



CENTRO UNIVERSITÁRIO LUTERANO DE PALMAS

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

AMANDA SALES DE SOUSA MOURA

**ANÁLISE DO PROCESSO DE RECUPERAÇÃO DO MINÉRIO DO
REJEITO DA MINERAÇÃO REINARDA, PELO MÉTODO DE
LIXIVIAÇÃO EM TANQUES**

Palmas - TO

2014

AMANDA SALES DE SOUSA MOURA

**ANÁLISE DO PROCESSO DE RECUPERAÇÃO DO MINÉRIO DO
REJEITO DA MINERAÇÃO REINARDA, PELO MÉTODO DE
LIXIVIAÇÃO EM TANQUES**

Trabalho apresentado como requisito parcial da disciplina Trabalho de Conclusão de Curso (TCC) do curso de Engenharia de Minas, orientado pelo Professor MsC. Rodrigo Meireles Mattos Rodrigues.

Palmas - TO

2014

AMANDA SALES DE SOUSA MOURA

**ANÁLISE DO PROCESSO DE RECUPERAÇÃO DO MINÉRIO DO
REJEITO DA MINERAÇÃO REINARDA, PELO MÉTODO DE
LIXIVIAÇÃO EM TANQUES**

Trabalho apresentado como requisito parcial da disciplina Trabalho de Conclusão de Curso (TCC) do curso de Engenharia de Minas, orientado pelo Professor MsC. Rodrigo Meireles Mattos Rodrigues.

Aprovada em ____/____ de 2014.

BANCA EXAMINADORA

Prof. M.Sc. Rodrigo Meireles Mattos Rodrigues
Centro Universitário Luterano de Palmas

Prof. Prof. Orientador Ph. D. Erwin Francisco Tochtrop Junior
Centro Universitário Luterano de Palmas

Prof. Esp. José Cleuton Batista
Centro Universitário Luterano de Palmas

Palmas - TO

2014

AGRADECIMENTOS

Em primeiro lugar agradeço a Deus, pela sabedoria, paciência, humildade e honestidade.

Aos meus familiares, especialmente aos meus pais, minhas irmãs, aos meus avós, aos meus tios, aos meus primos e namorado.

Ao grupo professores do Curso de Engenharia de Minas do CEULP/ULBRA.

Ao professor, orientador e amigo Rodrigo Meireles Mattos Rodrigues, pelos ensinamentos, paciência e motivação que me transmitiu no decorrer do mesmo, como também durante todos os momentos que precisei.

Ao professor e amigos José Cleuton Batista pela atenção, contribuição, ensinamentos, pelas palavras duras e carinhosas durante esses anos, que me propiciou um crescimento pessoal e profissional.

A REINARDA MINERAÇÃO LTDA, na pessoa do senhor Elizete José, por permitir a realização deste trabalho no decorrer do estágio e por sua amizade e conselhos.

A toda equipe da Mineração e Planta de Beneficiamento; aos operadores, pela paciência e humildade de passarem seus conhecimentos; a equipe de Geologia, amostragem e topografia, pelo auxílio de obter informações e disposição em me ajudar.

A Eleusana pela amizade, ajuda no laboratório químico, sugestões e compartilhamento das experiências;

Ao supervisor Fabio, pelas orientações, incentivos e respeito com o próximo, por sua ajuda na planta de beneficiamento com informações para este trabalho de conclusão de curso.

Enfim, a todos aqueles que, diretamente ou indiretamente, contribuíram para minha valorização e aprendizado neste trabalho.

*“Nossas escolhas e nossas atitudes escrevem nosso
presente e futuro. Somos os principais
responsáveis pelo resultado que adquirimos
ao longo da vida. Quanto mais rápido
aprendemos, mais preparados estaremos
para o que ainda está por vir.”
(Delrubens Barbosa)*

RESUMO

SOUSA MOURA. Amanda Sales de. **Análise do Processo de Recuperação de Minério de Rejeito da Mineração Reinarda, pelo Método de Lixiviação em Tanques.** 2014. 56 p. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) – Curso de Engenharia de Minas, Centro Universitário Luterano de Palmas, Palmas/TO, 2014.

Este trabalho teve como objetivo avaliar a recuperação do minério de rejeito para um possível reprocessamento na planta de beneficiamento da mesma, pelo método de lixiviação em tanques. Seis experimentos foram realizados com material da barragem de rejeito e dois oriundos da planta de beneficiamentos para efetuar comparações nos resultados obtidos em laboratório. Foram avaliados os parâmetros de densidade, granulometria do material, concentração de cianeto livre (ppm), concentração cianeto total (ppm), concentração de ouro (g/t), recuperação do minério em lixiviação e dosagem para neutralização do cianeto. Os resultados demonstraram que os testes de lixiviação do material do minério presente no rejeito apresenta um elevado consumo de cianeto e baixa recuperação de Au. A realização desses testes também permitiu avaliar os parâmetros de reprocessamento deste material, e por não possuir condições de operação consideradas ótimas na planta de beneficiamento considera-se inviável este processo.

Palavras-Chave: Lixiviação, Recuperação, Reprocessamento.

LISTA DE TABELAS

Tabela 01: Classificação dos Estágios de Britagem	16
Tabela 02: Tipos de Classificadores em Função do Mecanismo e do Fluido Utilizado.....	21
Tabela 03: Reagentes mais Comuns na Lixiviação	27

LISTA DE FIGURAS

Figura 01: Britador Primário da Unidade de Beneficiamento da RML	17
Figura 02: Britadores Cônicos da Unidade de Beneficiamento da RML.....	18
Figura 03: Peneira Vibratória da Unidade de Beneficiamento da RML	19
Figura 04: Britadores Cilíndricos de Bolas da Unidade de Beneficiamento da RML	20
Figura 05: Equipamento de Hidrociclone da Unidade de Beneficiamento da RML	23
Figura 06: Equipamento Knelson da Unidade de Beneficiamento da RML.....	24
Figura 07: Lixiviação da Unidade de Beneficiamento da RML	25
Figura 08: Fluxograma Típico Simplificado de uma Usina CIP	29
Figura 09: Tanques de Adsorção da Unidade de Beneficiamento da RML	30
Figura 10: Eluição da Unidade de Beneficiamento da RML	31
Figura 11: Regenerador de Carvão da Unidade de Beneficiamento da RML.....	32
Figura 12: Tanques de Neutralização da Unidade de Beneficiamento da RML	33
Figura 13: Barragem de Rejeito da Unidade RML	34
Figura 14: Fluxograma da Planta de Beneficiamento da Unidade RML	37
Figura 15: Pontos de Amostragem na Barragem de Rejeito na Unidade RML	39
Figura 16: Fluxograma da Análise Geoquímica de Amostra Mineral Realizado no Laboratório da Unidade RML/Floresta do Araguaia-PA	43
Figura 17: Análise de Concentração Cianeto Livre	44
Figura 18: Teste de Concentração de Cianeto Total.....	46
Figura 19: Separação Granulométrica da Amostra	47
Figura 20: Quantidade de Ouro por Faixa Granulométrica	47
Figura 21: Amostra da Barragem no Picnômetro para Teste de Densidade.....	49
Figura 22: Lixiviação da Amostra da Barragem de Rejeito	51
Figura 23: Lixiviação da Amostra do Detox e Adsorção	51
Figura 24: Resultado da Análise do Processo de Recuperação dos Testes de Lixiviação.....	52
Figura 25: Consumo de Cianeto Utilizado em cada Teste de Lixiviação	52
Figura 26: Processo de neutralização do Cianeto Mostrando em Primeiro Plano o Material Analisado no Laboratório da Unidade RML	53

LISTA DE ABREVIATURAS

AA – Absorção atômica

AgNO₃ – Nitrato de Prata

Au - Ouro

°C - Grau Celsius

CIC – Carvão em Coluna

CIL – Carvão em Lixiviação

CIP – Carvão em Polpa

CN - Concentração em cada Exposição (ppm ou mg/m³)

CETEM- Centro de Tecnologia Mineral

DIBK – Diisobutil Cetona P.A

DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral

g – Gramas

h – Hora

H₂O – Água

HCL – Ácido Clorídrico

HNO₃ – Ácido Nítrico

IOF – Imposto sobre Operação Financeira

kg – Quilo grama

L – Litros

Ltda.- Sociedade por Cotas de Responsabilidade Limitada

m³ - Metros Cúbicos

ml – Mililitros

mm – Milímetro

NaCN- Cianeto de Sódio

NaOH – Hidróxido de Sódio

HCN- Ácido Cianídrico

PAE – Plano de Aproveitamento Econômico

pH- Grandeza Físico-Química “Potencial Hidrogeniônico”

POP- Procedimento Operacional Padrão

ppb – Partícula por Milhão

t – Tonelada

TQ – Tanque

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	11
2. REFERENCIAL TEÓRICO	13
2.1 Minério de Ouro	13
2.2 Geologia Local	14
2.2.1. Mineralização.....	14
2.3 Beneficiamento do minério de Ouro	15
2.3.1 Britagem.....	16
2.3.2 Peneiramento	18
2.3.3 Moagem	19
2.3.4 Classificação	21
2.3.5 Concentração Gravítica.....	22
2.3.6 Lixiviação	24
2.3.7 Adsorção	28
2.3.8 Dessorção ou Eluição.....	30
2.3.9 Regeneração do Carvão	32
2.3.10 Detox.....	32
2.4 Barragem de Rejeito.....	33
2.5 Teste em Laboratório.....	35
3 MATERIAIS E MÉTODOS.....	38
3.1 Procedimentos	38
4 RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	40
4.1 Processos da Planta de Beneficiamento	40
4.2 Processos para Teste e Análise de Recuperação.....	42
4.3 Teste de Cianeto Livre.....	44
4.4 Teste de Cianeto Total	45
4.5 Teste de Granuloquímica.....	46
4.6 Teste de Densidade.....	48
4.7 Teste de Lixiviação.....	49
4.7.1 Teste de Neutralização	52
5 CONSIDERAÇÕES FINAIS	54
6 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	55

1. INTRODUÇÃO

Ao longo dos tempos, poucos produtos naturais fascinaram tanto a humanidade como o ouro de todos os metais preciosos, apenas o ouro reúne a beleza com brilho, facilidade para ser trabalhada, raridade e virtual indestrutibilidade. E é graças à atividade de mineração que a espécie humana tem a possibilidade de utilizar o ouro para diversos fins (DNPM, 2001).

De um modo geral, a atividade de lavra de jazidas de ouro ocorre no Brasil desde o Século XIX, e desse tempo para cá muitas coisas evoluíram e modificaram-se, quando observamos as técnicas de lavra, e principalmente de beneficiamento e recuperação do ouro em diferentes tipos de rochas e minerais de minério (DNPM, 2001).

Considera-se que o beneficiamento e recuperação de ouro sejam a parte mais importante do tratamento do minério. Esse tratamento tem como objetivo a concentração do metal a partir da recuperação de suas partículas dispersas na massa do minério. As operações de concentração dependem dos tipos de rocha, do minério e da ganga encontrada na jazida (DNPM, 2001).

Para um processo de beneficiamento eficiente, é necessário o conhecimento das características mineralógicas do minério a ser extraído para o desenvolvimento da rota de extração e concentração do material primário. A dimensão e liberação da partícula, o teor do minério, a solubilidade em cianeto, são algumas das características que devem ser levadas em conta na escolha do processo de extração. As principais rotas de beneficiamento do ouro incluem a cominuição em britadores e moinhos, separação e concentração em equipamentos gravíticos e lixiviação com cianeto em tanques (ROENICK, 2013).

Dentre as técnicas mais utilizadas destacam-se principalmente a concentração gravítica, a amalgamação, a lixiviação com cianeto, a precipitação com a adição de zinco e a adsorção em carvão ativado. Todas essas técnicas são utilizadas separadamente ou em conjunto como base para a maioria dos fluxogramas atuais de recuperação de ouro (MARSDEN E HOUSE, 2006 *apud* ROENICK, 2013).

Diante destes aspectos, o objetivo deste trabalho é analisar a possibilidade de recuperação do minério de ouro (Au) existente na barragem de rejeito mineral produzida pela empresa Reinarda Mineração Ltda, através de uma rota de reprocessamento na planta de beneficiamento. Teste de lixiviação, granulometria, densidade, concentração de reagentes foram realizados com intuito de viabilizar a recuperação do minério de rejeito, tendo como o principal foco um boa recuperação de Au na fase de lixiviação.

O foco desse trabalho é o rejeito do beneficiamento, justamente porque a disposição desses materiais tem sido um grande problema ambiental para as empresas de mineração, em função da exploração crescente de suas jazidas de baixos teores, tendo como consequência o aumento do volume de rejeitos gerados (ARAÚJO, 2008 *apud* FERNANDES E SANTOS, 2008).

