



CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
UNIDADE ARAXÁ
DEPARTAMENTO DE MINAS E CONSTRUÇÃO CIVIL
GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS

**REMOÇÃO DO FÓSFORO DO REJEITO MAGNÉTICO DO COMPLEXO
ALCALINO CARBONATÍTICO DE TAPIRA-MG VIA LIXIVIAÇÃO ÁCIDA**

PATRICIA TEIXEIRA OLIVEIRA

ARAXÁ
2016



CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
UNIDADE ARAXÁ
DEPARTAMENTO DE MINAS E CONSTRUÇÃO CÍVIL
GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS

**REMOÇÃO DO FÓSFORO DO REJEITO MAGNÉTICO DO COMPLEXO
ALCALINO CARBONATÍICO DE TAPIRA-MG VIA LIXIVIAÇÃO ÁCIDA**

PATRICIA TEIXEIRA OLIVEIRA

LEANDRO HENRIQUE SANTOS

ARAXÁ
2016

O48r Oliveira, Patricia Teixeira

Remoção do fósforo do rejeito magnético do Complexo Alcalino Carbonatítico de Tapira-MG via lixiviação ácida/ Patricia Teixeira Oliveira. - 2016.

63 f.: il.

Orientador: Prof. MSc: Leandro Henrique Santos.

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas) -- Centro Federal de Educação Tecnológica, 2016.

1. Beneficiamento de minério. 2. Metalurgia. I. Santos, Leandro Henrique. II. Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. III. Título.

CDU 622,7

PATRICIA TEIXEIRA OLIVEIRA

REMOÇÃO DO FÓSFORO DO REJEITO MAGNÉTICO DO COMPLEXO ALCALINO
CARBONATÍTICO DE TAPIRA-MG VIA LIXIVIAÇÃO ÁCIDA

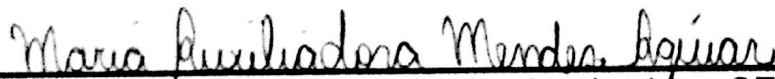
Trabalho de conclusão de curso
apresentado ao Centro de Educação
Tecnológica de Minas Gerais, Campus IV
Araxá, como requisito parcial para obtenção
do título de Engenheiro de Minas.

Data de aprovação: 17 / 08 / 2016

Banca Examinadora:



Presidente da Banca Examinadora - Orientador
Prof. MSc. Leandro Henrique Santos – CEFET/MG



Profª. MSc. Maria Auxiliadora Mendes Aguiar – CEFET/MG



Prof. Esp. Francisco de Castro Valente Neto – CEFET/MG

DEDICATÓRIA

Dedico este trabalho a meus pais, Maria e Luiz e ao meu irmão Patrick que sempre me acompanharam nesta caminhada.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente a Deus, por me guiar e permitir a realização de mais um sonho, e principalmente por ter colocado pessoas tão dignas em meu caminho.

Aos meus pais e meu irmão Patrick, pelo exemplo de vida e ajuda em vários momentos difíceis.

Ao meu professor Leandro Henrique Santos, pela orientação do trabalho desenvolvido, por todos os ensinamentos que me foi repassado, pela confiança depositada em mim, humildade e por sempre estar à disposição quando necessário. Muito obrigada!

Ao técnico João Victor Alves, responsável pelo Laboratório de Tratamento de Minérios do CEFET- MG (Unidade Araxá), pelo apoio nos ensaios e por ser sempre atencioso e disposto a ajudar.

Ao Professor Maurício Antônio Carneiro, por sempre contribuir e estar disposto a ajudar na elaboração deste trabalho.

Agradeço a todos os meus professores, pela transmissão de conhecimento que me foi repassado durante a graduação.

Ao meu namorado, Edvaldo Nere de Souza, pelo amor, por sempre me dar coragem e ajudar a superar todos os obstáculos durante esses cinco anos.

“Se cheguei até aqui foi porque me apoiei no ombro dos gigantes”.

Isaac Newton

RESUMO

O reprocessamento de rejeitos provenientes do beneficiamento de minérios vem se tornando cada vez mais relevante, tanto por questões de lucratividade, quanto ambientais. Alguns estudos de caracterização tecnológica realizados no rejeito magnético proveniente da planta do beneficiamento da usina da Vale Fertilizantes, unidade Tapira (MG), detectaram um alto teor de fósforo presente neste rejeito ($P > 0,63\%$). Este valor se mostrou bem acima da especificação típica de minério de ferro para aplicação na indústria siderúrgica ($P < 0,04\%$), principal demanda deste recurso. O fósforo é considerado um elemento nocivo, devido à fragilidade a frio (baixa resistência ao choque ou baixa tenacidade) que confere aos aços, principalmente nos aços duros, de alto carbono, quando seu teor ultrapassa o limite especificado. Este trabalho tem como objetivo estudar a lixiviação ácida do fósforo presente na amostra de rejeito magnético. Através do planejamento fatorial foram programados os ensaios de lixiviação e os parâmetros analisados foram: porcentagem de sólidos na polpa (6,25% e 11,76%, correspondentes às massas de amostra de 10 g ou 20 g, respectivamente), tempo de lixiviação (30 min e 60 min) e concentração do ácido clorídrico (0,2 M e 0,4 M). As condições operacionais mais propícias para a lixiviação do fósforo foram obtidas quando empregada solução ácida 0,4 M, com duração de 30 min.

Palavras-chave: Rejeito magnético, minério de ferro, fósforo, lixiviação ácida.

ABSTRACT

The reprocessing of tailings from the ore processing is becoming increasingly important, both for profitable and environmental issues. Some studies of technological characterization performed in the magnetic tailings from the Vale Fertilizantes beneficiation plant, in Tapira (MG), detected a high phosphorus content in this waste ($P > 0,63\%$). This value proved to be far above the typical iron ore specification for application in the steel industry ($P < 0,04\%$), the main demand of this resource. The phosphorus is considered a harmful element when its content exceeds the specified limit, due to brittleness at low temperature (low impact strength or low strength) which gives the steels, particularly in hard steels of high carbon content. This work aims to study the acid leaching of phosphorus present in the tailings magnetic sample. Through the factorial design were scheduled the leaching tests and the parameters analyzed were: percentage of solids in the pulp (6.25% and 11.76%, corresponding to sample masses of 10 g and 20 g, respectively), leaching time (30 min and 60 min) and concentration of the acid hydrochloric (0,2 M and 0,4 M). The most favorable operating conditions for phosphorus leaching were obtained when employed 0.4 M acid solution, lasting 30 minutes.

Keywords: Waste magnetic, iron ore, phosphorus, acid leaching.

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1 - Mapa de localização do Complexo de Mineração de Tapira.....	4
Figura 2.2 - Fluxograma simplificado da usina de beneficiamento do Complexo de Mineração de Tapira (CMT).	8
Figura 2.3 - Partição dos produtos da usina de beneficiamento do CMT.	9
Figura 2.4 - Reservas de minério de ferro, entre os anos de 2000 e 2013, dos cinco países com as maiores reservas.....	12
Figura 2.5 - Localização das principais minas de ferro no Brasil.....	13
Figura 2.6 - Principais etapas de um fluxograma de processamento hidrometalúrgico na mineração.....	18
Figura 2.7 - Esquema do processo de extração por solvente.	26
Figura 3.1: Etapa de concentração gravítica do material empregado nos testes de lixiviação, utilizando a mesa concentradora do LTM.	29
Figura 3.2 - Atrição na superfície das partículas do material.....	30
Figura 3.3 - Representação esquemática de um moinho de bolas. A) Jarro de moagem; B) Meio de moagem (esferas); C) Rolos; D) Motor; E) Correia; F) Polia...30	
Figura 3.4 - A) Almofariz e pistilo utilizado na moagem do material; B) Material retido na peneira de 60#.	31
Figura 3.5 - Peneiramento do rejeito magnético após a moagem no almofariz.	32
Figura 4.1 - Resultados das etapas de concentração gravítica e atrição das partículas. A) Rejeito magnético antes de passar pela etapa de concentração gravítica, em mesa concentradora; B) Rejeito magnético após a concentração gravítica; e C) Rejeito magnético após a atrição.	38
Figura 4.2 - Relação entre a perda de massa, porcentagem de sólidos e concentração de ácido, no tempo de operação de 30 min.	40
Figura 4.3 – Relação entre a perda de massa, porcentagem de sólidos e concentração de ácido no tempo de operação de 60 min.	42

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 - Minerais de Ferro, conteúdo teórico e fórmula química.	10
Tabela 2.2 - Especificações químicas de minério de ferro para a siderurgia.	16
Tabela 2.3 - Consumo calorífico na pelotização.....	17
Tabela 3.1 - Matriz de Planejamento.....	33

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	1
1.1. Apresentação	1
1.2. Justificativa	2
1.3. Objetivos	2
1.3.1. <i>Objetivo Geral</i>	2
1.3.2. <i>Objetivos Específicos</i>	3
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
2.1. Complexo de Mineração Tapira	4
2.1.1. <i>Localização e Produção</i>	4
2.1.2. <i>Geologia Local</i>	5
2.1.3. <i>Beneficiamento</i>	6
2.2. Minério de Ferro	9
2.2.1. <i>Aspectos Gerais</i>	9
2.2.2. <i>Cenário Mundial do Minério de Ferro</i>	11
2.2.3. <i>Cenário Nacional do Minério de Ferro</i>	12
2.3. Principais Óxidos de Ferro	14
2.4. Possíveis Aplicações da Magnetita	15
2.4.1. <i>Redução do Minério de Ferro em Alto Forno</i>	15
2.5. Processos Hidrometalúrgicos	18
2.5.1. <i>Preparação</i>	19
2.5.2. <i>Lixiviação</i>	19
2.5.2.1 <u>Lixiviação em Leito Estático</u>	20
2.5.2.2. <u>Lixiviação em Tanques Agitados</u>	21
2.5.3. <i>Tratamento de Licor</i>	22
2.5.3.1. <u>Precipitação Química</u>	23
2.5.3.2. <u>Extração por Solventes</u>	24
2.6. Planejamento Fatorial	26
3. MATERIAIS E MÉTODOS	28
3.1. Amostras	28
3.2. Preparo das Amostras	29
3.3. Lixiviação Ácida Clorídrica	33
3.3.1. <i>Planejamento dos Experimentos</i>	33
3.3.2. <i>Reagente Analítico</i>	33
3.3.3. <i>Unidade Experimental</i>	34
3.3.4. <i>Caracterização Tecnológica</i>	36
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO	38
4.1. Concentração Gravítica e Atrição	38
4.2. Caracterização do rejeito magnético	38
4.3. Lixiviação Ácida	39
5. CONCLUSÕES	45
6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	46
7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	47
ANEXO 1 – PREPARAÇÃO DA SOLUÇÃO DE ÁCIDO CLORÍDRICO	51

1. INTRODUÇÃO

1.1. Apresentação

Os rejeitos são resíduos inevitáveis dos processos de beneficiamento aos quais são submetidos os minérios, sendo gerados, juntamente com o produto de interesse. Esses rejeitos, que são produzidos cada vez mais em grande quantidade, trazem impactos para o meio ambiente. Desta maneira, a grande produção atual de rejeitos tem gerado uma preocupação cada vez maior por parte das empresas. Estudos buscam minimizar os custos associados aos processos de disposição/contenção desse tipo de material, além dos impactos ambientais oriundos da operação (Barbosa 2013).

A usina da Vale Fertilizantes, unidade Tapira (MG), realiza o beneficiamento de rocha fosfática. Juntamente com esse produto, é gerado um rejeito magnético com o qual Borges (2006), realizou alguns estudos e fez a sua caracterização, que é composto basicamente por magnetita, hematita e ilmenita, sendo a magnetita o mineral dominante. Além disso, à medida que as frações granulométricas do material diminuem ocorre uma maior concentração de ferro.

Através da análise química, foi observada a presença de P_2O_5 em concentrações que, quando comparadas à especificação típica de minério de ferro para aplicação na indústria siderúrgica (teor de P < 0,040 %), são consideradas elevadas. Este fato já era esperado, pois se trata do rejeito de um processo industrial de concentração de minério essencialmente apatítico. Notou-se também a presença expressiva de titânio sob a forma de TiO_2 . Este material, no entanto, quando presente em minérios de ferro, contribui para a melhoria da qualidade do aço inox. Os compostos SiO_2 , MgO e CaO estão presentes em proporções bem mais próximas às especificações de mercado de minérios de ferro para a utilização siderúrgica (Borges 2006).

1.2. Justificativa

Sabendo-se que a remoção do contaminante (fósforo) até a especificação exigida do minério de ferro, a magnetita pode ser aplicada na indústria siderúrgica, em processos de aglomeração, notadamente na sinterização e pelletização, pois a reação de oxidação de magnetita para hematita é exotérmica, resultando em ganhos energéticos para os processos citados (Borges 2006). Desta forma, o rejeito magnético de Tapira torna-se interessante em termos de aproveitamento mineral.

Não só nesse caso, mas em muitos outros as empresas mineradoras, visando solucionar e diminuir impactos ambientais provenientes de suas operações estão buscando alternativas para o manuseio, disposição e reutilização dos rejeitos gerados. Como exemplo, pode ser destacado o reprocessamento de rejeitos gerados no processo industrial, contidos em pilhas e nas barragens. Este material, muitas vezes, contém alto percentual de mineral-minério, podendo trazer lucros para a empresa, a partir do seu beneficiamento, além de colaborar para a redução de impactos ambientais causados pela indústria da mineração.

