

RAFAEL ALVES DE SOUZA FELIPE

**RECUPERAÇÃO DE OURO DE MINÉRIO PROVENIENTE DE PEQUENA
MINERAÇÃO EM SERRA PELADA, PARÁ**

**São Paulo
2015**

RAFAEL ALVES DE SOUZA FELIPE

**RECUPERAÇÃO DE OURO DE MINÉRIO PROVENIENTE DE PEQUENA
MINERAÇÃO EM SERRA PELADA, PARÁ**

AGRADOU-LAGO ANDRÉ

Trabalho de Formatura em Engenharia de Minas
do curso de graduação do Departamento de
Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola
Politécnica da Universidade de São Paulo.

Orientador: Prof. Dr. Homero Delboni Jr.

**São Paulo
2015**

TF-2015
F335r

RAFAEL ALVES DE SOUZA FELIPE

dyano 2754/31

H2015d

DEDALUS - Acervo - EPMI



31700009996

FICHA CATALOGRÁFICA

Felipe, Rafael Alves de Souza

Análise de viabilidade técnica de concentração de ouro de minério
proveniente de pequena mineração em Serra Pelada – Pará / R.A.S.
Felipe – São Paulo, 2015.

31 p.

Trabalho de Formatura – Escola Politécnica da Universidade de São
Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo.

1. Mineração artesanal 2. Ouro 3. Lixiviação 4. Concentração
densitária .Cianetação.

I. Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de
Engenharia de Minas e de Petróleo. II.t.

**À minha família e amigos, pelo incentivo, apoio e
compreensão nos momentos mais difíceis.**

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente aos meus pais por todo amor, apoio e paciência sempre demonstrados a mim através de grandes e pequenos gestos. Admiro os sacrifícios que fizeram por meu sucesso, e só espero um dia ter a capacidade de fazer por meus filhos pelo menos metade do que eles fazem e fizeram por mim.

Agradeço ao professor Homero Delboni Jr., pelo ensinamento concedido e pela dedicação e orientação não só neste trabalho, mas durante todo o curso.

Agradeço a todos os meus amigos, desde meus amigos de Federal, até meus amigos de intercâmbio e os amigos que fiz na Poli, principalmente no CMR, os quais dentre tantos, seria injusto citar apenas alguns, mas posso garantir que contribuíram para tornar os últimos anos os melhores de minha vida até então.

Agradeço pelos anos que passei no CMR, que contribuíram em muito para a formação da pessoa que sou hoje.

Agradeço aos técnicos de laboratório que tornaram a execução deste trabalho possível, em especial ao meu amigo Rogério de Almeida, que me forneceu todo o apoio necessário para execução dos ensaios, além da ajuda vinda de outros técnicos como: Juninho, Rosendo, Erílio, Juscelino e Douglas.

Agradeço também a todo suporte dado pelos amigos Thiago Jatobá, Wellington Lacerda e Rafael Senefonte, que com muita boa vontade me ajudaram a vencer todo obstáculo imposto pelo presente trabalho.

Por último, agradeço ao senhor Leandro pelo fornecimento da amostra e pelo suporte financeiro para o projeto.

**“Procure ser um homem de valor, em
vez de ser um homem de sucesso.”**
(Albert Einstein)

Resumo

A mineração artesanal e em pequena escala de ouro, conhecida popularmente como garimpo, é uma atividade que persiste desde o início da história humana até os dias atuais. Porém, os minérios de alto teor estão escassos, e as minerações artesanais enfrentam agora o desafio de obter lucro a partir de minérios de menor teor. Para tanto, será necessário uma maior recuperação do minério tratado. Uma maior recuperação de ouro na minerações artesanais demanda o estudo do minério quando submetido aos processos de concentração e extração usualmente utilizados na mineração de ouro. Com isso, métodos mais sofisticados de beneficiamento são gradualmente implantados nestas pequenas minerações. Neste cenário se enquadra o presente estudo, que analisa o comportamento de minério proveniente de uma mineração artesanal de Serra Pelada – PA, quando submetido à ensaios padrão de caracterização tecnológica do minério. A preparação deste minério para caracterização envolveu etapas de britagem e moagem, inclusive com confecção da curva de moagem. Em seguida, foram realizados ensaios de concentração densitária por mesa vibratória e lixiviação por solução alcalina de cianeto. Aliquotas cabeça e produtos de todos os ensaios foram submetidos à análise química e realizou-se balanço metalúrgico de cada ensaio e curva de extração de ouro na lixiviação. A partir da caracterização e avaliação do desempenho deste minério, observou-se eficácia na concentração gravítica do ouro, com enriquecimento de 2,8, recuperação de 27,7% de ouro e obtenção de concentrado com teor de 1,5 g/t. Observou-se também a presença de ouro lixiviável, com recuperação de até 78% do ouro.

Palavras-chave: Mineração artesanal. Garimpo. Ouro. Lixiviação. Concentração densitária. Cianeto. Cianetação.

Abstract

Artisanal and small-scale gold mining is an activity that has persisted since the beginning of human history until the present day. However, the high-grade minerals are reserves are becoming scarce, and artisanal mining now face the challenge of making a profit from low-grade ores. For this purpose, a higher recovery of treated ore will be required. A higher gold recovery in artisanal mining demand the study of the mined ore when exposed to the processes of concentration and extraction usually performed in gold mining. With this, more sophisticated methods of processing are gradually deployed in these small mines. This is the scenario where the present study was conceived, which analyzes the behavior of the ore from an artisanal mining located in the surroundings of Serra Pelada-PA when exposed to standard tests of ore technological characterization. The ore-preparation for characterization involved steps of crushing and grinding, including making the grinding curve. Then the follow tests were performed: gravity concentration tests, through shaking-table, and leaching in alkali cyanide solution. Head samples, and product samples from all the tests were sent to chemical analysis. After that, it was calculated the mass and metallurgical balance for each test, and also the extraction curve of the leaching. From the characterization and evaluation of the performance of the ore, it was possible to observe some efficacy in gravity concentration through shaking table, with an enrichment of the concentrate of 2.8, getting 27.7% of Au recovery, with a concentrate containing 1,5 g/t of Au. It also can be observed the presence of leachable gold, with a gold extraction up to 78%.

Keywords: Artisanal mining. Gold. Leaching. Gravity concentration. Cyanide. Cyanidation.

Lista de Ilustrações

Figura 1 – Transporte de produtos solúveis à solução	15
Figura 2 – Eficiência de concentração de acordo com o tamanho da partícula.....	20
Figura 3 – Mecanismo de separação – Mesa vibratória.....	21
Figura 4 – Distribuição hipotética dos produtos da mesa vibratória	21
Figura 5. Fluxograma das etapas de ensaio.....	22
Figura 6 – Pilha de Homogeneização.....	23
Figura 7 – Curva de moagem da amostra.....	27
Figura 8 – Distribuição granulométrica da alimentação da mesa	28
Figura 9 – Distribuição granulométrica da alimentação da lixiviação.....	29
Figura 10 – Curvas de extração de ouro	30
Figura 11 – Curvas de extração de ouro – valores retrocalculados	31
Figura 12 – Distribuição granulométrica cabeça	34

Lista de Tabelas

Tabela 1 – Aplicabilidade de concentração densitária de acordo com o CC.....	19
Tabela 2 – Distribuição da carga de bolas	24
Tabela 3 – Distribuição granulométrica da amostra cabeça	26
Tabela 4 – Comparação do P_{80} obtido na moagem.....	27
Tabela 5 – Resultados do ensaio de concentração em mesa vibratória	28
Tabela 6 – Parâmetros dos ensaios de lixiviação	29
Tabela 7 – Resultados obtidos no ensaio	29
Tabela 8 – Valor retrocalculado da alimentação.....	30
Tabela 9 - Resultados obtidos no ensaio – valores retrocalculados.....	31
Tabela 10 – Resultados das análises químicas	35

Sumário

1	INTRODUÇÃO	10
2	OBJETIVOS	10
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	11
3.1	GARIMPO DE OURO NA AMAZÔNIA.....	11
3.2	PROCESSOS DE BENEFICIAMENTO DE OURO	11
3.2.1	MINÉRIOS NÃO REFRATÁRIOS.....	12
3.2.2	MINÉRIOS REFRATÁRIOS.....	13
3.2.3	MINÉRIOS OXIDADOS.....	13
3.3	LIXIVIAÇÃO	13
3.3.1	SOLUBILIZAÇÃO DO OURO POR SOLUÇÃO CIANETADA.....	13
3.3.2	PARÂMETROS DA CIANETAÇÃO	16
3.3.3	MÉTODOS DE LIXIVIAÇÃO	17
3.3.4	ENSAIO DIAGNÓSTICO – LIXIVIAÇÃO EM GARRAFA ROLANTE	18
3.4	CONCENTRAÇÃO DENSITÁRIA.....	18
3.4.1	CONCENTRAÇÃO EM MESA VIBRATÓRIA.....	20
4	MÉTODOS	22
4.1	HOMOGENEIZAÇÃO E QUARTEAMENTO	22
4.2	ANÁLISE GRANULOMÉTRICA	23
4.3	MOAGEM.....	23
4.4	ENSAIO EM MESA VIBRATÓRIA	24
4.5	LIXIVIAÇÃO EM GARRAFA ROLANTE	25
5	RESULTADOS	25
5.1	CARACTERIZAÇÃO GRANULOMÉTRICA	25
5.2	DETERMINAÇÃO DA CURVA DE MOAGEM.....	26
5.3	CONCENTRAÇÃO EM MESA VIBRATÓRIA	27
5.4	ENSAIO DE LIXIVIAÇÃO EM GARRAFA ROLANTE	28
6	CONCLUSÕES	31
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS		33
ANEXO A – DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA CABEÇA		34
ANEXO B – RESULTADOS DAS ANÁLISES QUÍMICAS		35

1 INTRODUÇÃO

A mineração artesanal e em pequena escala de ouro, conhecida popularmente como garimpo, é uma atividade que persiste desde o início da história humana até os dias atuais. Pode-se dizer que o garimpo é uma atividade motivada pela pobreza enfrentada por grande parte da população mundial, sendo uma importante fonte de renda para essas comunidades.

