570
	2	4,92	4,03	3,86	301	197	100	10,8	2,31	1,09	0,42	0,28	0,18	0,25	0,20	0,21	0,01	441	9	12	0,18	556
	3				278	181	103	10,6	2,71							0,19		600			0,18	550
28/12/98	1	3,12			310	203	80	11,2	2,22							0,15		495			0,17	493
	2		5,34	5,34	308	194	110	11,0	2,11	1,23	0,51	0,32	0,28	0,23	0,23	0,18	0,01	435	6	12	0,18	539
	3				290	193	88	10,6	2,27							0,26		415			0,24	528
28/12/98	1	3,27			355	175	90	10,8	2,25							0,25		627			0,21	638
	2		7,00	7,52	187	187	85	10,8	1,78	1,06	0,45	0,27	0,22	0,25	0,16	0,22	0,01	518	7	12	0,20	557
	3				350	205	95	11,0	1,59							0,22		456			0,26	470
30/12/98	1				270	162	94	10,5	1,95							0,25		550			0,26	579
	2	6,23	6,17	6,45	318	179	95	10,7	2,26	0,63	0,24	0,17	0,22	0,18	0,17	0,20	0,01	768	8	13	0,19	797
	3				341	223	110	10,6	3,44							0,22		426			0,25	512
31/12/98	1				278	150	83	10,6										585				
	2				324	176	90	11,0			0,55	0,32	0,31	0,24	0,22		0,01	492	9	13		
	3				278	200	98	10,6										561				
01/01/99	1	5,45			310	153	101	10,5	3,52							0,24		614			0,30	744
	2	3,27	7,03	4,76	336	167	90	11,4	2,41	0,50	0,42	0,38	0,27	0,27	0,27	0,27	0,01	526	10	13	0,23	667
	3	4,03			309	194	90	11,0	2,97							0,29		517			0,27	615

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ.	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ.	pH Lix.	g Ault alimentado	g Ault 7h	g Ault 14h	g Ault 21h	g Ault 22,5h	g Ault 24h	g Ault 25,5h	g Ault rejeito - L1	g Ault/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Ault rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN
02/10/99	1	2,21			273	197	95	11,3	2,22							0,28		596			0,26	692
	2	3,77		4,60	310	190	95	10,8	3,00	0,65	0,40	0,34	0,28		0,28	0,25	0,01	536	8	12	0,27	656
	3	4,85			299	181	100	10,6	3,16							0,19		497			0,29	623
03/10/99	1	2,96			263	233	95	10,9	1,85							0,22		713			0,22	638
	2		4,84	4,10	300	191	90	10,6	2,66	0,93	0,48	0,25	0,26	0,25	0,23	0,21	0,01	504	12	16	0,26	608
	3	5,30			320	200	100	10,5	2,18							0,26		484			0,28	660
04/10/99	1				300	227	95	10,9	1,63							0,20		501			0,23	595
	2								2,10	1,06	0,60	0,31	0,25	0,26	0,21	0,18	0,01	591	11	14	0,32	587
	3				314	175	90	10,7	2,81							0,19		457			0,25	591
05/10/99	1				320	190	93	10,8	3,00							0,22		603			0,22	605
	2	3,53	2,85	3,94	302	196	93	10,6	3,65		0,50	0,24	0,17	0,21	0,21	0,17	0,01	687	13	14	0,30	599
	3				308	193	90	10,4	2,94							0,21					0,19	646
06/10/99	1	14,5			330	200	93	10,7	3,05							0,21		492			0,25	525
	2	14,8	7,03		317	203	100	10,7	3,86	0,90	0,60	0,31	0,20	0,15	0,22	0,27	0,01	489	12	12	0,23	524
	3	15,7			281	176	85	10,5	3,10							0,19		570			0,26	623
07/10/99	1	13,5			340	197	93	11,0	3,14							0,23		697			0,26	627
	2	17,9	3,95	5,53	297	223	100	10,7	3,29		0,57	0,29	0,24	0,19	0,19	0,22	0,01	598	14	14	0,26	624
	3	20,7			295	186	90	10,5	3,50							0,22					0,24	763
08/10/99	1	24,2			347	193	90	10,9	2,96							0,18					0,22	637
	2	9,96	6,46	6,07	288	178	95	10,7	3,15		0,38	0,33	0,20	0,19	0,24	0,21	0,01	560	15	15	0,24	646
	3	10,4			288	205	95	10,4	3,20							0,20		652			0,23	662
09/10/99	1	8,44			293	173	95	10,6	2,41							0,25		621			0,34	589
	2	10,8	4,10	3,24	294	170	80	10,9	2,40	0,82	0,47	0,32	0,24	0,24	0,27	0,22	0,01	645	14	14	0,28	700
	3	9,6			301	184	85	10,5	2,72							0,20		617			0,31	548
10/10/99	1	10,8			298	160	83	10,7	2,82							0,22		550			0,27	635
	2	10,4	4,34	3,95	308	184	78	10,6	2,82	1,02	0,48	0,32	0,29	0,34		0,24	0,01		13	16	0,24	517
	3	10,6			308	216	95	10,7	2,82							0,22					0,23	573
11/10/99	1	10,2			293	202	95	10,4	3,62							0,23		582				524
	2	10,8	5,92	3,87	312	208	105	10,8	2,40		0,76	0,49	0,41	0,36	0,36	0,32	0,01	404	8	15	0,31	405
	3	10,2			316	211	120	10,7	2,11							0,37		416			0,37	457
12/10/99	1	9,4			290	200	113	10,6	1,86							0,31		479				484
	2	10,2	4,10	4,51	310	202	103	10,7	2,12	0,82	0,49	0,40	0,39	0,38	0,38	0,32	0,01	521	10	17	0,37	518
	3	10,5			315	199	100	10,6	2,05							0,29					0,32	484
13/10/99	1	10,27			305	184	90	10,5	2,41							0,25		416			0,29	466

ANEXO B.1 - Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1º Tq Lix.	mg/L O ₂ 2º Tq Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1º Tq Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
13/01/99	2	10,59	5,33	5,06	288	174	95	10,4	3,04	0,70	0,36	0,20	0,19	0,22	0,23	0,20	0,01	547	13	16	0,25	501
	3	9,95			290	160	105	10,4	2,73							0,23		409			0,27	481
	1	10,0			297	163	90	10,7	2,41							0,25		483			0,29	465
14/01/99	2								3,04							0,23	0,01		13	17	0,25	
	3	10,9			303	145	55	10,3	3,77							0,29		689			0,27	748
	1	10,92			305	153	70	10,7	2,58							0,24		589			0,23	677
15/01/99	2	9,64		6,40	298	200	83	10,6	2,44	0,74	0,37	0,19	0,18	0,20	0,19	0,20	0,01	617	13	16	0,25	540
	3				320	185	100	10,4	1,52							0,19		592			0,18	466
	1	8,70			308	213	93	10,5	2,05							0,24		404			0,22	487
16/01/99	2	9,53	7,43	3,86	285	189	118	10,4	1,93	0,80	0,40	0,22	0,18	0,19	0,17	0,23	0,01	454	12	18	0,23	533
	3	8,93			333	215	115	10,7	2,02							0,21		439			0,23	502
	1	9,28			312	220	98	10,7	1,76							0,26					0,24	543
17/01/99	2	8,69	4,90	3,61	304	174	98	10,7	1,94	0,66	0,31	0,23	0,27	0,21	0,23	0,18	0,01	515	9	16	0,28	438
	3				345	215	105	11,1	1,96							0,22		394			0,27	465
	1				303	215	95	10,9	2,35	0,65						0,22		373			0,27	449
18/01/99	2				306	193	120	11,0	1,76		0,74	0,41	0,37	0,26	0,26	0,26	0,01	515	8	16	0,26	611
	3	10,15			310	198	105	10,6	1,76							0,27		425			0,24	427
	1	11,08			277	198	108	10,7	2,10							0,20		404			0,20	512
19/01/99	2	9,88	5,59	4,44	303	172	78	10,5	1,65	0,74	0,33	0,29	0,28	0,27	0,27	0,26	0,01		9	17	0,25	374
	3	10,43			334	183	90	10,9	2,05							0,22		579			0,21	490
	1	10,68			277	223	110	10,7	1,60							0,19		419			0,22	537
20/01/99	2	8,50	5,09	5,58	309	206	115	10,6	1,75	0,60	0,33	0,23	0,20	0,17	0,15	0,17	0,01	526	9	17	0,25	573
	3	10,51			305	220	103	10,5	1,84							0,28		524			0,29	514
	1	9,87			300	210	110	10,8	2,05							0,19		486			0,22	605
21/01/99	2	10,50	5,85	5,50	309	205	125	10,7	1,59		0,61	0,33	0,20	0,18	0,16	0,17	0,01	486	7	18	0,25	549
	3	11,17			303	190	100	10,7	1,58							0,28		454			0,29	461
	1	10,41			293	197	110	10,8	1,97							0,15		496			0,15	589
22/01/99	2	10,51	6,57	5,58	309	196	103	10,6	1,90		0,62	0,45	0,21	0,25	0,19	0,21	0,01	475	8	18	0,20	432
	3	8,57			328	218	115	10,7	1,82							0,20		506			0,22	643
	1	9,06			290	198	105	10,6	1,65							0,15		485			0,19	621
23/01/99	2	11,14	7,31	6,00	310	216	113	10,9	1,84		0,62	0,37	0,28	0,18	0,23	0,15	0,01	467	10	16	0,20	520
	3	9,20			320	218	115	10,7	2,31							0,18		419			0,15	443
	1	9,86			275	180	125	10,6	2,36							0,20		575			0,18	525
24/01/99	2	13,47	7,14	7,14	325	191	110	10,8	1,73		0,72	0,35	0,17	0,18	0,17	0,20	0,01	487	9	16	0,29	505