Assim, a grande importância do reprocessamento dos rejeitos se torna mais evidente com a tendência das empresas de mineração, com o passar do tempo, lavrarem minérios com teores mais baixos, uma vez que os minérios mais nobres estão se exaurindo. Existe também a possibilidade de utilizar estes rejeitos no desenvolvimento e na fabricação de novos produtos para diversos tipos de indústrias (e.g. indústria siderúrgica), dependendo da composição química e granulometria (Wolff 2009).

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo Geral

O objetivo deste trabalho é realizar testes de lixiviação ácida clorídrica visando a redução do teor de fósforo do rejeito magnético do Complexo Alcalino Carbonatítico de Tapira até a especificação típica para sua aplicação na indústria siderúrgica. Caso seja solucionada esta questão, a empresa poderá utilizar a lixiviação ácida em escala

industrial para retirar o fosfato do rejeito magnético proveniente do beneficiamento e o reprocessamento dos que já estão depositados na barragem e pilhas de rejeito magnético.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Avaliar o efeito das variáveis concentração da solução de ácido clorídrico, porcentagem de sólidos da polpa e tempo de operação durante a lixiviação de fosfato presente no rejeito magnético, sobre a lixiviação do material;

- Avaliar a viabilidade técnica do emprego da lixiviação clorídrica ácida como etapa de purificação do rejeito magnético, visando a aplicação deste a indústria siderúrgica.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. Complexo de Mineração Tapira

2.1.1. Localização e Produção

O Complexo de Mineração de Tapira (CMT) está localizado no município de Tapira (MG), localizado na porção meridional da província. Situa-se a norte da cidade homônima, e cerca de 35 km a sudoeste da cidade de Araxá (MG), ocupando uma área de 78.403.000m² (Figura 2.1). Engloba atividades de lavra a céu aberto, beneficiamento do minério por flotação, operação de mineroduto e instalações de suporte. A intrusão deformou as rochas encaixantes do grupo Canastra em uma estrutura dômica que apresenta cerca de 5,2 km de diâmetro. O complexo apresenta forma aproximadamente elíptica, com uma área total de 35 km² (Bezerra & Brod 2011; Borges 2006).

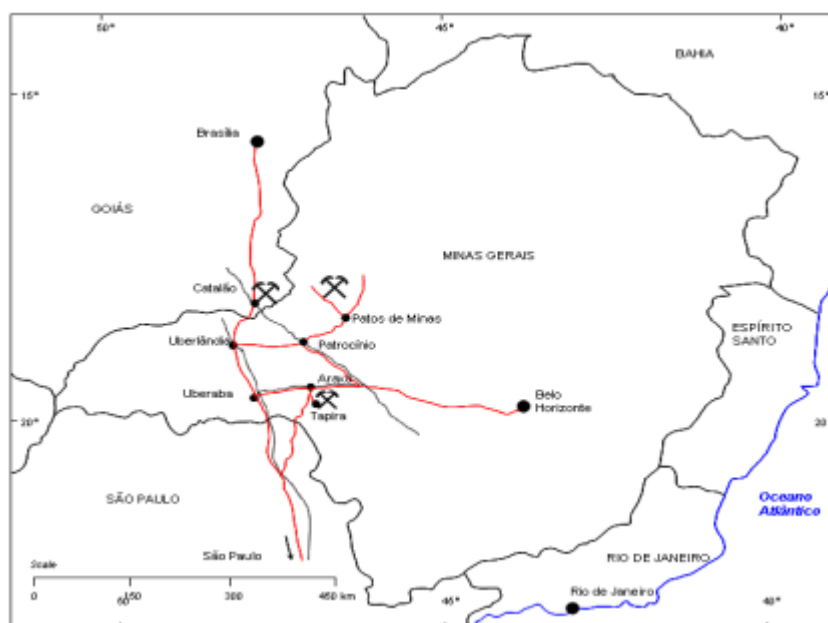


Figura 2.1 - Mapa de localização do Complexo de Mineração de Tapira (Reis 2010).

A maioria das jazidas de fosfato do Brasil apresenta um teor de fósforo superior a 10% de P₂O₅. Em Tapira, o teor médio de fosfato é de aproximadamente 7,29%. O CMT apresenta capacidade produtiva de aproximadamente 1.6 Mt/ano de

concentrado fosfático e a reserva provada é de 2,44 milhões de toneladas de mineralização de fosfato (Araujo *et al.* 2002; Fernandes *et al.* 2009).

2.1.2. *Geologia Local*

Os complexos carbonatíticos, de uma maneira geral, possuem dimensões e idades variáveis, além de formas aproximadamente circulares, sendo reconhecidos como potenciais focos de mineralização. Estes podem hospedar jazidas de fosfato, nióbio, titânio, vermiculita, terras raras, urânio, tório, ferro, cobre e zircônio, entre outros (Melo 1997).

O Complexo Alcalino-carbonatítico de Tapira corresponde a uma chaminé ultramáfica alcalina carbonatítica com 35 km² de superfície, distribuída por aproximadamente 7,4 x 6,0 km nos eixos NE e NW respectivamente. O complexo é formado por rochas ultramáficas carbonatíticas, compostas por piroxenitos, sienitos, dunitos e micaperidotitos, cortados por veios carbonatíticos de espessuras variáveis e por um corpo carbonatítico, na sua parte central, do tipo sovito, correspondendo ao protominério de nióbio. Essas rochas encontram-se cobertas por um espesso manto de lateritas, silexitos e sedimentos argilosos derivadas dos intensos processos de intemperismo que atuaram sobre o complexo, responsáveis pelas expressivas reservas de fosfato, nióbio, titânio e terras raras (Melo 1997; Ribeiro *et al.* 2010).

Em termos de volume, o complexo é dominado por rochas ultramáficas (80%), que são em grande parte representadas por peridotitos, piroxenitos, dunitos e bebedouritos. Os bebedouritos, que compreendem o maior volume do complexo, são acumulados ultramáficos, sendo caracterizados por amplas variações modais dos minerais essenciais diopsídio, olivina, perovskita, apatita, magnetita e flogopita. Os carbonatitos são predominantemente calcíticos, sendo mais raramente, dolomíticos (Eberhardt 2014).

As jazidas de fosfato e nióbio são formadas por minerais primários (apatita e pirocloro), enquanto a de titânio, um produto secundário, é constituída por leucoxênio, gerado a partir da perovskita. As jazidas de nióbio, titânio, e terras raras são residuais e estão localizadas no manto de intemperismo (Araujo *et al.* 2002).

O minério lavrado atualmente está localizado no manto de intemperismo, onde ocorre o aumento dos teores de fosfato, titânio, nióbio, terras raras e vermiculita, pelo processo de concentração residual. Atualmente são minerados no complexo de Tapira somente fosfato e titânio, mas apenas o fosfato é aproveitado comercialmente, ficando o minério de titânio estocado à espera de processos técnicos e economicamente viáveis para o seu aproveitamento (Bezerra 2011).

2.1.3. *Beneficiamento*

A lavra da mina é realizada a céu aberto, e todo o minério lavrado é transportado por caminhões até a unidade de britagem primária, primeira etapa do beneficiamento. O minério segue para britagem secundária, homogeneização e rebritagem. A porção friável do minério, que corresponde ao passante das peneiras da rebritagem, segue bombeado sob a forma de polpa para a alimentação em um circuito de moagem de bolas. O minério granulado, após a rebritagem, alimenta um circuito próprio de moagem de barras, por meio de transportadores de correia, sendo empalpado na alimentação deste circuito. Em seguida, este material é encaminhado para um circuito de moagem de bolas. Nos circuitos de moagem primária de cada minério há separadores magnéticos de baixa intensidade (tipo tambor) para remoção da magnetita. O rejeito magnético segue para empilhamento próximo à usina (Araujo *et al.* 2002; SIAM 2009).

Após a etapa da moagem, ocorre a deslamagem, sendo esta etapa realizada em uma série de estágios sucessivos de classificação em hidrociclones. Esta etapa visa retirar a fração granulométrica muito fina. A lama gerada é descartada por ser prejudicial ao processo de flotação. As lamas finais dos circuitos de deslamagem são encaminhadas por gravidade para um espessador de lamas. A água clarificada (*overflow* do espessamento) segue enviada para um reservatório de água, sendo reutilizada no circuito. Já o *underflow* do espessador (produto espessado) é encaminhado para a barragem de lamas. Parte das lamas (*undeflows* da 4ª e 6ª deslamagens) é encaminhada para um circuito de flotação de ultrafinos (SIAM 2009).

Os minérios – granulado e friável – moídos e deslamados – são encaminhados cada um para seus circuitos de flotação, sendo submetidos à etapa prévia de preparação em condicionadores, onde é realizada a adição de reagentes (SIAM 2009).

Em todas as etapas de flotação são utilizados reagentes que desempenham as funções de depressores e coletores. O regulador de pH empregado corresponde à soda. Parte da flotação é realizada em células mecânicas (convencionais) e parte em colunas de flotação. São gerados dois produtos no final do processo: o concentrado fosfático e o rejeito. Este último é bombeado para a barragem de rejeitos ou barragem de lamas (Araujo *et al.* 2002; SIAM 2009).

Os concentrados da flotação – circuito granulado e friável - são bombeados para o processo de separação magnética de alta intensidade (SMAI), para a retirada de minerais magnéticos, incluindo os de baixa susceptibilidade magnética. Os produtos magnéticos são bombeados para a barragem de rejeito, e o concentrado de fosfato não magnético é encaminhado para uma operação de remoagem, em moinho de bolas, seguida de espessamento, em hidrociclones e espessadores. Esta etapa visa adequar a granulometria e a porcentagem de sólidos deste material para o transporte por mineroduto até o Complexo Industrial de Uberaba (CIU) (SIAM 2009).

Os finos da 4ª e da 6ª deslamagem dos circuitos de granulado e friável são transportados por bombeamento para um circuito de aproveitamento de ultrafinos. Neste circuito, os ultrafinos passam por novas etapas de deslamagem, condicionamento e flotação em células mecânicas e colunas de flotação. Este circuito, assim como os anteriores, gera um concentrado fosfático e um rejeito. O rejeito, extremamente fino, é bombeado para a barragem de lamas. O concentrado ultrafino segue para o espessador, em seguida é filtrado e estocado para a expedição por transporte rodoviário. A água clarificada é encaminhada para um reservatório, sendo posteriormente reaproveitada (Borges 2006; SIAM 2009). A figura 2.2 apresenta o fluxograma simplificado da usina de beneficiamento do Complexo de Mineração de Tapira (CMT).

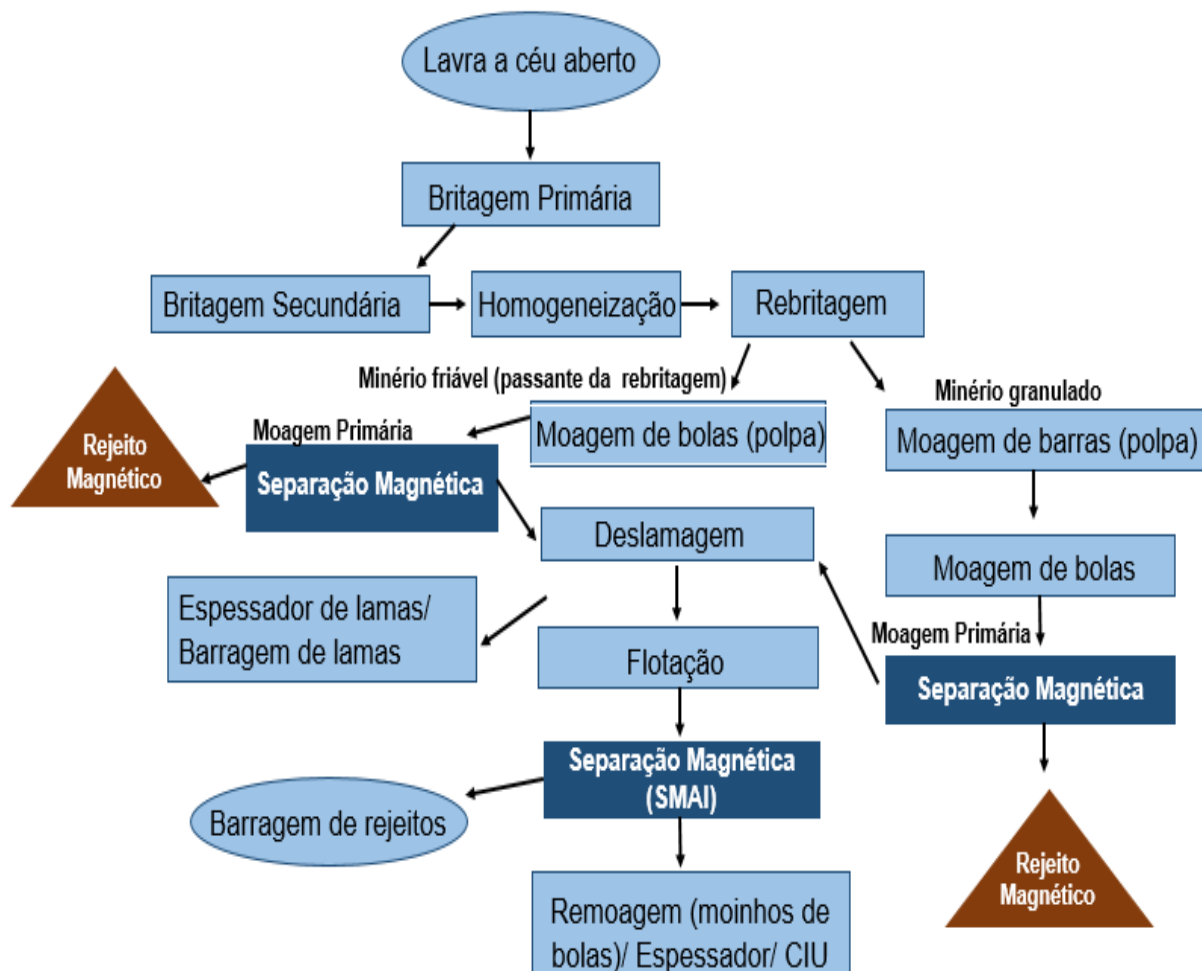


Figura 2.2 - Fluxograma simplificado da usina de beneficiamento do Complexo de Mineração de Tapira (CMT).