Observa-se que o aumento do preço do ouro na última década gerou um aumento no numero de mineradores artesanais. Estima-se que mais de 15 milhões de pessoas no mundo façam parte da indústria extractiva de pequena escala, produzindo de 500 a 800 toneladas de ouro por ano. Cálculos realizados pela equipe do Prof. Dr. Marcello Veiga, da UBC (*University of British Columbia – Canadá*) apontam que os a mineração de pequena escala é responsável por cerca de 15% da produção anual de ouro¹.

Com o preço do ouro mantendo-se por volta de US\$ 1.100,00/oz² (mil e cem dólares por onça troy), prevê-se que a produção artesanal do ouro se manterá atrativa pelos próximos anos.

Localizada ao sudeste do Pará, Serra pelada foi considerado o maior garimpo de ouro a céu aberto do país no início dos anos 1980. Estima-se que a região atraiu mais de 80 mil pessoas a uma busca predatória pelo ouro, gerando uma notável depredação ambiental, e diminuição acentuada na produção de ouro da região.

Apesar da diminuição do teor, o minério de Serra Pelada continua sendo alvo de pequenas minerações. A sustentação destas operações depende de uma boa recuperação metalúrgica do minério extraído.

Uma maior recuperação de ouro demanda o estudo da composição química do minério extraído, além de uma análise do desempenho deste minério quando submetido aos processos de concentração e extração usualmente utilizados na mineração de ouro. Com isso, métodos mais sofisticados de beneficiamento são gradualmente implantados nestas pequenas minerações.

2 OBJETIVOS

O presente trabalho tem como objetivo realizar a caracterização preliminar de minério proveniente de Serra Pelada, submetendo a amostra recebida a ensaio de concentração densitária de ouro através de mesa vibratória e ensaio de extração de ouro por lixiviação em solução alcalina de cianeto.

Os trabalhos consistiram nas etapas de recepção e preparação de amostra, caracterização tecnológica do minério, planejamento e execução de ensaios em garrafa rolante, análise química dos produtos e análise de resultados.

A recuperação metalúrgica, teor de ouro no concentrado e teor de cianicidas na amostra foram considerados os parâmetros de processo essenciais para análise dos resultados obtidos.

¹ Dados de Março de 2013, divulgados pelo jornal Estado de São Paulo

² Dado de Outubro de 2015

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 GARIMPO DE OURO NA AMAZÔNIA

É reconhecido que a moderna corrida ao ouro na Amazônia foi intensificada pela descoberta de Serra Pelada, em janeiro de 1980. Constatada a abundância de ouro, houve grande corrida de pessoas para este local, de modo que em março de 1980, já existiam cerca de cinco mil pessoas garimpando na região.

A partir de 20 de maio de 1980, então com a presença do DNPM (Departamento Nacional da Produção Mineral) e da Docegeo (empresa de pesquisa da Companhia Vale do Rio Doce-CVRD), foi montado um esquema governamental para controlar e orientar as diferentes atividades que ali se desenvolviam e, para tal, se fizeram presentes diversos órgãos do governo federal e estadual.

Em outubro de 1980, houve necessidade de paralisar os trabalhos, pois o aprofundamento das catas de Serra Pelada fez com que surgissem problemas de desmoronamentos, visto que os garimpeiros, acostumados a trabalhar o ouro secundário, não davam a devida atenção para a segurança de trabalho.

Em julho de 1983 um acidente vitimou 19 garimpeiros. Ao final de 1983, existiam 3.973 catas de mineração, distribuídas em uma cava de forma elipsoidal com 30 mil m² de área e profundidade de cerca de 60 metros. Os direitos minerais do depósito pertenciam a CVRD, que havia feito seu requerimento de pesquisa para manganês e ferro e não havia reconhecido a presença de ouro na área.

A garimpagem de ouro na Amazônia normalmente envolve a extração de minérios aluvionares, coluvionares ou eluvionares, que, em muito casos, mas não necessariamente, apresentam ouro liberado da ganga silicatada, sendo assim mais facilmente concentrado por processos gravíticos.

O processo de extração mais utilizado pelos mineiros artesanais é a amalgamação de ouro. Poucos mineiros artesanais utilizam cianetação, pois este método exigem maior controle e conhecimento técnico. O mercúrio forma compostos intermetálicos com todos os metais exceto Fe e Pt. Os três principais amálgamas formados com o ouro são: AuHg₂, Au₂Hg e Au₃Hg.

Na prática, os amálgamas de ouro produzidos manualmente nos garimpos, possuem entre 60 e 70% de ouro. Amalgamação é um processo eficiente para extrair ouro de granulometria superior a 200# Tyler (0,074 mm) (WENQIAN e POLING, 1983). O processo é simples, barato e quando usado corretamente, as emissões mercuriais são insignificantes (0,05%).

3.2 PROCESSOS DE BENEFICIAMENTO DE OURO

O ouro é um metal amarelo, com densidade de aproximadamente 19 g/cm³, opaco, macio, muito maleável e altamente resistente à corrosão, com dureza entre 2,5 e 3,0. (MADEIRA, 1997).

As operações de concentração de minérios de ouro baseiam-se nas diferenças marcantes de propriedades físicas e/ou químicas entre o mineral de minério e os minerais de ganga. São propriedades usualmente exploradas no ouro:

- Elevado peso específico;
- Solubilidade em soluções alcalinas diluídas de cianeto;
- Capacidade de formar almagamas;
- Boa resposta à flotação.

A escolha da melhor rota de beneficiamento do minério também leva em conta fatores de natureza mineralógica, tais como:

- Minerais portadores de ouro e minerais hospedeiros;
- Formas de associação entre minerais de ouro e minerais hospedeiros;
- Presença de elementos cianicídias;
- Grau de liberação do ouro;
- Tamanho das partículas de ouro;
- Distribuição granulométrica do minério.

Além dos fatores já citados, exercem influência na seleção do processo:

- Disponibilidade de água;
- Localização da planta de beneficiamento;
- Recuperação desejada;
- Situação do mercado de ouro.

Para facilitar a escolha dos processos de beneficiamento dos minérios de ouro, Brooy (BROOY, 1994 *apud* MADEIRA, 1997) propôs uma classificação sucinta das etapas de desenvolvimento e seleção de processos, de acordo com o tipo de minério disponível. Tal classificação abrange três (3) grupos minerais.

3.2.1 MINÉRIOS NÃO REFRATÁRIOS

São considerados minérios não refratários aqueles cuja recuperação metalúrgica da cianetação é superior a 80%, com consumo de cianeto entre 200 e 800 g/t. A preparação para a lixiviação destes minérios exige uma moagem com D_{80} do produto inferior a 200# (0,074 mm). São considerados minérios não refratários os minérios: de aluvião, “*free milling*” (minério que contém ouro livre ou facilmente liberável), e sulfetados.

Os processos aplicáveis a este tipo de minério são: amalgamação, concentração densitária seguida de amalgamação do concentrado, concentração densitária seguida de amalgamação do concentrado e cianetação do rejeito, cianetação direta, cianetação durante a moagem seguida de concentração densitária e cianetação do rejeito, flotação seguida de cianetação do rejeito e flotação seguida de concentração densitária e/ou amalgamação.

3.2.2 MINÉRIOS REFRATÁRIOS

São considerados minérios refratários aqueles cuja recuperação metalúrgica não ultrapassa 80% quando submetidos à cianetação, com alto consumo de cianeto (superior a 800 g/t). A preparação para a lixiviação destes minérios exige uma moagem com D_{80} do produto inferior a 200# (0,074 mm).

Os minérios refratários e concentrados antes de serem cianetados podem ser submetidos às seguintes etapas de pré-beneficiamento: pré-aeração, ustulação de sulfetos, calcinação, oxidação química, oxidação sob pressão, bio-oxidação e cloração (PRASAD e PIZZARRO, 1991 *apud* MADEIRA, 1997).

3.2.3 MINÉRIOS OXIDADOS

Os minérios oxidados podem ser divididos em primários e secundários. São minérios oxidados primários aqueles derivados diretamente da alteração hidrotermal das rochas hospedeiras, enquanto minérios oxidados secundários são derivados da oxidação supergênica dos sulfetos associados às partículas de ouro (HAUSEN e HAGNI, 1997).

São processos aplicáveis aos minérios oxidados: lixiviação em pilha, lixiviação em montes (*dump leach*) e lixiviação em tanques sem agitação.

3.3 LIXIVIAÇÃO

Defini-se como lixiviação o processo no qual se utiliza de reações químicas para extrair, purificar e recuperar metais em soluções aquosas. Segundo Taggart (TAGGART, 1945), durante esta operação ocorre contato efetivo entre o minério a ser lixiviado e o solvente, que deve percolar toda a partícula do minério a fim de aumentar a probabilidade de reação entre o metal a ser extraído e o solvente.

Para a lixiviação do minério de ouro, o solvente mais comumente utilizado é a solução alcalina de cianeto de sódio. A lixiviação com cianeto, ou cianetação, é o principal método utilizado para a recuperação de ouro, e vem sendo utilizado na indústria mineral há mais de um século.

