

RELATÓRIO TÉCNICO

CLIENTE: PRODEAGRO
FUNDAÇÃO ESTADUAL DO MEIO AMBIENTE - FEMA

PROJETO: MELHORAMENTO TECNOLÓGICO
REGIÃO BAIXADA CUIABANA

1 - PLANTA PILOTO FIXA
PROJETO CONCEITUAL PARA ATERRO DO REJEI-
TO CONTAMINADO COM MERCÚRIO.

2 - PROJETO PRELIMINAR DE CIANETAÇÃO
INTENSIVA PARA TRATAMENTO DO CONCENTRA-
DO DE GARIMPO.

CONTRATO 002/97

METAIS
ESPECIAIS 

Conteúdo

1 - TRATAMENTO DE REJEITO DE GARIMPO CONTAMINADO COM MERCÚRIO.

- 1.1 - Caracterização Básica
- 1.2 - Norma Brasileira NBR 10004 - Resíduos Sólidos
- 1.3 - Desenvolvimento de Processos
- 1.4 - Projeto Conceitual para Aterro Industrial do Resíduo de Rejeito de Amalgamação.
- 1.5 - Parecer Final Sobre o Tratamento Metalúrgico dos Rejeitos de Amalgamação de Garimpo para a Recuperação de Ouro Residual, Abril 1999.

2 - PROJETO PRELIMINAR DE CIANETAÇÃO INTENSIVA PARA TRATAMENTO DO CONCENTRADO DE GARIMPO.

- 2.1 - Descrição do Processo (DP-099-001)
 - 2.2 - Balanço de Massas (BL-099-001)
 - 2.3 - Lista de Equipamentos (LE-099-001)
 - 2.4 - Custo Mensal de Produção e Insumos Químicos (CP-099-001)
 - 2.5 - Fluxograma do Processo (FP-099-001)
- OBS. Não inclui o custo total do investimento pois este sofrerá significativa variação a depender do acordo entre os cooperativados.

TRATAMENTO DE REJEITO DE GARIMPO CONTAMINADO COM MERCÚRIO

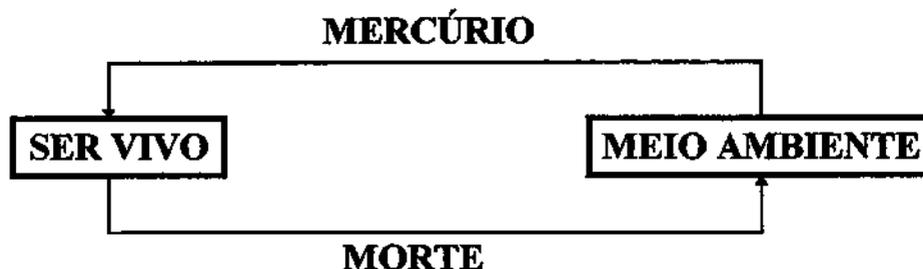
CARACTERIZAÇÃO BÁSICA

As atividades industriais repercutem intensamente sobre a base dos recursos naturais, ao longo do ciclo constituído pela extração de matérias primas, sua transformação em produtos, o consumo de energia, a geração de resíduos e a utilização e descarte dos produtos pelos consumidores.

Os impactos ambientais geram alterações significativas no meio ambiente, que podem levar ao comprometimento da utilização dos recursos naturais (ar, solo e água).

Mercúrio e compostos são materiais tóxicos que compõem produtos e resíduos industriais. Quando presentes acima de determinados níveis, podem causar danos aos seres que assimilam diretamente a água do corpo receptor ou, por efeito cumulativo, vir a potencializar sua toxidez nos seres que ocupam os últimos níveis tróficos da cadeia alimentar. A incorporação nos seres vivos ocorre por via respiratória, cutânea e por ingestão direta.

Pensou-se que o mercúrio carreado ao mar por despejos industriais afundasse, e que não poderia causar maiores danos. Certas bactérias metabolizam o mercúrio transformando-o em metil-mercúrio que é solúvel na água e incorpora-se a teia alimentar que se inicia no fitoplâncton e acaba na dieta humana através dos “frutos do mar”. As doses ingeridas são pequeníssimas mas tem efeito cumulativo e os efeitos atingem o sistema nervoso, cegueira, surdez e morte.



A NORMA BRASILEIRA NBR 10004 – RESÍDUOS SÓLIDOS

A NBR 10004 classifica os resíduos sólidos quanto aos seus riscos potenciais ao meio ambiente e à saúde pública, para que estes resíduos possam ter manuseio e destinação adequados.

Os resíduos sólidos são definidos e classificados segundo as norma da ABNT – Associação Brasileira de Normas Técnicas:

- ❑ NBR 10.004 – Resíduos Sólidos - Classificação
- ❑ NBR 10.005 – Lixiviação de Resíduos - Procedimento
- ❑ NBR 10.006 – Solubilização de Resíduos - Procedimento
- ❑ NBR 10.007 – Amostragem de Resíduos - Procedimento

São classificados nas seguintes classes:

- Resíduos Classe I – Perigosos
- Resíduos Classe II – Não-Inertes
- Resíduos Classe III- Inertes

Os testes de Lixiviação e Solubilização realizados para os rejeitos de garimpo indicaram resultados que os classificam como Resíduo Classe I – Perigoso, devendo tais materiais serem enviados para aterro industrial ou tratados por outros processos físico-químicos viáveis do ponto de vista técnico, econômico e ambiental. Do ponto de vista ambiental, toda uma gama de leis e normas existentes para Emissões Atmosféricas, Efluentes Líquidos, Resíduos Sólidos e Avaliação de Impactos Ambientais deverão ser seguidas.

DESENVOLVIMENTO DE PROCESSOS

Resíduos de processos químicos industriais, podem ser utilizados para a produção de produtos a custos suficientemente baixos. Dentre eles, para o caso deste resíduo, foram estudadas as seguintes rotas:

- **Rotas desenvolvidas pela Metais Especiais**

A Metais Especiais foi contratada para desenvolver um processo para o tratamento do rejeito de garimpo, visando inicialmente um processo físico preliminar e barato que conseguisse concentrar o mercúrio deixando um resíduo descartável com baixos teores de mercúrio e ouro. De acordo com o Relatório Técnico para a PRODEAGRO / FUNDAÇÃO ESTADUAL DO MEIO AMBIENTE – FEMA, Contrato 002/97 de Novembro de 1998, infelizmente um processo viável do ponto de vista técnico-econômico e ambiental não foi encontrado.(ANEXO 01)

- **Volatilização de mercúrio**

A Metais Especiais identificou uma planta americana líder no tratamento de solos e resíduos industriais contaminados com mercúrio chamado Mercury Recovery Services, Inc (MRS).

Esta companhia está usando um processo patenteado que foi designado “Melhor Tecnologia Demonstrada e Disponível” pelo U. S. Environmental Agency. A companhia foi contactada e o processo utilizado é a vaporização de mercúrio por aquecimento elétrico.

Uma unidade Móvel com capacidade para processar duas bateladas de 6 toneladas por dia custa por volta de US \$ 1,8 milhões e os custos operacionais não são conhecidos.

Os gases e vapores que saem do processo são purificados com carvão ativado e enviados para a atmosfera. Este processo gera um resíduo sólido de carvão contaminado com mercúrio.

- **Estabilização / Solidificação**

A estabilização/solidificação é um processo de tratamento de resíduos em que os constituintes perigosos dos resíduos são transformados e mantidos em sua forma menos solúvel ou menos tóxica e as características físicas dos resíduos melhoradas.

A estabilização/solidificação pode ser realizada de duas formas:

- ✓ Fixação inorgânica → mistura do resíduo com materiais pozolânicos – cimento, cal, silicatos e argilas.
- ✓ Encapsulamento → utilização de polímeros orgânicos específicos, dependendo do resíduo a ser tratado.

A estabilização/solidificação é uma forma de pré-tratamento que gera uma massa sólida monolítica de resíduo tratado, melhorando a sua integridade estrutural, quanto as suas características físicas, tornando mais fácil o seu manuseio, reduzindo a área superficial através da qual possa ocorrer a transferência ou perda de poluentes e limitando a solubilidade ou destoxificando quaisquer constituintes perigosos contidos no resíduo. O resíduo tratado requer uma disposição final adequada.

• Aterros

A disposição de **Resíduos Perigosos no solo** segue a Norma ABNT NBR 10157 de Dezembro de 1987 – **Aterros de Resíduos Perigosos – Critérios para Projeto, Construção e Operação**. Esta norma fixa as condições mínimas para projeto e operação de aterros de resíduos perigosos, de forma a proteger adequadamente as coleções hídricas superficiais e subterrâneas próximas, bem como os operadores destas instalações e populações vizinhas.

Com base nos estudos realizados acima optou-se por aterro industrial como sendo a rota mais viável atualmente do ponto de vista técnico, econômico e ambiental.

**PROJETO CONCEITUAL PARA ATERRO INDUSTRIAL DO
RESÍDUO DE REJEITO DE AMALGAMAÇÃO**

1. O Projeto seguirá a Norma ABNT NBR 10157 de Dezembro de 1987 – Aterros de Resíduos Perigosos – Critérios para Projeto, Construção e Operação.
2. A Capacidade do Aterro deverá ser definida entre as partes interessadas, levando-se em conta o estoque atual de rejeito, geração futura e estratégias para utilização do aterro por terceiros.
3. A Localização do Aterro deverá ser definida entre as partes interessadas, levando-se em conta impactos ambientais e sociais, zoneamento da região, topografia, geologia, recursos hídricos, vegetação, acessos, tempo de utilização, níveis de investimento, etc.
4. O sistema de Impermeabilização do aterro será projetado com base na vida útil a ser definida entre as partes e ser construído com materiais de propriedades químicas compatíveis com o resíduo, com suficiente espessura e resistência de modo a evitar rupturas.
5. O sistema de Monitoramento da Qualidade das Águas Subterrâneas será através de poços piezométricos, em número e condições que atendam a localização e capacidade do aterro, a topografia do terreno e o fluxo do lençol freático.
6. Não será projetado Sistema de Monitoramento de Gases, devido às pressões de vapor dos materiais envolvidos serem muito baixas.
7. Será definido um Plano de Emergência com base na localização e capacidade do aterro, a topografia do terreno e o fluxo do lençol freático.
8. Será definido um Plano de Fechamento com base na capacidade do aterro, estimativas da qualidade e da quantidade dos resíduos dispostos até a data do fechamento e uso do local após o término das operações.
9. Será definido Plano de Inspeção e Manutenção com descrição das atividades rotineiras necessárias a promover uma manutenção adequada da instalação.
10. Será projetado uma Rede de Drenagem subsuperficial, conforme topografia local, para captação e remoção do líquido que percola através do resíduo.

11. Será definido Sistema de Tratamento do líquido percolado do aterro conforme os padrões de emissão que garantam a qualidade do corpo receptor.
12. Será projetado uma Rede de Drenagem superficial, conforme topografia local, para captação e desvio das águas de escoamento superficial das áreas internas e externas do aterro.
13. Será definido um Plano de Registro das Operações, para as ocorrências verificadas na instalação, tais como: origem, qualidade, quantidade e localização no aterro dos resíduos recebidos; monitoramento ambiental; incidentes etc.
14. Será projetado e/ou definido Sistema de Isolamento, Sinalização, Segurança, Acessos, Iluminação e Força, Comunicação, Segregação e Análise de Resíduos, etc.
15. Será realizado treinamento de pessoal principalmente quanto a instruções operacionais, planos de inspeção e manutenção, registros das operações, relatórios anuais, segurança, planos de emergência, equipamentos de proteção, atividades após o encerramento do aterro.

ANEXO 01

**PARECER FINAL SOBRE O TRATAMENTO METALÚRGICO
DOS REJEITOS DE GARIMPO PARA A RECUPERAÇÃO DE
OURO RESIDUAL, ABRIL 1999.**

1 O relatório emitido no final do dezembro 1998 pela Metais Especiais recomendou um processo de lixiviação dos rejeitos de garimpo usando cianeto para recuperar o ouro residual e para reduzir os teores de mercúrio até níveis que cumprissem as exigências das normas brasileiras para aterros. A partir desta data os dados sobre o teor ponderado de mercúrio e ouro no rejeito foram atualizados, baseado-se em quantidades individuais dos estoques de rejeito:

	Mercúrio, ppm	Ouro, ppm
Média aritmética	108,0	9,4
Média ponderada	78,9	5,32

2 Também foi constatado que a profundidade de amostragem dos rejeitos nos tanques de concreto de estocagem foi aproximadamente de 1,5 metros, de uma profundidade total de aproximadamente 5 metros

3 Uma mudança na filosofia sobre a necessidade de recuperar o ouro, desde que os processos considerados podem não criem poluição ao meio ambiente maior do que o rejeito sem processamento, foi considerada. Para evitar essa possibilidade desistiu-se da exigência de que o projeto será auto-sustentável do ponto de vista econômico com a recuperação do ouro contido. A objetivo principal do projeto atualmente visa somente o melhoramento do meio ambiente.

4 Tratamento dos Rejeitos por Meios Hidrometalúrgicos.

O relatório da Metais Especiais considerou uma rota de tratamento dos rejeitos usando cianeto para lixiviar o ouro e o mercúrio no rejeito. A recuperação de ouro usado para a avaliação financeira do projeto de 90%, é baseado nos ensaios executados em laboratório. Atualizando o cambio real/dólar e o teor ponderado de ouro, resulta em uma redução na rentabilidade do projeto de 55% para uma planta de 10 toneladas por dia e 33 meses de operação e uma recuperação de 90% (ver tabela a seguir).

	Relatório Metais Especiais	Dados Atualizados
Preço de Ouro R\$/g	10,00	15,00
Teor de Ouro g/t	9,40	5,32
Custo Capital R\$	141.100,00	141.100,00
Custo Operacional R\$	465.300,00	465.300,00
Receita Bruta R\$	837.540,00	711.018,00
Receita Líquida, sem impostos R\$	231.140,00	104.618,00

Os riscos de contaminar o meio ambiente são muito mais altos depois do processamento do rejeito usando cianeto devido a produção dos complexos de cianomercúrio que são solúveis e entram no ecossistema com mais facilidade do que o mercúrio elementar.

Baseando-se nesses fatores a recomendação da Metais Especiais é de não usar cianeto para recuperar quimicamente o ouro.

5 Os dados disponíveis sobre o teor ponderado de mercúrio (VEJA TABELA NO ANEXO 02) indica que nas capas (~1,5 metro) dos estoques de rejeito o teor de mercúrio é 78,9 ppm. Entretanto deve-se confirmar a caracterização de solubilização do mercúrio no rejeito (ABNT 10004/87), porque os resultados dos ensaios executados em 1998 indicam que os rejeitos não cumprem essa norma.

6 O resto do rejeito nos níveis mais profundos dos estoques sem dúvida tem teores mais altos de mercúrio. Retortagem é a maneira reconhecida no mundo para tratar rejeitos contaminado com mercúrio para cumprir com as normas ambientais dos Estados Unidos etc. Entretanto uma unidade de retortagem custa mais de um milhão de dólares.

Mesmo que os teores de mercúrio no fundo das pilhas sejam mais altos é provável que os teores de ouro sejam, na média, igual dos teores da superfície. Os dados disponíveis no relatório da Metais Especiais indicam que não existe uma correlação entre teor de mercúrio e teor de ouro; também as variações na recuperação de ouro por meios gravimétricos não tinham correlação com a recuperação de mercúrio, o que justifica concluir que para altos teores de mercúrio não necessariamente existem altos teores de ouro.

7 Tratamento dos Rejeitos por Meios Gravimétricos

Baseando-se nos dados das análises do rejeito existe entre 5,4 e 6 kg de ouro total no rejeito examinado (equivalente a 550 m³) e aproximadamente 14 kg baseado na

quantidade total de rejeito (equivalente a 1.150 m³), usando-se o teor de ouro ponderado. Com recuperação de 33% a receita bruta sem descontar custos operacionais será ~R\$66.000,00 (preço de ouro R\$15 por grama). Uma estimativa do custo de operação da etapa de separação gravimétrica (1 supervisor, dois operadores e energia elétrica, capacidade 10t/d com moagem) é de R\$2500/(300(t/m)x5(g/t)x0,33) ou R\$5/g ouro recuperado (~R\$17500), mais o custo de refinação e venda.