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1º. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2º. TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1º. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/tm ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t	
24/01/99	3	11,14			280	178	105	10,6	2,03							0,16		578			0,29	577	
25/01/99	1	10,41			318	203	135	10,5	2,21							0,19		397			0,21	557	
	2	12,08	5,42	5,50	288	224	123	10,9	2,25	0,81	0,85	0,34	0,26	0,18	0,17	0,21	0,01	446	8	17	0,20	542	
	3	9,27			340	220	115	11,1	2,42							0,18		503			0,19	537	
26/01/99	1	9,87			300	187	113	10,7	3,00							0,21		668			0,20	715	
	2	12,24	4,03	5,17	321	215	110	10,9	2,87		0,70	0,26	0,24	0,13	0,18	0,20	0,01	426	7	14	0,21	520	
	3	10,75			288	215	120	10,9	2,23							0,23		468			0,19	446	
27/01/99	1								2,37							0,24					0,29	654	
	2	12,32	5,45	6,52	302	183	90	10,4	1,99		0,70	0,30	0,19	0,18	0,19	0,24	0,01	606	10	17	0,25	540	
	3	10,27			323	170	85	10,6	2,70							0,21		543			0,23	446	
28/01/99	1	9,27			320	203	115	10,7	2,76							0,19		463			0,20	502	
	2	10,23	7,30	5,64	304	175	113	10,5	3,43		0,41	0,29	0,31	0,30	0,26	0,30	0,01	502	8	17	0,31	586	
	3	8,91			318	205	120	10,8	2,89							0,22		465			0,20	463	
29/01/99	1	10,80			337	210	130	10,7	3,08							0,19		402			0,20	546	
	2	11,01	3,79	3,94	315	202	115	10,7	2,91		0,43	0,31	0,26	0,26	0,29	0,26	0,01	508	7	17	0,24	414	
	3	11,38			316	228	135	10,7	2,93							0,24		472			0,19	469	
30/01/99	1	11,91			160	230	130	10,8	2,32							0,20		461			0,18	412	
	2		4,99	4,27	313	183	70	10,5	4,04							0,17	0,01		8	14	0,20	658	
	3	9,88			345	213	108	10,9	2,35							0,18		456			0,19	471	
31/01/99	1				293	215	115	10,9															433
	2	9,33	6,00	3,78	315	200	120				0,81	0,35	0,24	0,21	0,20		0,01		7	20			
	3	12,57			320	195	100	10,5															
01/02/99	1	13,38			283	195	115	10,9	2,25							0,21		450			0,20	531	
	2	16,70	5,40	5,40	284	178	110	10,4	2,15	0,87	0,33	0,32	0,26	0,21	0,20	0,21	0,01	563	9	20	0,19	449	
	3	12,45			308	186	113	10,7	2,32	0,95						0,22		459			0,24	547	
02/02/99	1	10,31			267	177	115	10,8	2,53							0,21		484			0,20	658	
	2	10,43	6,40	6,64	300	170	100	10,5	2,31	0,89	0,33	0,25	0,22	0,22	0,22	0,21	0,01	563	10	19	0,22	565	
	3				303	195	90	10,7	1,88	0,86						0,17		495			0,22	420	
03/02/99	1	12,64			298	187	98	10,6	2,17	0,77						0,20		701			0,24	753	
	2																			10	20		
	3				313	187	80	10,4	2,03	0,65						0,25					0,21		
04/02/99	1	13,40					83	10,9	2,01	0,66						0,19					0,24	387	
	2		5,62		288	180	83	10,9	2,60	0,81	0,27	0,16	0,18	0,16	0,22	0,19	0,01	393	13	19	0,25	458	
	3	5,53			300	193	95	10,6	2,98	0,92						0,19		535			0,24	467	

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1º TQ Lix.	mg/L O ₂ 2º TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1º TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Aút. alimentado	g Aút. 7h	g Aút. 14h	g Aút. 21h	g Aút. 22,5h	g Aút. 24h	g Aút. 25,5h	g Aút. rejeito - L1	g Aút. rejeito - L2	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	Consumo L2 gNaCN/t
05/02/99	1	9,45			272	215	125	10,6	2,78	0,94						0,20	0,19	653			369
	2	8,62			278	211	125	10,8	1,83							0,17	0,25	483	9	24	442
	3	6,56			283	205	110	10,4	2,07							0,20	0,20	551			520
09/02/99	1				290	193	111	11,4	2,54	1,04						0,24	0,21	434			467
	2		7,56	4,18	284	184	110	10,9	3,40							0,17	0,16	439	9	18	510
	3	8,2			280	192	125	10,4	2,09	0,98						0,19	0,22	562			620
07/02/99	1	7,7			307	173	95	10,8	2,29							0,20	0,23	563			629
	2	8,4	6,14	4,60		190	115	10,6	2,85	0,76	0,36	0,23	0,22	0,23		0,17	0,34	410	7	19	449
	3	9,5			285	183	118	10,5	2,78							0,17	0,23	622			577
08/02/99	1	12,5			307	187	100		3,06	0,77						0,20	0,23	417			374
	2		8,43	4,57	283	188	105	10,5	2,60	0,84	0,44	0,26	0,27	0,26	0,26	0,17	0,19	453	10	19	436
	3	11,3			328	185	110	10,5	3,34							0,25	0,27	545			489
09/02/99	1								2,68							0,24	0,25	482			608
	2	23,1	4,93	7,82	313	173	95	10,5	2,98	1,00	0,31	0,22	0,22	0,20	0,18	0,24	0,25	718	10	18	
	3	22,0			305	191	90	10,5	2,72	0,93						0,24	0,29	509			602
10/02/99	1	18,4	4,42	6,24	283	180	108	10,6	3,45	1,01						0,25	0,30	522			480
	2	17,9	4,17	6,57	302	192	110	10,8	2,82	1,14	0,75	0,37	0,34	0,23	0,21	0,25	0,25	478	8	17	429
	3	16,4			296	199	110	10,6	2,82							0,30	0,30	478			534
11/02/99	1	20,5			282	185	108	10,6	2,49							0,30	0,29	493			457
	2	14,4	4,42	6,24	300	188	105	10,6	4,11		0,67	0,46	0,40	0,46	0,42	0,27	0,24	496	10	13	411
	3	16,7			311	193	120	10,7	3,76	1,10						0,28	0,28	503			428
12/02/99	1	16,4			288	188	105	11,1	3,19							0,29	0,29	455			381
	2	14,9	4,25	6,24	296	200	110	10,8	4,81		0,52	1,01	0,34	0,25	0,20	0,28	0,30	565	11	11	480
	3	16,0			295	194	108	10,7	6,08							0,25	0,29	495			453
13/02/99	1	19,9			290	190	118	10,7	3,25							0,20	0,27	478			429
	2	15,0	7,14	6,18	302	188	100	10,8	2,95	0,83	0,30	0,33	0,31	0,26		0,31	0,31	488	7	12	454
	3	16,4			323	210	100	10,7	3,56							0,31	0,29	376			412
14/02/99	1	20,2			275	175	85	10,6	2,34							0,31	0,32	483			446
	2	15,2	4,78	5,83	308	188	100	10,9	2,03	0,49	0,49	0,30	0,29	0,28		0,33	0,33		6	13	560
	3	15,2			295	208	100	10,6	2,13							0,32	0,31				628
15/02/99	1	13,3			302	167	108	10,7	2,06							0,27	0,32	554			680
	2	14,1	5,05	5,42	324	238	100	10,6	2,57							0,25	0,32	514	7	12	816
	3	14,9			303	208	108	10,5	2,10							0,18	0,32	420			587
16/02/99	1	16,6			302	197	110	10,7	1,62						0,17	0,20	507			615	