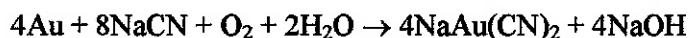
Os dois principais fatores a se considerar no processo de lixiviação são:

- O tempo de execução do processo, ou a extração desejada, fator este que depende das propriedades termodinâmicas do sistema;
- A taxa de reação, fator que depende da combinação de fatores químicos, físicos e de transporte de massa.

3.3.1 SOLUBILIZAÇÃO DO OURO POR SOLUÇÃO CIANETADA

Os primeiros estudos sobre utilização de cianeto na lixiviação do ouro datam de meados do século XIX. Em sua teoria, conhecida como “Teoria do Oxigênio”, Elsner propôs a ocorrência de

uma reação de dissolução do ouro em solução alcalina cianetada, incluindo a participação do oxigênio (ELSNER, 1846 *apud* GRANATO, 1986):

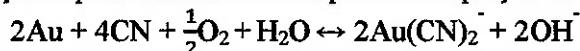


A equação de Elsner é essencialmente um processo eletroquímico, no qual o cianeto forma com o ouro um complexo mais estável, que se mantém em solução mesmo em casos que a concentração de cianeto livre é muito baixa.

A presença do oxigênio é essencial para que a reação ocorra, através da transferência de elétrons do ouro sólido para o oxigênio dissolvido. Assim, o ouro dissolve-se anodicamente com liberação de elétrons e o oxigênio é reduzido catodicamente a íon hidroxila (OH^-), conforme as reações a seguir:



A soma das duas equações apresentadas acima reproduz a equação de Elsner:

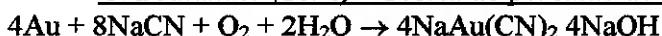


Outras teorias consideradas relevantes sobre as ocorrências químicas na cianetação são:

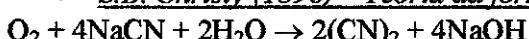
- L. Janin (1888) – Teoria do hidrogênio:



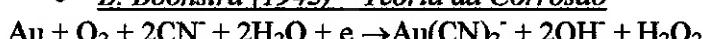
- G. Bodlander (1896) – Teoria do peróxido de hidrogênio



- S.B. Christy (1896) – Teoria da formação de cianogênio



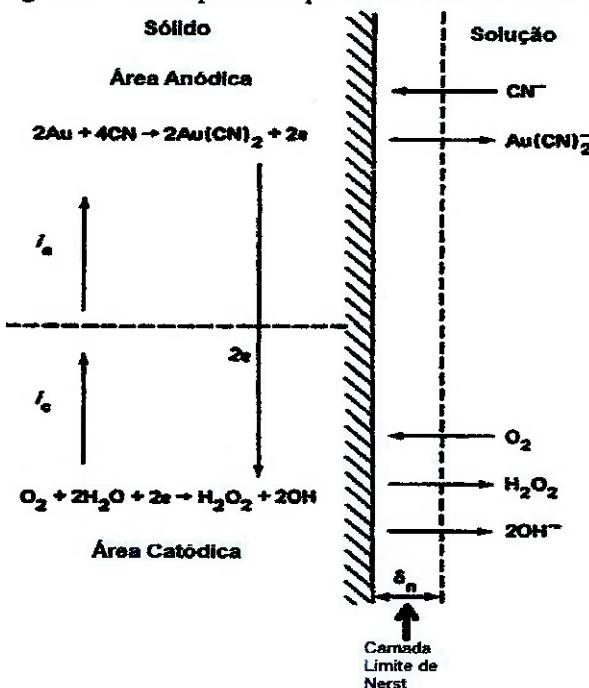
- B. Boonstra (1943) – Teoria da Corrosão



O processo de dissolução do ouro envolve as reações na interface sólido/líquido, através da camada limite de Nernst, conforme se observa na Figura 1. As etapas envolvidas neste processo são:

- Absorção de oxigênio em solução;
- Transporte do oxigênio e do cianeto dissolvidos à interface sólido/líquido;
- Adsorção do oxigênio e do cianeto à superfície do ouro;
- Reação eletroquímica;
- Dessorção da superfície do complexo aurocianeto e de outros produtos solúveis da reação;
- Transporte dos produtos dessorvidos à solução.

Figura 1 – Transporte de produtos solúveis à solução



Fonte: NARDI, 2000

A solução entra nos poros dos minerais por ação da capilaridade. Devido à característica física das partículas de ouro, que geralmente são finas e esparsas, o ouro é rapidamente dissolvido. Esta velocidade de dissolução do ouro é controlada pelo transporte de massas, e depende da velocidade de difusão dos reagentes (cianeto e oxigênio) até a superfície do metal. Logo, o agente que apresenta a menor velocidade de difusão limita a dissolução do ouro. Usualmente, o reagente que limita a dissolução do ouro é o oxigênio, pois sua solubilidade com a água é muito baixa.

Outros fatores que interferem na dissolução do oxigênio na reação de cianetação são:

- Porcentagem de sólidos da polpa – Quanto maior a porcentagem de sólidos da polpa, menor a velocidade de reação;
- Tamanho de partícula – Quanto menor o tamanho de partícula a ser lixiviada, menor a velocidade de reação.
- Agentes consumidores de oxigênio – A presença de minerais sulfetados e orgânicos pode promover uma competição pelo oxigênio, acarretando em uma diminuição da concentração do oxigênio na solução e consequente diminuição da extração do ouro.

Se por um lado a concentração de cianeto na solução é de fácil controle, é difícil controlar a concentração de oxigênio em solução, devido à sua já citada baixa solubilidade com a água. Entretanto, é possível aumentar esta solubilidade, através dos seguintes métodos apresentados a seguir:

- Lixiviação sob pressão, utilizando ar como oxidante;
- Adição de O_2 puro, ou ar enriquecido com oxigênio, ou utilização de peróxido de hidrogênio.

Para justificar tais processos, seu custo deve ser comparável ao custo de utilizar grandes tanques, abrigando soluções que necessitam de alto tempo de residência, que apresentariam a mesma recuperação metalúrgica final.

Sob condições normais de temperatura e pressão (CNTP), a concentração de saturação do oxigênio em solução alcalina é de 8,2 mg/l ($0,23 \times 10^{-3}$ mol/l). Nestas condições, a concentração mínima de cianeto para a obtenção da maior velocidade de dissolução é de 100 mg/l (BARTLETT, 1992). Somente se utiliza maior concentração de cianeto quando há a presença de cianicidas (agentes consumidores de cianeto) no minério.

Outro inconveniente apresentado pela cianetação é a baixa seletividade da dissolução de ouro frente a outros minerais, isto é, vários outros metais presentes na composição do minério de ouro também serão dissolvidos, contanto que haja cianeto disponível. A solubilidade relativa dos minerais em cianeto ocorre de acordo com a seguinte série (do mais positivo para o mais negativo): Mg, Al, Zn, Cu, Au, Ag, Hg, Pb, Fe, Pt (FOGGIATTO, 2005). Esta característica é inconveniente no processo de cianetação não só pela possibilidade de solubilizar componentes que podem ser indesejáveis, como por promover um maior consumo de cianeto com reações desnecessárias.

3.3.2 PARÂMETROS DA CIANETAÇÃO

A cianetação apresenta parâmetros de processo que, quando estipulados de forma adequada, determinam as condições mais eficientes de operação. Para a cianetação, os principais parâmetros a serem definidos e controlados são (FOGGIATTO, 2005):

- Características do minério: é fundamental o conhecimento da mineralogia do minério para a otimização da extração do ouro;
- Concentração de cianeto em solução: a concentração ideal de cianeto varia de acordo com a mineralogia do minério, então esta deve ser determinada para cada caso, de acordo com a recuperação desejada, estrutura e capital disponível.
- Concentração de oxigênio: geralmente, este é o fator limitante na velocidade de dissolução do ouro. A solubilidade do oxigênio em água varia de acordo com a temperatura e pressão.
- Alcalinidade: parâmetro crítico de segurança, o valor do pH da solução deve ser mantido acima de 10,5 para evitar a formação de gás cianídrico (HCN) e abaixo de 12, para evitar dissolução de impurezas presentes no minério. O controle de pH deve ser rotina em circuitos de lixiviação.
- Granulometria de moagem: partículas com diâmetro acima de 150# *Tyler* (0,105 mm) requerem maior tempo de residência, enquanto partículas com diâmetro abaixo de 325# *Tyler* (0,044 mm), exigem tempo de residência menor. Basicamente, a área da partícula de ouro exposta à solução influência na cinética da reação.
- Temperatura: A velocidade de reação aumenta com a temperatura, até os 85°C, quando a mesma começa a cair, devido à queda na solubilidade do oxigênio em água.
- Presença de íons interferentes na solução: a solubilidade dos minerais de ganga em solução alcalina de cianeto pode ser maior que a solubilidade do ouro, para tais casos, processos de pré-concentração podem ser necessários.

3.3.3 MÉTODOS DE LIXIVIAÇÃO

A lixiviação aplicada a minérios de ouro pode ser realizada por diferentes métodos, divididos basicamente em dois grupos principais:

- Lixiviação por percolação: técnica aplicada em pequenos depósitos de minério, minérios de baixo teor e rejeitos. Dentre os processos existentes que utilizam esta técnica, cita-se: lixiviação *“in situ”*, em montes (*“dump leach”*), em pilhas (*“heap leach”*) e em tanques não agitados (*“vat leach”*).
- Lixiviação por agitação: processos realizados em tanques agitados. Este método diferencia-se dos outros pela forma de recuperação do ouro.

A lixiviação *in situ* consiste no tratamento do minério no local onde o mesmo se encontra, sem retirá-lo da mina. É um método aplicado a depósitos já minerados, depósitos de minério de baixo teor e zonas periféricas de jazidas. Apesar de ser pouco utilizada em minérios de ouro, é um método importante no tratamento de minérios de urânio e cobre.

