

CENTRO UNIVERSITÁRIO LUTERANO DE PALMAS

COMUNIDADE EVANGÉLICA LUTERANA "SÃO PAULO"
Recredenciado pela Portaria Ministerial nº 3.607 - D.O.U. nº 202 de 20/10/2005

Danilo Coelho Palazzo

**REPROCESSAMENTO DO REJEITO DO GARIMPO DE OURO DE CHAPADA DE
NATIVIDADE POR TANQUES DE LIXIVIAÇÃO**

Palmas - TO

2014

Danilo Coelho Palazzo

**REPROCESSAMENTO DO REJEITO DO GARIMPO DE OURO DE CHAPADA DE
NATIVIDADE POR TANQUES DE LIXIVIAÇÃO**

Trabalho apresentado como requisito parcial da disciplina de Trabalho de Conclusão de Curso II (TCC II) do curso de Engenharia de Minas, orientado pelo Professor Mestre Daniel Francisco Padilha Setti.

Palmas - TO

2014

Danilo Coelho Palazzo

**REPROCESSAMENTO DO REJEITO DO GARIMPO DE OURO DE CHAPADA DE
NATIVIDADE POR TANQUES DE LIXIVIAÇÃO**

Trabalho apresentado como requisito parcial da disciplina de Trabalho de Conclusão de Curso II (TCC II) do curso de Engenharia de Minas, orientado pelo Professor Mestre Daniel Francisco Padilha Setti.

Aprovada em 16 de junho de 2014.

BANCA EXAMINADORA

Professor MSc. Daniel Francisco Padilha Setti
Centro Universitário Luterano de Palmas

Professor Esp. Otton Nunes Pinheiro
Centro Universitário Luterano de Palmas

Professor Esp. Roberto Corrêa Centeno
Centro Universitário Luterano de Palmas

Palmas

2014

AGRADECIMENTOS

Em primeiro lugar gostaria de agradecer a Deus, por ter me dado saúde e força para superar as dificuldades.

Aos meus pais, Maria Aparecida Coelho Palazzo e Jaime Palazzo, pelo amor, incentivo e apoio incondicional.

Em especial a minha esposa Lorena Thaís Ferreira Gamboge Palazzo, pelo apoio, incentivo, carinho, paciência e compreensão.

Ao meu irmão Daniel Coelho Palazzo, que sempre que precisei ele esteve à disposição para me ajudar.

Aos amigos que conquistei durante a formação, em destaque, Francirley Borges Hayanne, Renato, Amanda e Kaic, pois sem a ajuda de vocês tudo seria mais difícil.

Gostaria de agradecer a equipe do projeto de extensão, Lauriene, Paulo Augusto, Thaisa, Cris, Lorrana e Jânio.

Ao meu orientador Daniel Padilha, pelos conhecimentos transmitidos, pela amizade, pela sua paciência e compreensão.

E a todos que direta ou indiretamente fizeram parte da minha formação, o meu muito obrigado.

A minha formação como profissional não poderia ter sido concretizada sem a ajuda de meus amáveis e eternos pais e minha esposa, que, no decorrer da minha vida, proporcionaram-me, além de extenso carinho e amor, os conhecimentos da integridade, da perseverança e de procurar sempre em Deus à força maior para o meu desenvolvimento como ser humano. Por essa razão, gostaria de dedicar e reconhecer a vocês, minha imensa gratidão e sempre amor.

SUMÁRIO

1.	INTRODUÇÃO	1
2.	REFERENCIAL TEÓRICO	2
2.1	Lixiviação	2
2.2	Parâmetros da cianetação.....	5
2.3	Técnicas de processamento.....	8
2.3.1	Lixiviação por percolação	8
2.3.2	Lixiviação por agitação.....	8
2.3.3	Lixiviação em tanques	9
2.3.4	Carvão ativado	10
2.3.4.1	Mecanismo do processo	11
2.3.5	Adsorção – CIP – CIC – CIL	13
2.3.6	Dessorção	15
2.3.7	Reativação e tratamento químico	17
2.3.8	Eletrorrecuperação	17
2.3.8.1	Pilhas de lixiviação	20
2.3.8.2	Montagem da base	22
2.3.8.3	Empilhamento	23
2.3.8.4	Dosagem de hidróxido de cálcio.....	23
2.3.9	Melhor produtividade na lixiviação de ouro	24
3.	Materiais e Métodos	26
3.1	Materiais	26
3.2	Preparação das amostras.....	28
3.2.1	Amostra de cabeça	28
3.3	Lixiviação ácida de cianeto de sódio.....	29
3.4	Titulação de cianeto livre.....	30
4.	RESULTADOS E DISCUSSÃO	31
4.1	Amostra cabeça	31
4.2	Processo de lixiviação.....	31
4.2.1	Análise do carvão ativado	31
4.2.2	Análise da massa sólida	32
4.2.2	Análise da solução.....	33

4.2.3	Titulação de cianeto livre	33
5.	CONSIDERAÇÕES FINAIS.....	34
6.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	35
7.	ANEXO 1.....	36
7.1	Tabela dos Resultados.....	36

RESUMO

PALAZZO, D. C. REPROCESSAMENTO DO REJEITO DO GARIMPO DE OURO DE CHAPADA DE NATIVIDADE POR TANQUES DE LIXIVIAÇÃO. Trabalho de Conclusão de Curso – Centro Universitário Luterano de Palmas, Palmas, 2014.

O rejeito é uma preocupação nos dias atuais, pois além de causar a poluição ambiental tem a poluição visual. O trabalho tem por objetivo tratar os rejeitos gerado em Chapada de Natividade TO e neutralizar a solução para evitar a liberação de gases e contaminação no leito. Através das análises de absorção atômica constatou que a recuperação no rejeito foi de aproximadamente 90% e o teor de ouro presente na amostra é de 21,51g/t.

A proposta de recuperação, por tanques de lixiviação, mostrou a eficiência no processo e a neutralização da solução deixando a solução menos nociva ao meio ambiente, após a recuperação o rejeito pode retornar para a galeria e reduzir a poluição visual.

PALAVRAS-CHAVE:

Ouro, Lixiviação

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Agentes lixivantes mais utilizados.	3
Tabela 2 - Teor Obtido por espectrometria da amostra de cabeça	31
Tabela 3 - Teor Obtido por espectrometria do Carvão Ativado	32
Tabela 4 - Teor Obtido por espectrometria da amostra de cabeça	32
Tabela 5 - Teor Obtido por espectrometria da Solução	33
Tabela 6 - Titulação do Cianeto Livre	33

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Rotas alternativas para recuperação com carvão ativado.....	11
Figura 2 - Representação esquemática do sistema tradicional de lixiviação em pilhas.	21
Figura 3 - Desenho esquemático em vista superior da tubulação central e dos canaflex.	22
Figura 4 - Fatores importantes a serem considerados no processo de lixiviação.	25
Figura 5 - Processo de Amalgamação do garimpo.	27
Figura 6 - Processo de Amalgamação do garimpo	27
Figura 7 - Preparo da amostra de cabeça.	28
Figura 8 - Processo de lixiviação com agitação e aeração.	30

LISTA DE ABREVIATURAS

ABNT - Associação Brasileira de Normas Técnicas

NR – Norma Regulamentadora

1. INTRODUÇÃO

A técnica de lixiviação se baseia na dissolução do mineral do metal de interesse pela água ou por uma solução aquosa do agente lixiviante. O processo tem por objetivo passar o metal do estado sólido que está constituindo a rocha, para a forma iônica sendo arrastada para a solução, separando-o. No entanto a lixiviação consiste, na remoção do metal de valor de modo a separá-lo de uma grande massa de ganga com um beneficiamento mínimo do minério. Contornam-se, dessa forma, os custos associados ao tratamento do minério. Este procedimento de lixiviação segue com processos extrativos hidro metalúrgicos (HECK, 1986).

O processo de lixiviação é utilizado para concentrar minérios com baixos teores, dispensando o seu beneficiamento, que se fundamenta na especificidade do agente de lixiviação empregado. No entanto, o agente de lixiviação, ele deve ser: (i) barato; (ii) específico – para não reagir com a massa de minerais da ganga e assim dissolver elementos indesejados; (iii) solúvel em água; e (iv) reciclável – para não elevar os custos do procedimento extrativo. O processo de lixiviação pode ser empregado em pilha, tanques e até mesmo diretamente na cava (HECK, 1986).

O processo de extração do ouro do garimpo de Chapada de Natividade é feito pelo método de amalgamação, e isso chamou a atenção para que fosse feito um estudo no rejeito, para uma possível recuperação desse, pois com essa técnica não é possível ou onerosa.

Como os garimpeiros tomam a decisão de apenas processar a rocha que visivelmente contém ouro (Au), ou seja, um material com alto teor de maior granulometria, o material mais fino não é recuperado, fazendo com que o rejeito seja “rico”. Por esse motivo o presente estudo visa verificar a viabilidade de usar lixiviação em tanques com cianeto de sódio, uma técnica mais indicada para recuperação mais efetiva de Au.

