



**UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO**  
**ESCOLA DE MINAS**  
**DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS**

---



ESTHEFANIE MENDES MELO

**EFEITO DA REMOAGEM NA RECUPERAÇÃO DE OURO GRAVÍTICO POR  
LIXIVIAÇÃO EM TANQUES AGITADOS**

Ouro Preto

2023



**UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO**  
**ESCOLA DE MINAS**  
**DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS**



---

ESTHEFANIE MENDES MELO

**EFEITO DA REMOAGEM NA RECUPERAÇÃO DE OURO GRAVÍTICO POR  
LIXIVIAÇÃO EM TANQUES AGITADOS**

Trabalho de conclusão de curso apresentado ao Curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito parcial para a obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. José Aurélio Medeiros da Luz

Ouro Preto

2023

## SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

M528e Melo, Esthefanie Mendes.

Efeito da remoagem na recuperação de ouro gravítico por lixiviação em tanques agitados. [manuscrito] / Esthefanie Mendes Melo. - 2023. 38 f.: il.: color., gráf., tab..

Orientador: Prof. Dr. José Aurélio Medeiros da Luz.  
Monografia (Bacharelado). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Graduação em Engenharia de Minas .

1. Mineração- Desenvolvimento de recursos hídricos. 2. Lixiviação. 3. Minérios de ouro. I. da Luz, José Aurélio Medeiros. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 669.053.4

Bibliotecário(a) Responsável: Soraya Fernanda Ferreira e Souza - SIAPE: 1.763.787



## FOLHA DE APROVAÇÃO

**Esthefanie Mendes Melo**

### **Efeito da remoagem na recuperação de ouro gravítico por lixiviação em tanques agitados**

Monografia apresentada ao Curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito parcial para obtenção do título de Engenheira da Minas

Aprovada em 05 de abril de 2023

#### Membros da banca

Dr. - José Aurélio Medeiros da Luz - Orientador(a) (Universidade Federal de Ouro Preto)  
M.Sc. - Bruna de Oliveira Gomes - (Universidade Federal de Ouro Preto)  
M.Sc. - Jorge Carlos Guerrero Vargas - (Universidade Federal de Ouro Preto)

José Aurélio Medeiros da Luz, orientador do trabalho, aprovou a versão final e autorizou seu depósito na Biblioteca Digital de Trabalhos de Conclusão de Curso da UFOP em 20/04/2023



Documento assinado eletronicamente por **Jose Aurelio Medeiros da Luz, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 20/04/2023, às 11:29, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site [http://sei.ufop.br/sei/controlador\\_externo.php?acao=documento\\_conferir&id\\_orgao\\_acesso\\_externo=0](http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0), informando o código verificador **0512836** e o código CRC **5615404F**.

## AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente a Deus por me conceder saúde, força e perseverança em realizar o sonho da graduação.

À minha mãe, Marinez, pelo amor incondicional e por sempre acreditar em mim.

Ao meu pai, Weler, pelo suporte e carinho, sem vocês eu não teria conseguido.

Ao meu irmão, Wallace, pela parceria.

Ao Guilherme, pelo companheirismo, incentivo, paciência e por ser abrigo nos momentos de incertezas e ansiedade.

Ao meu orientador, José Aurélio, pela disposição e auxílio na realização deste trabalho.

À minha orientadora de iniciação científica Christianne Nogueira pelo convite e todos os ensinamentos.

À Kinross e à Nexa, pelas oportunidades de estágio e crescimento profissional.

A toda a equipe de Laboratório de Processo pela ajuda e troca de conhecimentos.

À Fundação Gorceix pelo fomento durante a trajetória acadêmica.

À UFOP pelo ensino público de qualidade.

À Ouro Preto e a todas as amigas que essa cidade me deu, em especial à minha casa, República Diferença, onde encontrei uma família.

E, por fim, agradeço a todos que, de alguma forma, contribuíram para minha formação acadêmica, profissional e pessoal.

## RESUMO

O processo de recuperação do ouro pode ser comprometido em função de vários fatores, tais como a presença de minerais refratários e a não liberação adequada das partículas do metal. Este trabalho teve como motivação a busca por alternativas para aumentar a recuperação de ouro em um processo hidrometalúrgico. O objetivo do estudo foi avaliar a eficácia da remoagem de amostras de minério de ouro como estratégia para melhorar a recuperação do metal. Para atingir esse objetivo, foi realizada uma série de testes em amostras de rejeito provenientes de dois reatores intensivos de uma planta de beneficiamento de minério de ouro. A metodologia desenvolvida incluiu análise granulométrica das amostras, testes lixiviação com cianeto, além da moagem das amostras. Os resultados encontrados indicam que o rejeito do primeiro reator possui maior granulometria que o segundo reator, apresentando P80 médio de 558 e 145 micrômetros, respectivamente. Através da análise química, constatou-se ainda que a recuperação de ouro nas amostras do primeiro reator apresentou um aumento significativo de 19,7 % após a remoagem. Por outro lado, a melhoria observada nas amostras do segundo reator foi de apenas 1,7 %. Conclui-se que a remoagem pode ser uma alternativa promissora para elevar a recuperação de ouro em determinadas circunstâncias. No entanto, é essencial avaliar cada caso individualmente antes de adotá-la em larga escala. É preciso levar em consideração os custos envolvidos no processo para assegurar que a estratégia seja economicamente viável.

**Palavras-chave:** Recuperação, Ouro, Lixiviação, Remoagem.

## **ABSTRACT**

The gold recovery process can be compromised due to several factors, such as the presence of refractory minerals and inadequate release of metal particles. This work was motivated by the search for alternatives to increase gold recovery in a hydrometallurgical process. The aim of the study was to evaluate the effectiveness of regrinding gold ore samples as a strategy to improve metal recovery. To achieve this goal, a series of tests were performed on reject samples from two intensive reactors of a gold ore beneficiation plant. The developed methodology included granulometric analysis of the samples, cyanide leaching tests, and sample grinding. The results indicate that the reject from the first reactor has a larger particle size than the second reactor, with an average P80 of 558 and 145 micrometers, respectively. Through chemical analysis, it was also found that gold recovery in the samples from the first reactor showed a significant increase of 19.7 % after regrinding. On the other hand, the improvement observed in the samples from the second reactor was only 1.7 %. It can be concluded that regrinding can be a promising alternative to increase gold recovery in certain circumstances. However, it is essential to evaluate each case individually before adopting it on a large scale. The costs involved in the process must be taken into consideration to ensure that the strategy is economically viable.

**Keywords:** Recovery, Gold, Leaching, Re-grinding.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Média dos preços do ouro nos últimos 50 anos e sua correlação com eventos geopolíticos (em US\$/oz). .....	4
Figura 2 – Localização da Mina Morro do Ouro.....	5
Figura 3 – Faixa de redução de tamanho e potência para alguns tipos de moinhos.....	8
Figura 4 – Faixa operacional dos equipamentos de Concentração Gravítica.....	10
Figura 5 – Seção transversal de um concentrador Knelson.....	11
Figura 6 – Ciclo de limpeza.....	12
Figura 7 – Arranjo geral do Reator Acácia.....	15
Figura 8 – Processo Carbon-in-Leach.....	16
Figura 9 - Especificação dependente do pH do cianeto.....	17
Figura 10 - Diagrama Eh-pH do sistema CN-H <sub>2</sub> O ([CN <sup>-</sup> ] <sub>T</sub> : 10 <sup>-3</sup> M, 25°C).....	18
Figura 11 – Rota de Processo simplificada.....	19
Figura 12 – Fluxograma dos procedimentos experimentais empregados no trabalho.....	20
Figura 13 – Quarteamento e pesagem das amostras.....	22
Figura 14 – Pesagem de cianeto em balança de precisão.....	25
Figura 15 – Bombonas posicionadas para início da lixiviação.....	26
Figura 16 – Processo de deslamagem do carvão.....	27
Figura 17 - Amostra Tal qual sólida após retirada da estufa.....	28
Figura 18 – Perfil granulométrico do rejeito dos Acácias 1 e 2.....	30
Figura 19 – Recuperação de ouro das amostras tal qual e remoída do Acácia 1.....	31
Figura 20 – Recuperação de ouro das amostras tal qual e remoída do Acácia 2.....	32

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Classificação dos estágios de britagem. (Fonte: Adaptado de Chaves & Peres, 2003). .....	7
--	---

Tabela 2 - Classificação dos estágios de moagem. (Fonte: Adaptado de Chaves & Peres, 2003). .....	8
Tabela 3 - Lixiviantes para cada tipo de mineral/metal. (Fonte: MOURA, 2014).....	13
Tabela 4 – Sequência de malha de peneiras definida para os testes de lixiviação. (Fonte: Elaborado pela autora)......	21

## LISTA DE SIGLAS

ANM – Agência Nacional de Mineração.

CIL – *Carbon-in-Leach*;

EPI – Equipamento de Proteção Individual;

GRG – *Gravity Recoverable Gold*;

HCN – Gás Cianídrico;

MME – Ministério de Minas e Energia;

P80 – Granulometria com 80 % passante;

ppm – Partes por milhão;

## LISTA DE SÍMBOLOS

# – Mesh;

Au – Ouro;

Ca – Cálcio;

G – Grama (peso);

H<sub>2</sub>O – Água;

K – Potássio;

kg – Kilograma;

L – Litro;

min – Minuto;

mL – Mililitro;

mm – Milímetro

Na – Sódio;

NaCN – Cianeto de sódio;

O<sub>2</sub> – Oxigênio;

pH – Potencial hidrogeniônico. Medida quantitativa da acidez ou basicidade de uma solução aquosa;

t – Tonelada;

µm – Micrômetro;

## SUMÁRIO

1	Introdução.....	1
2	Objetivo.....	3
2.1	Objetivo Geral.....	3
2.1.1	Objetivos Específicos.....	3
3	Revisão Bibliográfica.....	4
3.1	Ouro.....	4
3.2	Geologia do minério.....	5
3.3	Cominuição.....	6
3.3.1	Britagem.....	7
3.3.2	Moagem.....	7
3.4	Concentração Gravítica.....	9
3.4.1	Knelson.....	10
3.5	Lixiviação.....	12
3.5.1	Lixiviação Intensiva: Reator Acácia.....	14
3.5.2	Carbon-in-Leach (CIL).....	15
4	Materiais e métodos.....	19
4.1	Fluxo de Processo.....	19
4.2	Teste de Lixiviação.....	20
4.2.1	Picnometria.....	21
4.2.2	Análise Granulométrica.....	21
4.2.3	Homogeneização e Quarteamento.....	22
4.2.4	Pulverização.....	22

4.2.5	Lixiviação .....	23
4.2.6	Retirada do teste .....	26
4.2.7	Secagem e Identificação .....	28
5	Resultados .....	29
5.1	Granulometria .....	29
5.2	Acácia 1 .....	30
5.3	Acácia 2 .....	31
6	Conclusão .....	33
	Referências .....	34

## 1 INTRODUÇÃO

A importância dos metais na indústria mineral brasileira remonta aos tempos da colonização. As expedições dos bandeirantes em busca de metais preciosos abriram novas rotas para a ocupação do interior do Brasil e resultaram na exploração e exploração de ouro, inicialmente na região das Minas Gerais (ANM, 2022).