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Ault alimentado	g Ault 7h	g Ault 14h	g Ault 21h	g Ault 22,5h	g Ault 24h	g Ault 25,5h	g Ault rejeito - L1	g Ault/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Ault rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
16/02/99	2	14,2		5,55	298	188	95	10,5	1,71	0,37	0,26	0,17	0,15	0,13		0,21	0,01	433	10	16	0,23	682
	3	12,2			286	183	108	10,5	2,10							0,20		521			0,23	728
	1	12,4			310	187	100	10,7	1,76							0,28		599			0,19	555
17/02/99	2	11,5	4,02	6,23	292	194	95	10,6	1,95	0,67	0,34	0,54	0,22	0,23		0,28	0,01	490	4	15	0,31	624
	3	11,5			308	170	105	10,5	3,15							0,24		475			0,28	629
	1	13,4			303	187	95	10,8	3,06							0,24		566			0,28	563
18/02/99	2	16,9	4,43	6,98	288	191	80	10,6	2,05	0,91	0,38	0,25	0,18	0,27		0,17	0,01	416	7	14	0,18	563
	3	12,2			295	173	80	10,5	1,93							0,23		464			0,22	563
	1	12,3			297	180	80	10,8	2,06							0,22		527			0,25	694
19/02/99	2	13,2		5,83	284	195	93	10,6	2,00	0,94	0,47	0,27	0,26	0,25		0,30	0,01		9	13	0,30	516
	3	15,6			298	185	80	10,8	2,50							0,24		504			0,30	652
	1	15,8			323	187	98	10,7	2,19							0,22		450			0,22	649
20/02/99	2	17,7	4,66	6,16	321	194	100	10,7	2,13	0,75	0,38	0,16	0,15	0,15		0,24	0,01	402	8	14	0,25	510
	3	17,5			283	193	85	10,8	1,57							0,20		494			0,30	499
	1	14,7			307	187	90	10,7	1,85							0,22		508			0,22	518
21/02/99	2	17,3	5,06	6,66	290	206	120	10,8	1,93	0,83	0,23	0,18	0,15	0,14		0,24	0,01	443	5	15	0,25	503
	3	13,3			280	190	115	10,6	1,65							0,20		553			0,30	535
	1	14,7			333	180	85	10,7	1,75							0,28		479			0,25	517
22/02/99	2	22,2	4,98	6,32	301	200	83	10,7	2,06	0,75	0,30	0,23	0,16	0,15		0,21	0,01	373	4	14	0,18	443
	3	21,3			285	203	95	10,8	2,29							0,28		451			0,29	553
	1	18,2			322	193	113	10,6	2,09							0,32		441			0,33	449
23/02/99	2	16,8	6,32	7,56	302	192	90	10,7	2,26	0,86	0,43	0,29	0,16	0,16		0,19	0,01	632	7	16	0,26	602
	3							10,3	3,57							0,22					0,24	627
	1	18,2			387	153	65	10,5	2,68							0,22		603			0,24	616
24/02/99	2	19,1	6,57	7,23	334	203	85	10,7	2,05	0,90	0,36	0,17	0,15	0,17		0,16	0,01	403	6	14	0,20	541
	3	12,3			298	205	115	10,9	2,26							0,29		406			0,20	380
	1	14,4			327	217	115	10,6	2,19							0,28		341			0,18	438
25/02/99	2	14,0	5,48	6,08	298	197	105	10,6	2,00	0,82	0,49	0,24	0,21	0,20		0,20	0,01	448	7	14	0,22	443
	3	13,7			327	217	115	10,6	2,45							0,24		489			0,24	461
	1	15,8			317	180	95	10,6	2,26							0,26		396			0,23	352
26/02/99	2	15,6	4,09	5,81	309	191	70	10,5	1,94	0,60	0,45	0,21	0,15	0,20		0,18	0,01	450	5	15	0,25	483
	3	18,8			313	181	90	10,8	1,84							0,18		345			0,26	458
	1	15,5			270	197	103	10,7	1,91							0,15		544			0,15	536
27/02/99	2	11,9	4,64	5,92	319	197	100	10,7	2,14							0,17	0,01	457	5	14	0,24	530

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1°. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2°. TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1°. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Ault alimentado	g Ault 7h	g Ault 14h	g Ault 21h	g Ault 22,5h	g Ault 24h	g Ault 25,5h	g Ault rejeito - L1	g Au/m ³ solução	Consumo L1 gNaCNlt	mg/L Fe saida	mg/L Cu saida	g Ault rejeito - L2	Consumo L2 gNaCNlt
27/02/99	3	17,0			308	208	95	10,8	2,31							0,18		442			0,19	555
	1	12,6			247	190	105	11,0	2,34							0,19		446			0,19	539
	2	7,8	3,51	5,98	294	171	100	10,8	2,20							0,20	0,01	468	5	13	0,21	535
28/02/99	3	14,9			305	189	108	10,7	1,97							0,24		432			0,20	614
	1	16,9			293	175	105	10,5	1,86	0,93						0,28		561			0,31	557
	2	11,2	4,11	5,09	314	181	85	10,5	1,64				0,30	0,29	0,19	0,20	0,01	495	4	10	0,24	534
01/03/99	3	11,4			296	193	103	10,9	2,52	0,80						0,22		483			0,24	575
	1	9,3			293	192	90	11,3	1,46	0,92						0,27		550			0,19	572
	2	8,5	3,43	5,26	321	185	95	10,9	1,82	0,77	0,52	0,26	0,20	0,21	0,22	0,22	0,01	474	5	10	0,23	510
02/03/99	3				310	195	105	10,8	2,56	0,66						0,24		441			0,20	478
	1	12,1			315	202	105	10,9	2,66	0,70						0,25		467			0,25	576
	2		4,91	5,02	305	183	95	11,1	2,38	0,90	0,55	0,24	0,26	0,26	0,19	0,23	0,01	494	8	13	0,28	570
03/03/99	3	5,3			313	193	105	10,8	2,38	1,02						0,24		445			0,20	481
	1	6,9			297	195	115	10,7	2,24							0,27		384			0,20	532
	2	13,7	3,95	6,91	278	190	108	10,8	1,52	1,11	0,44	0,44	0,30	0,23	0,21	0,28	0,01	529	5	14		
04/03/99	3	8,7			288	188	95	10,8	1,55	1,08						0,27		523				
	1				310	183	95	10,9	1,74	0,79						0,28						
	2		3,64	5,92	300	183	85	11,0	2,80	0,72	0,43	0,24	0,22	0,20	0,19	0,20	0,01		5	14	0,17	627
05/03/99	3				309	200	88	10,8	3,01	0,90						0,24		485			0,26	
	1				313	210	90	11,1	2,44	0,96						0,22		497			0,23	577
	2	16,9	5,60	7,66	290	182	105	10,8	1,87	1,04	0,59	0,27	0,30	0,20	0,21	0,26	0,01	503	5	13	0,26	636
06/03/99	3	13,6			314	204	95	10,7	2,09	0,90						0,22		438			0,23	539
	1	11,3			307	193	95	10,9	2,01							0,30		418			0,22	446
	2	9,5	3,78	5,86	278	194	110	10,9	2,39	0,37	0,20	0,23	0,19	0,19	0,22	0,22	0,01	431	4	13	0,28	498
07/03/99	3	10,8			304	195	90	10,7	2,03							0,22		474			0,25	550
	1	8,1			303	167	90	10,9	2,04	0,77						0,24		476			0,29	600
	2		3,65	4,52	288	184	103	10,7	1,61	0,82	0,40	0,25	0,23	0,20	0,20	0,19	0,01	507	4	12	0,30	613
08/03/99	3	13,5			279	200	108	10,5	1,67	0,59						0,23		402			0,25	510
	1				310	170	80	10,7	1,25	0,61						0,23		508			0,21	530
	2	15,7	6,99	7,59	278	182	85	10,7	1,40	0,47	0,25	0,17	0,18	0,17	0,16	0,22	0,01	468	4	11	0,18	559
09/03/99	3	10,8			288	228	105	10,6	1,74	0,50						0,17		547			0,22	614
	1	11,3			323	197	103	10,7	2,08	0,46						0,19		472			0,26	607
	2	6,6	2,81	3,28	282	224	100	10,4	1,63	0,57	0,34	0,16	0,19	0,12	0,15	0,22	0,01	556	4	10	0,18	582
10/03/99	3	5,5			288	193	105	10,5	1,43	0,57						0,18		628			0,14	671