2. REFERENCIAL TEÓRICO

2.1 Lixiviação

O processo de lixiviação é a dissolução do mineral do metal de valor pela água ou por uma solução aquosa do agente lixiviante. O emprego desta técnica é executado com o objetivo único de separação. No entanto a lixiviação consiste, na remoção do metal de valor de modo a separá-lo de uma grande massa de ganga com um beneficiamento mínimo do minério. Contornam-se, dessa forma, os custos associados ao tratamento do minério. Este procedimento de lixiviação segue com processos extrativos hidro metalúrgicos. A lixiviação pode ser empregada em alguns casos, como a remoção de *impurezas*, conhecida como lixiviação *inversa*, ou *beneficiamento hidro metalúrgico*. O mineral do metal de valor permanece no estado sólido (HECK, 1986).

Ao contrário, o caso do metal alumínio – a mais importante aplicação da lixiviação – é intermediário entre os citados acima, onde o teor do minério contendo o metal de valor é elevado e a lixiviação é feita basicamente para deixar intocadas as impurezas. O procedimento segue com processos extrativos hidro metalúrgicos (HECK, 1986).

O processo de tratamento de minérios auríferos baseia-se nas diferenças marcantes das propriedades do ouro em relação às gangas. O minério tem elevada densidade, solúvel em soluções alcalinas diluídas de cianeto, a capacidade de formar amálgamas com mercúrio e a boa resposta ao processo de flotação constituíram as bases dos fluxogramas de processo mais simples e usuais (CUNHA; MARTINS, 2003).

Com o auxílio da inovação tecnológica, é possível desenvolver novas técnicas para recuperar o máximo das reservas de minérios complexos de ouro e cobre. O alto valor associado a esses metais, a geração de alguns problemas ambientais e a perspectiva de viabilidade econômica justificam o desenvolvimento de soluções inovadoras para seleção de uma rota de processo que maximize suas recuperações com menores custos (CUNHA; MARTINS, 2003).

A técnica de lixiviação é empregada para tratar minérios com baixos teores, dispensando o seu beneficiamento, que se fundamenta na especificidade do agente de lixiviação empregado. No entanto, o agente de lixiviação, ele deve ser: (i) barato; (ii) específico – para não reagir com a massa de minerais da ganga e assim dissolver elementos indesejados; (iii) solúvel em água; e (iv) reciclável – para não elevar os custos do procedimento extrativo. Na lixiviação, os reagentes mais comuns são (ver Tabela XXX): ácido sulfúrico, sulfeto férrico, amônia e carbonato de amônio. O ácido sulfúrico é usado com minerais da classe dos óxidos; sal férrico oxidante é empregado no ataque a sulfetos, e as soluções amoniacaais são empregadas na lixiviação de cobre *nativo* ou cobre e níquel no estado *metálico* (previamente reduzidos em alguma outra operação). Se o mineral for um sulfato – natural ou produto da *ustulação* 2 de um sulfeto – bastará água para dissolvê-lo. Se pudermos escolher entre ácidos ou álcalis, escolheremos ácidos para uma ‘ganga ácida’, e vice-versa (HECK, 1986).

Tabela 1 - Agentes lixiviantes mais utilizados.

Mineral / Metal	Reagente
Óxidos	H ₂ SO ₄
Sulfatos	H ₂ O, H ₂ SO ₄
Sulfetos	Fe ₂ (SO ₄) ₃
Cu, Ni	NH ₃ , NH ₄ CO ₃
Al(OH) ₃	NaOH
Au, Ag	NaCN

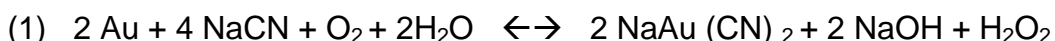
Fonte: (Heck, 1986)

Conforme a patente de número FI0300259: (Método para recuperação de ouro)

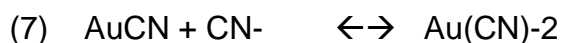
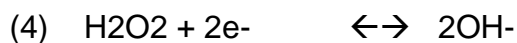
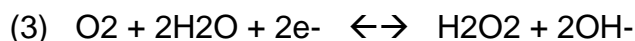
[...] o Método para a recuperação de ouro. A presente invenção se refere a um método para a recuperação de ouro em conexão com a produção hidro metalúrgica de cobre a partir de um resíduo ou produto intermediário

contendo enxofre e ferro gerados na lixiviação de matéria prima de cobre. A recuperação tanto de cobre e quanto de ouro acontece em um meio (ambiente) de cloreto. Em concordância com a presente invenção, o referido método está caracterizado pelo fato de que o ouro contido no resíduo ou produto intermediário é lixiviado utilizando cobre bivalente e oxigênio em uma solução de cloreto de cobre (ii) - cloreto de sódio nas condições, onde o potencial de oxidação - redução é um máximo de 650 mv e o ph é de pelo menos 1. O ferro e o enxofre contidos no resíduo permanecem em sua maior parte não dissolvidos; o ouro dissolvido é recuperado por algum método conhecido e o resíduo não dissolvido é dispensado para ser descartado.

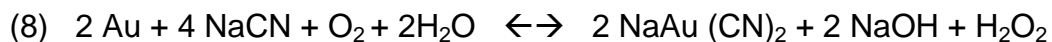
Os estudos sobre os processos que envolvem os fenômenos na cianetação do ouro remontam meados do século passado, destacando-se Elsner (1846), mostrando que a dissolução do ouro em soluções de cianeto é indispensável a presença de oxigênio para a sua realização, e Bodländer (1896), como é possível visualizar, o processo de dissolução é realizado em duas etapas, como mostra as equações abaixo:



No entanto, o processo de lixiviação, mostra que é indispensável o cálculo das energias livres de formação (Gibbs) dos íons complexos auro-cianetos, por Barsky, Swainson e Hedley (1934), que esclareceram as dúvidas, existentes até então, sobre a equação química que representa a dissolução do ouro e prata pelas soluções de cianeto, favorecendo as conclusões de Bodländer (1896). Em 1943, Boonstra, através de medidas eletroquímicas, estabeleceu que o mecanismo de dissolução é um processo de corrosão, determinando que a reação deveria subdividir-se em 5 etapas, a saber:



Mais recentemente Habashi, em um estudo bastante detalhado, concluiu que o processo de dissolução é uma reação heterogênea, controlada pela difusão, de ambas as espécies a reagir (CN^- e oxigênio dissolvido), através da camada limite de Nernst. A reação geral de dissolução é a seguinte (GRANATO, 1986):



2.2 Parâmetros da cianetação

Existem parâmetros no processo de lixiviação com cianeto, que quando trabalhados de forma coesa torna a operação mais eficiente (GRANATO, 1986). De acordo com Granato (1986) os principais parâmetros a serem definidos e controlados são:

- Granulometria do minério;
- Percentagem de sólidos na polpa;
- Alcalinidade;
- Concentração de cianeto na solução;
- Velocidade de agitação;
- Aeração (pressão de oxigênio);
- Temperatura;

- Presença de íons interferentes na solução.

Com a existência de diversos processos tecnológicos, alguns parâmetros citados acima não são de interesse, por exemplo, o de agitação. Segue uma análise na cianetação descrita por Granato (1986):

- **Granulometria do minério** – o grau de cominuição que o material deve estar é muito importante para que as partículas de ouro possa obter o grau de liberação adequado para que sua recuperação seja efetuada pela solução lixiviante. Esta cominuição também poderá influenciar no consumo de solução, em casos que a rocha encaixante tem uma porosidade elevada o material absorve a solução fazendo com que se eleve o consumo da mesma.
- **Percentagem de sólidos na polpa** – este parâmetro é relacionado em processo de tanques de agitação. Esse processo tem uma produtividade maior, pois permite uma maior quantidade de sólidos na polpa, mais existem alguns fatores a serem levados em consideração, o material tem que estar em uma viscosidade ideal para que possa ter uma agitação ideal, ou seja, eficiente, desgaste mínimo de equipamentos e de fácil transporte. Normalmente se trabalha com uma polpa de 23 a 50% de sólidos.
- **Alcalinidade** – em uma usina de cianetação o controle do pH das soluções e polpas é extremamente importante em dois aspectos: segurança, pois o cianeto com pH abaixo de 10,2 ocorre a decomposição de sais de cianeto produzindo então um gás cianídrico, que por sinal é fatal mesmo em pequenas concentrações no ar (10 ppm¹⁰) e pela velocidade em que os metais de interesse são lixiviados. Pesquisas feitas demonstram que pH entre 10,2 a 11,2 tem uma velocidade de reação maior, e pH acima de 12, a velocidade diminui ou seja se faz lenta e com isso podendo inviabilizar o processo. Para o controle do pH é adicionado cal ao minério.
- **Concentração de cianeto na solução** – A velocidade de reação do cianeto depende diretamente da concentração em solução. Estudos realizados por Barsky e colaboradores (1934), indicam que a taxa de extração aumenta com a concentração, até o valor de 0,1% de NaCN, observando-se, em seguida, uma inversão no comportamento, proveniente da elevação do pH.

Industrialmente, as concentrações utilizadas variam entre 0,05 e 0,15%, sendo que a presença de prata exige a utilização de concentrações próximas ou mesmo superiores (função do teor) a 0,2%.