Com o reprocessamento do minério de rejeito, os benefícios econômicos e ambientais seriam muito importantes para a dinâmica de produção, uma vez que aumentaria a vida útil da mina. Além disso, geraria benefícios diretos para a sociedade e o meio ambiente, pois os recursos minerais serão explorados de forma mais sustentável e possibilitando o aumento da atividade de lavra e beneficiamento, e conseqüentemente, gerando mais impostos que serão revertidos à população.

2. REFERENCIAL TEÓRICO

2.1 Minério de Ouro

O ouro, símbolo químico Au, possui número atômico 79 na tabela periódica dos elementos, tem valência igual a 1,3 e peso atômico 197, sendo um metal mole que, em contato com superfícies duras, pode arranhar e perder seu lustro (DNPM, 2001).

O ouro é um elemento nativo, com dureza entre 2 ½ e 3 na escala de Mohs, peso específico de 19.3 g/cm³, brilho metálico e superfície de fratura rugosa (PELLANT, 2000).

Embora o ouro seja um elemento raro, ele ocorre largamente distribuído na natureza em pequenas quantidades. Geralmente é encontrado em veios que tenham relações genéticas com tipos de silicatos de rochas ígneas. A maior parte do ouro ocorre como metal nativo (PORMIN, 2008).

O ouro encontra-se normalmente em estado puro e em forma de pepitas. É o mais maleável e o mais dúctil dos metais, permitindo obter até 2.000 metros de fio com apenas um grama de metal. É ótimo condutor de calor e eletricidade (PORMIN, 2008).

Segundo Luz e Lins (2004), o ouro é conhecido desde a antiguidade, sendo recuperado pelos egípcios em depósitos aluvionares 400 anos antes da Era Cristã, através de processos gravíticos.

Segundo Marsden e House (2006), cada depósito mineral é único, devido às variações que seguem:

Modo mineralógico de ocorrência do ouro; Distribuição do grão de ouro; Tipo de mineral de ganga e mineral hospedeiro; Distribuição granulométrica dos grãos do mineral de ganga e mineral hospedeiro; Associações minerais; Alterações minerais; Variações dos itens citados acima dentro de um depósito e com o tempo.

Segundo Departamento Nacional de Produção Mineral (Sumário Mineral, 2013) a produção de ouro primário das empresas, se destacam nos estados de Minas Gerais continua como destaque na produção nacional com 52,4%, seguido por Bahia (14,2%), Goiás (10,3%), Mato Grosso (9,5), Pará (7,9%) e Maranhão (4,1%). Na produção oficial de garimpos, calculada a partir do recolhimento de 1% de IOF, atingiu cerca de 10,1 t com destaque para Mato Grosso, Pará e Rondônia com um total de 94,2% (8,25 t em 2011).

Os minerais de ouro se dividem em cinco classificações distintas (Marsden e House, 2006):

Ouro nativo: com um peso específico de 15 g/cm³, pode ser facilmente separado por processos gravíticos de seus minerais de ganga, que possuem peso específico entre 2,7 a 3,5 g/cm³ (quartzo e outros silicatos, por exemplo). Possui formato arredondado, conhecido como *nugget*. *Electrum*: é uma liga natural de ouro e prata,

com porcentagem de prata entre 25 % e 55 %. Possui um peso específico entre 13 e 16 g/cm³, e uma coloração amarelo pálido. Por esse motivo, é também conhecido como ouro branco. O *electrum* também é produzido artificialmente. Teluretos de ouro: a química dos teluretos de ouro é relativamente complexa. Os compostos mais comuns são a silvanita ((Au,Ag)₂Te₄), calaverita (AuTe₂) e a petzita (Ag₃AuTe₂). Os teluretos de ouro estão associados com ouro livre e sulfetos. Seu peso específico está entre 8 e 10 g/cm³, e sua coloração é variante de um tom menos distintivo de branco, cinza e preto.

2.2 Geologia Local

Segundo o Plano de Aproveitamento Econômico (Processo DNPM nº 810.354/76), a geologia local é composta de rochas do Supergrupo Andorinhas, que representa uma sequência do tipo “greenstone belt” de idade Arqueana. A litologia predominante é dada por vulcânicas máficas e félsicas, além de metassedimentos clásticos e químicos apresentando grau de deformação alto a médio em xistos e milonitos.

A Docegeo (1988) *apud* Plano de Aproveitamento Econômico (Processo DNPM nº 810.354/76) definiu o Super Grupo Andorinhas dividido em: Grupo Babaçu (porção basal) e Grupo Lagoa Seca (porção superior). A porção basal é constituída de vulcânicas, máficas, ultramáficas e sedimentos químicos, os metamafitos, com ampla ocorrência, correspondem aos derrames basálticos, aos quais se associam os sedimentos de origem química, como: *metachert*, carbonatos e formação ferrífera bandada.

Conforme o Plano de Aproveitamento Econômico (Processo DNPM nº 810.354/76), o Grupo Lagoa Seca, é representada litologicamente por um conjunto de metassedimentos clásticos e químicos intercaladas com metavulcânicas básicas e ácidas. Nos metassedimentos clásticos predominam siltitos e grauvacas, aos quais intercalam metadacitos e metariolitos.

2.2.1. Mineralização

Segundo Plano de aproveitamento econômico (Processo DNPM nº 810.354/76), a mineralização está relacionada a zonas de cisalhamento que seguem a direção regional lés-nordeste - oés-sudoeste, ao longo da qual foram introduzidos fluidos ricos em sulfetos. Nos depósitos de Mamão e Babaçu, as rochas mineralizadas ocorrem como lentes de *metachert* com espessura muito variável, formando unidades maciças, que se alternam com lentes milimétricas de quartzo-carbonato-plagioclásio-anfibólio-clorita xisto (rocha vulcânica metamorfisada). Os veios e vênulas de quartzo são produtos de alteração hidrotermal, e, na maioria das vezes, atravessam as zonas mineralizadas. Estas zonas mostram uma foliação milonítica forte, e uma alternância de faixas ricas em quartzo e carbonato com faixas ricas em

clorita. As zonas mineralizadas são constituídas por pirita, quartzo, carbonato e clorita. Uma forte alteração hidrotermal, incluindo, cloritização, silicificação e sulfetação são observadas nessas zonas mineralizadas. O ouro está livre, e ocorre preenchendo fraturas ou disseminado em metachert. No prospecto Lagoa Seca, o ouro está associado com sulfetos, principalmente a pirita, em sedimentos de granulação fina intercalados com lavas máficas-ultramáficas.

2.3 Beneficiamento do minério de Ouro

Beneficiamento é a parte da mineração que faz o tratamento do minério até a retirada do concentrado. O componente de interesse é o mineral-minério, que se encontra associado a outros minerais sem valor econômico - minerais de ganga (SAMPAIO & TAVARES, 2005).

De acordo com Luz; Sampaio; França (2010):

Frequentemente, um bem mineral não pode ser utilizado tal como é lavrado. Quando o seu aproveitamento vai desde a concentração até a extração do metal, por exemplo, a primeira operação traz vantagens econômicas (e energéticas) à metalurgia, devido ao descarte de massa (rejeito), alcançado na etapa de concentração. Exemplo: um minério de scheelita, com teor de 0,35% de WO_3 não pode ser utilizado economicamente na metalurgia extrativa. Isto só é possível após concentração gravítica (jigue, mesa) ou por flotação, até a obtenção de concentrados com cerca de 70% WO_3 .

A operação de fragmentação, na área de beneficiamento de minérios, agrupa um conjunto de técnicas que tem por finalidade reduzir, por ação mecânica externa e também interna, um sólido, de determinado tamanho em fragmentos de tamanho menor (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010).

De acordo com Trindade e Filho (2002), o beneficiamento de minérios de ouro contém algumas peculiaridades que o diferencia de outros métodos de tratamento. A espécie submetida ao beneficiamento é uma entidade química em sua forma elementar metálica, que é caracterizada por elevada maleabilidade e densidade. O valor de mercado do ouro é consideravelmente maior ao da grande maioria dos bens minerais.

As rotas de beneficiamentos podem se restringir a uma adequação granulométrica do minério às etapas hidrometalúrgicas, preparação, estágios de concentração. Portanto, neste último caso as propriedades diferenciadoras exploradas são a diferença de densidade e de hidrofobicidade (natural ou induzida) entre o Au, os minerais a ele ligados mais intimamente e os minerais de ganga. Os procedimentos de preparação devem ressaltar as partículas de ouro livre e o beneficiamento como um todo deve priorizar a recuperação do ouro contido, onde o

teor do Au concentrado e a rejeição de impurezas como objetivos secundários (TRINDADE & FILHO, 2002).

Cada etapa de preparação está presente tanto em circuitos onde ocorre concentração prévia dos minérios quanto aos que o minério é submetido diretamente à extração hidrometalúrgica (TRINDADE & FILHO, 2002).

2.3.1 Britagem

Inicialmente, o minério que chega proveniente da frente de lavra passa por uma etapa de britagem, onde o material sofre uma desagregação brusca. Essa britagem primária pode ser realizada tanto em britadores de mandíbula de dois eixos quanto em britadores de impacto (CHAVES & PERES, 1999).

Segundo Luz; Sampaio; França (2010):

A britagem é um estágio no processamento de minérios, que utiliza, em sucessivas etapas, equipamentos apropriados para a redução de tamanhos convenientes, ou para a liberação de minerais valiosos de sua ganga. É aplicada a fragmentos de distintos tamanhos, desde rochas de 1000 mm até 10 mm. Não existe um circuito padrão para britar os diferentes tipos de minério. Geralmente a operação de britagem é feita dentro dos estágios convenientes. Normalmente, para haver uma liberação satisfatória do mineral valioso, é necessário que o minério seja reduzido a uma granulometria fina. Nestas condições, a fragmentação desenvolve-se por meio de três estágios, isto é, grossa, intermediária e fina ou moagem. Nos dois primeiros estágios, a fragmentação é realizada em britadores e no último estágio, em moinhos.

Tabela 01 - Classificação dos Estágios de Britagem		
Estágio de Britagem	Tamanho Máximo de Alimentação (mm)	Tamanho Máximo de Produção (mm)
Britagem Primária	1000	100,0
Britagem Secundária	100	10,0
Britagem Terciária	10	1,0
Britagem Quaternária	5	0,8

Fonte: Luz; Sampaio; França (2010, p.161).

A cominuição é um conjunto de operações de redução de tamanho de partículas minerais, de maneira controlada com objetivo de evitar o tamanho máximo dos produtos e de evitar a geração de finos excessivos (CHAVES & PERES, 2003).

A britagem é a fase grosseira da operação de cominuição dos minerais. O processo consiste basicamente na quebra do material pela força de compressão, aplicada através do movimento periódico de aproximação e afastamento de uma superfície de britagem móvel com outra fixa (FÁBRICA DE AÇOS PAULISTA, 1994).

De acordo com Luz; Sampaio; França (2010), os britadores primários:

Os britadores empregados são os de grande porte e sempre operam em circuito aberto e sem o descarte (escalpe) da fração fina contida na alimentação. A britagem primária é realizada a seco e tem uma razão de redução em torno de 8:1. Para este estágio são utilizados os seguintes tipos de britadores: britador de mandíbulas, britador giratório, britador de impacto e o de rolos dentado.

O britador de mandíbula é um equipamento de britagem primária sendo em blocos de elevadas dimensões/dureza e grande variações de tamanho na alimentação. Possui uma mandíbula fixa e uma móvel ligada ao excêntrico (a ligação pode ser direta ou indireta), que fornece o movimento de aproximação e afastamento entre as mesmas. Portanto, o bloco de material alimentado na boca do britador desce entre as mandíbulas, recebendo impacto que gera a fragmentação (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010, p.163). Segue abaixo a figura do britador de mandíbula utilizado na Reinarda Mineração Ltda.

Figura 01: Britador Primário da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo pessoal, 2014.

De acordo com Luz; Sampaio; França (2010), a Britagem secundária é toda a geração de britagem subseqüentes a primária. Tem com objetivo, na maioria dos casos, a redução da granulometria do material para moagem. Os equipamentos normalmente utilizados são: Britador giratório secundário, mandíbula secundário, cônico, martelos e rolos.

O britador cônico possui o mesmo princípio de operação do britador giratório. Contrariamente ao que ocorre no britador giratório, no cônico o manto e o cone apresentam longas superfícies paralelas, para garantir um tempo longo de retenção das partículas nessa região. No britador giratório, a descarga se dá pela ação da gravidade, enquanto que no cônico, a descarga é condicionada ao movimento do cone. O movimento vertical do cone, para cima e para baixo, controla a abertura de saída, para tal, utilizam-se dispositivos hidráulicos.

A britagem secundária são utilizadas na fragmentação do minério no tamanho ideal para as etapas seguintes do beneficiamento. O funcionamento do britador cônico é semelhante ao do britador giratório; porém, o cone do britador cônico é paralelo à carcaça do mesmo, proporcionando um maior período de retenção do material (FIGUEIRA, 2004). Segue abaixo a figura do britador de mandíbula utilizado na Reinarda Mineração Ltda.