De acordo com Borges (2006), a taxa média de alimentação da usina de concentração é de 1680 t/h (base seca), apresentando partição dos produtos da usina, em média: 51% de rejeitos de flotação, 20% de lamas, 15% de rejeito magnético e 14% de concentrado fosfático (Figura 2.3).

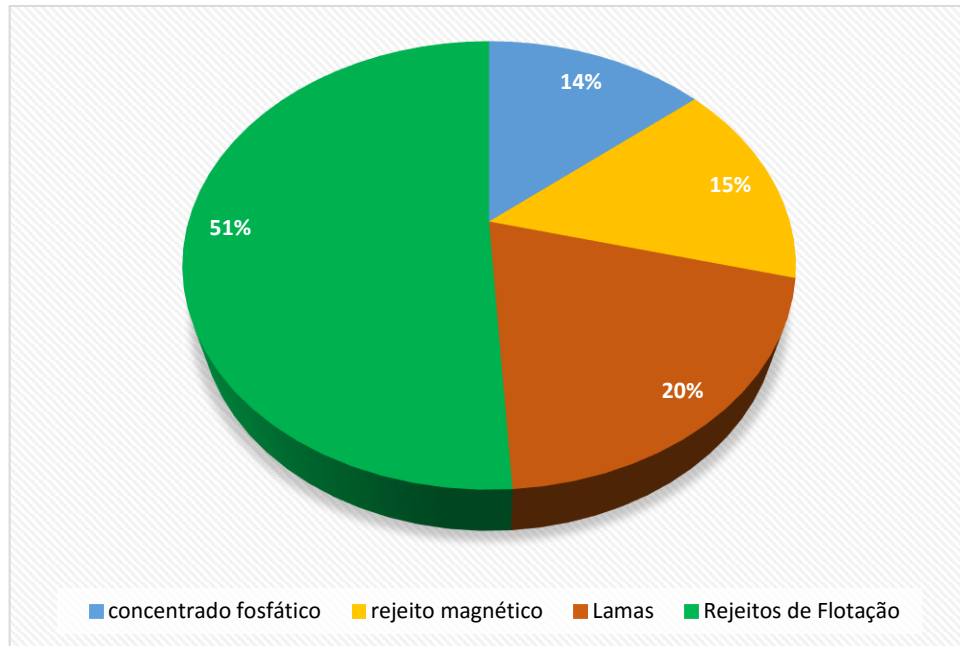


Figura 2.3 - Partição dos produtos da usina de beneficiamento do CMT.

2.2. Minério de Ferro

2.2.1. Aspectos Gerais

O ferro tem como símbolo de elemento químico Fe, sendo um metal de transição de massa atômica 56. À temperatura ambiente encontra-se no estado sólido e apresenta característica ferromagnética. Corresponde a um dos elementos mais abundantes na crosta terrestre, cuja composição participa com 4,5% em massa, superado apenas pelo oxigênio, o silício e o alumínio. Apesar de fazer parte da composição de vários minerais, somente alguns destes podem ser economicamente explorados para a obtenção do ferro, o que dependerá da quantidade do elemento presente nesses minerais e da concentração ou distribuição desses minerais nas rochas que constituem os corpos de minério (Carvalho *et al.* 2012; Nascimento 2010).

O minério de ferro é a matéria-prima básica da siderurgia. Ele responde como principal fonte de carga metálica da alimentação dos reatores de redução, como o alto forno e os módulos de redução direta convencionais, sob a forma de granulados ou aglomerados. Grande porção do minério de ferro produzidos é destinado à indústria de aço, sendo que esta, sozinha, responde por mais de 97 % do consumo deste bem

mineral. O aço tem sido utilizado para a produção de liga metálica, elemento estrutural, veículos de transporte, máquinas, entre outras aplicações (Maia 2011). Os minérios de ferro explorados economicamente podem ser classificados de acordo com a composição química do mineral fornecedor do elemento metálico. Estes se classificam em: carbonatos, óxidos, silicatos e sulfetos. Entretanto, apenas a exploração dos óxidos tem expressão econômica para a obtenção do ferro (Carvalho *et al.* 2012; Mourão 2008).

Dentre os principais minerais de ferro podemos citar a hematita (α -Fe₂O₃), magnetita (Fe₃O₄), a goethita (α -FeOOH), a siderita (FeCO₃), a pirita (FeS₂) e a ilmenita (FeTiO₃). A sílica, álcalis, alumina, fósforo e compostos de enxofre são as principais impurezas encontradas no minério de ferro (Alecrim 1982 *apud* Nascimento, 2010). A Tabela 2.1 apresenta os principais minerais portadores de ferro e seus respectivos teores de ferro e fórmulas químicas.

Tabela 2.1 - Minerais de Ferro, conteúdo teórico e fórmula química (Carvalho *et al.* 2012).

Mineral	Fórmula química	Teor de Ferro (%)
Magnetita	Fe ₃ O ₄	72.4
Hematita	Fe ₂ O ₃	69.9
Goethita	Fe ₂ O ₃ .H ₂ O	62.9
Limonita	FeO.nH ₂ O	59.8
Ilmenita	FeTiO ₃	36.8
Siderita	FeCO ₃	48.2
Pirita	FeS ₂	46.5
Pirrotita	Fe _(1-x) S	61

Como apresentado na Tabela 2.1, os minérios hematíticos e magnetíticos apresentam teores mais elevados de ferro. Por essa razão apresentam maior viabilidade de exploração.

2.2.2. Cenário Mundial do Minério de Ferro

O minério de ferro é um recurso abundante em todo o mundo, porém as jazidas desse recurso se concentram em poucos países, sendo que apenas cinco detêm 77% das ocorrências totais (Netto & Santos 2009).

A produção mundial de minério de ferro, que atingiu 1 bilhão de toneladas desde 1995, concentrando-se principalmente na China, Brasil, Rússia, Austrália e Índia. A Austrália, grande produtora mundial, destina quase toda sua produção para o mercado externo. A China, para atender a significativa evolução de sua indústria siderúrgica, vem recorrendo a importações. Enquanto isso, o Brasil comercializa internacionalmente quase 70% do minério produzido (Ferreira 2011).

O consumo do minério de ferro, em meados da década de 60, concentrava-se nos países da Europa Ocidental (77% do consumo mundial) e nos Estados Unidos. Logo após esta década, os EUA começaram a intensificação da utilização de seus próprios recursos minerais devido à desnacionalização das minas que eram controladas por siderúrgicas americanas, aumentando assim as importações do minério Canadense. Assim os EUA construíram um parque siderúrgico, aumentando a demanda por pelotas, já que os minérios canadenses e americanos são pobres e finos, o que facilita a fabricação de *pellets* (Ferreira 2011).

O Brasil se apresenta como o segundo maior produtor mundial de minério de ferro. Em 2011, os três maiores produtores foram a China (1,33 bilhão de toneladas), Austrália (480 milhões de toneladas) e Brasil (390 milhões de toneladas). Embora a China apareça como o maior produtor mundial, quando se leva em consideração o teor médio de ferro, a produção brasileira se mostra superior (IBRAM 2012). A Figura 2.4 mostra a evolução das reservas de minério de ferro, entre 2000 e 2013, dos cinco países com as maiores reservas.

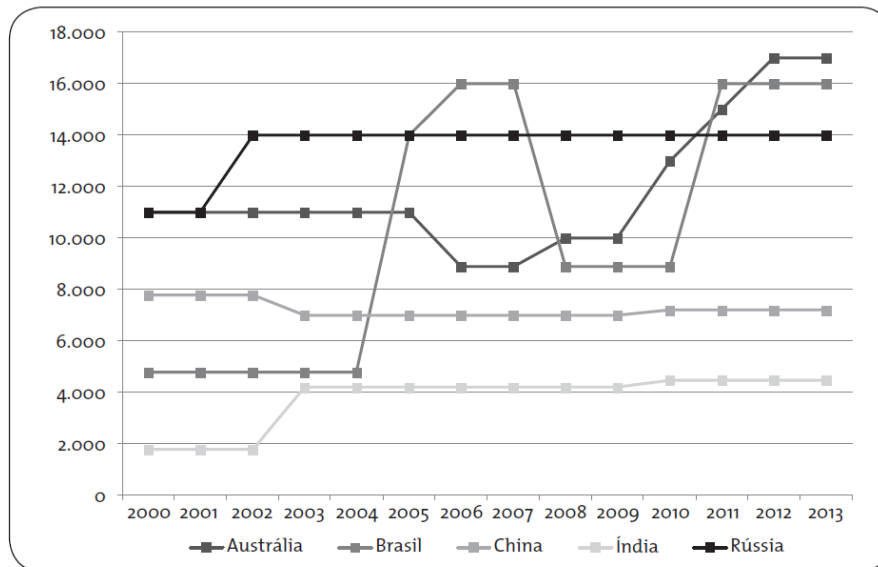


Figura 2.4 - Reservas de minério de ferro, entre os anos de 2000 e 2013, dos cinco países com as maiores reservas (Carvalho *et al.* 2012).

O mercado de minério de ferro é altamente dependente da produção de aço (mais de 90% da demanda). O consumo de produtos de aço chegou a crescer a taxas superiores a 10% antes da crise de 2008, caindo expressivamente em 2008 e 2009. A projeção demonstra aumento da taxa média em apenas 4,2% no período de 2013 a 2017. Entre os anos de 2000 e 2012 houve um crescimento da capacidade mundial de produção de aço bruto, a uma taxa de 5% a.a. Em 2012, a taxa de utilização da capacidade mundial foi de 80,5% (Carvalho *et al.* 2012).

2.2.3. Cenário Nacional do Minério de Ferro

As formações ferríferas e os depósitos minerais de ferro são comuns no Brasil, território que dispõe de ambientes geológicos e fisiográficos favoráveis à sua formação (Damasceno 2006).

As reservas brasileiras, medidas e indicadas, de minério de ferro, alcançam 29 bilhões de toneladas, posicionando o país em segundo lugar com relação às reservas mundiais (IBRAM 2012). As reservas lavráveis brasileiras, com um teor médio de 50,3% de ferro, representam 11,7% das reservas mundiais (Costa Júnior 2013).

Os principais estados brasileiros detentores de reservas de minério de ferro são: Minas Gerais, ocupando o primeiro lugar na distribuição de reservas (70,0% das reservas e teor médio de 46,9% de Fe), Mato Grosso do Sul (15,3% e teor médio de 55,4%) e Pará (13,1% e teor médio de 64,8%) (Costa Júnior 2013).

As principais minas de ferro no Brasil estão situadas na Serra do Carajás (PA), Quadrilátero Ferrífero (MG), e em Corumbá (MS), conforme mostra a Figura 2.5. O Quadrilátero Ferrífero localiza-se na região centro-sul do estado de Minas Gerais, sendo a região que mais se destaca no que diz respeito às jazidas de minério de ferro. Ela compreende uma área total de aproximadamente 7000 km² (Bizzi *et al.* 2003).

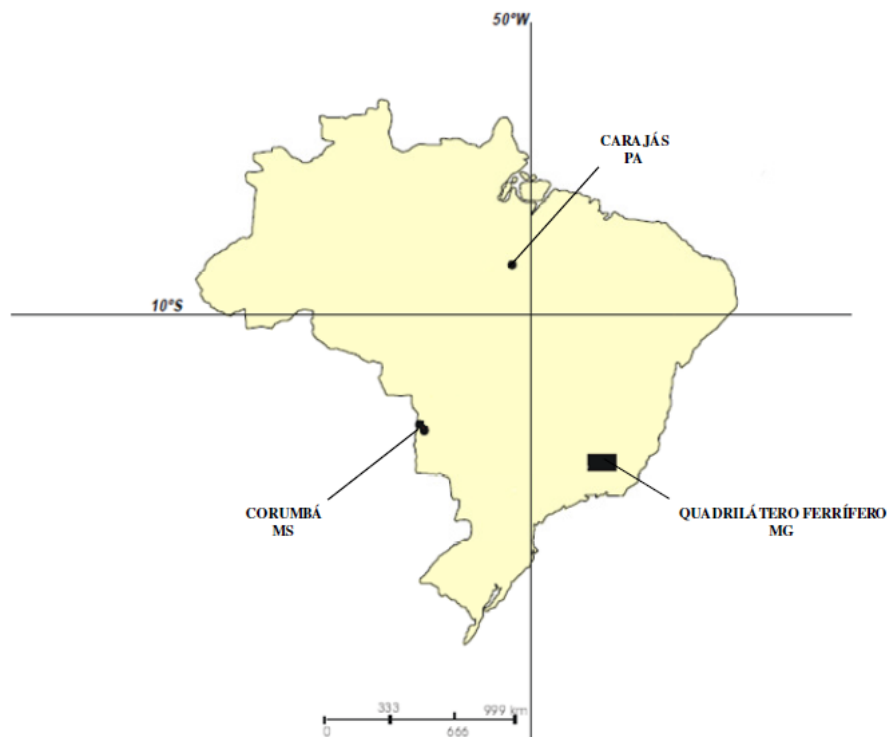


Figura 2.5 - Localização das principais minas de ferro no Brasil (Bizzi *et al.* 2003).