Como resultado, o Brasil se tornou o maior produtor mundial do metal, chegando a produzir cerca de 16 toneladas por ano, principalmente a partir de depósitos superficiais explorados na região do Quadrilátero Ferrífero, em Minas Gerais (PORTO *et al.*, 2002). Mas, como comentado por Thorman (2001), com o esgotamento dos campos de ouro aluviais durante o século 19, a produção de ouro do país declinou.

Ao longo da história da humanidade, o ouro tem sido um metal altamente valorizado, utilizado principalmente como matéria-prima para a produção de joias e objetos ornamentais em função da sua maleabilidade e inércia química (HOUGH & BUTT, 2009). Estas características o tornam de fácil manuseio, além de poder ser fundido e formar ligas com diversos outros metais. Como enfatiza Lobato (2018), o ouro ainda apresenta excelentes propriedades, como elevada condutividade elétrica, resistência à oxidação, corrosão e manchas.

Inicialmente, a mineração de ouro era relativamente simples, já que este era encontrado em rios e terras e sua extração ocorria de forma mais acessível. Além disso, havia uma grande quantidade de minérios de alto teor, com uma concentração superior a 3 g/t (UNDA, 2016). Segundo Veiga (2002), no Brasil, com a exaustão dos depósitos de fácil extração do metal, como os minérios intemperizados, coluvionares e aluvionares, aliada aos baixos preços do metal e aos altos custos de combustível, muitos garimpos foram desativados em áreas remotas e de baixo teor.

Com a exaustão dos depósitos de fácil extração de ouro e com a redução nos teores de ouro nas rochas, tornou-se necessário processar maiores quantidades de material usando equipamentos mais sofisticados, o que eleva os custos de operação e de capital para novos projetos/processos. Por isso, é importante que os setores de desenvolvimento e engenharia projetem equipamentos e operações unitárias que alcancem máximas recuperações de ouro, maiores extrações e, assim, maior produtividade.

Assim sendo, tornou-se crucial realizar estudos acerca de rotas de processamento mineral e tratamentos inovadores que possam solucionar problemas relacionados à recuperação, economia e meio ambiente. Nesse contexto, este trabalho tem como objetivo alcançar melhores resultados de recuperação de metal sem a necessidade de grandes modificações no processo ou altos investimentos.

## **2 OBJETIVO**

### **2.1 Objetivo Geral**

Este trabalho teve como objetivo avaliar o efeito da remoagem entre as etapas de Lixiviação Intensiva e Carbon-in-Leach (CIL) na recuperação do ouro, através de testes em laboratório simulando a etapa de lixiviação em tanques agitados. A fim de identificar possíveis melhorias na eficiência da extração de ouro de minérios de baixo teor.

#### **2.1.1 Objetivos Específicos**

- Levantar as características das amostras de rejeito do circuito Acácia e realizar ensaios de lixiviação sob as formas:
  - Tal qual (amostra sem moagem, granulometria variante);
  - Remoído (ensaios com amostra com, no mínimo, 90 % passante em 43  $\mu\text{m}$ ).
- Analisar os resultados dos ensaios químicos;
- Comparar a recuperação de ouro dos dois ensaios.

### 3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

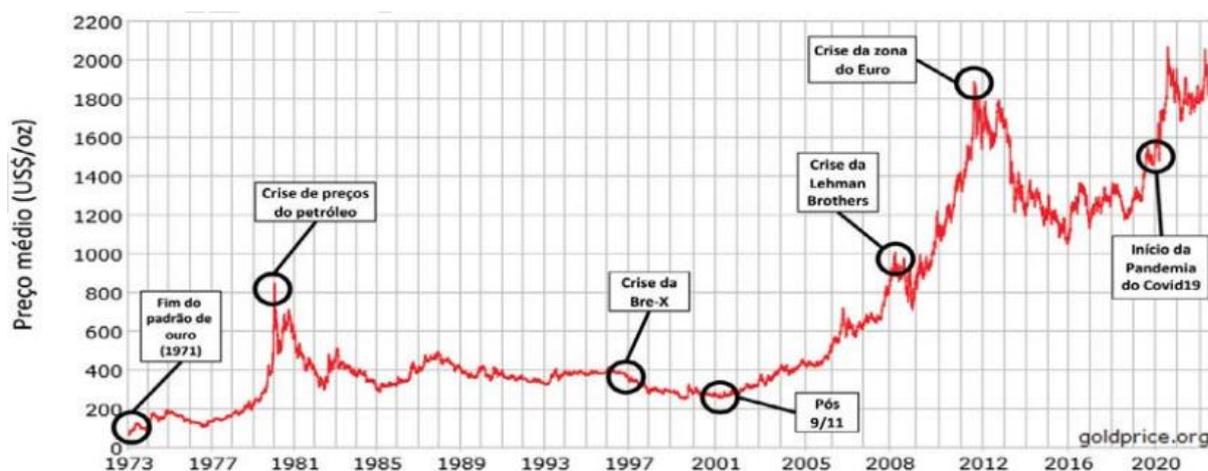
#### 3.1 Ouro

O ouro (Au) é o elemento químico que possui um ponto de fusão elevado de 1.063°C, uma baixa dureza e um massa específica de 19.300 kg/m<sup>3</sup>. É um metal de transição frequentemente encontrado na forma nativa em depósitos aluviais e veias de quartzo associadas a rochas intrusivas ácidas, bem como em meteoritos e ligas naturais que tipicamente contêm prata (BRANCO, 2008).

Trata-se de um metal macio e amarelo que possui a maior ductilidade e maleabilidade entre todos os metais. Sua estrutura cristalina é cúbica, embora cristais euédricos de ouro nativo sejam raros e geralmente encontrados em placas ou grãos irregulares. Apresenta alta condutividade térmica e elétrica, além de ser considerado o elemento metálico mais nobre e inerte, possuindo grande estabilidade e resistência à corrosão (YANNOPULOS, 2012).

Nos últimos 20 anos, o valor do ouro teve um aumento anual consistente, saindo de uma média de US\$ 279.00/oz em 2000 e chegando a uma média de US\$ 1,878.00/oz em 2022 (MME, 2022). A Figura 1 exibe a variação dos preços médios do ouro no cenário internacional ao longo dos últimos 50 anos, destacando os pontos relacionados a eventos geopolíticos significativos.

Figura 1 – Média dos preços do ouro nos últimos 50 anos e sua correlação com eventos geopolíticos (em US\$/oz).



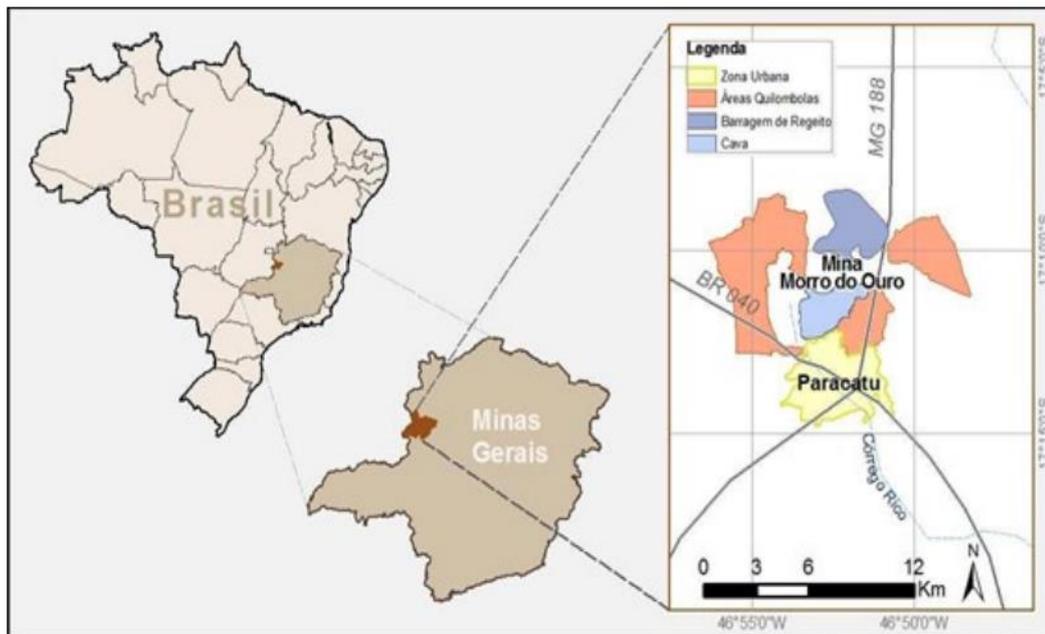
(Fonte: MME, 2022).

### 3.2 Geologia do minério

Durante sua história, o Brasil tem desempenhado um papel relevante na produção de ouro. Vale & Herrmann (2002) afirmam que aproximadamente 46 % do território brasileiro é composto por áreas que são conhecidas por serem ricas em ouro. Isso ocorre devido à presença de cinturões de rochas metavulcânicas, conglomerados antigos e outras formações geológicas propícias para a mineralização.

Localizado em um cinturão metassedimentar do período Neoproterozoico, o Morro do Ouro contempla o maior depósito de ouro orogênico de Minas Gerais (LOBATO, 2016). De acordo com a ANM (2022), a mina identificada na Figura 2, localizada no município de Paracatu, responde por 21,35 % da produção nacional do metal.

Figura 2 – Localização da Mina Morro do Ouro.



(Fonte: Santos, 2012)

O ouro presente no depósito ocorre em disseminações de quartzo metamórfico na forma de lentes que incluem outros minerais, como arsenopirita, pirita, esfalerita, galena, siderita e sericita. O metal ocorre geralmente sob a forma livre no quartzo, com concentração nas bordas dos *boudins* e próximos aos sulfetos e carbonatos. O teor médio de ouro nos *boudins* é de cerca de 2,5 ppm e no minério como um todo é de aproximadamente 0,45 g/t (DARDENNE & SCHOBENHAUS, 2001).

De acordo com Oliveira (2011), o minério de ouro extraído pode ser dividido de forma simplificada em dois tipos, na mina em questão: oxidado e sulfetado. O minério sulfetado constitui o principal tipo encontrado atualmente em Morro do Ouro, apresentando uma competência crescente da borda para o centro do depósito mineral.

A partir de então, com a disponibilidade cada vez menor do minério oxidado (menor dureza) e abundância do minério sulfetado (maior competência e resistência mecânica), foi necessária uma revisão da planta de beneficiamento e a ampliação das frentes de lavra.

### **3.3 Cominuição**

Para que um minério possa ser concentrado, é importante que os minerais estejam fisicamente liberados. Isso significa que cada partícula do minério deve conter preferencialmente apenas uma fase mineral. Para conseguir essa desagregação, o minério é submetido a um processo de redução de tamanho conhecido como cominuição, que pode variar de centímetros até micrômetros (SAMPAIO & DELBONI, 2010).