- **Velocidade de agitação** – a agitação é importantíssima, pois como já foi dito acontece a mudança da reação de difusivo para químico.
- **Aeração** – o oxigênio é primordial na dissolução do ouro na solução de cianeto, o ar atmosférico é um oxidante mais utilizado na cianetação, sendo assim a concentração de equilíbrio do oxigênio. Com condições ideais de aeração e agitação de ppm. Taxas acima de 0,1% a dissolução é diretamente proporcional a pressão parcial de oxigênio.
- **Temperatura** – a temperatura eleva a taxa de reações de dissolução, e diminui a solubilidade do oxigênio na solução. Há uma temperatura ótima de equilíbrio destas tendências. De acordo com Julian e Smart ela encontra com valor a 85°C com registros de 80°C. Acima de 110°C é relevante a decomposição do cianeto.
- **Presença de íons interferentes na solução** - o ouro pode estar associado a vários minerais. Os mais frequentemente presentes são: pirita, galena, arsenopirita, pirrotita, calcopirita, etc. Em alguns casos, material carbonáceo pode estar presente, gerando problemas, pois adsorve o ouro já dissolvido. Os principais minerais componentes de ganga são: feldspato, quartzo, calcita e mica. Os minerais de ganga não dissolvem em solução de cianeto, e outros minerais metálicos dissolvem totalmente ou parcialmente, assim geram a presença de íons interferentes. Os metálicos Fe^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} e Ba^{2+} mostram efeitos que prejudicam o processo. O íon Pb^{2+} demonstra comportamento duplo, e isso contribui positivamente na dissolução em pequenas concentrações em relação a $[\text{CN}^-]$, e retarda concentrações superiores as do íon cianeto. Assim como os íons sulfeto apresentam retardo na taxa de reação como alguns reagentes de flotação. Existem três fenômenos principais com efeitos prejudiciais que temos que saber:
 - Consumo de oxigênio dissolvido na solução, proveniente reações paralelas à dissolução do ouro. Por exemplo, dos íons Fe^{2+} e S^{2-} ;

- Consumo de cianeto, formando íons complexos, como é o caso do cobre, zinco, ferro, sulfetos etc.;
- Formação de uma película na superfície do ouro, que impede o contato com a solução lixiviante. É o caso dos sulfetos, cálcio e bário (pH = 12), chumbo e reagentes de flotação (a partir de 0,4ppm causam problemas).

2.3 Técnicas de processamento

As técnicas de lixiviação de minérios auríferos se dividem em dois grupos básicos principais: lixiviação por percolação e lixiviação por agitação (GRANATO, 1986).

2.3.1 Lixiviação por percolação

Os processos de lixiviação por percolação são utilizados para depósitos pequenos de minério, ou até mesmo de rejeito das minas, minérios de baixo teor. Essa técnica é utilizada pois o custo de operação é baixo tornando assim viável a exploração (GRANATO, 1986).

2.3.2 Lixiviação por agitação

O processo por agitação é o mais utilizado, as dez maiores minas do mundo utilizam essa técnica, porém para minérios de baixo teor não é muito aconselhável, pois os custos iniciais e de operação são mais elevados, mas em contrapartida podem chegar a recuperação de até 100% do ouro contido no material. Os processos com agitação diferem entre si pela forma como se recupera o ouro. A recuperação é realizada convencionalmente através de lavagem em contracorrente e precipitação com zinco, ou carvão ativado, através do carvão em polpa (CIP), carvão na lixiviação (CIL) e carvão em coluna (CIC) (GRANATO, 1986).

2.3.3 Lixiviação em tanques

Outra técnica de lixiviação, em que o minério não necessita ser submetido à moagem é a percolação em tanques. Normalmente utiliza minérios de teor mais elevado e com granulometrias inferiores a $\frac{1}{2}$ ",. O custo de implantação deste tipo de usina é consideravelmente maior do que para as anteriores, mas muito inferior ao necessário para as usinas com tanques de agitação. As recuperações alcançadas são da ordem de 80% e o tempo de processamento da ordem de dias (GRANATO, 1986).

A lixiviação em tanques tem sido utilizada frequentemente no tratamento de minérios de cobre de alto teor. Existem poucas plantas no mundo que utilizam esta tecnologia para extração de ouro e prata, e a maioria se encontra na Austrália. Este tipo de técnica é uma alternativa para a lixiviação em pilha associada à aglomeração, e torna-se mais interessante em função de não ser coberta por patentes (GRANATO, 1986).

Basicamente, a percolação em tanques consiste em alimentar um tanque com o minério a tratar e, em seguida, preenchê-lo com solução lixiviante. O minério utilizado é previamente misturado com cal, e a distribuição deve ser uniforme em todo o tanque, de forma que o pH médio esteja na faixa desejada. As características do minério a tratar são um pouco mais flexíveis, permitindo um teor um pouco mais elevado de finos e de argila. Um exemplo de alimentação para tanques seria um material com $60\% < 1\text{mm}$ e $40\% < 400\ \mu\text{m}$ (GRANATO, 1986).

O tanque de lixiviação pode ser preparado de diversas formas. Normalmente o terreno é compactado, seguindo-se a colocação de camadas de argila compactada cobertas com um lençol de borracha. Primeiramente são construídas três das paredes do tanque. A alimentação é então realizada por pás carregadeiras ou correias transportadoras e, ao final, constrói-se a última parede do tanque. É importante que a superfície do minério esteja nivelada, de forma a impedir a formação de ilhas de material. Um sistema de coleta de solução por dutos de PVC, situados no fundo do tanque, encaminha a mesma para os tanques de lixívia. Outro sistema, colocado na superfície do tanque, permite a distribuição homogênea da solução, visando minimizar a formação de canais preferenciais no minério (GRANATO, 1986).

Uma camada de 8 a 10cm de líquido deve ser mantida na superfície do material. Os fluxos de entrada e saída da lixívia devem ser ajustados de forma a permitir a manutenção da camada líquida desejada (GRANATO, 1986).

A fim de minimizar custos, o tanque deve possuir inclinação na base, além de ser colocado em posição tal que permita o livre fluxo das soluções por gravidade (GRANATO, 1986).

Em relação ao beneficiamento do minério, o procedimento é semelhante ao utilizado para lixiviação em pilha, necessitando-se de uma britagem terciária na maioria dos casos (GRANATO, 1986).

Os estudos em escala de laboratório e piloto determinarão a viabilidade da utilização da técnica, definindo as condições operacionais. Normalmente, o ciclo de lixiviação é da ordem de 4 a 6 dias, e a solução produzida possui um teor em ouro equivalente a cerca de 3 vezes o do minério (GRANATO, 1986).

2.3.4 Carvão ativado

A recuperação de metais preciosos contidos em soluções através de carvão ativado é conhecida desde o final do século passado, quando um processo para adsorção de ouro foi patenteado por Davis. No entanto, a utilização restringiu-se por longo período de tempo ao tratamento de minérios com alto teor de argila, que apresentavam problemas de filtração, inviabilizando a precipitação com zinco de Merrill-Crowe. Os custos muito elevados da queima do carvão carregado com ouro não competiam com o método clássico de recuperação (GRANATO, 1986).

Muitas pesquisas foram realizadas visando a reciclagem do carvão. O desenvolvimento do método de dessorção acoplado à eletro recuperação permitiu que em 1970 fosse instalada a primeira unidade comercial em South Dakota (EUA), pertencente à Homestake Mines, envolvendo adsorção/dessorção/eletrolise de ouro em soluções cianetadas. Desde então, inúmeras unidades industriais têm utilizado este procedimento de recuperação, atraindo cada vez mais o interesse de empresários e mineradores (GRANATO, 1986).

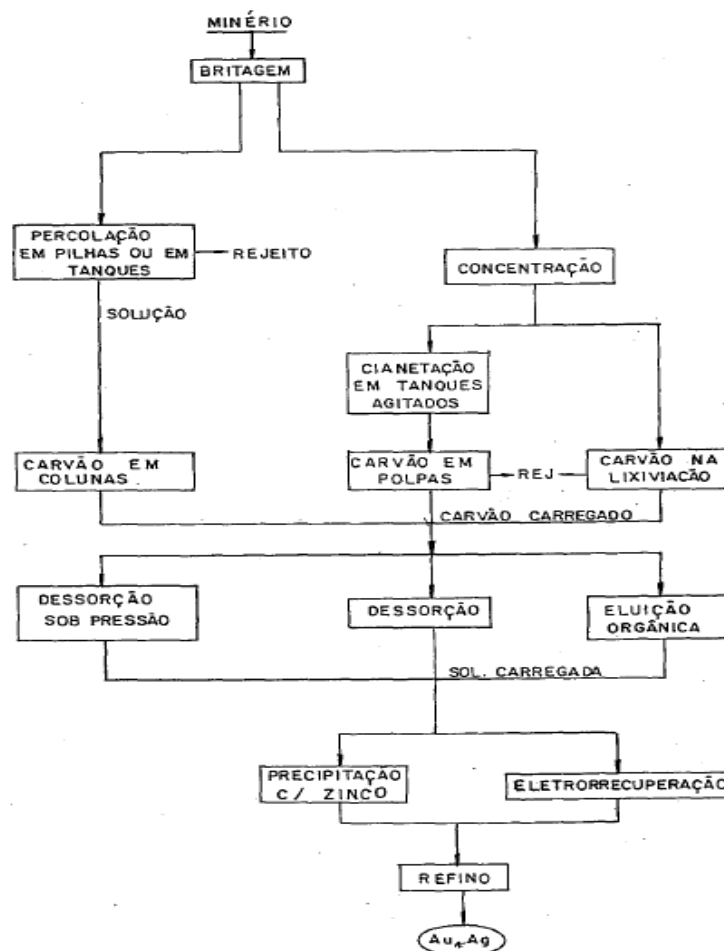
Segundo Granato (1986) o procedimento consiste basicamente de três etapas, a saber:

- Carregamento ou adsorção dos metais de interesse no carvão ativado;
- Eluição ou dessorção para uma solução concentrada;

- Regeneração ou reativação do carvão, que retorna ao circuito de adsorção.