De acordo com IBRAM (2012), as maiores empresas produtoras no Brasil são: Vale com 84,52% (lavra minério de ferro nos estados de Minas Gerais, Pará e Mato Grosso do Sul), Samarco com 6,29%, CSN com 5,45%, MMX com 2,03% e Usiminas com 1,71%.

2.3. Principais Óxidos de Ferro

Os óxidos de ferro são encontrados na forma hidratada ou anidra. A unidade básica de todos esses compostos corresponde a um octaedro, no qual cada átomo de ferro está cercado por seis átomos de oxigênio e hidrogênio, simultaneamente, formando camadas (Monteiro 2005). A seguir serão apresentados os principais óxidos de ferro e suas respectivas características:

Hematita ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$): óxido de ferro III com 69,9% de ferro em sua estrutura, correspondendo ao mineral de ferro mais comum e abundante na natureza. Principal fonte de ferro para a fabricação do ferro gusa. Sua densidade varia de $4,9 \text{ g/cm}^3$ a $5,3 \text{ g/cm}^3$ e a cor de seu traço, entre vermelho claro e vermelho amarronzado, possuindo cor que varia do preto ao castanho avermelhado e apresenta-se avermelhada quando terrosa. A martita ou hematita porosa corresponde a um mineral secundário que é formado a partir do intemperismo das magnetitas primárias (Borges 2006; Monteiro 2005).

A hematita se apresenta como óxido paramagnético, sendo obtido através da oxidação do wustita e magnetita ou pela oxidação do ferro, sob elevadas temperaturas. Pode ser obtida também a partir do aquecimento das soluções aquosas de nitrato férrico ou de cloreto férrico mantendo-se baixo valor de pH, temperatura elevada ou pode ser formada pela transformação lenta da espécie amorfa $\text{Fe}(\text{OH})_3$. Corresponde à variedade mineral que predomina nas jazidas originadas nas formações ferríferas (Damasceno 2006; Monteiro 2005).

Magnetita (Fe_3O_4 ou $\text{FeO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$): corresponde a um dos minerais mais empregados para a obtenção de ferro, sendo classificado como óxido de ferro misto pelo fato de apresentar estados de oxidação +2 e +3 (terço no estado de oxidação +2 e dois terços no estado de oxidação +3). Esse fato lhe confere uma grande diferença em relação aos outros óxidos de ferro. Este mineral contém 72,4% de ferro (Cardoso 2012).

A magnetita é um mineral de cor preta, às vezes com reflexos azulados, apresenta brilho metálico a submetálico, densidade $5,1 \text{ g/cm}^3$ e o preto como cor de

traço preto na porcelana. Tem como característica marcante o seu forte magnetismo. Se apresenta como um mineral característico de jazidas de origem ígnea. As acumulações de magnetita em alguns maciços alcalinos, embora não cheguem a constituir jazidas, foram importantes para a siderurgia brasileira. Encontra-se distribuída, sob a forma de um mineral acessório, em muitas rochas magmáticas. Em alguns tipos de rochas, por meio da segregação magmática, torna-se um dos principais constituintes e pode formar grandes corpos de minérios, que muitas vezes são altamente titaníferos (Borges 2006; Damasceno 2006).

Goethita (α -FeOOH): é um dos minerais de Fe mais comuns, corresponde a um hidróxido de ferro que contém 63% de ferro em sua estrutura. Forma-se de modo típico, sob condições de oxidação, como produto do intemperismo dos minerais de ferro e, é caracterizado pelo seu poder de pigmentação bem menor que a hematita, apresentando coloração amarela. Ocorre na natureza com granulometria variada (Borges 2006).

Limonita (FeO.nH₂O): É uma forma hidratada de goethita contendo 60% de ferro e possui índice de refração elevado. Corresponde a um mineral secundário, sendo formado pela alteração e hidratação das variedades primárias. Contêm teores altos de contaminantes indesejáveis para o minério de ferro (fósforo, enxofre, alumina, entre outros) por ser de origem secundária, derivada da neoformação pelo intemperismo. Esse mineral se acumula na porção superficial das jazidas, ocorrendo em cangas, tapiocangas “chapinha” e outros tipos de minérios residuais, no capeamento das minas (Damasceno 2006; Cardoso 2012).

2.4. Possíveis Aplicações da Magnetita

2.4.1. Redução do Minério de Ferro em Alto Forno

O alto-forno pode ser alimentado com três tipos de carga metálica, sendo uma destas de aplicação direta (minério granulado), e duas obtidas em processos de aglomeração de minérios fino (*sinter* e *pelota*).

A magnetita, foco do presente trabalho, apresenta granulometria abaixo da especificada para utilização em alto-forno, por este motivo deve-se buscar pela alternativa de produção de *sínter feed* ou um *pellet feed* (Borges 2006). A Tabela 2.2, apresenta as especificações químicas de minério de ferro para a siderurgia.

Tabela 2.2 - Especificações químicas de minério de ferro para a siderurgia (Silvia 1988 *apud* Borges 2006).

	Granulado	Sínter feed	Pelet feed
Fe	> 65	> 63	> 64
SiO₂	< 2	1,5 a 6	1,5 a 7
Al₂O₃	< 1,5	> 1,7	> 1,7
P	< 0,04	< 0,04	< 0,04

As partículas finas de minério de ferro, também denominadas *sínter-feed*, são muito pequenas para serem colocadas diretamente no alto forno. Assim, elas sofrem um processo de aglomeração denominado sinterização, para produção do *sínter* (Schinazi 2008).

O *sínter feed* é um produto da indústria mineral preparado especialmente para a indústria de sinterização, possuindo características físicas e químicas adequadas à obtenção de um aglomerado, chamado *sínter*, utilizado em altos fornos (Borges 2006).

A sinterização é uma operação unitária pirometalúrgica, com o objetivo de transformar uma mistura de partículas finas em material aglomerado, tendo como principal objetivo aproveitar as frações com granulometria inferior a 6 mm e superior a 0,150 mm. Tal restrição granulométrica se justifica pelo fato de serem granulometrias que não podem ser utilizadas diretamente nos altos fornos por diminuírem a permeabilidade da carga afetando consideravelmente o desempenho do equipamento (Borges 2006; Padula 2009).

De acordo com Borges (2006), Lundh (1989) e Chanda (1994) realizaram, alguns testes de sinterização, em escala piloto, com misturas de minérios hematíticos contendo concentrado de magnetita, e observaram ganhos térmicos provenientes da oxidação da magnetita (reação exotérmica).

O *pellet feed* surgiu com o intuito de se aproveitar as frações de minério de ferro com granulometria abaixo de 0,150 mm, e é a opção adequada para o aproveitamento do material em estudo, pois este possui granulometria inferior a 0,045 mm. A pelletização corresponde ao processo de aglomeração que visa o aproveitamento da fração ultrafina de minério de ferro de minérios naturais, transformando-a em pelotas com características de qualidade adequadas à utilização em alto-fornos e reatores de redução direta (Costa 2008).

De acordo com o tipo de minério utilizado na pelletização há diferentes consumos caloríficos, conforme apresentado na Tabela 2.3 (Araujo 1997).

Tabela 2.3 - Consumo calorífico na pelletização (Araujo 1997).

Minério	Consumo calorífico (GJ/t de pelotas)	Energia Elétrica (KWh/t de pelotas)
Magnetita natural	240-400	23-27
Misturas de magnetita e hematita	540-830	25-30
Hematita	960-1100	28-33
Limonita	1250-1880	35-40

Segundo Borges (2006) o consumo calorífico se apresenta menor para minérios contendo somente magnetita ou uma mistura de magnetita e hematita, conforme apresenta a Tabela 2.3. Tal conclusão é justificável, pois a magnetita se oxida para hematita durante a queima das pelotas, em uma reação exotérmica, liberando cerca de 460 KJ por quilo de magnetita. Esta energia adicional favorece o processo de endurecimento de pelotas (Borges 2006).

Logo, pode-se destacar a existência de duas principais vantagens na utilização da magnetita na pelletização de finos de minério de ferro. A primeira, relacionada à economia de energia no processo de queima das pelotas, e a segunda, à oxidação da magnetita para hematita contribuindo para melhoria da qualidade das pelotas (Borges 2006).

Mas para o aproveitamento da magnetita na siderurgia torna-se necessária a remoção das impurezas. Na magnetita em estudo no presente trabalho, a principal impureza é o fósforo, como já dito anteriormente.

2.5. Processos Hidrometalúrgicos

O termo hidrometalurgia designa processos de extração de metais nos quais a principal etapa de separação metal-ganga envolve reações de dissolução do mineral-minério em meio aquoso (Ciminelli 2006).

Os processos hidrometalúrgicos são utilizados quando se deseja obter uma espécie metálica de elevada pureza ou na forma de metal ou de composto metálico. A Figura 2.6 apresenta um fluxograma genérico do processo hidrometalúrgico e as principais etapas envolvidas.

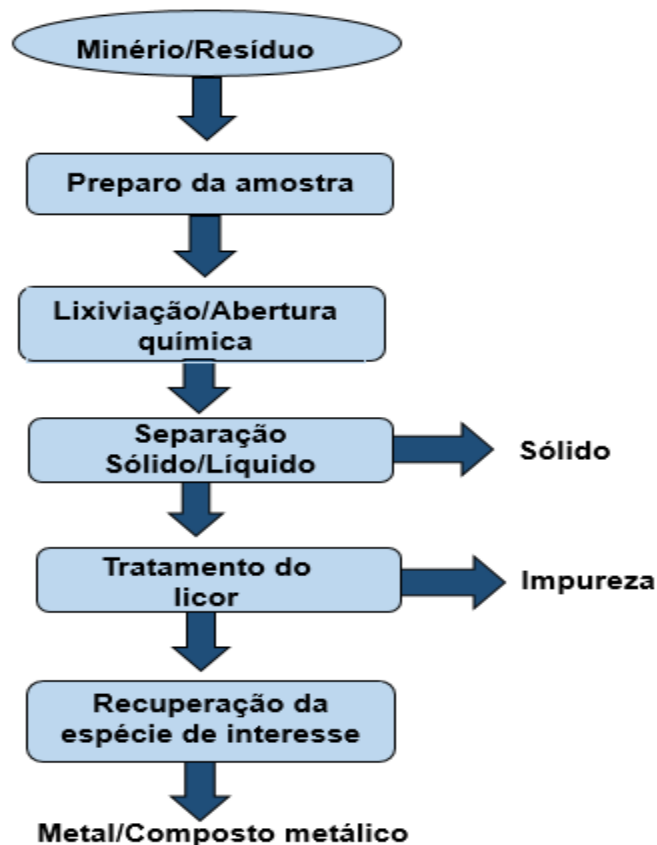


Figura 2.6 - Principais etapas de um fluxograma de processamento hidrometalúrgico na mineração. Adaptado de Morais *et al.* (2014).

2.5.1. Preparação

De acordo com Ciminelli (2006), a primeira etapa corresponde à preparação, na qual se ajustam as propriedades físico-químicas do sólido, para a próxima etapa (lixiviação). Dentre as propriedades ajustadas podem ser destacadas, a granulometria, composição, teor, natureza química e porosidade. Durante essa adequação são empregadas operações de tratamento de minérios, como: a cominuição, classificação por tamanho, concentração e separação sólido-líquido.

Em alguns casos, a preparação para a lixiviação requer modificações químicas do minério ou concentrado, sendo que, nesses casos utiliza-se dos processos pirometalúrgicos (ustulação, redução), hidrometalúrgicos (oxidação sob pressão de minérios refratários de ouro) e biohidrometalúrgicos (biooxidação de minérios refratários de ouro). Nos processos biohidrometalúrgicos, as reações são mediadas por microrganismos, guardadas as condições operacionais necessárias para a atuação eficaz desses agentes (potencial redox, pH, temperatura, concentração de oxigênio e nutrientes). O pré-tratamento do minério irá facilitar a extração do metal, sendo que a seletividade, em alguns casos, também pode ser potencializada (Ciminelli 2006).

2.5.2. Lixiviação

A lixiviação, juntamente com a recuperação do metal, constitui as etapas mais características do fluxograma hidrometalúrgico. A lixiviação corresponde ao processo de extração de um constituinte solúvel de um sólido (minério ou concentrado), o qual apresenta o metal ou metais de interesse, por meio do contato desse sólido com água ou uma fase aquosa contendo agentes lixivantes em condições variadas de pressão (1 a 25 atm) e temperatura (usualmente 25 a 250°C). Estes agentes lixivantes podem ser classificados de acordo com a natureza de cada um deles. Dentre esses agentes podem ser destacados os ácidos (frequentemente o ácido sulfúrico), agentes complexantes (como o cianeto de sódio e o hidróxido de amônio) ou bases, como hidróxidos de amônio e sódio (Ciminelli 2006; Morais *et al.* 2014).

A escolha de um agente lixiviante irá depender de vários fatores, como: a matriz a ser submetida à lixiviação, a solubilidade da espécie de interesse, a relação custo/benefício, além de fatores ambientais. A habilidade de recuperação do reagente para a reciclagem deste também compõe um importante critério escolha do agente lixiviante (Morais *et al.* 2014).