A lixiviação em montes consiste na lixiviação do minério sem que este seja previamente preparado. É um método aplicado a minérios que apresentam ouro parcialmente liberado antes de qualquer etapa de cominuição, e com permeabilidade tal que permita a percolação da solução por todo minério. Geralmente é utilizado com R.O.M. (*run of mine*) oxidado e/ou rejeitos e outros minérios marginais. Os ciclos são longos, na escala de meses, e a recuperação metalúrgica é baixa (entre 15 e 40%), alem de exigir um alto consumo de reagentes (MADEIRA, 1997). Entretanto, o método exige baixo investimento de capital e custos operacionais.

A lixiviação em pilhas de minério é um método utilizado no beneficiamento de minérios oxidados e sulfetados, gerando concentrados com recuperação de ouro entre 50 e 85% (MADEIRA, 1997). Este método exige britagem previa de materiais muito grossos e/ ou aglomeração de materiais argilosos. O processo consiste na aplicação da solução alcalina de cianeto na superfície da pila por irrigação. Esta solução percola a pilha e reage com o ouro exposto. Seu ciclo pode durar meses e seus custos capital e operacional são relativamente baixos.

O método de lixiviação em tanque não agitado é pouco utilizado atualmente, sendo o precursor da lixiviação em pilha. Neste processo o minério é britado e carregado em tanques onde a solução lixiviante é alimentada em fluxo ascendente. Pode-se obter recuperação de ouro na faixa de 90%, com custos capital e operacional um pouco maiores que os custos de lixiviação em pilhas.

A lixiviação em tanques agitados é o método de lixiviação mais utilizado atualmente no tratamento de minérios de ouro. Ele é empregado em minérios já britados e moídos, com teor acima de 2 g/t, formando uma polpa com porcentagem de sólidos entre 30 e 60%, aerada por injeção de ar. A adição de cianeto pode ser feita tanto em no tanque de lixiviação quanto no moinho, podendo ser feita em mais de um estágio devido a seu consumo. Quando comparado aos outros processos já citados, é o método que apresenta menor tempo de residência, devido ao menor tamanho das partículas tratadas (abaixo de 200# *Tyler*) e à agitação no tanque que proporciona maior aeração da solução e maior difusão entre os reagentes e o minério. A recuperação obtida no processo é, geralmente, superior a 90% e os investimentos de capital e custos operacionais são relativamente mais elevados.

3.3.4 ENSAIO DIAGNÓSTICO – LIXIVIAÇÃO EM GARRAFA ROLANTE

A susceptibilidade do minério à lixiviação em solução alcalina de cianeto pode ser determinada por meio de ensaio de lixiviação agitada em garrafa rolante, um ensaio de execução relativamente simples, que não necessita de uma massa muito grande de amostra e promove boa aeração da polpa.

Este ensaio pode ser aplicado a amostras de qualquer fase do processo, desde que preparadas adequadamente. As principais informações fornecidas pelo ensaio são:

- Extração de ouro;
- Consumo de reagentes;
- Dosagem ideal;
- Cinética de recuperação do processo.

A recuperação metalúrgica obtida no ensaio é considerada a máxima possível (extração máxima), pois o atrito entre partículas promovido pelo giro da garrafa gera finos, expondo as partículas de ouro que estavam previamente encobertas por ganga. Quanto mais grossa a alimentação no ensaio, maior o atrito gerado pelo rolamento do garrafão.

Como todo ensaio envolvendo cianeto, é de crucial importância o controle do pH, para que este não seja menor que 10,5. Logo, sempre que se coleta uma amostra da polpa para análise, deve-se verificar o pH da solução.

É possível obter com o ensaio:

- Curva de extração de ouro;
- Curva de consumo de cianeto.

Resultados metalúrgicos deste ensaio fornecem informações sobre a susceptibilidade à lixiviação do minério estudado. Considera-se o minério suscetível quando o mesmo apresentar recuperação adequada ao processo que se deseja submetê-lo.

3.4 CONCENTRAÇÃO DENSITÁRIA

Processos de concentração densitária são aqueles em que partículas de diferentes formas, tamanhos e densidades são separadas através de forças resultantes da aceleração da gravidade ou aceleração centrífuga.

Geralmente estes são processos muito simples, com baixo custo capital de instalação e baixo custo operacional, quando comparados a outros métodos de beneficiamento. São processos versáteis, que podem tratar uma ampla faixa granulométrica (basta escolher o processo adequado), e seu impacto ambiental é reduzido, já que os processos se utilizam de métodos que não demandam a utilização de reagentes químicos.

A teoria envolvida nos métodos de separação densitária tem como base a análise da sedimentação de partículas de diferentes densidades e formas, utilizando as leis de Stokes e Newton

para sedimentação de partículas e o fator de forma de Corey, temas que não serão aprofundados no presente trabalho.

O critério de concentração (CC) é usado em uma primeira análise, fornecendo uma ideia da facilidade de se obter uma separação de minerais através de processos gravíticos, sem considerar o fator forma das diferentes partículas minerais. Originalmente sugerido por Taggart, o critério de concentração é definido como:

$$CC = \frac{(\rho_p - \rho_m)}{(\rho_l - \rho_m)}$$

Onde:

ρ_p – densidade (t/m^3) ou peso específico do mineral pesado;

ρ_l – densidade (t/m^3) ou peso específico do mineral leve;

ρ_m – densidade (t/m^3) ou peso específico do meio de separação (para água $\rho_m = 1,0$).

A Tabela 1 abaixo mostra a relação entre o critério de concentração e a facilidade de realização de uma concentração densitária:

Tabela 1 – Aplicabilidade de concentração densitária de acordo com o CC

CC	Aplicabilidade de Concentração gravítica
> 2,5	Separação fácil para partículas acima de 75 μm
2,5 - 1,75	Separação eficiente para partículas acima de 150 μm
1,75 - 1,50	Separação difícil, mas possível, para partículas acima de 200 μm
1,50 - 1,25	Separação difícil, mas possível, para partículas acima de 600 μm
< 1,25	Separação possível apenas com a utilização de meio denso

Fonte: adaptado de TAGGART, 1945

Deve-se salientar a importância de se considerar, além do critério de concentração, a influência da forma das partículas na avaliação da aplicabilidade dos métodos de separação densitária.

A observação da Tabela 1 indica a dificuldade de separação gravítica para minérios finos, com diâmetro menor que 75 μm . No entanto, este critério tem como base equipamentos que operam sob ação da gravidade. A implementação de equipamentos utilizadores da força centrífuga amplia a possibilidade de concentração de materiais finos e ultrafinos.

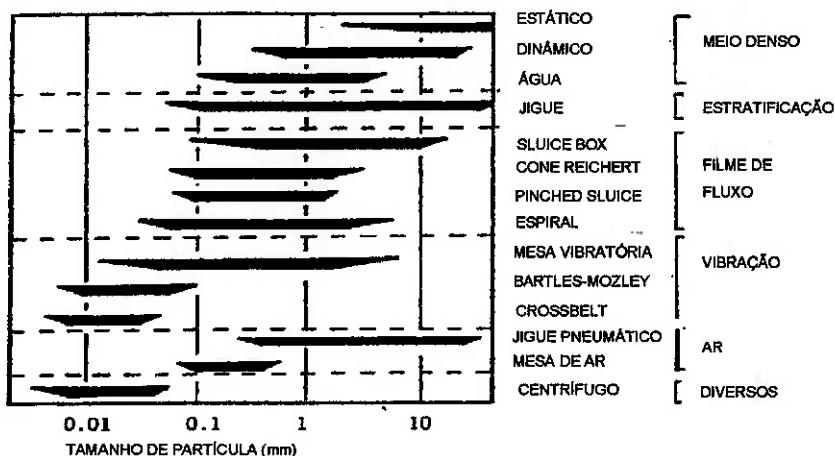
No beneficiamento de ouro, métodos de concentração densitária são empregados para recuperar partículas de ouro livre geradas na etapa de moagem, ou na realização uma pré-concentração antes da etapa de lixiviação.

Os equipamentos de concentração densitária mais comuns no beneficiamento de ouro são:

- Jigue;
- Mesa Vibratória;
- Cone *Reichert*;
- Caixas de comportas (*Sluice boxes*);
- Concentrador espiral;
- Concentrador *Knelson* (centrífugo);
- Concentrando *Falcon* (centrífugo).