Figura 02: Britadores Cônicos da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

2.3.2 Peneiramento

Nas etapas de britagens dos minérios auríferos são empregadas peneiras vibratórias, compostas por um chassi robusto, apoiado em molas, um mecanismo acionador do movimento vibratório e um, dois ou três suportes para como telas (CHAVES & PERES, 1999).

O material retido na tela da peneira é denominado *oversize* e o passante, *undersize*. Os peneiramentos a seco são realizados, geralmente, em frações granulométricas de até 6 mm, mas é possível peneirar a seco com eficiência em frações de até 1,7 mm (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010).

Os peneiramentos de partículas grosseiras são necessários revestimentos nas paredes internas do chassi com placas de material resistente à abrasão. Quando se peneiram populações com tamanhos variados em uma malha de abertura pequena é muito conveniente à colocação de um "deck" para o alívio ou proteção, contendo uma tela grossa e forte, que recebe o impacto e o esforço mecânico das partículas maiores. Ao final os "oversizes" das duas frações são unidos gerando um produto único. As peneiras vibratórias inclinadas contem uma inclinação que varia entre 15° e 35° e transportam o material do leito a uma velocidade de aproximadamente de 18 a 36m/min, dependendo da inclinação. As peneiras horizontais transportam o material à velocidade aproximadamente de 12m/min. As peneiras vibratórias inclinadas têm um movimento vibratório circular/ elíptico, que faz as partículas ser lançadas para cima e para frente, de modo que possam se apresentar à tela várias vezes, sempre sobre aberturas sucessivas. O movimento vibratório causa a estratificação do conjunto de partículas sobre o deck, onde as partículas maiores fiquem por cima e menores por baixo. A análise do peneiramento pode ser feita como coletivo ou individual das partículas (CHAVES & PERES, 1999).

Figura 03: Peneira Vibratória da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

2.3.3 Moagem

A moagem é a última etapa da operação de cominuição. O material é fragmentado entre duas superfícies móveis que não possuem qualquer movimento mecânico entre si (FÁBRICA DE AÇOS PAULISTA, 1994). Tal fragmentação é realizada através da combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito (FIGUEIRA *et al.*, 2004).

De acordo com Luz; Sampaio; França (2010):

A moagem é a área da fragmentação que requer maiores investimentos, ocorre maior gasto de energia e é considerada uma operação importante para o bom desempenho de uma instalação de tratamento de minérios. A submoagem do minério resulta num produto de granulometria grossa, com liberação parcial do mineral útil, inviabilizando o processo de concentração. Neste caso, a recuperação parcial do mineral útil e a baixa razão de enriquecimento respondem pela inviabilidade do processo.

A sobre moagem, também, não é desejada, pois esta reduz o tamanho das partículas, desnecessariamente, o que acarretará maior consumo de energia e perdas no processo de concentração.

É conclusivo que a moagem deve ser muito bem estudada na etapa de dimensionamento e escolha de equipamento e muito bem controlada na etapa de operação da usina, pois o bom desempenho de uma instalação industrial depende em muito da operação de moagem.

Os equipamentos mais empregados na moagem são: moinho cilíndrico (barras, bolas ou seixos), moinho de martelos entre outros.

O processamento via úmido é um excelente meio de transporte e dissipação de calor. Sendo assim resolve o problema de poeira. A via seco só é praticado quando existe alguma razão que impeça o processamento via úmida (CHAVES & PERES, 2003).

Os moinhos cilíndricos são constituídos de uma carcaça cilíndrica de ferro, e é revestida internamente com placas de aço ou borracha, onde gira sobre mancais e contém no interior uma carga de barras ou bolas de ferro ou aço. Os corpos moedores são movimentados pelo movimento da carcaça até certo ponto de onde caem. Quando a força centrífuga for maior que a força da gravidade, as bolas permanecem-na sua trajetória. E quando a força da gravidade que se opõem a força centrífuga for maior que esta, as bolas abandonam a trajetória circular (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010).

Figura 04: Britadores Cilíndricos de Bolas da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo pessoal, 2014.

2.3.4 Classificação

A etapa de classificação consiste em separar uma população de partículas de outras populações sendo, uma com proporção significativamente maior de partículas grosseiras ("underflow"), e a outra com proporção significativamente maior de partículas finas ("overflow") (CHAVES *et al*, 1996).

Os autores Luz; Sampaio; França (2010) ressaltam que a classificação é:

Quando se tem uma partícula em queda livre no vácuo, ela está sujeita a uma aceleração constante e sua velocidade aumenta indefinidamente, qualquer que seja seu tamanho ou densidade. Se, contudo, a partícula cai em um outro meio que não o vácuo, este oferece uma resistência ao seu movimento, a qual aumenta em razão direta com a velocidade, até atingir um certo valor constante. Quando as duas forças que atuam na partícula (gravitacional e de resistência do fluido) se tornam iguais, a partícula atinge uma velocidade denominada terminal e passa a ter uma queda com velocidade constante.

A natureza da resistência do fluido depende da velocidade de queda. Para baixas velocidades o movimento é suave, pois a camada de fluido em contato com a partícula move-se com ela, enquanto o fluido como um todo permanece estático. Para altas velocidades a principal resistência é atribuída à perturbação do fluido, como um todo, pela partícula, caracterizando um regime denominado de turbulento.

Independentemente do regime que predomine, a aceleração da partícula tende a decrescer rapidamente com o tempo, sob a ação das forças atuantes, e a velocidade terminal é sempre atingida.

Os classificadores podem ser divididos em vários grupos dependendo do mecanismo, do fluido utilizado, conforme o tabela:

Tabela 02 - Tipos de Classificadores em Função do Mecanismo e do Fluido Utilizado.		
Autor	Tipos de classificação	
Trajano (1)	Úmido	Mecânico
		Não Mecânico
Perry (2)	Ar	Gravidade
		Centrífugo
		Mecânico
Wills (3)	Verticais	

Fonte: Luz; Sampaio; França (2010, p.161).

Os equipamentos de classificação consistem essencialmente de uma coluna de separação, o fluido que é submetido à classificação é líquido ou gasoso. As partículas que

entram na coluna de separação sobem ou descem dependendo das suas velocidades terminais, assim obtendo dois produtos: um *overflow* consistindo de partículas com velocidade terminais menores que a velocidade do fluido e um *underflow* de partículas com velocidade terminais maiores do que a velocidade do fluido (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010).

O hidrociclone, como um tipo de classificador mecânico, têm maior aplicabilidade em circuitos fechados de moagem, diferindo desses últimos pela maior capacidade. O princípio básico de separação empregado nos hidrociclones é que nele há sedimentação centrífuga. O desempenho desses é influenciado por suas dimensões, pelas variáveis operacionais e pelas propriedades físicas dos sólidos e da polpa alimentada (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010).

2.3.5 Concentração Gravítica

O método mais adequado para o processamento de um minério de “Au” é por muitos fatores como a mineralogia dos minerais portadores de ouro e dos minerais de ganga, o padrão de liberação dos minerais que contem ouro e o tamanho da partícula de ouro, entre outros (LINS, 2000 *apud* TRINDADE & FILHO, 2002).

As partículas livres de ouro que possui tamanho maior que 200 μ m podem ser recuperadas eficientemente por métodos gravíticos. Já o ouro que está associado a sulfetos, o beneficiamento usual inclui a cominuição do minério e liberação, e posteriormente uma etapa de flotação antes da cianetação. Os minérios refratários são comuns o emprego de ustulação ou lixiviação à pressão ou bacteriana em seguida à cianetação (LINS, 2000 *apud* TRINDADE & FILHO, 2002).

A concentração gravimétrica é como um processo no quais partículas de diferentes densidades, tamanhos e formas são separados por ação da força de gravidade ou forças centrífugas. Sendo uma das mais antigas formas de processamento mineral. Os principais mecanismos atuantes no processo de concentração gravimétrica são os seguintes: aceleração diferencial; sedimentação retardada; velocidade diferencial em escoamento laminar; consolidação intersticial; ação de forças cisalhantes. A maioria dos concentradores gravimétricos, uma partícula sofre interferência das paredes do concentrador ou das partículas, então pode mover-se por tempo e por distância curta, antes que pare, ou seja, desviadas por uma outra partículas. Portanto, as partículas estão sujeitas a aceleração e desaceleração. Critério de concentração é uma ideia de se obter uma separação entre minerais por meio de processo gravimétrico, desconsiderando o fator de forma das partículas minerais (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010).

Os equipamentos utilizados na Mineração Reinarda, para separação gravimétrica no processo são Hidrociclone e Knelson que trabalham com uma vazão de 120 m³/h e 48 m³/h, o hidrociclone trabalha com uma capacidade de 150 m³/h e pressão de 2 kg já o knelson com capacidade de 55 m³/h e uma pressão de até 4 kg.

Segundo Luz; Sampaio; França (2010),

O Hidrociclone usado para concentração gravítica é projetado para minimizar o efeito de classificação e maximizar a influência da densidade das partículas. Quando comparado com o ciclone classificador, apresenta maior diâmetro e comprimento do *vortex finder* e com ângulo do ápex bem superior. Quando a polpa é alimentada tangencialmente, sob pressão, um *vortex* é gerado em torno do eixo longitudinal. A força centrífuga, inversamente proporcional ao raio, é bastante grande perto do *vortex* e causa a estratificação radial das partículas de diferentes densidades e tamanhos (por aceleração diferencial). As partículas pesadas, sendo mais sujeitas a uma ação da força centrífuga, dirigem-se para a parte superior da parede cônica, com a formação de um leito por sedimentação retardada, no qual as partículas leves e grossas situam-se mais para o centro do cone e as finas, por consolidação intersticial, preenchem os espaços entre os minerais pesados e grossos. As partículas grossas e leves, primeiro, e as mistas ou de densidade intermediária, depois, são arrastadas para o *overflow* pelo fluxo aquoso ascendente, enquanto o leito estratificado se aproxima do ápex. Próximo ao ápex, as partículas finas e leves são também carregadas para o *overflow* pela corrente ascendente e as pesadas, finas e grossas, são descarregadas no ápex.

Figura 05: Equipamento de Hidrociclone da Unidade Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo pessoal, 2014.

Ainda segundo Luz; Sampaio; França (2010), no concentradores tipo Knelson,

a força centrífuga empregada é cerca de cinquenta vezes a força de gravidade, ampliando a diferença entre a densidade dos vários minerais. Esta força centrífuga enclausura as partículas mais pesadas em uma série de anéis localizados na parte interna do equipamento, enquanto o material leve é gradualmente deslocado para fora dos anéis, saindo na parte superior do concentrador. A colocação do cone numa camisa d'água e a injeção de água sob pressão dentro deste através de perfurações graduadas nos anéis evitam que o material se compacte em seu interior.

A operação desse concentrador centrífugo é contínua por um período, tipicamente, de 8 a 10 h para minérios auríferos, até que os anéis estejam ocupados predominantemente por minerais pesados. Quanto maior a proporção de minerais pesados na alimentação, menor será o período de operação do concentrador. Portanto, esta variável deve ser otimizada de acordo com as características de cada minério a ser tratado. Após a paralisação do equipamento, faz-se a drenagem do material retido em seu interior, operação esta realizada em 10-15 min.

Figura 06: Equipamento Knelson da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo pessoal, 2014.

2.3.6 Lixiviação

A lixiviação consiste, tipicamente, na remoção do metal de valor de modo a separá-lo de uma grande massa de ganga com um beneficiamento mínimo do minério. Contornam-se, dessa forma, os custos associados ao tratamento do minério (SOUZA, 2011).

Antes do processo de cianetação, a extração do ouro envolve o uso da separação gravítica bem como de operações e de processos complementares a esta, tais como a cominuição, a classificação e, posteriormente, a amalgamação. Sendo baseadas importantes características do metal:

(I) com sua elevada densidade ($19,3 \text{ g/cm}^3$ no estado puro), muito superior a de minerais de ganga, como os silicatos, o que faz a identificação do uso de operações de concentração gravítica.

(II) com sua hidrofobicidade natural.

(III) com capacidade de ser incorporado ao mercúrio. Ouve a descoberta de que o ouro podia ser "molhado" pelo mercúrio em 1000 A.C. Mas, a utilização mais prologada do processo de amalgamação somente ocorreu a partir do século XIV, na Europa Central (SHOEMAKER, 1984; MARSDE & HOUSE, 1992 *apud* TRINDADE & FILHO, 2002).

Segundo Trindade e Filho (2002), a lixiviação por cianeto em meio alcalino pode ser realizada em pilhas de estéril ou de rejeitos ("*dump leaching*"), em pilhas de minério ("*heap leaching*"), em tanques estacionários ("*vat leaching*") ou em tanques com agitação.

Um processo de lixiviação, a cianetação apresenta parâmetros de processo que de forma coerente, determinam as condições mais eficientes de operação para o processo de beneficiamento. Os principais parâmetros de cianetação a serem controlados e definidos são: granulometria do minério; percentagem de sólidos na polpa; alcalinidade; concentração de cianeto na solução; velocidade de agitação; aeração (pressão de oxigênio); temperatura e presença de íons interferentes na solução (GRANATO, 1986).

