



**CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE
MINAS GERAIS
DEPARTAMENTO DE QUÍMICA
CURSO DE QUÍMICA TECNOLÓGICA**

**USO DE CONTACTORES COM MEMBRANAS
PARA RECUPERAÇÃO DO OURO MINERAL**

Túlio Luís dos Santos

**Belo Horizonte-MG
2015**



**CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE
MINAS GERAIS
DEPARTAMENTO DE QUÍMICA
CURSO DE QUÍMICA TECNOLÓGICA**

USO DE CONTACTORES COM MEMBRANA PARA RECUPERAÇÃO DO OURO MINERAL

Túlio Luís dos Santos

Monografia apresentada ao Curso de Química Tecnológica do CEFET-MG como parte das exigências da disciplina Trabalho de Conclusão de Curso II (TCC II).

Orientador: Prof^a. Dra. Luzia Sergina de França Neta

Banca Examinadora:

Prof^a. Dra. Luzia Sergina de França Neta (orientador)

Prof^a Dra. Míriam Cristina Santos Amaral (UFMG)

Prof^a. Dra. Patrícia Procópio Pontes (CEFET-MG)

Monografia aprovada em 23 de janeiro de 2015

**Belo Horizonte-MG
2015**

AGRADECIMENTOS

Primeiramente agradeço os meus pais pelo apoio, incentivo, compreensão, carinho e amor. A base que eles me deram foi fundamental para eu me tornar Bacharel em Química Tecnológica.

Agradeço a minha orientadora Professora Doutora Luzia Sergina de França Neta por ter aceitado meu convite e por ter colaborado para o meu aprendizado tanto nas suas aulas, quanto na elaboração desta monografia. Sabia que você tem uma contribuição na minha formação.

Agradeço aos meus professores, especialmente, Patterson Patrício, Cleverson Garcia e Claudinei Calado pelos conhecimentos transmitidos e pelos aconselhamentos.

Aos meus amigos e, em especial, ao meu irmão Matheus o meu muito obrigado por cada momento vivido, por cada estresse, lamentações e sorrisos compartilhados ao longo do curso e da elaboração da monografia.

Agradeço ainda todos que contribuíram direta e indiretamente para minha formação e crescimento pessoal e profissional.

LISTA DE ABREVIATURAS

μm	Nanômetro
$\text{A}\cdot\text{dm}^{-2}$	Ampere por decímetro quadrado
Atm	Atmosfera
$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	Dicianoaurato
$C_{\text{eq aq}}$	Concentração do metal na fase aquosa
$C_{\text{eq org}}$	Concentração do metal na fase orgânica
CETEM	Centro de Tecnologia Mineral
CIC	Carvão em Coluna
CIL	Carvão em Lixiviado
CIP	Carvão em Polpa
cm/s	Centímetro por segundos
cm^3/s	Centímetro cúbico por segundos
DBBP	di-n-butil-butil-fosfonato
DNPM	Departamento Nacional de Produção Mineral
EUA	Estados Unidos da América
G-L	Gás-líquido
IBRAM	Instituto Brasileiro de Mineração
K_D	Coeficiente de distribuição ou de partição
L-L	Líquido-líquido
PPM	Parte por milhão
PSM	Processos de Separação por Membranas
SX-EW	Extração eletrolítica e de solventes
TBP	Tributilfosfato
Ton	Toneladas

TOPO	tri-n-octilfosfina
USGS	United States Geological Survey
V	Volts

LISTA DE FIGURAS E FLUXOGRAMAS

Figura 1 – Fluxograma simplificado do processo de precipitação com zinco.....	8
Figura 2 – Fluxograma simplificado de uma usina CIP.....	13
Figura 3 – Fluxograma do processo CIC na configuração de leite fluidizado em cascata.....	15
Figura 4 – Exemplo de célula eletrolítica retangular utilizada na eletrorrecuperação do ouro	19
Figura 5 – Morfologia das membranas sintéticas.....	24
Figura 6– Os tamanhos de poros e das espécies para tipos diferentes de membrana.....	26
Figura 7 – Representação de um contactor com membrana.....	28
Figura 8 – Distribuição dos fluidos em contactores líquido-líquido, dependendo da membrana utilizada.....	29
Figura 9 – Ilustração da montagem do sistema para recuperação de ouro dissolvido utilizado por KUMAR et AL.: (1) contactor com membrana; (2) solvente extrator e (3) solução aquosa contendo ouro dissolvido; (4) bomba; (5,6) manômetro; (7) rotâmetros.....	33
Figura 10 - Mecanismo de extração do cianocomplexo de ouro com LIX79 usando o contactor com membrana de fibra oca.....	34

LISTA DE TABELAS E QUADROS

Tabela 1 – Dados de diferentes processos de eluição.....	18
Tabela 2 – Exemplos de Aplicações de Processo de Separação por Membranas.....	27
Tabela 3 – Resultados obtidos para a recuperação do ouro e outros elementos interferentes presentes na solução estudada.....	36

RESUMO

USO DE CONTACTORES COM MEMBRANA PARA RECUPERAÇÃO DO OURO MINERAL

SANTOS, T. L.; FRANÇA NETA, L. S.

A extração do ouro mineral envolve diversas etapas, tais como o beneficiamento do minério, cianetação, recuperação do ouro dissolvido e refino do metal de interesse. Dentre os diversos processos existentes para a recuperação do ouro dissolvido – cementação com zinco, precipitação com alumínio e adsorção em resina de troca iônica. A técnica que apresenta maior aplicação industrial atualmente é a adsorção em carvão ativado, podendo ser realizado por três técnicas diferentes: carvão em polpa (CIP), carvão em lixiviação (CIL) e o carvão em coluna (CIC). Embora seja a técnica dominante nas plantas industriais de recuperação de ouro, o processo de adsorção em carvão ativado apresenta algumas desvantagens tais como: gasto elevado de cianeto de sódio, possibilitando maior risco ambiental, interferência por outros elementos como o cobre e ferro, necessidade da etapa de dessorção do carvão ativado, dentre outros. Estes inconvenientes podem ser minimizados ou eliminados ao realizar a recuperação do ouro dissolvido por solventes extratores utilizando contactores com membranas que é um processo de separação por membranas. Diante do exposto, este trabalho teve como objetivo realizar um levantamento bibliográfico sobre o uso de contactores com membranas para recuperação do ouro dissolvido, bem como a viabilidade técnica de aplicação industrial desta tecnologia. Os estudos já realizados permitem concluir que o uso de contactores com membranas na recuperação do ouro mineral é viável tecnicamente, apresentando diversas vantagens como aumento da recuperação do ouro dissolvido, aumento da seletividade do ouro em relação aos demais elementos, além de ser um tecnologia ambientalmente correta. Entretanto, este processo apresenta desvantagens, uso de solventes específicos, resistência a transferência de massa e pré-tratamento da polpa antes da recuperação do ouro,

necessitando dessa forma de estudos aprofundados são necessários para aplicação desta tecnologia em escala industrial.

Palavras-chave: recuperação de ouro dissolvido, mineração, solventes extratores, contactores com membranas.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	1
2. REVISÃO DA LITERATURA.....	5
2.1. Processos Convencionais de Recuperação do Ouro Dissolvido	5
2.1.1. Precipitação com Zinco.....	6
2.1.2. Precipitação com Alumínio.....	9
2.1.3. Adsorção em Carvão Ativado.....	10
2.1.4. Adsorção em Resinas de Troca Iônica	16
2.1.5. Eluição.....	16
2.2. Eletrorecuperação e Refino do Ouro	19
2.3. Extração por solvente	22
2.4. Processos de Separação por Membranas	23
2.4.1. Contactores com Membranas	28
2.5. Extração de ouro dissolvido por processos de separação por membranas	32
3. CONCLUSÃO	41
4. SUGESTÃO DE TRABALHOS FUTUROS.....	42
5. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	43

1. INTRODUÇÃO

Além de raro, indestrutível e fácil de ser trabalhado, o ouro é um dos poucos metais que ocorre na natureza em estado nativo. Este metal precioso se cristaliza no sistema cúbico e ocorre, na maioria das vezes, em forma de octaedros e com menos frequência como romboedros. Frequentemente, apresenta-se em seu estado natural como agregados reticulares dendríticos, arborescentes, filiformes, esponjosos, placóides, escamosos, laminares e em forma de palhetas. O ouro apresenta dois estágios de oxidação: auroso (Au^+) e o áurico (Au^{3+}), podendo formar alguns complexos solúveis. Dentre os outros metais, o ouro é o mais maleável e mais dúctil. Além disso, é insolúvel em ácidos normais e solúvel em água régia (NERY *et al*, 2002).

Além do seu estado natural (ouro nativo), ocorre também como teluretos: silvanita ($(\text{Au,Ag})\text{Te}_4$), calaverita – sistema calaverita - (AuTe_2), crennerita – sistema monocíclico - (AuTe_2), petzita ($(\text{Ag,Au})_2\text{Te}$). A aurostibita (AuSb_2), fischerita (Ag_3AuSe_2) e maudanita (Au_2Bi) completam o conjunto de minerais de ouro (NERY *et al*, 2002).

O ouro puro é denominado ouro fino, e a liga com menor teor de ouro é chamada de ouro baixo. Tradicionalmente, o teor de ouro em uma liga é expresso em quilates, o que indica a quantidade de partes de ouro puro em um total de 24 partes de metal. As relações entre pureza e quilates utilizadas nas transações comerciais se dão em distintas proporções variando em função de suas diversas utilizações e respectivos mercados onde são negociadas (NERY *et al*, 2002).

Dados históricos mostram que primeira grande descoberta de jazidas de ouro se deu nos sertões de Taubaté, em 1697. Durante o ciclo do ouro, entre 1700 e 1850, o Brasil foi o maior produtor mundial chegando a produzir 16 ton anuais provenientes principalmente da região do Quadrilátero Ferrífero, em Minas Gerais e, também, nos estados de Mato Grosso e Goiás. Foi também nesta região que se instalou a primeira mina subterrânea do Brasil - Mina de Morro Velho - operada pela St John D'El Rey Mining Co. (PORTO *et al.*, 2002).

Nesse período, a economia do Brasil Colonial se voltou quase que exclusivamente para extrativismo mineral e diversos povoamentos foram fundados. A extração do ouro no século XVIII foi desenvolvida a partir do ouro de aluvião, tendo como características o baixo nível técnico e o rápido esgotamento das jazidas.

Segundo o Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM), O Brasil foi o décimo segundo maior produtor mundial de Ouro, com produção de 66,8 toneladas em 2012. A China foi a maior produtora, com 403 toneladas (13,9% da produção mundial), seguida pela Austrália com 9,4%, pelos EUA (8,6%) e pela Rússia (7,7%), segundo dados do *United States Geological Survey (USGS)*(HEIDER *et al.*, 2013).

De acordo com o Instituto Brasileiro de Mineração (IBRAM), as principais reservas de Ouro estão localizadas na África do Sul (6 mil toneladas), correspondendo a 11,7% do total mundial de 51 mil toneladas. No Brasil, são encontradas cerca de 2,6 mil toneladas ou 5% das reservas mundiais de ouro. Elas estão distribuídas nos estados do Pará (42,7%), Minas Gerais (28%), Mato Grosso (6,9%), Goiás (5%), Bahia (4,5%) e outros estados (12,9%) (IBRAM, 2012).

Dados do DNPM mostram que Minas Gerais é o principal estado produtor do minério, representando 52,4% da produção nacional, seguido por Bahia (14,2%), Goiás (10,3%), Mato Grosso (9,5), Pará (7,9%) e Maranhão (4,1%). Na produção oficial de garimpos, a produção de ouro atingiu cerca de 10,1 ton com destaque para MT, PA e RO com um total de 94,2% (8,25 ton em 2011). No ano de 2012, as maiores empresas no país foram: Kinross, Anglogold, Yamana, Jaguar Mining, Aipoena e Aurizona (HEIDER *et al.*, 2013).

O incremento do poder aquisitivo das Classes C e D está aumentando o consumo de Ouro no Brasil. O mineral em questão está presente na parte de joalheria, componentes eletrônicos, peças de computadores, tablets e notebooks, celulares, peças para a indústria automobilística, na indústria química, têxteis, alimentícias, na área hospitalar e odontológica, como também em componentes da construção civil. Além do fato que o Brasil faz

uso da reciclagem de metais, e no ouro chega-se a reutilizar 10 toneladas/ano (NERY *et al.*, 2002).

Diferentemente do período colonial, onde a extração era realizada por meio de aluviões ou faísção, atualmente, técnicas complexas são utilizadas para a extração, beneficiamento, recuperação e produção do ouro. Diversas técnicas de recuperação do ouro dissolvido foram desenvolvidas, tais como a cementação ou precipitação do ouro com zinco, a precipitação com alumínio, a adsorção em carvão ativado e adsorção em resinas de troca iônica.

Até a década de 1970, a cementação ou precipitação com zinco era bastante utilizada na recuperação e produção do ouro dissolvido em solução cianetada. A partir desta época, os processos a base de carvão ativado tiveram impulso, sendo a técnica utilizada pelas indústrias produtoras de ouro até os dias de hoje. A precipitação com alumínio apresenta pouca aplicação industrial devido ao seu alto custo de operação. Dados do Centro de Tecnologia Mineral (CETEM) informam a utilização de adsorção em resinas de troca iônica nas Usinas de Muruntau (Uzbequistão), Penjom (Malásia) e de Golden Jubilee (África do Sul) (FREITAS *et al.*, 2002).