O ouro recuperado por um processo de separação gravimétrica estará contaminado com mercúrio e é necessário recuperar todo esse mercúrio também. Não é possível fundir diretamente o concentrado de ouro, recuperando o vapor de mercúrio com carvão ativado, devido a problemas na separação e aglomeração das gotas de ouro líquido na escória líquida. Assim um processo de lixiviação com cianeto, já descartado, ou amalgamação seria necessário. Em princípio essa segunda opção foi considerada inaceitável no contexto do projeto, porque implica em uso de mais mercúrio. Assim a recuperação de ouro é considerada um fator complicador com retorno financeiro pequeno que não justifica o empreendimento

ANEXO 02

Prodeagro									
Número da Amostra como recebido	Volume	Mercúrio	Mercúrio	Ouro	Ouro	Quantidade	Quantidade	Quantidade	Quantidade
	Total	Teor	Teor	Teor	Teor	Mercúrio	Mercúrio	Ouro	Ouro
	m3	Calculado	Analisado	Calculado	Analisado	baseado	baseado	baseado	baseado
		ppm	ppm	ppm	ppm	Teor	Teor	Teor	Teor
						Calculado	Analisado	Calculado	Analisado
						gm	gm	gm	gm
7 - Vicente Nunes									
Rondon	11,3	71,97	74	48,23	51,46	1626,52	1672,40	1090,00	1163,00
8 - Vicente Nunes									
Rondon	42	116,76	96	9,4	6,23	9807,84	8064,00	789,60	523,32
3 - Garimpo João									
Tora	78	114,84	103	1,27	1,08	17455,68	15656,00	193,04	164,16
4 - Bacia de Rejeito contaminado									
Gauchinho	40	113,67	103	7,93	8,42	9083,60	8240,00	610,40	673,60
5 - Cidão # Segunda									
Caixa	72	15,41	15	4,32	4,68	2219,04	2160,00	622,08	673,92
6 - Cidão 1									
Caixa rectangular 1	50	28,22	30	5,67	5,29	2822,00	3000,00	567,00	529,00
1 - Juracy Tanque no chão	1,2	339,95	277	3,61	7,27	815,88	684,80	8,66	17,45
2 - Juracy Concentrado	43,32	130,31	123	5,05	5,41	11290,06	10656,72	437,53	468,72
9 - Jonas Tanque de Concreto 6x4x2	18,87	58,31	72	3,77	4,72	2200,62	2717,28	142,28	178,13
12 - Jonas Tanque de Concreto 5x4x3	29,02	149,76	217	4,79	11,02	8692,07	12594,68	278,01	639,60
10 - M Gimenez Lagoa de Resumo	4,5	102,6	82	16,64	34,03	923,40	738,00	149,76	306,27
11 - M Gimenez Rejeito da Amalgamadora Tanque 7x7	123,3	55,82	52	2,26	2,76	13765,21	12823,20	554,85	680,62
Quantidade Total	511,51	m3				80711,92	78987,08	6443,22	6017,79
Teor Médio ppm						78,90	77,21	6,32	5,88

CIANETAÇÃO INTENSIVA DESCRIÇÃO DO PROCESSO

RECUPERAÇÃO DE OURO DO CONCENTRADO GRAVIMÉTRICO PELO PROCESSO DE CIANETAÇÃO INTENSIVA.

1 Lixiviação

A meta principal do projeto de recuperação de ouro dos concentrados oriundo da região de Poconé, Mato Grosso, é a substituição do processo de amalgamação com utilização de mercúrio pelo processo de cianetação, que é atualmente a tecnologia consagrada por mineiros no mundo inteiro, excluindo a antiga USSR.

A filosofia do projeto da planta é de simplificar os circuitos e procedimentos de operação, sem prejudicar a eficiência da operação de recuperação de ouro e também de não prejudicar nenhum aspecto de segurança da operação da planta e de proteção ao meio ambiente.

O circuito está projetado para tratar 300 kg de concentrado provenientes dos circuitos de separação gravimétrica que incluem um moinho de bolas e um concentrador centrífugo, que gera um concentrado de granulometria 100% -10 malhas.

A lixiviação é executada em bateladas de 300 kg. O eletrólito gasto (ou a água do comissionamento da planta) é adicionada ao tanque de lixiviação, com o agitador e o compressor de ar ligados. O processo de lixiviação é oxidativo e o ar é necessário para manter o potencial de oxidação (Eh) na faixa positiva.

O concentrado, previamente estocado nos sacos de 25kg, é carregado no tanque com a utilização de uma talha. Os sacos serão abertos em cima da calha instalada no lado do tanque e o eletrólito gasto será adicionado em cima do concentrado, ajudando os sólidos a deslizar para dentro do tanque. A lixiviação é executada com uma densidade de polpa de 50% em peso. O cianeto de sódio e cal serão adicionados para alcançar uma concentração de cianeto e um pH de 12 g/l e 11,5, respectivamente e o concentrado será lixiviado por 20 horas. O ouro livre no concentrado é solubilizado (complexado) pelo cianeto e passa para a solução. Outras impurezas do concentrado, tais como zinco, cobre, prata etc, também serão lixiviados pelo cianeto.

A eficiência da lixiviação do ouro está na faixa de 98%, baseando-se nos ensaios de laboratório, que deixou apenas uma parte refratária de ouro (encapsulado quimicamente), que somente um processo de oxidação da estrutura do encapsulamento poderia liberá-lo. Esse procedimento adicional não pode ser viabilizado para as pequenas quantidades de ouro envolvidas.

2 Filtração

O final da lixiviação é confirmada pelas análises de ouro em solução usando um método colorimétrico ("Purpura de Cásio"). A bomba de vácuo do filtro de bandeja é ligada, a válvula de drenagem do tanque de lixiviação aberta e a polpa será drenada em cima da lona do filtro. Quando o nível da polpa estiver perto do rotor do agitador este será desligado (para evitar danos, principalmente vibrações e desalinhamento do eixo do agitador) e o resto da polpa será drenada. O ar comprimido pode continuar ligado até o tanque ficar vazio, com vazão de ar mínima para evitar perdas da solução. Um volume pequeno de água pode ser usado com mangueira para efetuar uma limpeza final do tanque.

O vácuo succiona o resto da solução nos interstícios do rejeito da lixiviação para o tanque de filtrado. Esse filtrado é bombeado para o tanque de estocagem de solução rica. Esse tanque tem uma resistência elétrica para pré-aquecimento da solução, até 60°C. Ao atingir 60°C, a resistência desliga automaticamente.

Terminando a filtração dos sólidos o tanque de lixiviação fica disponível para a carga da próxima batelada de concentrado, após limpeza e fechamento da válvula de drenagem.

Os sólidos do filtro serão lavados com três volumes separados de água fresca ou da bacia de efluente líquido, dependendo da concentração de ouro nesta água, para retirar a solução rica nos interstícios do bolo, aumentando a recuperação do ouro solubilizado. Essa água de lavagem também será bombeada para o tanque de estocagem de solução rica, diminuindo parcialmente a concentração de ouro. Depois da terceira lavagem o filtro é basculado e o rejeito de lixiviação colocado em containers ou sacos para serem levados por carros de mão para a bacia de rejeito de sólidos.

A eficiência da lavagem está na faixa de 98%.

3 Eletrólise

A solução preaquecida é bombeada para o tanque de recirculação de eletrólito onde a temperatura da solução é aumentada para 90°C, com uma resistência elétrica instalada no tanque. O tanque está em nível elevado para permitir a alimentação da célula por gravidade. A vazão é controlada por uma válvula na tubulação de saída do tanque. A célula eletrolítica, contendo dois catodos de fibra de vidro carregados com lã de aço, é alimentada com a solução. A solução, depois de encher a célula, passa para o tanque de bombeamento de eletrólito de onde a solução é bombeada de volta para o tanque de recirculação de eletrólito. A temperatura da solução é mantida automaticamente por um termopar, ligado a um controlador de temperatura. O retificador, quando ligado, a corrente elétrica é controlada na faixa de 60 amps. É importante manter os contatos entre o barramento dos anodos e catodos e os contatos de alimentação de corrente bem limpos. Com uma temperatura de 90°C, a evaporação é inevitável e sais de sódio se formam nas áreas de contato, aumentando a resistência do sistema elétrico que pode resultar em uma soldagem dos barramentos e uma diminuição brusca na eficiência da célula-eletrólito.

A solução é recirculada por 12 horas para reduzir a concentração de ouro no eletrólito até menos de 1 mg/l. A solução gasta é bombeada para o tanque de lixiviação durante o carregamento do concentrado para iniciar a próxima lixiviação.

A eficiência da eletrólise é aproximadamente de 99%

4 Fundição

Durante a eletrólise o ouro da solução rica deposita-se nos catodos de lã de aço. Depois de esvaziar a célula de solução gasta os catodos são removidos e as caixas de fibra de vidro abertas para a retirada da lã e colocadas numa bandeja. O aço é então dissolvido com ácido sulfúrico, deixando uma lama de ouro e alguns finos de lã de aço. A lama é filtrada com a utilização de um sistema de filtragem tipo Buchner. Depois a lama é lavada com água para minimizar a acidez do bolo de ouro. O filtrado, o excesso de ácido sulfúrico e água, são neutralizados com cal até pH 7 e adicionados a bacia de efluente líquido.

O bolo de ouro, com pouca umidade (se a filtragem for bem executada) é misturado com fundente e colocado num cadinho de carbonato de silício preaquecido, sendo previamente colocado no forno de fundição. O cadinho é colocado no forno de fundição, também preaquecido e a mistura é fundida. Depois de fundido, após 1 a 3 horas dependendo das quantidades, o cadinho à temperatura

de ~1200°C, é retirado do forno usando uma tenaz e o líquido é despejado do cadinho para dentro de um molde. A escória líquida com a maioria das impurezas da lama de ouro separa do ouro líquido, ficando em cima da camada de ouro que tendo um peso específico 10 vezes mais que a escória fica no fundo do molde. Depois de esfriar e solidificar, a escória é separada do búaillon de ouro com um martelo.

O lingote de búaillon é lavado com ácido clorídrico para a retirada de manchas na superfície, lavado com água, amostrado com uma broca, pesado e preparado para comercializar.

Para recuperar alguns pequenas pepitas de ouro que não se separou da escória, essa é britada e a fração +10 malhas será processada no circuito de separação gravimétrica e a fração -10 malhas será adicionada no circuito de lixiviação.

A eficiência da fundição esta na faixa de 99%.

A eficiência global da planta de recuperação de ouro está na faixa de 95%

Com base numa estimativa de um teor de ouro de 500 g/t de no concentrado a ser lixiviado e uma batelada de 300 kg; uma recuperação de ouro de 95% gera um lingote contendo 142,5 g de ouro.

5 Tratamento de Efluentes

O resíduo sólido do concentrado da lixiviação enviado para a bacia de efluentes sólidos é inerte conforme a norma da ABNT NBR 10004.

Com a lavagem do concentrado durante a etapa de filtragem um excesso de água é adicionado ao circuito. Para manter na planta um volume de água constante é necessário purgar uma quantidade de solução equivalente à água de lavagem. A purga está feita com a solução gasta do circuito de eletrólise onde a concentração de ouro é a mais baixa, menos de 1 mg/l. A solução tem uma concentração relativamente alta de cianeto de sódio e deve ser tratada para descarte. Neutraliza-se o cianeto com hipoclorito de sódio antes de estocar essa solução na bacia de efluente líquido. O tempo de contato mínimo para destruir o CN^- é 4 horas. Entretanto o volume da bacia de rejeito líquido é muito grande e o tempo de residência é muitas vezes maior que 4 horas. O destino de uma parte dessa água da bacia é a lavagem do bolo. A outra parte é descartada de maneira a cumprir com as

normas brasileiras para essa operação (Normas do Conselho Nacional do Meio Ambiente).

Dependendo da concentração de ouro na purga e da filosofia da cooperativa é possível passar a purga de eletrólito gasto através de uma coluna de carvão ativado para reduzir mais a concentração de ouro na purga antes da neutralização e descarte. As quantidades de ouro a serem recuperadas são bem pequenas. Por exemplo para uma purga de 240 litros reduzindo a concentração de ouro de 1 mg/l até 0,2 mg/l o ouro adicional recuperado é 0,192 gramas. Para três meses de operação da planta o ouro recuperado total é 17,3 gramas. Entretanto o processo de recuperar o ouro numa forma de búllion inclui a queima do carvão (100 kg de carvão custa R\$500) e a fundição das cinzas que torna este processo economicamente inviável. Assim essa etapa não está contemplada neste projeto.

Junto com essa purga de eletrólito gasto está o ácido neutralizado da etapa de dissolução da lã de aço dos catodos e será misturada na bacia.

6 Análises de Controle da Planta

A concentração de cianeto de sódio na solução de lixiviação e do eletrólito é medida por titulação usando nitrato de prata e o indicador rodanina. As análises são feitas a cada 4 horas, durante a lixiviação, e a concentração ajustada se for necessário.

O pH das soluções é medido usando papéis que mudam de cor dependendo do pH da solução. Usando uma escala de cores é possível definir o valor do pH com precisão suficiente de + - 0,2 unidades. As análises serão feitas a cada 4 horas durante a lixiviação e a concentração ajustada se for necessário

A concentração de ouro na solução de lixiviação, eletrólito gasto e de águas proveniente das bacias de rejeito será medida usando o método 'Purpura de Cásio'. Normalmente este método permite um análise com precisão adequada para esse empreendimento e evita a compra de equipamentos sofisticados, caros e que necessitam de técnicos treinados para sua operação. As análises são realizadas a cada 5 horas durante a lixiviação.

Sabe-se que as análises de amostras para programas de fiscalização ambiental do projeto serão analisadas num laboratório credenciado pelas autoridades ambientais e assim fora do escopo do esquema de análises para essa planta.

7 Segurança

Cianeto de sódio é um veneno e equipamentos de segurança devem ser usados pelos operadores. Uma máscara, óculos de segurança, luvas, capacete, botas de borracha e uma macacão, preferencialmente impermeável e de papel para permitir a queima depois um certo período de uso. O operador não pode levar para a casa qualquer tipo deste equipamento para evitar a transferência de cianeto para fora da área de trabalho. Estas exigências são fundamentais. No mínimo uma ducha de emergência deve estar disponível na área de manuseio de cianeto de sódio em pó. Existe procedimentos e alguns medicamentos para administrar em caso de primeiros socorros para combater imediatamente os efeitos de um superdosagem de cianeto.

Também durante a fundição do ouro o operador deve vestir um avental de amianto sintético que cubra o corpo inteiro, luvas grossas do mesmo material, uma máscara tipo 'full face' com um visor de plástico (tipo soldador) à prova de altas temperaturas e pintado para diminuir a intensidade da radiação do refratário dentro do forno. O forno somente pode ser aberto com o queimador desligado e a válvula da tubulação de óleo diesel fechada. Um extintor de pó químico deve estar disponível entre o forno e a porta de saída da sala de segurança.

É necessário tomar todos os cuidados possíveis para evitar o roubo do ouro produzido na planta. O processo de lixiviação evita a produção de pepitas de ouro que possam ser visualizadas durante o processamento do concentrado. Entretanto o produto final, o lingote de ouro deve ser acompanhado diretamente por pessoas de confiança e responsabilidade comprovada. Os lingotes de ouro devem ser estocados num cofre numa área onde sempre tem um operador com responsabilidade sobre ações de segurança. A célula eletrolítica deve ser montada dentro de uma gaiola com cadeados, para permitir acesso aos catodos apenas durante a abertura. O retificador fica fora desta área e permite qualquer controle operacional sem o operador acessar a célula. A célula e o forno de fundição devem ser instalados dentro de uma sala fortificada, acesso somente na presença dos gerentes do empreendimento.

A área total da planta, estimada em menos de 50 m², deve ter um piso impermeável (concreto) com contenção para permitir a recuperação de qualquer derrame de solução devido às concentrações de ouro. Para retornar qualquer derrame de solução para o tanque de lixiviação uma bomba de poço está incluída no projeto.