Figura 07: Lixiviação da Unidade Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo pessoal, 2014.

A lixiviação em tanques agitados é bastante utilizada para tratamento do minério que requer moagem, com teores superiores a 2 g Au/t, onde justifiquem o investimento e os custos operacionais mais altos. As recuperações são superiores a 90% são, em geral, alcançadas (GRANATO, 1986; DUFRESNE *et al*, 1994, CIMINELLI, 1995; GOMES, 1997; GOMES *et al*, 1998; *apud* TRINDADE & FILHO 2002).

Na lixiviação em tanques, os mesmos são conectados em série, onde o minério triturado entra em contato com a solução lixivante, que pode ser ácida ou alcalina, onde forma uma “lama”, cuja densidade é a máxima possível (tipicamente 55% de umidade) para que haja a minimização do consumo de reagentes e volume no circuito (SOUZA, 2011)..

A densidade da polpa deve ser tal que seja possível alcançar um nível onde seja adequada a mistura de reagentes e o controle das condições de lixiviação para que possam ser obtidos. O sistema de agitação nos tanques pode ser mecânico ou agitação usando ar. A escolha do método que será usado de agitação é dependente de um número de variáveis tais como: densidade do minério, natureza abrasiva (determinado pela forma e mineralogia) e tamanho de partícula. No circuito de lixiviação pode conter até 12 tanques em série, porém 04 ou 05 tanques podem ser suficientes para garantir que todo material passe no circuito com um tempo de residência adequado para lixiviar o material. Os tanques são conectados de tal forma que o circuito possa ser desviado, quando ocorrer à necessidade de manutenção em qualquer um dos tanques (SOUZA, 2011).

A percolação em tanques consiste em alimentar um tanque com o minério para tratamento e, em seguida, preenchê-lo com solução lixivante. A polpa misturada com cal, e a distribuição entre os tanques deve ser uniforme entre os mesmos, de forma que o pH médio esteja na faixa desejada. As características do minério para tratamento são um pouco mais flexíveis, permitindo um teor um pouco mais elevado de finos e argila (GRANATO, 1986).

De acordo com Trindade e Filho (2002), O consumo total de cianeto depende, basicamente, da composição mineralógica do minério, das condições de pH e do tempo de contato da polpa contendo o cianeto com a fração sólida.

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

Pesquisas que foram realizadas mostraram que, entre as opções para o tratamento de minérios refratários de ouro, a lixiviação sobre pressão apresenta os melhores resultados de extração e consumo de reagentes (GRANATO, 1986).

Os sulfetos e óxidos de ferro estão presentes na maioria de minérios auríferos. A pirita e a mais comum dentre os sulfetos, depois vem arsenopirita e da pirrotita. . A marcassita e a pirrotita são os sulfetos de ferro mais reativos, enquanto a pirita e a arsenopirita são na maioria das vezes insolúveis na cianetação (TRINDADE & FILHO, 2002).

Na lixiviação, os reagentes mais comuns são: ácido sulfúrico, sulfeto férrico, amônia e carbonato de amônio (SOUZA, 2011).

Tabela 03: Reagentes mais Comuns na Lixiviação.	
Mineral/ Metal	Reagente
Óxidos	H ₂ SO ₄
Sulfatos	H ₂ O, H ₂ SO ₄
Sulfetos	Fe ₂ (SO ₄) ₃
Cobre, Níquel	NH ₃ , NH ₄ CO ₃
Alumino (OH) ₃	NaOH
Au, Ag	NaCN

Fonte: Souza (2011).

São muitas as variáveis envolvidas no processo de cianetação. O perfeito entendimento de cada uma dessas variáveis e de sua relação com as demais é fundamental para um gerenciamento efetivo da operação de lixiviação visando à máxima extração possível (GOMES, 1999-2; GOMES, 2000 *apud* TRINDADE & FILHO, 2002).

Os principais fatores que determinam a escolha do tipo de lixiviante no processo de lixiviação são: a cinética de reação do lixiviante com o minério; o custo dos reagentes; capacidade de separação sólido/líquido e recuperação do agente e a ganga; e as reações químicas entre a solução lixiviante e a ganga (SOUZA, 2011).

Há uma relação de dependência entre a concentração de cianeto livre em solução e o pH da polpa. Os valores de pH que estão acima de 9,2 devem ser mantidos durante todo o tempo no processo de cianetação com o objetivo de se evitar a formação de ácido cianídrico (HCN). Onde deve ser feito o acompanhamento do pH tanque a tanque e correção, isso caso seja necessário, deve ser rotina para circuitos de lixiviação de minérios sulfetados. A dissolução dos sulfetos diminui a alcalinidade da polpa isso devido à formação de íons sulfato. Isso na maioria das usinas que opera entre pH 10,5 e 12 (POWER & RITCHIE, 1983 *apud* TRINDADE & FILHO, 2002).

Uma grande desvantagem da lixiviação em tanques e o alto consumo de energia é o tipo de rejeito que é gerado após o processo de lixiviação, o licor obtido rico em metal é separado para retirada do ouro, e o material sólido, segue uma grande quantidade de rejeito para a barragem de rejeito área de deposição (SOUZA, 2011).

2.3.7 Adsorção

O processo de adsorção consiste na primeira etapa de recuperação dos metais com carvão ativado. O melhor carvão para utilização no processo é aquele obtido da casca de coco, pois tem uma maior resistência á abrasão e um alto poder de adsorção do minério. A quantidade de ouro e prata que pode ser carregada pelo carvão ativado é variável, pois depende das concentrações de ouro, prata e cianeto livre na solução, com também a relação ouro/prata, pH da solução, concentração de impurezas, fluxo de solução, tipo e granulometria do carvão utilizado (GRANATO, 1986).

A concentração de ouro que contem soluções cianetadas pode ocorrer uma variação dentro de uma faixa bastante extensa, fato que influencia em muito o processo de recuperação. Os principais processos utilizados na indústria atualmente são: adsorção do ouro em carvão ativado para tratamento de polpas obtidas na etapa de lixiviação, sem que ocorra a separação sólido/líquido e a precipitação com pó de zinco para que ocorra o tratamento de soluções clarificadas (TRINDADE & FILHO, 2002).

Os efeitos do pH, da temperatura e da concentração de cianeto livre são inversamente proporcionais á capacidade de carga. Portanto, o pH deve estar na ordem de até 7,5. A temperatura ambiente 38°C e a concentrações de cianeto devem estar baixas, na faixa de 200 ppm de cianeto. A granulometria do carvão deve conciliar dois fatores que se contrapõem sendo os mesmos: maior carregamento com granulometria menor e o aumento de perdas proveniente da geração de finos. A faixa granulométrica característica, que são utilizadas em diversas usinas de beneficiamento, é 6 – 16 *mesh* (GRANATO, 1986).

Conforme Trindade e Filho (2002), os principais fatores que afetam a adsorção de ouro em carvão ativado a partir de soluções cianetadas são: o tipo da matéria-prima carbonosa utilizada (mencionado anteriormente); granulometria.

A eficiência de mistura da polpa pode ser influenciada pela velocidade de agitação da polpa, pois tem uma grande influência sobre a adsorção. Na industrial recomenda-se empregar condições de agitação que mantenham a polpa em condições as mais homogêneas possíveis no processo e maximizem a taxa de transferência de massa ouro-cianeto até as partículas de

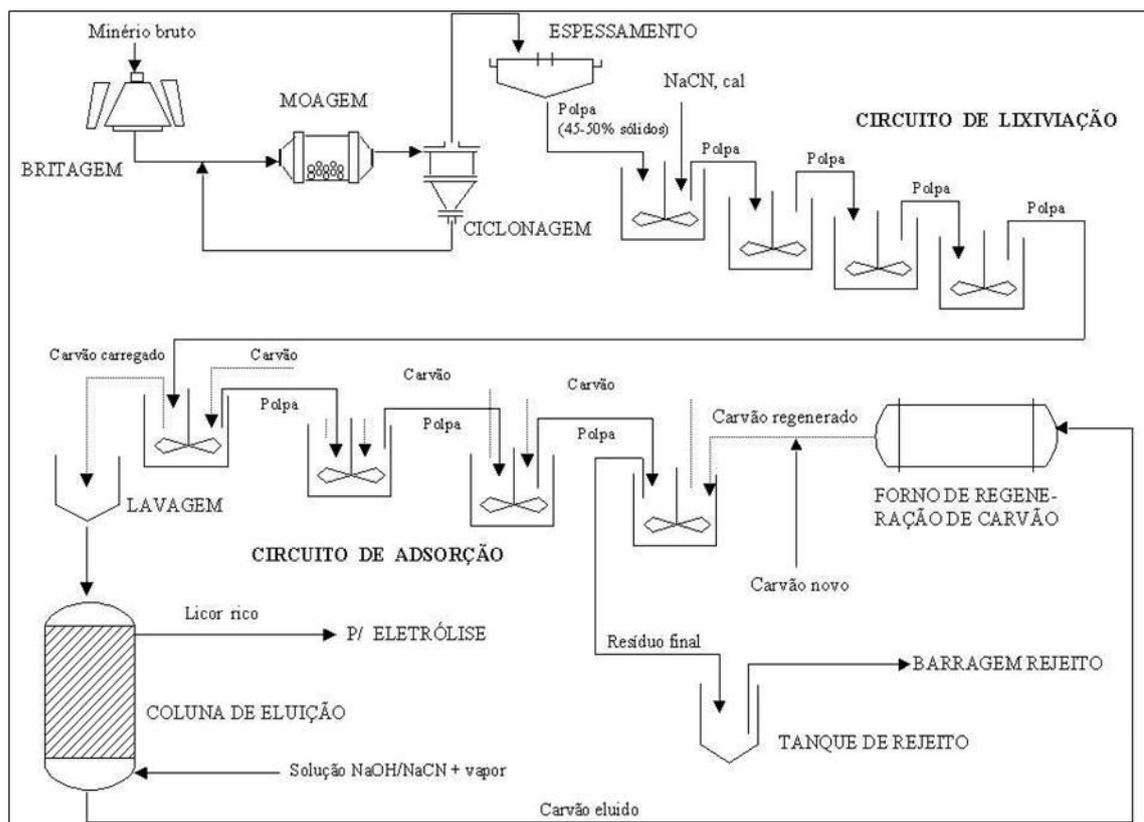
carvão, acima da taxa de adsorção na superfície do carvão (MARSDEN & HOUSE, 1993 *apud* TRINDADE & FILHO, 2002).

Conforme Granato, (1986), os processos de adsorção denominam-se carvão em polpa (CIP), e carvão em lixiviação (CIL) e carvão em colunas (CIC).

Trindade & Filho (2002), descrevem o processo de adsorção em carvão CIP,

A polpa proveniente do circuito de lixiviação flui por gravidade para um conjunto de tanques com agitação mecânica, no qual é contactada em contracorrente com carvão ativado. No estágio de adsorção o carvão com o maior carregamento entra em contato com a polpa mais rica em ouro, enquanto no último estágio o carvão menos carregado é misturado com a solução de menor concentração. Assim, a concentração de ouro na solução diminui gradualmente do primeiro ao último estágio de adsorção, enquanto o carregamento em ouro do carvão aumenta no sentido inverso. A polpa flui por gravidade de forma contínua, sendo que o transbordo de cada tanque possui uma peneira de forma a reter as partículas de carvão. A transferência de carvão é feita em bateladas - em períodos variando de 12 a 48 horas - por meio de um sistema de transporte pneumático ("air lifts") ou por bombas de rotor recuado, direcionando a polpa para a parte superior de peneiras, em geral com abertura de 0,8 mm (20 mesh). Tais peneiras retêm as partículas de carvão e permitem a passagem da polpa mais fina. Essa operação é de grande importância, pois o manuseio e transporte incorreto do carvão entre estágios, com conseqüente geração de finos, é a causa principal de perda de ouro em um circuito de adsorção.

Figura 08: Fluxograma Típico Simplificado de uma Usina CIP.



Fonte: Trindade e Filho, (2002).

Dahya e King, (1983) *apud* Trindade e Filho (2002),

Outro processo largamente empregado nos dias de hoje é o CIL ("*carbon-in-leach*"). Trata-se de uma modificação do processo CIP na qual as operações de lixiviação e adsorção ocorrem simultaneamente em um mesmo tanque. Como consequência, os ciano complexos de ouro e outros metais preciosos migram para a superfície do carvão ativado, onde são adsorvidos. Como resultado dessa migração, a transferência de massa nesse tipo de sistema é elevada, fazendo com que o equilíbrio da reação de cianetação seja continuamente deslocado na direção dos produtos, acelerando a cinética de lixiviação.