Diversos estudos mostram que é possível recuperar o ouro dissolvido a partir de solventes orgânicos que funcionam como extratantes, removendo o metal de interesse de uma solução aquosa. A etapa de transferência do ouro da fase aquosa para a orgânica é denominada extração, podendo ocorrer a recuperação direta do ouro a partir da fase orgânica carregada ou de forma indireta, ao se transferir o ouro novamente para uma solução aquosa, etapa denominada re-extração (FREITAS *et al.*, 2002).

Os solventes empregados em extração líquido-líquido apresentam algumas vantagens em relação a carvão ativado e resinas, entre as quais se ressaltam a rápida cinética de adsorção e o alto carregamento de ouro. Tais vantagens permitiriam, em tese, diminuir o tamanho dos equipamentos utilizados nas etapas de adsorção, além de reduzir o inventário de ouro no processo. Entretanto, até hoje não se tem conhecimento da recuperação de ouro em escala industrial a partir da técnica de extração por solvente, uma

vez que os processos convencionais de extração se mostram inviáveis economicamente ao se comparar com a adsorção em carvão ativado (FREITAS *et al.*, 2002).

O aperfeiçoamento da recuperação de ouro dissolvido utilizando solventes orgânicos pode ser realizada mediante a aplicação dos processos de separação por membranas (PSM). Dentre os PSMs, podem-se citar os contactores com membranas que correspondem a uma alternativa aos processos convencionais de extração líquido-líquido, uma vez que consiste em uma tecnologia versátil e menos dispendiosa.

A integração e incorporação em um único dispositivo dos processos de extração líquido-líquido e separação por membranas sugere que as principais vantagens de cada tecnologia sejam amplamente exploradas, resultando um processo de maior eficiência na recuperação do ouro dissolvido (MORAES, 2011).

Além de recuperar o ouro livre, o ouro de minerais oxidados e de sulfetados, a associação entre extração por solventes orgânicos e contactores com membranas permite a recuperação do ouro presente nas barragens de rejeitos perdidos durante as etapas de beneficiamento, recuperação e refino do metal, contribuindo para o aumento da produção.

Diante deste contexto, este trabalho investigou por meio de levantamentos bibliográficos em artigos, monografias, teses, dissertações, livros, dentre outros, o uso de solventes orgânicos extratantes associado ao processo de contactores com membranas para recuperação do ouro dissolvido. Além do uso dos contactores com membranas foi investigado as principais variáveis a serem controladas neste processo, as vantagens e desvantagens em relação ao processo convencional de recuperação de ouro dissolvido e a viabilidade técnica de aplicação desta tecnologia em escala industrial.

2. REVISÃO DA LITERATURA

2.1. Processos Convencionais de Recuperação do Ouro Dissolvido

O beneficiamento do minério de ouro, realizado, normalmente, próximo às minas, consiste na alteração da granulometria e na concentração do minério de interesse. Após a extração do minério de ouro, ocorre a etapa de fragmentação (britagem e moagem), promovendo o aumento do grau de liberação necessário para se efetuar a etapa de concentração.

Em seguida, há a classificação, em que se selecionam as partículas por exclusão de tamanho, além de conferir a separação efetiva entre o mineral-minério e a ganga. Dentre os processos mais usuais, estão: separação gravítica e a concentração gravítica. A separação gravítica é aplicada na classificação de ouro associado aos minerais oxidados, como quartzo, hematita e carbonatos, que possuem menor densidade menor que o mineral-minério (LINS, 1992). A separação gravítica pode ser realizada através de mesas vibratórias, jigues e hidrociclones. Já na classificação de ouro associados aos minerais sulfetados, como pirita, arsenopirita, pirrotita e calcopirita, utiliza-se a concentração gravítica, pois, além do ouro ocorre em cristais muito pequenos disseminados no interior desses sulfetos, esses minerais apresentam densidade elevada (LINS, 1992). Um exemplo de concentração gravítica é a flotação que se baseia no princípio da afinidade iônica, em que se busca a formação de bolhas que adsorvem as partículas minerais de ouro, deprimindo-se os minerais de ganga (NERY *et al.*, 2002).

Após passar pelo processo de beneficiamento, o ouro é solubilizado em cianeto, sendo este processo chamado de cianetação. O processo de cianetação baseia-se na capacidade do cianeto em formar um complexo muito estável com o ouro em meio alcalino, como pode ser verificada pela elevada constante de estabilidade de formação de complexo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ $\beta=2 \times 10^{38}$. A cianetação é representada pela reação química (CIMINELLI *et al.*, 2002):



Para que a formação do complexo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ ocorra, o minério de ouro apresenta algumas características importantes, tais como (SOUZA *et al.*, 1989):

- O tamanho da partícula de ouro deve ser menor que 0,1 mm;
- O minério de ouro deve estar relativamente livre de sulfetos de Zn, Cu, Co, Fe, As e outros interferentes, uma vez que estes inibem a solubilidade do ouro em cianeto. Os cianocomplexos de Fe^{3+} e Co^{3+} apresentam constante de estabilidade de formação maior que o do cianocomplexo de ouro. A presença de cobre solúvel contribui para o aumento do consumo de cianeto.
- O minério não deve conter agentes formadores de ácido, porque causam alto consumo de cal.

Após a etapa da cianetação, o ouro dissolvido pode ser recuperado pelos seguintes processos: precipitação com pó de zinco, adsorção do ouro em carvão ativado e em resinas e da precipitação com alumínio.

2.1.1. Precipitação com Zinco

O processo de precipitação com zinco, também conhecido como Merrill-Crowe foi bastante utilizado até a década de 1970, quando foi substituído pelo processo de adsorção em carvão ativado (FREITAS *et al.*, 2002).

O processo é constituído basicamente pela clarificação da polpa proveniente da cianetação, deaeração do licor, precipitação e filtração.

A solução alimentada na cementação é sensível a presença de sólidos suspensos, sendo necessário uma etapa de filtração antes de se realizar a precipitação do ouro com zinco (MARTINEZ *et al.*, 2012). O licor contendo o metal a ser recuperado deve apresentar menos de 5 ppm de sólidos em suspensão (FREITAS *et al.*, 2002).

A presença do oxigênio dissolvido no licor durante a cementação com zinco favorece a passivação do mesmo, diminuindo a área de contato para a

precipitação do ouro. Com a remoção do oxigênio dissolvido, há um aumento significativo na recuperação de ouro dissolvido (MARTINEZ *et al.*, 2012). É interessante a solução cianetada contenha uma concentração de oxigênio dissolvido menor que 1,0 ppm antes da cementação – precipitação com zinco. A remoção do oxigênio dissolvido ocorre mediante a aplicação de vácuo (1atm ao nível do mar e 25° C).

A precipitação do ouro com zinco ou cementação é um processo eletroquímico em que o ouro é precipitado na superfície da partícula de zinco, cujas reações podem ser representadas por (FREITAS *et al.*, 2002):



Nesta etapa do processo, utiliza-se um grande excesso de pó de zinco, em geral, de 5 a 30 vezes a quantidade estequiométrica em relação ao ouro dissolvido.

Após a cementação com pó de zinco, a solução contendo o ouro precipitado passa por uma etapa de filtração em filtros prensa. O ouro fica retido no filtro e a solução estéril rica em íons cianetos é armazenada em lagoas ou em tanques para posterior tratamento ou reutilização (SEPOR, 2010).

O ouro é retirado dos filtros prensa, podendo ser conduzindo para etapa de derretimento, quando a quantidade recuperada for elevada, ou para tratamentos adicionais, como redissolução e tratamento com ácidos. Em geral, a precipitação com pó de zinco apresenta uma eficiência em torno de 60 a 90% (GUPTA *et al.*, 1990).

Uma das desvantagens desse processo é a ocorrência de reações paralelas. O zinco reage com íons OH^- , formando hidróxido de zinco que recobre as partículas de zinco e inibe a precipitação de ouro sobre a superfície do metal. A adição de uma pequena quantidade de um sal de chumbo (na faixa de 3 a 14 g.m^{-3} de solução tratada) minimiza a formação do hidróxido de zinco. O chumbo forma um par galvânico com o zinco, o

que provoca a evolução de hidrogênio gasoso nos catodos locais de chumbo, inibindo a passivação do zinco. (FREITAS *et al.*, 2002)

A cementação deve ser realizada em uma faixa de pH ideal entre 10,5 e 11,5 e a concentração de cianeto de livre no licor clarificado deve ser mantida entre 150 e 300 mg.L⁻¹. Altas concentrações de CN⁻ afetam os potenciais redox das reações (2) e (3), enquanto valores muito baixos de cianeto livre favorecem a formação de Zn(OH)₂ (FREITAS *et al.*, 2002).

O processo de precipitação com o zinco é apresentado na Figura 1 na forma de um fluxograma simplificado.

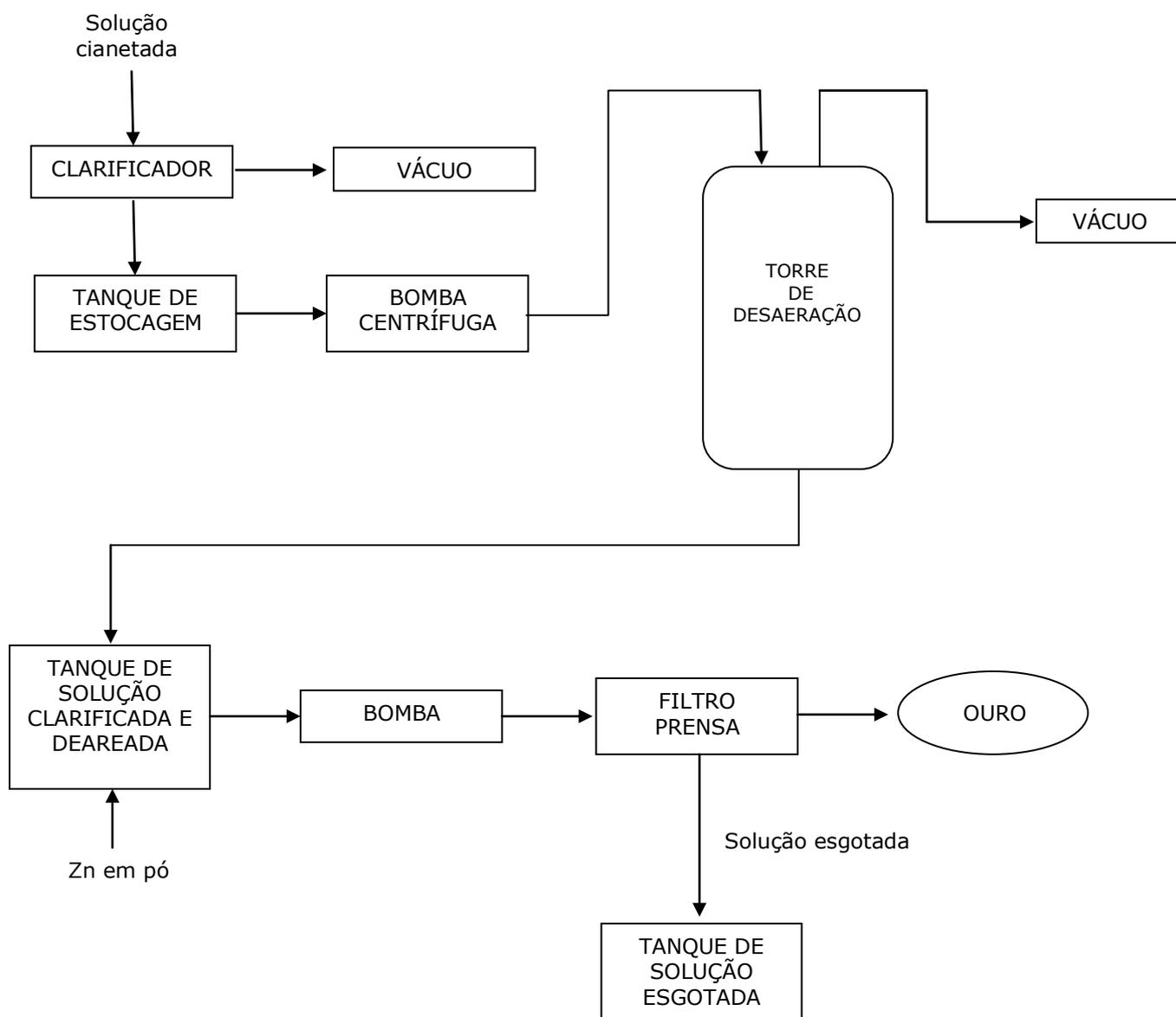


Figura 1 – Fluxograma simplificado do processo de precipitação com zinco.
(Modificado de FREITAS, 2002, p. 88)

Atualmente a cementação com zinco é pouco utilizada em escala industrial. Entretanto, este processo é a melhor opção para recuperação de ouro de minérios com alto teor de prata, contendo materiais com alto teor de matéria orgânica e argila que interferem com a adsorção em carvão, no aproveitamento de pequenos corpos minerais, para os quais não se justificam os investimentos com eluição e regeneração, além do alto custo do carvão ativado (FREITAS *et al.*, 2002).

2.1.2.Precipitação com Alumínio

Outro processo que pode ser utilizado na recuperação do ouro é a precipitação com alumínio, proposto por Moldenhauer no final do século XIX. Esta tecnologia apresenta poucas aplicações industriais, devido ao maior custo quando comparada à precipitação do ouro com zinco. Atualmente o uso dessa técnica se limita ao processamento de minérios de prata contendo As e Sb (GUPTA *et al.*, 1990).