As operações de cominuição são constituídas das etapas de britagem e moagem. Ambas têm como objetivo a obtenção da granulometria adequada, a separação dos minerais valiosos e o aumento da área superficial. Essas etapas são cruciais para gerar produtos que atendam às especificações necessárias para a liberação das partículas, a adequação para transporte ou até mesmo para a comercialização direta (CHAVES & PERES, 2003; UNDA, 2016). É importante manter um controle rigoroso durante os processos de britagem e moagem a fim de evitar a geração excessiva de finos, uma vez que finos e ultrafinos são usualmente refratários aos processos de separação, com prevalência do arraste fluidodinâmico durante seu processamento contínuo (FIGUEIRA, ALMEIDA e LUZ, 2004).

Segundo Sampaio & Delboni (2010), a eficiência dos processos de beneficiamento de minérios depende diretamente da combinação adequada entre as etapas de cominuição e classificação, isto é, das técnicas e processos que se relacionam com a fragmentação e separação de partículas minerais. Além do tamanho e do grau de redução desejados para o minério, devem ser consideradas propriedades físicas e químicas do minério na escolha dos equipamentos e na definição da melhor rota de processo de cominuição e com isso maximizar a eficiência da fragmentação e garantir a qualidade do produto final (UNDA, 2016).

### 3.3.1 Britagem

Em termos gerais, a britagem consiste em uma série de operações unitárias com o objetivo de reduzir a dimensão de blocos de minério extraídos de uma mina ou de blocos de rochas provenientes de uma pedreira, empregando-se majoritariamente esforços compressivos, com o propósito de obter uma granulometria adequada para uso imediato ou para processamento subsequente (LUZ *et al.*, 2018).

Durante as etapas de britagem, as partículas maiores são submetidas a forças de compressão ou impacto e requerem um certo volume de partícula para se desenvolverem, limitando-se a tamanhos maiores (CHAVES & PERES, 2003). Ainda segundo Chaves & Peres (2003), a quebra ocorre de acordo com as principais tensões de cisalhamento, resultando em partículas com uma certa cubicidade e faces relativamente planas.

Segundo Luz *et al.* (2018) não há um circuito padrão para a britagem de diversos tipos de minérios e a operação é conduzida em estágios apropriados. A Tabela 1 indica uma classificação dos estágios de fragmentação, seus tamanhos máximos da alimentação e produto e as possíveis relações de redução de tamanho.

Tabela 1 – Classificação dos estágios de britagem.

Estágio	Tamanho máximo [mm]		Relação de redução
	Alimentação	Produto	
Britagem primária	200 a 500	100 a 305	8:1
Britagem secundária	100 a 635	19 a 102	6:1 a 8:1
Britagem terciária	10 a 100	1 a 25	4:1 a 6:1
Britagem quaternária	5 a 76	0,8 a 1,5	Até 20:1

(Fonte: Adaptado de Chaves & Peres, 2003).

### 3.3.2 Moagem

A moagem representa a fase final do processo de cominuição, no qual as partículas são reduzidas a um tamanho adequado para a liberação do mineral de interesse, frequentemente utilizado em processos subsequentes de concentração ou para a obtenção de um produto final com granulometria específica, por meio da combinação de forças de impacto, compressão,

abrasão e atrito. O tamanho ideal para a moagem de cada tipo de minério varia de acordo com diversos fatores, tais como a distribuição do mineral útil na ganga e o método de separação a ser utilizado posteriormente (LUZ *et al.*, 2018).

A moagem é realizada por meio de mecanismos de arredondamento das partículas, quebra de pontas e abrasão, e compreende as operações de cominuição para tamanhos menores que  $\frac{3}{4}$ " (CHAVES & PERES, 2003). As operações de moagem e britagem, portanto, são distintas tanto pela faixa de tamanhos de partículas trabalhadas quanto pelos mecanismos de redução de tamanho empregados. Na Tabela 2 é possível encontrar uma classificação dos estágios de fragmentação na moagem.

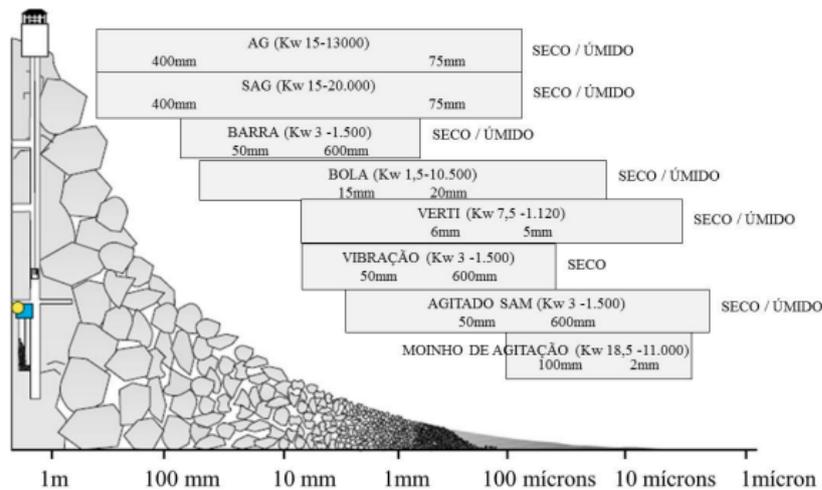
Tabela 2 – Classificação dos estágios de moagem.

Estágio	Tamanho máximo [mm]		Relação de redução
	Alimentação	Produto	
Moagem grossa	9,5 a 19,0	0,4 a 3,5	Até 20:1
Moagem fina	13,0	Menor que 0,1	100:1 a 200:1

(Fonte: Adaptado de Chaves & Peres, 2003).

Os processos de moagem podem ser a úmido ou a seco e os circuitos abertos ou fechados (UNDA, 2016). A Figura 3 apresenta a faixa de redução de tamanho e potência de alguns moinhos que operam em processos a seco ou a úmido.

Figura 3 – Faixa de redução de tamanho e potência para alguns tipos de moinhos.



(Fonte: UNDA, 2016).

### 3.4 Concentração Gravítica

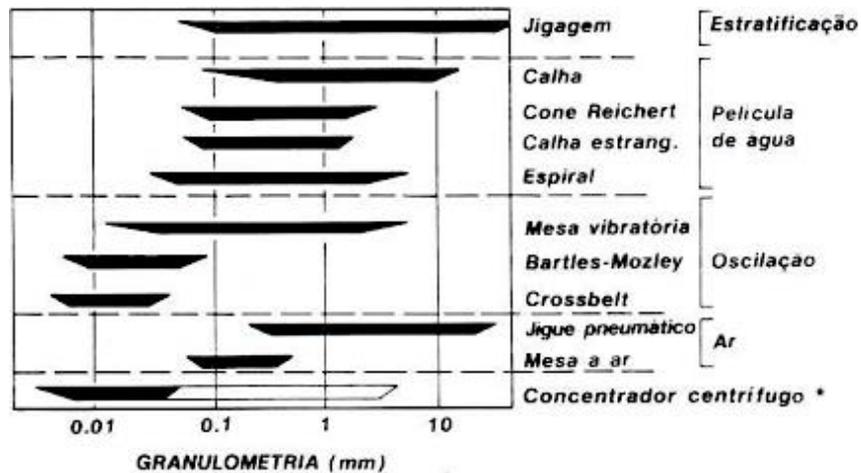
A concentração densitária ou por gravidade é um processo de separação mineral antigo e eficaz, que busca a separação dos minerais densos da ganga menos densa. Devido à sua alta densidade e à sua ocorrência em estado nativo desde tempos antigos, o ouro foi principalmente recuperado por separação por gravidade a partir de depósitos do tipo aluvionar (*placer*). É comumente utilizado em usinas modernas para recuperar ouro livre e grosso no início do processo (SUBASINGHE, 2011).

Trata-se de um processo pelo qual partículas de diferentes densidades, tamanhos e formas são separadas umas das outras por meio da força gravitacional ou por forças centrífugas. Segundo Lins (2010), o processo de concentração gravítica envolve vários mecanismos, como diferença na aceleração inicial, sedimentação retardada, velocidade diferencial em escoamento laminar, consolidação intersticial e ação de forças cisalhantes e de forças de içamento de Bagnold (efeito Magnus).

Os concentrados de ouro produzidos por equipamentos de gravidade, como jigues, concentradores centrífugos Knelson, e concentradores helicoidais (“espirais”), são chamados de concentrados gravíticos ou densitários. O rejeito do processo de limpeza do equipamento também caracteriza um concentrado. Isso ocorre em função da existência de ouro liberado em concentração significativamente maior do que no minério original e, por isso, não seguem para a barragem (HUANG, 1996).

A partir da análise da Figura 4, é possível observar que os equipamentos empregados na concentração gravitacional trabalham com partículas que variam de cerca de 0,01 mm a 60 mm. Observa-se ainda que os concentradores centrífugos são particularmente indicados para o tratamento de frações finas e ultrafinas.

Figura 4 – Faixa operacional dos equipamentos de Concentração Gravítica.

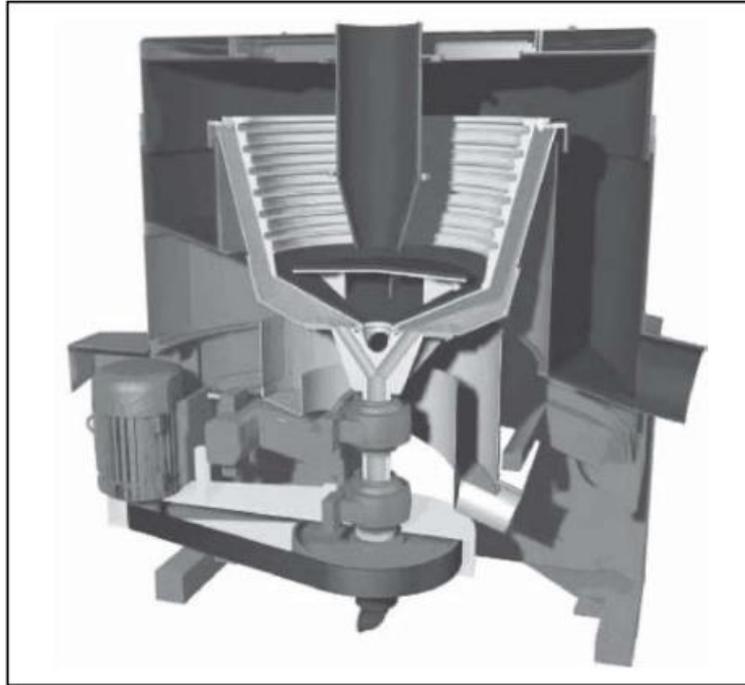


(Fonte: LINS *et al.*, 1992)

### 3.4.1 Knelson

Os concentradores Knelson, criados em 1982 pelo engenheiro Byron Knelson, fazem uso de uma força centrífuga cerca de 50 vezes mais forte do que a força gravitacional, o que aumenta a diferença aparente de densidade entre os diferentes minerais (LINS *et al.*, 1992). Conforme mostrado na Figura 5, possuem um recipiente giratório cônico com ranhuras para capturar partículas minerais pesadas. A alimentação é introduzida sob a forma de polpa na parte central da base da cesta e é lançada para fora devido à aceleração centrífuga, formando um leito de concentrado nas ranhuras enquanto o excesso é carregado pela corrente ascendente de água (LINS, 2010; SUBASINGHE, 2011).