A solução concentrada produzida é então tratada pela precipitação com zinco ou eletro recuperação. A Figura 1 permite visualizar as alternativas para a recuperação ouro com carvão ativado (GRANATO, 1986).

Figura 1 - Rotas alternativas para recuperação com carvão ativado.



Fonte: Granato, 1986, p.34.

2.3.4.1 Mecanismo do processo

Os carvões ativados podem ser obtidos de quase todas as fontes de material carbonáceo, como, por exemplo, casca de coco, ossos, madeira, açúcar, carvão betuminoso etc.. As propriedades físicas e químicas do carvão ativado são influenciadas tanto pela qualidade do material carbonáceo que lhe deu origem, como pelas condições em que foi efetuada a sua ativação. Quanto ao primeiro aspecto,

McDougal e Hancock (1980) mostraram que a estrutura celular do material original está ainda presente no esqueleto carbonoso do carvão final, determinando a quantidade e a distribuição de tamanhos dos poros formados no interior da partícula de carvão. É justamente a estrutura porosa do carvão ativado que o torna tão indicado para a adsorção de gases e substâncias (GRANATO, 1986).

O carvão ativado produzido a partir de casca de coco apresenta poros pequenos, de diâmetro menor que 20\AA , tornando-o mais adequado à adsorção de gases e purificação do ar, enquanto que o carvão produzido a partir de material betuminoso é mais utilizado para adsorver moléculas orgânicas grandes (corantes), pois o diâmetro dos poros é compatível, da ordem de até 10000\AA (GRANATO, 1986).

A adsorção ocorre na superfície interna dos poros, exigindo a difusão das moléculas a adsorver através dos mesmos e, portanto, a estrutura do material influenciará decisivamente na cinética de adsorção. Ao mesmo tempo, a temperatura de ativação e o tempo de processamento influenciam nesta estrutura, determinando efeitos sobre as características de carga do carvão ativado, bem como sobre sua resistência mecânica (GRANATO, 1986).

A ativação do carvão abrange, em geral, duas etapas distintas: um estágio de carbonização a temperaturas entre 300 e 600°C , para eliminação da matéria volátil, seguido de outro entre 700 e 1000°C , em presença de ar, CO_2 ou vapor d'água. Esta fase consiste na ativação propriamente dita, onde o oxigênio reativo presente queima parte do esqueleto carbonoso produzido no 1º estágio, aumentando a área superficial interna e resultando numa estrutura mais porosa (GRANATO, 1986).

O mecanismo de adsorção dos metais preciosos no carvão ativado ainda não está definido, apesar das inúmeras pesquisas já realizada. Três linhas principais dividem as teorias sobre o mecanismo de adsorção, que são (GRANATO, 1986):

- Processo físico, relacionado a forças de Van der Waals, onde os íons Ouro cianetos seriam captados por forças eletrostáticas;
- Complexação química, incluindo a precipitação de compostos de ouro (AuCN) ou do próprio metal;
- Eletroquímico, onde, em presença de oxigênio, a suspensão de carvão ativado em água hidrolisa-se, formando íons hidroxila e água oxigenada. O carvão adquire carga positiva, ao ceder elétrons para a hidrólise, atraindo os

íons complexos de ouro e cianeto. A reação de hidrólise é a seguinte (GRANATO, 1986):



Esta teoria não explica, no entanto, a adsorção do $\text{Hg}(\text{CN})_2$, complexo neutro, que compete com os íons complexos de ouro no processo. Talvez existam mecanismos de adsorção diferentes, de acordo com a natureza dos compostos envolvidos no fenômeno (GRANATO, 1986).

2.3.5 Adsorção – CIP – CIC – CIL

O processo de adsorção consiste na primeira etapa de recuperação dos metais preciosos com carvão ativado. O melhor carvão para utilização é aquele obtido da casca de coco, pela maior resistência à abrasão e alto poder de adsorção. A quantidade de ouro e prata que pode ser carregada pelo carvão é variável, dependendo das concentrações de ouro, prata e cianeto livre na solução, relação ouro/prata, pH da solução, concentração de impurezas, fluxo de solução, tipo e granulometria do carvão utilizado. Valores típicos estão na faixa de 2 a 20kg/t (GRANATO, 1986).

Concentrações mais elevadas de ouro e prata em solução promovem maior carregamento, como demonstram os estudos realizados pelo Bureau of Mines e Anglo American Research Laboratories. Os efeitos do pH, da temperatura e da concentração de cianeto livre são inversamente proporcionais à capacidade de carga. Assim, utiliza-se pH da ordem de até 7,5, temperatura ambiente e concentrações de cianeto baixas, ao redor de 200ppm. O carvão deve possuir granulometria tal que concilie dois fatores que se contrapõem: o maior carregamento com granulometria menor e o aumento de perdas proveniente da geração de finos. Uma faixa granulométrica característica, utilizada em diversas usinas, é 6 - 16 #. As perdas por finos giram em torno de 0,03kg/t (GRANATO, 1986).

O método de adsorção do ouro e da prata contidos em soluções de cianeto pode tratar licores clarificados, polpas ou mesmo se processar concomitantemente com a lixiviação. Os processos denominam-se carvão em colunas (CIC), carvão em polpa (CIP) e carvão em lixiviação (CIL), respectivamente (GRANATO, 1986).

A maioria das lixívias produzidas em operações por percolação é isenta de sólidos em suspensão, utilizando-se o processo CIC para recuperação. A solução carregada de metais preciosos é alimentada em uma série de colunas cilíndricas, preenchidas com carvão ativado, ou em tanques com agitadores. A metodologia é similar à utilizada na troca iônica. O leito de carvão é, em geral, fluidizado, de forma a otimizar o contato com a solução. O processo funciona em contracorrente, contactando carvão carregado com solução rica, e carvão descarregado com solução pobre, permitindo uma forma mais eficaz de recuperação (GRANATO, 1986).

O carvão permanece dentro da coluna, em cartuchos, ocorrendo periodicamente a transferência, de forma a permitir a retirada do carvão carregado, contido na última, coluna e a entrada de nova carga de carvão ativado na primeira coluna. Normalmente são utilizadas 5 colunas para o tratamento. O fluxo de solução percola a coluna de baixo para cima, valendo entre 610 e 1000L/min/m². As soluções alimentadas possuem entre 0,1 e 2ppm de ouro, em geral. A eficiência de recuperação está, normalmente, acima de 97% (GRANATO, 1986).

O processo CIP é o mais empregado entre as três alternativas citadas de recuperação do ouro com carvão ativado. A grande vantagem associada é a eliminação das etapas de separação sólido/líquido, normalmente dispendiosas e necessárias ao processo Merrill-Crowe. Consiste em contactar a polpa, após a cianetação, com o carvão ativado, utilizando tanques com agitação mecânica ou por injeção de ar (GRANATO, 1986).

O fluxo de polpa é realizado em contracorrente com o carvão, e para a separação polpa/carvão são utilizadas peneiras (28 #), colocadas entre os tanques. O tempo de retenção por tanque gira em torno de 1 hora, e utilizam-se de 4 a 5 estágios de adsorção (GRANATO, 1986).

O projeto dos tanques de CIP é fator importante na minimização das perdas por geração de finos e, apesar do maior custo relacionado à energia, a agitação com ar é mais indicada tecnicamente, diminuindo o atrito. As peneiras devem ser, de preferência, do tipo periférico aos tanques, e fixas, também com o objetivo de evitar a produção de finos (GRANATO, 1986).

O fator mais inconveniente deste processo é que as soluções efluentes possuem um teor ainda elevado de cianeto, não sendo recicladas por estarem misturadas com o minério. Os consumos de cianeto, então envolvidos, são mais

elevados do que os obtidos em usinas convencionais (Merrill-Crowe) (GRANATO, 1986).

Uma modificação do processo (CIP) é o chamado "carbon in leach" (CIL), ou seja, a adsorção em carvão ativado se realiza em paralelo com a cianetação, nos mesmos reatores. É indicado para minérios que contenham material carbonáceo, que, como já foi visto anteriormente, prejudica sensivelmente a recuperação dos metais de interesse. A presença do carvão ativado na polpa de cianetação promove uma captação imediata, e quase sempre preferencial, em relação ao material carbonáceo, do ouro e prata contidos na solução. Esta é uma outra opção que, além de muito mais barata que a ustulação e a lixiviação sob pressão, permite uma redução do número de reatores utilizados no (CIP) convencional (GRANATO, 1986).