A Figura 2 a seguir demonstra a eficiência de concentração dos diferentes métodos densitários, de acordo com o tamanho de partícula:

Figura 2 – Eficiência de concentração de acordo com o tamanho da partícula



Fonte: adaptado de notas de aula, disciplina Mine 331 – *Physical Mineral Processing* – UBC, Prof. J.A. Drozdiak

3.4.1 CONCENTRAÇÃO EM MESA VIBRATÓRIA

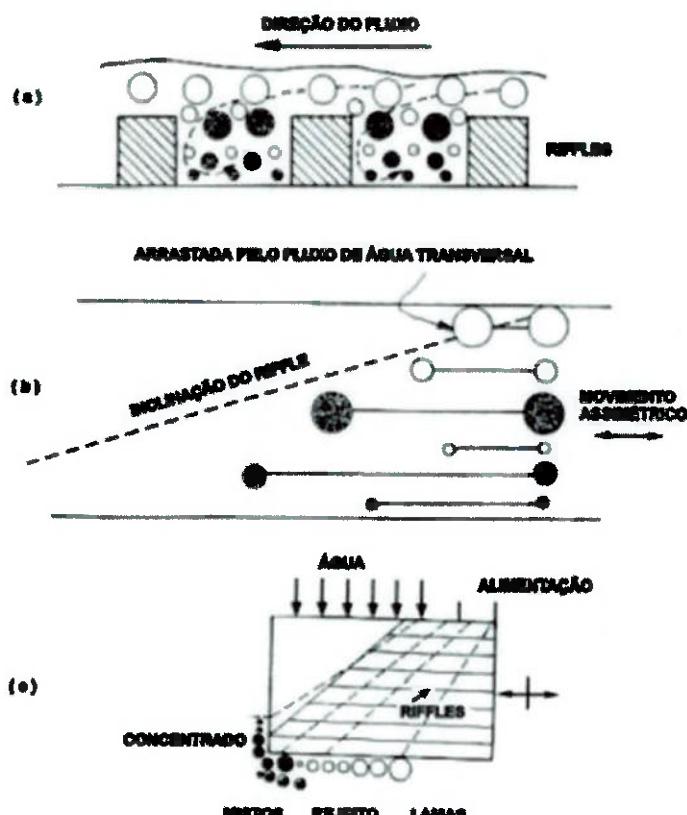
A mesa vibratória consiste de um *deck* de madeira revestido com material de alto coeficiente de fricção (borracha ou plástico), parcialmente coberto com ressaltos, inclinado e sujeito a um movimento assimétrico na direção dos *riffles*, por meio de um mecanismo que provoca um aumento da velocidade no sentido contrário, diminuindo suavemente a velocidade final do curso (LINS, 1998 *apud* MADEIRA, 1997).

Para uma melhor compreensão dos mecanismos de separação atuantes na mesa vibratória, pode-se separar duas regiões de separação: a região com os *riffles* e a região lisa.

Partículas minerais alimentadas transversalmente aos *riffles* sofrem efeito do movimento assimétrico da mesa, resultando em um deslocamento das partículas para frente. Enquanto as partículas mais leves são “jogadas” para frente, as mais pesadas ficam pelo caminho e se deslocam paralelamente ao *riffle*. Este espaço entre *riffles* funciona como um pequeno jigue, com separação

baseada em sedimentação retardada e consolidação intersticial. Os mecanismos de separação aqui descritos podem ser observados na Figura 3.

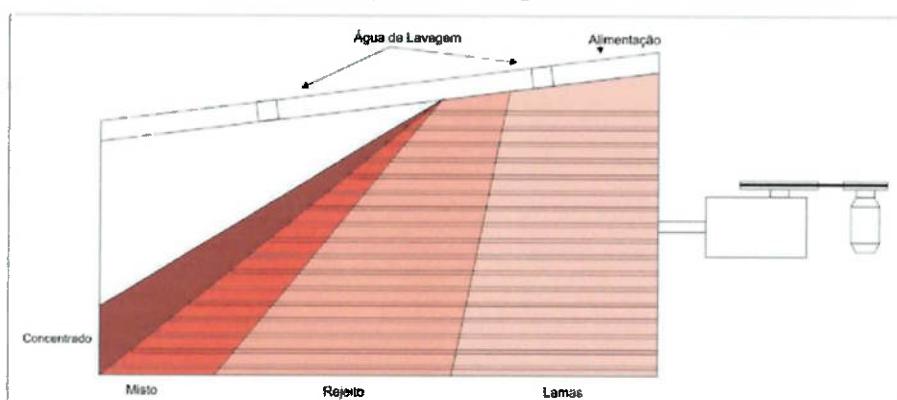
Figura 3 – Mecanismo de separação – Mesa vibratória



Fonte: Livro “Tratamento de Minérios” – CETEM

A distribuição dos produtos da mesa pode ser observada na Figura 4.

Figura 4 – Distribuição hipotética dos produtos da mesa vibratória

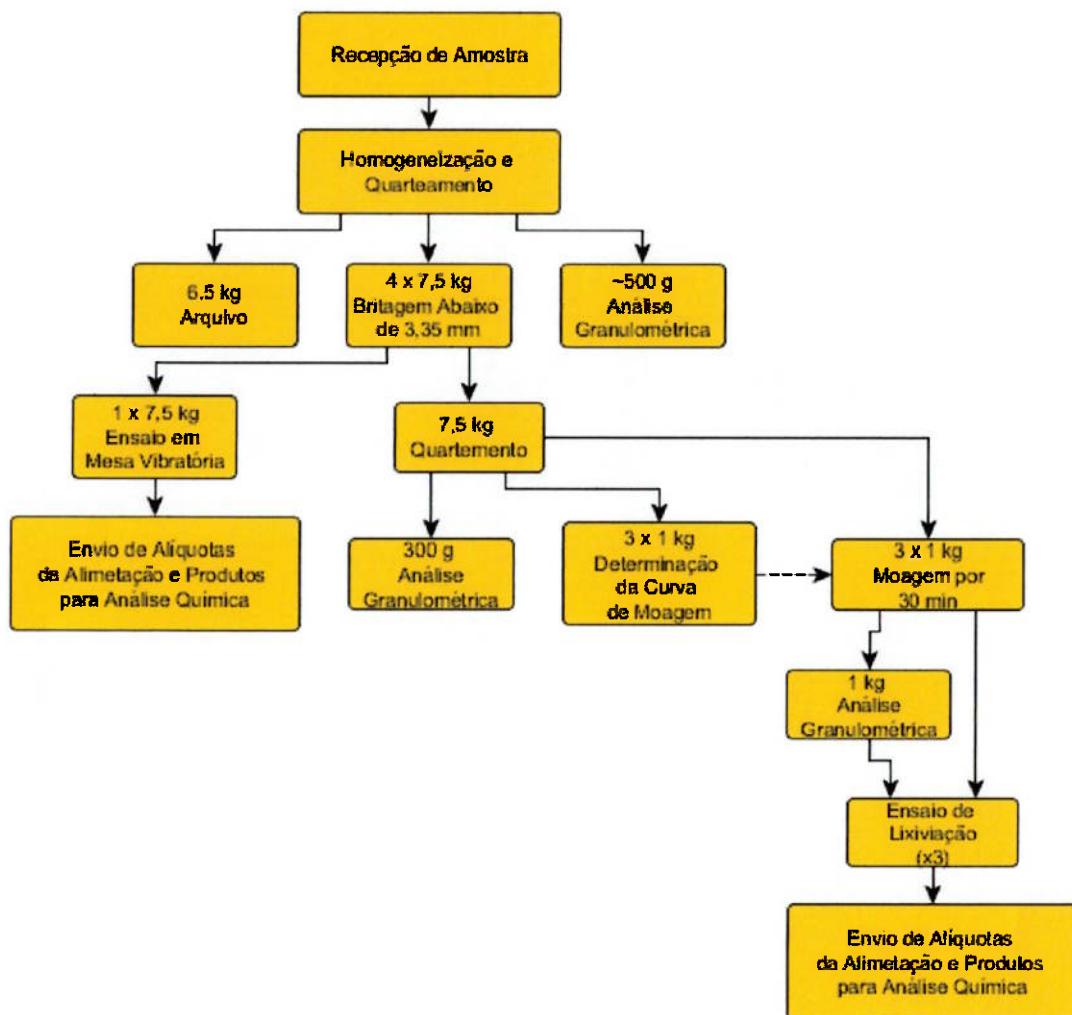


Fonte: autoria própria

4 MÉTODOS

No presente trabalho foi seguida a sequência de ensaios apresentada na Figura 5:

Figura 5. Fluxograma das etapas de ensaio



Fonte: autoria própria

4.1 HOMOGENEIZAÇÃO E QUARTEAMENTO

Na ocasião do recebimento das amostras, estas foram inicialmente acondicionadas em bandejas metálicas e colocadas em estufas a 70° C para remoção da umidade, visando o enquadramento do minério em condições ideais de homogeneização e quarteamento. A temperatura foi determinada de modo a não afetar desempenhos de possíveis processos posteriores que se utilizarão de características físico-químicas de superfície. As amostras secas foram homogeneizadas por pilha alongada, como ilustra a Figura 6.

Figura 6 – Pilha de Homogeneização



Fonte: arquivo pessoal

Após a homogeneização das amostras por pilha alongada, as amostras foram quarteadas visando à utilização racional das massas disponíveis e a agilidade das etapas subsequentes previstas no trabalho. Os excedentes foram acondicionados em sacos plásticos, de forma a preservar baixos níveis de umidade.

4.2 ANÁLISE GRANULOMÉTRICA

Análise granulométrica foi realizada nas amostras cabeça, amostras de alimentação da mesa vibratória e lixiviação. Para a realização do ensaio, alíquotas de aproximadamente 500 g foram quarteadas da amostra selecionada, e submetidas a peneiramento (a seco ou a úmido) em malhas pré-definidas.

O peneiramento a seco é recomendado para amostras de granulometria mais grosseira, devido à sua facilidade de realização e velocidade de obtenção de resultados. Neste método, a amostra é alimentada em peneiras laboratoriais circulares, de diâmetro de 8 polegadas, e submetida a peneiramento suspenso por 20 minutos, em todas as malhas selecionadas de uma vez.

O peneiramento a úmido gera um resultado mais fiel da distribuição granulométrica da amostra, especialmente para as frações mais finas. Neste método, a amostra é alimentada aos poucos em peneiras laboratoriais circulares, de diâmetro de 8 polegadas, e submetida a peneiramento em polpa manual, até que não haja material passante observável na malha. É um processo mais demorado, já que este exige separação malha por malha.

4.3 MOAGEM

Os ensaios de moagem em batelada consistem em executar moagens sob três períodos crescentes, para cada condição de operação estipulada. Assim, após preparação e homogeneização são preparadas três alíquotas e estas submetidas à moagem em períodos de 10, 20 e 30 minutos.