Segundo Granato (1986), a reciclagem do carvão e o procedimento consistem de três etapas: o carregamento ou adsorção dos metais de interesse no carvão ativado; eluição ou dessorção para uma solução concentrada; regeneração ou reativação do carvão, que retorna ao circuito de adsorção.

Figura 09: Tanques de Adsorção da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

2.3.8 Dessorção ou Eluição

Após o carvão ativado atingir a sua capacidade de carga de trabalho, o mesmo é transferido para a etapa de eluição. A eluição associada à eletrorrecuperação permite a implantação de processo de recuperação de ouro com carvão ativado em escala industrial. O processo consiste em inverter o carvão ao processo de adsorção, pois faz a extração dos metais de interesse do carvão e através de solução que é submetida à eletrólise. Em função da necessidade de reverter o processo de adsorção, as condições de operação devem ser como

temperaturas elevadas, pH e concentrações de cianeto altas favorecem a dessorção (GRANATO, 1986).

O carvão retirado no estágio de adsorção é lavado e alimenta a coluna de dessorção. A solução resultante da dessorção é encaminhada para a etapa de produção do metal através de eletrólise ou cementação com zinco (TRINDADE & FILHO, 2002).

Conforme Granato (1986), o método de dessorção inicialmente encontrado para extrair o ouro e prata do carvão ativado foi desenvolvido por Zadra, utilizando pressão atmosférica.

De acordo com Trindade e Filho, (2002),

No processo Zadra atmosférico a eluição é realizada através do fluxo ascendente de uma solução 0,1-0,2% NaCN/1% NaOH aquecida a 85-95°C em uma coluna de aço carbono. O processo ocorre à pressão atmosférica e o ciclo de eluição dura de 24 a 72 horas, dependendo do carregamento do carvão. A solução resultante - o eluato - alimenta a etapa de recuperação do ouro; no caso de eletrorecuperação, a coluna de eluição funciona em circuito fechado com a célula de eletrólise, ou seja, a solução esgotada da eletrólise, após reaquecimento, retorna para a coluna de eluição. Esse método de eluição apresenta como vantagens baixo investimento e custo operacional, porém o longo ciclo de eluição é um inconveniente para grandes usinas. Por esses motivos, é uma alternativa indicada para pequenas operações.

Figura 10: Eluição da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

2.3.9 Regeneração do Carvão

A regeneração deve ser feita ao termino da eluição para restaurar as propriedades adsorptivas do carvão ativado. Esta reativação torna-se necessária devido ao fato que impurezas, como matéria orgânica, silicatos ou carbonatos, que se acumula nos poros do carvão e não são removidos durante a dessorção, então diminui capacidade de adsorção. O processo de reativação térmica consiste na calcinação do carvão úmido em atmosfera isenta de ar, a 650-750 °C. O processo de regeneração dura em média de 30 minutos. O equipamento utilizado no processo regeneração do carvão é um forno horizontal rotativo possui um aquecimento externo por meio de resistências elétricas ou a gás. Após o processo de reativação, o carvão deve ser resfriado em água, deve ocorrer o peneirado do carvão em uma malha de 0,8 mm (20 *mesh*) para retirada de finos, deve acondicionar em água antes de ser novamente usado na dessorção (Trindade e Filho, 2002).

Figura 11: Regenerador de Carvão da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

2.3.10 Detox

Segundo Granato (1986), após o pré-tratamento de lixiviação pressão o filtrado segue para cianetação, necessitando, em geral, de uma etapa de neutralização do ácido adsorvido no material.

De acordo com Granato (1986), no tratamento dos efluentes/para neutralização do cianeto contido na polpa podem ser utilizadas técnicas diversas como: a degradação natural (volatização, bi degradação, oxidação), processos eletrolíticos, que são regenerativos para o

cianeto contido e oxidação química (cloração alcalina, ozonização, oxidação com peróxido de hidrogênio, hipocloritos, dióxido de enxofre).

Granato (1986) ressalta que, a maioria das usinas utiliza a degradação natural como forma de tratamento. São utilizadas bombas para jogar a solução a alguns metros de altura, dentro da barragem, de forma a otimizar o contato com o ar, que acelera a degradação do cianeto.

O rejeito do beneficiamento da empresa RML será neutralizado em 04 tanques (TQ), TQ12 a TQ15, onde serão adicionados sulfato de cobre e metabisulfito de sódio. O rejeito neutralizado será bombeado para a bacia de rejeitos, de onde a água será recirculada (PLANO DE APROVEITAMENTO ECONÔMICO/PROCESSO DNPM nº 810.354/76).

Segundo Granato (1986), o valor limite de tolerância no ar é de 05 ppb em concentração de CN. Nos efluentes líquidos a concentração para descarte deve estar abaixo de 0,5 ppm.

Figura 12: Tanques de Neutralização da Unidade de Beneficiamento da RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

2.4 Barragem de Rejeito

Após o minério ser submetido ao beneficiamento à geração de rejeitos que são produzidos na forma de polpa, cujo meio de transporte mais viável e econômico é por via hidráulica (ESPÓSITO, 2000 *apud* AMORIM 2007).

De uma forma geral, os rejeitos exibem características mineralógicas, físico-químicos e geotécnicas bastantes variáveis, tanto em função do tipo de minério explorado quanto ao processo de beneficiamento. Essas constantes geram dificuldades na obtenção de parâmetros físicos, interferindo diretamente no controle do material, estabilidade e segurança dos sistemas de disposição de rejeitos (BATES, 2003 *apud* FERNANDES & SANTOS, 2008).

A disposição dos rejeitos tem tornado um grande problema ambiental nas atividades mineradoras em função da exploração crescente de suas jazidas de baixos teores, e como consequência o aumento do volume de rejeitos gerados. Fora o impacto visual na paisagem com a destinação dos resíduos gerados pela mineração, o principal impacto é a poluição das águas (ARAUJO, 2008 *apud* FERNANDES & SANTOS, 2008).

O alteamento das barragens pode assumir muitas configurações, sendo que cada uma com suas próprias características, requisitos, vantagens e riscos. Utilizando o rejeito como o material usado nos alteamentos das barragens, podem ser considerados três métodos construtivos de barragem de contenção de rejeito: Método da Montante, Método da Jusante e Método da Linha do Centro (AMORIM, 2007).

O gerenciamento de rejeito após o processo de lixiviação constitui um desafio, principalmente em termos de gerenciamento em longo prazo, devido aos grandes volumes produzidos e por serem constituídos, e também devido à fina granulometria do material, o acesso e a dispersão no ambiente dos constituintes danosos do “*tailing*” através do arraste eólico, deve ser restringido (SOUZA, 2011).

Figura 13: Barragem de Rejeito da Unidade RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

2.5 Teste em Laboratório

Estudos em escala de laboratório e piloto determinarão à viabilidade da utilização da técnica, onde definiu-se as condições operacionais. O ciclo de lixiviação é da ordem de 4 a 6 dias, a solução produzida possui um teor em ouro equivalente a mais ou menos de 3 vezes o do minério (GRANATO, 1986).

Segundo Plano de Aproveitamento Econômico (PAE/ Processo DNPM nº 810.354/76), o laboratório local da Reinarda Mineração Ltda (RML), foi projetado para usar digestão ácida e análise de absorção atômica (AA) e assim evitar o uso de materiais mais tóxicos para analisar o ouro, como no caso de análise por *fire assay*. O laboratório também executará ensaios para cianeto dissociável por ácido fraco ou níveis de cianeto residual em rejeitos usando o sistema *Lachlat* que é muito preciso. A rota de análise geoquímica do ouro envolve as seguintes fases:

- 01- Secagem inicial das amostras;
- 02 - Britagem, quando necessária;
- 03 - Moagem fina usando moinhos de anel ou de disco;
- 04 - Quarteamento da amostra;
- 05 - Pesagem de amostras para digestão, alíquotas de 30 ou 50 gramas;
- 06 - Digestão ácida usando HNO₃ + HCL (água régia);
- 07 - Adição de DIBK (2,6 Dimethyl, 4 Heptanone, Tech);
- 08- Análise por absorção atômica.

As fases 01 a 06 dos procedimentos em laboratório envolverão emissões atmosféricas, com a geração de poeira fugitiva durante as fases de preparação de amostras. A poeira é retirada por exaustores de extração de pó, o ar contaminado é filtrado e a poeira armazenada em um recipiente especial para ser descartada junto com o bota-fora de material estéril. Já na fase 07, o DIBK será acrescentado às amostras após a digestão completada e esfriamento das amostras. Os líquidos resultantes deste processo, após neutralizados, serão esvaziados em um tanque de concreto impermeabilizado aberto para permitir evaporação do DIBK (2,6 Dimethyl, 4 Heptanone, Tech).

Os ensaios de lixiviação são utilizados para determinar ou avaliar a estabilidade química dos resíduos em teste, quando estão em contato com soluções aquosas, permite a verificação do grau de imobilização de contaminantes. Possuem disponíveis diversos ensaios

de lixiviação, mas não são capazes de reproduzir, isoladamente, as condições variáveis que são observadas na natureza (ROCCA, 1993 *apud* CAUDURO, 2002).

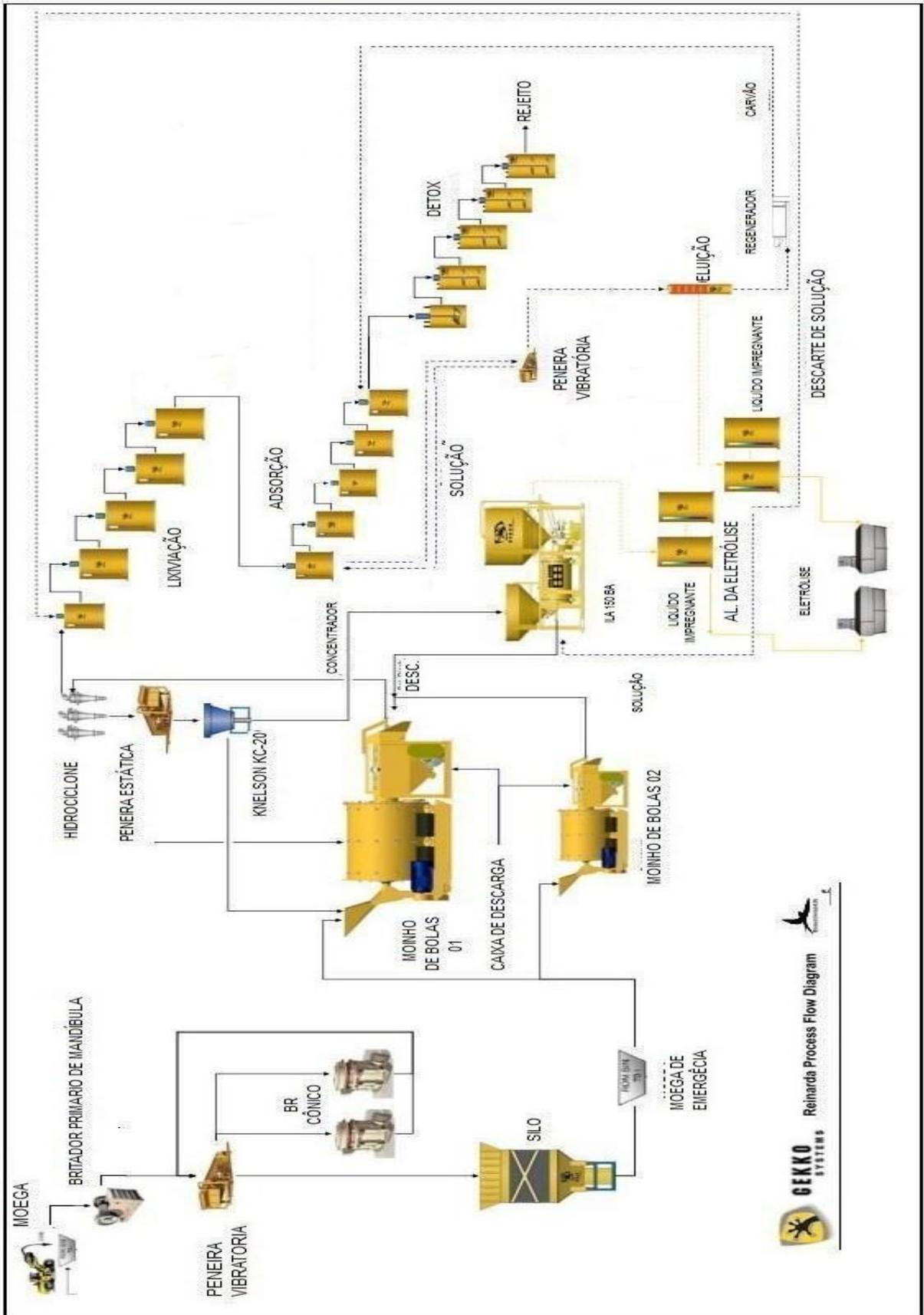
De acordo com o Plano de Aproveitamento Econômico (PAE/Processo DNPM nº 810.354/76), algumas análises serão feitas através do uso de cianeto com teste de lixiviação, o qual será neutralizado ao término do procedimento. A análise de cianeto dissociável por ácido fraco, será executada usando um processo de destilação, o qual produzirá uma amostra para ser lida no espectrômetro em um sistema fechado. As amostras analisadas serão dispostas no circuito da planta de beneficiamento.