Em geral, em função da cinética dos processos envolvidos, é necessário que a lixiviação seja iniciada anteriormente à adsorção, utilizando para isto um ou dois reatores de cianetação iniciais, seguindo-se os reatores (CIL). No entanto, somente estudos específicos, para cada minério, podem determinar qual a melhor forma de tratamento para o mesmo. Uma desvantagem associada ao processo é o índice de perda por finos de carvão gerados, em função das condições mais enérgicas de impacto e atrito entre as partículas, nos reatores (CIL) (GRANATO, 1986).

2.3.6 Dessorção

À medida que o carvão ativado atinge a sua capacidade de carga de trabalho, é transferido para a etapa de dessorção. A dessorção associada à eletro recuperação permitiu a implantação de processos de recuperação de ouro com carvão ativado em escala industrial. Consiste em inverter o processo de adsorção, extraíndo os metais de interesse do carvão e repassando-os para uma solução que é submetida, então, à eletrólise. Em função da necessidade de reverter o processo de adsorção, as condições de operação devem ser opostas àquelas estipuladas no item anterior. Assim, temperaturas elevadas, pH e concentrações de cianeto altas favorecem a dessorção (GRANATO, 1986).

Algumas alternativas de processo para eluição foram desenvolvidas nas duas últimas décadas. Todos os métodos utilizam soluções de cianeto de sódio, em concentrações elevadas de hidróxido de sódio, produzindo pH entre 12 e 13.

Diferenciam-se quanto à temperatura, pressão ou presença de aditivos que influem na cinética da dessorção e, portanto, nas dimensões da planta de eluição (GRANATO, 1986).

O método de dessorção inicialmente encontrado para extrair o ouro e prata do carvão ativado foi desenvolvido por Zadra (s_2), utilizando pressão atmosférica. A solução eluente apresentava 1% NaOH e 0,2% NaCN. A temperatura era da ordem de 90° C. Mesmo trabalhando nestas condições intensivas de processamento, a cinética era bastante lenta, requerendo de 24 a 70 horas de contato para a completa recuperação dos metais de interesse. Atualmente, a usina da Pinson Mining Company, Nevada (EUA) utiliza este procedimento de eluição em batelada. Em função do tempo muito longo de operação, outros métodos têm apresentado preferência para instalação em novas usinas (GRANATO, 1986).

A difusão dos íons complexos de ouro para fora dos poros do carvão ativado influi decisivamente na cinética de eluição. Assim, utilizando-se temperaturas mais elevadas, é possível incrementar a taxa de dessorção. Em função disto, o Bureau of Mines (Salt Lake City desenvolveu um procedimento de eluição sob pressão. A temperatura é de 150° C, resultando numa pressão de vapor, no sistema, de 64psi. A solução contém 0,4% de NaOH, sendo diluída em cianeto. Diversas usinas têm utilizado este processo, como, por exemplo, a Cortez Gold Mines, Lander County - Nevada (EUA), onde, num vaso sob pressão, recupera-se cerca de 99,5% do ouro contido no carvão, a uma pressão de 60psi e temperatura de 1150 C em 4 a 6 horas. A maioria das plantas da África do Sul utiliza uma variação da eluição sob pressão, desenvolvida pela Anglo Arnerican Research Laboratories. O método envolve um pré-tratamento de condicionamento do carvão ativado carregado, em soluções com 10% de NaCN e 1% de NaOH, seguido de eluição com água a 110°C em vaso de pressão. A recuperação alcançada é de 100% em 3 horas (GRANATO, 1986).

Um outro método de recuperação para operações em pressão atmosférica foi desenvolvido pelo Bureau of Mines de Reno, apresentando como novidade a introdução de um álcool como aditivo. Uma solução com 20% de álcool e 1% de NaOH, a 80°C permite a dessorção dos metais preciosos em 5 a 6 horas. Numa escala decrescente de eficiência podem ser utilizados etanol, metanol ou isopropano¹. A usina de Batttle Mountain, Duval's Corpo. Nevada (EUA), emprega este procedimento. A desvantagem deste método está associada aos perigos

provenientes do manuseio de álcoois em usinas, que impõem a utilização de sistemas de segurança reforçados e dispendiosos (GRANATO, 1986).

2.3.7 Reativação e tratamento químico

Foi a possibilidade de reutilização do carvão ativado que viabilizou economicamente todos os processos de adsorção em carvão ativado em larga escala. O custo elevado do carvão impossibilitava a alternativa da queima para recuperação do ouro a partir das cinzas produzidas (GRANATO, 1986).

O objetivo mais importante a alcançar nesta etapa seria a restauração completa da capacidade de carga original do carvão empregado. A eliminação de toda matéria orgânica adsorvida no carvão, através do seu aquecimento, permite obter bons resultados. O equipamento empregado consiste num forno rotativo simples, onde o aquecimento é indireto. A atmosfera deve ser neutra, não oxidante, de forma a evitar a queima do carvão. A temperatura é variável, em geral utiliza-se de 650 a 750°C, e o dióxido de carbono deve prevalecer na atmosfera do forno (GRANATO, 1986).

Um tratamento químico é realizado antes da utilização do carvão na dessorção. Consiste na remoção de cálcio e sílica através de uma lixiviação em solução ácida diluída. Desta forma, parte dos metais de base adsorvidos no carvão, como o níquel, também são eliminados, resultando num favorecimento da cinética de adsorção. O ácido empregado é, em geral, o clorídrico a 3% e, em função da possibilidade de formação de gás cianídrico, cuidados devem ser tomados quando da realização desta operação. Torna-se portanto mais indicado utilizar ácido nítrico, que oxida o cianeto contido a amoníaco (GRANATO, 1986).

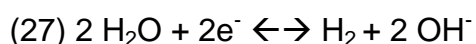
2.3.8 Eletrorecuperação

O advento da recuperação do ouro por métodos eletrolíticos remonta há quase 100 anos, coincidindo com o desenvolvimento do método de cianetação para recuperação do ouro de minérios. Entretanto, os maus resultados obtidos naquela época, utilizando células convencionais, promoveram o desinteresse pela técnica. Foi somente com os avanços obtidos na tecnologia de adsorção em carvão ativado que a eletrorecuperação voltou a ser considerada como alternativa viável. Um novo

modelo de célula, desenvolvido por Zadra, com modificações substanciais de projeto, popularizou a utilização da eletrorrecuperação como passo complementar à recuperação com carvão ativado (GRANATO, 1986).

Duas vantagens principais podem ser apontadas para a expansão da utilização do processo de eletrólise em relação à precipitação química. Primeiro, não há introdução de novas entidades químicas na solução, pois a redução é realizada por intermédio de elétrons. Segundo, o processo é mais seletivo, produzindo depósitos de pureza mais elevada, o que simplifica os métodos posteriores de purificação do ouro (GRANATO, 1986).

As reações eletródicas que ocorrem no processo são as seguintes:



A primeira reação representa o fenômeno anódico, onde íons hidroxila se oxidam produzindo oxigênio, água e elétrons que serão consumidos nas reações catódicas de redução do ouro e do hidrogênio. A formação deste gás, em reação concorrente com a deposição do ouro, é responsável pela eficiência de corrente catódica baixa. Devem ser consideradas também as reações de redução da prata e do cobre, se presentes em solução, bem como a possível oxidação de íons cianetos no anodo (GRANATO, 1986).

Segundo Granato (1986) os principais parâmetros que influenciam o processo de eletrorrecuperação do ouro são:

- Intensidade de circulação da solução;
- Temperatura da solução;
- Densidade de corrente;
- Composição da solução;
- Voltagem.

As soluções provenientes das etapas de dessorção do carvão ativado são soluções relativamente purificadas, apresentando concentrações baixas em metais preciosos (da ordem de mg/l). É notório que a presença de hidróxido de sódio em solução aumenta a sua condutividade. Em função dos teores baixos nos metais de interesse, as condições para sua deposição não são as ideais, já que não há grande disponibilidade de íons para redução nas proximidades da superfície catódica. Faz-se mister promover um suprimento de íons de ouro e prata no catodo, de forma a impedir que reações paralelas contribuam para a diminuição da eficiência de deposição (GRANATO, 1986).

Assim, temperaturas elevadas e alta circulação da solução promovem maior condutividade da mesma, difusão mais rápida dos íons a depositar e menor solubilidade do oxigênio. A estes fatores alia-se o em prego de densidades de corrente baixas, que solicitam os íons para deposição com menos velocidade, permitindo que haja tempo para reposição dos já depositados. É a não existência de íons suficientes de ouro e prata na região catódica que promove a redução do hidrogênio, em reação consumidora de energia que não está sendo canalizada para produção dos metais de interesse (GRANATO, 1986).

Alguns tipos de células para eletrólise de soluções cianetadas foram desenvolvidos, podendo ser divididos em dois grupos principais: células cilíndricas, onde o fluxo da solução é perpendicular ao fluxo de corrente elétrica, e retangulares, onde os fluxos de corrente e solução são paralelos. A Figura 7 apresenta desenhos esquemáticos destas células (GRANATO, 1986).

A célula ZADRA é do tipo cilíndrico. O cartucho catódico é constituído de plástico perfurado, recoberto de membrana porosa, onde é colocada a lã de aço (catodo). O tubo interno distribui a solução e também é o contato elétrico do catodo. O anodo é constituído de tela de aço (GRANATO, 1986).