8 Mão de Obra

A operação da planta é simples e recomenda-se o seguinte organograma:

Supervisor do Dia

Jornada de trabalho 07:00 até 17:00h

Com responsabilidade durante 24 h por dia.

Quantidade 01

Operador de Turno

Jornada de trabalho 08:00 – 16:00 h

16:00 – 24:00 h

24:00 – 08:00 h

Com responsabilidade durante o próprio turno de operar qualquer item de equipamento na planta

Quantidade 04

Ajudante de Turno

Jornada de trabalho 08:00 – 16:00 h

16:00 – 24:00 h

24:00 – 08:00 h

Com responsabilidade durante o próprio turno de ajudar o operador em qualquer aspecto da operação da planta

Quantidade 04

Mecânicos, Eletricistas (com entendimento básico de instrumentação), Pedreiros, Carpinteiros etc, serão contratados quando surgir a necessidade de resolver um item específico de manutenção.

METAIS ESPECIAIS CONSULTORIA LTDA

**CIANETAÇÃO INTENSIVA
CONCENTRADO DE GARIMPO
BALANÇO DE MASSAS**

OBS: Dados para uma batalada de concentrado por dia											
Numero		1	2	3	4	5	6	7	8A	8B	9
Descrição		Concentrado	Solução Gasta	Cianeto de Sódio	Cal	Água para Lixiviação	Água para Lavagem	Solução da Lixiviação	Rejeito	Rejeito Filtrado	Solução Filtrada
Vazão	litros	60	240				225	300		45	480
Fluxo	kg	300		6	10				300		
Ouro	g/t ou mg/l	500	1					490,78	10,00	12,27	305,10
Ouro	g	150	0,24					147,24	3	0,55	146,45
Temperatura °C		Ambiente	50								
		OBS: umidade 15%		OBS: Concentração 12 g/l pode ser reduzido com experiência			OBS: 3 Etapas de lavagem de 75 litros cada uma			OBS: umidade 13%	

CIANETAÇÃO INTENSIVA
LISTA DE EQUIPAMENTOS
TRATAMENTO DO CONCENTRADO DE GARIMPO

ITEM	QUANTIDADE	TAG	CAPACIDADE	MATERIAIS	POTÊNCIA INSTALADA	OBSERVAÇÕES
Tanque de Lixiviação	01	TL-099-001	Volume Cilíndrico: Diâmetro 900mm Altura 750mm Fundo cônico Com Plataforma de Operação	Aço Carbono		Com calha para receber o concentrado
Tanque de Filtrado	01	TQ-099-002	Cilíndrico Diâmetro 700mm Altura 1000mm	Aço Carbono		
Tanque de Estocagem de Solução Rica e Pré-aquecimento	01	TQ-099-003	Cilíndrico Diâmetro 1000mm Altura 1800mm	Aço Carbono		
Tanque de Recirculação de Eletrólito Aquecido	01	TQ-099-004	Cilíndrico Diâmetro 1000mm Altura 1800mm Com Estrutura de Elevação	Aço Carbono		
Tanque de Bombeamento de Eletrólito	01	TQ-099-005	Cilíndrico Diâmetro 600mm Altura 800mm	Aço Carbono		
Tanque Separador de Líquido	01	TQ-099-006	Cilíndrico Diâmetro 400mm Altura 500mm	Aço Carbono		
Tanque de Estocagem de Óleo Diesel	01	TQ-099-007	Capacidade 200 litros	Aço Carbono		
Tanque de Neutralização de Efluentes	01	TQ-099-008	Capacidade 1.000 litros	Aço Carbono		

ITEM	QUANTIDADE	TAG	CAPACIDADE	MATERIAIS	POTÊNCIA INSTALADA	OBSERVAÇÕES
Tanque de Estocagem Intermediária de Eletrólito Gasto	01	TQ-099-009	Cilíndrico Diâmetro 1000mm Altura 1800mm	Aço Carbono		
Bomba de Filtrado	01	BC-099-001	2 m3/h		1 KW	Bomba Tipo Monobloco com acionador TFVE
Bomba de Sotução Rica Pré-Aquecida	01	BC-099-002	2m3/h	Sem zinco, cobre, alumínio Com Sêlo Mecânico	1 KW	Bomba Tipo Monobloco com acionador TFVE
Bomba de Transferência de Eletrólito Gasto	01	BC-099-003	2m3/h	Sem zinco, cobre, alumínio Com Sêlo Mecânico	1 KW	Bomba Tipo Monobloco com acionador TFVE
Bomba de Recirculação Eletrólito	01	BC-099-004	1m3/h	Sem zinco, cobre, alumínio Com Sêlo Mecânico	1 KW	Bomba Tipo Monobloco com acionador TFVE
Bomba de Poço da Área de Processo	01	BC-099-005	1m3/h	Sem zinco, cobre, alumínio Com Sêlo Mecânico		Bomba Tipo Poço com acionador TFVE
Bomba de Poço da Bacia de Rejeito de lixiviação	01	BC-099-006	1m3/h	Sem zinco, cobre, alumínio Com Sêlo Mecânico		Bomba Tipo Poço com acionador TFVE
Controlador de Temperatura	01	TP-099-001	0-120 Graus Centigrados Com Escala de 1 Gráu com Termopar	Aço Inox 304		
Queimador para FO-099-001	01	QM-099-001			0,5 KW	

ITEM	QUANTIDADE	TAG	CAPACIDADE	MATERIAIS	POTÊNCIA INSTALADA	OBSERVAÇÕES
Célula Eletrolítica	01	CE-099-001	Cuba com 1200mm de profundidade, 800mm de largura e 700 mm de comprimento. Temperatura de Operação 90 Graus Centígrados	Fibra de Vidro Ester Vinil Derakelne 411. Três anodos (800mm x 800mm) Dois catodos de 80mm x 800mm x 800mm com enchimento de lã de aço 'Bombri!'		Anodos de tela de malha 1/4" pol, com fio min 1/8" pol, aço carbono. Barramento e Ligações em aço inox 316 L
Agitador completo com Redutor e Eixo Tipo Turbina com Quatro Pás a 45 Graus	01	AG-099-001		Abrasão: Aço carbono preferencialmente com revestimento em borracha	3 KW	
Filtro de Bandeja	01	FI-099-001	Área de 1 metro quadrado	Aço Carbono, Tecido de lona		Tipo Basculante
Monovia com Talha	01	MV-099-001		Aço Carbono	1 KW	
Compressor Alternativo com Reservatório	01	CP-099-001		Sem Restrições	2 KW	
Bomba de Vácuo	01	BV-099-001		Evitar componentes de zinco, cobre e alumínio	4 KW	
Resistência Elétrica para Aquecimento do TQ-099-003	02	RE-099-001		Revestimento em contato com a solução. Aço inox. 304 L	12 KW (2 X 6 KW)	
Resistência Elétrica para Aquecimento do TQ-099-004	02	RE-099-002		Revestimento em contato com a solução. Aço inox. 304 L	12 KW (2 X 6 KW)	
Retificador	01	RE-099-001	0 - 100 ampéres 12 volts Regulável		2 KW	Carregador de bateria industrial pode ser usado
Tubulação				Poliétileno de Alta Densidade (PEAD), ou Polipropileno.		
Bandeja	02	BJ-099-001	100 litros	PVC		
Filtro	01	FI-099-002	25 litros de líquido e 5 litros de sólidos filtrados	Cerâmica, Vidro ou Plástico, prova de ácido sulfúrico		Fúnel tipo 'Buchner' é padrão, mas quebracomacilidade

ITEM	QUANTIDADE	TAG	CAPACIDADE	MATERIAIS	POTÊNCIA INSTALADA	OBSERVAÇÕES
Vasilha	04	VA-099-001	2 litros de volume	Ferro Esmaltado		
Cadinho	02	CD-099-001	Padrão Metais Especiais	Carbonato de Silício		
Forno de Fundição	01	FF-099-001	Padrão Metais Especiais		0,5 KW	Consumo de óleo diesel aproximadamente 5 litros por hora
Molde	01	ML-099-001	200mm x 100mm x 100mm profundidade	Ferro Fundido		Preaquecer antes de lingotagem
Balde	04	BJ-099-001	15 litros	Plástico		
Bacia de Efluente Líquido	01	BE-099-001	A ser dimensionada	Revestido com lona de PEAD		Projeto Conforme Norma Brasileira
Bacia de Rejeito de Lixiviação	01	BE-099-001	A ser dimensionada	Revestido com lona de PEAD		Projeto Conforme Norma Brasileira

CIANETAÇÃO INTENSIVA
CUSTO DE PRODUÇÃO MENSAL
300 kg/dia, 30 dias por mês

1 Energia

Equipamentos	Tempo de Funcionamento Horas por Dia	Potência kW	Total Mensal kWh
Bomba de Filtrado	3	1	90
Bomba de Solução Rica	2	1	60
Bomba de Solução Gasta	2	1	60
Bomba de Eletrólito	12	1	360
Bomba de Poço	1	1	30
Agitador	20	3	1.800
Ponte Rolante	1	1	30
Compressor	20	2	1.200
Bomba de Vácuo	3	4	360
Resistência Elétrica para Aquecimento	9	12	3.240
Retificador	12	2	720
Forno de Fundição	4	0,5	8
Iluminação	12	2	720
Total			8.948

Custo de Energia Mensal = 8948 x 0,05 (R\$/kWh) =

R\$447,40

2 Mão de Obra

Supervisor do Dia
Operador (x4)
Ajudante (x4)

R\$1.000,00
R\$2.400,00
R\$1.200,00

Total

R\$4.600,00

3 Insumos Químicos

Insumos de Processo

Cianeto de Sódio (6 kg/t concentrado, R\$5/kg)	R\$270,00
Cal (20 kg/t concentrado, R\$0,10/kg)	R\$ 18,00
Total	R\$288,00

Insumos de Fundição

Ácido Sulfúrico	
Borax	
Carbonato de Sódio	
Sílica (Areia)	
Papel de Filtro	
Total	R\$50,00

Insumos de Controle de Processo

Ácido Nítrico	
Ácido Clorídrico (uso piscina)	
Cloreto de Estânio	
Zinco em Pó	
Papel de pH	
Nitrato de Prata	
Indicador para Cianeto	
Total	R\$50,00

Insumos de Neutralização do Efluente

Hipoclorito de Sódio (210 litros de solução de 10%)	
Cal	
Total	R\$200,00

Custo operacional mensal total **R\$5.653,40**

Metais Especiais Consultoria Ltda., av. Luiz Tarquínio, 2864 - Lavoura de Fritos - Ba. CEP 42700-000

RELATÓRIO TÉCNICO

CLIENTE: **PRODEAGRO**

FUNDAÇÃO ESTADUAL DO MEIO AMBIENTE - FEMA

PROJETO: MELHORAMENTO TECNOLÓGICO
REGIÃO BAIXADA CUIABANA
PLANTA PILOTO FIXA
CONTRATO 002/97

**METAIS
ESPECIAIS** 

ÍNDICE

SUMÁRIO EXECUTIVO

- 1 **INTRODUÇÃO.**
- 2 **PRIMEIRA ETAPA - AMOSTRAGEM.**
 - 2.1 **INTRODUÇÃO.**
 - 2.2 **MÉTODO.**
 - 2.2.1 **TABELA DE DADOS DOS FUROS DE AMOSTRAGEM.**
- 3 **SEGUNDA ETAPA - CARACTERIZAÇÃO E ANÁLISES.**
 - 3.1 **PREPARAÇÃO DE AMOSTRAS.**
 - 3.1.1 **FLUXOGRAMA DE PREPARAÇÃO DE AMOSTRAS DO REJEITO DE GARIMPO DA ÁREA DO SR. MARCOS NASCIMENTO.**
 - 3.2 **TESTES DE CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA.**
 - 3.2.1 **FLUXOGRAMA DE ANÁLISES DAS AMOSTRAS DO COMPOSTO DE AREIA.**
 - 3.2.2 **FLUXOGRAMA DE ANÁLISES DAS AMOSTRAS DO COMPOSTO DE ARGILA.**
 - 3.3 **TEOR E DISTRIBUIÇÃO DE OURO E MERCÚRIO NOS COMPOSTOS DE AREIA E ARGILA**
 - 3.3.1 **TABELA DE ANÁLISES DOS COMPOSTOS NOS VÁRIOS LABORATÓRIOS.**
 - 3.3.2 **TABELA DE ANÁLISES DE MERCÚRIO NAS FRAÇÕES DOS COMPOSTOS DE AREIA E ARGILA.**
 - 3.3.3 **TABELA DE DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA.**
 - 3.3.4 **TABELA DE DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE ARGILA.**
 - 3.4 **TESTES DE SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA.**
 - 3.4.1 **TABELA DOS TESTES DE SEPARAÇÃO GRANULOMÉTRICA NA AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA.**
 - 3.4.2 **TABELA DO RESULTADO DE DOIS TESTES DE SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA (TESTE1 e TESTE2).**
 - 3.4.3 **TABELA DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO REJEITO DA MESA DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA.**
 - 3.4.4 **TABELA DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO REJEITO DA MESA DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE ARGILA.**
 - 3.5 **TESTES DE LIXIVIAÇÃO AGITADA.**
 - 3.5.1 **TABELAS COM TRES TESTES DE LIXIVIAÇÃO AGITADA COM CIANETO (TESTE 1, TESTE2 e TESTE3).**

3.6 TESTES DE FLOTAÇÃO.

3.6.1 ENSAIO DE FLOTAÇÃO: AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA.

**3.6.2 ENSAIO DE FLOTAÇÃO: AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA MOÍDA
ATÉ 67% <150#.**

3.7 TESTES DE LIXIVIAÇÃO EM COLUNA.

3.7.1 ENSAIO DE COLUNA: AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA.

3.8 CONCLUSÕES.

ANEXOS:

- ANEXO I** PLANTA E PERFIS A-A; B-B; C-C; D-D; E E DE UM DEPÓSITO DE REJETOS DO SR. MARCOS NASCIMENTO.
- ANEXO II** TESTES DE SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA.
- ANEXO III** TESTE DE LIXIVIAÇÃO AGITADA.
- ANEXO IV** TESTE DE FLOTAÇÃO.
- ANEXO V** TESTE DE COLUNA.
- ANEXO VI** CUSTOS APROXIMADOS DE UMA OPERAÇÃO DE LIXIVIAÇÃO EM CUBA PARA 15.000 T/MÊS DE MINÉRIO.
- ANEXO VII** RELATÓRIO DE VIAGEM PARA INSPEÇÃO DE MÁQUINAS IPJ.
- VII.1** OPERAÇÃO ALUVIONAR.
- VII.1.1** CONTROLE DE LAVRA.
- VII.1.2** LAVRA.
- VII.1.3** PLANTA DE TRATAMENTO DE MINÉRIO.
- VII.1.4** CONCLUSÕES.
- VII.2** VISITA À FABRICA IPJ.
- VII.3** VISITA À PLANTA DE WILLIAM'S RESOURCES, BALLARAT.
- VII.4** CONCLUSÕES.

1. INTRODUÇÃO

A Metais Especiais foi contratada pela FEMA, um divisão do Prodeagro, para desenvolver um processo seguido por um projeto de engenharia para uma planta piloto para tratamento dos rejeitos de garimpeiros na área de Poconé, Mato Grosso.

Como um primeiro passo, amostras de rejeito foram coletadas na área do Sr. Marcos Nascimento que concordou em participar do projeto.

Um estudo de caracterização mineralógica foi realizado com essas amostras. Este relatório incluir as informações em deste objetivo

Também foi incluído, no anexo VII, um relatório de viagem cujo objetivo foi visitar duas plantas de processamento de minério de ouro, na Austrália, onde um novo tipo de jigue esta sendo usado com sucesso.

SUMÁRIO EXECUTIVO

A Metais Especiais foi contratada para desenvolver um processo, seguido de um projeto de uma planta para aproveitamento do rejeito de garimpeiros na área de Poconé, Mato Grosso. Com este objetivo amostras compostas representativas de um barragem de rejeito onde o proprietário se dispôs em ajudar no projeto, foram coletadas.