Os ensaios de moagem em escala de bancada são realizados em moinho de laboratório, com diâmetro e comprimento interno de 12" (305 mm), com carga formada por bolas.

Os ensaios foram realizados a úmido, com porcentagem de sólidos da polpa constante em 50%. O grau de enchimento foi mantido constante em 33% para todos os ensaios. A Tabela 2 apresenta a distribuição das cargas de bolas utilizadas.

Tabela 2 – Distribuição da carga de bolas

Diâmetro da Bola (mm)	Carga de Bolas - Top Size 38 mm				
	Número de Bolas	Massa (kg)	% Retida Simples	Volume de Bolas (cm ³)	Superfície Específica (cm ² /cm ³)
38	43	9.8	45.3	1235	1.58
30	67	7.5	34.7	947	2.00
25	10	0.6	3.0	82	2.40
20	71	2.3	10.9	297	3.00
15	94	1.3	6.1	166	4.00
Total	286	21.6	100	2728	2.05

A preparação das amostras para os ensaios de moagem em escala bancada consistiu em britar o material em britador de rolos, até que toda a massa passasse pela malha 3,35 mm (6# *Tyler*).

Após os estágios de cominuição e peneiramento da etapa de preparação, o material foi homogeneizado e quarteado em alíquotas menores e uma alíquota foi encaminhada ao peneiramento a úmido para determinação da distribuição granulométrica da alimentação.

O procedimento de execução dos ensaios de moagem consistiu em alimentar o moinho com carga de bolas padrão apresentada na Tabela 2 e 1 kg de amostra em polpa a 50% de sólidos, e realização dos ensaios para os três tempos pré-determinados (10, 20 e 30 minutos).

Após o término de cada ensaio, o moinho e a carga de bolas foram lavados e todo o material colocado para secar em estufa a 70 °C. Após seco, o material foi homogeneizado por pilha alongada e uma alíquota de 500 g foi quarteada para determinação da distribuição granulometria do produto moído, através do peneiramento a úmido. A Figura 12 ilustra a sequência de operações durante a execução dos ensaios de moagem.

Este ensaio foi realizado no presente trabalho para a construção da curva de moagem, com o intuito de se determinar o tempo necessário para a moagem da amostra a ser encaminhada para lixiviação, de tal modo que se obtenha um *Top Size* de 100# *Tyler* e um P_{80} de aproximadamente 200# *Tyler*.

4.4 ENSAIO EM MESA VIBRATÓRIA

O equipamento consiste de um deck, levemente inclinado, cuja alimentação, a cerca de 25% de sólidos em massa, é introduzida na caixa de alimentação; a água de lavagem é distribuída ao longo da extensão da mesa, ao lado da alimentação. A mesa então vibra longitudinalmente, com movimentos mais lentos no sentido do deslocamento das partículas e mais rápidos no retorno.

A inclinação da mesa e vazão de alimentação são ajustadas de maneira a se obter um concentrado com boa recuperação. Através do auxílio de calhas, são coletados os fluxos de

concentrado e rejeito do ensaio. As amostras são então secas em estufa e alíquotas dos produtos são enviadas para análise química. Os resultados são utilizados no cálculo de distribuições mássicas e metalúrgicas dos produtos gerados.

4.5 LIXIVIAÇÃO EM GARRAFA ROLANTE

Para a lixiviação em garrafa rolante, primeiramente a amostra foi preparada, através de uma moagem em tempo pré-determinado pela curva da amostra, de tal modo a se obter uma amostra com *Top Size* de 100# *Tyler* e P_{80} de aproximadamente 200# *Tyler*.

A amostra foi então submetida a um ensaio de lixiviação com solução alcalina cianetada, dentro de garrafas de 10 l, sob rotação de 40 rpm em temperatura ambiente, com porcentagem de sólidos de 40% em massa e concentração de cianeto na ordem de 2 kg/t. Esta concentração alta e cianeto visa a realização de ensaio de extração total. Realiza-se o ensaio com controle periódico do pH, mantendo este sempre acima de 10,5, através da adição de cal e hidróxido de sódio. Para a realização do ensaio, foi adotado pH 11.

Realizam-se então as coletas para envio à análise química. Retiram-se alíquotas para os seguintes tempos de ensaio 4h, 24h e 48h. As análises químicas fornecem dados para a construção da curva de extração de ouro. Por fim, uma alíquota do resíduo da cianetação é submetida à análise química.

5 RESULTADOS

As análises de alíquotas sólidas foram realizadas pelo Laboratório de Caracterização Tecnológica da Universidade de São Paulo (LCT-USP), com teor dosado em espectofotômetro de absorção atômica.

A análise das soluções alcalinas de cianeto foi realizada pelo laboratório *Intertek*, através do método de Determinação de Au por *Fire Assay Absorção Atômica* (Solução Cianetada), utilizando o Aparelho de Absorção Atômica AA-001.

5.1 CARACTERIZAÇÃO GRANULOMÉTRICA

O resultado obtido no peneiramento da amostra recebida está apresentado na Tabela 3.

Tabela 3 – Distribuição granulométrica da amostra cabeça

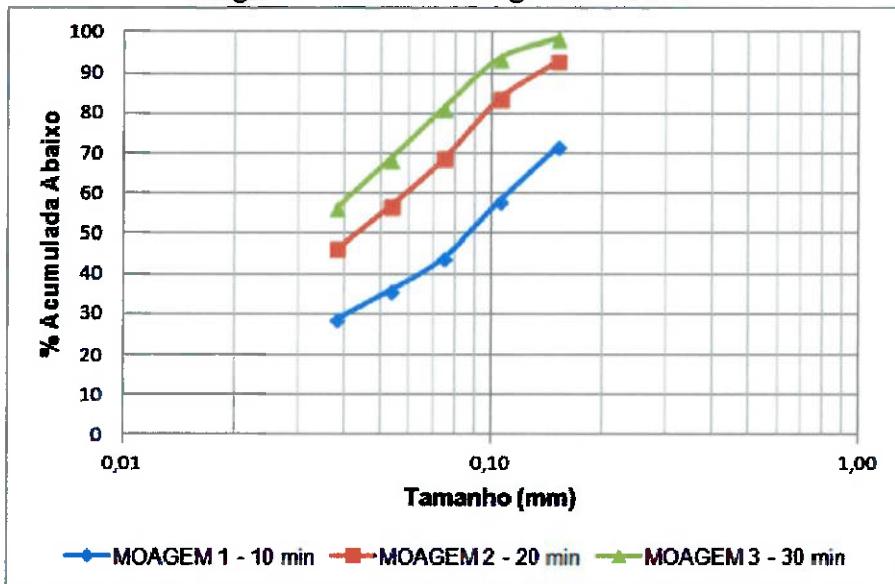
Tamanho (mm)	Massa Retida (g)	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
26,0	0,0	0,0	100
16,0	29,2	5,6	94,4
9,50	40,8	13,4	86,6
6,35	92,5	31,2	68,8
3,35	102,0	50,8	49,2
1,70	53,6	61,1	38,9
0,85	37,0	68,2	31,8
0,42	39,1	75,7	24,3
0,21	48,3	85,0	15,0
0,15	16,5	88,2	11,8
0,105	9,0	89,9	10,1
0,074	7,6	91,4	8,6
0,053	3,8	92,1	7,9
0,038	4,8	93,0	7,0
-0,038	36,4	100	0,0
Inicial	523,0		
Final	520,6		
Perdas	0,46%		

Observa-se na análise dos dados presentes na Tabela 3 que a amostra apresenta *Top Size* de 26 mm e P_{80} de 8,34 mm. Observa-se também que a amostra não apresenta presença significativa de finos (7% do material abaixo de 0,038 mm), apesar de se tratar de uma amostra de rejeito.

5.2 DETERMINAÇÃO DA CURVA DE MOAGEM

A partir de ensaios com parâmetros descritos anteriormente na Seção 4.3, foi obtida a curva de moagem ilustrada na Figura 7.

Figura 7 – Curva de moagem da amostra



Fonte: autoria própria

A Tabela 4 apresenta uma comparação entre as malhas na qual 80% das partículas passam (P_{80}), para os diferentes tempos de moagem.

Tabela 4 – Comparaçāo do P_{80} obtido na moagem

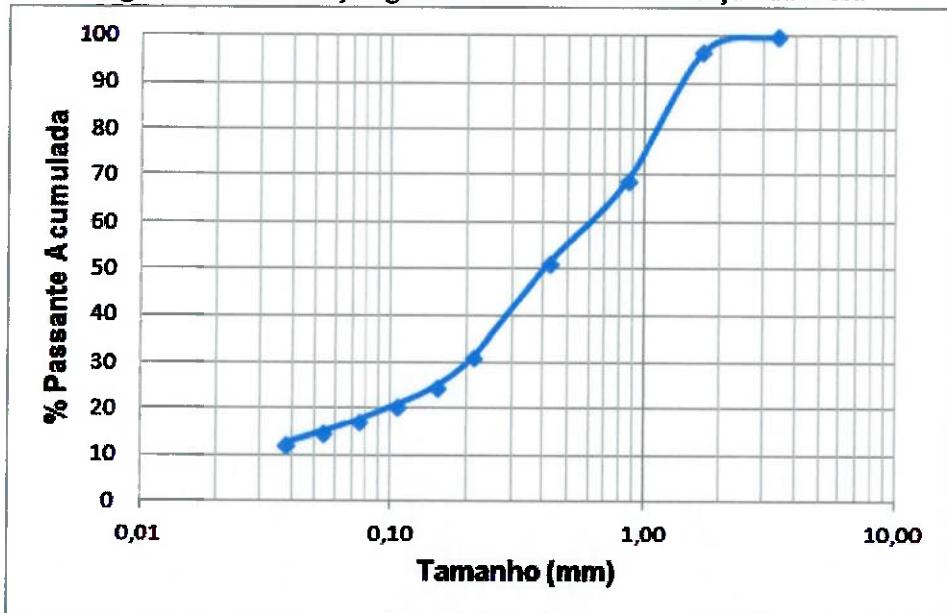
Parāmetro	Moagem 1	Moagem 2	Moagem 3
P_{80} (mm)	0,179	0,097	0,072

Observa-se então que para a obtenção de uma amostra com as características desejadas para o ensaio de lixiviação (*Top Size* = 100# *Tyler* ou 0,150 mm e $P_{80} \sim 200$ # *Tyler* ou 0,074 mm), faz-se necessária uma moagem prévia da amostra por um tempo de 30 minutos.