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1°. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2°. TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1°. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t	
11/03/99	1	6,3			313	193	93	10,9	1,41	0,63						0,16		497			0,19	626	
	2	6,3	5,29	3,40	276	200	103	10,9	1,47	0,68	0,32	0,15	0,16	0,18	0,15	0,24	0,01		5	12	0,16	547	
	3	9,2			283	195	105	10,8	1,74	0,53									517			0,16	604
12/03/99	1	8,4			328	202	115	11,0	1,85	0,58									499			0,19	573
	2	5,4	3,26	4,35	300	196	105	10,8	1,80	0,70	0,38	0,19	0,21	0,16	0,24	0,16	0,01		497	13	0,20	609	
	3	7,5			300	200	115	10,7	1,72	0,73						0,22		439			0,26	501	
13/03/99	1	9,4			270	190	105	10,5	1,76							0,27		507			0,24	524	
	2	7,4	3,79	4,19		180	80	10,8	1,92	0,56	0,17	0,15	0,15	0,15	0,15	0,27	0,01	581	7	14	0,17	538	
	3				277	223	88	10,9	1,70							0,26		456			0,19	570	
14/03/99	1				280	183	101	10,8	2,40							0,24		591			0,29	471	
	2	5,4	3,21	4,52	300	194	110	10,7	2,40	0,39	0,23	0,21	0,23	0,25	0,25	0,25	0,01			7	14	0,25	456
	3	7,4			298	203	105	10,7	2,37							0,27		510			0,24	513	
15/03/99	1	10,8			313	183	101	10,6	0,90							0,23		546			0,20	489	
	2				345	175		10,7	2,10							0,24	0,01	688	7	13	0,20	442	
	3	11,8			298	195	95	10,8	3,10						0,15	0,15	410			0,16	422		
16/03/99	1																						
	2																0,01	500		8	14	793	
	3																						
17/03/99	1																						
	2																0,01	642		8	15	564	
	3																						
18/03/99	1																						
	2				295			10,5	2,62						0,28	0,01	456		5	14	0,27	477	
	3	11,9			318	198	88	10,8	2,62						0,18	0,18					0,18		
19/03/99	1	12,2			307	257		10,7	2,62						0,28	0,28					0,27		
	2				300	190		10,5	2,62						0,27	0,01	466		4	14		489	
	3								2,62						0,27	0,27							
20/03/99	1				330	200	85	11,0	3,12						0,22	0,22		630				754	
	2	12,0			290	216	133	11,1	2,26	0,76	0,46	0,25	0,24	0,18	0,23	0,01	464		4	13	0,30	519	
	3	11,4			313	218	125	10,9	2,43						0,29	0,29		450			0,26	479	
21/03/99	1	10,3			302	207	135	10,6	2,32						0,22	0,22		433				645	
	2		3,60	4,00	288	185	130	11,4	2,22	0,49	0,23	0,16	0,19	0,15	0,23	0,01	544		5	13	0,30	567	
	3	15,4			280	158	90	10,7	1,88						0,29	0,29		430			0,26	448	
22/03/99	1	10,5			290	197	120	10,9	2,02								420			0,28	578		

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ LIX.	mg/L O ₂ 2° TQ LIX.	mg/L O ₂ último TQ.	mg/L NaCN 1° TQ LIX.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ.	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22,5h	g Au/t 24h	g Au/t 25,5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/t ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t	
22/03/98	2	15,2	8,60	8,50	308	182	97	11,0	3,17	0,42	0,33	0,16	0,17	0,16		0,28	0,01	499	7	13	0,36	613	
	3	14,1			290	230	100	10,7	2,60							0,29		544			0,36	630	
	1	14,0			317	190	103	10,8	2,70							0,27		488			0,26	466	
23/03/98	2		5,70	8,30	290	178	90	10,7	2,23	0,78	0,41	0,33	0,36	0,29		0,33	0,01	519	8	13	0,29	575	
	3	16,6			280	191	90	10,6	2,40									489			0,34	583	
	1	16,5			317	197	100	10,7	2,61							0,36		425			0,29	583	
24/03/98	2	13,1	7,10	8,20	298	194	99	10,6	2,50	0,37	0,24		0,16	0,17		0,29	0,01	519	9	15	0,28	528	
	3	16,4			293	193	105	10,6	2,19							0,32		515			0,28	526	
	1	18,9			307	170	105	10,7	1,90							0,33		368			0,32	421	
25/03/98	2	20,1	5,21	7,31	291	184	90	10,7	2,04	0,42	0,22	0,34	0,30	0,30		0,27	0,01	546	9	15	0,28	502	
	3	19,4			285	184	95	10,4	2,17							0,33		533			0,37	522	
	1	22,5			293	193	100	10,3	2,38							0,31		421			0,31	520	
26/03/98	2	19,9	6,10	4,90	286	179	92	10,5	1,67					0,22		0,28	0,01	468	7	13	0,21	487	
	3	12,8			290	193	105	11,1	1,90							0,23		480				577	
	1	9,7			307	193	128	10,7	2,05							0,21		436			0,21	403	
27/03/98	2	11,0	3,69	5,40	296	210	140	10,8	2,05	0,54	0,48	0,34	0,44	0,40		0,30	0,01	540	8	14	0,16	709	
	3	6,2			328	256	120	11,1	1,93							0,30		502			0,16	571	
	1	5,7			303	260		10,9	1,67									591			0,15	502	
28/03/98	2	8,2	4,50	3,50	298	220		10,7	2,23	0,70	0,67	0,45					0,01	517	9	14	0,18	681	
	3	8,3			293	228		10,6	2,25									536			0,28	507	
	1	8,0			303	240		10,7	2,51							0,32		531			0,20	456	
29/03/98	2	9,5	3,40	5,42	302	216		10,8	2,11	0,55	0,56	0,48	0,55	0,43			0,01	478	11	15	0,18	683	
	3	7,1						11,0	2,22									443			0,28	557	
	1	9,6			293	267		10,7	2,41							0,28		513			0,26	477	
30/03/98	2	10,9		4,49	292	222		11,0	2,40	0,57	0,45	0,41	0,42	0,41			0,01	418	14	17	0,28	681	
	3	10,2							2,15									582				660	
	1	15,4			293	175	105	10,5	2,09									561			0,26	705	
31/03/98	2	13,8																					
	3	12,5							2,54									483			0,26	656	
	1	12,40			317	193	109	10,6	1,79	0,77						0,31		547			0,24	538	
01/04/98	2	10,27	5,06	6,50	308	192	113	11,1	1,86	0,75	0,43	0,30	0,29	0,37	0,30	0,31	0,01	392	12	16	0,24	438	
	3	12,72			300	175	110	10,6	1,83	0,78						0,24		434			0,19	606	
	1	11,32			290	195	105		2,06	0,69								434			0,23	561	
02/04/98	2	9,72	4,66	6,82	306	179	103	10,9	2,00	0,92	0,38	0,29	0,24	0,22	0,21	0,31	0,01	525	8	15	0,20	555	

ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1° TQ Lix.	mg/L O ₂ 2° TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ.	mg/L NaCN 1° TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h.	mg/L NaCN último TQ.	pH Lix.	g Auit alimentado	g Auit 7h	g Auit 14h	g Auit 21h	g Auit 22,5h	g Auit 24h	g Auit 25,5h	g Auit rejeito - L1	g Auit ³ solução	Consumo L1 gNaCN/lt	mg/L Fe saida	mg/L Cu saida	g Auit rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/lt
02/04/98	3				295	190	90	11,0	2,34	0,83						0,26		562			0,25	584
	1	11,99			303	173	95	11,2	2,12	0,83						0,26		570			0,28	610
03/04/98	2		5,24	7,83	296	197	105	11,1	2,11	0,90	0,41	0,39	0,24	0,24	0,22	0,20	0,01	564	11	14	0,20	587
	3	9,32			295	170	100	11,1	2,10	0,81						0,24		556			0,20	645
	1	7,06			290	173	80	12,1	1,99	0,98						0,22		528				591
04/04/98	2	5,17	4,76	7,97	294	200	90	10,9	1,78	1,04	0,58	0,31	0,29	0,25	0,22		0,01	581	9	16		596
	3	5,17			294	191	105	11,7	1,66	1,01								626				664
	1	8,69			373	187	85	12,2	2,07	0,86						0,26		815			0,17	611
05/04/98	2	9,27	4,98	7,75	340	219	115	10,9	2,29	0,82	0,39	0,24	0,27	0,23	0,22	0,28	0,01		9	15	0,26	433
	3				285	180	128	11,2	2,35	0,69						0,28		404			0,23	445
	1				350	177	110	11,7	2,07	0,77						0,24		513			0,26	575
06/04/98	2	13,6	6,73	5,17	318	196	120	10,8	2,35	0,87	0,42	0,28	0,21	0,25	0,19	0,28	0,01	410	9	15	0,23	500
	3	10,1			320	193	130	11,0	2,18	0,80						0,26		370			0,22	458
	1	15,4			275		80	11,0	2,03							0,24		444			0,28	521
07/04/98	2	10,8	4,18	3,11	308	180	95	11,1	2,83							0,27	0,01	443	7	14	0,25	541
	3	9,2			308	195	115	11,2	2,75							0,27		577			0,29	558
	1	9,4			297	175	115	10,9	2,82	0,89						0,26		512			0,30	626
08/04/98	2	6,08	3,95		300	194	135	11,4	2,08	1,16	0,49	0,29	0,28	0,23	0,24		0,01	610	10	16	0,25	617
	3	8,5			308	185	133	11,5	2,90	0,61						0,26		408			0,21	453
	1				283	175	98	11,0	2,02	0,83						0,25		510			0,18	539
09/04/98	2				350	160	98		1,95	0,95	0,48	0,35	0,26	0,33	0,34		0,01	500	10	16	0,22	559
	3	8,2			300	195	115	11,2	2,02	0,85						0,22		379			0,26	415
	1				303	197	125	11,7	2,56	0,94						0,21		499			0,18	438
10/04/98	2	10,0	5,47	4,52	322	174	115	11,5	2,23	1,28	0,80	0,70	0,46	0,26	0,23		0,01	417	9	14	0,14	633
	3	4,3			293	208	135	11,5	2,94	1,33						0,23		399			0,19	407
	1	8,4			293	197	138	11,2	2,20	1,31								537			0,16	519
11/04/98	2																0,01		8	15	0,16	
	3	10,7			293	163	80	10,6	2,48	0,88						0,27		732			0,19	622
	1	12,1			330	183	98	11,7	2,65							0,29		393			0,20	390
12/04/98	2	15,0	7,02	4,62	322	180	115	11,8	2,03	1,00	0,51	0,33	0,31	0,23	0,25	0,29	0,01	494	10	14	0,26	519
	3	14,0			310	195	128	10,7	1,93							0,19		453			0,24	416
	1	14,86			287	195	135	11,0	1,84							0,20		431			0,17	594
13/04/98	2	16,80	6,32	5,86	316	202	125	11,5	1,77	0,72	0,32	0,26	0,23	0,21	0,20	0,22	0,01	501	6	14	0,19	537
	3				305	208	135	11,3	2,16							0,21		390			0,29	476