Os ensaios de lixiviação são utilizados tanto para fins científicos, quando para determinar o comportamento de uma substância em face de fenômenos físico-químicos que ocorre no processo de percolação, como também para caracterizar a periculosidade de um resíduo, buscando o controle de resíduos sólidos perigosos. Os testes de lixiviação são empregados na classificação de resíduos sólidos desde que não estejam perfeitamente caracterizados como resíduos perigosos, segundo as normas adotadas para que ocorra o processo (ARROIO, 1984 *apud* CAUDURO, 2002).

É necessário aquecer as amostras em ácido nítrico e ácido clorídrico durante uma hora. A digestão das amostras é executada em uma capela, equipamento que permite o isolamento dos gases emanados da digestão do restante da área do laboratório, concomitantemente com sua exaustão. Os gases são descarregados por um tubo no topo da capela, que permite a dispersão no ar do vapor d'água ligeiramente ácido. A fase 08 de analisar as amostras com a máquina de absorção atômica envolve o uso de uma chama de acetileno/ar a qual vaporizará volumes minúsculos da solução DIBK + ouro. O método de absorção atômica é o método de análise que usado para determinar quantitativamente e qualitativamente a presença de metais e sua quantidade em uma solução (PLANO DE APROVEITAMENTO ECONÔMICO/PROCESSO DNPM nº 810.354/76).

Segue abaixo fluxograma da rota de beneficiamento de ouro da empresa Reinarda Mineração Ltda (Figura 14).

Figura 14: Fluxograma da Planta de Beneficiamento da Unidade RML.



Fonte: RML, 2014.

3 MATERIAIS E MÉTODOS

A pesquisa apresentada é aplicada ao estudo da análise da recuperação do minério de ouro da barragem de rejeito, utilizando o método de lixiviação. A proposta desta pesquisa é realizar análises de amostras de campo no laboratório da própria empresa, seguindo o padrão operacional básico. Desse modo, os resultados poderão ser totalmente integrados e avaliados em relação à configuração da planta de beneficiamento.

A natureza da pesquisa terá duas abordagens: a quantitativa, trabalhando de modo objetivo com estatística e elementos numéricos, e a qualitativa, dando ênfase à interpretação e descrição das análises de conteúdos obtidos em laboratório. Com testes realizados obteremos resultados qualitativos relacionados à descrição dos circuitos de beneficiamento do minério de ouro assim como os testes realizados em pequenas escalas em laboratório. Os resultados quantitativos serão baseados em valores de teores, quantidade de reagentes, percentagem de sólidos, eficiência da lixiviação, recuperação final, etc.

3.1 Procedimentos

A fase inicial do projeto foi voltada para o levantamento bibliográfico dos temas relacionados em internet, livros, artigos e em fontes bibliográficas. A fase posterior foi realizada em campo com visitas a planta de beneficiamento. As informações coletadas na planta de beneficiamento incluem dados de controle de qualidade no processo de lixiviação, qualidade da recuperação, teor de ouro, densidade da polpa, concentração cianeto livre, concentração cianeto total, quantidade de reagentes ideal e neutralização do cianeto.

Para a coleta de amostras, os pontos foram definidos em levantamento topográfico na barragem de rejeito. Foram escolhidos 6 pontos aleatórios cada qual com um 1,0 metro de profundidade. Após a coleta, as amostras foram levadas para o Laboratório Químico para realizar a secagem inicial, depois seguiram para o Laboratório Físico para quarteamento e separação granulométrica.

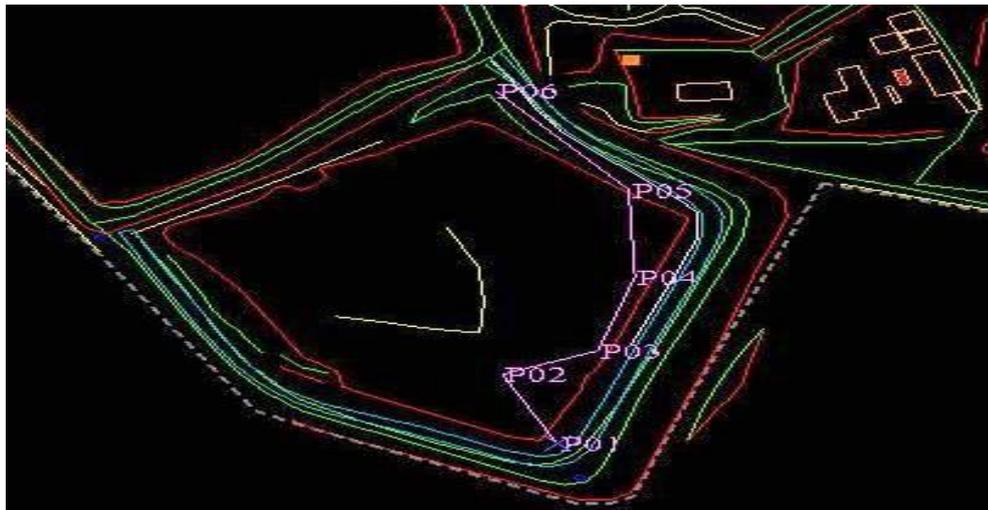
Após essa etapa, as amostras retornam ao Laboratório Químico para o teste granuloquímica inicial e os testes de lixiviação com carvão virgem. O teste granuloquímica consiste em 6 passos: quarteamento, peneiramento, pesagem, abertura da amostra, extração e absorção atômica. O teste de lixiviação consiste em 10 passos: quarteamento, pesagem, lixiviação, filtragem, secagem, pesagem, calcinação, abertura da amostra, extração e absorção atômica.

Na etapa após a filtragem, será separada a parte líquida da amostra, que seguirá para a análise de cianeto livre baseada na titulação com nitrato de prata (AgNO_3) e RHODAMINE. Essa amostra da parte líquida será analisada por absorção atômica. A parte sólida será analisada em outro processo. Nesse caso, o volume ideal para análise da parte sólida da amostra é de 30 gramas. Essa amostra seguirá para a Sala de Ataque Químico para o processo de abertura da amostra (utilizando Água Régia = ácido nítrico (HNO_3) 20 ml + ácido clorídrico (HCL) 50 ml completando com H_2O até 250 ml). Na sequência, a amostra será misturada com H_2O + Maquinfloc + DIBK na proporção 100 ml / 10 ml / 5 ml. Após essa etapa a amostra estará devidamente preparada para seguir para a Sala de Absorção Atômica para a obtenção dos resultados do teor de Au (gramas/tonelada).

A análise das amostras por absorção atômica determina qualitativamente e quantitativamente a presença de metais. Já as análises com os reagentes de nitrato de prata e RHODAMINE foram utilizadas para testes de concentração de cianeto livre e total (ppm). Os testes de densidade utilizaram o picnômetro contendo somente parte sólida da amostra e H_2O destilada. Para neutralização foram utilizados metabissufito de sódio e sulfato de cobre.

Para maior confiabilidade da técnica utilizada, as análises seguiram o padrão operacional do laboratório da empresa RML (POP N. 212\2010 – Reinarda Mineração Ltda). Os resultados das análises das amostras da barragem de rejeito e planta de beneficiamento foram verificados para análise do processo de recuperação do minério. Os resultados das análises do minério de rejeito na lixiviação e sua recuperação serão comparados com os resultados das análises das polpas feitas no processo de adsorção (não neutralizado) e detox (neutralizado).

Figura 15: Pontos de Amostragem na Barragem de Rejeito na Unidade RML.



Fonte: RML, 2014.

4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 Processos da Planta de Beneficiamento

Para atender o objetivo geral do trabalho de análise do processo de recuperação de minério de rejeito da mineradora RML através do método de lixiviação em tanques, foi necessário obter informações com gestores da área e testes em escala laboratorial pra analisar as características desse material.

O processamento do minério na britagem é realizada através de um britador de mandíbula composto de uma mandíbula fixa e uma móvel que esta ligada ao excêntrico e concêntrico que fornece o movimento com abertura de 90 mm com uma produção de aproximadamente 54 t/h. Esse material cai na correia transportadora 02 (CT 02) segue e cai na correia CT 03 seguindo para peneira vibratório de 02 *decks* (malha 35x35 e 15x25). O *undersize* segue para silo pela CT 05 e o *oversize* volta para processo pela CT 04 para britagem secundária, o material da CT 04 cai no chute que faz a distribuição para os 02 britadores. Os britadores cônicos (BR) apresentam longas superfícies paralelas para poder garantir um tempo longo de retenção das partículas na região de contato com equipamento. A abertura é de 20 mm do BR 02 e de 15 mm no BR 03, compondo um circuito fechado que cai na CT02.

A moagem é composta por dois moinhos cilíndricos de bolas. A alimentação é feita por *sboot feed* com aproximadamente 34 t/h. O arranjo é de circuito fechado e a úmido que trabalha com um regime de operação em cascata com uma percentagem de sólido de aproximadamente 75 %. A descarga do material ocorre através do *tromel* e por transbordo, caindo em uma caixa que alimenta a bomba 6/4” que manda aproximadamente 120 m³/h de polpa para hidrociclone, com carga circulante de aproximadamente 40 %.

Após a moagem, a polpa é mandada para concentração gravítica. Esse processo emprega água ou ar como meio de separação de materiais de diferentes densidades. O material vindo da moagem cai em um distribuidor que faz uma pressão constante de aproximadamente 2 kg, com uma percentagem de sólido de 75%. A polpa é enviada para o hidrociclone 01 e 03, e o material do *overflow* segue para uma caixa armazenadora, que faz a reciclonagem para hidrociclone 02. O *overflow* do mesmo é mandado para uma peneira estática onde o *undersize* segue para lixiviação e o *oversize* retorna para moagem. Já o *underflow* dos hidrociclone 01, 02 e 03 é mandado para uma peneira estática, onde o *oversize* retorna para moagem e o *undersize* segue para equipamento Knelson concentrador centrífugo.

O processo de separação do material pelo equipamento de concentração centrífuga tipo Knelson ocorre quando a polpa entra no equipamento fazendo uma força centrífuga que enclausura as partículas mais pesadas em anéis que ficam em sequência no corpo do equipamento e os mais leves deslocam para fora dos anéis, saindo pela parte superior do equipamento que desloca pra moagem, após 30 minutos o equipamento para e faz a lavagem das partículas retidas dos anéis que segue para uma lixiviação fechada em ácacia.

A lixiviação é responsável por transformar as partículas sólidas de ouro em líquido através de uma reação com cianeto, à polpa entra no processo com uma vazão de 72 m³/h com uma granulometria e percentagem de sólido de 0,074 mm e 48 %. A lixiviação é composta por um tanque de 170 m³ e quatro de 226 m³ a quantidade de polpa processada é 791,664 t/dia com tempo de residência de 16 horas, a quantidade de cianeto ideal no processo é 400 ppm/t, quantidade de cal utilizada depende do pH é só será utilizado caso esteja com o pH < 10,5. A temperatura nos tanques varia entre 38° C a 42°C.

O processo de adsorção CIL consiste na primeira etapa de recuperação do ouro com carvão vagem. O carvão utilizado no processo de coqueiro Asiático (PICA 60 LD 6209 ÚNICA), devido à quantidade de ouro carregada pelo carvão ser variável trabalha-se com uma granulometria de polpa e carvão de 0,074mm e 2,00 mm, a concentração de cianeto é de 200 ppm/t, pH da polpa deve ser > 9 e uma concentração de ouro de 3 g/t para ter uma recuperação viável no processo. Na adsorção ocorre a separação do carvão com polpa no primeiro tanque para que ocorra o tratamento da polpa que através da gravidade flui para conjunto de tanques com peneiras com agitação mecânica, que contatada em contracorrente com carvão regenerado que adicionado no tanque 05 do processo. Assim a concentração de Au na polpa diminui gradativamente do primeiro ao ultimo tanque de adsorção, sendo que o carregamento aumenta no sentido inverso. O tempo de residência é de 14 horas.

Após o carvão ativado atingir a sua capacidade de carga na adsorção é transferido para coluna de dessorção. O processo consiste na extração do ouro do carvão através de solução de eletrólise, a temperatura de 110°C, a quantidade cianeto utilizada por eluição e de 1.900 l com concentrações a 2% e 1.125 l de soda caustica a uma concentração de 1% e 2.925 l de H₂O.

A regeneração do carvão é feita ao termino da fase de eluição. Essa etapa serve para restaurar as propriedades de adsorção do carvão em um forno horizontal com aquecimento externo alimentado por gás. As impurezas que não são removidos durante a fase de eluição aumentam a capacidade de adsorção para um novo processo. Após a reativação, o carvão cai em um balão com H₂O para resfriamento e abrir os poros do carvão. Quanto necessário ocorre transferência do carvão que se encontra no balão para o ultimo tanque de adsorção.