A célula retangular apresenta esquema tradicional, onde os catodos e os anodos são substituídos por cartuchos de lã e tela de aço, respectivamente. Pesquisas realizadas demonstram que este tipo de célula apresenta maior eficiência que a cilíndrica (GRANATO, 1986).

O National Institute for Metallurgy (NIMÁfricado Sul) desenvolveu uma célula em que o catodo é constituído de grafite, de alta superfície específica. Esta modificação permite que, após a deposição, através da inversão de polaridades, o ouro e a prata recuperados sejam redepositados sobre catodos de titânio. Assim, os

metais de interesse são obtidos em pureza muito mais elevada, desde que o depósito não seja aderente ao titânio. Este novo projeto está em fase de otimização, a fim de superar problemas operacionais existentes (GRANATO, 1986).

A recuperação do ouro contido na solução não necessita ser total em uma passagem pela célula. O processamento por recirculação pode ser empregado, bem como a solução que retorna para dessorção do carvão, ou da resina, pode conter ouro. É interessante que pelo menos 60% dos metais preciosos sejam recuperados por vez. O catodo apresenta teor de 50 à 80% em (Au: + Ag) (GRANATO, 1986).

Esforços têm sido realizados com vistas a viabilizar a eletrorecuperação direta de soluções cianetadas de ouro. No entanto, os problemas envolvidos são muitos, principalmente os relacionados às pequenas concentrações de ouro nas lixívia (0,8 a 2mg/l) e à operação a temperatura ambiente, que aumenta a resistência do eletrólito (GRANATO, 1986).

2.3.8.1 Pilhas de lixiviação

O processo de lixiviação em pilhas é utilizado em materiais de baixo teor, assim podendo viabilizar o beneficiamento, pois outros métodos como, flotação, tanques de lixiviação ou gravimétricos possuem um custo operacional que para materiais de baixo teor torna-se inviáveis (ROENICK, 2013).

Apesar da simplicidade de execução do processo de lixiviação em pilhas existem alguns fatores que são levados em consideração e que requer muita atenção antes de serem executados, pois existem grandes complexidades de difíceis compreensões (ROENICK, 2013).

O método de extração de ouro por lixiviação em pilhas é composto pelas seguintes áreas (ROENICK, 2013):

Pilhas de lixiviação, reservatório de armazenamento, colunas de adsorção, colunas de dessorção e a preparação do cianeto (ROENICK, 2013).

Nas pilhas de lixiviação é feito todo um processo de impermeabilização no solo para que não ocorram contaminações provindas da solução de cianeto (ROENICK, 2013).

Os reservatórios de armazenamento são utilizados para armazenar toda solução do processo, inclusive a água das chuvas, e a solução de descarte será feita uma neutralização para que a mesma possa retornar a natureza sem nenhum

coluna que se encontra rico em ouro vai direto para uma coluna de dessorção (ROENICK, 2013).

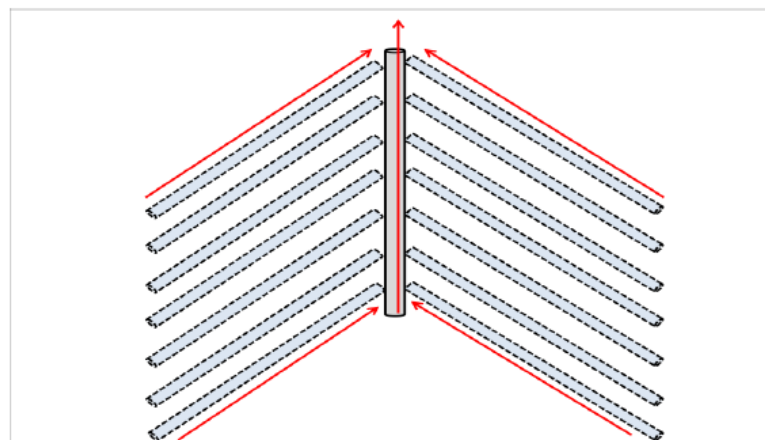
Todos os reservatórios são interligados por motivos de segurança, para que não ocorra nenhum problema de transbordo nos tempos chuvosos, a água da chuva é direcionada para um reservatório de emergência onde a mesma recebe um tratamento para neutralizar a solução de cianeto fazendo com que atinja os limites aceitáveis (legais) de pH e cianeto, para retornar ou não ao meio ambiente (ROENICK, 2013).

2.3.8.2 Montagem da base

A base da pilha de lixiviação é feita de forma que a solução possa percorrer somente com ajuda da gravidade através das canaletas de coleta de solução. Uma boa impermeabilização do solo é essencial para que não haja contaminação, essa impermeabilização geralmente é feita com 3 camadas de argila de 30 a 40 centímetros compactadas, para depois receber uma lona de PEAD (Polietileno de Alta Densidade) (ROENICK, 2013).

Depois de feita todo o processo de impermeabilização é colocado uma tubulação central com varias ramificações estilo espinha de peixe conhecida como canaflex, para que a solução possa ser levada de forma mais homogenia possível para toda a pilha de material. Esse processo é ilustrado na Figura 3 (ROENICK, 2013).

Figura 3 - Desenho esquemático em vista superior da tubulação central e dos canaflex.



Fonte: Roenick, 2003, p.21.

Depois do canaflex uma camada de material inerte com alta permeabilidade como, por exemplo, a areia é colocada. Essa camada varia de 0,3 a 1,0 metros. Depois disso o minério começa a ser empilhado sobre a base permeável tendo assim o nível 1 da pilha. Sendo que cada nível varia de 6 a 12 metros de altura (ROENICK, 2013).

2.3.8.3 Empilhamento

O empilhamento pode ser feito de duas maneiras, por correias transportadoras e por caminhões (ROENICK, 2013).

Em relação ao rejeito de Chapada de Natividade, será transportado por caminhões até a área preparada para receber o material. (ROENICK, 2013)

No decorrer do empilhamento é adicionado hidróxido de cálcio (Ca(OH)_2), para modificar o pH da solução aquosa assim elevando o pH entre 10,5 a 11,5 evitando assim a hidrólise do íon de cianeto e o cianeto de hidrogênio (HCN), que é altamente tóxico. Essa quantidade de hidróxido de cálcio é calculada em testes pilotos com lixiviação em colunas ou em garrações (ROENICK, 2013).

2.3.8.4 Dosagem de hidróxido de cálcio

A dosagem de hidróxido de Cálcio serve para controle do PH da solução, ideal entre 10,5 e 11,5, necessário para evitar a hidrólise do íon de cianeto e do cianeto de hidrogênio (HCN) (ROENICK, 2013).

De acordo com Roenick (2013) os processos da dosagem de hidróxido de cálcio são:

- Silos: é descarregado uma dosagem no caminhão que transporta o material para a montagem das pilhas;
- Carretas: carretas adaptadas levam o material com hidróxido de cálcio para onde esta sendo feitas as pilhas, obtendo assim uma boa homogeneização;
- Big bags 1: com o auxílio de um caminhão munck big bags contendo hidróxido de cálcio é descarregados sobre a pilha que esta se formando, esse

não é um procedimento seguro para os operadores que trabalham nas pilhas e nem eficaz, pois a pilha não recebe a dosagem correta por não ter uma boa homogeneização e uma grande perda de hidróxido de cálcio pela ação do vento.

Após o processo de empilhamento e de dosagem de hidróxido de cálcio é hora de colocar a tubulação que irá levar a solução de cianeto de sódio até a pilha, a dosagem da quantidade de solução deverá ser calculada através de ensaios em escala piloto para definir a quantidade de cianeto para que haja a melhor recuperação possível, geralmente feito em colunas de lixiviação. Valores típicos variam de 5 a 75 galões por pés quadrados por dia (8 a 127 litros por metro quadrado por hora) de superfície de área (Heinen *et al.*, 1978). Segundo Roenick (2013) essa dosagem geralmente é feita através de duas maneiras:

- **Aspersor:** uma tubulação secundária e conectada a tubulação principal levando a solução para os aspersores, essa técnica estilo chuveirinho não é muito aconselhável em regiões com taxas altas de evaporação, pois a solução evapora antes de atingir a pilha, e onde venta muito como o caso da nossa região, a solução acaba que tomando caminhos preferenciais e lixiviando mais uma parte que outras. Esse sistema é mais utilizado nos taludes das pilhas;
- **Gotejador:** o sistema de gotejamento a tubulação principal recebe tubulações secundárias com pequenos furos de 30 em 30 centímetros fazendo com que seja gotejado a solução lixiviante percorrendo locais específicos da pilha.

2.3.9 Melhor produtividade na lixiviação de ouro

Como o material a ser lixiviado é um material que já foi processado (rejeito), pode dizer que 50% dos gastos foram economizados, podendo viabilizar o processo em relação ao baixo teor (CIMINELLI; GOMES, 2002).

Para atingir bom resultado na lixiviação de minérios auríferos, diversos fatores devem ser levados em consideração, por isso exige que seja feito um estudo adequado como mineralogia, controle das variáveis de processo como que será o

processo e os aspectos econômicos, como mostra a Figura 4 (CIMINELLI; GOMES, 2002).

Figura 4 - Fatores importantes a serem considerados no processo de lixiviação.



Fonte: Ciminelli, 2002, p. 78.