Como primeiro passo, uma série de testes para determinar a melhor rota para processar esse material foi feita. Este relatório visa descrever estes resultados.

O rejeito consiste em dois tipos distintos, areia e argila que são facilmente diferenciadas e pelo fato de serem encontradas em níveis distintos, podem ser tratadas separadamente. Assim os testes foram feitos usando dois compostos de areia e argila.

Separação gravimétrica usando um sistema de laboratório considerado mais eficaz que sistemas em operação nos garimpos recuperou somente 8% e 15% respectivamente para areia e argila. Quando a areia foi moída até 67% <150 malhas a recuperação aumentou somente marginalmente.

Os testes de flotação indicaram recuperações de 22% para areia moída e 24% para argila (sem moagem). Lixiviação agitada comportou-se melhor com recuperações de 65% e 72% para areia (sem e com moagem) e 76% para argila (sem moagem).

O processo mais atraente economicamente viável foi lixiviação em coluna que simula bem lixiviação em cuba e é somente aplicável neste caso para o composto de areia. Este processo não pode ser aplicado com materiais com muitos finos porque a leito de material não permite boa percolação de solução de cianeto, assim não acontece bom contacto entre a solução e o sólido, evitando boas recuperações por lixiviação. A recuperação global para a solução (de onde o ouro é recuperado usando carvão ativado) foi 62%. Sendo a opção mais interessante economicamente um custo estimado do processo é apresentado no anexo. Porém este processo só será viável para teores de alimentação acima de 0,5 g/t.

Infelizmente o teor encontrado (e confirmado por dois outros laboratórios) para areia e argila foi uma média de 0,32 g/t e 0,11 g/t respectivamente. Isso é inviável para qualquer uma das rotas de processo mencionados acima.

Em conclusão foi determinado que a eficiência do tratamento pelos garimpeiros é rasuavelmente alta deixando um rejeito sem valor comercial. Um aumento na eficiência nas plantas atuais será atingida com arranjos melhores e com aplicação de novas máquinas como IPJ (descrito no anexo). Porém exige investimentos substanciais e o melhoramento, no caso das plantas melhor equipadas que foram vistas, será somente marginal. O aparelho usado na separação gravimétrica em todas as plantas visitadas foi uma centrífuga baseado

no Knelson que é muito comum em locais como Austrália, onde tem acesso amplo de técnicas novas.

Técnicamente a melhor rota de tratamento de rejeitos é lixiviação em cuba, porém essa, não é economicamente viável nos teores encontrados.

O contrato especificou que a planta para tratar rejeitos de garimpo deveria ser economicamente viável. Com este baixo teor a conclusão é que não existe um processo técnica e economicamente viável para tratar esse material.

Um próximo passo seria a pesquisa em outros rejeitos em busca de maiores teores mais elevados.

Uma outra alternativa é o uso de recursos deste contrato para atingir os interesses de Prodeagro/FEMA, eliminando mercúrio dos resíduos de amalgamação ou tratamento de concentrados gravimétricos com uma rota que não usasse mercúrio, evitando mais contaminação do meio ambiente.

Metais Especiais Consultoria Ltda, av. Luiz Tarquínio, 2864 - Lajeado de Fritos - Bu. CEP 42700-000

RELATÓRIO TÉCNICO

PRIMEIRA ETAPA - AMOSTRAGEM

2.1 INTRODUÇÃO

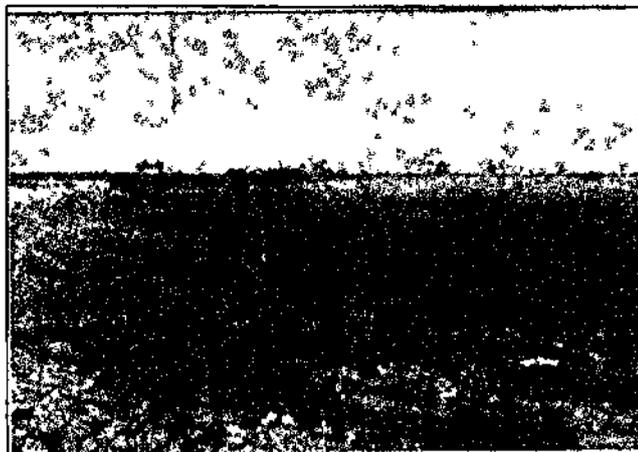
Após algumas reuniões na qual estavam presentes representantes da FEMA, COOPERARUM e Metais Especiais, foi elaborado um Questionário para a escolha de um "Garimpeiro Parceiro", que constou dos seguintes critérios:

- Volume e qualidade do rejeito (representatividade).
- A existência de uma Planta local com infraestrutura
Regular
Boa
Ótima
- Existência de cavas nas proximidades e suas condições.
- Presença de mineralização nas proximidades da Área em condições de serem amostradas.
- Disponibilidade de um local próximo para eventual montagem de uma planta nova.
- Questão Urbana/Ambiental
- Regularidade perante a FEMA.

Em seguida foram realizadas visitas para coleta de dados pela equipe da Metais Especiais juntamente com um geólogo da Fema, às várias Áreas colocadas à disposição pelos garimpeiros. Após a coleta de dados, o julgamento apontou para a Área do Sr. Evaldino Rodui, como a mais favorável.

Quando do descolamento da equipe de sondagem para a Área do Sr. Evaldino, este foi procurado e fomos, por ele, informados que por diversas razões de ordem particulares ele estava desistindo da parceria.

Após diversos contatos com outros possíveis parceiros, a única alternativa foi aceitar como parceiro o Sr. Marcos Nascimento que apesar de sua Área não atingir uma excelente pontuação no Questionário, este mostrou-se disposto a colaborar, inclusive se prontificando em bancar a contrapartida por sua própria conta, sem a ajuda dos garimpeiros cooperados. Sendo assim após estes inesperados acontecimentos foi dado início aos trabalhos de pesquisa.



VISTA DO BANCO DE REJEITO PESQUISADO



VISTA DA INSTALAÇÃO (PLANTA) DESATIVADA.

Metais Especiais Consultoria Ltda, av. Luiz Tarquínio, 2864 - Lauro de Freitas - Ba. CEP 42700-000

2.2 MÉTODO

Feito o reconhecimento da área optou-se por uma bacia de rejeito, cujo volume deveria estar igual ou acima de 100.000 m³.

Com a utilização de um teodolito foi demarcada uma malha de 01 ha (um hectare), com furos espaçados a cada 25 metros perfazendo um total de 24 furos, conforme Tabela 2.2.1 apresentada na página seguinte, e desenhos apresentados no Anexo I.

Os furos foram executados com um trado manual de 4" (quatro polegadas) de diâmetro, com profundidades variáveis, dependendo da espessura da camada de rejeito, até encontrarem o solo.

O material resultante de cada metro de espessura da camada de rejeito quer seja de areia ou de argila, que foram separados, foram secados ao sol sobre mantas de polietileno em seguida quarteados e uma fração de cada metro (de areia ou de argila), foi juntada para formar um composto que em seguida foi separado em duas amostras de 7,0 kg (sete quilogramas) cada, que foram acondicionadas em sacos de polietileno, ficando metade das amostras como testemunho guardadas sob a responsabilidade do "Parceiro Garimpeiro" e a outra parte das amostras, acondicionadas em tambores plásticos as quais foram vistoriadas e lacradas pelo DNPM e em seguida despachadas via transportadora rodoviária para o laboratório de análises da Metais Especiais, situado na cidade de Lauro de Freitas no estado da Bahia.

Esta etapa foi realizada entre os dias 13 de outubro e 05 de novembro de 1997.

RELATÓRIO TÉCNICO

2.2.1 TABELA

DADOS DOS FUROS DE AMOSTRAGEM					
NÚMERO DO FURO	PROFUNDIDADE TOTAL DO FURO (m)	ESPESSURA TOTAL DE SILTE DE AREIA (m)	ESPESSURA TOTAL DE SILTE DE ARGILA (m)	PESO DA AMOSTRA DE SILTE DE AREIA (kg)	PESO DA AMOSTRA DE SILTE DE ARGILA (kg)
01	2,4	2,4	-	14	-
02	7	7	-	14	-
03	8	8	-	14	-
04	6,7	6,7	-	14	-
05	10,4	10,4	-	14	-
06	8,2	8,2	-	42	-
07	6,3	6,3	-	14	-
08	4,7	3	1,7	14	14
09	7,4	2,7	4,7	14	14
10	10	7,8	2,2	14	14
11	10,8	8,1	2,5	14	14
12	11,5	7,8	3,7	14	14
13	7,4	3,5	3,9	14	14
14	7,5	1,7	5,8	14	14
15	11,4	5,5	5,9	14	14
16	10,3	4,6	5,7	14	14
17	9,4	4	5,4	14	14
18	4	2,3	1,7	14	14
19	7,4	-	7,4	-	14
20	7,2	7,2	-	14	-
21	9	6,5	2,5	14	14
22	8,5	4	4,5	14	14
23	8,2	4,9	3,3	14	14
24	7,5	-	7,5	-	14

Obs.: DOS 14 kg DE CADA AMOSTRA 7 kg FICARAM COMO TESTEMUNHA E 7 kg FORAM ENVIADOS PARA O LABORATORIO DA METAIS ESPECIAIS.

Metais Especiais Consultoria Ltda, av. Luiz Turquino, 2864 - Lauro de Freitas - Ba. CEP 42700-000

RELATÓRIO TÉCNICO

SEGUNDA ETAPA - **CARACTERIZAÇÃO E ANÁLISES**

RELATÓRIO TÉCNICO

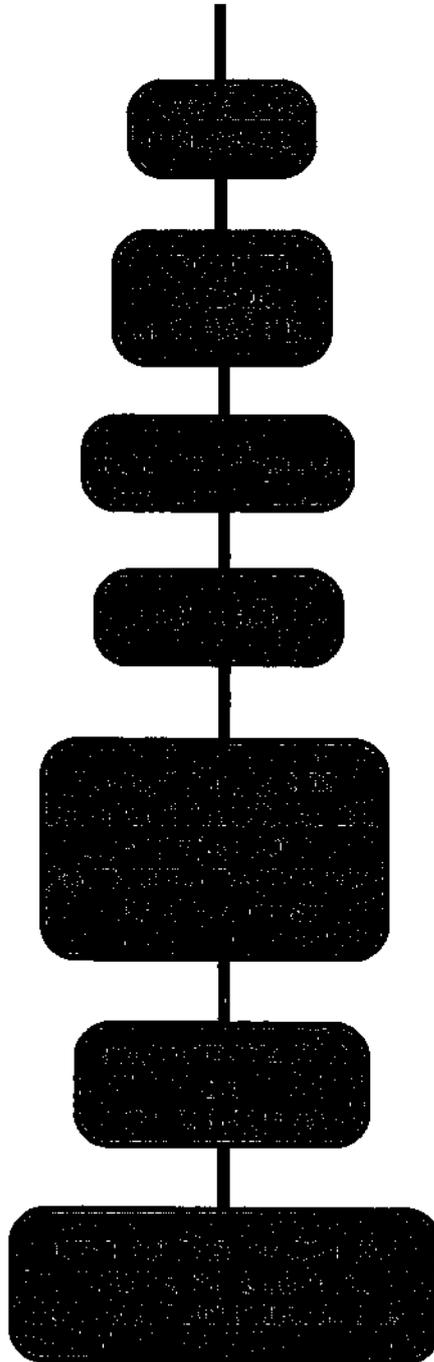
3.1 PREPARAÇÃO DAS AMOSTRAS.

As amostras foram recebidas no laboratório da Metais Especiais em Lauro de Freitas, Bahia onde foram separadas em sacos dos dois tipos de amostras: Areia e Argila. O conteúdo de cada saco foi secado, homogenizado e pesado. Para fazer os compostos, diferentes proporções de amostras de cada furo foram misturadas para refletir as diferentes espessuras das camadas dos dois tipos de amostra.

O fluxograma a seguir representa melhor o procedimento. O produto final deste processo foi dois compostos, um de areia e um de argila de onde foi quarteado sub-amostras para cada teste usando um quarteador tipo Jones.

**3.1.1 FLUXOGRAMA DE PREPARAÇÃO DE AMOSTRAS DO
REJEITO DE GARIMPO**

Metais Especiais Consultoria Ltda., av. Luiz Tarquínio, 2864 - Lauro de Freitas - Ba. CEP 42700-000