No tratamento da polpa que sai da adsorção para detox o procedimento operacional envolve a neutralização do cianeto contido na polpa. São utilizados 0,096 m³/h de sulfato de cobre com uma concentração de 98,5 g/l e 0,144 m³/h de metabissulfito de sódio com uma concentração de 131,3 g/l para uma vazão de 72 m³/h de polpa. O tempo de residência para neutralização do cianeto é de 6 horas em 03 tanques de 116m³, antes de ser bombeada para barragem de rejeito.

Para viabilização do processo de lixiviação em tanques a recuperação do minério de ouro deve está entre 94% a 96 %. Diante desta percentagem constata-se que o minério da barragem de rejeito chega ter aproximadamente 0,5 g/t de ouro em um volume de 378.303 m³. Por esta razão foi realizado um estudo de análise de recuperação do minério para o reprocessamento da polpa. Serão realizados testes de lixiviação, granuloquímica, densidade da polpa, concentração de cianeto livre e total para saber se é viável ou não o beneficiamento do minério da barragem de rejeito.

4.2 Processos para Teste e Análise de Recuperação

Para realização de estudo de análise de recuperação foi realizado amostragem na barragem de rejeito da mineradora RML. Foram coletadas, secadas, quarteadas e pesadas 06 amostras sólidas de 01 metro de profundidade cada, distribuído de forma aleatória e 02 amostras líquidas de H₂O coletadas em recipiente apropriado para análise. Cada teste utilizou uma quantidade “X” de amostra sólida e líquida.

Para melhor entendimento dos testes realizados em laboratório no estudo de análise de recuperação do minério de rejeito, segue abaixo um fluxograma (Figura 16).

4.3 Teste de Cianeto Livre

No teste de cianeto livre contido na amostra vinda da barragem de rejeito, deve seguir o seguinte procedimento:

- ✓ 1- Pesa-se 100g da amostra, colocado-a em um erlenmeyer de 250 ml.
- ✓ 2- Adiciona 200 ml de água destilada e aguarda-se a decantação das partículas de polpa.
- ✓ 3- Retira 100 ml da água e adiciona 06 gotas do indicador Rhodamine a 97% (preparo: 0,40g de Rhodamine para 1000 ml de acetona P.A a 99,5 %).
- ✓ 4- Realiza a titulação com nitrato de prata a 99% (preparo 1,735 g para 1000 ml H₂O destilada).

Para contra prova da quantidade real de cianeto livre contido na amostra foi realizado o mesmo procedimento com uma amostra branca (Amostra sem Cianeto).

$$\text{Calculo de Cianeto Livre: } \frac{\text{Consumo de AgNO}_3 \times 1000}{\text{Volume da Amostra}}$$

Figura 17: Análise de Concentração Cianeto livre.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

4.4 Teste de Cianeto Total

A necessidade de em realizar a análise de cianeto total e para constatar se as amostras coletadas na barragem de rejeito para teste de recuperação em laboratório químico, possui alguma concentração de cianeto (ppm).

A sequência de análise das amostras é a seguinte:

- ✓ 1- Coleta 02 amostras de H₂O da barragem de rejeito e 01 Prova branca (H₂O sem cianeto).
- ✓ 2- Medir o volume de 250 ml da amostra.
- ✓ 3- Transferindo a amostra para um balão de destilação que utiliza o funil de adição,
- ✓ 4- Medir 80 ml de solução de NaOH a 1 mol/L e transferir para o frasco lavador de gases (utilizar a proveta);
- ✓ 5 - Adicionar 0,02 g de nitrato de cádmio (utilizar a proveta);
- ✓ 6 - Abrir a entrada de água para resfriamento do condensador de bolas. Abrir o vácuo. Ligar a torneira lentamente de forma que borbulhe uma bolha por segundo;
- ✓ 7 - Adicionar uma espátula pequena de nitrato de cádmio na amostra a ser destilada;
- ✓ 8- Adicionar 25 ml de solução de cloridrato de hidroxilamina em HCL. Diluir 100g de hidroxilamina em 400 ml de água e adicionar 500 ml de HCL (PA 37%) \pm 50 % de concentração;
- ✓ 9- Ligar a manta aquecedora.
- ✓ 10- Destilar a amostra por 45 minutos.
- ✓ 11- Deligar a manta deixando o vácuo ligado por mais 15 minutos. Desligar o vácuo.
- ✓ 12- Desconectar o tubo de conexão do condensador de bolas.
- ✓ 13- Lavar o tubo e a mangueira para dentro do frasco de gases contendo hidróxido de sódio;
- ✓ 14 – Filtra a solução antes de transferir a solução do frasco lavador de gases. Antes de transferir para o balão;
- ✓ 15 - Transferir a amostra filtrada para o balão de 250 ml;
- ✓ 16- Avolumar o balão com água destilada e homogeneizar;
- ✓ 17- Transferir de 5 a 10 ml da amostra para erlenmeyer;

- ✓ 18- Adicionar 1 ml de hidróxido de sódio a 1 mol/l;
- ✓ 19- Adicionar 4 gotas de indicador Rhodamine;
- ✓ 20- Titular com solução de nitrato de prata;
- ✓ 21- Titular uma prova em branco;
- ✓ 22- Calcular a concentração de ON_Total.

$$\text{CN (mg/l)} = \frac{\text{Vol. G. Nitrato} - \text{Prova branco} * \text{normalidade} * \text{fator de AgNO}_3 * \text{média CN} * 106}{\text{Volume pipetado da amostra}}$$

O resultado obtido na análise da água da barragem de rejeito para teste de cianeto livre e total, indica que o cianeto total contido na amostra é igual à zero. Sendo assim, a polpa está dentro dos padrões exigidos para o teste de lixiviação.

Figura 18: Teste de Concentração de Cianeto total.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

4.5 Teste de Granuloquímica

Para realizar o teste de granuloquímica:

- ✓ 1- Pesa-se 1000 g de amostra após secar por 17 horas;
- ✓ 2- Levar a amostra para peneira vibratória (malha das peneiras 60#, 65#, 80#, 100#, 150#, 200#, 325#, 400#, <400#) deixando a mesma por 20 minutos;

- ✓ 3- Após peneirar a amostra pesar as amostras por faixas em bandejas e de cada amostra pesar 30 g e realizar;
- ✓ 4- Realiza a abertura da amostra;
- ✓ 5- Extração;
- ✓ 6- Análise de absorção atômica.

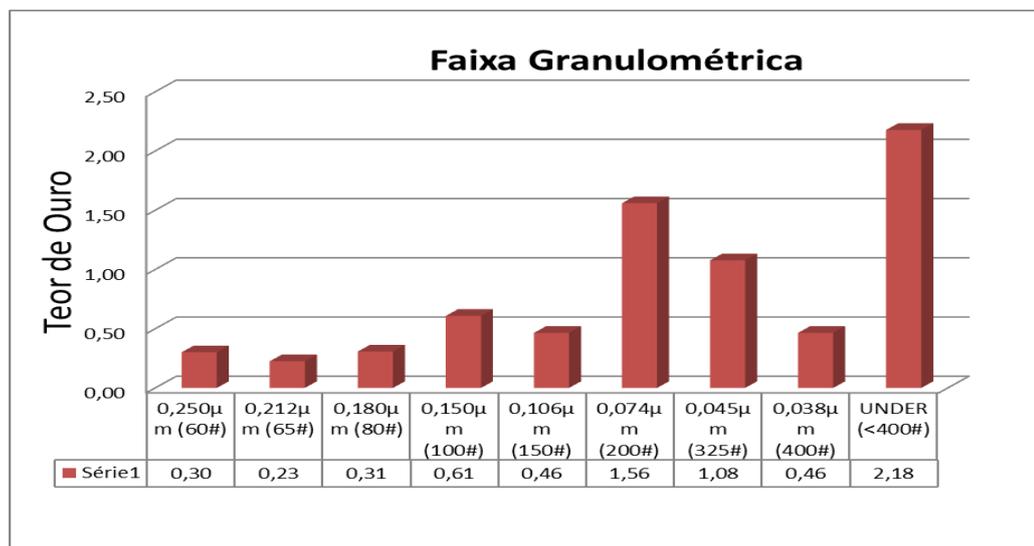
Figura 19: Separação Granulométrica da Amostra.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

Segue abaixo tabela das amostras da barragem de rejeito do teste de granuloquímica, com o objetivo de saber a quantidade de ouro em cada faixa granulométrica e se a granulometria das amostras estão de acordo com estabelecida para reprocessar na planta de beneficiamento.

Figura 20: Quantidade de Ouro por Faixa Granulométrica.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

Diante dos resultados das análises granulométricas foi constatado que a granulometria e o teor por grama/tonelada que predomina na barragem é o *undersize* < 400 # (0,038 mm) com teor médio de 2,18g/t. O outro resultado indicou *undersize* de 200# (0,074 mm) com 1,56 g/t. Portanto, a granulometria de 0,074 mm está dentro dos padrões estabelecidos para reprocessamento da polpa e a lixiviação em tanques.

4.6 Teste de Densidade

Para os testes de densidade das amostras, o intuito é a comparação com o minério que chega a planta. Seguindo o seguinte procedimento.

- ✓ 1- Coleta da amostra
- ✓ 2- Seca-se a amostra até o peso constante em estufa a 105° - 110°C e esfria-se no dessecador;
- ✓ 3- Quarteamentar 1000 g de uma porção representativa;
- ✓ 4- Pesa-se 100 g de amostra;
- ✓ 5- Pesa-se o Picnômetro vazio, seco e limpo (P1);
- ✓ 6- Coloca-se a amostra obtida em 03 picnômetro e pesa-se (P2);
- ✓ 7- Coloca-se a seguir água destilada no picnômetro até cobrir com excesso a amostra;
- ✓ 8- Aquece-se o picnômetro, deixando ferver o que nele está contido pelo menos 15 minutos, para expulsar todo o ar existente entre as partículas da amostra, agitando-se para evitar superaquecimento;
- ✓ 9- Deixa-se a seguir o picnômetro e conteúdo esfriar a temperatura ambiente;
- ✓ 10- Completa-se o volume do picnômetro com água destilada, enxugue-o externamente com um pano limpo e seco;
- ✓ 11- Pega-se a seguir o picnômetro e conteúdo pesando (P3);
- ✓ 12- Retira-se todo o material de dentro do picnômetro, enche-se totalmente com água destilada. Enxuga-se externamente o picnômetro com um pano limpo e seco, pesando-se a seguir (P4);
- ✓ 13- Calculo.

$$D = \frac{(P2 - P1)}{(P4 - P1) - (P3 - P2)}$$

Em que:

D: Densidade

P1: Peso do picnômetro, vazio e seco em g.

P2: Peso do picnômetro mais amostra, em g.

P3: Peso do picnômetro mais amostra, mais água em g.

P4: Peso do picnômetro mais água, em g.

Após cálculos realizados em cada amostra foram constatados uma media de densidades que igual a 2,5, ou seja, dentro dos padrões de processo da planta de beneficiamento.

Figura 21: Amostra da Barragem no Picnômetro para Teste de Densidade.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

4.7 Teste de Lixiviação

Para realizar o teste de lixiviação:

- ✓ 1- Coletar a amostra;
- ✓ 2- Pesar 1.000 g da amostra seca;
- ✓ 3- Coletar 1.000 ml de água destilada em uma proveta;
- ✓ 4- Adicionar a amostra e água em um coletor;
- ✓ 5- Colocar o coletor no agitador e no ar comprimido
- ✓ 6- Medir o pH da amostra;
- ✓ 7- Adicionar cal hidratada até controlar o pH entre 10,4 a 11.
- ✓ 8- Adicionar 0,500 g de cianeto;

- ✓ 9- Após 24:00 horas ou 39:00 horas adicionar 15g de carvão vige;
- ✓ 10- Após 48:00 horas de teste retirar o coletor do agitador e ar comprimido, para análise na polpa;
- ✓ 11- Medir o pH da amostra.
- ✓ 12- Peneira o carvão, filtrar amostra a ar comprimido separado à amostra sólido e líquido para análise de absorção atômica e cianeto livre.
- ✓ Observação: A rotação do agitador 500 RPM em laboratório. Rotação da Planta de beneficiamento 34 RPM.

A amostra líquida da lixiviação em laboratório passará pela análise de cianeto livre, tendo com objetivo saber a quantidade de cianeto livre existente no final do processo.

Em um erlenmeyer de 250 ml adiciona 100 ml de amostra e 6 gotas do indicador rhodamine, realizando a titulação com nitrato de prata. Já na análise da solução em absorção atômica, transferir a 10 ml da solução para o tubo de ensaio, adicionar DIBK 10 ml, agitar por 1 minuto, aguardar a separação de fases e encaminhar para leitura no espectrômetro.