Segundo Ciminelli e Gomes (2002) a avaliação do ouro consiste em:

- Identificar e quantificar os minerais presentes;
- Influência dos minerais de ganga na recuperação e consumo de reagentes;
- Custos operacionais de pré-tratamento, caso refratários;
- Granulometria do minério deve ser levada em consideração, pois o material tem que estar com as faces expostas para maior superfície de contato com a solução lixivante, pois se o material não estiver na granulometria adequada poderá inviabilizar o processo, pois uma remoagem eleva os custos operacionais;
- Estudar a mineralogia (caracterização mineralógica) (Kahn et alii, 1990; Gasparini, 1983; Henley, 1983; Henley, 1986) para saber como é a ocorrência do minério de ouro, para que possa ser indicadas alternativas para o tratamento do minério (Scheiner, 1987; Henley, 1975; Oosthuyzen et alii, 1994).

3. Materiais e Métodos

3.1 Materiais

Para o desenvolvimento desse projeto foram utilizados os seguintes materiais:

1. 1 moinho de bolas para cominuição do material;
2. 1 jogo de peneiras classificadora com agitador, utilizado para classificar o material;
3. 30 Sacos para armazenagem das amostras;
4. 3 béquer de 2 litros com suporte a aeração, utilizado para o processo de lixiviação;
5. 2 balões volumétricos, utilizado para abertura do carvão ativado;
6. 1 bomba oxigenadora, utilizada para aeração da solução;
7. 3 agitadores de hélice mecânico, utilizado para não deixar decantar o material durante o processo de lixiviação;
8. 9 erlenmeyer de 250ml, utilizado para abertura das amostras;
9. 6 picnômetros de vidro, utilizado para calcular a densidade específica do material;
- 10.1 balança de precisão, utilizado para pesagem das amostras;
- 11.6 cadinhos, utilizado para abertura do carvão ativado;
- 12.1 mufla, utilizado para calcinação do carvão;
- 13.1 estufa, utilizado para secagem das amostras;
- 14.1 PHmetro, utilizado para aferir o PH da solução;
- 15.1 Chapa aquecedora;
- 16.6 tubo de ensaio de 50ml, utilizado para separação das fases e leitura na espectrometria de absorção atômica;
17. 1 aparelho de Espectrometria de Absorção Atômica, utilizado para determinar qualitativamente e quantitativamente a presença de metais na amostra;
- 18.2 filtro de Pressão, utilizado para filtragem do material depois da lixiviação.

Aquisição da amostra

As amostras foram coletadas a partir do rejeito, com granulometria aproximada de 50 mesh, proveniente do beneficiamento por amalgamação, no período de um mês.

Figura 5 - Processo de Amalgamação do garimpo.



Fonte: Própria

Figura 6 - Processo de Amalgamação do garimpo



Fonte: Própria

3.2 Preparação das amostras

Foram usados 30kg do rejeito e a preparação das amostras foi realizada através do método “A” (separação mecânica) descrito na NBR NM 27/2001. A amostra foi homogeneizada e classificada de acordo com a NBR 7181/1984, em três granulometrias diferentes (mesh): 50#, 100# e 200#, correspondendo a três grupos de amostras.

3.2.1 Amostra de cabeça

O processo conhecido como “Amostra de Cabeça” determina o teor de minério presente em uma rocha ou solo. Usou-se o processo para conhecer a quantidade de ouro presente no rejeito do garimpo, para isso foram usados 30g de cada grupo de amostra, com mais 20ml de ácido nítrico e 50ml de ácido clorídrico, as amostras são depositadas em um erlenmeyer de 250ml e então aquecidas à 100° celsius durante 40 minutos. Já com as amostras em temperatura ambiente, foram transferidos 30ml de cada amostra para tubos de ensaio de 50ml e, para cada um deles, acrescidos 5ml do indicado DIBK. Consequentemente, os tubos foram agitados por 1 (um) minuto e após o período de separação das fases foram submetidos ao teste de espectrometria de absorção atômica.

Figura 7 - Preparo da amostra de cabeça.



Fonte: Própria

3.3 Lixiviação ácida de cianeto de sódio

Para melhor elucidar e desenvolver a proposta esse processo foi dividido em 7 etapas.

O primeiro passo, para a preparação do processo de lixiviação em escala laboratorial, utilizou-se três béquers, sendo um para cada grupo de amostra, em seguida, foi acrescentado 1 (um) litro de água destilada e 1kg do material em cada béquer.

O Próximo passo, foi o processo de agitação do material, esse passo é importante para que o material não decante durante os testes, consequentemente afere-se o PH (Potencial Hidrogeniônico) das amostras para conhecimento, pois, deverá ser controlado pela etapa seguinte.

Nessa etapa, a terceira, para o controle do PH da amostra ou solução, usou-se óxido de cálcio (CaO), segundo Roenick (2013), o controle do PH da amostra, entre 10,5 e 11,5, é necessário para evitar a hidrólise do íon de cianeto e do cianeto de hidrogênio (HCN), que evita a liberação dos gases tóxicos, como o próprio HCN supracitado. Na escala laboratorial o controle do PH aconteceu apenas na preparação das amostras, porém, em grande escala, como em uma planta de beneficiamento, esse controle se faz necessário.

Na quarta etapa iniciou-se o processo de eluição através da administração de cianeto de sódio. Nas três amostras, que continuam em agitação contínua, foi adicionado 500mg/L de cianeto de sódio. Nessa mesma etapa, é iniciado o processo de aeração, que consiste na adição de oxigênio, necessária para reduzir a dissolução dos sulfetos solúveis. Devido à lentidão cinética do processo, geralmente, como pode ser observado em, por exemplo, a solução deve ficar em agitação durante um período de 24 horas, e, após esse período, adicionou-se 15 gramas de carvão ativado, e novamente foi aguardado igual período, sempre com as amostras em agitação.

Na quinta etapa foi feita a filtração das amostras, através de um processo de peneiragem e filtro de pressão, logo, a solução é separada em 3 partes: O carvão ativado, que por ter granulometria diferente maior que a de todas as amostras, é retido na peneira; A solução aquosa, que é expelida pelo filtro sob pressão de ar comprimido; e a massa sólida, que decanta dentro do filtro. Ainda nessa etapa foi

realizada a secagem do material, apenas o carvão ativado e a massa sólida, que respectivamente ficam aquecidas em estufas à 250° célsius no intervalo de 30 minutos e 2 horas.

O sexto passo foi o processo de calcinação do carvão ativado, para isso foram separadas 2 amostras de 2 gramas cada. Ambas as amostras foram submetidas à temperatura de 800° célsius por um período de 5 horas.

O sétimo passo consiste na dissolução das amostras com água régia (Abertura da Amostra). Para cada amostra, separada no passo anterior, foi acrescido mais 20 ml de ácido nítrico e 50 ml de ácido clorídrico, em seguida, aquecidas à 100° célsius durante 40 minutos. Já em temperatura ambiente, para cada amostra, foi realizada a espectrometria de absorção atômica, com indicador DIBK.

Figura 8 - Processo de lixiviação com agitação e aeração.



Fonte: Própria

3.4 Titulação de cianeto livre

Foram separados 50ml de solução aquosa, resultante da filtragem no processo de lixiviação, em um erlenmeyer de 250ml, adicionadas 6 gotas do indicador Dimethylamino-benzylidene ($C_{12}H_{12}N_2OS_2$) com ACETONA P.A. ($(CH_3)_2CO$ 0,40g/l, por fim, a solução é titulada com nitrato de prata ($AgNO_3$) 1,735 g/l com o equipamento micro-bureta.

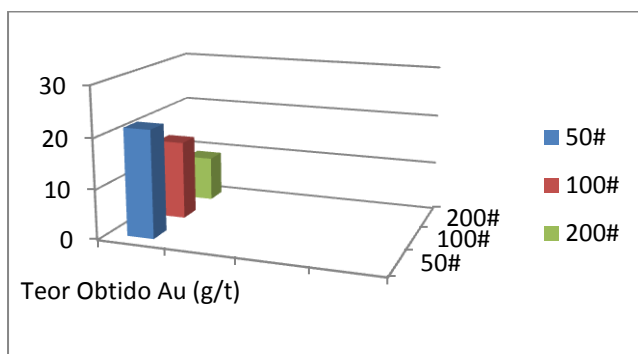
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 Amostra cabeça

Os resultados obtidos pela espectrometria de absorção atômica nas amostras de cabeça são dispostos na tabela 2.

Tabela 2 - Teor Obtido por espectrometria da amostra de cabeça

Amostra	Teor Obtido Au (g/t)
50#	21,51
100#	15,77
200#	9,07



Percebe-se que para a amostra de 50# o teor obtido de Au é de 21,51g/t, já para a amostra de 100# obteve-se 15,77g/t e para a amostra de 200# 9,07g/t.