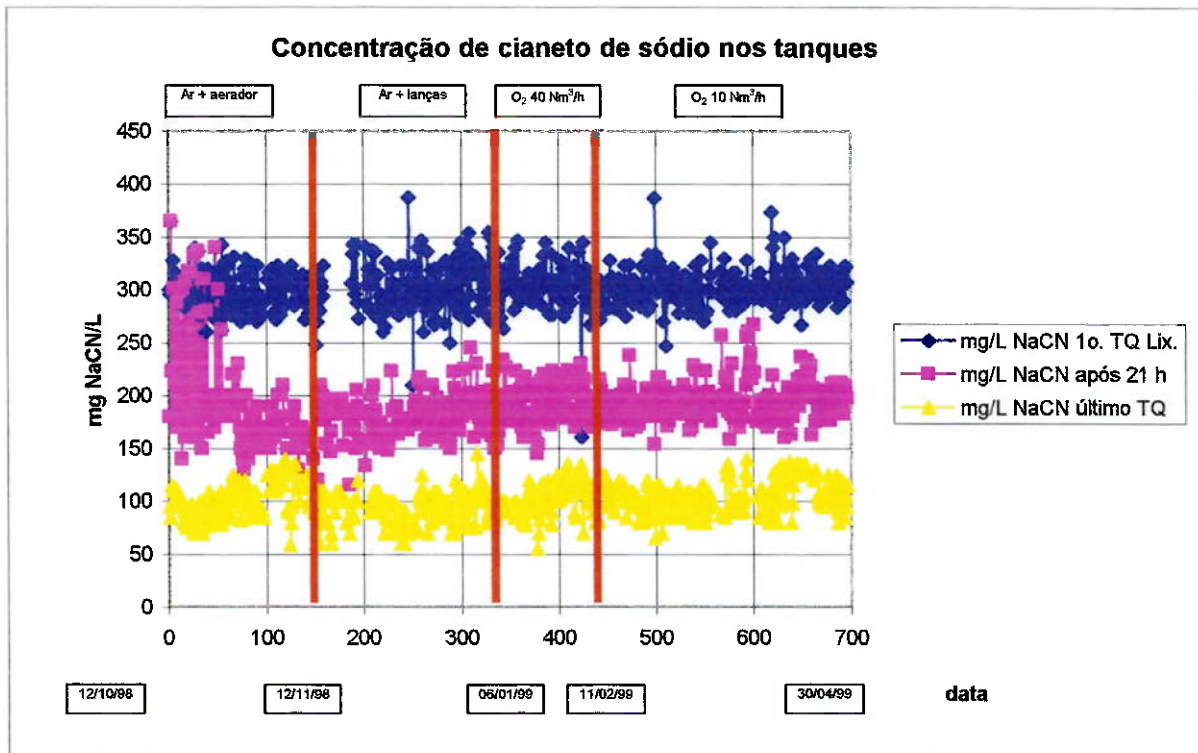
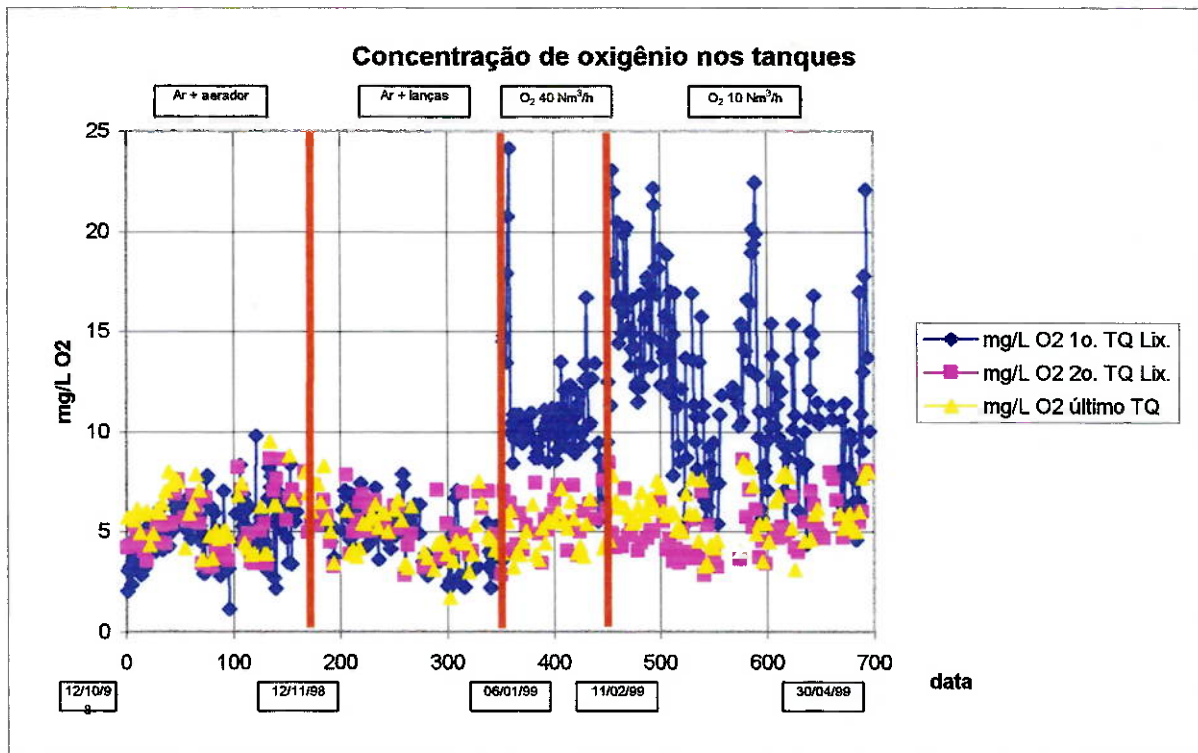
ANEXO B.1- Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1°. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2°. TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1°. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Ault alimentado	g Ault 7h	g Ault 14h	g Ault 21h	g Ault 22,5h	g Ault 24h	g Ault 25,5h	g Ault rejeito - L1	g Ault/m ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saída	mg/L Cu saída	g Ault rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
14/04/98	1				293	215	135	11,2	2,38							0,21		441			0,25	500
	2	11,46	5,17	6,15	310	190	135	11,1	2,53	0,90	0,43	0,30	0,29	0,22	0,23	0,23	0,01	580	6	14	0,24	686
	3	10,64			308	213	125	11,3	2,22							0,28		419			0,20	537
15/04/98	1	10,41			267	237		11,1	2,70									546			0,20	490
	2		4,82		294	218		11,7	2,40	0,93	0,35	0,44	0,27	0,21	0,26	0,27	0,01	399	6	13	0,16	525
	3				293	218			2,55									481				608
16/04/98	1				307	207	135	10,7	2,48									405				411
	2		4,66		289	209	135	11,2	2,23	1,08	0,47	0,42	0,33	0,29	0,29	0,30	0,01	401	7	12		590
	3				293	198		10,5	2,09									495				742
17/04/98	1				323	210	125	11,4	1,91									473				667
	2				293	233		11,7	1,84	0,88	0,59	0,45	0,49	0,23	0,35		0,01	448	5	12		739
	3				303	210		10,8	1,67							0,26		540				857
18/04/98	1				308	220		11,2	1,89							0,26		562			0,27	662
	2		7,94		330	228		11,4	2,01	0,79	0,35	0,32	0,38	0,27	0,33		0,01	512	8	13	0,18	685
	3	11,30			305	163		11,2	2,51							0,27		466			0,27	633
19/04/98	1	10,64			315	207	125	11,2	2,70									541				597
	2	10,50	7,64		310	207	120	11,7	2,73	0,79	0,38	0,25	0,33	0,27	0,31	0,28	0,01	439	5	13		689
	3				300	200	130		3,38							0,19		460				545
20/04/98	1				300	175	130	11,1	2,35							0,22					0,30	654
	2		6,57		335	197	125	11,1	2,11	1,08	0,45	0,33	0,23	0,26	0,22	0,20	0,01	463	7	13	0,26	655
	3				308	205	105		1,95							0,23		417				523
21/04/98	1	8,00			297	187	100	10,1	2,06							0,22		501			0,30	544
	2		5,61	5,92	285	186	98	11,3	1,44	0,85	0,44	0,30	0,35	0,26	0,23	0,20	0,01	455	7	13	0,26	639
	3	6,53			318	201	105	10,9	1,94							0,23		438			0,28	448
22/04/98	1	10,57			290	177	100	10,9	1,98							0,25		420				724
	2	6,24	4,68	5,18	306	184	95	11,3	1,80	0,75	0,41	0,25	0,18	0,20	0,23	0,21	0,01	499	8	14		625
	3	6,36			315	196	100	11,0	2,76							0,30		441			0,26	645
23/04/98	1	11,44			290	180	110	10,7	1,48							0,20		408			0,29	663
	2		5,14	5,55	295	181	95	11,4	1,65	0,64	0,36	0,26	0,21	0,21	0,21	0,20	0,01	519	8	14		585
	3	7,90			295	205	105	11,2	1,47							0,23		533			0,29	597
24/04/98	1	8,14			310	200	125	10,9	1,50							0,18		425			0,28	558
	2	7,94	4,93	5,94	300	189	115	11,3	1,66	0,69	0,34	0,25		0,29	0,14	0,16	0,01	519	7	12	0,28	607
	3	9,90			303	193	110	11,0	1,51							0,18		468			0,32	472
25/04/98	1	9,57			323	177	100	11,3	1,56						0,17		368			0,28	529	