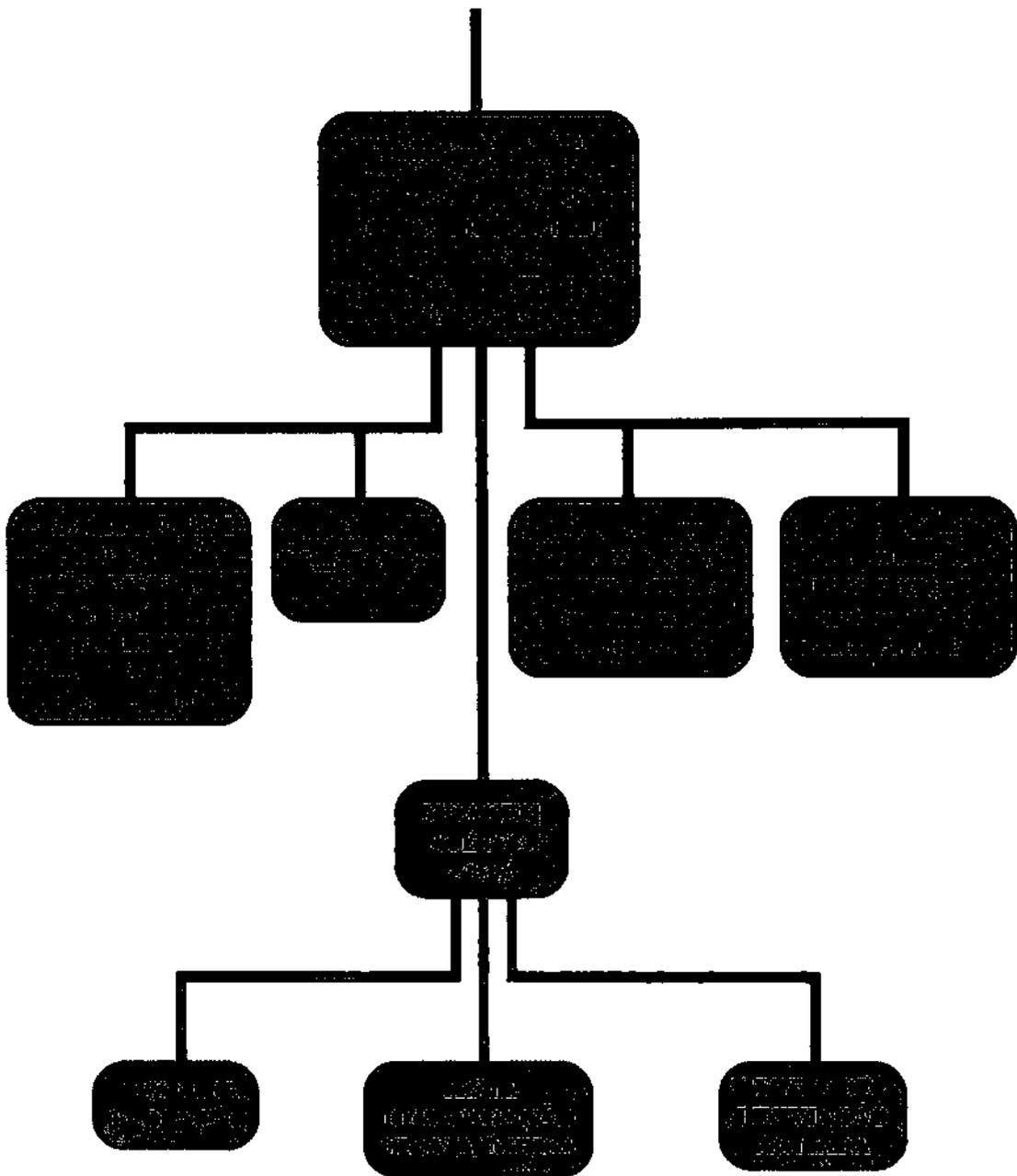


3.2 TESTES DE CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA

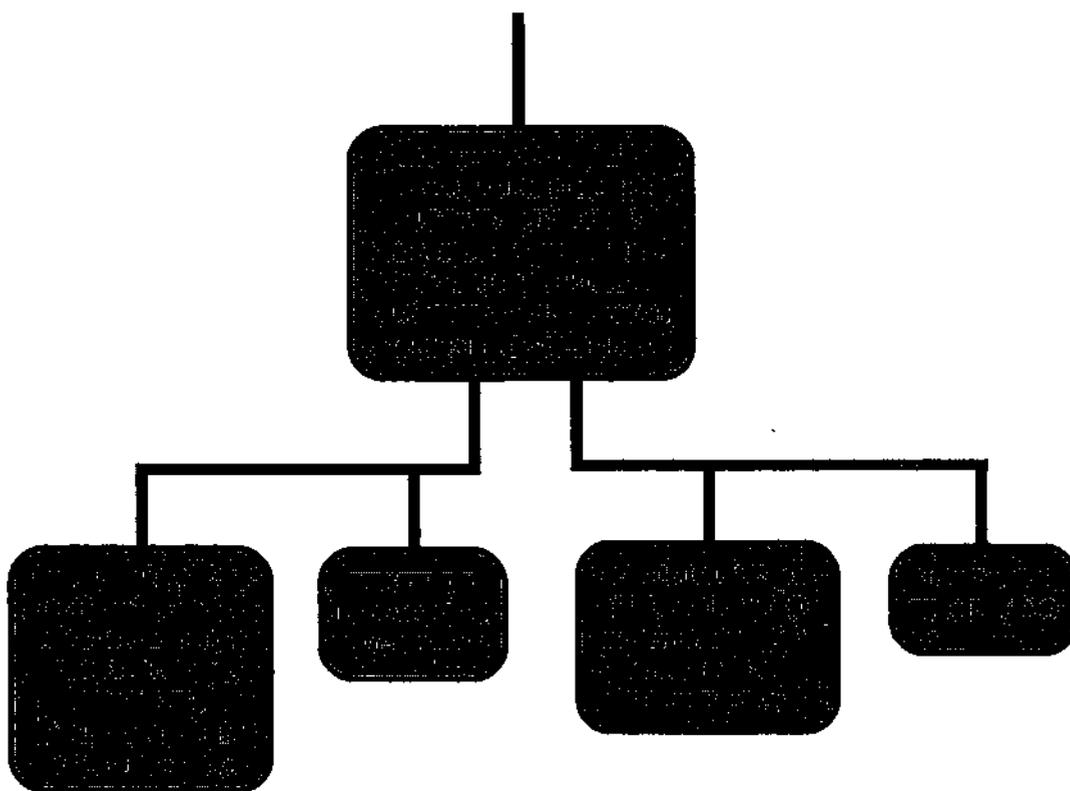
A morfologia dos compostos foi considerada desnecessário, desde que os geólogos da FEMA tem acesso as rochas originais (antes do tratamento pelos garimpeiros).

Análises dos compostos foram feitas em tres laboratórios. Análise por fração dos dois compostos também foram feitas no laboratório da Metais Especiais. Em seguida testes de separação gravimétrica, testes de lixiviação agitada, testes de coluna e testes de flotação foram feitos em amostras dos dois compostos. Os fluxogramas a seguir mostram com mais clareza o programa de testes.

3.2.1 FLUXOGRAMA DE ANÁLISES DAS AMOSTRAS DO COMPOSTO DE AREIA



**3.2.2 FLUXOGRAMA DE ANÁLISES DAS AMOSTRAS
DO COMPOSTO DE ARGILA**



3.3 TEOR E DISTRIBUIÇÃO DE OURO NOS COMPOSTOS DE AREIA E ARGILA.

3.3.1 TABELA DE ANÁLISES DOS COMPOSTOS EM VÁRIOS LABORATÓRIOS

	METAIS ESPECIAIS	NOMOS	LAKEFIELD
Composto Areia			
Primeira amostra	0,33 g/t	0,35/0,37 g/t	0,10 g/t
Segunda amostra	0,30 g/t	0,36/0,33 g/t	0,56/0,50 g/t
Média =	0,32 g/t		
Composto Argila			
Primeira amostra	0,12 g/t	0,10 g/t	0,10/0,10 g/t
Segunda amostra	0,13 g/t	0,10 g/t	0,09 g/t
Média =	0,11 g/t		

Conforme já mencionado as amostras de compostos foram também analisados p/fração no laboratório de Metais Especiais. Separação das frações (usando malha Tyler) foi feita em meio úmido. A Tabela 3.3.3 refere-se à distribuição de ouro na amostra de areia, o ouro é bem distribuído entre todas as frações. No caso de argila, Tabela 3.3.4, a fração mais fina tem-se valores mais baixos de ouro, porém o valor acima de 100 # é menor que 10 % da massa, assim representa um quantidade de ouro inexpressiva.

É visto que o teor dos compostos são bastante baixos. A variação entre os valores de análises de amostras é considerada normal para amostras contendo ouro.

Conforme definido na proposta, análises de rejeito para mercúrio também foram feitas por fração. As várias frações de amostras de compostos de areia e argila foram enviados para Geosol/Lakefield, e os resultados estão apresentados a seguir:

3.3.2 TABELA DE ANÁLISES DE MERCÚRIO NAS FRAÇÕES DOS COMPOSTOS DE AREIA E ARGILA.

Fração	AREIA Hg ppb	ARGILA Hg ppb
<400#	<50	<50
<200#	<50	<50
<100#	<50	<50
<65#	<50	<50
<28#	<50	<50
<12\$	<50	<50
>12#	<50	<50

Todos as frações (<400 # até > 12#) deram o mesmo resultado de < 50 ppb, o nível de detecção do laboratório Geosol. Isso indica que neste rejeito nunca esteve em contato direto com mercúrio durante o processamento de ouro, (mercúrio só sendo adicionado no concentrado gravimétrico). Assim este material nesta barragem de rejeito está dentro dos limites de mercúrio anteriormente estabelecido como <100 ppb, valor aceitável para descarte no meio ambiente sem tratamento.

**3.3.3 TABELA DE DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA
DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA**

Tela	Massa Retida, g	% Retida	Teor de Au na fração g/t	Massa de Au na fração,mg	Distribuição de Ouro %
12#	231,9	11,0	0,20	0,046	8,31
28#	446,0	21,1	0,37	0,165	29,57
65#	424,0	20,0	0,23	0,098	17,48
100#	78,2	3,7	0,23	0,018	3,22
200#	158,1	7,5	0,23	0,036	6,52
400#	221,7	10,5	0,20	0,044	7,95
<400#	556,9	26,3	0,27	0,150	26,95
Total	2116,8	100		0,558	100,00

Teor analisado g/t _____ 0,32 (média)
Teor calculado p/fração g/t _____ 0,26

3.3.4 TABELA DE DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA
DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE ARGILA

Tela	Massa Retida, g	% Retida	Teor de Au na fração g/t	Massa de Au na fração,mg	Distribuição de Ouro %
12#	15,5	1,3	0,50	0,008	5,52
28#	30,0	2,5	0,30	0,009	6,40
65#	42,6	3,5	0,10	0,004	3,03
100#	22,2	1,8	0,26	0,006	4,11
200#	34,9	2,9	0,20	0,007	4,97
400#	263,0	21,7	0,07	0,018	13,10
<400#	803,2	66,3	0,11	0,088	62,87
Total	1211,4	100		0,141	100,00
		Teor analisada	g/t	0,11 (média)	
		Teor calculada p/fração	g/t	0,12	

3.4 TESTES DE SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA

Uma descrição do método de separação gravimétrica encontra-se incluída no Anexo II. Os resultados dos cinco testes feitos são apresentados nas tabelas seguintes.

Testes em duplicata foram feitos com amostras de compostos de areia e argila sem nenhum tratamento. Pode-se notar que as recuperações foram todas rasuavelmente baixas (7 e 9% para areia e 11 e 18% para argila). A moagem da amostra de composto de areia não resultou muito melhor (11%). Os resultados dos testes são apresentados nas Tabelas 3.4.1 e 3.4.2. Exame da distribuição de ouro (Tabela 3.4.3) nos rejeitos de areia não mostra uma grande diferença entre a distribuição do ouro antes e depois dos testes de separação gravimétrica. No caso de argila, foi notado, uma diminuição de teor das frações mais grossas (Tabela 3.4.4) no rejeito.

**3.4.1 TESTES DE SEPERAÇÃO GRAVIMÉTRICA NA
AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA**

TESTE 1

	PESO, g	TEOR g/t	PESO DE OURO, mg
ALIM.	1950,0	0,320	0,624
CONC.	13,6	3,088	0,042
RESÍDUO	1936,4	0,300	0,581
ALIMENTAÇÃO CALC. RECUPERAÇÃO %		0,32 7	

TESTE 2 (Repitação)

	PESO, g	TEOR g/t	PESO DE OURO, mg
ALIM.	1401,0	0,320	0,448
CONC.	15,4	2,143	0,033
RESIDUO	1385,6	0,250	0,346
ALIMENTAÇÃO CALC. RECUPERAÇÃO %		0,27 9	

TESTE 3 (Moido até 67% < 150#)

	PESO, g	TEOR g/t	PESO DE OURO, mg
ALIM.	1490,0	0,320	0,477
CONC.	3,5	16,000	0,056
RESÍDUO	1486,5	0,300	0,446
ALIMENTAÇÃO CALC. RECUPERAÇÃO %		0,34 11	

3.4.2 TESTES DE SEPERAÇÃO GRAVIMÉTRICA
DE AMOSTRA DO COMPOSTO DE ARGILA

TESTE 1

	PESO, g	TEOR g/t	PESO DE OURO, mg
ALIM.	1194,0	0,110 (média)	0,131
CONC.	4,7	2,979	0,014
RESÍDUO	1189,3	0,100	0,119
ALIMENTAÇÃO CALC.		0,11	
RECUPERAÇÃO %		11	

TESTE 2

	PESO, g	TEOR g/t	PESO DE OURO, mg
ALIM.	1261,0	0,110 (média)	0,139
CONC.	7,2	4,306	0,031
RESÍDUO	1253,8	0,110	0,138
ALIMENTAÇÃO CALC.		0,13	
RECUPERAÇÃO %		18	

3.4.3 DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO REJEITO DA MESA DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA

Tela	Massa Retida, g	% Retida	Teor de Au na fração g/t	Massa de Au na fração,mg	Distribuição de Ouro %
12#	183,5	12,6	0,40	0,073	14,60
28#	313,0	21,5	0,20	0,063	12,45
65#	282,0	19,4	0,50	0,141	28,04
100#	71,3	4,9	0,13	0,009	1,84
200#	130,3	8,9	0,23	0,030	5,96
400#	140,0	9,6	0,30	0,042	8,35
<400#	336,4	23,1	0,43	0,145	28,76
Total	1456,5	100		0,503	100,00

Teor analisado g/t _____ 0,30

Teor calculado p/fração g/t _____ 0,35

3.4.4 DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO REJEITO DA MESA DA AMOSTRA DO COMPOSTO DE ARGILA

Tela	Massa Retida, g	% Retida	Teor de Au na fração g/t	Massa de Au na fração,mg	Distribuição de Ouro %
12#	13,8	1,9	0,30	0,004	4,44
28#	20,1	2,7	0,20	0,004	4,31
65#	28,3	3,8	0,05	0,001	1,52
100#	17,1	2,3	0,30	0,005	5,50
200#	17,8	2,4	0,25	0,004	4,77
400#	180,5	24,5	0,08	0,014	15,48
<400#	459,0	62,3	0,13	0,060	63,98
Total	736,6	100		0,093	100,00

Teor analisado g/t _____ 0,10

Teor calculado p/fração g/t _____ 0,13

3.5 TESTES DE LIXIVIAÇÃO AGITADA

A Tabela 3.5.1 mostra os testes de lixiviação agitada com amostras de compostos de areia (uma descrição dos testes é apresentada no Anexo III). Demonstra-se que a lixiviação com cianeto está conseguindo extrair ouro. A eficiência torna-se melhor com a amostra moída.

No caso de argila uma recuperação expressiva foi também obtida. Em todos os testes o consumo de cianeto foi considerado baixo. O custo de cianeto no Brasil está na faixa de R\$2,0 por kilograma variando com o custo do transporte. Assim um consumo de 0,2 kg/ton custará em torno de R\$0,40/tonelada tratada que é aproximadamente equivalente ao valor de 0,04 gramas de ouro extraída por tonelada. Porém o custo do capital de uma planta deste tipo será no mínimo de \$4 milhões de reais para tratar 1500 toneladas de material p/dia. Os custos operacionais serão equivalentes à 1 grama/tonelada. Este dados é de uma planta projetada com custos baixos, tipo CIP (carvão em polpa) usando lixiviação agitada, recentemente visitada na Austrália, (quase todo o equipamento foi adquirido de segunda mão).

Os teores de areia ou argila de 1g/t, das amostras examinadas são muito baixos, assim sendo, esta rota não é economicamente interessante.

3.5.1 TABELAS COM TESTES DE LIXIVIAÇÃO AGITADA COM CIANETO

TESTE 1: ALIMENTAÇÃO, AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA SEM MOAGEM

ITEM	MASSA (gramas)	TEOR g/t	MASSA DE OURO mg
Alimentação	500	0,32	0,16
Resíduo	500	0,13	0,07
Solução	800	0,15	0,12
Alimentação calculada		0,37	

Recuperação de ouro p/solução 65 %
 Consumo de cianeto de sodio 0,32 kg/t
 Concentração final de cianeto de sodio 2,3 g/l
 pH final 12

TESTE 2 : ALIMENTAÇÃO, AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA COM MOAGEM ATÉ 60% , 150

ITEM	MASSA (gramas)	TEOR g/t	MASSA DE OURO mg
Alimentação	500	0,32	0,16
Resíduo	500	0,1	0,05
Solução	800	0,16	0,13
Alimentação calculada		0,36	

Recuperação de ouro p/solução 72 %
 Consumo de cianeto de sodio 0,17 kg/t
 Concentração final de cianeto de sodio 2,4 g/l
 pH final 12

TESTE 3 : ALIMENTAÇÃO, AMOSTRA DE COMPOSTO DE ARGILA SEM MOAGEM

ITEM	MASSA (gramas)	TEOR g/t	MASSA DE OURO mg
Alimentação	500	0,12	0,06
Resíduo	500	0,05	0,03
Solução	800	0,1	0,08
Alimentação calculada		0,21	

Recuperação de ouro p/solução 76 %
 Consumo de cianeto de sodio 0,53 kg/t
 Concentração final de cianeto de sodio 2,2 g/l
 pH final 12

3.6 TESTES DE FLOTAÇÃO

O Anexo IV descreve o método empregado e as Tabelas 3.6.1. e 3.6.2, os resultados. A areia foi moída antes do teste porque partículas maiores que 48# não flotaram. O concentrado de flotação do teste de argila contém 24% de ouro em 10% de massa. A areia moída respondeu melhor dando uma concentrado de flotação pesando menos de 3 % da massa original e contendo 22% de ouro. Porém isso ainda não é satisfatório sendo a recuperação total é muita baixa. Estes testes devem ser considerados meramente exploratórios, e certamente mais testes em busca de uma melhor eficiência não se espera significativas melhoras da eficiência.

Para que uma operação de flotação seja atraente o concentrado resultante da flotação deve ter menos de 10% de massa original e é necessário que a recuperação esteja na faixa de 90%. Como exemplo Rio Paracatu, (antes do recente aumento da produção) estava tratando um milhão de toneladas de minério por mês com um teor de aproximadamente 0,5 g/t, produzindo um concentrado com peso de somente 0,05% de massa original (com uma recuperação de 88%) que é lixiviado posteriormente num pequeno circuito de lixiviação em cianeto.

É importante lembrar, que flotação, é apenas uma etapa de um processo, pois o concentrado resultante deverá ser tratado posteriormente em uma outra etapa como lixiviação em cianeto.