Figura 5 – Seção transversal de um concentrador Knelson.

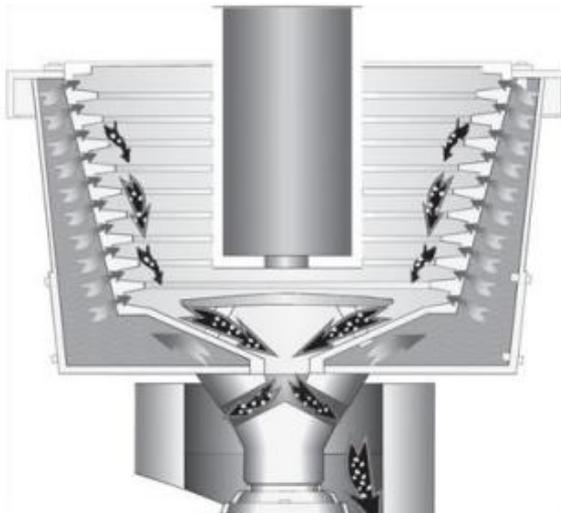


(Fonte: SUBASINGHE, 2011).

Segundo Subasinghe (2011), ao injetar água por meio de orifícios localizados nas ranhuras, evita-se a compactação do leito de concentrado, o que gera um leito fluidizado que funciona como uma câmara de concentração. Conforme a capacidade da cavidade é alcançada, a água é direcionada tangencialmente ao movimento da parede do cone, através dos orifícios de fluidização e para dentro do cone de concentração.

Ao final do ciclo de concentração, tem início o ciclo de limpeza. Como mostrado na Figura 6, durante esta etapa, a alimentação de polpa é interrompida e a injeção de água mantida, permitindo que a água desaloje o material concentrado em cada um dos anéis e coletado pela calha de concentrado (LINS, 2010).

Figura 6 – Ciclo de limpeza.



(Fonte: FLSmidth Knelson, 2014)

A quantidade de minerais na alimentação é um fator determinante para o tempo de operação do equipamento. Além disso, segundo Subasinghe (2011), a taxa de fluxo da água fluidificante, a velocidade de rotação do recipiente e as características das partículas da alimentação, como tamanho e distribuição granulométrica, são cruciais para estabelecer as condições ideais de separação e o tempo de ciclo. Para o funcionamento adequado do equipamento, a alimentação sólida não deve exceder 6 mm de tamanho e deve ser fornecida em forma de polpa, com uma concentração de 20 a 40 % de sólidos em massa (LINS, 2010).

### 3.5 Lixiviação

A etapa de lixiviação integra a sequência de processos existentes na Hidrometalurgia, que se trata do conjunto de processos de extração de metais, nos quais a etapa principal para separar o metal da ganga envolve a dissolução do mineral contendo os metais desejados em um meio aquoso (CIMINELLI, 2007).

Segundo Ciminelli (2007), é um processo que envolve a dissolução seletiva de minerais contendo metais de interesse, através do contato do minério ou concentrado com uma solução aquosa contendo ácidos (geralmente ácido sulfúrico), bases (como hidróxidos de amônio e

sódio) ou agentes complexantes (como cianeto de sódio e hidróxido de amônio), sob diferentes condições de temperatura e pressão.

A escolha do tipo de reagente no processo de lixiviação é determinada principalmente pelos seguintes fatores: a cinética de reação entre o lixivante e o minério; o custo dos reagentes; a eficiência da separação sólido/líquido; as recuperações do agente e da ganga; além das reações químicas entre a solução lixivante e o mineral estéril. (MOURA, 2014). A Tabela 3 apresenta os lixivantes mais comuns para cada tipo de material processado.

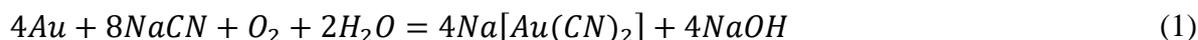
Tabela 3 – Lixivantes para cada tipo de mineral/metal.

Mineral / Metal	Reagente
Óxidos	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
Sulfatos	H <sub>2</sub> O, H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
Sulfetos	Fe <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub>
Cobre, Níquel	NH <sub>3</sub> , NH <sub>4</sub> CO <sub>3</sub>
Alumino	NaOH
Au, Ag	NaCN

(Fonte: MOURA, 2014).

Observa-se que a lixiviação com cianeto de sódio é o método mais comum utilizado para a extração de ouro. Segundo Trindade & Filho (2002), A extração do metal por meio da lixiviação com cianeto em soluções alcalinas pode ser conduzida utilizando diferentes processos, tais como o "*dump leaching*", no qual se aplicam pilhas de estéril ou rejeitos, o "*heap leaching*", no qual se utilizam pilhas de minério, o "*vat leaching*", em que o processo ocorre em tanques estacionários, ou ainda o processo conduzido em tanques com agitação, ou em colunas.

Devido à sua inércia em meio aquoso aerado, a dissolução do ouro demanda a utilização de agentes oxidantes, tais como o oxigênio, combinados a agentes complexantes específicos, como o cianeto, o íon cloro ou a toureia, que são capazes de estabilizar os íons auroso ou áurico em solução (TRINDADE & FILHO, 2002). O processo de cianetação é fundamentado na habilidade do cianeto em formar complexos com o ouro, o que pode ser representado pela Equação 1:



### 3.5.1 Lixiviação Intensiva: Reator Acácia

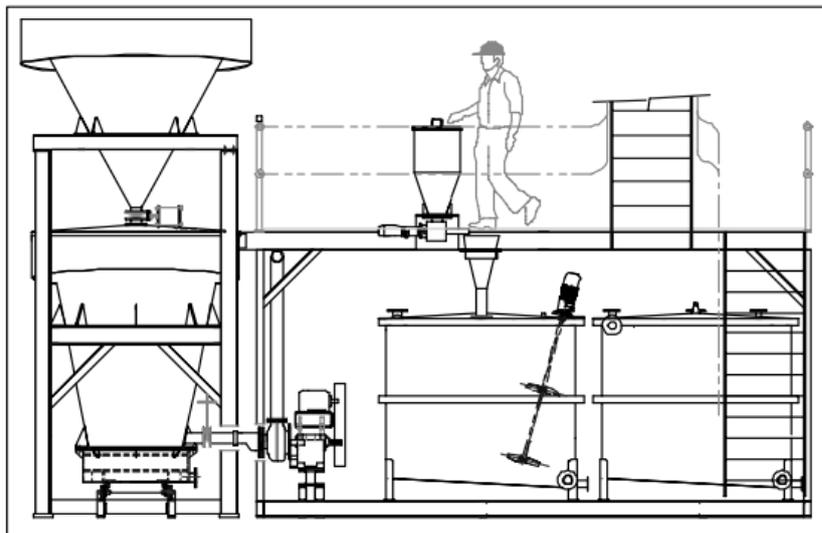
O ouro recuperável por gravidade (GRG) representa a porção do ouro presente em um minério que pode ser extraída por métodos físicos, como na concentração gravítica, em oposição aos métodos químicos. Essa fração é medida como uma porcentagem do ouro total contido no minério e consiste no ouro livre que é recuperado ou concentrado devido à sua alta densidade, o que permite taxas de sedimentação mais elevadas sob a influência de forças gravitacionais (CAMPBELL & WATSON, 2003).

Segundo Campbell & Watson (2003), A AngloGold desenvolveu o reator Acácia para a mina de ouro *Union Reef*, localizada na Austrália, como uma solução para o déficit na recuperação do GRG. O reator Acácia, apresentado na Figura 7, é um equipamento que visa a maximizar a recuperação de ouro a partir de concentrados metálicos por gravidade. É um método de processamento de concentrados de ouro de baixo custo, com alta eficiência de recuperação e mecânica confiável (WATSON & STEWARD, 2002).

O processo consiste em lixiviar o concentrado usando um reator de fluxo ascendente, resultando em uma solução concentrada e transparente que pode ser diretamente submetida à eletrólise. De acordo com Watson & Steward (2002), o fluxograma do processo é simples e envolve oito etapas principais: transferência do concentrado, deslamagem do concentrado para remoção de finos, mistura de reagentes de lixiviação, lixiviação, recuperação da solução rica e lavagem do resíduo, descarga do resíduo de lixiviação, extração eletrolítica do ouro da solução rica e descarte da cauda eletrolítica.

Durante o ciclo de deslamagem, todos os finos que podem ser arrastados com o concentrado são removidos, eliminando possíveis problemas futuros na extração eletrolítica. A solução de lixiviação é preparada misturando-se solução de cianeto, solução de soda cáustica e o acelerador de lixiviação *LeachAid* no tanque de alimentação do reator. Em seguida, a solução é bombeada com fluxo controlado para a base do reator, onde o reator começa a transbordar a solução de lixiviação, que é recirculada de volta para o tanque de solução em circuito fechado por um período de 4 horas (WATSON & STEWARD, 2002).

Figura 7 – Arranjo geral do reator Acácia.

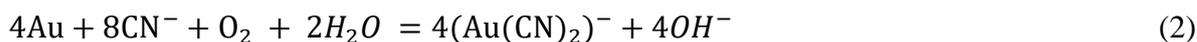


(Fonte: WATSON & STEWARD, 2002).

### 3.5.2 Carbon-in-Leach (CIL)

O circuito CIL é uma etapa intermediária amplamente utilizada na produção de ouro na indústria da mineração. Ele consiste na dissolução das partículas de ouro sólido em solução através da cianetação. Trata-se de um processo contínuo, no qual o ouro é recuperado por meio da lixiviação por cianeto da solução rica e da adsorção simultânea em carvão ativado em tanques agitados (BUTTERS, 1993; WADNERKAR *et al.*, 2012).