Os agentes lixiviantes podem ser usados em combinação com agentes oxidantes, ou também, empregados isoladamente. Em poucos casos, são utilizados em combinação com agentes redutores. Os reagentes mais comuns são: ácido sulfúrico, sulfeto férrico, amônia e carbonato de amônio. O ácido sulfúrico pode ser empregado na lixiviação de minerais da classe dos óxidos. Os agentes oxidantes utilizados são, geralmente, oxigênio do ar (O_2), dióxido de manganês (MnO_2), peróxido de hidrogênio (H_2O_2), nitrato de sódio ($NaNO_3$) e clorato de sódio ($NaClO_3$). Os agentes redutores mais empregados são dióxido de enxofre (SO_2) e cátions ferrosos (Fe (II)) (Morais *et al.* 2014).

De acordo com Ciminelli (2010) as operações de lixiviação podem ser classificadas em dois grupos: leito estático (lixiviação *in situ*, pilhas de rejeito e minérios, e tanques de percolação) e tanques agitados (abertos ou sob pressão):

2.5.2.1 Lixiviação em Leito Estático

Lixiviação *in situ*: extração do minério (lixiviação) na mina, por dissolução. O minério pode ser fragmentado, mas não é retirado do local, sendo que uma solução (distribuída por gravidade ou por pressão) segue percolada para lixiviar o metal de interesse. Pode ser utilizada para minérios de baixos a elevados teores (Ciminelli 2010).

Esse método depende, além das características do minério, das características do depósito, como: localização, profundidade, permeabilidade, geometria. A técnica apresenta baixo investimento e custo de operação, propiciando aumento das reservas aproveitáveis de vários metais, redução dos transtornos causados pela mineração e metalurgia tradicional, entre outros (Ciminelli 2010).

Lixiviação em pilhas de rejeito (*dump leaching*): a lixiviação em pilhas, por ter um baixo custo, pode ser utilizada para o aproveitamento dos rejeitos da mineração e de operação de concentração. Quando empregada, esta técnica demanda a preparação do terreno. Esta etapa consiste em remover a vegetação, uniformizar e compactar o solo e aplicar uma camada impermeabilizante, como por exemplo o asfalto e o polietileno (Ciminelli 2010).

Apresenta alguns problemas operacionais, como formação de canais preferenciais e compactação da pilha. Estas características contribuem para a redução da permeabilidade do depósito, causando baixas recuperações (40%) (Ciminelli 2010).

Lixiviação em pilhas de minérios (*heap leaching*): esta técnica tem sido muito utilizada para minérios de baixo teor. Com relação à pilha de rejeito, esta apresenta o uso de soluções mais concentradas, emprego de pilhas menores, partículas com granulometria mais fina, apresentando teores mais elevados e maior recuperação (entre 50% e 70%) (Ciminelli 2010).

Lixiviação em tanques de percolação (*vat leaching*): método parecido com os anteriores, pois também há a passagem de uma solução lixiviante em um leito poroso fixo. A grande diferença se relaciona ao fato de que os minérios de maior teor e granulometria menor, são colocados em tanques que são fabricados de madeira, metal ou concreto. Logo após, é realizada a lavagem dos resíduos da lixiviação para diminuir as perdas de reagentes aderidos nos sólidos (Ciminelli 2010).

A distribuição da solução pode ser feita apenas molhando os sólidos (spray) ou mantendo-os totalmente submersos (inundando). Apresenta maiores recuperações (entre 70% e 90%), além de menor consumo de reagentes em relação aos anteriores (Ciminelli 2010).

2.5.2.2. Lixiviação em Tanques Agitados

Lixiviação em tanques agitados: essa técnica é indicada para minérios friáveis, que requeiram moagem (pouco porosos, cinética de lixiviação lenta, necessidade de pré-

concentração), além de minérios com teores mais elevados e que justifiquem o investimento e os custos mais elevados decorrentes da cominuição. Apresenta custos maiores devido ao preço dos equipamentos, custos de operação necessidade de moagem, lavagem e separação sólido-líquido. Possui maiores recuperações, atingindo valores superiores a 90% (Ciminelli 2010).

Lixiviação sob pressão: essa técnica apresenta todas as características da lixiviação por agitação e ainda permite o uso de reagentes gasosos ou altamente voláteis em altas temperaturas, o que favorece ainda mais a cinética do processo. Acelera o processo de lixiviação de minerais cuja a dissolução se apresenta lenta em condições normais (e.g. piritas auríferas, minerais de urânio, sulfetos de cobre) (Ciminelli 2010).

Após etapa de lixiviação, seguem as operações de separação sólido-líquido (ciclonação, espessamento e filtração) para a obtenção da fase aquosa (licor) contendo o metal de interesse solubilizado (Ciminelli 2006; 2010).

No desenvolvimento de processo de lixiviação, devem ser investigados vários parâmetros que vão depender da técnica a ser empregada. Para a lixiviação em tanque agitado a pressão atmosférica, as principais variáveis de processo são: granulometria, tempo de lixiviação, temperatura, tipo e concentração do agente lixiviante, proporções ácido/minério e oxidante/minério, parâmetros de separação sólido/líquido e de lavagem da polpa. Na lixiviação em pilhas, os experimentos para desenvolvimento de processo comumente são realizados em colunas. As principais variáveis de processo são: tipo e concentração do agente lixiviante, aglomerante, vazão máxima, tempo de lixiviação, granulometria do minério e taxa de abatimento do material na coluna (Morais *et al.* 2014).

2.5.3. *Tratamento de Licor*

Finalizado as etapas de lixiviação e separação sólido-líquido, são executadas etapas de clarificação e purificação do licor. A etapa de tratamento do licor produzido na lixiviação visa a purificação da solução (através da separação de elementos provenientes da dissolução da ganga e que podem afetar a etapa posterior de recuperação do metal). Além disso, pode ocorrer a concentração da solução contendo

o metal de interesse dissolvido até os níveis adequados para a próxima etapa de recuperação (Ciminelli 2006).

A etapa de tratamento do licor envolve processos tais como: precipitação, extração por solventes, adsorção, troca iônica, e eletrólise ou, então, por uma combinação dessas técnicas, dependendo do sistema (Ciminelli 2006; Morais *et al.* 2014). Dentre estas, as técnicas mais empregadas na indústria mineral são a Precipitação Química e a Extração por Solventes (Solvent Extraction – SX).

2.5.3.1. Precipitação Química

Essa técnica apresenta ampla aplicação na indústria química e metalúrgica. Ela corresponde a um processo de separação (física ou química) que ocorre, no geral, devido à supersaturação de uma solução, podendo ser afetada por fenômenos cinéticos. Na precipitação física, nenhum reagente é adicionado, sendo que os parâmetros concentração e temperatura são ajustadas provocando a cristalização do soluto. Essa técnica, pode ser comumente empregada para a obtenção de sais puros (Habashi 1993).

A precipitação química pode ser iônica ou por redução, sendo que, neste caso adiciona-se um reagente para precipitar um composto específico. A precipitação iônica baseia-se nas diferenças de solubilidade entre as espécies que estão presentes na solução. Normalmente, após a adição de precipitantes e/ou após a modificação de pH, as impurezas são precipitadas sob a forma de sais, óxidos e hidróxidos. A precipitação por redução consiste na redução espontânea de um íon metálico em solução. A reação envolvida nesse processo recebe a denominação de reação de oxirredução (Habashi 1993).

O precipitado obtido pode apresentar caráter cristalino, amorfo ou coloidal. Sua característica física dependerá das condições que prevalecem no momento da sua formação, como temperatura, concentração de reagentes, solubilidade do precipitado no meio que se origina, entre outros (Morais *et al.* 2014).

Este processo envolve adição de reagentes e/ou ajuste do pH para a formação do precipitado, além de operações de floculação, sedimentação e separação sólido-líquido. Os reagentes são adicionados de forma lenta e com agitação controlada, o que favorece a mistura dos reagentes adicionados e a dispersão do precipitado na solução. Se houver a formação de suspensão coloidal na etapa de adição dos reagentes, torna-se necessária a floculação das partículas. Este estágio também deve ser realizado de forma lenta de maneira a propiciar condições específicas para a aglomeração das partículas. Assim a etapa de sedimentação se mostra favorecida, cenário que facilita a etapa de separação sólido-líquido. Esta última pode ser conduzida por filtração, centrifugação, ou simplesmente decantação, além de lavagem do precipitado (Morais *et al.* 2014).

2.5.3.2. Extração por Solventes

Essa técnica também é conhecida como Solvent Extraction (SX), ou ainda, Extração líquido-líquido. Em geral, ela se mostra eficaz na extração seletiva de metais pesados de resíduos industriais, sendo muito utilizado comercialmente. Corresponde ao processo usado para purificação, separação ou concentração de determinado constituinte de uma fase aquosa através do contato dessa fase com uma fase orgânica (solvente). O solvente corresponde a uma fase orgânica formada por um diluente e um extrator, podendo conter também um modificador, sendo este frequentemente, representado por um álcool de cadeia longa (Morais *et al.* 2014).

A técnica consiste em colocar em contato uma fase aquosa (licor de alimentação) e uma fase orgânica (solvente e extrator), imiscíveis entre si. Em seguida, ocorre a agitação do sistema para atingir o equilíbrio de distribuição das espécies, além da transferência de massa entre as fases. Para ocorrer uma extração ou reextração eficiente torna-se necessário haver superfície de contato suficiente entre a fase aquosa e orgânica, exigindo uma boa quantidade de ambas as fases (Ritcey & Ashbrook 1984 *apud* Golvea 2008).

A operação de SX apresenta basicamente três etapas: extração, lavagem, reextração, sendo que a etapa de lavagem pode ser dispensada (Figura 2.7).

A técnica consiste na passagem da espécie a ser recuperada da fase aquosa para a fase orgânica. A fase orgânica saturada (carregada) com o soluto de interesse recebe a denominação de extrato. Já a fase aquosa, empobrecida do mesmo, é designada como refinado. Este último, após a extração, pode ser descartado ou reprocessado (retornando ao licor de alimentação), enquanto o extrato segue para a etapa de lavagem. Nessa etapa, ocorre a adição de uma solução de lavagem para a remoção de impurezas e espécies indesejadas coextraídas da fase orgânica, durante a etapa de extração. A fase aquosa resultante passa a ser denominada refinado de lavagem, podendo ser descartada ou retornar ao circuito de extração. Após a lavagem, o extrato lavado passa para a etapa de reextração, na qual a espécie de interesse segue transferida da fase orgânica para a fase aquosa, denominada solução reextratora. A fase aquosa (enriquecida com o elemento de interesses), recebe a designação de reextrato, sendo então coletada. A fase orgânica passa, finalmente, por uma etapa de tratamento e recuperação para ser reutilizada no processo (Ritcey 2006; Thornton 1992 *apud* Morais *et al.* 2014).

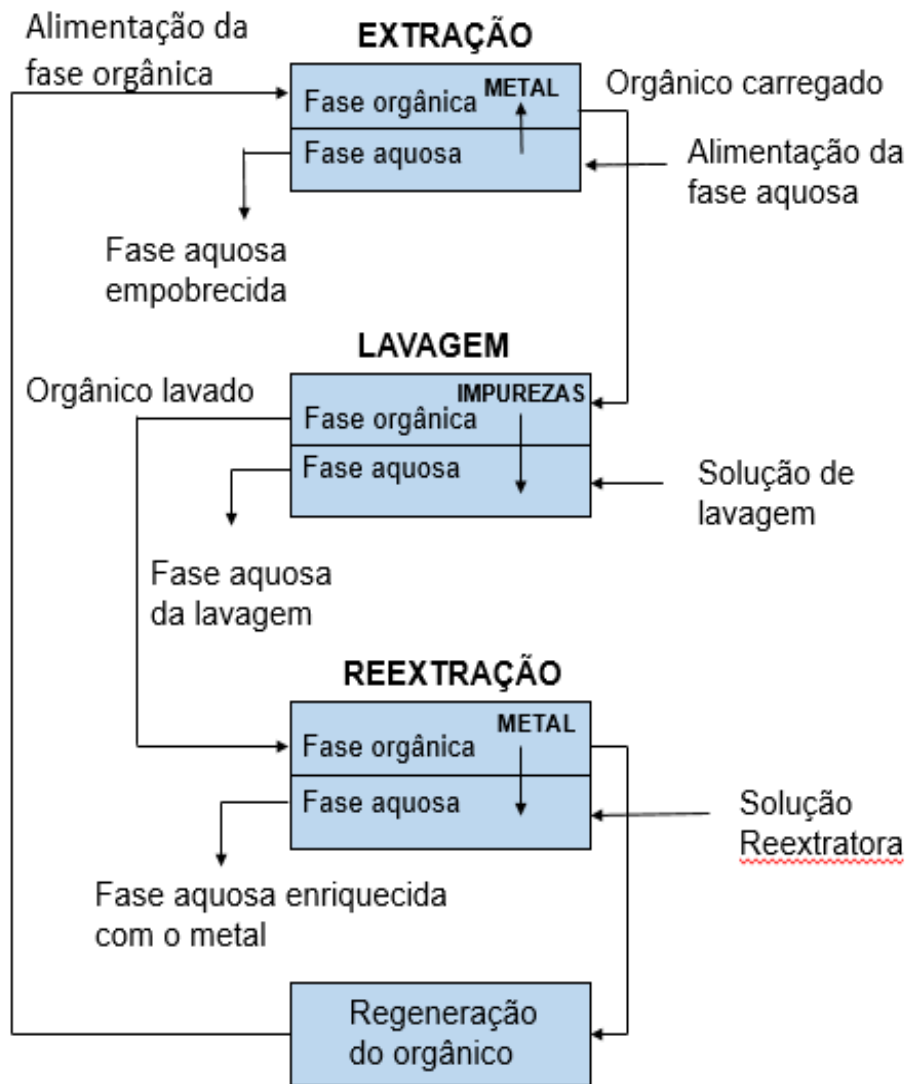


Figura 2.7 - Esquema do processo de extração por solvente. Adaptado de Moraes *et al.* (2014).