3.6.1 ENSAIO DE FLOTAÇÃO : Amostra de Composto de Argila

Condições:

Peso de alimentação	1000 g
Densidade de polpa	30 %
Adição de sulfato de cobre	200 g/t
Adição de promotor A208	28 g/t
Adição de amil xantato de potássio Z11	20 g/t
Tempo de condicionamento	3 mins.
Adição de frother D14	22 g/t
Tempo de flotação	3 mins
Peso do concentrado tipo "rougher", sem limpeza	96,5 g

Balanço:	Peso,g	Teor g/t	ouro ,mg
Alimentação	1000	0,185	0,19
Concentrado	96,5	0,3	0,03
Rejeito	903,5	0,1	0,09
Alimentação Calculada g/t			0,12
Recuperação p/concentrado %			24

3.6.2 ENSAIO DE FLOTAÇÃO : Amostra de Composto de Areia moido até 67% < 150#

Condições:

Peso da alimentação	1000 g
Densidade da polpa	30 %
Adição de sulfato de cobre	200 g/t
Adição de promotor A208	28 g/t
Adição de amil xantato de potássio Z11	20 g/t
Tempo de condicionamento	3 mins.
Adição de frother D14	22 g/t
Tempo de flotação	3 mins
Peso de concentrado tipo "rougher", sem limpeza	27,1 g

Balanço:	Peso,g	Teor g/t	ouro ,mg
Alimentação	1000	0,315	0,32
Concentrado	27,1	2,38	0,06
Rejeito	972,9	0,23	0,22
Alimentação Calculada g/t			0,29
Recuperação p/concentrado %			22

5.5 TESTES DE LIXIVIAÇÃO EM COLUNA

Uma descrição deste teste encontra-se no Anexo V. Esse teste (Tabela 3.7.1) simula muito bem o processo de lixiviação em pilha, uma técnica consagrada, no aproveitamento de minérios de ouro com baixos teores. Normalmente a etapa de cominuição envolve apenas uma britagem do minério na faixa de ½" até 2", (dependendo do minério). O minério britado (normalmente misturado com cal) é colocado sobre lonas de material plástico e irrigado com uma solução de cianeto. A solução passada através da pilha é também passada por colunas de carvão ativado, onde o ouro é absorvido depois a solução é recirculada para a pilha, com adição de mais reagentes, se necessário, formando um circuito fechado.

Para efetuar, com sucesso, esta operação é essencial que o minério britado seja permeável para permitir que a solução percole de maneira uniforme, distribuindo-se por toda a pilha tendo assim um bom contato com a superfície do minério. Se o material é argiloso, a solução não consegue permear por todas as partes da pilha comprometendo a recuperação. A falta de permeabilidade do material é também mais problemática no período de chuvas diluvianas, e em consequência desta falta de permeabilidade poças de água formam-se no topo das pilhas chegando ao ponto de ocasionar deslizamentos e erosão nos taludes das pilhas, arrastando o material para fora das lonas de proteção podendo contaminar o meio ambiente.

Por razões acima descritas, o teste de lixiviação de coluna só foi feito com a amostra de composto de areia. Depois do teste de lixiviação concluído, a aferição da altura do leito de areia na coluna mostrou não haver compactação indicando que o material foi estável durante o teste. (Materiais podem gerar finos durante a britagem ou manuseio que migram durante a percolação da solução apresentando assim o fenômeno de compactação, que acentuado, resulta em uma perda de porosidade diminuindo a eficiência da lixiviação).

No final do teste a simulação de uma forte chuva foi realizada, com a finalidade de estimar a quantidade máxima de chuva que consegue permear pelo leito do material. O resultado indicou que um leito de somente 0,56 metros de altura tem capacidade de absorver uma chuva de 95 mm em uma hora. Com alturas de pilhas maiores, obviamente esta capacidade diminui. Assim se o processo de lixiviação em pilha for escolhido, uma adaptação do processo será necessário para que a pilha seja formada em uma bacia revestida com lona, com a solução sendo bombeada de um poço localizado no meio do minério.

O resultado do teste de lixiviação de coluna deu uma recuperação de 62%. Com um consumo de cianeto de sódio de somente 0,04 kg/ton.

Este resultado dá indicações que este processo com adaptações é perfeitamente viável tecnicamente entre outras alternativas. E um levantamento muito aproximado de custos desta alternativa foi feito e é apresentado no Anexo VI. Pode ver que se o teor for acima

de 0,5 g/t esta alternativa apresenta-se bem interessante com suficiente lucro e pagar os investimentos. Porém deve-se notar que este processo é somente aplicável para a parte do rejeito denominado "areia". Contaminação com quantidades substanciais de argila prejudicarão sensivelmente o comportamento deste processo. Também se outras barragens de rejeitos forem consideradas, deve-se repetir estes testes para dar confiabilidade em relação a permeabilidade.

A experiência da Metais Especiais comprova, que existe uma tendência no aumento da recuperação, para o mesmo minério, quando se encontram teores maiores de alimentação.

3.7.1 ENSAIO DE COLUNA AMOSTRA DO COMPOSTO DE AREIA

Peso de Minério 26,5 kg.
 Teor de Minério 0,32 g/t
 Ouro na Alimentação 8,48 mg
 Volume de Solução 15 l
 Cal Hidratada adicionado 10 kg/t
 Volume final com lavagem 24,8 l

DIA	pH	NaCN g/l	Adição de NaOH (g)	Adição de NaCN (g)	Análise de Sol. mg/l Au	Ouro lixiviado (g/t)	Extração de Ouro %
1	12	0,0195	0	0,5	0,25	0,14	44
2	12	0,0355	0	0,5			
3	12	0,06	0	0			
4	12	0,06	0	0			
5	12	0,0575	0	0			
6	12	0,055	0	0			
7	12	0,055	0	0			
8	12	0,055	0	0	0,3	0,17	53
9	12	0,055	0	0			
10	12	0,055	0	0			
11	12	0,0525	0	0			
12	12	0,0525	0	0			
13	12	0,0525	0	0			
14	12	0,052	0	0			
15	12	0,052	0	0	0,34	0,19	60
16	12	0,051	0	0			
17	12	0,051	0	0			
18	12	0,051	0	0			
19	12	0,05	0	0			
20	12	0,05	0	0			
21	12	0,05	0	0			
22	12	0,05	0	0			
23	12	0,48	0	0			
24	12	0,048	0	0	0,36	0,20	64

Consumo de reagentes :

NaCN kg/t 0,04
 NaOH kg/t 0
 Cal kg/t 10

BALANÇO :

	Resíduo		Solução Final
Ouro g/t	0,115	Ouro mg/l	0,2
Ouro mg	3,05	Ouro mg	4,96

Alimentação Calculada 0,30

Recuperação Global % 62

3.8 CONCLUSÕES

O teor dos dois compostos encontrados estavam tão baixos, que não se conhece um processo, na presente fase de desenvolvimento tecnológico, que poderá tratar esses rejeitos com resultados economicamente viáveis com o agravante dos preços praticados atualmente no mercado de ouro.

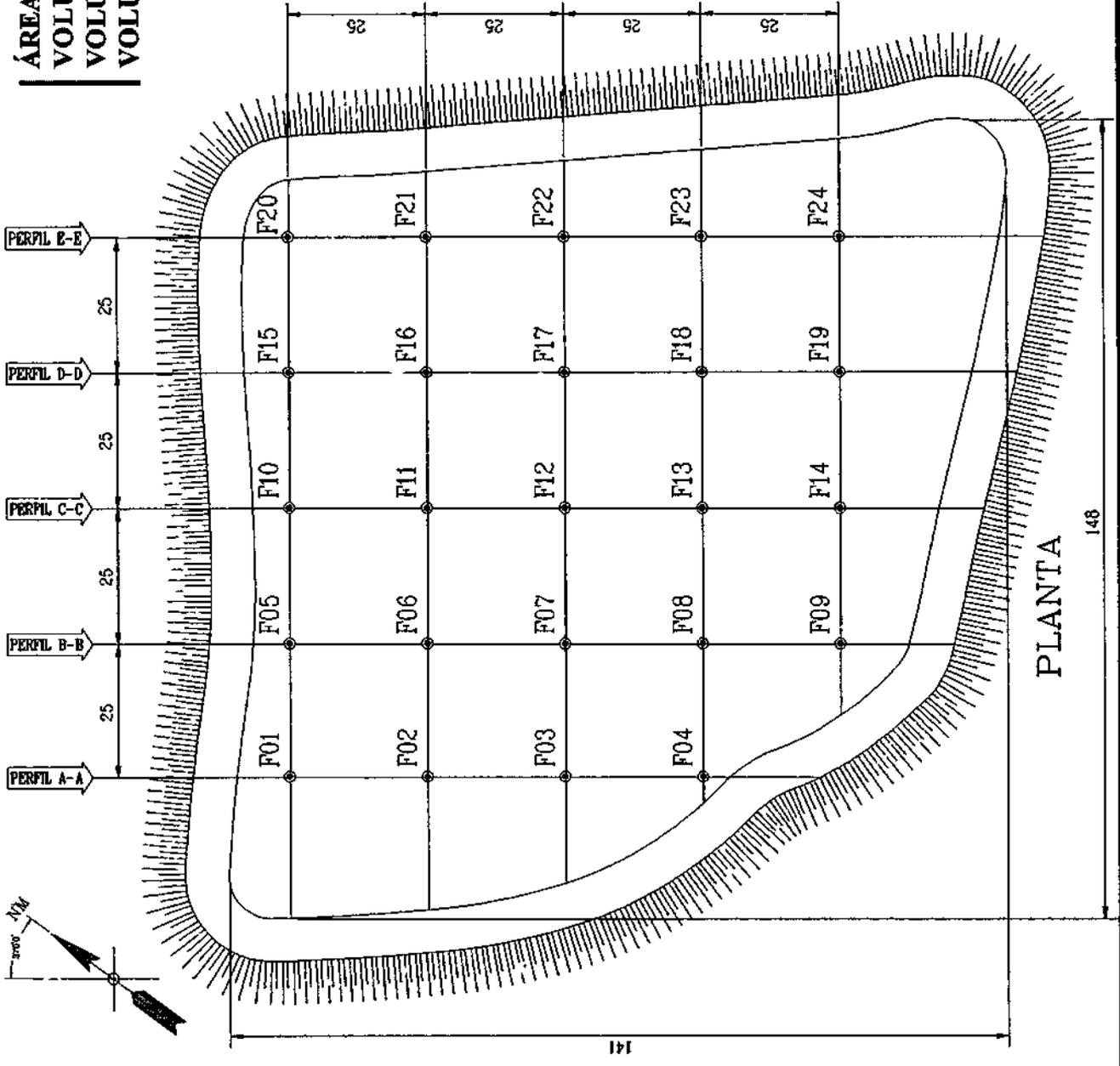
A melhor alternativa encontrada foi uma adaptação de lixiviação em pilha porém este trataria somente a parte de areia que apresentou porosidade adequada. Um teor mínimo de 0.5 g/t é considerado necessário para pagar os custos de investimento e custos operacionais.

É sabido que o Prodeago considerava, neste projeto, uma planta para tratar estes rejeitos com lucro enquanto um rearranjo melhor dos rejeitos pode ser efetuado como exemplo enchendo de cavas abandonadas etc. O rejeito examinado neste relatório não será possível um melhoramento da deposição desse material sem um custo adicional.

RELATÓRIO TÉCNICO

ANEXOS

ÁREA DA BACIA = 16.206m²
VOLUME DE SILTE AREIA = 66.900m³ (99.900 t)
VOLUME DE SILTE ARGILA = 53.925m³ (64.110 t)
VOLUME TOTAL DA BACIA = 120.825m³ (164010 t)



PROJETO MELHORAMENTO TECNOLÓGICO
PLANTA P I L O T O F I X A
RELATÓRIO TÉCNICO - ANEXO I
 ESCALA 1:1250

PLANTA

ANEXO II

TESTE DE SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA

Se necessário a amostra seca é moída num moinho de barras de laboratório. Amostras para análises de alimentação e granulometria foram tiradas em quantidade normalmente equivalente a 1,5 kg. foi usada no teste.

O método de separação gravimétrica foi feito usando uma mesa "Mozley". Este aparelho é similar a um "super-panner" e consiste em uma pequena mesa que é movida de maneira exêntrica rejeitando as partículas mais leves. Tem um alto nível de eficiência e é capaz de produzir resultados idênticos para uma mesma amostra. O acionamento é similar a ação de uma bateia mas de maneira consistente e bem devegar, sendo que uma amostra de 1,5 kg necessita de 45 minutos para ser processada. A amostra é adicionada gradativamente como uma polpa grossa sobre a mesa que tem um suprimento de água em tres lados. Uma pequena declividade para o lado contrário ao fluxo deixa os leves gradualmente serem rejeitados. O concentrado de areia pretas (magnetita, ilmenita etc.) são retidos e no fim do teste são coletados.

Este concentrado é fundido da mesma maneira do sistema de análise "fire-assay". Depois a pérola de ouro é pesada. Quando é encontrada quantidade significativa de prata uma ré-cupelação antes da "parting" para remover a prata se faz necessário.

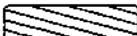
ANEXO III

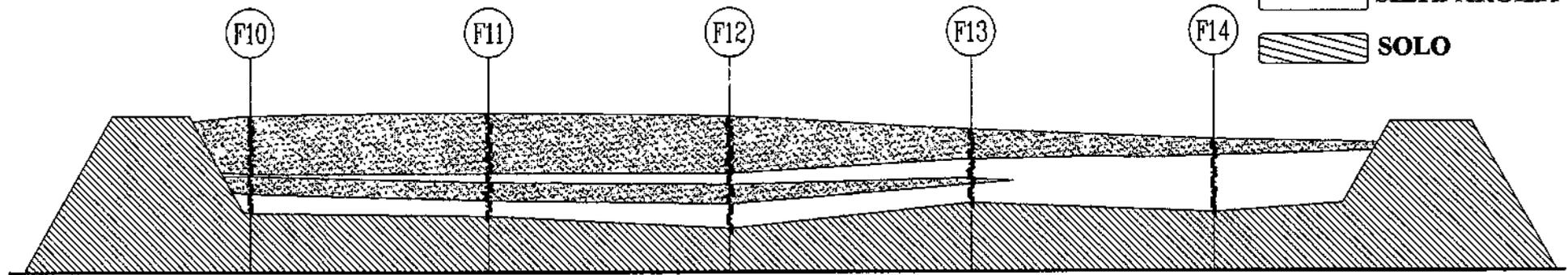
TESTE DE LIXIVIAÇÃO AGITADA

Os testes de lixiviação foram conduzidos misturando-se, inicialmente, 500 gramas de amostra seca de granulometria desejada com 5 gramas de cal hidratada (um consumo equivalente a 10 kg de cal hidratada para cada tonelada de rejeito). Em seguida adicionou-se 800 ml de uma solução aquosa contendo 2 gramas de cianeto de sódio. A polpa é colocada numa garrafa com pescoso e boca aberta, que é instalada sobre um par de rolos que a faz girar a 26 revoluções por minuto. O teste padrão tem uma duração de 24 horas. A constante molhação dos lados de garrafa com a polpa é suficiente para assegurar a oxigenação da solução. Este teste é conhecido como teste de "rolling bottle" é o teste clássico para lixiviação com cianeto de minérios contendo ouro.

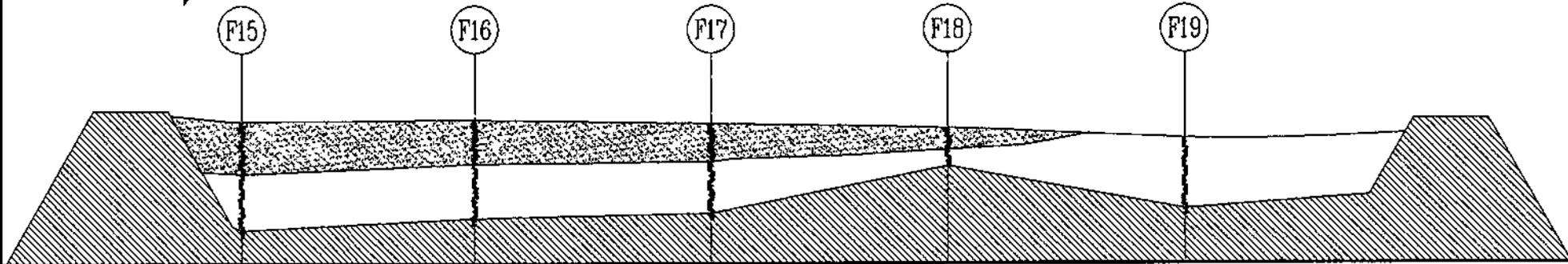
O peso de garrafa e seu conteúdo é anotado e comparado com o peso depois do teste para compensar uma possível perda de solução por causa da evaporação. A solução final e os sólidos (bem lavados e secados) obtida por filtração foram analisados por "fire-assay". O pH da solução final é recomendado ser maior que 11 em situações normais e assim tem que ser medido. Este alto pH protege o cianeto que é rapidamente degradado com pH's neutros. A solução também foi analisada para determinar cianeto, de modo a se calcular o consumo de cianeto de sódio durante a lixiviação.