Na cementação com alumínio, o cianocomplexo de ouro é reduzido pelo alumínio em meio alcalino, conforme representado pela reação global:



Assim como no processo Merrill-Crowe, a precipitação com alumínio requer clarificação da polpa e deaeração do licor antes do processo de recuperação do ouro, evitando a oxidação das partículas de alumínio (FREITAS *et al.*, 2002).

Uma das vantagens da precipitação com alumínio é que este processo é menos afetado pela presença de íons interferentes, além de gerar dois mols de cianeto por átomo-grama de ouro precipitado. (FREITAS *et al.*, 2002)

Entretanto, esse processo requer que a solução destinada à cementação seja isenta de íons Ca^{2+} , devido à reação:



A formação do aluminato de cálcio (CaAl_2O_4), composto altamente insolúvel em meio aquoso, impede a continuação do processo de precipitação devido à formação de um filme contendo o aluminato de cálcio em volta das partículas de alumínio. Assim, o controle de pH deve ser realizado com soda caustica ou barrilha, encarecendo o processo (FREITAS *et al.*, 2002).

Outra desvantagem em relação à precipitação com zinco consiste na cinética de cementação de ouro com alumínio ser mais lenta, uma vez que a dissolução do zinco em solução cianetada é muito rápida (FREITAS *et al.*, 2002).

2.1.3. Adsorção em Carvão Ativado

O processo de cementação com zinco apresenta duas grandes desvantagens: o licor rico deve ser clarificado e o processo não é eficiente para o tratamento de soluções muito diluídas em ouro. Essas dificuldades foram contornadas por meio do processo de adsorção em carvão ativado que começou a ser inserido nas plantas industriais na década de 1970, sendo o método de maior aplicação industrial atualmente na recuperação do ouro dissolvido (FREITAS *et al.*, 2002).

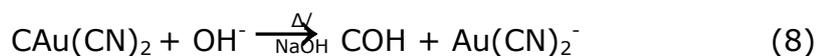
Basicamente, o processo de adsorção de ouro em carvão ativado consiste em um fenômeno de troca iônica que se restringe a superfície do componente adsorvente. (GUPTA *et al.*, 1990).

Os processos à base de carvão ativado são compostos por três etapas (GRANATO, 1986):

- Carregamento: adsorção do cianocomplexo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ nos poros do carvão ativado. Os íons aurocianetos seriam captados por forças eletrostáticas, conforme mostrado na reação (GUPTA *et al.*, 1990):



- Eluição: dessorção do ouro, obtendo um licor mais concentrado. O processo de dessorção pode ser representado pela seguinte equação (GUPTA *et al.*, 1990):



- Produção: o metal precioso é extraído do licor rico através de eletrolise ou cementação com zinco.

Na adsorção em carvão ativado, a quantidade de ouro que pode ser carregada pelo componente adsorvente é variável, dependendo das concentrações de ouro e cianeto livre na solução, pH da solução, concentração de impurezas, fluxo de solução, tipo e granulometria do carvão utilizado. (GRANATO, 1986)

Nas condições normalmente empregadas industrialmente na cianetação os carregamentos são da ordem de 5 a 10 kg de Au por tonelada de carvão, utiliza-se pH na faixa de 7,5, temperatura ambiente e concentrações baixas de cianeto. A faixa granulométrica característica para o carvão se encontra entre 6 - 16 mesh (FREITAS *et al.*, 2002).

O carvão ativado é mais seletivo em relação ao ouro, entretanto, outros metais, como ferro, níquel, zinco, prata e cobre podem interferir na adsorção do ouro em carvão ativado. Por exemplo, a adsorção do cobre em carvão ativado é fortemente influenciado pelo pH e pela concentração de íons cianetos livres (FREITAS *et al.*, 2002).

Para que a interferência do cobre seja minimizada, deve-se procurar desfavorecer a formação dos complexos de cobre, mantendo o pH a um valor maior que 10 e elevando a relação CN^-/Cu em solução (FREITAS *et al.*, 2002).

Alguns estudos vêm sendo realizados com o objetivo de aumentar a seletividade do carvão ao ouro em relação ao cobre e ao ferro a partir de modificações químicas na estrutura do carvão ativado. ARAUJO *et al.* (2009) avaliaram a eficiência de remoção de ouro, cobre e ferro por carvão ativado não modificado e modificado quimicamente por fixação de nitrogênio e oxidação controlado de sua superfície. Embora não se tenha observado

recuperação de cobre, os resultados mostraram que o carvão quimicamente modificado apresentou pior recuperação de ouro, além de extrair 20% de ferro em pH 8, sendo considerada uma desvantagem.

Atualmente, são empregados industrialmente três tipos de adsorção em carvão ativado: carvão em polpa (CIP), carvão em lixiviação (CIL) e carvão ativado em coluna (CIC) (FREITAS *et al.*, 2002).

Na adsorção utilizando carvão em polpa (CIP), a polpa resultante da etapa de lixiviação e o carvão ativado fluem em contra corrente para um conjunto de tanques com agitação mecânica. A concentração do ouro na solução diminui à medida que o número de estágios de adsorção aumenta já o carregamento de ouro no carvão ativado aumenta no sentido inverso. O processo de adsorção por carvão ativado em polpa é representado na Figura 2 (FREITAS *et al.*, 2002).

O processo de transferência do carvão ocorre em bateladas por meio de sistema de transporte pneumático ou por bombas de rotor recuado, direcionando a polpa para a parte superior das peneiras, cuja abertura é de 20 mesh, que retém o carvão e permitem a passagem da polpa mais fina (GUPTA *et al.*, 1990).

Posteriormente, o carvão passa pelo processo de lavagem e de dessorção, encaminhando a solução obtida para a etapa de produção do metal.

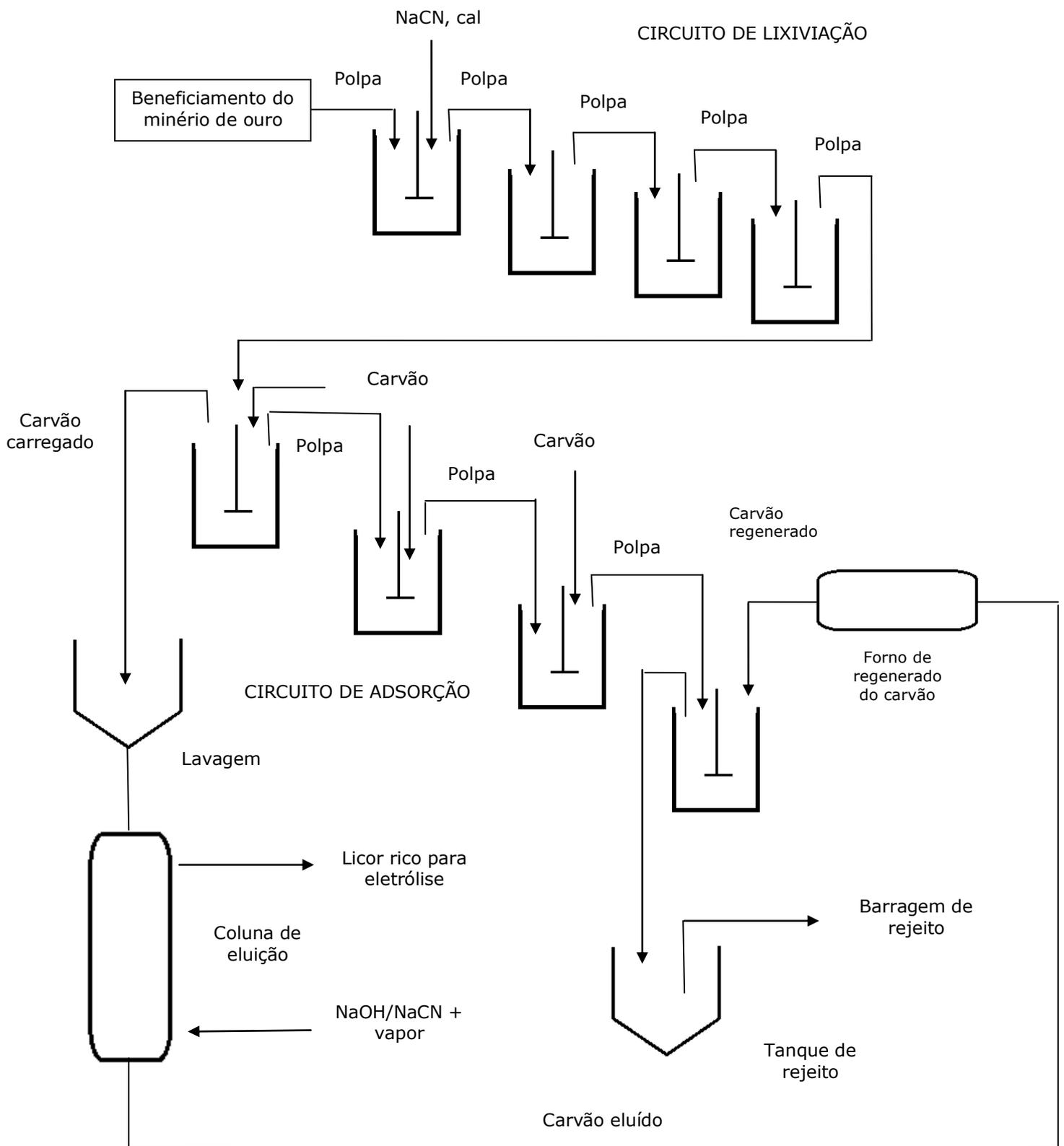


Figura 2 – Fluxograma simplificado de uma usina CIP. (Modificado de FREITAS *et al.*, 2002, p. 105)

Fatores como número de estágio de adsorção, a concentração de ouro no licor resultante da lixiviação e o tempo de residência da polpa influenciam nos perfis de concentração de ouro e o carregamento do carvão. Geralmente, o tempo de retenção por tanque é de 1 hora e se utilizam de 4 a 5 estágios de adsorção (FREITAS *et al.*, 2002).

Uma desvantagem associada a este processo é que envolve um consumo elevado de cianeto, gerando soluções efluentes com um teor muito elevado de cianeto (FREITAS *et al.*, 2002).

No processo de carvão em lixiviação (CIL), as operações de lixiviação e adsorção simultaneamente em um mesmo tanque e em contra corrente. Apenas o primeiro tanque é utilizado para a lixiviação do minério de ouro (GUPTA *et al.*, 1990). As etapas de dessorção e eluição são semelhantes ao processo CIP. Este método é utilizado quando a cinética da cianetação é rápida ou na presença dos minérios "*preg-robbing*" (FREITAS *et al.*, 2002).

Comparado com o CIP, o processo carvão em lixiviação apresenta um custo menor de operação e um melhor desempenho na adsorção de ouro da solução cianetada por outras substâncias, sendo necessária a introdução de carvão ativado nos primeiros estágios do processo (GUPTA *et al.*, 1990).

Porém, o CIL apresenta um maior tempo de residência do carvão no circuito, o que leva a uma perda considerável de ouro nos finos de carvão. Além disso, por não apresentar uma grande concentração de ouro em solução, é necessária uma maior frequência de transferência de carvão, maiores unidades de eluição e de regeneração térmica para que haja um maior carregamento de ouro no carvão (FREITAS *et al.*, 2002)

O processo carvão em coluna (CIC) é aplicado quando a recuperação de ouro se dá mediante a utilização de solução rica proveniente da lixiviação em pilhas. O carvão ativado é colocado sobre placas de distribuição presentes no fundo de cada tanque. (GUPTA *et al.*, 1990).

O sistema CIC pode ser operado em dois tipos de configuração (FREITAS *et al.*, 2002):

- Leito fixo: a solução rica em ouro flui por gravidade através de vários leitos estacionários de carvão. Esta configuração requer uma menor quantidade de carvão ativado e clarificação da solução rica antes da etapa de carregamento.
- Leito fluidizado: solução contendo ouro flui de baixo para cima através de uma camada de carvão fluidizada. Tal configuração apresenta uma transferência de massa mais efetiva que a de

leito fixo, além de não possuir a formação de caminhos preferenciais na passagem da solução. A Figura 3 apresenta o fluxograma típico de CIC em leito fluidizado.