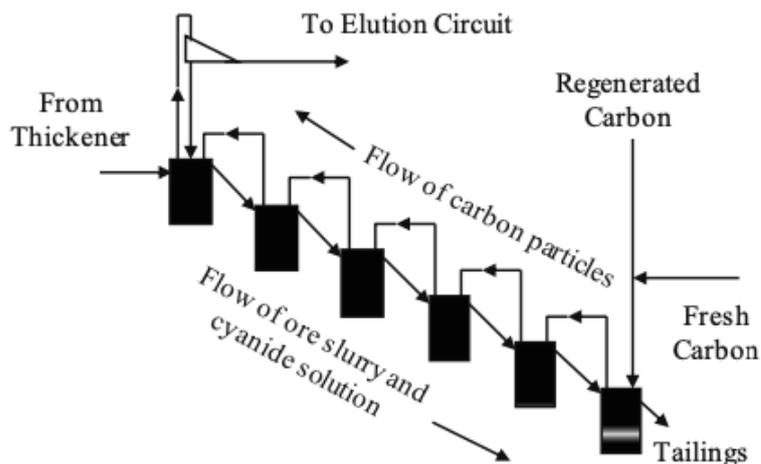
Segundo Butters (1993), a tecnologia CIL é baseada no fato de que o ouro se dissolve facilmente em soluções de cianeto na presença de oxigênio, e o íon complexo de cianeto de ouro resultante (molécula) é facilmente adsorvido no carvão ativado, como demonstrado na Equação 2. Isso ocorre devido à sua afinidade pelos sítios de adsorção presentes na superfície do carvão. O processo concentra ouro de 2,5 a 3,5 g/t em minério para 2.000 a 6.000 g/t em carbono (WADNERKAR *et al.*, 2015).



A equação acima, que mostra a necessidade de condições oxidantes para o progresso da digestão do ouro, é conhecida como equação de Elsner (VORSTER & FLATMAN, 2001). Como apresentado na Figura 8, os reagentes e a polpa são introduzidos no primeiro tanque do circuito CIL, onde o ouro é lixiviado de forma contínua enquanto o material percorre o circuito.

Cada tanque oferece tempo de residência adequado para facilitar a lixiviação. Quando o carbono acumula quantidade suficiente de ouro, ele é retirado do circuito e encaminhado para a eluição, onde ocorre a reversão do processo de adsorção, permitindo a extração do ouro do carbono e posteriormente submetido à eletrorredução e fundido em barras (WADNERKAR *et al.*, 2015).

Figura 8 – Processo Carbon-in-Leach.



(Fonte: WADNERKAR *et al.*, 2012).

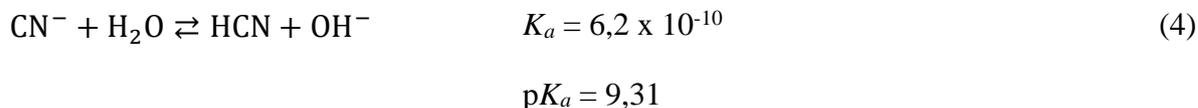
A eficiência da etapa CIL requer que o ouro esteja sob a forma de partículas mais finas provenientes do circuito de moagem. As características da polpa alimentada no circuito de lixiviação devem respeitar os valores de percentual de sólidos entre 40 % e 45 % e granulometria <10 % retido na peneira de 45 micrômetros (malha 325). Se as partículas estiverem acima do tamanho ideal, elas podem não ser completamente lixiviadas durante o tempo de residência nos tanques e, portanto, descartadas como rejeito (BUTTERS, 1993).

### 3.5.2.1 Gás Cianídrico (HCN)

Os compostos de cianeto simples são neutros eletricamente e apresentam-se no estado sólido. Sua solubilidade pode variar de acordo com o pH, podendo ser tanto solúveis quanto insolúveis. Segundo Gonçalves (2005), os sais cianetos simples, tais como aqueles contendo Na, K ou Ca, são amplamente utilizados na indústria devido à sua alta solubilidade em água e capacidade de se ionizar, formando seus respectivos cátions e ânions  $\text{CN}^-$ , como demonstrado pela Equação 3.

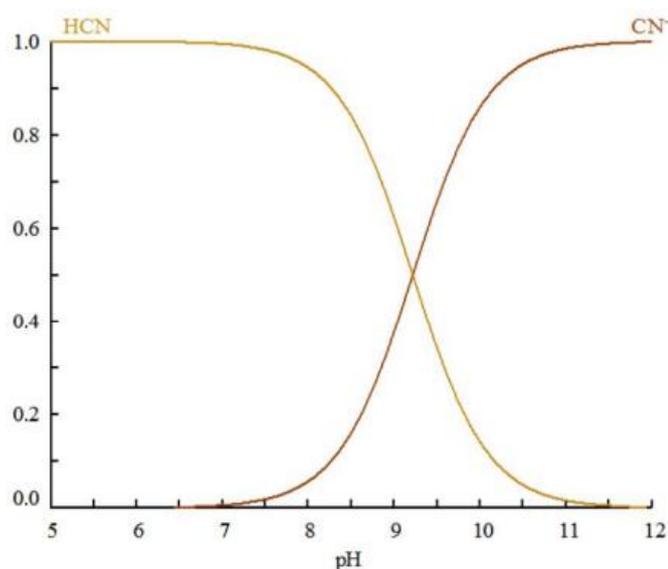


Dependendo do pH da solução, o íon cianeto liberado pode reagir com a água para formar ácido cianídrico. Segundo Gonçalves (2005), ele é um ácido fraco, incolor e extremamente tóxico, que apresenta dissociação incompleta em água através da Equação 4:



A Figura 9 demonstra a estabilidade das espécies intervenientes da equação, em função do pH, mostrando que o equilíbrio de concentrações acontece quando este equivale a 9,31. Isto significa que, em um pH aproximadamente de 9,3, metade do cianeto total encontra-se na forma de HCN e a outra metade na forma de íons cianeto. Em pH 10,2, mais de 90 % do cianeto livre está como a espécie iônica  $\text{CN}^-$ , enquanto que, em pH 8,4, mais de 90 % existe como HCN.

Figura 9 - Especiação dependente do pH do cianeto.



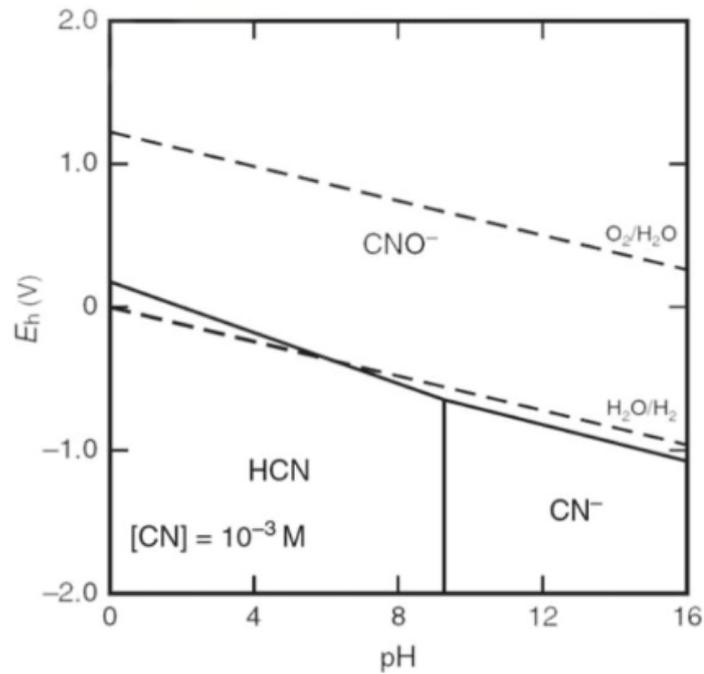
(Fonte: YILMAZ *et al.*, 2017).

Ademais, a formação do ácido cianídrico é favorecida na presença de oxigênio na solução, pois aumenta tanto o potencial de oxirredução da reação quanto a tendência de oxidação do cianeto, o que leva a um maior índice de formação do íon e, conseqüentemente, à elevação da concentração de HCN na solução (PARK, 2017).

A presença de oxigênio na reação de dissociação do cianeto em água é fundamental, uma vez que a oxidação do cianeto é impulsionada por sua presença. Segundo Yilmaz (2017),

quando o oxigênio está presente, ocorre uma reação de oxidação do cianeto, aumentando a formação de íons cianato ( $\text{CNO}^-$ ) e, conseqüentemente, de HCN. Essa tendência de oxidação é demonstrada na Figura 10, que ilustra a dependência do potencial de oxirredução do cianeto em relação à presença de oxigênio na solução.

Figura 10 - Diagrama Eh-pH do sistema CN-H<sub>2</sub>O ( $[\text{CN}^-]_{\text{T}}: 10^{-3} \text{ M}$ , 25°C).



(Fonte: YILMAZ *et al.*, 2017).

A partir de uma perspectiva operacional, este fato é de extrema importância, devido à alta pressão de vapor do HCN (100 kPa a 26° C) e, por consequência, à sua pronta volatilização na superfície líquida, resultando em uma perda de cianeto da solução (GONÇALVES, 2005). Ademais disso, a liberação do gás cianídrico representa graves riscos de intoxicação do pessoal da operação.

Para modificar o pH da solução e evitar a formação do gás cianídrico, uma solução alcalina, geralmente hidróxido de sódio, é adicionada ao circuito CIL juntamente com o cianeto e o oxigênio (BUTTERS, 1993).

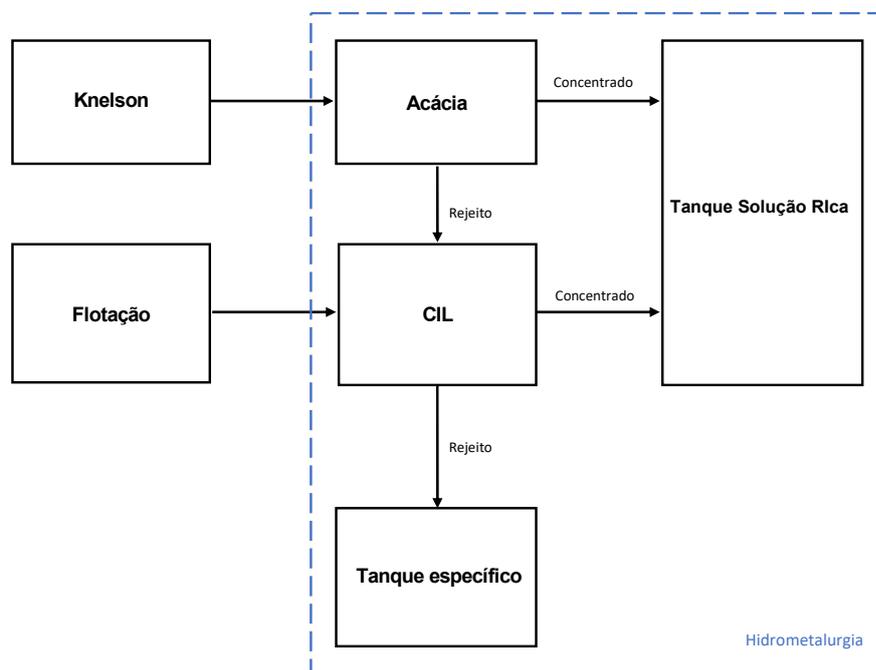
## 4 MATERIAIS E MÉTODOS

Este capítulo está dividido em duas seções principais. A seção 4.1 apresenta o fluxo de processo e identificação do material utilizado, enquanto a seção 4.2 descreve os materiais e métodos utilizados nos testes realizados no laboratório de lixiviação.