Carvalho *et al.* (2001) utilizou a técnica de extração por solventes para remover metais pesados presentes no licor de lixiviação do minério de manganês da Mina do Azul (PA). Os resultados obtidos foram satisfatórios com base nos valores de extração dos elementos.

2.6. Planejamento Fatorial

O planejamento fatorial permite variar condições experimentais concomitantemente, mas de uma forma planejada e controlada. Deste modo os

parâmetros analisados podem ser comparados com maior eficiência. O método consiste na adoção de valores, níveis, superiores e inferiores para os parâmetros analisados. Portanto, os parâmetros e níveis experimentais podem ser combinados entre si e o efeito da sinergia das variáveis pode ser avaliado (Abreu 2009).

3. MATERIAIS E MÉTODOS

A parte experimental deste trabalho consistiu na avaliação de uma abordagem hidrometalúrgica, visando a extração de fosfato contido no rejeito magnético proveniente da rota de tratamento de minério fosfático da usina da Vale Fertilizantes, unidade de Tapira (MG). Desta maneira, estudou-se a lixiviação ácida clorídrica do fosfato contido no rejeito magnético, visando a máxima extração deste componente. Como descrito anteriormente, o fósforo se apresenta como um fator prejudicial para a aplicação industrial do rejeito magnético como um subproduto, mesmo contendo expressivo teor do metal ferro. Os resíduos sólidos obtidos dos testes foram avaliados em função de suas características químicas visando posterior aplicação na indústria siderúrgica (processos de sinterização e pelotização).

3.1. Amostras

O material utilizado nos experimentos trata-se de uma amostra de minério fosfático, cedida pela empresa Vale Fertilizantes, proveniente do Complexo de Mineração de Tapira (CMT). Tal amostra representa o produto da britagem secundária da usina de beneficiamento do Complexo.

Como não foi possível obter amostra da etapa de separação magnética, que é o material descartado como rejeito na empresa, foi necessária a realização de algumas etapas para obtenção deste. O material já havia sido previamente preparado no LTM para obtenção do concentrado magnético, para realização de trabalhos anteriores, passando pelas etapas de secagem, fragmentação (britagem e moagem) e, por fim, separação magnética manual, utilizando imã de mão.

Para realização dos experimentos utilizou-se o concentrado magnético, que já havia sido obtido anteriormente, sendo que neste trabalho será referenciado como rejeito magnético. Este material foi submetido a concentração gravítica, atrição, moagem e finalmente, análise granulométrica para realização dos testes de lixiviação ácida.

3.2. Preparo das Amostras

Durante a preparação da amostra, a mesma foi submetida à etapa de concentração gravítica em mesa concentradora, visando aumentar o teor de magnetita (Figura 3.1). Em seguida o material foi seco em estufa, marca Olidef CZ à 100°C.



Figura 3.1: Etapa de concentração gravítica do material empregado nos testes de lixiviação, utilizando a mesa concentradora do LTM.

Posteriormente, foi realizada a atrição na superfície das partículas da alimentação dos testes de lixiviação, empregando a célula de flotação do tipo Darma-Denver, modelo D12. Essa operação foi executada empregando-se polpa mineral a 50% de sólidos, com 1100 rotações por minuto (rpm), visando remover a cobertura de lamelas das partículas (Figura 3.2). Após a atrição, o material foi decantado e colocado para secagem em estufa, marca Olidef CZ à 100°C.



Figura 3.2 - Atrição na superfície das partículas do material.

Em seguida, o material foi submetido à cominuição a úmido, em moinho de jarros, marca Lombardsuper, por 30 minutos (Figura 3.3). O moinho de Jarros corresponde a um dispositivo que, por meio de rotação, promove a sucessiva queda de esferas (carga moedora), responsáveis pela quebra progressiva de um determinado material, reduzindo sua granulometria e gerando partículas menores. Esse dispositivo também pode ser empregado para uma eficaz homogeneização de misturas (Paula *et al.* 2014).

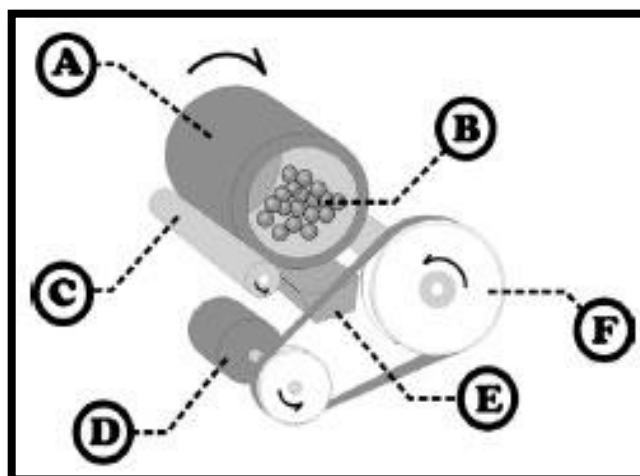


Figura 3.3 - Representação esquemática de um moinho de bolas (Paula *et al.* 2014).
A) Jarro de moagem; B) Meio de moagem (esferas); C) Rolos; D) Motor; E) Correia; F) Polia.

O procedimento foi realizado por duas vezes mantendo a porcentagem de sólidos da polpa a 50%. Em seguida, foi realizada a análise granulométrica a úmido do produto com o auxílio de uma peneira circular, marca a Bronzinox, cuja malha corresponde à abertura de 0,045 mm, ou 325# (mesh).

O resultado da moagem não se mostrou eficiente, restando grande quantidade de material acima da granulometria desejada. Diante deste cenário, foi necessário realizar outro procedimento para fragmentação do material. A solução alternativa encontrada, foi a moagem a seco manual, com auxílio de almofariz e pistilo das frações granulométricas superiores a 325#, que ficaram retidas no peneiramento a úmido (Figura 3.4 A).

Antes de iniciar esta operação foi realizado o peneiramento manual a seco de todo material na peneira circular, marca a Bronzinox, cuja malha corresponde à abertura de 0,25 mm (60#), para retirar as partículas mais grossas e facilitar a moagem no almofariz (Figura 3.4 B).

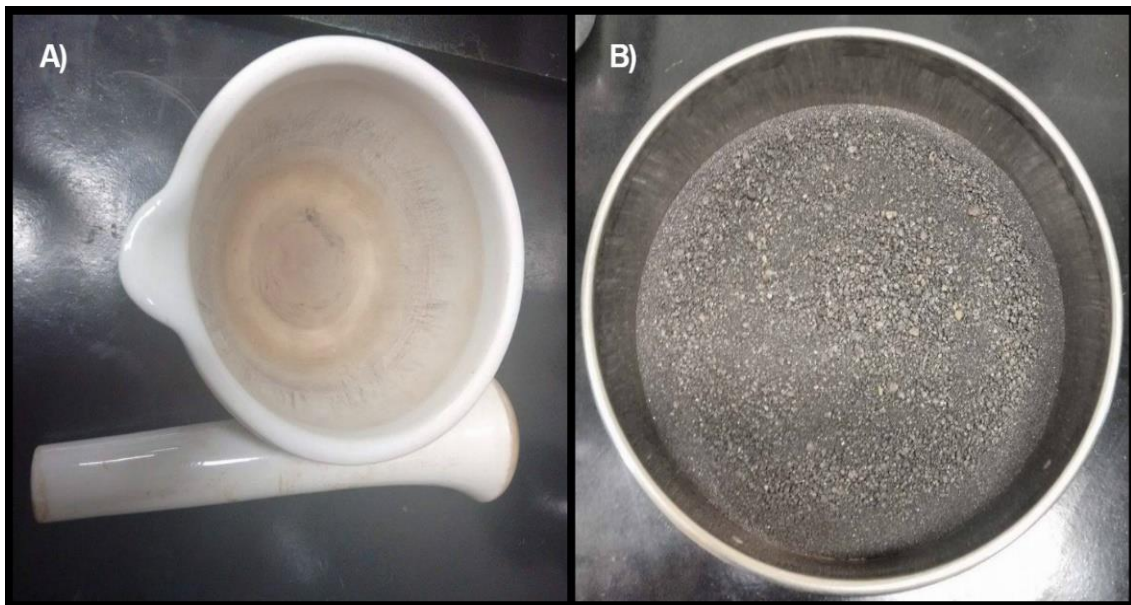


Figura 3.4 - **A)** Almofariz e pistilo utilizado na moagem do material; **B)** Material retido na peneira de 60#.

Após a moagem, a amostra foi submetida ao peneiramento a seco, no peneirador vibratório de bancada, marca Produtest (Figura 3.5).



Figura 3.5 - Peneiramento do rejeito magnético após a moagem no almofariz.

A operação foi realizada até se obter uma alíquota de 300 g de rejeito magnético com granulometria inferior a 0,045 mm (325#). Uma alíquota de 30 g foi encaminhada para Belo Horizonte, ao Laboratório de Engenharia de Materiais, do CEFET-MG (Campus I) para realização da análise química via Fluorescência de Raios-X. O restante da amostra foi acondicionada em saco plástico, lacrada e utilizada, posteriormente, em todas as etapas do presente trabalho.

3.3. Lixiviação Ácida Clorídrica

3.3.1. Planejamento dos Experimentos

Conforme descrito anteriormente, o trabalho visou estudar a lixiviação do fósforo presente no rejeito magnético. Para isto, foi investigada a influência de algumas variáveis operacionais, como: porcentagem de sólidos na polpa, concentração da solução de ácido clorídrico e tempo de operação empregado na lixiviação ácida, de acordo com um planejamento experimental apresentado na tabela 3.1.

Tabela 3.1 - Matriz de Planejamento.

TESTE	MATRIZ DE PLANEJAMENTO			Valores		
1	-1	-1	-1	6,25% (10 g)	0,2 M	30 min
2	-1	-1	+1	6,25% (10 g)	0,2 M	60 min
3	-1	+1	-1	6,25% (10 g)	0,4 M	30 min
4	-1	+1	+1	6,25% (10 g)	0,4 M	60 min
5	+1	-1	-1	11,76% (20 g)	0,2 M	30 min
6	+1	-1	+1	11,76% (20 g)	0,2 M	60 min
7	+1	+1	-1	11,76% (20 g)	0,4 M	30 min
8	+1	+1	+1	11,76% (20 g)	0,4 M	60 min
	% sol.	[Ácido]	Tempo	% de sólidos	[Ácido]	Tempo

Os níveis definidos para as variáveis operacionais foram baseados na dissertação de mestrado (Abreu *et al.* 2009).

3.3.2. Reagente Analítico

Para a realização dos experimentos foram utilizadas soluções de ácido clorídrico em duas diferentes concentrações molares 0,2 M e 0,4 M. Foram preparadas soluções de ácido clorídrico na concentração molar de 0,4 M, e para os testes de 0,2 M foi utilizado um fator de 2 para diluição da solução original de 0,4 M. Ou seja, nesse cenário, para a alimentação da unidade experimental empregava-se o mesmo volume de solução de ácido clorídrico 0,4 M e água destilada, visando obter uma solução ácida a 0,2 M.

Para a preparação das soluções foram utilizadas água destilada e ácido clorídrico (PA), marca Vetec, dosagem de 36,6% e densidade de 1,19 g/ml. O anexo 1 apresenta todos os cálculos para preparação da solução lixiviante ácida.

O volume de ácido clorídrico (PA) a ser diluído em água destilada para o preparo de 1000ml desta solução foi de 34 ml. Para a mensuração do volume de ácido foi utilizada proveta de capacidade para 100 ml.

3.3.3. *Unidade Experimental*

Os experimentos de lixiviação foram realizados em uma unidade experimental composta por um béquer de vidro borossilicato com capacidade nominal de 250ml e um agitador mecânico digital, marca Biovera, modelo IKA RW 20 digital (Figura 3.6A). O béquer foi alimentado com 150 ml de solução de ácido clorídrico 0,4 M, ou 75 ml de ácido clorídrico 0,4 M e 75 ml de água destilada, quando fosse o cenário. Durante os experimentos o agitador mecânico operou com 400 rpm e o tempo de lixiviação foi medido através de um cronômetro digital.

O material foi homogeneizado em saco plástico, visando obter uma amostra representativa do material, reduzindo a variabilidade composicional do mesmo na amostra empregada nos testes de lixiviação. A amostra coletada (10 g ou 20 g) foi adicionada ao sistema após a adição da solução de ácido clorídrico. Em seguida foi colocado filme de PVC transparente, marca Boreda na parte superior do béquer. O experimento foi realizado em capela e durante todo procedimento o filme de PVC foi mantido sobre o béquer a fim de que a evaporação de água do sistema fosse contida, minimizando a possível modificação da concentração do ácido (Figura 3.6B).