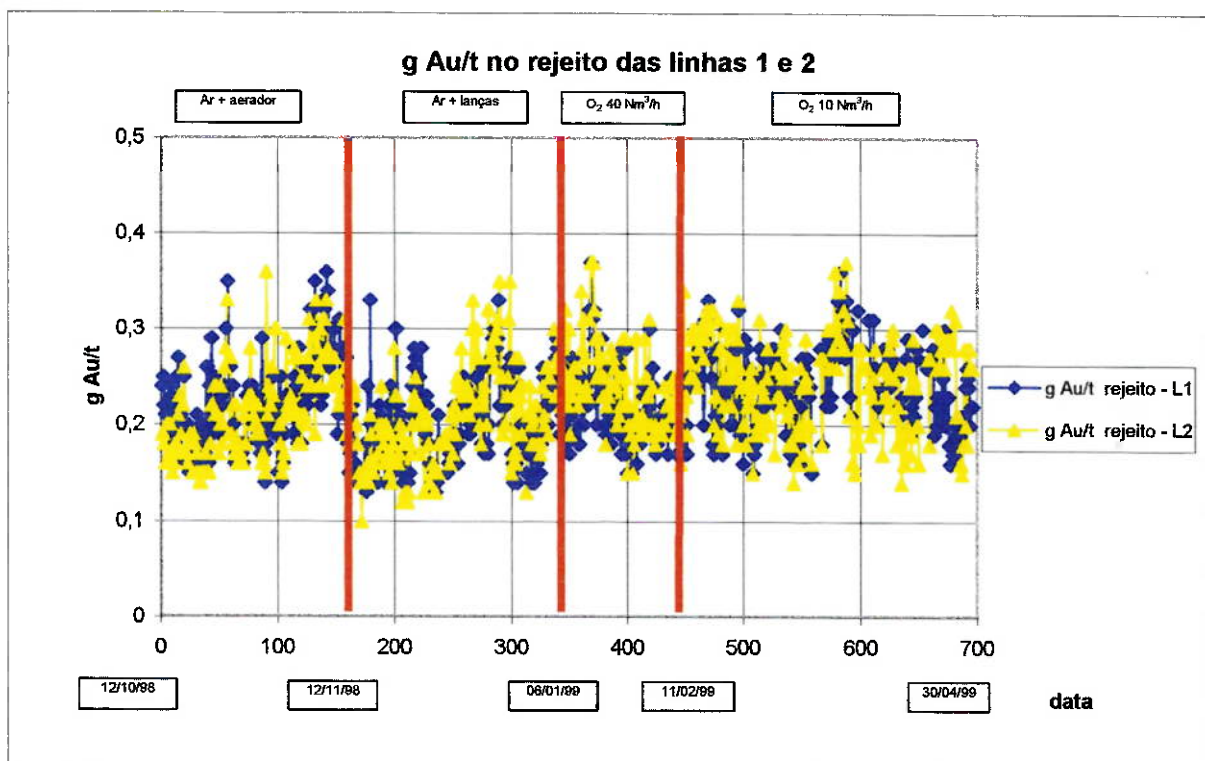
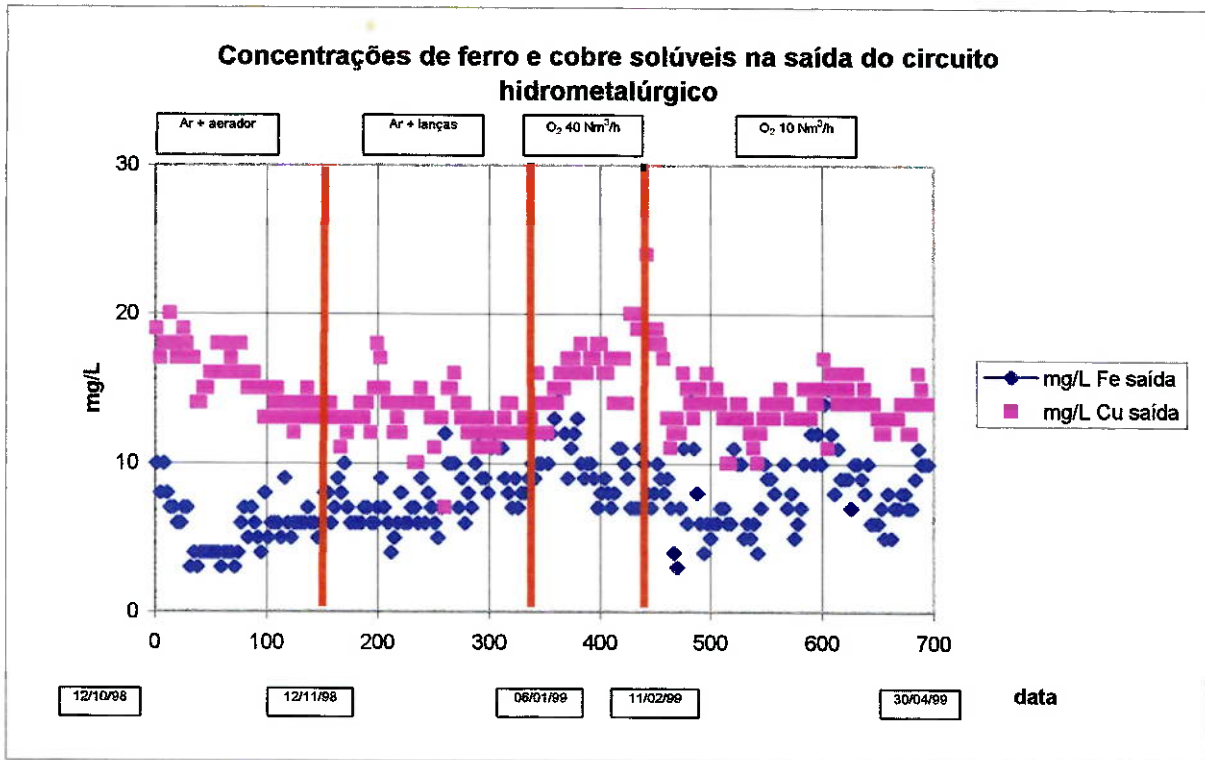
ANEXO B.1 - Resultados das variáveis da cianetação no período de 12/09/98 a 30/04/99 em cada um dos 3 turnos diários