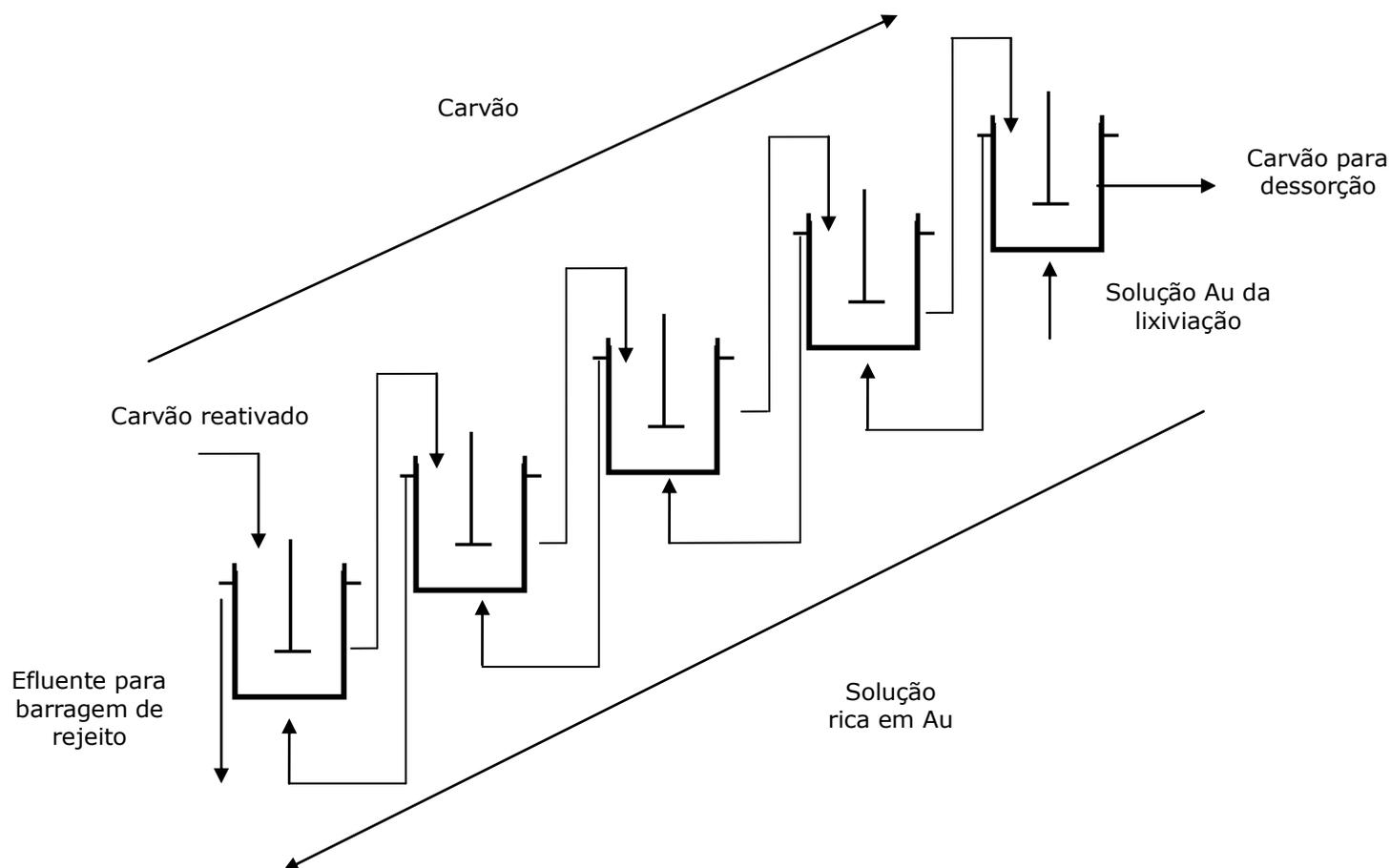


Figura 3 – Fluxograma do processo CIC na configuração de leito fluidizado em cascata. (FREITAS *et al.*, 2002, p. 108).

Para os dois modos de operação, o carvão removido da primeira coluna é eluído, ficando livre de íons metálicos, retornado para a última coluna. O excesso de solução da última coluna, livre do metal ouro é bombeado para o tanque de armazenamento de estéril, onde é realizado o tratamento da solução para que possa ser novamente utilizada na fase de lixiviação (GUPTA *et al.*, 1990).

2.1.4. Adsorção em Resinas de Troca Iônica

Além do carvão ativado, soluções contendo cianocomplexos de ouro podem ser adsorvidas em resinas de troca iônica. Comparando com o carvão ativado, as resinas apresentam algumas vantagens, como melhor cinética de adsorção, maior capacidade de carregamento de ouro, eluições em pressão atmosférica e temperatura inferior a 60° C, reativação térmica dispensável, menor interferência por produtos orgânicos e extração de metais básicos. Entretanto, as resinas apresentam partículas menores, menor resistência à abrasão e maior custo de fabricação (FREITAS *et al.*, 2002).

Nesse processo, podem-se utilizar resinas de base forte e base fraca. As resinas de base forte são constituídas por aminas quaternárias. Sua utilização na adsorção de ouro dispensa o ajuste de pH. Além disso, as resinas de base forte possuem uma capacidade de carregamento de ouro e melhor cinética de adsorção. Entretanto, são menos seletivas em relação ao ouro, adsorvendo zinco e cobre em maior concentração que o ouro. Além disso, a etapa de eluição é dificultada, devido uma interação mais forte entre o cianocomplexo de ouro e a resina (FREITAS *et al.*, 2002).

As resinas de base fraca são constituídas por aminas primárias, secundárias e terciárias, necessitando do ajuste do pH na adsorção de ouro, o que dificulta sua aplicação industrial. Diferentemente das resinas de base forte, as de base fracas são facilmente eluídas ao serem tratadas com solução diluída de hidróxido de sódio (FREITAS *et al.*, 2002).

Os processos de recuperação de ouro a partir de soluções cianetadas a base de resinas empregadas industrialmente são semelhantes e envolvem as mesmas etapas daqueles com carvão ativado: carregamento, eluição e recuperação do metal precioso (FREITAS *et al.*, 2002).

2.1.5. Eluição

Posterior à adsorção do ouro, a eluição consiste na etapa de dessorção do cianocomplexo de ouro adsorvido nos poros do carvão ativado ou na superfície das resinas de troca iônica, baseada na transferência de

massa de um composto solúvel de ouro para uma solução que é submetida, então, à eletrorrecuperação (FREITAS *et al.*, 2002).

Em função da necessidade de reverter o processo de adsorção, as condições de operação devem ser opostas às estipuladas na adsorção. Por isso, na adsorção em carvão ativado, realiza-se a dessorção por meio da lavagem do ouro dissolvido com solução NaOH/NaCN em temperatura elevada. A adição das soluções de NaOH e NaCN aumentam as concentrações de cianeto e o pH para 12 e 13. Esse processo é denominado processo Zadra (GRAVATO, 1986).

Devido às variações de condições, como pressão, temperatura e período de ciclos, o processo é dividido em Zadra atmosférico, Zadra sob pressão e Zadra com solventes.

Embora apresente vantagens como baixo investimento e custo operacional, o processo Zadra atmosférico apresenta maior ciclo de eluição variando entre 24 e 72 horas, devido a cinética lenta de dessorção, que está associada à baixa temperatura em que o processo ocorre, sendo um inconveniente para as grandes usinas (GRANATO, 1986).

O processo Zadra sob pressão, conforme mostrada na Tabela 1, opera com uma faixa de temperatura entre 120 e 240°C e sob pressão de 3 a 5 atm. Essas condições favorecem a cinética de dessorção do ouro, reduzindo o tempo de eluição para 8 a 14 horas, além de reduzir o consumo de reagentes e o tamanho da coluna de dessorção. Entretanto, tal processo apresenta algumas desvantagens como alto investimento e o elevado custo operacional (FREITAS *et al.*, 2002).

As condições operacionais do processo Zadra com solventes orgânicos são semelhantes ao Zadra atmosférico. Entretanto, o emprego de uma solução de álcool (etanol ou metanol) 20% reduz o ciclo de eluição para 6 a 12 horas. Riscos de incêndios e explosões associados ao solvente orgânico utilizado e o maior custo operacional correspondem aos principais inconvenientes dessa tecnologia. Outros solventes orgânicos não inflamáveis, como acetonitrila e glicóis, podem ser utilizados como alternativas ao

emprego dos alcoóis, porém, tais solventes apresentam um custo mais elevado (FREITAS *et al.*, 2002).

Finalizado a dessorção do carvão ativado, a solução contendo o composto solúvel de ouro é transferido para a etapa de eletrorrecuperação e de obtenção do produto final. O carvão passa por uma etapa de reativação em que este é submetido a aquecimento em uma atmosfera neutra e não oxidante. Este processo visa à restauração completa da capacidade de carga original do carvão, eliminando toda a matéria orgânica, silicatos ou carbonatos adsorvidos ao carvão (GRANATO, 1986).

Tabela 1 – Dados de diferentes processos de eluição. (Modificado de FREITAS, 2002, p. 111)

Tipo de Eluição	Técnica	Procedimento	Solução de eluição	Temperatura (°C)	Pressão (atm)	Tempo (h)	Conc máxima Au (mg L ⁻¹)
Atmosférica	Zadra	Não	10 g/L NaOH 1-2 g/L NaCN	90-100	1,0	30-48	150
	Zadra-orgânico	Não	10-20% etanol 10 g/L NaOH 2 g/L NaCN	-	-	-	-
	Zadra-orgânico	20-50 g L ⁻¹ NaCN 10-20 g L ⁻¹ NaOH	90% acetona ou etanol em H ₂ O	70-90	1,0	6-8	1000-2000
	Zadra-orgânico	80% acetonitrila em H ₂ O	20-40% acetonitrila 10 g/L NaCN 2 g/L NaOH	25-70	1,0	8-80	1500-6000
Sob pressão	Zadra	Não	10 g/L NaOH 2 g/L NaCN	135-140	4,0-5,0	8-14	1000

Na adsorção em resinas de troca iônica, a eluição ocorre pelo deslocamento da reação (9) para a direita, mediante ao aumento da concentração do anion X⁻. A espécie R representa a matriz inerte da resina.



A eluição de resinas carregadas com complexos metálicos dependem das características das resinas. O procedimento de eluição para recuperação de complexos pode ser estabelecida em função da natureza dos íons eluentes e dos complexos presentes em solução (FREITAS *et al.*, 2002).

2.2. Eletrorrecuperação e Refino do Ouro

Após passar pela etapa de eluição ou dessorção, a solução contendo um composto solúvel de ouro é encaminhada para a etapa de eletrorrecuperação.

O processo de eletrorrecuperação de ouro é amplamente difundido e preferido dentre os demais processos, devido à sua maior seletividade, facilitando as etapas posteriores de refino de ouro, além de não haver necessidade do uso de reagentes químicos, já que a redução do metal é realizada por elétrons (GRANATO, 1986).

A eletrorrecuperação consiste em aplicar uma corrente contínua à solução proveniente da dessorção através de uma célula eletrolítica retangular, representada na Figura 4.

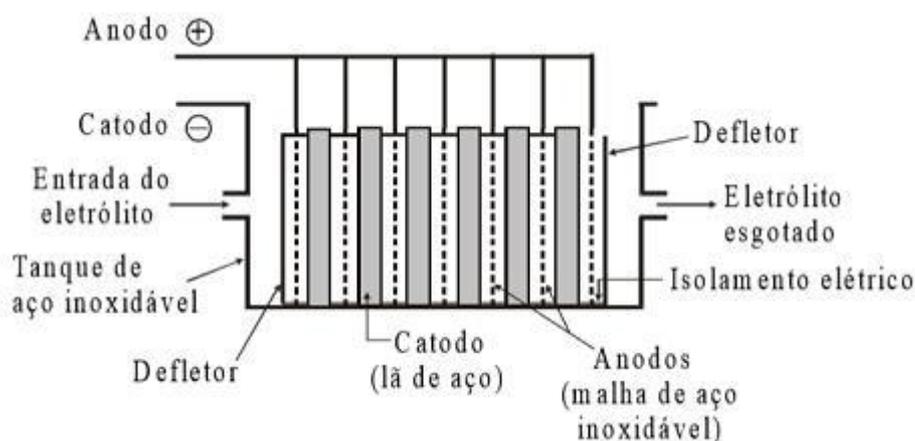


Figura 4 – Exemplo de célula eletrolítica retangular utilizada na eletrorrecuperação do ouro (DUTRA, 2002)

As principais reações eletrolíticas que ocorrem no processo são (GRANATO, 1986):



A reação (7) representa o fenômeno anódico, onde íons hidroxila se oxidam produzindo gás oxigênio, água e elétrons que serão consumidos nas reações catódicas de redução do ouro (8) e do gás hidrogênio (9). Devem ser consideradas também as reações de redução da prata e do cobre, quando presentes em solução, bem como a possível oxidação de íons cianetos à cianato no anodo, representado pela reação (10) (GRANATO, 1986).

A intensidade de circulação da solução, temperatura da solução, densidade de corrente, composição da solução e a voltagem aplicada à célula são parâmetros que influenciam no processo de eletrorrecuperação do ouro e na deposição do ouro. Em geral, este processo opera com temperaturas elevadas e alta circulação da solução, promovendo maior condutividade da mesma, difusão mais rápida dos íons a depositar e menor solubilidade do oxigênio. O emprego de densidades de correntes baixas permite que haja tempo para reposição dos íons já depositados. Normalmente, a deposição do ouro se inicia em potenciais compreendidos entre -0,737 e -0,796 V para concentrações de ouro de 175 e 17,5 ppm respectivamente (DUTRA, 2002).

O ouro depositado é removido das células e fundido em cadinhos, obtendo-se o *bullion*, uma liga ou agregado produzido nas fundições das minerações, contendo mais de 20% de ouro (NERY *et al.*, 2002).

Em seguida, o *bullion* segue para o refino que consiste na última etapa da produção do ouro. Basicamente, são utilizados três processos de

refino do *bullion*: pirometalúrgico, químico e eletrolítico. A escolha do processo é determinada pela natureza e qualidade do material a ser refinado.

O refino pirometalúrgico, também conhecido como processo de Cloretação Miller, consiste em borbulhar gás cloro através da massa fundida de ouro impuro, convertendo as impurezas metálicas (cobre, ferro, chumbo e zinco) em seus respectivos cloretos, que mais leves flutuam na superfície do ouro fundido, sendo facilmente removidos. A cloretação é utilizada em refino de *bullions* com teor de Au acima de 70%, em que a prata é a principal impureza, produzindo um metal com pureza igual ou superior a 99,9% (NERY *et al.*, 2002).