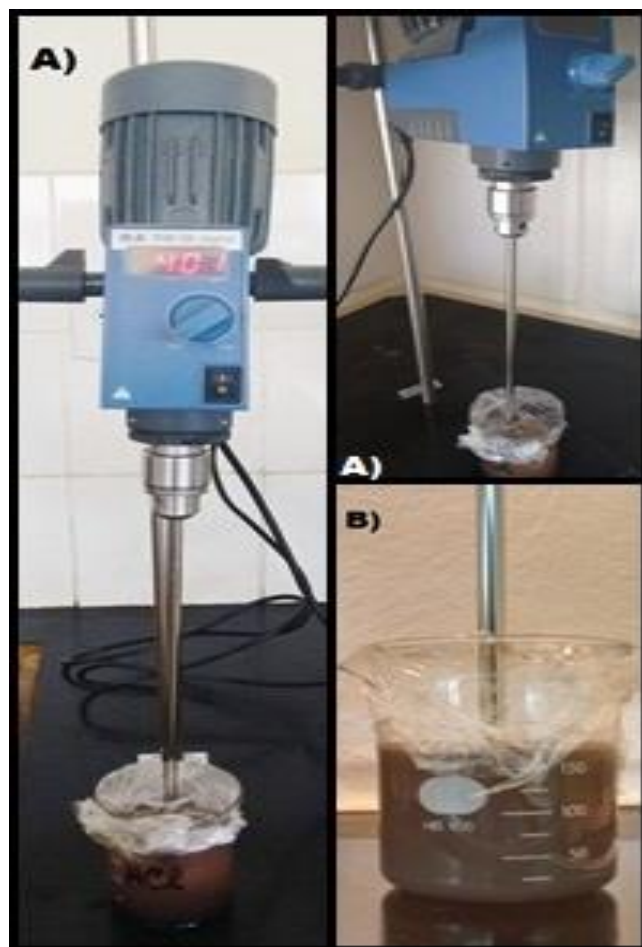


Figura 3.6 - Unidade experimental para realização dos testes de lixiviação.
A) Béquer acoplado ao agitador mecânico; **B)** Filme de PVC mantido sobre o béquer durante os experimentos.

Ao final dos experimentos, as amostras do licor de lixiviação foram coletadas, filtradas à vácuo, empregando papel filtro quantitativo faixa azul, marca Unifil, velocidade de filtração lenta, espessura de 0,20 cm e diâmetro de 15 cm (Figura 3.7).



Figura 3.7 - Filtragem das amostras de licor de lixiviação.

Em seguida, as amostras de licor foram armazenadas em frascos de vidro transparente. O resíduo sólido da etapa de lixiviação foi coletado após o experimento, secado em estufa, marca Olidef cz, a 100°C, pesado em balança de precisão, marca Gehaka, modelo BG-2000 e encaminhado para análise química via Fluorescência de Raios-X, visando determinar os teores das espécies químicas de interesse.

3.3.4. *Caracterização Tecnológica*

O resíduo sólido foi analisado via Fluorescência de Raios-X, que se mostra como uma técnica bastante versátil pelo fato de ser um método aplicado em várias amostras, incluindo as de estado sólido e líquido.

A análise por Fluorescência de Raios-X pode ser empregada para fins qualitativos ou quantitativos. Essa técnica se baseia na medição das intensidades dos raios-X característicos emitidos pelos elementos que constituem a amostra, quando excitada por partículas como elétrons, prótons ou íons produzidos em aceleradores

de partículas ou ondas eletromagnéticas, além do processo mais utilizado que é através de tubos de raios-X (Melo Júnior 2007).

Portanto, de forma resumida, a Fluorescência de Raios-X se compõe de três fases: excitação dos elementos que constituem a amostra, dispersão dos raios-X característicos emitidos pela amostra e detecção/quantificação destes raios pelo equipamento (Santos *et al.* 2013).

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1. Concentração Gravítica e Atrição

A Figura 4.1 (B) apresenta o resultado do material após a etapa de concentração gravítica. Pode ser observado que esta etapa foi bastante eficiente, sendo removida praticamente toda a lama que estava aderida neste material, resultando em um maior teor de magnetita.

A Figura 4.1 (C) ilustra o resultado obtido da etapa de atrição. Nota-se uma menor quantidade de lamas recobrindo as partículas do rejeito magnético.

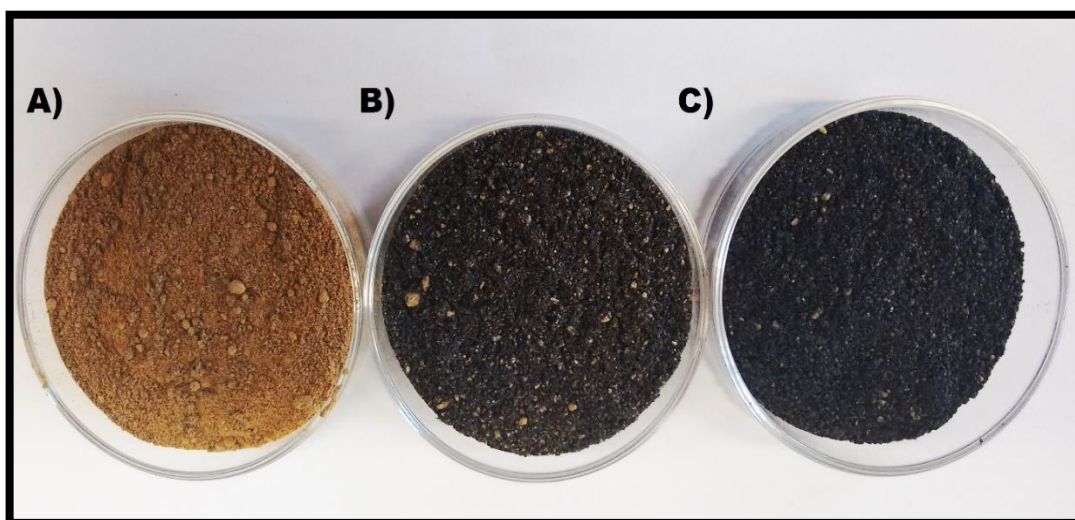


Figura 4.1 - Resultados das etapas de concentração gravítica e atrição das partículas. **A)** Rejeito magnético antes de passar pela etapa de concentração gravítica, em mesa concentradora; **B)** Rejeito magnético após a concentração gravítica; e **C)** Rejeito magnético após a atrição.

4.2. Caracterização do rejeito magnético

O resultado da análise química das espécies de interesse para a amostra de alimentação dos testes de lixiviação ácida, Fe e P, via Fluorescência de Raios-X, são mostrados na Tabela 4.1.

Tabela 4.1 – Análise química da alimentação dos testes de lixiviação ácida.

Elemento químico	Alimentação	
	Fe _T	P
Teor (%)	80,17	2,30

Pelo resultado da análise química, pode ser observado o elevado teor do elemento Fe presente no rejeito magnético, além da presença do fósforo (P), que se encontra acima da especificação de minério de ferro ($P < 0,040\%$), e neste caso é considerado bastante elevado.

4.3. Lixiviação Ácida

A Tabela 4.2 apresenta os resultados obtidos de perda de massa e os resultados da análise química para cada teste.

Tabela 4.2 - Resultados da porcentagem de perda de massa e análise química para os oito testes de lixiviação ácida.

Testes	% sólidos	m _{sólidos} inicial (g)	[Ácido] (M)	Tempo (min)	m _{sólidos} final (g)	Perda de massa (%)	Fe _T (%)	P (%)
1	6,25	10	0,2	30	9,34	6,60	87,34	ND*
2				60	9,23	7,70	89,64	ND*
3			0,4	30	9,15	8,50	88,15	ND*
4				60	9,18	8,20	88,51	ND*
5	11,76	20	0,2	30	18,52	7,40	85,88	0,50
6				60	18,58	7,10	86,14	0,54
7			0,4	30	18,35	8,25	89,95	ND*
8				60	18,35	8,25	87,85	ND*

*Não detectado

A partir da análise da Tabela 4.2, é possível visualizar que todos os testes apresentaram perda de massa. Além disso, pode ser observado que a lixiviação ácida se mostrou bastante efetiva, reduzindo drasticamente os teores de fósforos, uma vez que o equipamento não foi capaz de ler seus valores, estando estes fora do limite analítico do teste, exceto para os testes 5 e 6. Para realizar uma avaliação mais detalhada foram elaborados dois gráficos (Figura 4.2 e Figura 4.3), relacionando a porcentagem de perda de massa e a porcentagem de sólidos para as duas diferentes concentrações molares (0,2 M e 0,4 M) de solução de ácido clorídrico, no tempo de operação de 30 min e 60 min, respectivamente.

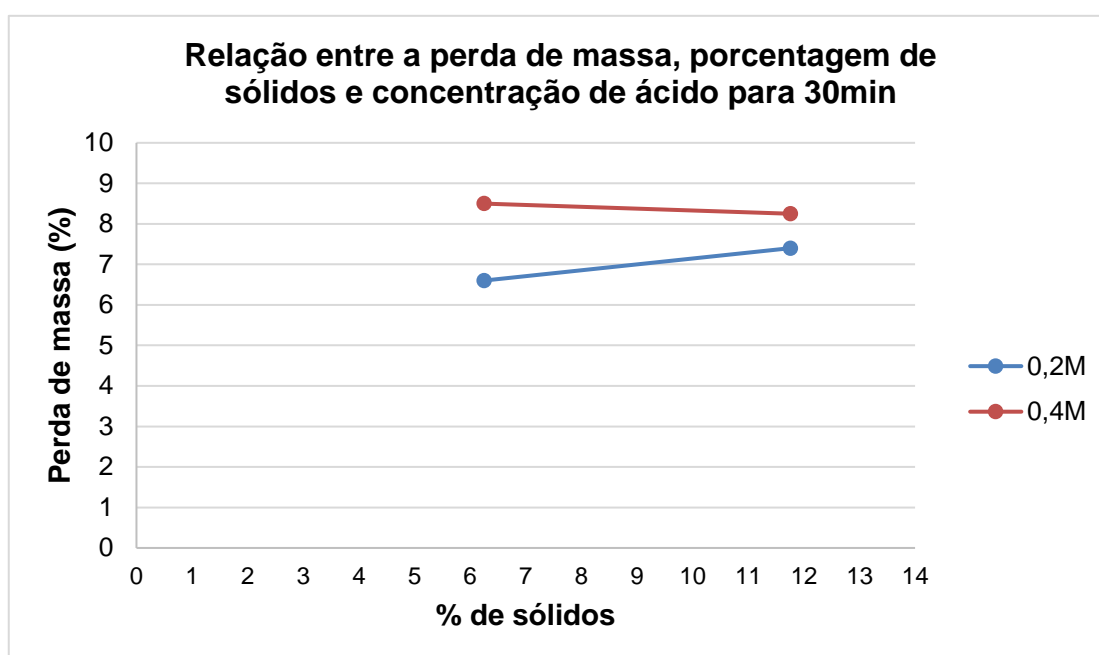


Figura 4.2 - Relação entre a perda de massa, porcentagem de sólidos e concentração de ácido, no tempo de operação de 30 min.

Pela análise da Figura 4.2, pode ser constatado que para uma concentração da solução de ácido clorídrico igual a 0,2 M houve uma maior perda de massa para a porcentagem de sólidos igual a 11,76% (20 g). Pode-se observar também que nesta concentração de ácido clorídrico há uma tendência no acréscimo de perda de massa quando a porcentagem de sólidos é elevada. Através da análise química foi verificado que houve uma diminuição no teor de ferro com o aumento da porcentagem de sólidos na polpa, e também que a lixiviação do fósforo não foi eficiente, sendo detectado 0,50% de fósforo. Pode-se dizer que a lixiviação ácida não foi seletiva, e que essa

maior perda de massa pode ser associada a lixiviação de outros elementos químicos, inclusive o ferro.

Na concentração da solução de ácido clorídrico correspondente a 0,4 M, é possível perceber que quando a porcentagem de sólidos aumenta (de 6,25% para 11,76%), não ocorre uma alteração significativa de perda de massa, apresentando pouca variação. Por meio da análise química foi possível notar que o teor de ferro aumentou de 88,15% para 89,95% apresentando uma maior purificação do material. A maior lixiviação do material, pode ser explicada, pelo fato deste conter maior quantidade de partículas, além da cinética de reação química ser favorecida por uma maior concentração de espécies no sistema.

Dentre as duas concentrações de ácido clorídrico mostradas acima, a que se mostrou mais eficiente foi a de 0,4 M, pois neste caso tal concentração forneceu uma maior perda de massa. Ou seja, foi lixiviada uma maior proporção do material, independente da porcentagem de sólidos. Neste caso pode-se dizer que por ser uma solução mais concentrada, favorece a cinética da reação química entre o ácido clorídrico e o composto, apresentando uma lixiviação mais efetiva. Este fato pôde ser comprovado pela análise química, ou seja, houve um maior teor de ferro para a concentração da solução de ácido clorídrico de 0,4 M.

A partir da Tabela 4.2 foi elaborado um segundo gráfico (Figura 4.3), relacionando a porcentagem de perda de massa e porcentagem de sólidos para as duas diferentes concentrações molares (0,2 M e 0,4 M) de solução de ácido clorídrico, para o tempo de operação de 60 min.