Data	T	mg/L O ₂ 1º. TQ Lix.	mg/L O ₂ 2º. TQ Lix.	mg/L O ₂ último TQ	mg/L NaCN 1º. TQ Lix.	mg/L NaCN após 21 h	mg/L NaCN último TQ	pH Lix.	g Au/t alimentado	g Au/t 7h	g Au/t 14h	g Au/t 21h	g Au/t 22.5h	g Au/t 24h	g Au/t 25.5h	g Au/t rejeito - L1	g Au/t ³ solução	Consumo L1 gNaCN/t	mg/L Fe saida	mg/L Cu saida	g Au/t rejeito - L2	Consumo L2 gNaCN/t
26/04/98	2	5,78	5,75	5,20	297	188	98	11,3	1,88	0,65	0,30	0,21	0,17	0,23	0,17	0,17	0,01	546	7	12		560
	3	6,50			309	211	108	11,4	1,56							0,19		489			0,31	555
	1	6,23			317	193	105	11,0	1,64							0,20		421			0,21	555
28/04/98	2	4,60	5,46	5,01	299	194	105	11,4	1,64	0,75	0,34	0,22	0,23	0,21	0,23	0,20	0,01	468	9	14		514
	3	7,50			313	213	115	11,0	1,95							0,19		456			0,21	622
	1	6,15			293	193	125	11,1	2,16							0,19		436			0,16	550
27/04/99	2	6,56	5,45	6,00	284	184	90	11,0	2,30	0,76	0,33	0,26	0,30	0,21	0,19	0,21	0,01	540	11	16	0,16	622
	3	17,00			303	195	80	11,5	2,23							0,20		491			0,15	600
	1	10,90			297	200	90	10,4	2,52							0,21		591			0,18	648
28/04/98	2	9,04	6,00	7,69	306	204	110	11,1	2,50	1,52	0,49					0,21	0,01	517	10	15	0,28	626
	3	13,00			308	213	120	10,4	2,53							0,24		556			0,20	618
	1	17,80			313	210	120	11,0	2,51							0,26		531			0,18	625
29/04/98	2		7,90	8,00	318	194	110	10,8	2,05							0,25	0,01	478	10	14	0,28	554
	3	22,10			290	183	85	10,7	1,90							0,24		610			0,26	674
	1	13,70			323	203	105	11,0	1,75							0,20		513			0,28	595
30/04/99	2	10,50	8,06	8,00	322	209	95	10,9	1,79	0,80	0,32	0,22	0,22	0,22	0,21	0,22	0,01	418	10	14		523
	3	10,04			308	196	115	10,7	1,78							0,22		457			0,26	524

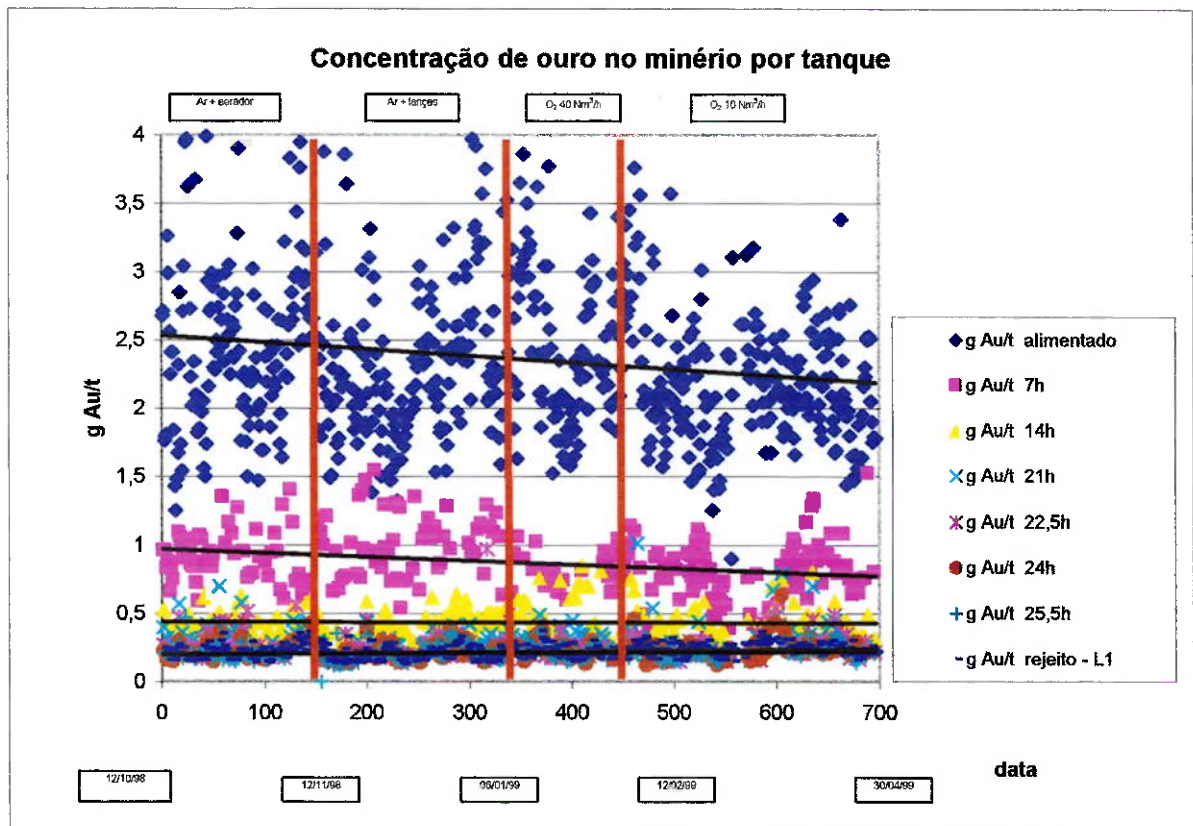
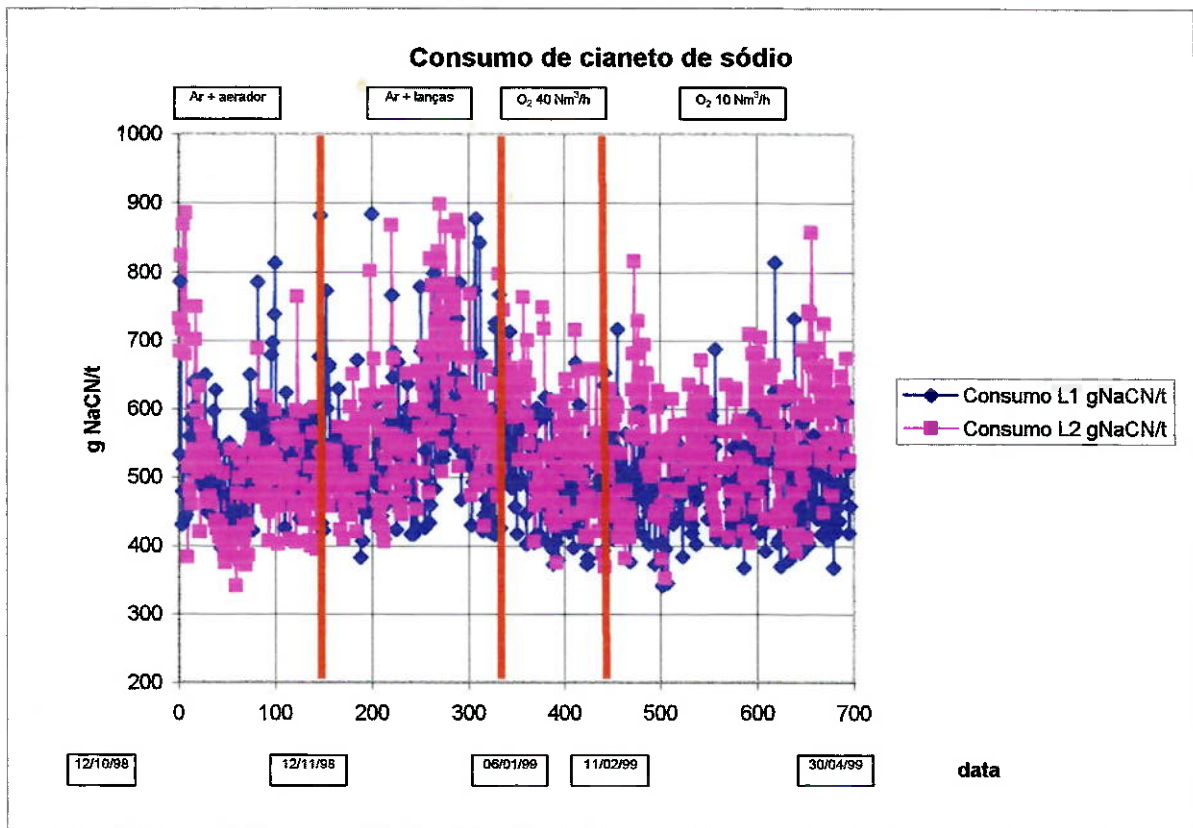
ANEXO B.2- Acompanhamento das variáveis da cianetação durante a avaliação da aplicação de oxigênio



ANEXO B.2- Acompanhamento das variáveis da cianetação durante a avaliação da aplicação de oxigênio



ANEXO B.2- Acompanhamento das variáveis da cianetação durante a avaliação da aplicação de oxigênio