5.3 CONCENTRAÇÃO EM MESA VIBRATÓRIA

Para o ensaio em mesa vibratória foi utilizada uma alíquota de 7471 g, previamente preparada através de britagem com 100% das partículas abaixo de 3,35 mm. A Figura 8 abaixo ilustra a granulometria de alimentação do ensaio.

Figura 8 – Distribuição granulométrica da alimentação da mesa



Fonte: autoria própria

Os parâmetros de ensaio foram:

- Vazão de alimentação: 1,83 g/s
- Inclinação da mesa: 0°.

No ensaio de concentração em mesa vibratória foram obtidos os resultados expostos na Tabela 5.

Tabela 5 – Resultados do ensaio de concentração em mesa vibratória

Fluxo	Massa (g)	Recuperação em Massa (%)	Teor de Au (g/t)	Recuperação em Massa (%)*	Recuperação Metalúrgica de Au (%)*
Alimentação	7470,7	100	0,55	100	100
Concentrado	377,0	5,0	1,55	9,8	27,7
Rejeito	7093,7	95,0	0,44	90,2	72,3

* Cálculo realizado pelos teores

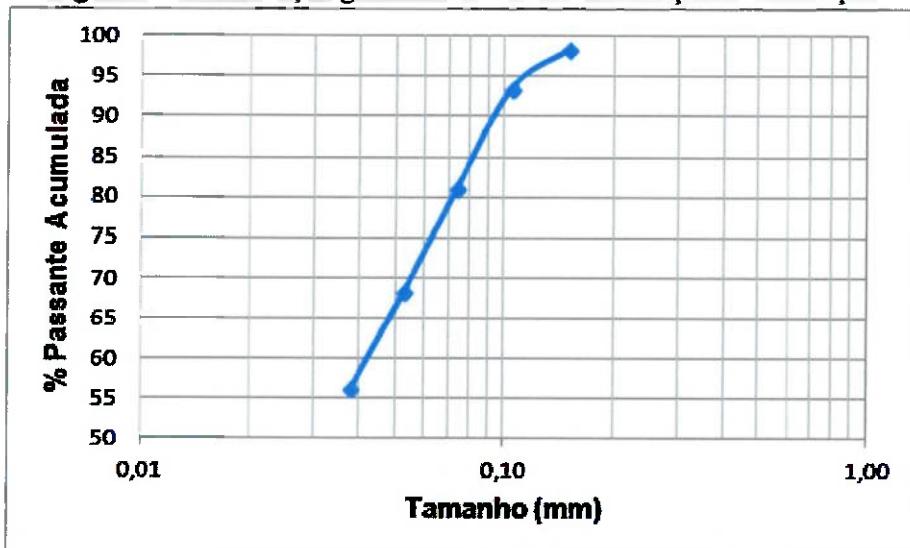
Observa-se pela análise dos resultados expostos na Tabela 5, que o ensaio em mesa vibratória gera um concentrado com recuperação mássica de 9,8%, com recuperação de Au de 27,7% e com um enriquecimento de 2,81. Vale ressaltar que o ensaio aqui descrito necessita de um tempo para tornar-se estável. Com isto, foram considerados mais confiáveis os resultados de recuperação calculados pelos teores, desconsiderando a partição mássica obtida.

5.4 ENSAIO DE LIXIVIAÇÃO EM GARRAFA ROLANTE

As amostras selecionadas para os ensaios de lixiviação foram previamente submetidas a moagem por 30 minutos, para obtenção de granulometria adequada (P_{80} de 0,074 mm). O tempo de moagem foi determinado pelos ensaios de moagem prévios (Seção 5.2).

A distribuição granulométrica na alimentação da lixiviação pode ser observada na Figura 9 a seguir.

Figura 9 – Distribuição granulométrica da alimentação da lixiviação



Fonte: autoria própria

Foram realizados três ensaios paralelos de lixiviação em solução alcalina de cianeto. A Tabela 6 a seguir expõe os parâmetros dos ensaios, assim como demonstra o controle de pH realizado.

Tabela 6 – Parâmetros dos ensaios de lixiviação

Ensaio	Massa sólidos (g)	Volume de Solução (ml)	Massa de Cianeto (g)	pH 30 min	pH 1 h	pH 4 h	pH 24 h	pH 48 h	Massa de Resíduo (g)
Ensaio 1	1001,3	1500,0	2,0	12,60	12,59	12,30	11,91	11,30	944,6
Ensaio 2	1002,4	1500,0	2,0	12,20	11,78	11,50	10,68*	12,3	925,1
Ensaio 3	1008,2	1500,0	2,0	12,80	12,73	12,64	12,39	11,98	897,7

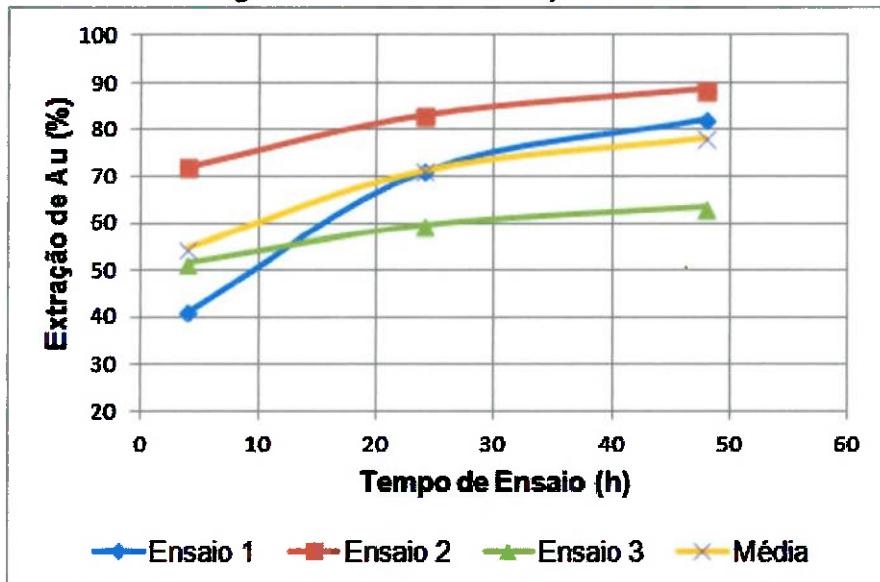
*pH ajustado para 12,3 através de adição de hidróxido de sódio

O resultado do ensaio de lixiviação é então exposto na Tabela 7. Segue também na Figura 10, a curva de extração obtida em cada ensaio, assim como a curva de extração média.

Tabela 7 – Resultados obtidos no ensaio

Parâmetro	Ensaio	Alimentação	Solução após 4h	Solução após 24h	Solução após 48h
Teor de Au (g/t) / (mg/l)	Ensaio 1	0,80	0,22	0,38	0,44
	Ensaio 2	0,27	0,13	0,15	0,16
	Ensaio 3	0,38	0,13	0,20	0,21
Massa de Au (mg)	Ensaio 1	0,801	0,330	0,570	0,660
	Ensaio 2	0,271	0,195	0,225	0,240
	Ensaio 3	0,378	0,195	0,300	0,315
Extração de Au (%)	Ensaio 1	-	41,2	71,2	82,4
	Ensaio 2	-	72,0	83,1	88,7
	Ensaio 3	-	51,6	59,5	63,5
	Média	-	54,9	71,3	78,2

Figura 10 – Curvas de extração de ouro



Fonte: autoria própria

Observa-se nos resultados obtidos que há a presença de ouro lixiviável, com recuperação de até 78% em média do ouro presente, para 48 horas de ensaio. Observa-se também um acréscimo de 7 pontos percentuais quando compara-se uma lixiviação de 24 horas com uma lixiviação de 48 horas.

Para observar a confiabilidade dos dados obtidos nas análises químicas, foi obtido o valor retrocalculado do teor de alimentação, e posterior cálculo da extração para este valor. A Tabela 8 apresenta os parâmetros utilizados para o cálculo e o valor do teor de alimentação obtido.