O processo de refino eletrolítico ou processo Wohlwill visa eletrolisar uma solução de ácido tetracloro áurico (HAuCl_4), usando como cátodos lâminas de ouro puro (99,99%) ou de titânio. O eletrorefino é processado, em geral, a uma temperatura de 65°C, utilizando-se uma densidade de corrente entre 10 e 15 A. dm^{-2} . Os ânodos são obtidos por fusão e vazamento adequados do ouro impuro a refinar. O ouro dissolvido no processo anódico deve depositar-se no cátodo em pureza não inferior a 99,95%. A lama anódica resultante do refino é constituída por cloreto de prata e, em menor escala, por ósmio, irídio e ródio, caso estejam presentes no ouro impuro (BARBOSA, 2002).

O refino químico pode ser realizado por dois processos básicos: água régia e enquarteração. No primeiro, a água régia (solução de ácido clorídrico e ácido nítrico) é utilizada na dissolução do ouro, para posteriormente precipitá-lo seletivamente. No processo de enquarteração, o ouro puro é fundido com cobre metálico, obtendo uma liga de baixo teor em ouro. Essa liga é submetida a ataque químico com ácido nítrico a quente, restando, como fase sólida, apenas o ouro (GRANATO, 1986).

Finalizado a etapa de refino, o ouro puro é comercializado na forma de barras e recebem as inúmeras aplicações, tais como jóias, componentes eletrônicos, material em indústria química, alimentícia, civil, dentre outros.

2.3. Extração por solvente

Uma alternativa aos processos convencionais de recuperação de ouro dissolvido descritos neste trabalho é a extração do ouro por solventes orgânicos, que consiste basicamente na transferência do cianocomplexo de ouro da fase aquosa para a fase orgânica.

No processo de extração, a separação depende do equilíbrio termodinâmico de partição do componente de interesse entre as fases aquosas e orgânicas, que é quantificada pelo coeficiente de distribuição ou de partição (K_D). O coeficiente de distribuição ou de partição é definido pela razão entre as atividades deste componente nas duas fases líquidas (MORAES, 2011):

$$K_D = (C_{eq\ org}) / (C_{eq\ aq}) \quad (11)$$

onde $C_{eq\ org}$ e $C_{eq\ aq}$ representam as concentrações do componente de interesse nas fases orgânica e aquosa, respectivamente.

Dois mecanismos de extração por solvente para a recuperação de ouro são aceitos, sendo elas a extração por troca iônica e por solvatação de íons. Na extração por troca iônica, o cianocomplexo de ouro combina-se com a molécula do solvente extrator. Um íon, neste caso o cátion de ouro, é transferido da fase aquosa para a fase orgânica. Outro íon é transferido na direção dos outros para manter o equilíbrio de carga. Na extração por solvatação de íons, as moléculas do extratante substituem as águas de solvatação dos íons metálicos em solução, tornando-os solúveis na fase orgânica (GUPTA *et al.*, 1990).

Os solventes extratores devem apresentar algumas características para que a extração do metal de interesse seja possível (CARDOSO, 2007):

- Máxima seletividade para extrair o metal;
- Imiscível com soluções aquosas;
- Quimicamente estável frente ao ataque de ambientes ácidos e alcalinos;
- Não ser tóxico, inflamável, cancerígeno, volátil e agente contaminante;
- Não ser capaz de transferir espécies nocivas;

- Custo econômico aceitável.

A extração líquido-líquido é vantajosa em relação aos métodos de carvão ativado e de resinas quanto ao melhor carregamento do ouro. Estudos mostram que o carregamento de ouro em solventes orgânicos pode atingir valores da ordem de 200 g/L. Porém, para que se evite a inversão de fases (a fase orgânica permanecer abaixo da aquosa), trabalha-se com carregamento de ouro próximos a 40 g/L (FREITAS *et al.*, 2002).

Outra vantagem da extração por solvente é cinética mais rápida de adsorção, o que permite uma diminuição no tamanho dos equipamentos e diminuir o inventário da recuperação do ouro (FREITAS *et al.*, 2002).

Porém, a exemplo da cementação com zinco, é necessário trabalhar com solução clarificada ao invés da polpa. Assim, a extração de ouro por solvente orgânico exige uma etapa de remoção de sólidos para a clarificação da polpa, o que encarece o processo (FREITAS *et al.*, 2002).

Embora apresente várias vantagens, a aplicação desse processo para a recuperação de ouro em escala industrial é desconhecida. Atualmente, tem-se conhecimento da extração eletrolítica e de solventes (SX-EW) pela empresa SGS para a recuperação de metais de alta pureza de soluções lixiviadas. Segundo a SGS, vários metais podem ser recuperados de licores de lixiviação, dentre eles o ouro (SGS Brasil, 2014).

Atualmente, os processos convencionais de extração líquido-líquido para a recuperação do ouro dissolvido não são economicamente vantajosos quando comparado à adsorção em carvão ativado. Tal inconveniente pode ser contornado mediante a aplicação de processos de separação por membranas (PSM), como os contactores com membranas.

2.4. Processos de Separação por Membranas

O processo de separação por membranas (PSM) é uma tecnologia que utiliza uma barreira seletiva (membrana) sob a ação de uma força motriz, promovendo a separação de componentes específicos presentes em uma solução ou suspensão (HABERT *et al.*, 2006). As membranas podem ser

classificadas em densas e porosas. A definição do tipo de membrana a ser utilizada depende das características da superfície da membrana que está em contato com a solução a ser separada. Tanto as membranas densas como as porosas podem ser classificadas em isotrópicas ou anisotrópicas, podendo ou não apresentar as mesmas características morfológicas ao longo de sua espessura. As membranas isotrópicas porosas são constituídas por uma estrutura rígida com poros aleatoriamente distribuídos. As membranas isotrópicas densas possuem um filme denso através do qual o permeado é transportado por difusão.

As membranas anisotrópicas apresentam uma região superior fina ($\approx 1 \mu\text{m}$) e mais fechada, denominada de pele, suportada em uma estrutura com a presença ou não de poros. Elas podem ser separadas em membrana anisotrópica integral, quando ambas regiões são constituídas por um único material, e em membrana anisotrópica composta, quando a mesma apresenta diferentes materiais na constituição de cada região (superior ou inferior). A Figura 5 apresenta de forma ilustrativa a estrutura das membranas densas e porosas, simétricas e assimétricas. (HABERT *et al.*, 2006)

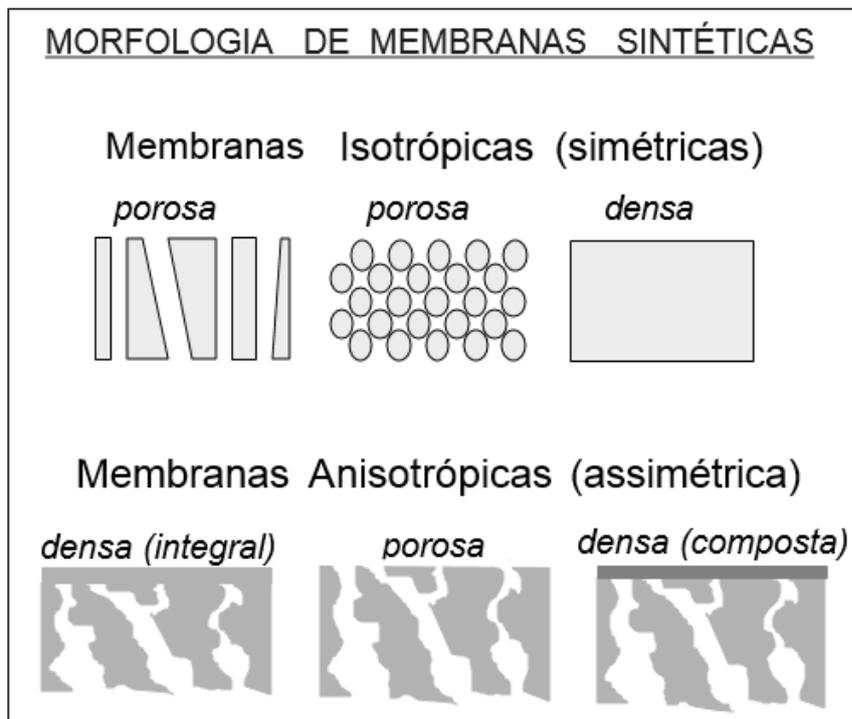


Figura 5 – Morfologia das membranas sintéticas (HABERT *et al.*, 2006)

O transporte de um determinado componente através de uma membrana ocorre devido à existência de uma força motriz, que pode ser o gradiente de pressão, de potencial químico e/ou o gradiente de potencial elétrico. O gradiente de potencial químico pode ser expresso, apenas, em termos do gradiente de pressão e de concentração (ou pressão parcial), já que os processos com membranas, geralmente, são atérmicos (HABERT *et al.*, 2006).

O transporte através da membrana pode ocorrer por três tipos distintos de mecanismos: passivo, facilitado e ativo. O transporte passivo ocorre quando a espécie é transportada no sentido do potencial químico decrescente. Este tipo de transporte é predominante nos processos com membranas sintéticas. No transporte facilitado, a espécie transportada forma um complexo com algum componente presente na membrana resultando em um aumento de fluxo. O transporte ativo é aquele em que a espécie é transportada contra o seu gradiente de potencial químico e com consumo de energia (HABERT *et al.*, 2006).

Os processos de separação que utilizam membranas porosas podem envolver a microfiltração (MF), ultrafiltração (UF), nanofiltração (NF) e a diálise (D). Neste caso, a capacidade seletiva está diretamente relacionada com os tamanhos das espécies e o tamanho dos poros da barreira. A força motriz para os processos de microfiltração, ultrafiltração e nanofiltração é o gradiente de pressão através da membrana e o fluxo permeado para estas é fundamentalmente convectivo. Na diálise, a força motriz é o gradiente de concentração das espécies através da membrana e o fluxo permeado é de natureza difusiva, onde as espécies se difundem, no meio em que se encontram, através dos poros da membrana (HABERT *et al.*, 2006).

A osmose inversa (OI), a pervaporação (PV) e a permeação de gases (PG) são processos que empregam membranas densas. A capacidade seletiva destes tipos de processos está relacionada com a afinidade das diferentes espécies com o material da membrana e com a difusão delas através do filme polimérico (HABERT *et al.*, 2006).

A Eletrodiálise (ED) tem como força motriz um gradiente de potencial elétrico e ocorre apenas quando uma das espécies apresenta carga elétrica.

Nos equipamentos de eletrodialise membranas com cargas positivas são posicionadas alternadamente com membranas carregadas negativamente (HABERT *et al.*, 2006).

A Figura 6 apresenta os processos de separação por membranas quanto aos intervalos de tamanho de partículas removidas.

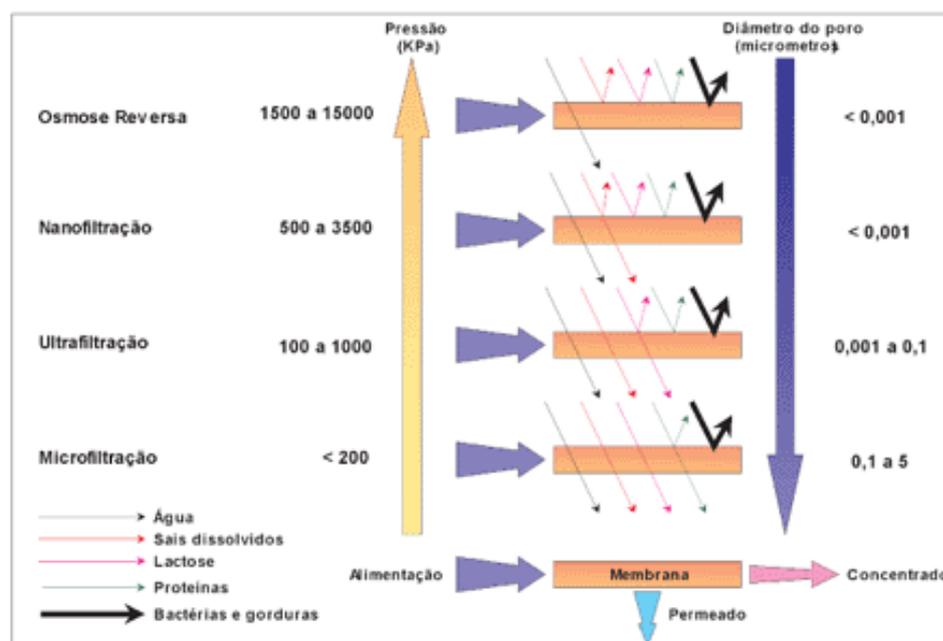


Figura 6– Os tamanhos de poros e das espécies para tipos diferentes de membrana (MIERZWA *et al.*,2008)

Os PSMs tem apresentado soluções interessantes e viáveis para alguns dos maiores problemas da indústria moderna. Esta tecnologia apresenta um gasto energético inferior ao ser comparado com os processos convencionais, uma vez que não exige a mudança de fase para a separação. Como é operado em temperatura ambiente, os PSMs podem ser aplicados na separação de compostos termolábeis, além de apresentar eficiência quanto a seletividade de componentes específicos (AMARAL, 2009).