### 4.1 Fluxo de Processo

O empreendimento em tela disponibiliza de dois reatores Acácia na planta de hidrometalurgia. O menor, Acácia 1, com capacidade para processar 10 t/dia, recebe o concentrado gravítico de uma das plantas. Enquanto o maior, Acácia 2, que por sua vez tem capacidade para receber 16 t/dia, recebe o concentrado de quatro concentradores gravíticos produzidos pela outra planta. Os tambores de concentrado dos equipamentos são transportados via caminhão até as dependências da Hidrometalurgia e seguem rota de processo conforme apresentado na Figura 11.

Figura 11 – Rota de Processo simplificada.



(Fonte: Elaborado pela autora).

O concentrado é alimentado através de talha no cone dos reatores e transferido do cone para o reator de lixiviação intensiva. Inicialmente, é realizada deslamagem no concentrado. O

objetivo dessa etapa é a remoção dos finos do reator, evitando que eles sejam transferidos durante o bombeamento da solução, danificando assim as bombas e as células eletrolíticas.

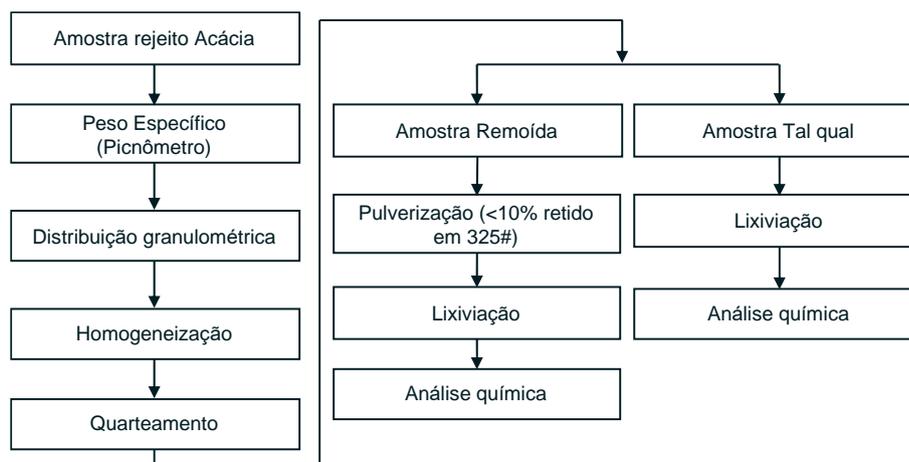
Após a deslamagem, é preparada solução de cianeto com soda cáustica e *Leach-Aid* (catalisador da reação de lixiviação) e recirculada no reator por 4 h (Acácia 1) e 8 h (Acácia 2). Ao final da lixiviação, a solução rica é bombeada para as células eletrolíticas na fundição e o rejeito (material sólido do reator) segue para a etapa CIL, sendo esta última o objeto de estudo deste trabalho.

## 4.2 Preparação das amostras

Todos os testes foram realizados no laboratório de lixiviação da empresa, atendendo a todos os procedimentos operacionais internos. Para realização dos ensaios, foram utilizadas amostras das bateladas de cada reator. As amostras foram coletadas de forma que possuíssem uma média de 400 g cada, para que assim, mesmo após o quarteamento, ainda houvesse uma quantidade representativa de cada amostra.

O teste foi reproduzido diversas vezes para diferentes bateladas, a fim de se criar um banco de dados e avaliar a tendência dos resultados. A Figura 12 contém o fluxograma das etapas experimentais realizadas neste trabalho, tendo sido a mesma utilizada tanto para amostras do Acácia 1 quanto do Acácia 2.

Figura 12 – Fluxograma dos procedimentos experimentais empregados no trabalho.



(Fonte: Elaborado pela autora).

#### 4.2.1 Picnometria

Após definida e separada a amostra, realizou-se a medição da sua massa específica utilizando um picnômetro a gás com 100 cm<sup>3</sup> de capacidade (*AccuPyc II 1340 – Micromeritics*). Para determinar a massa específica do material:

- i) Tarou-se a balança com o cilindro vazio, previamente limpo e seco;
- ii) adicionou-se a amostra de rejeito até preencher cerca de 60 % do recipiente; em seguida, pesou-se o cilindro porta-amostra;
- iii) inseriu-se o cilindro no equipamento e o resultado da massa encontrado na balança no indicador (*display*).

#### 4.2.2 Análise Granulométrica

A etapa de análise granulométrica do material foi realizada através de peneiramento a seco, utilizando um conjunto de peneiras, conforme Tabela 4, por 10 minutos.

Tabela 4 – Sequência de malha de peneiras definida para os testes de lixiviação.

Abertura	
Micrômetro (µm)	Malha (#)
3360	6
2000	10
1700	12
1180	16
850	20
600	30
425	40
300	50
212	70
150	100
106	140
75	200
53	270
45	325

(Fonte: Elaborado pela autora).

### 4.2.3 Homogeneização e Quarteamento

Após a pesagem do conteúdo retido em cada uma das peneiras, o material foi reunido novamente e homogeneizado para garantir que a amostra fosse representativa. Em seguida, o material foi quarteado em duas partes através de um quarteador tipo carrossel (Figura 13). Após a divisão, os materiais foram alocados em saquinhos plásticos identificados e pesados. Para que o quarteamento fosse mais representativo, agrupou-se o conteúdo de recipientes alternados.

Figura 13 – Quarteamento e pesagem das amostras.



(Fonte: Acervo pessoal).

### 4.2.4 Pulverização

Uma vez separada as duas amostras, realizou-se a pulverização de apenas uma delas. A pulverização foi feita em panela de ferro por um período de 2 e 4 min (Acácia 2 e Acácia 1, respectivamente), apenas para que menos que 10 % da amostra ficassem retidos na peneira de 45 $\mu$ m (325#). A cominuição por um período maior de tempo causaria geração excessiva de finos, prejudicando o teste.

Para realizar a conferência, após o tempo de pulverização definido para cada amostra, fez-se a pincelada do material na peneira dentro de uma bandeja. Ao observar que o pó começou a apresentar resistência na passagem pela malha, pesou-se o conteúdo passante localizado dentro da bandeja. Caso a massa correspondesse a menos de 90 % da massa total, seria necessário pulverizar o restante do material retido novamente.

#### 4.2.5 Lixiviação

Para a etapa de lixiviação foram utilizadas 2 bombonas plásticas de 10 L de capacidade, uma para a amostra remuída e outra para a amostra tal qual, identificadas com etiqueta adesiva. Como parte do procedimento do teste de lixiviação, após a adição do material no recipiente correspondente, foram necessários o acréscimo de água, cal, carvão e cianeto. As quantidades estão descritas nos tópicos a seguir.

##### 4.2.5.1 Água (H<sub>2</sub>O)

A quantidade de água adicionada foi tal que, a concentração mássica de sólidos atingisse 45 %, sendo o valor real utilizado na etapa CIL da Hidrometalurgia. A expressão da Equação 5 permite calcular a porcentagem de sólidos ( $c_m$ ) na polpa em função da densidade ( $d_s$ ) dos sólidos e da densidade de polpa ( $d_p$ ) na qual estão contidos esses sólidos. Assim, considerando a densidade da água ( $d_a$ ) igual a 1 g/mL, tem-se:

$$c_m = \frac{d_s(d_p - 1)}{d_p(d_s - 1)} \quad (5)$$

Sabendo-se ainda que, segundo a Equação 6:

$$d_p = \frac{m_s + m_a}{v_s + v_a} \quad (6)$$

Onde:

$c_m$  — concentração mássica de sólidos [-]

$d_p$  — densidade da polpa [-];

$d_s$  — densidade do sólido [-];

$m_s$  — massa sólida (amostra seca) [kg];

$m_a$  — massa de água adicionada [kg];

$v_s$  — volume inicial da amostra sólida [ $m^3$ ].

#### 4.2.5.2 Solução de Cal

Após adicionada a quantidade correta de água, homogeneizou-se a amostra. Em seguida, para regular o pH, adicionou-se cal hidratada (solução alcalina) aos poucos. Em conjunto com a solução, fez-se a medição do pH utilizando um peagômetro eletrônico de bancada (*DM-22 Digimed*) até que se atingisse no mínimo 11. Este é o valor estabelecido no procedimento operacional da empresa como medida extra de segurança, estando acima do pH 10 exigido em norma. Como apresentado anteriormente, isso se faz necessário para que na sequência, ao adicionar o pó de cianeto, não haja formação do gás cianídrico.

#### 4.2.5.3 Carvão

Para cálculo da quantidade de carvão necessária, adotou-se a proporção 25 g de carvão para 1,0 L de polpa de amostra. Sendo o volume de polpa igual à soma dos volumes do sólido ( $v_s$ ) e da água adicionada ( $v_a$ ), como apresentado na Equação 6.

#### 4.2.5.4 Cianeto

O cianeto utilizado foi o cianeto de sódio (NaCN) em pó, fornecido pela empresa sem acesso às suas especificações. As dosagens foram estabelecidas previamente por tentativa e erro e ficaram definidas como 6,0 kg/t e 12,0 kg/t para as amostras tal qual e remoída, respectivamente.

A quantidade de NaCN adicionada na bombona, em gramas, foi calculada segundo a Equação 7:

$$NaCN_{(g)} = \frac{c * m_s}{1000} \quad (7)$$

Onde:

$c$  — dosagem de cianeto (tal qual ou remoído);

$m_s$  — massa sólida (massa amostra seca).

Conforme apresentado na Figura 14, a pesagem do composto foi realizada através de balança de precisão, por funcionário treinado e autorizado, em capela de exaustão e portando todos os EPI's necessários (máscara, luvas e medidor de gás).

Figura 14 – Pesagem de cianeto em balança de precisão.



(Fonte: Acervo pessoal).

#### 4.2.5.5 Kit de lixiviação

Após adicionar todos os elementos citados nos tópicos anteriores, colocou-se um plástico comum (15cm x 15cm) sobre cada bombona, de forma que cobrisse toda a abertura do recipiente. Somente em seguida enroscou-se a tampa. Este procedimento minimiza o contato do conteúdo com a tampa, preservando-a por mais tempo, além de evitar que haja vazamentos e perda de amostra no momento de abertura.

O oxigênio ( $O_2$ ) é um reagente fundamental no processo de lixiviação. Então, para que haja circulação de ar, a tampa da bombona possui uma pequena abertura circular. Sendo assim, foi necessário realizar um pequeno furo na superfície do plástico também.

Após vedar as garrafas, as mesmas foram alocadas dentro do kit de lixiviação (Figura 15). Trata-se de uma câmara em que os recipientes ficam girando durante todo o processo de lixiviação. Sendo essa uma forma de mantê-las em agitação durante todo o tempo.

Figura 15 – Bombonas posicionadas para início da lixiviação.



(Fonte: Acervo pessoal).