Tabela 8 – Valor retrocalculado da alimentação

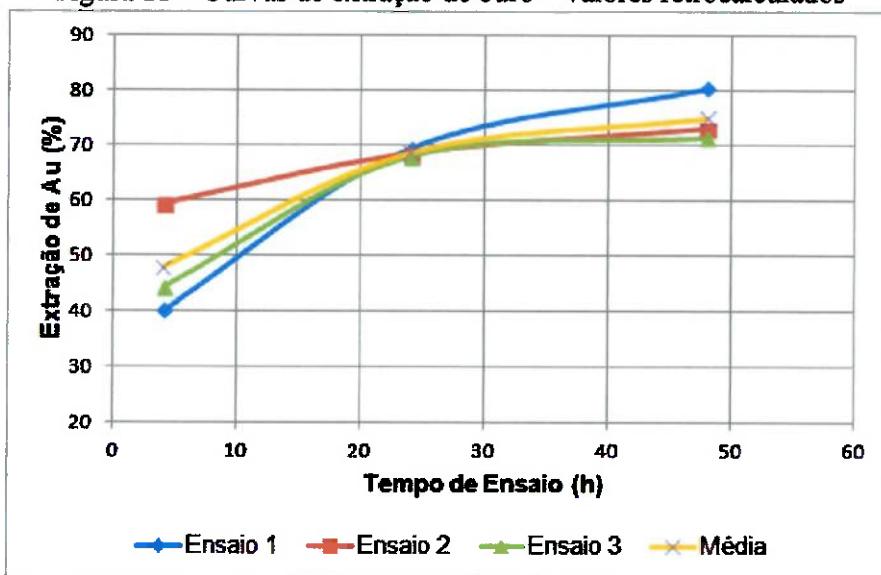
Parâmetro	Ensaio	Alimentação	Volume de Solução (ml)	Massa de Resíduo (g)	Solução após 4h	Solução após 24h	Solução após 48h	Resíduo
Teor de Au / (mg/l)	Ensaio 1	-	-	-	0,22	0,38	0,44	0,20
	Ensaio 2	-	-	-	0,13	0,15	0,16	0,10
	Ensaio 3	-	-	-	0,13	0,20	0,21	0,15
Volume / Massa total	Ensaio 1	1001,3	1500,0	944,6	-	-	-	-
	Ensaio 2	1002,4	1500,0	925,1	-	-	-	-
	Ensaio 3	1008,2	1500,0	897,7	-	-	-	-
Massa de Au (mg)	Ensaio 1	-	-	-	0,022	0,060	0,632	0,189
	Ensaio 2	-	-	-	0,013	0,028	0,236	0,093
	Ensaio 3	-	-	-	0,013	0,033	0,306	0,135
Teor Cabeça Retrocalculado (g/t - Au)	Ensaio 1	0,82	-	-	-	-	-	-
	Ensaio 2	0,33	-	-	-	-	-	-
	Ensaio 3	0,44	-	-	-	-	-	-

Com estes valores, foram recalculados os valores de extração e os valores obtidos estão expostos na Tabela 9 e na Figura 11.

Tabela 9 - Resultados obtidos no ensaio – valores retrocalculados

Parâmetro	Ensaio	Alimentação	Solução após 4h	Solução após 24h	Solução após 48h
Teor de Au (g/t) / (mg/l)	Ensaio 1	0,82	0,22	0,38	0,44
	Ensaio 2	0,33	0,13	0,15	0,16
	Ensaio 3	0,44	0,13	0,20	0,21
Massa de Au (mg)	Ensaio 1	0,821	0,330	0,570	0,660
	Ensaio 2	0,329	0,195	0,225	0,240
	Ensaio 3	0,441	0,195	0,300	0,315
Extração de Au (%)	Ensaio 1	-	40,2	69,4	80,4
	Ensaio 2	-	59,4	68,5	73,1
	Ensaio 3	-	44,3	51,1	54,5
	Média	-	47,9	63,0	69,3

Figura 11 – Curvas de extração de ouro – valores retrocalculados



Fonte: autoria própria

Observa-se que, para os valores retrocalculados de alimentação, foi obtida uma recuperação média de 69% do ouro presente, para 48 horas de ensaio. Observa-se também um acréscimo de 6 pontos percentuais quando compara-se uma lixiviação de 24 horas com uma lixiviação de 48 horas.

Comparando-se os valores obtidos observa-se que os valores retrocalculados apontam para uma extração de Au menor do que a extração que os valores de análise indicam. Porém a diferença observada (8 pontos percentuais), não é tão grande, quando considerada a variabilidade possível de uma amostra com teor em ppm³.

6 CONCLUSÕES

A análise dos resultados obtidos nos ensaios realizados indica que existe ouro recuperável por concentração densitária, como pode ser observado pelo alto enriquecimento do concentrado da mesa vibratória (2,81) e teor de concentrado de 1,545 g/t. A recuperação metalúrgica de ouro no ensaio realizado foi de 27,7%.

³ ppm: partículas por milhão, ou g/t

Observa-se também a presença de ouro lixiviável por solução alcalina de cianeto. Os ensaios realizados, que visaram a obtenção da extração máxima do ouro lixiviável, indicaram até 78% da extração do ouro para 48 horas de lixiviação (69% para valores retrocalculados de alimentação).

Para o caso de maior disponibilidade de amostras, recomenda-se para futuras investigações uma avaliação da lixiviação por faixa granulométrica, ensaios com diferentes dosagens de cianeto e diferentes valores de pH.

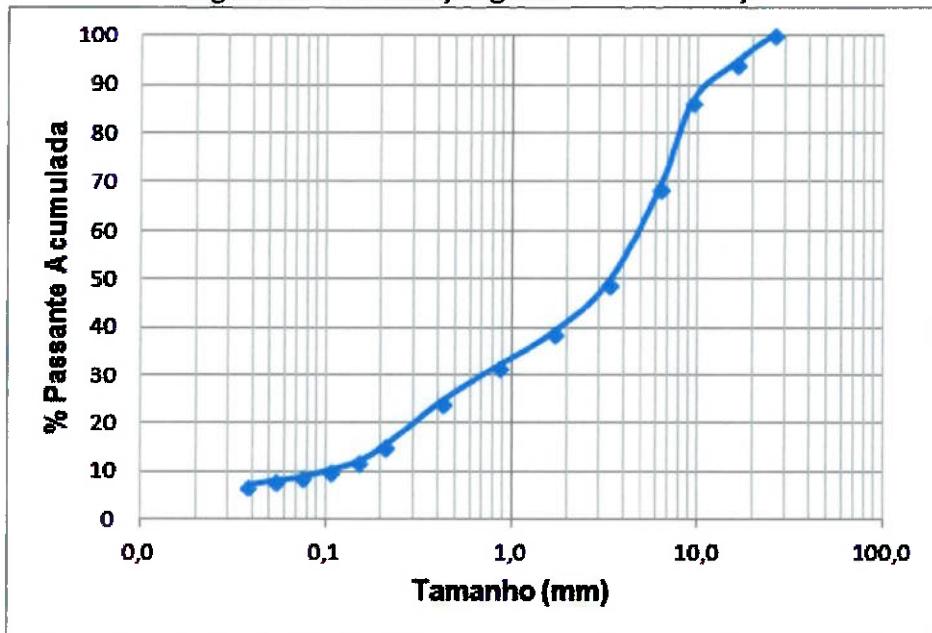
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BARTLETT, R.W. **Solution mining: leaching and fluid recovery of materials.** Philadelphia: Gordon and Breach Science Publishers, c1992. 276 p.
- CETEM, **Tratamento de Minérios.** Rio de Janeiro. 2004. Pp. 256-257.
- FOGGIATO, B. **Desenvolvimento de processo de lixiviação do ouro contido nos finos da Usina de São Francisco, MT,** 2005. 37 p. Trabalho de formatura – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. São Paulo, 2005
- GRANATO, M. **Metalurgia extractiva do ouro.** Brasília: CETEM, 1986. 79p. Série tecnologia mineral, v. 37.
- HAUSEN, D. M., PETRUK, W. e HAGNI, R. D. Global exploitation of heap leachable gold deposits. **Basic concepts of oxide gold deposits and the role of mineralogy.** Orlando, 1997. 19 p.
- MADEIRA, R. G. **O estado da arte da cianetação de minérios auríferos,** 1997. 108 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. São Paulo, 1997.
- NARDI, R. P. **Análise crítica do desenvolvimento de processos de cianetação em tanques agitados,** 2000. 221 p. Dissertação (Doutorado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. São Paulo, 2000
- TAGGART, A.F. **Handbook of mineral dressing.** New York: John Wiley and Sons, 1945. Section 11, pt. 1.
- WENQIAN,W. and Poling, G.W., 1983. **Methods for Recovering Fine Placer Gold.** CIM - Canadian Inst. Mining and Metallurgy Bulletin, v.76, n.860, p.47-56.

ANEXO A – DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA CABEÇA

A Figura 12 abaixo ilustra a distribuição granulométrica da amostra recebida.

Figura 12 – Distribuição granulométrica cabeça



Fonte: arquivo pessoal

ANEXO B – RESULTADOS DAS ANÁLISES QUÍMICAS

Os resultados obtidos nas análises químicas estão expostos na Tabela 10.

Tabela 10 – Resultados das análises químicas

Local de Análise	Aliquota	Teor de Au
LCT (g/t)	Alimentação Mesa	0,55
LCT (g/t)	Alimentação Cianetação 1	0,80
LCT (g/t)	Alimentação Cianetação 2	0,27
LCT (g/t)	Alimentação Cianetação 3	0,38
LCT (g/t)	Concentrado Mesa	1,55
LCT (g/t)	Rejeito Mesa	0,44
LCT (g/t)	Rejeito Cianetação 1	0,20
LCT (g/t)	Rejeito Cianetação 2	0,10
LCT (g/t)	Rejeito Cianetação 3	0,15
Intertek (g/l)	Garrafa 1 04h	0,13
Intertek (g/l)	Garrafa 1 24h	0,15
Intertek (g/l)	Garrafa 1 48h	0,16
Intertek (g/l)	Garrafa 10 04h	0,22
Intertek (g/l)	Garrafa 10 24h	0,38
Intertek (g/l)	Garrafa 10 48h	0,44
Intertek (g/l)	Garrafa 4 04h	0,13
Intertek (g/l)	Garrafa 4 24h	0,15
Intertek (g/l)	Garrafa 4 48h	0,21