As membranas possuem uma ampla área de atuação, podendo ser utilizada na rejeição e extração de um determinado componente de uma mistura. Além disso, PSMs podem ser aplicados na transferência de um componente de uma solução para outra. O desempenho ou eficiência dos

PSMs é determinado pela seletividade e pelo fluxo permeado (AMARAL, 2009).

Os PSMs possuem um amplo campo de atuação. Atualmente, esta tecnologia tem sido utilizada em diversos setores de atividade como na indústria química, alimentícia e farmacêutica, tratamentos de águas industriais e residenciais, dentre outros. Na Tabela 2 são apresentados alguns exemplos de aplicação dos PSMs (HABERT *et al.*, 2006).

Tabela 2 – Exemplos de Aplicações de Processo de Separação por Membranas (HABERT *et al.*, 2006)

Área	Aplicações
Química	Quebra do azeótropo benzeno/hexano Fracionamento do ar: gás inerte e de corrente rica em O ₂
Biotecnologia e Farmacêutica	Separação de substâncias termolábeis Desidratação de etanol Purificação de enzimas Fracionamento de proteínas Esterilização de meios de fermentação Biorreatores a membranas
Alimentícia e Bebidas	Concentração de leite Concentração do soro de queijo Concentração de sucos de fruta Clarificação e desalcoholização de vinhos e cervejas
Tratamento de Águas	Dessalinização de águas Eliminação de traços de orgânicos Tratamento de esgotos municipais Desmineralização de águas para caldeiras Água ultrapura para indústria eletrônica
Tratamentos de Despejos Industriais	Recuperação de índigo e PVA – Têxtil Recuperação de ions metálicos – Couro Recuperação de proteínas – Laticínio Tratamento águas - Papel e Celulose
Medicina	Rim artificial – Hemodiálise Pulmão artificial – Oxigenadores Ar enriquecido em oxigênio Esterilização de soluções injetáveis Dosagem controlada de remédios

2.4.1. Contactores com Membranas

Os contactores com membranas são dispositivos do tipo casco e tubo, contendo feixe de membranas de fibra oca de diâmetro extremamente reduzido, o que permite obter elevada razão entre área de troca e volume de módulo, como representado na Figura 7 (MORAES, 2011).

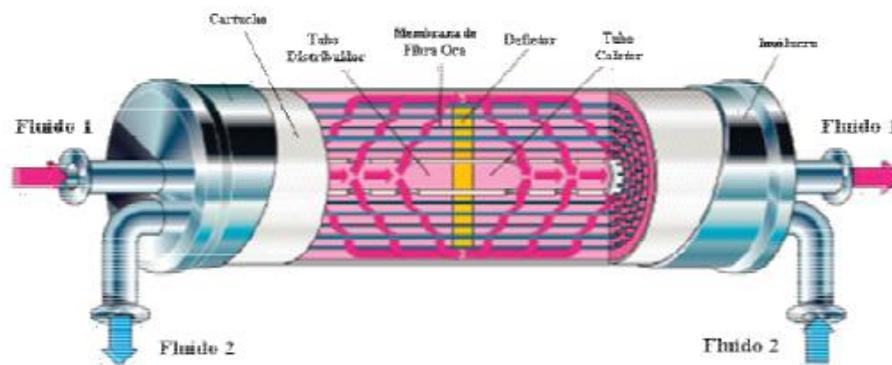


Figura 7 – Representação de um contactor com membrana (MORAES, 2011).

Nos contactores com membranas há uma separação física das duas fases fluidas que escoam em lados opostos da membrana. O desempenho da separação neste processo é determinado pelo coeficiente de partição de um componente nas duas fases fluidas. As membranas, que podem ser porosas, densas ou compostas e hidrofílicas ou hidrofóbicas, tem como função de imobilizar a interface e promover aumento de área de contato (MORAES, 2011).

A transferência de massa neste processo ocorre basicamente em três etapas: transporte da fase de alimentação para a membrana, a difusão do componente a ser extraída através da membrana e, por fim, a transferência do componente extraído da membrana para o permeado. A extração utilizando contactores com membranas pode ser classificada como gás-líquido (G-L), líquido-líquido (L-L) e líquido-gás-líquido.

Os contactores com membranas que aumentam a área de contato e evitam a dispersão entre as fases, sendo assim uma alternativa aos processos comuns de extração (NOBLE *et al.*, 1995).

Nos contactores G-L, uma fase é um gás ou um vapor e a outra fase é líquida. Neste processo, um gás ou um vapor pode ser transferido da fase gasosa para a líquida ou da fase líquida para a gasosa (MORAES, 2011).

Este tipo de operação pode ser utilizado na oxigenação sanguínea, transferência de dióxido de carbono para bebidas, separação de hidrocarbonetos saturados e insaturados (separação de olefinas-parafinas), remoção de gases ácidos como gás carbônico, sulfeto de hidrogênio, monóxido de carbono, dióxido de enxofre, NO_x de gases fluidos, biogás e gás natural e remoção de amônia (NOBLE *et al.*, 1995).

Contactores com membranas do tipo líquido-líquido são caracterizados por duas fases líquidas separadas por uma membrana porosa ou densa. Existem três configurações mais comuns para contactores com membrana líquido-líquido (NOBLE *et al.*, 1995). Na Figura 8, a fase (1) representa a fase orgânica, a fase (2) representa a fase aquosa e os retângulos representam a membrana porosa.

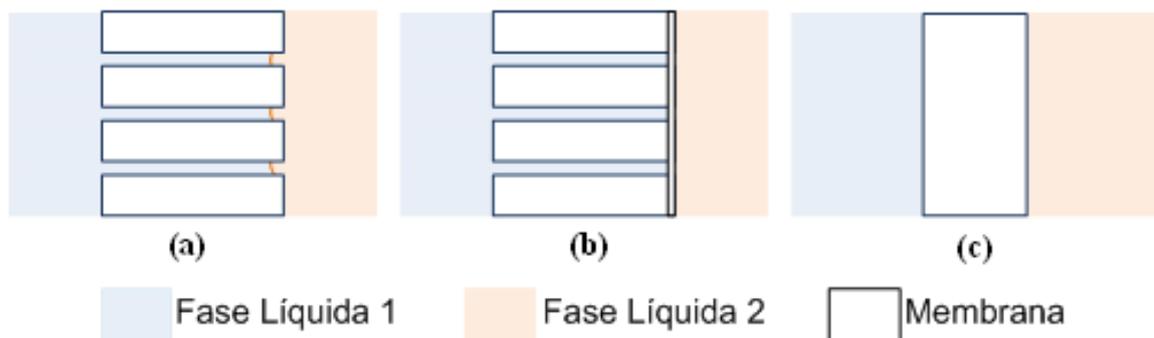


Figura 8 – Distribuição dos fluidos em contactores líquido-líquido, dependendo da membrana utilizada (MORAES, 2011)

Na Figura 8 (a), tem-se uma membrana de morfologia porosa em que se verifica o contato físico das fases fluidas pela formação de uma interface, localizada na abertura dos poros da membrana. Em (b), tem-se uma membrana composta com pele densa e em (c), uma membrana isotrópica densa. Nestas configurações, não há contato direto entre as fases, e a transferência de massa do soluto se dá pela sua difusão através da membrana (MORAES, 2011).

A definição das fases líquidas 1 e 2 depende das características da membrana. Se a membrana for hidrofílica, ela será molhada pela fase aquosa, correspondendo à fase líquida 1 na figura. Se a membrana for hidrofóbica, a fase 1 é a orgânica, e a 2, a aquosa (MORAES, 2011).

Os contactores com membranas podem ser aplicados como uma alternativa para os processos convencionais de extração líquido-líquido para a remoção de metais pesados, componentes orgânicos voláteis, todos os tipos de bioprodutos e microsolutos (herbicidas, inseticidas e pesticidas), recuperação e purificação de produtos fermentados (NOBLE *et al.*, 1995).

Os contactores com membranas apresentam inúmeras vantagens em relação aos processos convencionais de extração, tais como (MORAES, 2009):

- Elevada área superficial: Comumente se utiliza módulos de contactores com membranas de fibra oca. Estes apresentam uma área de contato entre as fases fluidas elevada, garantindo o tamanho reduzido dos dispositivos. Quando comparados aos equipamentos de contato direto, contactores podem ter áreas superficiais por unidade de volume até cem vezes maiores.
- Área de contato conhecida e constante, sendo esta igual à área superficial da membrana.
- Não há formação de emulsão: Em contactores, não se observa a dispersão entre as fases e, conseqüentemente, não ocorre formação de emulsão, diferente dos processos convencionais.

- Não é necessário diferença de densidade entre os fluidos e as vazões destes podem ser ajustadas de forma independente.
- Processo modular: O escalonamento pode ser feito apenas pela adição de novos módulos de membranas.
- Operação asséptica: Contactores garantem a assepsia desejada, e ainda podem ser acoplados ao fermentador, incorporando ambos os processos no mesmo equipamento.
- Aumento do rendimento: Com a remoção do produto, o equilíbrio é deslocado, e a conversão aumenta. Ainda, reagentes ou meios de cultivo podem ser recirculados, sem prejuízo ao processo devido a contaminações.

Entretanto, algumas desvantagens identificadas podem ser mencionadas (MORAES, 2011).

- Resistência à transferência de massa: A membrana adiciona mais uma componente à resistência à transferência de massa, além das resistências nas fases fluidas, existentes também nos dispositivos convencionais de extração. A membrana deve ser escolhida de modo a minimizar os efeitos desta resistência. Assim, recomenda-se o uso de membranas densas na extração do tipo gás-líquido e membranas microporosas na extração líquido-líquido.
- Caminhos preferenciais: Contactores com membranas de fibra oca estão sujeitos à formação de caminhos preferenciais para o escoamento do fluido que circula externamente às fibras. Para minimizar o efeito, o recomendado é a adição de defletores.
- Incrustações: A presença de contaminantes na alimentação do módulo de extração pode levar a formação de incrustações. Para contornar o problema emprega-se uma etapa de pré-

tratamento, por exemplo, a microfiltração com a finalidade de remover estes contaminantes.

- Ataque químico: Componentes do módulo de membranas podem estar sujeitos a ataques químicos pelos compostos orgânicos empregados como extratores.

2.5. Extração de ouro dissolvido por processos de separação por membranas

Embora seja o processo de maior aplicação industrial, a recuperação do ouro dissolvido por adsorção em carvão ativado apresenta algumas desvantagens. Além do ouro, outros elementos interferentes, principalmente o cobre é adsorvido pelo carvão ativado. O processo de adsorção em carvão ativado, principalmente o CIP, utiliza uma grande quantidade de cianeto, sendo prejudicial ao meio ambiente. A recuperação do ouro da solução cianetada é encarecida pela etapa de eluição, uma vez que é necessário um consumo elevado de energia.

Estes e outros inconvenientes já relatados neste trabalho podem ser eliminados ou reduzidos ao se adotar a extração de ouro dissolvido por solventes orgânicos utilizando contactores com membranas. Ao se realizar a extração líquido-líquido utilizando a tecnologia de PSMs, as principais vantagens de cada processo serão amplamente exploradas, gerando um processo de maior eficiência.

Vários estudos têm sido realizados com o objetivo de investigar a eficiência do processo de extração de ouro utilizando solventes extratores e contactores com membranas.

KUMAR *et al.* (2002) avaliaram o parâmetros para otimização do desempenho dos contactores com membranas de fibra oca na extração de Au (I) de soluções que simulavam a composição dos licores da indústria hidrometalúrgica. Os parâmetros avaliados foram coeficiente de transferência de massa de ouro nas etapas de extração e remoção, vazão volumétrica da alimentação e da saída dos produtos e a taxa de resistência

a transferência de massa. A solução sintética da indústria hidrometalúrgica contendo 5 g.L^{-1} de Au (I) foi preparada com KAu(CN)_2 e 1 g.L^{-1} de KNi(CN)_4 , CuCN , Zn(CN)_2 , KAg(CN)_2 e $\text{K}_4\text{Fe(CN)}_6 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$. O solvente extrator utilizado foi o N,N'-bi-(2-etilhexil)guanidina (12% v.v⁻¹), cujo nome comercial é LIX79, dissolvido em n-heptano. O contactor com membrana do tipo 5PCG-259 possui fibras de membranas de polipropileno (hidrofóbico) de área igual a $1,4 \text{ m}^2$.

A Figura 8 ilustra a montagem do sistema utilizada pelos pesquisadores na extração do ouro dissolvido utilizando contactores com membranas. O sistema foi operado tanto no modo cocorrente quanto no contracorrente. A fase aquosa contendo a solução de ouro circulou pelo interior das fibras da membrana com uma vazão volumétrica entre $4,17$ e $15,28 \text{ cm}^3/\text{s}$, enquanto a fase orgânica composta pela solução de LIX79 fluiu por dentro do módulo do contactor com uma vazão variando entre $2,78$ e $8,33 \text{ cm}^3/\text{s}$. A extração foi realizada em pH igual 10.