#### **4.2.6 Retirada do material após o ensaio**

Decorridas as 24 horas (padrão para ensaio de lixiviação), interrompeu-se a rotação do equipamento e retiraram-se as garrafas. Para realizar o envio do material ao laboratório de análise química, foi necessário separar o conteúdo de cada bombona (material tal qual e remóido) em amostras: sólida, líquida e de carvão. Totalizando assim, 6 amostras. Para isto, foram utilizados um filtro prensa, papel de filtragem e peneira.

##### **4.2.6.1 Amostra líquida**

Para a etapa de separação da amostra de líquida, despejou-se o conteúdo da garrafa no recipiente de filtragem através de uma peneira de 1,18 mm (malha 14). Em seguida, reservou-se a peneira e fez-se o fechamento do filtro.

Iniciando lentamente a introdução de ar na panela, abriu-se a válvula do dreno próximo ao meio filtrante. Imediatamente, com o auxílio de um frasco plástico, coletou-se o líquido com cuidado para que não houvesse perda de material.

Após a coleta do líquido, fechou-se a válvula e interrompeu-se a filtragem para a abertura da panela. Em seguida, retornou-se a peneira com o material reservado à posição inicial, para a etapa de retirada da amostra de carvão.

#### 4.2.6.2 Amostra de carvão

Durante o peneiramento, tanto o carvão quanto uma parte do material rico foram retidos. Por isso, foi preciso executar o processo de deslamagem, ilustrado na Figura 16. Depois de ser lavado, o carvão foi acomodado em uma bandeja e levado à estufa para que pudesse secar.

Figura 16 – Processo de deslamagem do carvão.



(Fonte: Acervo pessoal).

#### 4.2.6.3 Amostra sólida

Após a coleta do carvão, a tampa da panela foi fechada e fixada, dando início ao processo de filtração. Após aproximadamente 2 minutos, o equipamento foi desligado e a tampa foi removida. A pressão foi drenada e a panela pôde ser removida da base, permitindo a coleta do papel que continha o material filtrado, como demonstrado na Figura 17. O papel foi colocado em uma bandeja e então levado à estufa para secar.

Figura 17 - Amostra Tal qual sólida após retirada da estufa.



(Fonte: Acervo pessoal).

#### **4.2.7 Secagem e Identificação**

Após a secagem, as amostras foram colocadas em saquinhos plásticos e identificados com etiquetas adesivas apropriadas. Em seguida, passaram por análise química para determinação dos teores. Para determinação do ouro contido nas amostras líquida, sólida e de carvão, utilizaram-se as técnicas de espectrometria de absorção atômica, espectroscopia de fluorescência de raios X e método de análise química gravimétrica, respectivamente.

## 5 RESULTADOS

Para determinar a recuperação do metal em cada amostra, foram utilizadas as seguintes informações fornecidas pela análise química, por meio da Equação 8:

$$R_{(\%)} = \frac{Au_{total(g)} - Au_{solução(g)} - Au_{rejeito(g)}}{Au_{total(g)}} \quad (8)$$

Sendo que, a partir da Equação 9:

$$Au_{rejeito(g)} = \frac{m_s * Au_{sólido}}{10^6} \quad (9a)$$

$$Au_{solução(g)} = \frac{m_a * Au_{solução}}{10^6} \quad (9b)$$

$$Au_{total(g)} = \frac{Au_{rejeito(g)} + Au_{solução(g)} + (m_c * Au_{carvão})}{10^6} \quad (9c)$$

Onde:

$m_s$  — massa sólida (massa amostra seca) [g];

$ourosólido$  — Teor de ouro na amostra sólida [g/t];

$m_a$  — massa de H<sub>2</sub>O adicionada [g];

$ourosolução$  — Teor de ouro na amostra líquida [g/t];

$m_c$  — massa de carvão utilizada [g];

$ourocarvão$  — Teor de ouro na amostra de carvão [g/t];

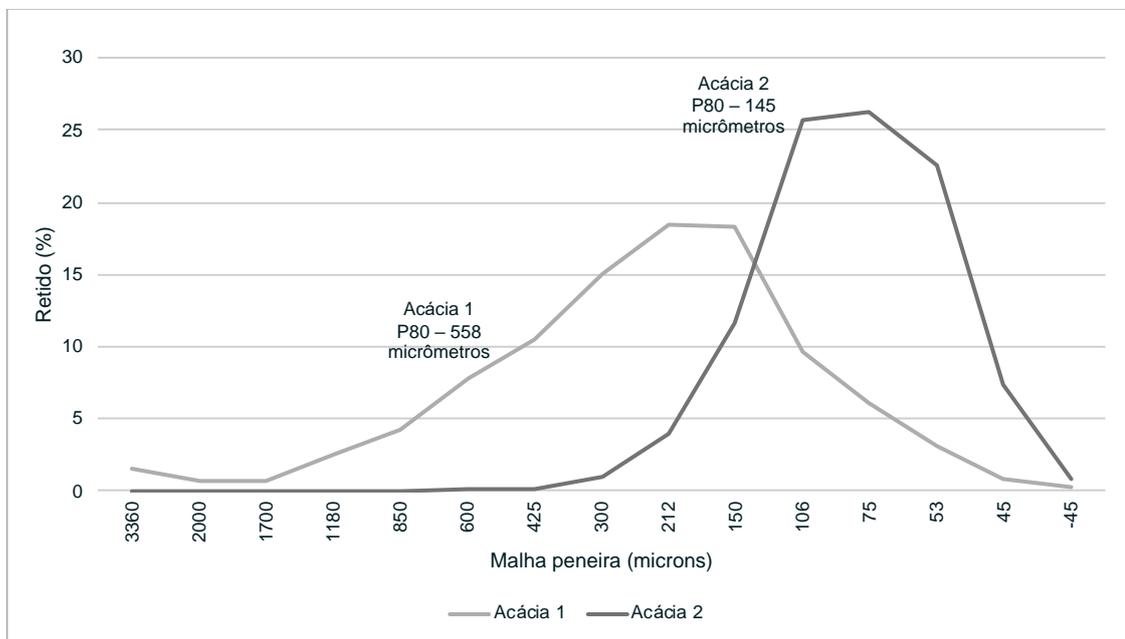
No total, foram analisados os resultados de 19 ensaios de cada reator, permitindo a construção de um banco de dados que possibilitou a comparação entre eles.

### 5.1 Granulometria

A análise granulométrica das amostras permitiu a determinação do P80 médio, representado no gráfico da Figura 18 como a porcentagem média retida nos 19 testes em cada

malha de peneira utilizada. Os resultados indicam que o P80 do primeiro reator é significativamente maior do que o do segundo reator.

Figura 18 – Perfil granulométrico do rejeito dos Acácias 1 e 2.



(Fonte: Elaborado pela autora).

A partir da análise do gráfico nota-se que, anterior ao processo de remoagem, o material do Acácia 1 era mais grosseiro do que o do Acácia 2, ou seja, após a etapa de cominuição as partículas sofreram uma maior mudança de tamanho se comparado ao segundo reator. Isso sugere que há um ponto ideal de liberação das partículas em que a remoagem não tem mais um impacto significativo na recuperação do ouro.

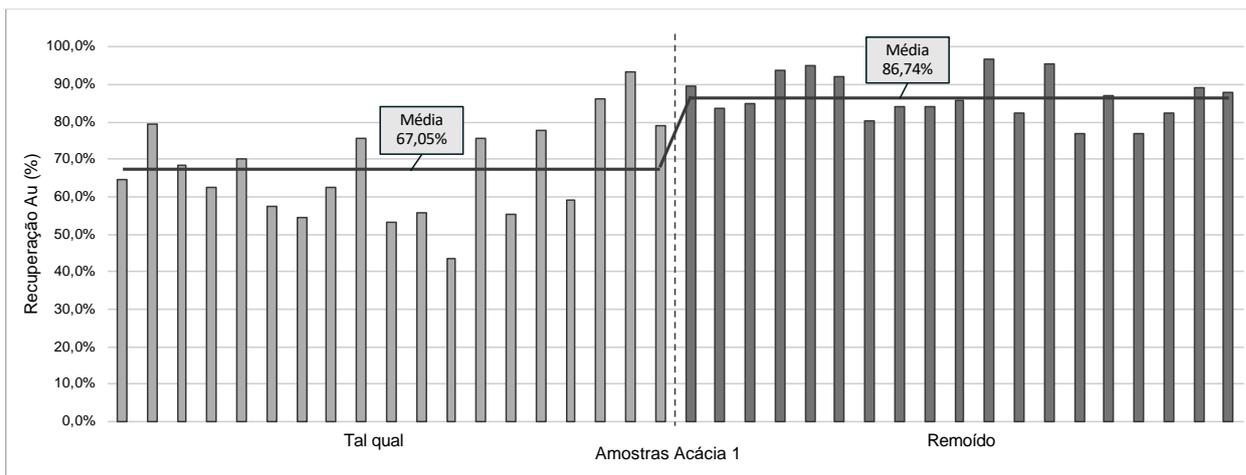
Infelizmente, devido ao acesso limitado às informações necessárias posteriormente à realização deste trabalho, não foi possível apresentar os resultados completos das análises granulométricas de todos os ensaios. Contudo, foram realizadas análises relevantes que fornecem *insights* significativos para a compreensão do objeto de estudo.

## 5.2 Acácia 1

O gráfico da Figura 19 apresenta os valores de recuperação de ouro encontrados para as amostras tal qual e remóida do Acácia 1. A partir dele é possível observar um aumento de quase

20 % na recuperação do ouro após a remoagem. Este resultado pode estar relacionado ao aumento na taxa de liberação das partículas de ouro durante o processo de remoagem, o qual, além disso, provoca o aumento da área superficial específica do material particulado (“minério”), facilitando a ação dos reagentes químicos utilizados na lixiviação.

Figura 19 – Recuperação de ouro das amostras tal qual e remoída do Acácia 1.



(Fonte: Elaborado pela autora).

No entanto, para implementar a remoagem em escala industrial, algumas adaptações seriam necessárias. Atualmente, uma sequência de moinhos instalada na Hidrometalurgia realiza a cominuição do rejeito gravítico, e o projeto de remoagem poderia ser incorporado a este circuito. No entanto, é importante ressaltar que a água é reaproveitada ao final do circuito e retorna à planta de beneficiamento como água de processo.