Para análise da amostra sólida de lixiviação em laboratório deve:

- ✓ 1- Após a secagem da polpa na estufa a 120°C;
- ✓ 2- Desagrega e pesa 30g da amostra;
- ✓ 3- Adiciona a amostra em um erlenmeyer de 250 ml;
- ✓ 4- Realiza a abertura da amostra adicionado água regia (20 ml de HNO₃ e 50 ml de HCL);
- ✓ 5- Leva para a chapa aquecedora por 1 hora a 120°C;
- ✓ 6- Retira a amostra da chapa e aguarda esfriar;
- ✓ 7- Adiciona 10 ml de flocculante (Magnofloc) e aferir a 200 ml com água. Esperar que decante o sólido e clarifique a solução.
- ✓ 8- Transferir 30 ml da solução para o tubo de ensaio e adicionar 5 ml de DIBK (Diosobutil cetona P.A a 80%), agita e aguardar separação de fases e efetuar a leitura no Espectrômetro.

Já para realizar a análise do carvão:

- ✓ 1- Deve pesar em um cadinho de porcelana aproximadamente 2 g do carvão seco

- levando para mufla a uma temperatura de 800°C, por 4 horas;
- ✓ 2- Após a queima é realizado a dissolução com água régia, leva para chapa aquecedora por 40 minutos;
 - ✓ 3- Retirar a amostra da chapa e esperar esfriar;
 - ✓ 4- Transfere para balões volumétricos 1000 ml, aferindo o volume com água;
 - ✓ 5- Transfere o volume pipetado de 5 ml para o tubo de ensaio e extrair com DIBK 10 ml, aguardar a separação das fases e efetua a leitura na absorção Atômica.

Segue abaixo o resultado da recuperação e consumo de cianeto do teste de lixiviação:

Figura 22: Lixiviação da Amostra da Barragem de Rejeito.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

Figura 23: Lixiviação da Amostra do Detox e Adsorção.



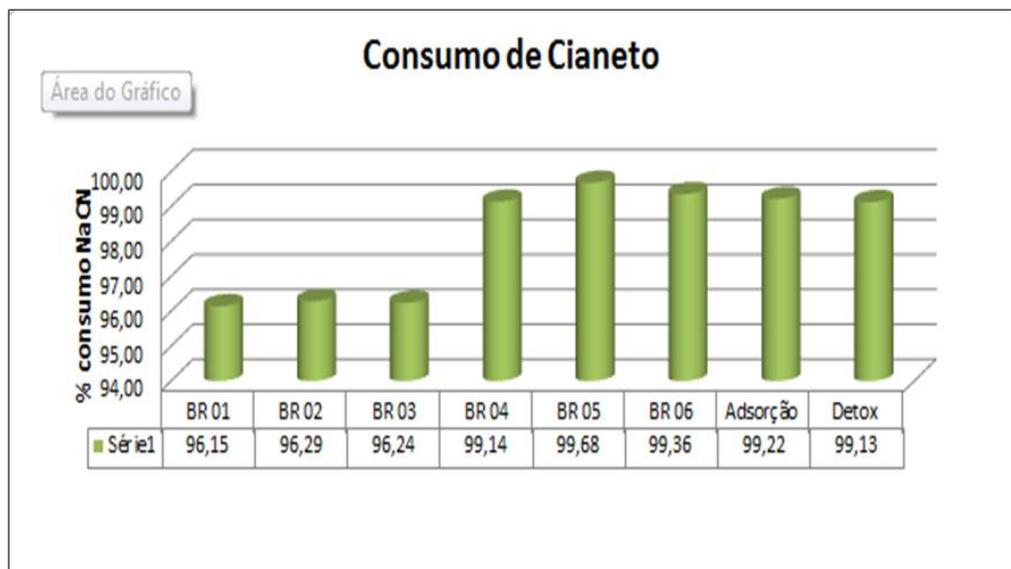
Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

Figura 24: Resultado da Análise do Processo de Recuperação dos Testes de Lixiviação.



Fonte: Laboratório RML (2014).

Figura 25: Consumo de Cianeto Utilizado em cada Teste de Lixiviação.



Fonte: Laboratório RML (2014).

Observando os gráficos de recuperação e o consumo de cianeto nota-se uma recuperação abaixo da estabelecida pela planta para processamento de minério ser viável, indicando também um consumo alto de cianeto fora do padrão.

4.7.1 Teste de Neutralização

Para neutralizar a polpa do teste de lixiviação realizado em laboratório:

- ✓ 1- Filtra a amostra após o teste de lixiviação;
- ✓ 2- Adiciona 0,2 g de metabissulfito de sódio e 0,1 g de sulfato de cobre na amostra líquida.
- ✓ 3- Com concentração ≤ 116 ppm de cianeto na amostra, espera aproximadamente 5 minutos para neutralização;
- ✓ 4- Realizar a contra prova de neutralização, através do teste de cianeto livre descrito acima.

Esse teste indica que a quantidade de reagente utilizada nos teste é equivalente ao da planta de beneficiamento.

Figura 26: Processo de Neutralização do Cianeto Mostrando em Primeiro Plano o Material Analisado no Laboratório da Unidade RML.



Fonte: Arquivo Pessoal, 2014.

5 CONSIDERAÇÕES FINAIS

Diante dos resultados obtidos das análises geoquímicas das amostras, considera-se que no momento não existe a viabilidade do aproveitamento técnico-econômico do material disposto na barragem da Mina do Mamão. Os indicadores utilizados como referência para essa constatação foram obtidos pelas análises de concentração de cianeto livre/total, densidade, granulometria, lixiviação e neutralização.

De acordo com análise realizada na água da barragem de rejeito para teste de concentração de cianeto livre e total, pode-se concluir que o cianeto livre/total contido na amostra é igual a zero, sendo assim, a polpa está dentro dos padrões mínimos para teste de lixiviação.

Diante dos resultados das análises granulométricas, foi constatado que os valores que predominam na barragem são a granulometria de 0,037 mm com 2,18g/t e seguida a granulometria de 0,074 mm com 1,56 g/t. Portanto, a granulometria de 0,074 mm está dentro dos padrões estabelecidos para reprocessamento da polpa e utilização para lixiviação em tanques. Os cálculos realizados em cada amostra constataram uma média de densidade igual 2,5, estando dentro dos padrões de processo da planta de beneficiamento que varia entre 2,5 a 2,7.

Já a recuperação nos testes de lixiviação está abaixo da estabilidade obtida na planta de beneficiamento. A planta alcança valores acima de 94% e os testes de lixiviação alcançaram somente 71,39 %. Já o consumo de cianeto nos testes de lixiviação foi alto, não estando dentro do estabelecido ocasionando grandes gastos e gerando pouca recuperação de ouro no processo.

Para neutralizar a polpa do teste de lixiviação realizado em laboratório, foram adicionados 0,2 g de metabissulfito de sódio e 0,1 g de sulfato de cobre para 1000 ml de polpa com concentração ≤ 116 ppm de cianeto na amostra, espera aproximadamente 5 minutos para neutralização. Indicando que a quantidade de reagente utilizada nos testes é proporcionalmente equivalente ao da planta de beneficiamento.

De modo geral, pode-se afirmar que objetivos não foram alcançados, porque os valores de consumo de reagentes foram altos e a recuperação baixa, sendo assim se torna inviável o reprocessamento na planta de beneficiamento da empresa Reinarda do minério contido no rejeito. Em trabalhos futuros o mesmo poderá ter viabilidade do aproveitamento técnico-econômico do material disposto na barragem da Mina do Mamão por lixiviação em tanques.

6 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AMORIM, E.F. **Efeito do Processo de Deposição Hidráulica no Comportamento de um Rejeito de Mineração de Ouro**. Dissertação de Mestrado, Publicado G.DM- 161/07, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF. 109p p.
- CAUDURO FERNANDA. **Avaliação Comparativa de Testes de Lixiviação de Resíduos Sólidos**. Mestrado do CNPq. Florianópolis. SC. 6 p.
- CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minério**, Signus, Volume 1 e 2. São Paulo, SP, 1996, p.256.
- CHAVES, A.P. & PERES, A.E.C. **Teoria e Prática do Tratamento de Minério: Britagem Peneiramento e Moagem**, Signus, 2.ed. Volume 03, São Paulo, SP.1999, p.659.
- CHAVES, A.P. & PERES, A.E.C. **Teoria e Prática do Tratamento de Minério: Britagem Peneiramento e Moagem**, Signus, 2 ed. Volume 03, São Paulo, SP.2003, p.164.
- DNPM – **Departamento Nacional de Produção Mineral**. 2001. Disponível em:< <http://www.dnpm.gov.br/assets/galeriadocumento/balancomineral2001/ouro.pdf>>. Acesso em: 25 mar. 2014.
- DNPM - **Sumário Mineral**. 2013. Disponível em: <https://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra_imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=8998>. Acesso em: 25 mar. 2014.
- FÁBRICA DE AÇOS PAULISTA S.A. **Manual de Britagem**. 5 ed. São Paulo. FAÇO, 1994. 418 p.
- FERNANDES, E.A. e SANTOS, H. I. **Análise da Operação da Barragem de Rejeitos da Mineração Serra Grande S.A., Município de Crixás, Goiás**. Universidade Católica de Goiás – Departamento de Engenharia – Engenharia Ambiental. Goiânia, GO. 2008. 15 p.
- 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*. 4 ed. Rio de Janeiro. CETEM/MCT, 2004. n. 4, p.194.
- GRANATO, M. **Metalurgia Extrativa de Ouro**. CETEM/MCT, 1986, nº 04, Brasília, DF.1986. p. 79.
- IBRAM – Instituto Brasileiro de Mineração. Disponível em:< <http://www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00000095.pdf>>. Acesso em: 06 abr. 2014.
- IBRAM – **Instituto Brasileiro de Mineração**. Disponível em:< http://www.pormin.gov.br/biblioteca/arquivo/disposicao_do_rejeito.pdf>. Acesso em: 06 abr. 2014.

J.A.; ALMEIDA, S.L.M. *Tratamento de Minérios*. 4 ed. Rio de Janeiro. CETEM/MCT, 2004. n. 1, p. 3 – 16.

LUZ, A.B. E LINS, F.A.F. **Introdução ao Tratamento de Minérios**. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO. 4º edição. CETEM. Rio de Janeiro. RJ. 2004. 16 p.

LUZ A.B, Sampaio J. A, FRANÇA. S.C.A. **Tratamento de Minério**. 5 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. 932 p.

MARSDEN, J.O.; HOUSE C.I. *The Chemistry of Gold Extraction*. 2 ed. Littleton, Colorado, Estados Unidos. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2006. 651 p.

PELLANT, C. *Rocks and Minerals – Dorling Kindersley Handbooks*. Londres. Dorling Kindersley Limitada, 2000. 256 p.

PORMIN – Portal de Apoio ao Pequeno Produtor Mineral. **Ministério de Minas e Energia**. 2008. Disponível em: <http://www.pormin.gov.br/informacoes/arquivo/ouro_propriedades_aplicabilidade_ocorrencias.pdf>. Acesso em: 25 mar. 2014.

BRANCO, P. M. (1984) Glossário Gemológico, Ed. da UFRS, Porto Alegre, RS. p. 132.
DANA, J. D.(1978). Manual de Mineralogia, 1ª edição. 5ª revisão. Rio de Janeiro, RJ, p.

RAMPAZZO, Lino. **Metodologia Científica**. 3ª Ed. São Paulo: Edições Loyola , 2005.

RML- Reinarda Mineração Ltda. **Plano de Aproveitamento Econômico**. Processo DNPM nº 810.354/76. Floresta do Araguaia. PA, 1976. 163p.

ROENICK FERNANDA. **Extração de Ouro Contido em Minério de Baixo Teor Empregando Pilhas de Lixiviação com Cianeto**. Belo Horizonte. MG. 2013, 151p.

SAMPAIO, C.H.; TAVARES, L.M.M. *Beneficiamento Gravimétrico: uma Introdução aos Processos de Concentração Mineral e Reciclagem de Materiais por Densidade*. 1 ed. Porto Alegre. Editora da UFRGS, 2005. 603 p.

SAMPAIO JOÃO, França Silvia, BRAGA PAULO. **Tratamento de Minério: Prática Laboratorial**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007. 570 p.

SILVA NETO. Hyrck Raphael da. **Otimização da blendagem de calcário da Votorantim Cimentos em Xambioá-TO**. 2013. 46 f. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) – Curso de Engenharia de Minas, Centro Universitário Luterano de Palmas, Palmas/TO, 2013.

SGS - **Sociedade Geral de Superintendência**. Disponível em:< <http://www.sgs.com.br/pt-BR/Mining/Metallurgy-and-Process-Design/Cyanidation-Technologies/Cyanide-Leaching.aspx>>. Acesso em: 05 abr. 2014.

SOUZA, B.F. **Hidrometalurgia Lixiviação**. Senai. Niquelândia. GO. 2011. 46 p.

TRINDADE, R.B.E; FILHO, O.B. **Extração de Ouro – Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. 312 p.