LEGENDA

-  SILTE AREIA
-  SILTE ARGILA
-  SOLO



PERFIL C-C →



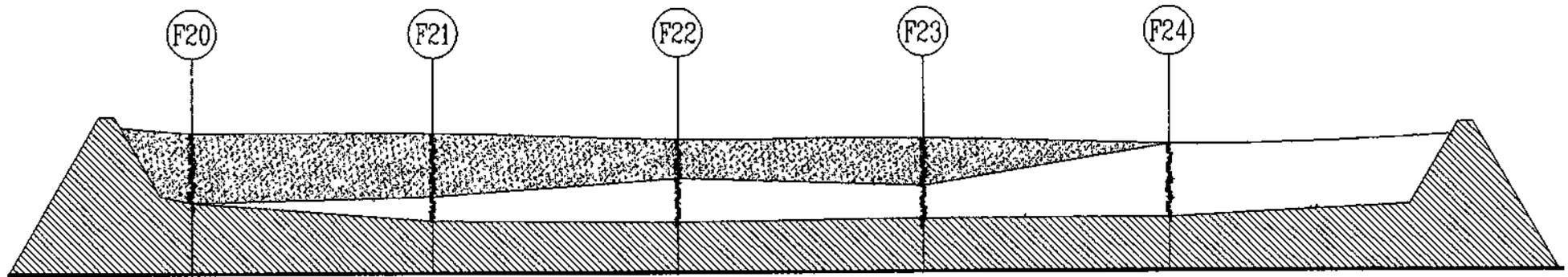
PERFIL D-D →



PROJETO MELHORAMENTO TECNOLÓGICO
PLANTA PILOTO FIXA
RELATÓRIO TÉCNICO - ANEXO I
ESCALA _____ 1:625

LEGENDA

-  SILTE AREIA
-  SILTE ARGILA
-  SOLO



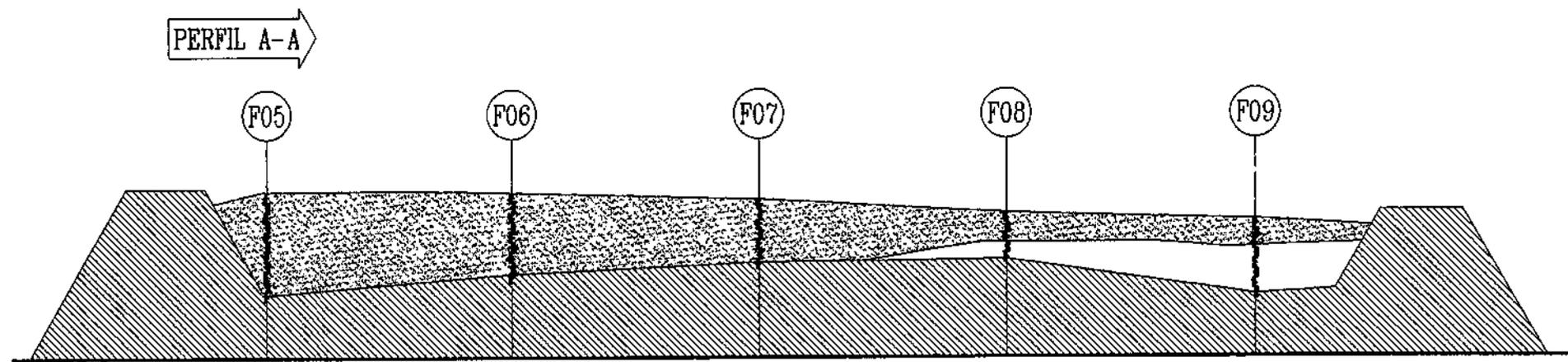
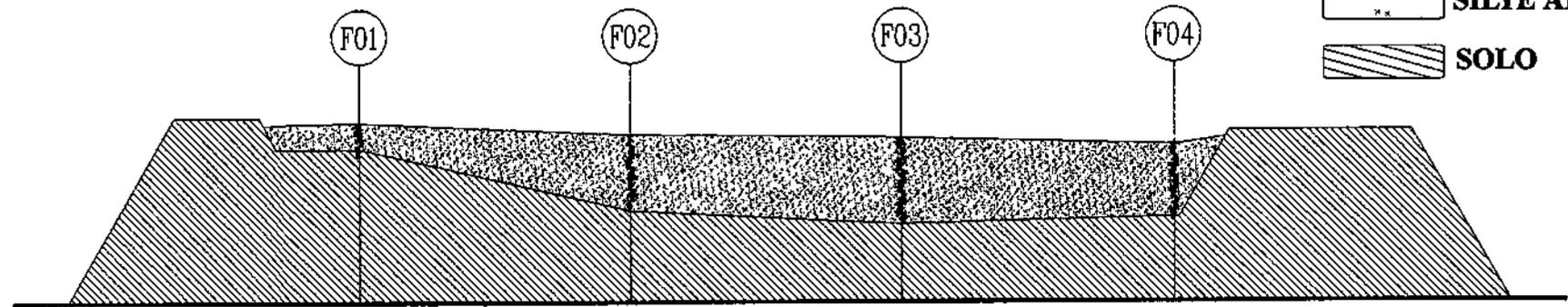
PERFIL E-E

METAIS ESPECIAIS 

PROJETO MELHORAMENTO TECNOLÓGICO
PLANTA PILOTO FIXA
RELATÓRIO TÉCNICO - ANEXO I
ESCALA _____ 1:625

LEGENDA

-  SILTE AREIA
-  SILTE ARGILA
-  SOLO



METAIS ESPECIAIS 

**PROJETO MELHORAMENTO TECNOLÓGICO
PLANTA PILOTO FIXA
RELATÓRIO TÉCNICO - ANEXO I
ESCALA _____ 1:625**

ANEXO IV

TESTE DE FLOTAÇÃO

Foram realizados testes de flotação tipo "rougher". Normalmente numa planta um processo de limpeza também é aplicado. Este processo aumenta o teor do concentrado com o desvantagem de uma pequena perda de recuperação. Estes testes foram realizados em caráter exploratório, este sistema adicional não foi considerado necessário.

Flotação é uma técnica onde a tensão de superfície das partículas do minério de interesse é modificada pela adição de reagentes. A célula de flotação é uma máquina que produz bolhas de ar em regime de agitação extrema causada pelo impelidor de alta rotação. Por causa desta mudança na tensão superficial, as partículas de minério colam-se as bolhas de ar e são levantadas para a superfície da célula onde são removidas. A técnica de flotação é particularmente aplicada para minérios sulfetados. A mina de Morro Velho recupera ouro associado a sulfetos com flotação, também a mina de Morro Do Ouro (Rio Paracatu) opera com um sistema de flotação. Dependendo da natureza do minério. É possível flotar ouro nativo, bem como ouro associado a sulfetos.

Os testes são realizados com polpas com densidade de sólidos de 30%. Sulfato de cobre foi adicionado, este reagente re-estabelece uma superfície de sulfetos quando os sulfetos são parcialmente oxidados. Também foi adicionado um promotor para ouro (A208) e um coletor (Xantato) agitou-se sem ar (um período chamado condicionamento) por tres minutos. Este tempo é para os reagentes modificarem a condição de superfície de partículas. Depois do condicionamento, um espumante é adicionado e o ar introduzido abaixo do impelidor. As bolhas de ar assim criadas ligam-se com as partículas de minério que flutam para a superfície onde são removidas com um espátula no caso do equipamento em escala de laboratório. (Isso acontece caso o minério seja suscetível a este método de tratamento).

Flotação somente é eficiente com partículas abaixo de aproximadamente 48#, assim a amostra de areia foi previamente moída.

ANEXO V TESTE DE COLUNA

O teste de coluna simula bem o processo de lixiviação em pilha, que é um método muito usado no tratamento químico de minérios de ouro com baixo teor.

Uma amostra de composto de areia foi pesada e misturada com o equivalente de 10 kg/tonelada de cal hidratada e acondicionado em uma coluna de PVC com diâmetro de 200 mm, aberta no topo e fechada no fundo, deixando uma única saída para a solução.

O material é acondicionado na coluna da seguinte forma: primeiro coloca-se brita estéril no fundo da coluna formando um leito de aproximadamente 10 cm, em seguida a amostra do minério é colocada medindo-se a espessura de sua camada, posteriormente outra camada de brita igualmente estéril é colocada para garantir melhor distribuição da solução lixivante durante o teste.

A solução utilizada para percolar a coluna consistiu em 15 litros de água, com pH ajustado para 11 com soda cáustica. Adicionou-se ainda 0,05 g/l de cianeto de sódio (50 ppm.). Esta solução foi colocada sobre a coluna em um vasilhame com uma válvula controladora de vazão. Estabeleceu-se uma vazão, equivalente a 12 litros por metro quadrado de superfície da coluna por hora, deixando percolar pela coluna durante um período de aproximadamente 24 horas. A solução passada pela amostra foi coletada em outro vasilhame instalado sob a coluna. Fez-se um controle diário da solução, observando-se o seguinte:

1. Medida e ajuste do pH até 11, com soda cáustica.
2. Análise e ajuste da concentração da solução para 0,05 g/l de cianeto de sódio.
3. Balanço de água, compensando-se a evaporação.
4. Volume da solução percolada, medindo-se a vazão em fluxo por metro quadrado p/hora.

Determinou-se, após vários intervalos de tempo, a quantidade de ouro nas soluções de lixiviação. Após um período de 24 dias de lixiviação, o minério foi irrigado com água, para efetuar uma lavagem do material na coluna. A solução final, incluindo a lavagem foi analisada. A espessura da amostra na coluna foi novamente medida para que fosse determinado o grau de compactação do minério durante o teste. Após o teste de coluna também analisou-se, em duplicata, amostra do resíduo de lixiviação.

ANEXO VI

**CUSTOS APROXIMADOS DE UMA OPERAÇÃO DE
LIXIVIAÇÃO EM CUBA PARA 15.000 TON/MÊS DE MINÉRIO.**

Custo do Capital:

Sistema de estocagem e adição de cianeto	R\$ 5.000
Sistema de irrigação com bombas	R\$ 25.000
Sistema de adsorção com bomba	R\$ 15.000
Preparação de terreno para cuba e tanques	R\$ 15.000
Lona plástica para Tanque de solução	R\$ 7.500
Lona Plástica para 2 cubas de 15.000 t de areia com profundidade de 4 metros	R\$ 40.000,00
Total	R\$ 107.500,00

Custos Operacionais/mês

Cianeto de Sódio	R\$ 3.000,00
Cal hidratado	R\$ 7.500,00
Deposição de material na cuba a R\$ 0,5/metro cúbico	R\$ 7.500,00
Remoção do material da pilha	R\$ 7.500,00
Mão de obra adicional	R\$ 2.000,00
Energia elétrica	R\$ 2.000,00
Total	R\$ 29500,00

Produção de ouro, 0,2 g/t recuperado R\$ 30.000,00

Custo de venda de ouro (vendido como
carvão carregado para Degussa, etc. a 20% do valor do
ouro contido) R\$ 6.000,00

Valor líquido da venda do ouro R\$ 24.000,00

Como alternativa à venda de carvão é fazer dissorção no local. Um sistema deste tipo com tamanho adequado orçado recentemente custou R\$ 90.000, incluindo fundação até barras de ouro. O custo operacional de dissorção será de aproximadamente R\$6.000,00 incluindo mão de obra.

ANEXO VII

RELATÓRIO DE VIAGEM PARA INSPECÇÃO DE MÁQUINAS IPJ

INTRODUÇÃO

Buscando informações positivas sobre uma máquina chamada IPJ (In-Line Pressure Jig) uma viagem foi programada para ver estes equipamentos em operação. A viagem consistiu de uma visita a uma planta aluvionar, uma visita ao inventor do equipamento e finalmente uma visita a uma planta convencional tipo britagem, moagem e lixiviação com cianeto onde o IPJ estava sendo utilizado no circuito de moagem.

VII.1 Operação Aluvionar

Introdução

A planta visitada foi a Sedimentary Holdings em Amphitheatre, Victoria, Austrália. Localizada em um pequeno povoado com cerca de 100 pessoas (a maioria fazendeiros de ovinos) 13 km de estrada asfaltada da próxima vila chamada Avoca de 1000 habitantes. Opera com 12 trabalhadores permanentes na área e alguns serviços executados por terceiros. Os trabalhadores como todos na Austrália percebem salários rasuáveis mas sem nenhum tipo de benefício como de alimentação, transporte, décimo-terceiro salário, etc. Os encargos sociais pagos pelas empresas limita-se a uma contribuição de 8% sobre os salários que é depositado num fundo (equivalente ao FGTS) porém estes fundos são controlados por companhias de pensão particulares, não controladas pelo governo e dão bons rendimentos reais. Também as companhias não pagam impostos sobre faturamento, e o imposto sobre lucro é de 40%. A planta tem administração total de um gerente chamado Peter Kelliher com a ajuda de uma secretária, e a contabilidade final é feita por terceiros. Não existe pessoal de segurança, somente o uso de cadeados nos locais mais vulneráveis e um cofre para produto final. A planta não tem vigilância noturna.

A operação consiste em lavrar cerca de 300.000 metros cúbicos (in situ) por ano com um dia de trabalho com dois turnos de 8 horas cada, e paradas a cada domingo. O teor médio de cascalho é 0.48 gramas recuperado por cada metro cúbico in situ (b.c.m, bank cubic metre). Material abaixo de 0.38 gramas/b.c.m não é lavrado.

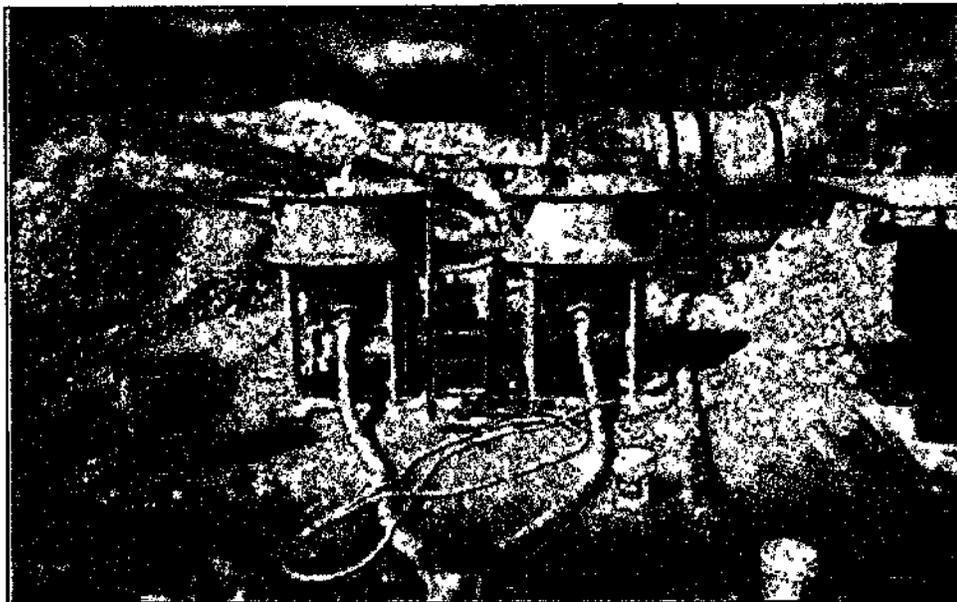
Todo o equipamento é próprio, comprado novo num sistema de leasing com juros de mercado. Isso foi comprovadamente a forma mais econômica das alternativas estudadas.