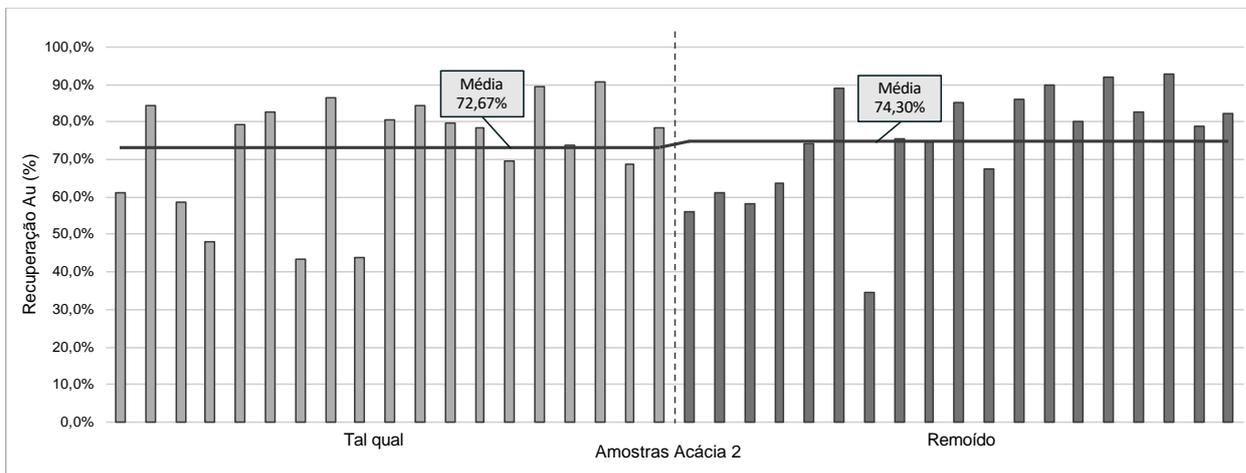
Por isso, é importante garantir que o rejeito do reator seja limpo antes de submetê-lo ao processo de remoagem, para evitar a presença de cianeto no circuito de flotação, o que poderia interferir na associação das partículas com os reagentes coletores e prejudicar a recuperação do ouro. Outra alternativa seria implementar outro sistema de moinhos exclusivo para o projeto.

### 5.3 Acácia 2

O gráfico da Figura 20, por sua vez, apresenta os valores de recuperação de ouro encontrado para as amostras tal qual e remoída do Acácia 2. A partir dele é possível observar

que não houve um aumento significativo na recuperação do ouro após a remoagem, tendo sido inferior a 2 %.

Figura 20 – Recuperação de ouro das amostras tal qual e remoída do Acácia 2.



(Fonte: Elaborado pela autora).

Isso valida a hipótese de que há uma granulometria e grau de liberação ideais das partículas, a fim de alcançar a máxima recuperação possível, ou seja, um ponto ótimo. No entanto, é importante destacar que as características dos produtos das duas plantas são diferentes. Portanto, seria interessante, no futuro, analisar os resultados de forma separada e avaliar outros pontos além da moagem do material.

## 6 CONCLUSÃO

Com base nos resultados obtidos neste estudo, conclui-se que em geral, o rejeito do Acácia 1 possui uma granulometria mais grosseira que o Acácia 2. O P80 médio das 19 amostras analisadas foi de 558 e 145 micrômetros, para os reatores tipo Acácia 1 e 2, respectivamente. A partir dos resultados, observou-se também um aumento de 19,7 % na recuperação do ouro na amostra remoída do Acácia 1, enquanto na respectiva amostra do Acácia 2 essa melhoria foi de apenas 1,7 % .

Em suma, a remoagem pode ser uma alternativa promissora para aumentar a recuperação de ouro em algumas situações, uma vez que ela é capaz de aumentar a superfície de exposição do ouro, tornando-o mais acessível ao processo de recuperação.

No entanto, é importante ressaltar que os resultados encontrados são específicos para as amostras e condições de teste utilizadas neste estudo, e que é necessário avaliar cada caso individualmente antes de decidir pela aplicação da remoagem em escala industrial. Além disso, é fundamental considerar outros fatores, como os custos envolvidos no processo de moagem, para garantir que a estratégia seja economicamente viável.

## REFERÊNCIAS

- ANM. Agência Nacional de Mineração. *Anuário mineral brasileiro*. Brasília, 2022. Available at: <https://www.gov.br/anm/pt-br/centrais-de-conteudo/publicacoes/serie-estatisticas-e-economia-mineral/anuario-mineral/anuario-mineralbrasileiro/PreviaAMB2022.pdf>. Acessado em 20 de fevereiro 2023.
- BRANCO, P. M. *Dicionário de mineralogia e gemologia*. São Paulo: Oficina de Textos, 2008.
- BUTTERS, Tony; LAVER, Michael; WOODCOCK, John T. Metalliferous mining. *Processing: leaching & adsorption*. 1st ed. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1993.
- CAMPBELL, J., WATSON, B. Gravity leaching with the ConSep ACACIA reactor: Results from Anglogold Union Reefs. In: *Eighth mill operators' conference, townswille, QLD*, p. 167-175, 2003.
- CHAVES, A. P. PERES, A. E. C. *Teoria e prática do tratamento de minérios: Britagem, moagem e peneiramento*. Vol. 3 - São Paulo: Oficina de Textos. 2003.
- CIMINELLI, V.S.T. Hidrometalurgia. CETEM/MCT, 2007.
- DARDENNE, M. A. & SCHOBENHAUS, C. *Metalogênese do Brasil*. Brasília: Editora Universidade de Brasília, 392 p. 2001.
- FIGUEIRA, H. V. O.; ALMEIDA, S. L. M.; LUZ, A. B. Cominuição. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; ALMEIDA, S. L. M. *Tratamento de minérios*. 4ª Edição Revisada e Ampliada. Rio de Janeiro: CETEM-CNPq-MCT, 2004. Capítulo 4, páginas 113-194.
- FLSMIDTH *Knelson*. *Manual do usuário: Concentrador Knelson*. Canadá: FLSmidth A/S. 2014. 123 p.
- GONÇALVES, A. C. *Tratamento de efluentes contendo cianeto livre através do sistema H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>/Uv*. 2005. Maxwell, [s. l.], 2005. DOI 10.17771/PUCRio.acad.6043.
- HOUGH, R.M. & BUTT C.R.M. Gold. Elements. *Elements, An International Magazine of Mineralogy, Geochemistry, and Petrology*. 2009.
- HUANG, L. *Upgrading of gold gravity concentrates: a study of the Knelson concentrator*, 1996.

- LINS, F. F. Concentração gravítica. In: *Tratamento de minérios*. 5.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, cap.7, p.301-328, 2010.
- LINS, F. F.; COSTA, L. S. N.; DELGADO, O. C.; GUTIERREZ, J. M. A. *Concentrador centrífugo: revisão e aplicações potenciais*. Rio de Janeiro: Cetem/CNPq, 1992. (Tecnologia Mineral, n. 15).
- LOBATO, L. M., COSTA, M. A., HAGEMANN, S. G., & MARTINS, R. Ouro no Brasil: principais depósitos, produção e perspectivas. In: *Recursos minerais no Brasil: problemas e desafios*. Rio de Janeiro, Academia Brasileira de Ciências, p. 46-59, 2016.
- LOBATO, L. M.; COSTA, M. A. da. *Recursos minerais de minas gerais: ouro*. Belo Horizonte: Companhia de Desenvolvimento de Minas Gerais (CODEMGE), 2018.
- LUZ, A. B.; ALMEIDA, S. L. M.; BRAGA, P. F. A. Cominuição: britagem e moagem. In: *Tratamento de minérios*. 5.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, cap.4.2, p.135-183, 2018.
- MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA (MME). *Estudos para o plano nacional de mineração 2050 (PNM 2050): Caderno 2 — Pesquisa e Produção Mineral, Volume III*. Brasília: MME, 2022.
- MOURA, A. S. S. *Análise do processo de recuperação do minério do rejeito da mineração Reinarda, pelo método de lixiviação em tanques*. Trabalho de conclusão de curso (Graduação em Engenharia de Minas, Centro Universitário Luterano de Palmas, Palmas, 2014).
- OLIVEIRA JUNIOR, G. G. *Desenvolvimento de uma rota de processo de dessulfurização de rejeitos de um minério aurífero sulfetado*. 2011. Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2011.
- PARK, H. et al. The chemistry of cyanide solutions resulting from the treatment of ores. *Minerals Engineering*, v. 113, p. 64-74, 2017.
- PORTO, C.; PALERMO, N.; PIRES, F. Panorama da exploração e produção do ouro no Brasil. In: Trindade, R.; Filho, O. *Extração de Ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente*. Rio de Janeiro: Olavo Barbosa Filho, 2002. p. 1-23.
- SAMPAIO, J. A.; DELBONI JUNIOR, H. Princípios da cominuição. In: *Tratamento de minérios*. 5.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, cap.4.1, p.107-131, 2010.

- SANTOS, M. J. D. *O ouro e a dialética territorial em Paracatu: opulência e resistência*. Dissertação de Mestrado, Programa de Pós-Graduação em Planejamento e Gestão Ambiental, Universidade Católica de Brasília, 2012.
- SUBASINGHE, N. Gravity Concentration and heavy medium separation. In: *SME Mining Engineering Handbook* (3rd ed.). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2011.
- THORMAN, C. H.; et al. Major Brazilian gold deposits–1982 to 1999. *Mineralium Deposita*, v. 36, p. 218-227, 2001.
- TRINDADE, R.B.E; FILHO, O.B. *Extração de Ouro – Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 312 p., 2002.
- UNDA, A.G.R. *Lixiviação em pilhas de minérios de ouro de baixo teor incorporada ao processo de tanques agitados: uma alternativa econômica no norte do Uruguai*. 2016.
- VALE, E., & HERRMANN, H. Economia mineral do ouro no Brasil. In: Trindade, R.; Filho, O. *Extração de Ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente*. Rio de Janeiro: Olavo Barbosa Filho, 2002. p. 297-312.
- VEIGA, M. M. da; SILVA, A. R. B.; HINTON, J. J. O garimpo de ouro na Amazônia: aspectos tecnológicos, ambientais e sociais. In: Trindade, R.; Filho, O. *Extração de Ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente*. Rio de Janeiro: Olavo Barbosa Filho, p. 267-295, 2002.
- VORSTER, B. J. & FLATMAN, S. R. Cyanide control in the metallurgical process of gold extraction in AngloGold (S.A.). *The South African Institute of Mining and Metallurgy*, October, 2001.
- WADNERKAR, D.; TADE, M. O.; PAREEK, V. K., UTIKAR, R. P. Modeling and optimization of carbon in leach (CIL) circuit for gold recovery. *Minerals Engineering*, [s. l.], v. 83, p. 136-148, 2015.
- WADNERKAR, D.; UTIKAR, R. P.; TADE, M. O.; PAREEK, V. K. Simulation and analysis of carbon-in-Leach (CIL) circuits. In: KARIMI, I. A.; SRINIVASAN, R. (eds.). *Proceedings of the 11th International Symposium on Process Systems Engineering*, 15-19 July 2012, Singapore. Elsevier B.V., 2012.
- WATSON, B., STEWARD, G. Gravity leaching: The ACACIA Reactor. In: *Proceedings Metallurgical Plant Design and Operating Strategies*, p.383-390, 2002.

YANNOPULOS, John C. *The extractive metallurgy of gold*. Springer Science & Business Media, 2012.

YILMAZ, E.; AHLATCI, F.; YAZICI, E. Y.; CELEP, O.; DEVECİ, H. Recovery of cyanide from effluents using carbon dioxide. *Mugla Journal of Science and Technology*, v. 3, n. 2, p. 171-177, 2017.