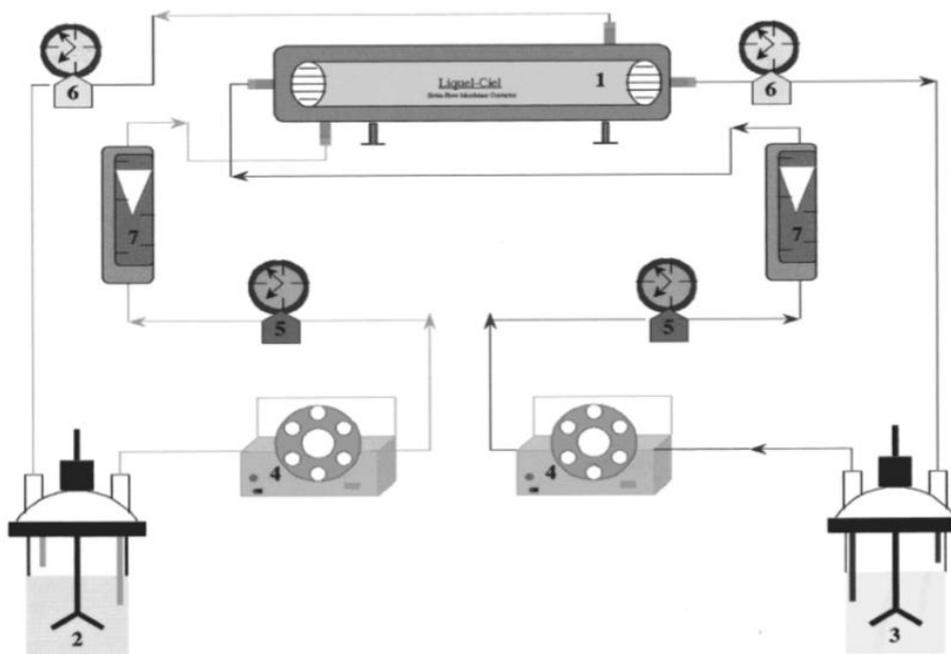


Figura 9 – Ilustração da montagem do sistema para recuperação de ouro dissolvido utilizado por KUMAR et AL.: (1) contactor com membrana; (2) solvente extrator e (3) solução aquosa contendo ouro dissolvido; (4) bomba; (5,6) manômetro; (7) rotâmetros.

(KUMAR *et al.*, 2012)

Segundo KUMAR *et al.*(2012), quatro etapas são verificadas no processo de extração do ouro de soluções cianetadas. A primeira etapa consiste na difusão do cianocomplexo de ouro para a interface formada entre a fase aquosa e a orgânica através de uma camada limite. Na interface aquosa-orgânica, $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ reage com o LIX79 (RH^+), protonado em pH próximo a 10 na fase orgânica nos poros da membrana, formando o complexo $\text{HAu}(\text{CN})_2\text{R}$. O complexo formado difunde para fora das fibras da membrana e o LIX79 livre difunde para o interior dos poros da membrana. Por fim, o complexo de cianeto de ouro difunde-se a partir da parede exterior da membrana para fase orgânica. A Figura 9 esquematiza o mecanismo de extração do cianocomplexo de ouro com LIX79 usando o contactor com membrana de fibra oca.

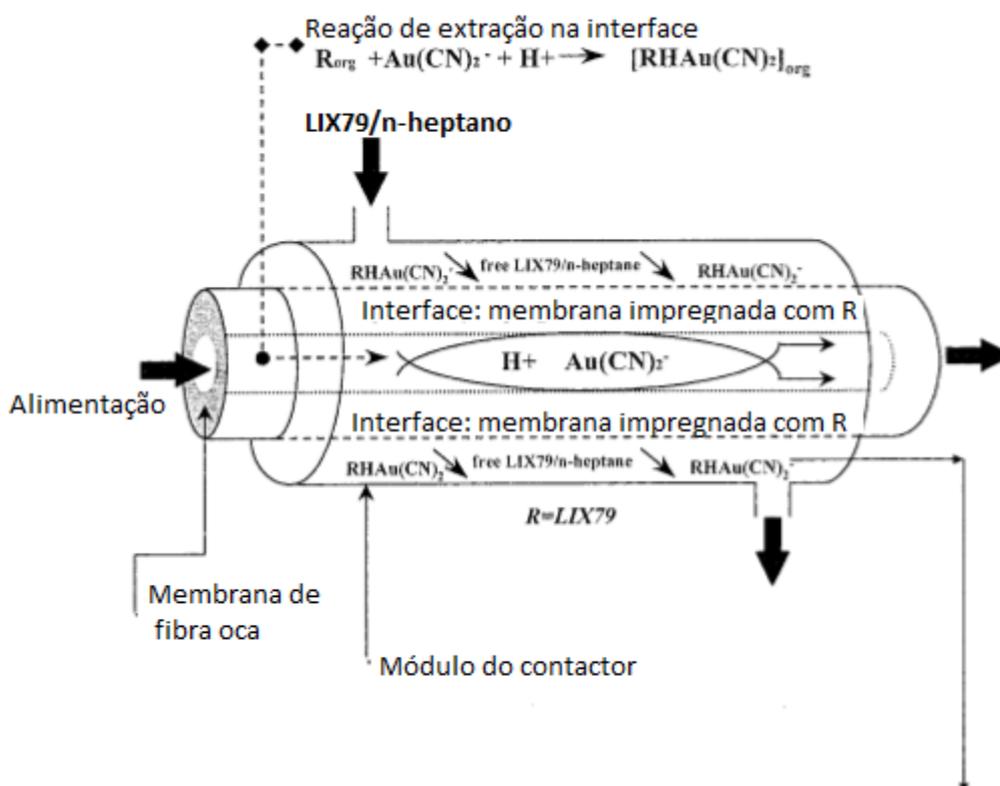


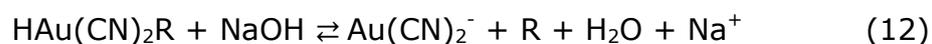
Figura 10 - Mecanismo de extração do cianocomplexo de ouro com LIX79 usando o contactor com membrana de fibra oca. (KUMAR *et al.*, 2012)

Após estudarem diversas condições operacionais, os autores observaram uma variação entre $2,0 \times 10^{-7}$ e $6,5 \times 10^{-6}$ cm/s para o

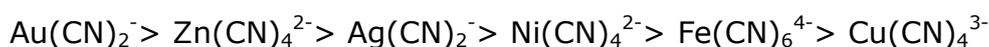
coeficiente de transferência de massa de ouro com LIX79. O coeficiente de partição obtido foi igual a 4,44, sendo considerado um valor adequado. O resultado para o coeficiente de distribuição mostrou que houve um transferência de massa efetiva do Au(I) da solução cianetada para o LIX79, ou seja, a extração do ouro pelo solvente estudado ocorreu de forma satisfatória, sendo a concentração de ouro na porção orgânica quatro vezes maior que na fase aquosa.

O modo de operação em contracorrente se mostrou mais vantajoso, uma vez que houve a extração de 90 a 95% de Au(I) em um período de 0,5 a 1h de ensaio. A transferência de massa apresentou melhor resultado em pH entre 10,0 e 10,5. A extração de ouro por esse processo apresentou maior eficiência quando a vazão volumétrica da fase orgânica era superior a 2,78 cm³/s. O cianocomplexo de ouro foi facilmente transferido para a fase orgânica através da reação interfacial quando o extrator LIX79 se encontrava em excesso. Entretanto, a resistência de transferência de massa resultante da reação de extração química na superfície da membrana foi dominante durante todo o processo de extração.

KUMAR *et al.* (2002) avaliaram também as condições de *stripping* do extrator orgânico carregado com o cianocomplexo de ouro. A solução do complexo H₂Au(CN)₂R com uma vazão entre 4,72 e 6,94 cm³/s reage com hidróxido de sódio, cuja vazão variou entre 4,72 e 6,94 cm³/s. A reação de *stripping* (12), se mostrou rápida e instantânea, apresentando maior transferência de massa quanto maior o fluxo das fases.



A seletividade do extrator LIX79 para o ouro também foi analisada neste trabalho. O LIX79 mostrou maior seletividade para cianocomplexo de ouro frente aos cianocomplexos de zinco, prata, níquel, ferro e cobre. A ordem de seletividade do extrator encontrada foi:



A Tabela 3 apresentam os valores percentuais para recuperação de ouro e dos outros elementos interferentes da solução estudada.

Tabela 3 – Resultados obtidos para a recuperação do ouro e outros elementos interferentes presentes na solução estudada.

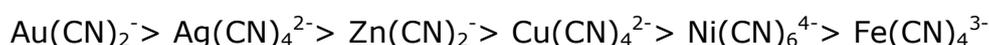
Elementos	Recuperação (%)
Au	72
Zn	<15
Ag	<5
Ni	<5
Fe	<1
Cu	<1

A menor seletividade do LIX79 para os cianocomplexos de ferro e de cobre, quando comparada a dos cianocomplexo de ouro, é particularmente importante, uma vez que a interferência do ferro e do cobre seria minimizada durante o processo de recuperação de ouro dissolvido na extração mineral.

KUMAR *et al.*, 2004 estudou a influência da adição do óxido de tri-n-octilfosfina (TOPO) ao LIX79. Eles realizaram a extração do Au (I) de uma solução cianetada pela mistura equimolar LIX79+TOPO (0,125 mol/L) utilizando contactores com membranas de fibra oca. A montagem do sistema de operação dos contactores com membranas utilizada neste trabalho foi semelhante ao ilustrado na Figura 8.

Os resultados obtidos neste trabalho mostrou que a adição do TOPO ao LIX79 aumentou a cinética da reação. A mistura LIX79+TOPO extraiu 95% de Au (I) em um período de 300 segundos, já o LIX79 (0,375 mol/L) extraiu os mesmos 95% de Au (I) em um período de 1860 segundos, sendo este valor seis vezes maior que a mistura. O coeficiente de transferência de massa também apresentou variação. Com a mistura equimolar de LIX79 e TOPO, o coeficiente de transferência de massa para o ouro foi quatro vezes maior que o LIX79 (0,375 mol/L).

A seletividade da mistura LIX79+TOPO foi verificada por KUMAR *et al.*,2000, ao analisar uma solução sintética hidrometalúrgica contendo cianocomplexos de ouro, prata, cobre, zinco, níquel e ferro, a mistura LIX79+TOPO se mostrou muito seletiva ao ouro. A ordem de seletividade do extrator encontrada foi:



Comparando com extrator LIX79, a mistura LIX79+TOPO é mais seletiva para o cobre e menos seletiva para o ferro. Mesmo apresentando uma seletividade ligeiramente maior para cobre, a mistura LIX79+TOPO se mostra vantajosa em plantas de extração de ouro, uma vez haveria a minimização da interferência de cobre e ferro durante o processo de recuperação do metal dissolvido.

A recuperação de ouro dissolvido por solventes orgânicos utilizando contactores com membranas também foi estudado por ALGUACIL *et al.* (2012). Eles avaliaram o transporte de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ entre as fases aquosas e orgânicas composta por uma mistura da amina Primene JMT, de óxido de fosfina, cujo nome comercial é Cyanex 923 e de NaOH, formando uma dispersão de pseudo-emulsão. O hidróxido de sódio é o composto responsável pela separação do cianocomplexo de ouro do solvente orgânico após a extração.

A fase aquosa contendo o cianocomplexo de ouro circulou pelo interior das fibras da membrana e a pseudo-emulsão constituída pela mistura de extratores Primene JMT+Cyanex 923 e NaOH fluiu por dentro do módulo do contactor de membranas. A operação foi realizada em contracorrente.

ALGUACIL *et al.* (2012) observaram que o contato direto entre a soluções orgânica (mistura de extratores Primene JMT+Cyanex 923) e a de *stripping* (NaOH) proporciona uma maior área de separação e facilita a recuperação do ouro dissolvido a partir da solução de extração.

Embora não se tenha realizado ensaios utilizando contactores com membranas e não se saiba a eficiência de seu uso com PSMs, levantamentos bibliográficos mostram diversos solventes orgânicos com potencial para a recuperação de ouro dissolvido.

SAFAVI *et al.* (1999) avaliaram o transporte de Au(III) de soluções cianetadas por meio do extrator *Victoria blue*, molécula catiônica hidrofílica, diluído em clorofórmio. Segundo os autores, *Victoria blue* extraiu 97% de Au(III) após um período de 180 min de ensaio. O extrator se mostrou seletivo e eficiente no transporte de $\text{Au}(\text{CN})_4^-$ frente a outros elementos

como zinco, chumbo, ferro, cádmio, mercúrio, prata, cobalto, cobre, platina, paládio e níquel.

Aminas terciárias, como tri-decil-amina e tri-octil-amina, apresentam alta afinidade com complexo aniônicos monovalentes de ouro. Para que se trabalhe com pH próximo a 10, pode-se introduzir o solvente modificador tri-butil-fosfato (TBP) ou di-n-butil-butil-fosfonato (DBBP). A combinação entre estes solventes promovem a seletividade da mistura ao cianocomplexo de ouro. Entretanto, esse tipo de solvente dificulta a separação de fases e aumenta a solubilidade da fase orgânica em água (FREITAS *et al.*, 2002).

Analisando os resultados obtidos pelos estudos realizados, pode-se perceber que a extração do ouro dissolvido por solventes orgânicos utilizando contactores com membranas se mostra favorável, podendo ser adotada, a princípio, como um processo alternativo ao de adsorção em carvão ativado, justificada pelas inúmeras vantagens oferecidas.

Usando contactores com membranas na extração do ouro dissolvido, estudos apontam um aumento do carregamento do ouro em até quatro vezes em relação ao processo de adsorção em carvão ativado, além de o processo apresentar uma cinética de extração mais rápida, podendo, inclusive, ser utilizado na recuperação de ouro presentes nas barragens de rejeitos perdidos durante nas inúmeras etapas do processo.