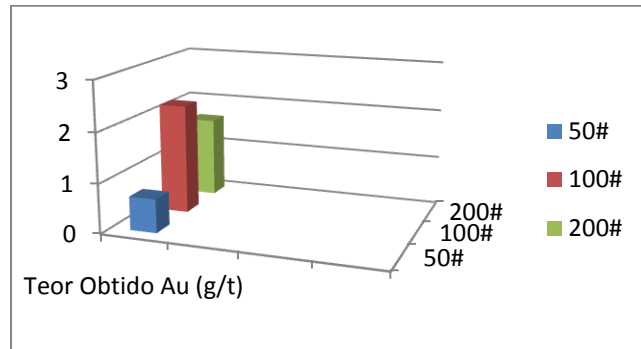
4.2 Processo de lixiviação

4.2.1 Análise do carvão ativado

Os resultados obtidos na abertura do carvão ativado podem ser visualizados na tabela 3.

Tabela 3 - Teor Obtido por espectrometria do Carvão Ativado

Amostra	Teor Obtido
50#	0,68
100#	2,21
200#	1,62



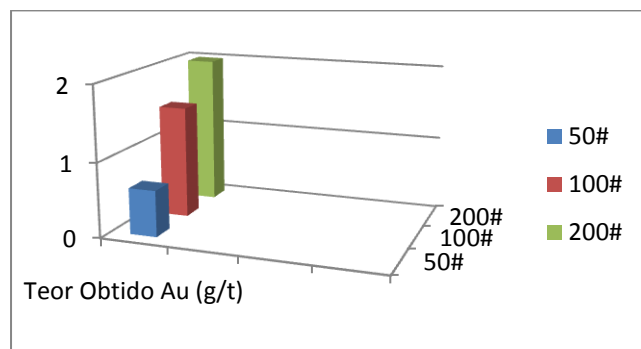
Podemos observar que na amostra de 50# o teor obtido de Au foi de 0,68g/t, já para a amostra de 100# foi de 2,21g/t e para a amostrada de 200# 1,62g/t.

4.2.2 Análise da massa sólida

Os resultados obtidos pela espectrometria de absorção atômica nas amostras da massa sólida está dispostos na tabela 4.

Tabela 4 - Teor Obtido por espectrometria da amostra de cabeça

Amostra	Teor Obtido Au (g/t)
50#	0,62
100#	1,50
200#	1,99



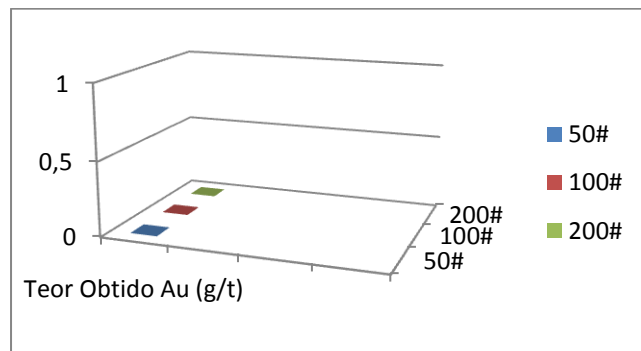
Percebe-se que para a amostra de 50# o teor obtido de Au é de 0,62g/t, já para a amostra de 100# obteve-se 1,50g/t e para a amostra de 200# 1,99g/t.

4.2.2 Análise da solução

Na tabela número 5, poderemos ver os resultados obtidos na espectrometria de absorção atômica.

Tabela 5 - Teor Obtido por espectrometria da Solução

Amostra	Teor Obtido
50#	0,00
100#	0,00
200#	0,00



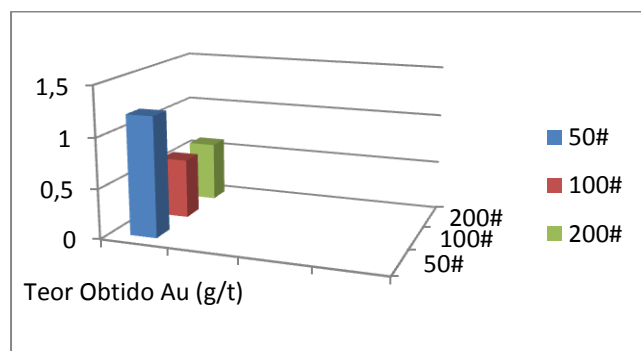
Podemos notar que nas três amostras os resultados foram 0,00g/t.

4.2.3 Titulação de cianeto livre

Os resultados do teste de titulação de cianeto livre podem ser vistos através da tabela 6.

Tabela 6 - Titulação do Cianeto Livre

Amostra	Teor Obtido (mg/l)
50#	1,20
100#	0,60
200#	0,60



Como podemos observar que a amostra de 50# obteve 1,20mg/l, já na amostra de 100# e 200# obteve-se 0,60mg/l.

5. CONSIDERAÇÕES FINAIS

De acordo com o método proposto, observou que o rejeito do garimpo de Chapada de Natividade é rico, apesar de já ter passado por um método de beneficiamento por amalgamação, mostrando assim que esse método não é eficiente, pois foram constatados teores altíssimos, viabilizando o método de lixiviação ácida de cianeto de sódio.

Após análise dos resultados, como podem ser observados na amostra de cabeça, os teores foi satisfatório, viabilizando um processo de lixiviação ácida com cianeto de sódio em tanques, mesmo sabendo que esse método é de alto custo, obtivemos recuperação aproximada de 90%.

Diante disso, seria viável um estudo de viabilidade econômica para a implantação de uma planta de beneficiamento no garimpo de Chapada de Natividade para processar todo o rejeito existente.

6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

CIMINELLI, VIRGÍNIA; GOMES, ÁUREA. Princípios da Cianetação. Extração de Ouro – Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente. In: JOSÉ MENDO MIZAEL DE SOUZA. Rio de Janeiro. CETEM/MCT; PUC/Rio. Maio/2002. Pagina 51.

CUNHA, Fabiana Albuquerque; MARTINS, Afonso Henriques. Avaliação de alguns agentes lixiviantes para a remoção do cobre contido em um minério complexo de ouro. **Mineração**. Ouro Preto, p. 187-190. set. 2003. Disponível em: <<http://www.scielo.br/pdf/rem/v56n3/v56n3a07.pdf>>. Acesso em: 02 nov. 2013.

GRANATO, MARCOS. Metalurgia Extrativa do Ouro. Brasília – 1986. Paginas – 79.

HÄMÄLÄINEN, MATTI. **Método para a recuperação de ouro**. FIN nº PI0309292-5, 07 abr. 2003, 01 fev. 2005. . Disponível em: <<http://www.patentesonline.com.br/m-todo-para-a-recupera-o-de-ouro-101250.html>>. Acesso em: 03 nov. 2013.

HECK, Nestor Cezar. **Metalurgia Extrativa dos Metais Não-Ferrosos I-A: Lixiviação**. Rio Grande do Sul: Ufrgs, 1986. 6 p. Disponível em: <<http://www.ct.ufrgs.br/ntcm/graduacao/ENG06631/Lixiviacao.pdf>>. Acesso em: 02 nov. 2013.

ROENICK, Fernanda. **Extração de Ouro Contido em Minério de Baixo Teor Empregando Pilhas de Lixiviação com Cianeto**. 2013. 151 Paginas. Dissertação (Mestrado) - Curso de Programa de Pós-graduação em Engenharia Metalúrgica, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2013.

Mc DOUGALL, G.J.i HANCOCK, R.D. Activated carbons and goldi-a literature survey. Minerals Sci. Eng., 12 (2): 85-99, Apr. 1980.

7. ANEXO 1

7.1 Tabela dos Resultados

LABORATÓRIO													
Amostra:		Amostra											
Data:		21/05/2014											
Amostra	Referência do Teste	ppm NaCN	Tempo (h)	Hora inicial	Data	Volume de Polpa (ml)	Massa de polpa (g)	Peso específico (g/cm ³)	Massa Cal (g)	Massa Seca (g)	Massa água (g)	Densidade polpa (g/cm ³)	% Sólido
A-1	NORMAL	500	48	9:30	21/5/14	1450,00	1994,00	2,70	3,00	864,00	1130,00	1,38	43,33
A-2	100#	500	48	9:35	21/5/14	1400,00	1999,00	2,70	1,00	951,35	1047,65	1,43	47,59
A-3	200#	500	48	9:45	21/5/14	1450,00	1996,00	2,40	1,30	936,00	1060,00	1,38	46,89
												Relação carvão g/l	Massa Carvão (g)
												15,00	21,8
													21,0
													21,8

Amostra	Referência do Teste	pH inicial	pH final	Solução Au(mg/l)	Sólido Au(g/t)	Carvão Au(g/t)	C/N	NaCN final	Consumo NaCN %	Relação g/ Ton NaCN
A-1	NORMAL	12,60	8,30	0,00	0,620	172,5000	1,20	2,26	99,86	653,94
A-2	100#	10,70	8,70	0,00	1,500	547,5000	0,60	1,13	99,93	550,61
A-3	200#	10,60	8,50	0,00	1,990	407,5000	0,80	1,51	99,91	566,24

Amostra	Referência do Teste	Au Rejeito (g)	Au lixiviado (g)	Au total (g)	Teor Back (g/t)	Teor Amc	Eficiência Lixiviação (%)	Eficiência Adsorção (%)	Recuperação Final (%)
A-1	NORMAL	0,00054	0,00000	0,00429	4,96	21,51	87,51	100,00	87,51%
A-2	100#	0,00143	0,00000	0,01292	13,59	15,77	88,96	100,00	88,96%
A-3	200#	0,00186	0,00000	0,01073	11,46	9,07	82,63	100,00	82,63%