Lista de Tabelas

Tabela 2.1- Classificação dos minérios de ouro quanto à refratariedade e métodos de pré-tratamento.....	17
Tabela 2.2 - Constantes de estabilidade de alguns cianocomplexos de metal ⁽²⁸⁾	25
Tabela 2.3 - Constantes de estabilidade dos complexos de Au(I) ⁽¹⁷⁾	27
Tabela 2.4 - Solubilidade de minerais sulfetados em solução de cianeto ⁽³¹⁾	31
Tabela 3.1- Investimentos e custos operacionais para opções de tratamento de minérios de ouro ⁽²⁰⁾	69
Tabela 3.2- Investimentos calculado e real de algumas usinas de ouro.....	69
Tabela 3.3 - Custos operacionais calculado e real de algumas usinas de ouro.....	70
Tabela 3.4- Custos operacionais calculado e real de algumas usinas de ouro pela correlação.....	72
Tabela 3.5- Aplicação do teste "t" para determinação da variável mais importante.....	73
Tabela 3.6- Comparação entre custos operacionais totais e de beneficiamento.....	74
Tabela 3.7- Distribuição dos custos operacionais por área - Usina de Fazenda Brasileiro.....	89
Tabela 4.1 - Composição elementar do minério na alimentação da cianetação de Fazenda Brasileiro.....	105
Tabela 4.2- Composição mineralógica na alimentação da cianetação de Fazenda Brasileiro (% em peso).....	106
Tabela 4.3- Caracterização do ouro na alimentação da cianetação ⁽¹⁵⁷⁾	108
Tabela 4.4- Relação entre o tipo de mineral sulfetado e o consumo de cianeto.....	113
Tabela 4.5- Planejamento das medições das variáveis de processo.....	121
Tabela 4.6- Variáveis de processo acompanhadas.....	122
Tabela 4.7- Aplicação do teste "t" para verificação de aceleração da cinética após 7 h de lixiviação.....	124
Tabela 4.8- Aplicação do teste "t" para verificação da redução do consumo de cianeto.....	126
Tabela 4.9- Avaliação econômica preliminar da utilização de oxigênio.....	127
Tabela 4.10- Avaliação econômica da utilização de oxigênio nas duas linhas de cianetação com o desligamento de um dos compressores.....	128
Tabela 4.11- Resultados de extração	132
Tabela 4.12- Cálculos de E_i , k e erro médio na equação de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾	134
Tabela 4.13- Cálculos de E_i , k , γ e erro médio na equação de Liu e Yen ⁽³⁰⁾	136
Tabela 4.14- Correspondência entre os tempos de reação e as expressões envolvendo a conversão (X_B).....	137
Tabela 4.15- Regras "fuzzy" para o teor de ouro no rejeito (FAM).....	153
Tabela 4.16- Validação dos sistema especialista.....	157
Tabela 4.17- Perdas do carvão "Le Carbone G210 AS" em usinas com vários anos de operação.....	160

Tabela 4.18- Normas/procedimentos adotados para seleção de carvão ativado para usinas de ouro.....	163
Tabela 4.19 – Resultados obtidos dos ensaios de propriedades dos carvões ativados.....	164
Tabela 4.20- Resultados do ensaio cinético da cinética de adsorção para os carvões B e D.....	173
Tabela 4.21- Dados de adsorção do ouro no circuito de Fazenda Brasileiro.....	180

Lista de Figuras

Figura 1.1 - Cenários passado e atual da indústria do ouro ⁽²⁾	1
Figura 2.1 - Evolução do preço do ouro ⁽¹⁾	4
Figura 2.2 - Potenciais processos envolvidos no beneficiamento de minérios de ouro e o exemplo da usina de Fazenda Brasileiro	21
Figura 2.3- Influência do teor de ouro no minério na definição do método de lixiviação ⁽⁵⁶⁾	23
Figura 2.4- Mecanismo eletroquímico de dissolução do ouro.....	28
Figura 2.5- Desenho esquemático do mecanismo de dissolução de ouro.....	43
Figura 2.6- Exemplo de "fuzzy set"	62
Figura 2.7- Representação esquemática do funcionamento de uma rede neuronal ⁽¹³⁷⁾	64
Figura 2.8- Sistemas híbridos adaptativos ⁽¹³⁷⁾	67
Figura 3.1- Comparação entre os valores de custos operacionais reais e calculados.....	72
Figura 3.2 – A função da unidade de tratamento de minério de ouro	76
Figura 3.3- Fatores importantes a serem considerados pelas usinas de ouro.....	77
Figura 3.4- Gráfico de Pareto: Distribuição da produção de ouro mundial por tipo de minério.....	86
Figura 3.5- Gráfico de Pareto: Distribuição da produção de ouro mundial por método de extração.....	87
Figura 3.6- Gráfico de Pareto: Distribuição da produção de ouro mundial por método de tratamento do licor... 87	
Figura 3.7- Fluxograma do processo de beneficiamento do minério sulfetado de Fazenda Brasileiro.....	95
Figura 3.8- Quantidade anual de minério tratado e teor de ouro no ROM.....	96
Figura 3.9- Produção anual de ouro e recuperação metalúrgica.....	97
Figura 3.10- Teores de ouro no rejeito sólido e na alimentação da lixiviação.....	97
Figura 3.11- Relação entre o teor de ouro no rejeito e a concentração de NaCN na lixiviação.....	98
Figura 3.12- Recuperação gravítica.....	99
Figura 3.13- Custo operacional "cash" da usina de Fazenda Brasileiro.....	99
Figura 3.14- Produtividade da usina de Fazenda Brasileiro.....	100
Figura 4.1- Vista dos tanques de lixiviação/adsorção CIL da linha 2 da usina de Fazenda Brasileiro.....	101
Figura 4.2- Configuração atual das duas linhas de cianetação/adsorção de Fazenda Brasileiro.....	102
Figura 4.3- Concentração de minerais sulfetados no minério de Fazenda Brasileiro.....	110
Figura 4.4- Proporção de minerais sulfetados no minério de Fazenda Brasileiro.....	111

Figura 4.5- Previsão do consumo de cianeto a partir da concentração de ferro solúvel.....	115
Figura 4.6- Comparação entre os valores reais e calculados pela equação (4.1).....	116
Figura 4.7 - Circuitos de lixiviação/adsorção.....	120
Figura 4.8 – Curvas de extração.....	124
Figura 4.9 – Curvas cinéticas.....	125
Figura 4.10- Curva cinética do ensaio de cianetação.....	132
Figura 4.11- Comparação entre E_{obs} e E_{calc} pela equação de McLaughlin e Agar ⁽⁹¹⁾	135
Figura 4.12- Comparação entre E_{obs} e E_{calc} pela equação de Liu e Yen ⁽³⁰⁾	136
Figura 4.13- Gráfico X_B versus t	138
Figura 4.14- Gráfico $1 - 3(1-X_B)^{2/3} + 2(1-X_B)$ versus t	139
Figura 4.15- Gráfico $1 - (1-X_B)$ versus t	140
Figura 4.16 - Fatores importantes a serem considerados no processo de lixiviação.....	142
Figura 4.17- Correlação matemática obtida através dos dados experimentais do processo de lixiviação.....	145
Figura 4.18- Resultados de ouro no rejeito da linha 2 nos meses de junho e julho/99.....	150
Figura 4.19- Módulo FAM de controle da lixiviação.....	151
Figura 4.20- "Fuzzy sets" de entrada empregados no sistema.....	152
Figura 4.21- "Fuzzy set" de saída.....	153
Figura 4.22- Dados de entrada do sistema especialista "LEACH-FB".....	155
Figura 4.23- Primeira tela do sistema especialista.....	155
Figura 4.24- Tela de resposta do sistema especialista.....	156
Figura 4.25- Comparação entre os teores de rejeito observados e inferidos.....	156
Figura 4.26- Isotherma de Freundlich para o carvão D.....	165
Figura 4.27- Curvas cinéticas de adsorção de ouro em carvão.....	173
Figura 4.28- Aplicação da equação de primeira ordem para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas.....	174
Figura 4.29- Aplicação da equação de primeira ordem para tempos de adsorção entre 0 e 3 horas.....	175
Figura 4.30- Aplicação da equação de Fleming e Nicol para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas.....	176
Figura 4.31- Aplicação da equação de Fleming e Nicol ⁽¹⁷²⁾ para tempos de adsorção entre 0 e 2 h.....	177
Figura 4.32- Aplicação da equação de Brooy et alii para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas.....	177
Figura 4.33- Aplicação da equação de Brooy et alii para tempos de adsorção entre 0 e 2 horas.....	178
Figura 4.34- Aplicação da equação de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ para tempos de adsorção entre 0 e 16 horas.....	179
Figura 4.35- Aplicação da equação de Ladeira et alii ⁽¹¹⁴⁾ aos dados industriais da usina de Fazenda Brasileiro.....	181