O uso dos solventes extratores associado ao processo de separação de membranas minimizaria a interferência de outros elementos presentes na polpa, tais como ferro e cobre principalmente. Isso se deve a especificidade e seletividade dos extratores estudados com os cianocomplexos de ouro.

A etapa de dessorção não seria necessária e a fase orgânica rica com o cianocomplexo de ouro seria conduzida diretamente para a eletrorrecuperação e refino do metal. A eliminação da eluição reduziria o custo do processo de recuperação de ouro, uma vez que não haveria gasto energético com a elevação de temperatura e pressão, haveria a redução do consumo dos reagentes necessários para que a dessorção do carvão ativado

aconteça, haveria redução do número de insumos e de equipamentos. Além disso, a planta industrial de recuperação de ouro seria compactada, já que os contactores com membranas podem ser operados em módulos.

Outra etapa a ser eliminada e que reduziria custos de produção seria a regeneração do carvão ativado, uma vez que o mesmo não será utilizado em nenhuma etapa da recuperação do ouro mineral.

Perda de ouro pelos finos de carvão que comumente ocorre no processo CIL seria eliminada, pois o cianocomplexo de ouro extraído não interagiria com algum componente sólido adsorvente, ficando durante todo o processo de extração em solução.

Ao contrário do processo CIP, o uso de contactores com membrana na recuperação de ouro mineral não exige um consumo elevado de cianeto, sendo este um aspecto econômico e socioambiental importante, valorizando a imagem da empresa com o desenvolvimento sustentável.

Entretanto, alguns aspectos negativos devem ser ressaltados, como a necessidade de uma etapa para clarificação da polpa antes do processo de extração. A ação dos solventes orgânicos e a operação dos contactores com membranas são interferidos pela presença de sólidos na polpa contendo o metal a ser recuperado. Contaminantes sólidos presentes no licor podem gerar incrustações aos contactores com membranas, reduzindo o período de vida útil do sistema. É importante destacar que no processo de adsorção com carvão ativado existe um pré-tratamento da polpa para remoção de sólidos grosseiros presentes no licor. A clarificação da polpa pode ser realizada utilizando o processo de microfiltração.

A extração do ouro dissolvido com PSM faz uso de solventes extratores específicos. É possível que o custo dos extratores seja elevado e encareça a tecnologia em questão.

Conforme destacado no trabalho de KUMAR *et al.* (2002), a extração do ouro por solventes orgânicos usando contactores com membranas apresentou uma resistência à transferência de massa, devido a geração da interface aquosa-orgânica. Isso pode reduzir a eficiência do processo.

De forma geral, algumas variáveis devem ser controladas, visando à eficiência da recuperação do ouro por solventes orgânicos utilizando os contactores com membranas. Essas variáveis são: pH, fluxo da fase aquosa (alimentação) e da fase orgânica, temperatura, modo de operação e área do módulo do contactor.

Pelos levantamentos bibliográficos, o pH ótimo de operação deve se encontrar entre 10 e 10,5. A vazão volumétrica da fase orgânica deve ser definida para que haja um excesso de solvente extrator no casco do módulo de permeação. Por outro lado, deve-se observar também a pressão e o fluxo ideal de operação para minimizar a formação de incrustações.

O modo de operação que se mostrou favorável para a extração do metal foi o contracorrente, uma vez que houve extração maior em um menor intervalo de tempo.

Deve-se também levar em consideração a área dos módulos dos contactores com membranas ao estabelecer a produção esperada de recuperação de ouro dissolvido pela mineradora.

A princípio, a tecnologia do uso de contactores com membrana na recuperação do ouro dissolvido no setor da mineração apresenta viabilidade técnica. Estudos mais aprofundados devem ser realizados para que seja criado um processo consistente que compita com o processo usual atualmente.

3. CONCLUSÃO

O estudo realizado a partir da revisão da literatura mostrou que o uso de contactores com membranas na recuperação do ouro mineral é viável tecnicamente, apresentando inúmeras vantagens quando comparado ao processo convencional de adsorção em carvão ativado.

O aumento do carregamento do ouro, redução do gasto de cianeto de sódio, eliminação de etapas, como a de eluição, compactação da planta industrial, minimização da interferência por outros elementos, eliminação de gastos com regeneração do carvão ativado e eliminação de gastos com compra, manutenção e trocas de equipamentos necessários na etapa de eluição são algumas das vantagens observadas para a tecnologia utilizando solventes extratores associados aos contactores com membranas.

Porém, algumas desvantagens são percebidas como necessidade de clarificação da polpa, resistência à transferência de massa e uso de solventes específicos e caros. A clarificação da polpa pode ser realizada por meio do processo de microfiltração.

O controle e análise de algumas variáveis de operação do processo se mostraram importantes para que se a recuperação do ouro seja eficiente, sendo elas: fluxo, pressão, pH, temperatura, modo de operação e área dos módulos dos contactores

Estudos mais aprofundados sobre o processo devem ser realizados para que se tenha uma tecnologia consistente e que possa ser utilizada como alternativa ou em substituição ao processo convencional em escala industrial.

Otimização do processo, testes em escala de bancada e em escala piloto e avaliação da viabilidade econômica da tecnologia podem ser realizadas em trabalhos futuros, como projetos de pesquisa, trabalho de conclusão de curso, mestrado e doutorado.

4. SUGESTÃO DE TRABALHOS FUTUROS

Para que o uso de solventes extratores orgânicos associados com contactores com membrana na recuperação de ouro dissolvido seja uma técnica alternativa ou, futuramente, substituta do processo convencional, alguns assuntos podem ser investigados com precisão.

Sugere-se a realização da modelagem matemática e otimização do processo, verificando as melhores condições de operação e definindo as variáveis que levem a uma maior eficiência do processo.

Testes em escala laboratorial e semi-piloto devem ser realizados com a finalidade de se confirmar os resultados obtidos pela modelagem e otimização do processo e, também, dos trabalhos já publicados.

Visando a aplicação industrial do processo, é importante realizar o estudo de viabilidade econômica da tecnologia proposta, confrontando-a com o processo convencional.

5. Referências Bibliográficas

ALGUACIL, F.J.; LOPEZ, F.A.; LOPEZ-DELGADO, A. **Transport of Au(CN)₂⁻ by mixture of amine Primene JMT and phosphine oxide Cyanex 923 using the pseudo-emulsion based hollow fiber strip dispersion technology.** Solvent Extraction and Ion Exchange. v. 30, p. 54-66, 2012.

AMARAL, M.C.S. **Tratamento de efluentes de branqueamento de pasta celulósica empregando sistema de microfiltração conjugado com biorreator com membranas.** 2009. 366p. Tese (Doutorado em Saneamento, Meio Ambiente e Recursos Hídricos) – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte.

AMARAL, R.A. **Remoção de CO₂ e H₂S do Gás Natural por Contactores de Membranas.** 2009. 117 p. Dissertação (Mestrado em Engenharia Química) –Universidade Federal do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro.

ARAÚJO, D. M.; YOSHIDA, M.I.; STAPELFELDT, F.; CARVALHO, C. F.; DONNIC, C. L.; KASTNER, G. F. **Estudos comparativos entre carvão ativado e resina de troca iônica para adsorção de ouro, cobre e ferro.** Rev. Esc. Minas.v.62, n.4, p. 463-468, 2009.

BARBOSA, J. P. Refino do ouro. In: TRINDADE, R. B. E., FILHO, O. B.(ed.). **Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente.** Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. Cap.4, p. 88-125. 322p.

CARDOSO, S.A. **Modelagem e simulação do processo de separação por membrana difusiva polimérica para extração de metais.** 2007. 87p. Dissertação (Mestrado em Engenharia Química) – Universidade Federal do Pará, Belém.

CIMINELLI, V.; GOMES, A. D. Princípios da cianetação. In: TRINDADE, R. B. E., FILHO, O. B.(ed.). **Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente.** Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. Cap.3, p. 51-86. 322p.

DUTRA, A. J. B. Eletrorrecuperação do ouro In: TRINDADE, R. B. E., FILHO, O. B.(ed.). **Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. Cap.5, p. 127-146. 322p.

FREITAS, L. R., COSTA, R. S. Recuperação do ouro dissolvido. In: TRINDADE, R. B. E., FILHO, O. B.(ed.). **Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. Cap.4, p. 88-125. 322p.

GRANATO, M. **Metalurgia extrativa de ouro**. Brasília: DNPM, 1986. 80p.

GUPTA, C. K.; MUKHERJEE, T. K. **Hidrometallurgy in Extraction Processes**. Volume 2. Flórida: CRC Press, 1990. Disponível em <https://books.google.com.br/books?id=IV4iOAESyTMC&printsec=frontcover&hl=pt-BR&source=gbs_ge_summary_r&cad=0#v=onepage&q&f=false>.

Acesso em 12 jan 2015.

HABERT, A.C.; BORGES, C.P.; NOBREGA, R. **Processos de separação por membranas**. Rio de Janeiro: COPPE/UFRJ, 2013Ed E-paper, 2006.180p.

HEIDER, M.; ANDRADE, R.H.P. **Balanco mineral 2013: Ouro**. 2013. Disponível em <<http://www.dnpm.gov.br>>. Acesso em 08 dez 2014.

IBRAM – Instituto Brasileiro de Mineração. **Informações e análises da economia mineral**. 2012. Disponível em <<http://www.ibram.org.br>>. Acesso em 08 dez 2014.

KRONEMBERGER, F.A. **Produção de Ramnolipídeos por *Pseudomonas Aeruginosa* PA1 em biorreator com oxigenação por contactores**. 2007. 153p. Tese (Dissertação em Engenharia Química) – UFRJ.

KUMAR, A.; HADDAD, G.B.; SASTRE, A.M. **Dispersion-Free Solvent Extraction and Stripping of Gold Cyanide with LIX79 Using**

Hollow Fiber Contactors: Optimization and Modeling. *Ind Eng Chem.* V. 41, p. 613-623, 2002.

KUMAR, A.; HADDAD, R.; ALGUACIL, F.J.; NINOU, R; SASTRE, A.M. **Improved kinetics-based gold cyanide extraction with mixture of LIX79+TOPO utilizing hollow fiber membrane contactor.** *Chemical Engineering Journal.* v.100, p. 11-22, 2004.

KUMAR, A.; HADDAD, R.; BENZAL, G.; NINOU, R; SASTRE, A.M. **Use of modified membrane carrier system for recovery of gold cyanide from alkaline cyanide media using hollow fiber supported liquid membranes: feasibility studies and mass transfer modeling.** *Journal of Membrane Science.* v.174, p. 17-30, 2000.

LINS, F. F. **Aspectos diversos da garimpagem de ouro.** Rio de Janeiro: CETEM/CNPq, 1992. 97p.

MARTINEX, G. V. F.; TORRES, J. R. P.; GARCÍA, J. L. V.; MUNINE, G. C. T.; ZAMARRIPA, G. G. **Kinetic aspects of gold and silver recovery in cementation with power and electrocoagulation iron process.** 2012. Disponível em < <http://dx.doi.org/10.4236/aces.2012.23040>>. Acesso em 12 jan 2015.

MIERZWA, J.C.; SILVA, M.C.C.; RODRIGUES, L.D.B.; HESPANHOL, I. **Tratamento de água para abastecimento público por ultrafiltração: avaliação comparativa através dos custos diretos de implantação e operação com os sistemas convencional e convencional com carvão ativado.** *Eng. Sanit. Amb.* v. 13, n.1, p. 78-87, 2008.

MORAES, L. **Extração Líquido-Líquido de Ácido Succínico usando Contactores de Membranas de Fibra Oca.** 2011. 103 p. Dissertação (Mestrado em Engenharia Química) –UFRJ.

NAKAO, A. **Modelagem de contactores gás-líquido para a separação de CO₂ de gás natural com solução aquosa de etanolaminas.** 2010. 188p. Dissertação (Mestrado em Tecnologia de

Processos Químicos e Bioquímicos) – Universidade Federal do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro.

NERY, M.A.C.; SILVA, E.A. **Balço mineral 2001: Ouro**. 2002. Disponível em <<http://www.dnpm.gov.br>>. Acesso em 08 dez 2014.

NOBLE, R.D.; STERN, S.A. **Membrane separations technology: Principles and applications**. 1 ed. Amsterdam: Elsevier, 1995.

PORTO, C. G.; PALERMO, N.; PIRES, F. R. M. Panorama da exploração e produção do ouro no Brasil. In: TRINDADE, R. B. E., FILHO, O. B.(ed.). **Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. Cap.1, p. 1-23. 322p.

SAFAVI, A.; SHAMS, E. **Selective and efficient liquid membrane transport of gold as gold cyanide using an anion carrier**. *Journal of Membrane Sciene*. V. 157, p. 171-176, 1999.

SCHNEIDER, I.L. **Modo alternativo de tratamento de efluentes com presença de cianeto**. 2009. 42p. Monografia – Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

SEPOR. **Merril-Crowe precipitation plants for recovery gold & silver from cyanide solutions**. 2010. Disponível em <<http://www.sepor.com/new/MerCrowe.pdf>>. Acesso em 12 jan 2015.

SGS Brasil. **Extração eletrolítica e de solventes**. 2014. Disponível em <<http://www.sgsgroups.com.br>>. Acesso em 02 jan 2015.

SOUZA, V.; LINS, F. **Recuperação do ouro por amalgamação e cianetação: problemas ambientais e possíveis alternativas**. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq, 1989. 19p.