VII.1.2 Lavra

A lavra é feita em faixas de 20 metros de largura por cerca de 100 metros de comprimento (a largura de jazida). Mas como todo aluvião não é tão regular o sistema varia as vezes. Primeiro, o solo é retirado e empilhado sobre uma área perto porém reconhecida como estéril. Isso será reposicionado depois da lavra. Um trator de esteiras empurra o cascalho estéril (normalmente os 4 metros de cascalho "vermelho"), enchendo a faixa anterior que já foi lavrada. Depois o cascalho rico é tirado com uma retroescavadeira de 30 toneladas o minério transportado para a planta numa distância de cerca de 500 metros usando duas caçambas com capacidade de 30 toneladas cada. A lavra é normalmente feita no turno da manhã somente. A planta é relocada toda vez que a sua distância da lavra ultrapassa um Km. O minério é simplesmente colocado ao lado da planta.

VII.1.3 Planta de Tratamento de Minério

A planta opera em dois turnos e a noite só tem dois trabalhadores no local. Uma retroescavadeira Cat 311 de 10 toneladas adiciona o minério numa velocidade equivalente de 70 b.c.m numa moega com um grizzly de 6" montado encima. A base da moega consiste de um alimentador de correia que transporta o minério para um tromel com cerca de 2 metros de diâmetro e 3 metros de comprimento fechado seguido por uma parte de 1 metro com uma tela com malha de 6 mm. Embaixo da tela um tanque que tem um indicador de nível, tipo bóia, é ligado a um controlador de uma bomba de polpa variável. A bomba muda a velocidade de rotação em função desse nível assim impedindo que o tanque fique vazio, evitando o "surging". A polpa, que está na faixa de 35% sólidos, é bombeada para dois In-line Pressure Jigs (IPJ) tipo 1500 em paralelo. Vide foto abaixo.



O "ragging" é chumbo acima de 2 mm e a peneira circular tem aberturas de 2mm. O concentrado de "hutch" desses dois jigs vão para um Knudsen bowl continuamente enquanto o rejeito vai para um banco de calhas comum onde astro-turf é fixado com ferro expandido. Os IPJ's somente produzem um concentrado que é aquela fração pesada que fica inicialmente no leito e depois desce pela peneira e sai por baixo de jig com a água de "hutch" sobre pressão. Estas calhas posicionadas após os IPJ's são inspecionadas diariamente e limpas semanalmente. O concentrado de Knudsen é retirado depois de cada turno. O resumo é feito peneirando com um peneira de 1/8" e o grosso catado manualmente (pipitas maiores).

Como um sub-produto a companhia também consegue vender areia (<4 mm), areia grossa (6-14 mm) que foi ciclona durante trabalhos anteriores e pedra bruta com preços equivalentes de R\$ 4 e R\$ 2/ metro cúbico respectivamente.

VIII.4 Conclusões

O gerente mostrou-se satisfeito com o trabalho do IPJ. O que lhe impressionou mais, foi a falta de problemas de manutenção ou operação. As duas máquinas funcionam tranquilamente quase sem interferência humana. Infelizmente ele não pôde comparar o rendimento do IPJ com respeito a recuperação global, desde que ele não tinha uma maneira de comparar com outros sistemas. A planta sempre funcionou com jigs de algum tipo e foi aqui que um gerente anterior desenvolveu o IPJ. Notou-se que existiu uma centrífuga Knelson que estava abandonada no local. A eficiência dos jigs foi considerada boa já que as calhas normalmente tiraram menos de 5% da produção de ouro comprovando a eficiência dos jigs. Problemas como o leito do jig conglomerando, ficando cheio de pepitas maiores, (acontece raramente) ou quando a peneira fura é logo detectado nas calhas.

VII.2 VISITA À FÁBRICA DA IPJ

O equipamento foi desenvolvido de maneira prática sempre testado num ambiente de trabalho. O inventor é um engenheiro chamado A.H. Gray que depois do sucesso comprovado deste equipamento deixou a posição de gerente de operações da planta de aluvião descrita anteriormente, para abrir fábrica para confeccionar e comercializar os IPJ's.

O IPJ é um jigue circular com peneira removível. Vide desenho na próxima página . A unidade é completamente fechada e trabalha sob pressão. A peneira interna é movimentada por um eixo que passa através do diafragma inferior acionado hidraulicamente. O suporte da peneira é selado de maneira que todo material (concentrado) que desce pelo pelo leito do jigue vai para o fundo do equipamento. Um certo fluxo de água é adicionado neste ponto para transportar o concentrado para fora da máquina. O inventor enumerou as seguintes vantagens:

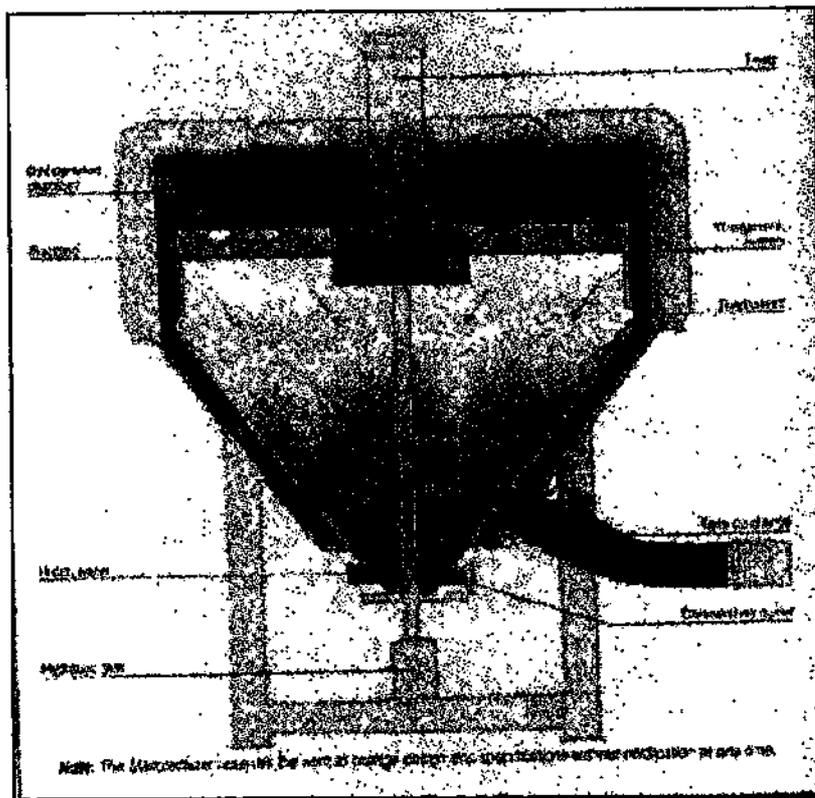
1. O fato que não existir uma superfície ar/água dentro da máquina o que elimina a possibilidade do ouro "flutuar".
2. Aumentando o volume do espaço por onde a polpa deve passar, a saída do rejeito reduz sensivelmente a velocidade sobre o leito da peneira (normalmente pequenas pelotas de chumbo) que dão uma chance melhor para as partículas mais pesadas caírem pelo leito.
3. O fato de que o equipamento opera sobre pressão implica que o concentrado é forçado até a próxima etapa sem a necessidade de bombeamento.

No início ele considerou os IPJ,s com um sistema de separação primário e que o concentrado dos jigs seria ré-tratado num outro sistema como Knelsons, Knudsens, Mesas vibratórias etc. Assim algumas experiências iniciais incluíram o uso de Knelson após os jigs. Em alguns casos ele chegou instalar IPJ's em frente de Knelsons, usando o Knelson para upgrading. Porém ele logo percebeu as desvantagens de Knelson mostrando que uma parte significativa de ouro já recuperado pelo IPJ foi subsequentemente perdido no Knelson. Em um teste feito na mina Stawell, um IPJ 1500 recebeu alimentação de um moinho e o concentrado produzido alimentando um Knelson de 30". O Knelson somente recuperou 50 % de ouro já recuperado no concentrado de IPJ. Portanto hoje ele não recomenda o uso deste equipamento.

Deve ser notado que na Austrália os concentradores Knelson são geralmente bem aceitos e os modelos são bem sofisticados com instrumentação para controlar a pressão de água na camada de fluidização durante paradas para evitar perda de ouro bem como descarga automática em alguns casos.

Ele apresentou cálculos que a polpa tem um tempo de residência de somente 0,6 segundos num Knelson de 30" quando usado no fluxo máximo recomendado pelo fabricante. Isso é equivalente somente a meia revolução. Assim ele argumentou que não existe suficiente tempo para a força centrífuga ter muito efeito. Ele também informou que se os IPJ's tem um upgrade proporção de até 300:1 e ele recomenda que a apuração do concentrado do jig é feito com um IPJ menor (o IPJ 600 produz cerca de 50 kg/hora de concentrado) seguido por uma mesa (vibratória ou a mesa Gemini, que é agora muito comum na Austrália e Estados Unidos) e o concentrado poder ser fundido diretamente. O uso de mercúrio não acontece mais na Austrália pelos riscos e consequências desastrosas causadas ao meio ambiente. Uma opção mais econômica porém um pouco menos eficiente em alguns casos pode ser o IPJ seguido por um Knudsen bowl. A vantagem do uso do Knudsen bowl é que pode ser coberto e fechado seguramente e com acesso somente as pessoas autorizadas em relação, por exemplo, a uma mesa vibratória que exige atenção constante.

As discursões foram ilustradas com referências feitas com trabalhos em vários locais junto com operadores de plantas em operação. Ele explicou que a eficiência de recuperação é melhor quando a densidade de polpa chega a 40%. Ele também explicou que os jigs resistem pressões até 2 bar, assim uma bomba pode alimentar um jig IPJ 2400 seguido pelo IPJ 600 e ainda os produtos (rejeito ou concentrados) poderão ser transferidos para outro processo ou local.



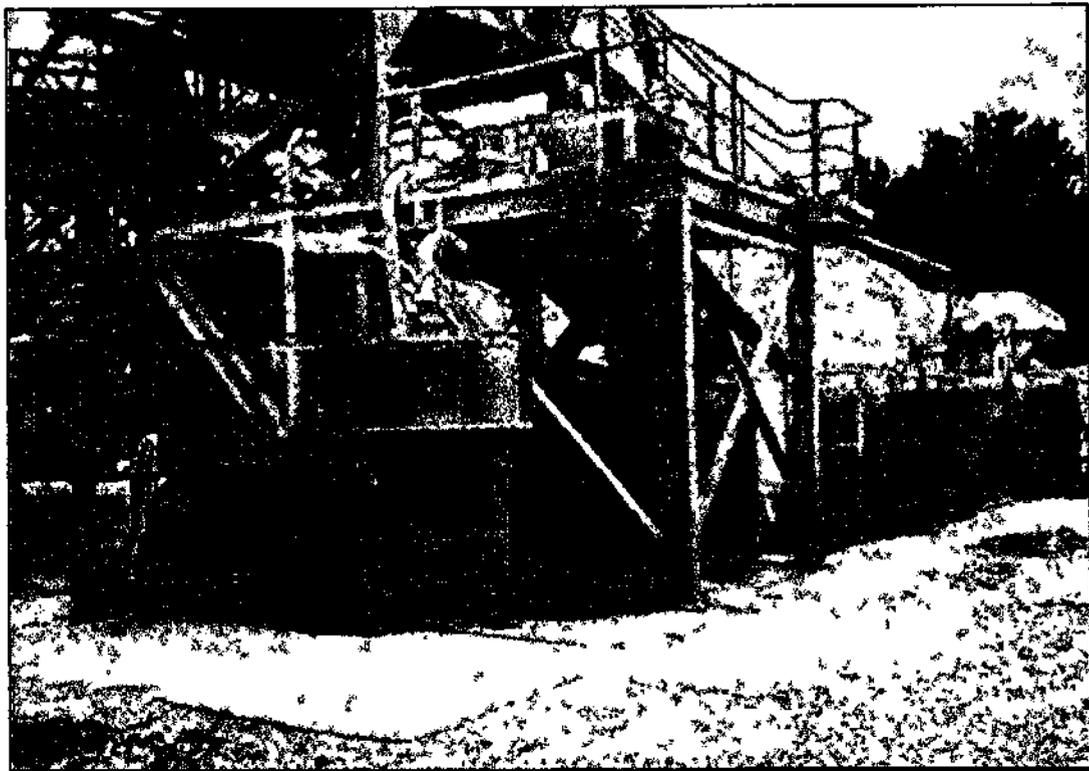
Até o momento 35 máquinas já foram vendidas nos últimos 2 anos quando começou a produção. Todas as máquinas foram comercializadas na Australasia com exceção de 3 para Espanha e um IPJ 600 vendido para testes no Brazil. No momento o inventor está envolvido num projeto de lixiviação intensiva de concentrados de IPJ, com uma alternativa de alguma forma de re-concentração gravimétrica.

VII.3 VISITA À PLANTA DE WILLIAM'S RESOURCES, BALLARAT

William's Resources dono da Jacobina Mineração na Bahia e também dono de uma planta tipo CIP em Ballarat, Victoria, Austrália tratando minério de baixo teor de somente 1g/t com cerca de 70 t/hora. Depois da britagem primária (mandíbulas) e secundária (cone) o minério alimenta um moinho de bolas. A descarga se junta numa calha de onde a alimentação de aproximadamente 50 t/hr é bombeado para o IPJ 1500. Esta mesma calha alimenta uma bomba que alimenta ciclones. O o/f de ciclones vai para lixiviação na planta CIP e o u/f vai para um moinho secundário. A descarga deste segundo moinho também vai para esta calha. Assim nem todo material passa para o jig. Assim sendo, infelizmente não foi possível determinar a eficiência de separação gravimétrica. O concentrado do jig foi tratado num "Knudsen bowl" antes do uso de uma pequena mesa tipo Gemini. Veja foto na próxima página. A planta estava usando ar comprimido para agitação das pachucas, (mais caro em custos operacionais, porém mais barato em investimento) 6 de 180 metros cúbicos cada. Depois tinha 6 tanques de absorção de 80 metros cúbicos cada, com uma concentração de carvão de 10-15 g/l. Agitação com Lightnin 16 kw com "draft tube" com peneiras interestágios tipo EPAC. Desorção de carvão foi feita por um processo equivalente ao Zadra e 24 horas a 100 graus Célsius.

A média do teor de rejeito foi 0,08 g/t com um consumo de 0,27 kg/t de cianeto de sódio e 0,13 kg/t de cal hidratado. Os custos de operação da planta (que custo capital foi As\$4 milhões) incluiu As\$ 5/t para lavra (com ratio de estéril para minério de 3:1) e As\$4,7 para planta. Análises foram feitas por terceiros (são coletados todas as manhãs e os resultados dos líquidos recebidos pela manhã e dos sólidos à tarde do mesmo dia).

O gerente da planta estava satisfeito com a operação de IPJ. Tinha "peaks" de ouro grosso entrando na planta que antes da chegada do jig causou uma alta acentuada no rejeito. Isso não mais acontece. Porém por causa do baixo teor na alimentação, esta planta está sujeita desativar as operações.



VII.4 CONCLUSÕES

Todas as Plantas visitadas, seus responsáveis mostraram-se satisfeitos com o uso dos IPJ's. Certamente estes jigues devem substituir os jigues antigos em plantas de recuperação de ouro. Na opinião do autor do IPJ trabalhando-se em conjunto com um Knudsen cone tem-se uma combinação mais eficiente do que os concentradores centrífugos. Porém o custo do capital é maior. O IPJ 1500 (que trata 50 t/hr) está a venda no Brasil por R\$70.000 e um Knudsen bowl para R\$10.000, equivalente a 8 kg de ouro. Assim aumentando-se a eficiência em torno de 5% , a produção tem que atingir 160 kg de ouro para recuperar o custo adicional em um ano. Uma opção barata para avaliar a eficiência será alugar o IPJ 600 (com capacidade de 1 t/h) para fazer testes in situ na área de Poconé.