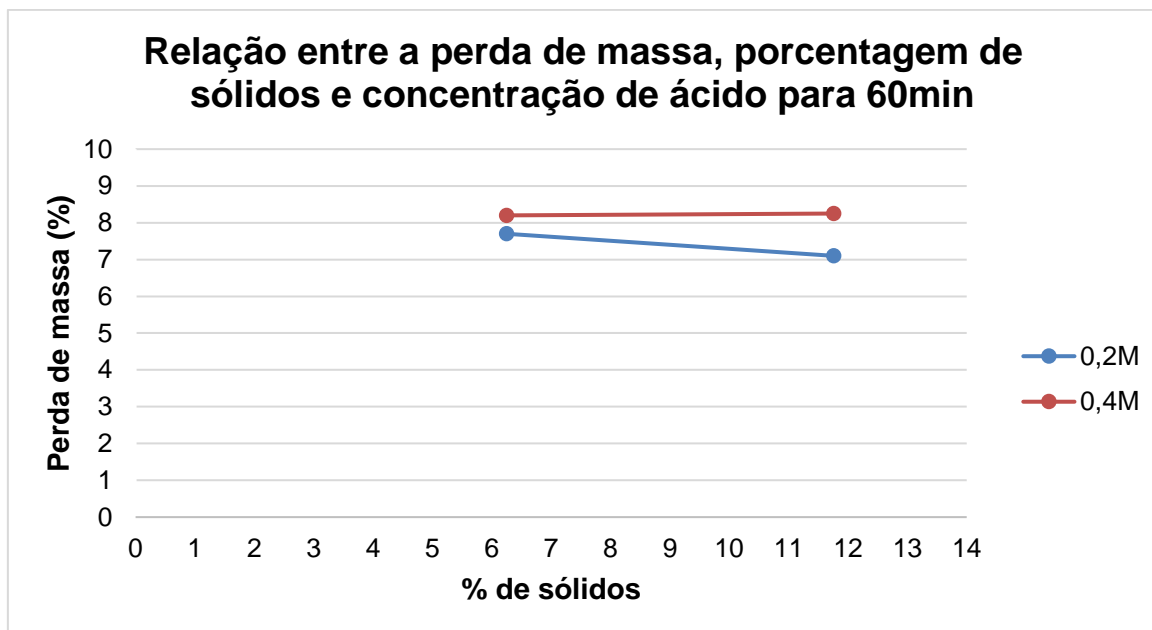


Figura 4.3 – Relação entre a perda de massa, porcentagem de sólidos e concentração de ácido no tempo de operação de 60 min.

A partir da análise da Figura 4.3, torna-se possível visualizar que tanto para a concentração de ácido clorídrico a 0,2 M como para 0,4 M não houve um aumento significativo no parâmetro perda de massa. Para as duas concentrações de ácido clorídrico, o aumento da porcentagem de sólidos não se mostrou eficiente na lixiviação do material. Além disso, o teor de ferro diminuiu, apresentando uma menor purificação da magnetita. Esse fato se torna mais visível na concentração de ácido de 0,2 M, ou seja, não houve uma eficiência na lixiviação do fósforo, sendo detectado 0,54% deste elemento no material. Por este motivo pode-se dizer que o tempo de operação de 60 min ultrapassou o tempo ótimo recomendado para o teste. Ou seja, é possível que o tempo ideal de duração dos testes visando à obtenção de máxima eficiência da lixiviação, provavelmente, se encontre próximo ou inferior a 30 min.

Observou-se também (Figura 4.3), que entre as duas concentrações de ácido clorídrico, a que se mostrou mais eficiente foi a de 0,4 M, levando em consideração a pouca variação nos teores de ferro em relação à concentração de 0,2 M. Ou seja, apresentou uma maior eficiência. Esse fato pode ser explicado pelo fato da solução de ácido clorídrico ser mais concentrada, facilitando a cinética da reação química entre

o agente lixiviante e o material. Desta maneira a lixiviação do material se torna mais eficiente.

Comparando os resultados apresentados nas Figuras 4.2 e 4.3, nota-se que a variação do tempo de 30 min para 60 min não afetou significativamente a lixiviação do fosfato, e por isso pode-se dizer que o tempo ótimo de lixiviação ficou próximo ou inferior a 30 min.

Assim, de forma geral, frente aos resultados dos ensaios destaca-se que a concentração da solução foi determinante para a lixiviação do fosfato. O melhor desempenho foi obtido para a concentração de solução de ácido clorídrico igual a 0,4 M. Ou seja, para uma maior concentração de ácido, foi percebida uma maior eficiência durante a lixiviação. Outro ponto a se destacar corresponde ao tempo de operação, que não contribuiu significativamente na operação de lixiviação. Neste caso pode-se inferir que o tempo ótimo permaneceu abaixo de 60 min e próximo ou inferior a 30 min. Por fim, verificou-se que a porcentagem de sólidos favoreceu a lixiviação do fósforo para a concentração molar de 0,4 M para o tempo de operação de 30 min. Porém, esta variável não apresentou uma influência considerável quando a concentração de ácido se mostra menos concentrada (0,2 M), ou quando se considera um tempo de operação maior, correspondente a 60 min.

Diante da possibilidade de aplicação desta operação como purificação do rejeito magnético, as variáveis consideradas apropriadas, segundo o presente estudo, seriam o emprego de solução clorídrica ácida a 0,4 M, uma vez que a concentração de 0,2 M não foi capaz de atingir a especificação do teor de fósforo para o emprego na indústria siderúrgica. Além disso, o tempo de operação poderia ser próximo de 30 min, já que dobrando o tempo de reação não foram constatados ganhos significativos nos parâmetros perda de massa e teor de ferro. Para a porcentagem de sólidos da polpa, esta poderia ser empregada a 11,76% de sólidos, uma vez que a variação deste não afetou significativamente os resultados encontrados. A opção deste valor se justifica por uma economia de água necessária para a diluição da polpa.

Para todos os testes (exceto 5 e 6), foram atingidas as especificações de teor de fósforo para aplicação no setor siderúrgico. Então torna-se viável o emprego da lixiviação ácida clorídrica como etapa de purificação e preparação do rejeito magnético, visando sua aplicação na indústria siderúrgica.

5. CONCLUSÕES

A lixiviação ácida apresentou bons resultados com base nos valores obtidos da análise química em relação à purificação/remoção do fósforo. Em todas as análises realizadas para os testes, exceto 5 e 6, o fósforo resultante foi inferior ao valor requerido para a siderurgia, atendendo assim os requisitos de mercado.

A concentração da solução de ácido clorídrico foi determinante na operação de lixiviação. O melhor desempenho da lixiviação ácida para as duas diferentes concentrações molares foi para a concentração de ácido igual a 0,4 M, independente da porcentagem de sólidos. Uma maior concentração de ácido apresentou maior lixiviação do material.

O tempo de operação não foi um fator que influenciou substancialmente a operação de lixiviação. Pode-se considerar que o tempo ótimo permaneceu abaixo de 60 min, próximo ou inferior a 30 min.

A porcentagem de sólidos favoreceu a lixiviação do fósforo para a concentração molar de 0,4 M no tempo de operação de 30 min. Porém, esta variável não apresentou uma influência considerável quando a concentração de ácido se mostra menos concentrada (0,2 M), ou quando se considera um tempo de operação maior, correspondente a 60 min.

A concentração de 0,2 M não foi capaz de atingir a especificação para aplicação siderúrgica em relação ao teor de fósforo, considerando a porcentagem de sólidos de 11,76%, independente do tempo de operação. Entretanto, para todos os outros testes foram obtidos produtos com teor de fósforo dentro da especificação para aplicação na indústria siderúrgica.

6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- Avaliar o efeito da temperatura sobre a lixiviação de fósforo no rejeito magnético, uma vez que esta é uma variável que afeta a cinética das reações químicas;
- Realizar testes de lixiviação clorídrica ácida considerando o tempo de operação inferior a 30 min;
- Avaliar o efeito de outros agentes lixivantes ácidos, considerando diferentes concentrações;
- Realizar análise química dos licores de lixiviação, para avaliar o teor de fósforo lixiviado, confirmando a efetividade da lixiviação seletiva deste contaminante do rejeito magnético;
- Realizar testes de lixiviação ácida clorídrica em coluna, uma vez que o material se encontra empilhado, sendo mais viável economicamente a lixiviação em pilha.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Abreu C. B. D. 2009. *Tratamento Hidrometalúrgico do Resíduo da Rota de Processamento de Zinco Primário para a Recuperação de Sulfato de Cálcio Visando Aplicação Industrial*. Dissertação de Mestrado, Escola de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 154 p.
- Araújo L. A. 1997. *Manual de Siderurgia*. Produção, Editora Arte e Ciências, São Paulo, 470 p.
- Araujo R. V. V. D., Sobral L. G. & Santos R. L. C. D. 2002. Produção de Fosfato no Brasil: Complexo de Mineração de Tapira/Fosfertil. *In: ENTMME, XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa*. Recife, p. 439-440.
- Barbosa T. D. J. E. 2013. *Avaliação da disposição de rejeitos de minério de ferro nas consistências polpa e torta*. Dissertação de Mestrado, Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 180 p.
- Bezerra M. A. & Brod J. A. 2011. *Mineralogia da Apatita do Complexo Alcalino-Carbonatítico de Tapira*. Universidade Federal de Goiás, Goiás, 14 p.
- Bizzi L. A., Schobbenhaus C., Vidotti R. M. & Gonçalves, J. H. 2003. *Geologia Tectônica e Recursos Minerais do Brasil*. Brasília, 19 p.
- Borges A. A. 2006. *Caracterização Tecnológica do Concentrado Magnético de Minério Fosfático de uma Chaminé Alcalina*. Dissertação de Mestrado, Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 198 p.
- Cardoso K. A. 2012. *Produção de Sulfato Ferroso a Partir do Resíduo Proveniente da Mineração de Ferro*. Dissertação de Mestrado, Engenharia Química e Engenharia de Alimentos, Universidade Federal de Santa Catarina, Florianópolis, 81 p.
- Carvalho C.A., Pedrosa M.F., Martins A.H. 2001. Extração por Solventes Aplicada à Remoção de Metais Pesados Presentes no Licor de Lixiviação do Minério de Manganês da Mina do Azul (PA). *Revista Escola de Minas*, **54**(3): 7.
- Carvalho P. S. L. D., Silva M. M. D., Rocio M. A. R. & Moszkowicz J. 2012. Minério de Ferro. *Banco Nacional de Desenvolvimento Econômico e Social (BNDES) setorial*, **39**:197-234.
- Chanda B., Chong S.P., Panigrahi S.C. 1994. Fundamental Investigations of Differences in Bonding Mechanisms in Iron Ore Sinter Formed from Magnetite Concentrates and Hematite Ores. *Power Technology*, **53**(130):393-399.
- Ciminelli V. S. T. 2006. Hidrometalurgia. Belo Horizonte. *Engenharia Metalúrgica e de Materiais*, 157 - 159.
- Ciminelli V. S. T. 2010. Introdução ao Processamento Aquoso - Lixiviação. Instituto Nacional de Ciência e Tecnologia em Recursos Minerais, Água e Biodiversidade. Belo Horizonte. *Acqua recursos minerais biodiversidade*, (6):119-152
- Costa Júnior C. N. D. 2013. Sumário Mineral. *Departamento Nacional de Produção Mineral*, **33**:76-78.

- Costa R.V.P. 2008. *Otimização da Resistência à Compressão de Pelotas de Minério de Ferro para Redução Direta pela Aplicação de Projeto Robusto*. Dissertação de Mestrado. Engenharia de Materiais, Rede Temática de Engenharia de Materiais, Ouro Preto, 130 p.
- Damasceno E. C. 2006. Disponibilidade, Suprimento e Demanda de Minérios para Metalurgia. *CETEM/MCT*, **69**:22-32.
- Eberhardt D. B. 2014. *Elementos-Traços em Minerais do Complexo Alcalino Carbonatítico de Tapira - MG*. Dissertação de Mestrado, Instituto de Geociências, Universidade de Brasília, Brasília, 149 p.
- Fernandes E., Guimarães B. D. A. & Matheus R. R. 2009. Principais Empresas e Grupos Brasileiros do Setor de Fertilizantes. *BNDES Setorial*, **29**:203-226.
- Ferreira G. E. 2011. A Competitividade da Mineração de Ferro no Brasil. *CETEM/MCT - Centro de Tecnologia Mineral*, **50**:13-14.
- IBRAM. 2012. *Informação e Análises da Economia Mineral Brasileira*, **7**:32-37.
- Gouvea L. R. 2008. *Recuperação de Zinco, Cádmio e Cobre de Licores Sulfúricos Provenientes de Resíduos Industriais da Metalurgia Extrativa do Zinco*. Dissertação de Mestrado, Ciência e Tecnologia de Minerais, Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear, Belo Horizonte, 129 p.
- Habashi F. 1993. *A Textbook of Hydrometallurgy*. Canadá, Metallurgie Extractive Québec, 750 p.
- Lundh P.A., Button R.A. 1989. Fundamental Investigations of Differences in Bonding Mechanisms in Iron Ore Sinter Formed from Magnetite Concentrates and Hematite Ores. *Power Technology*, **16**(130):393-399.
- Maeda J. M. M. 2014. *Estudo de caracterização mineral e de reagentes na flotação de minério de ferro*. Trabalho de Conclusão de Curso, Engenharia Química da Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 46 p.
- Maia E.S. 2011. *Pelotização e Redução de Concentrado Magnetítico*. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Materiais e de Processos Químicos e Metalúrgicos, Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 144 p.
- Melo M. T. V. D. 1997. Depósitos de Fosfato, Titânio, e Nióbio de Tapira, Minas Gerais. *In: BRASIL. Ministério das Minas e Energia. Departamento Nacional da Produção Mineral. Principais Depósitos Minerais do Brasil*, 4, Brasília, p. 41 – 56.
- Melo Júnior A. D. S. 2007. *Análise Quantitativa do Material Particulado na Microfluorescência de Raios X e Reflexão Total Usando Radiação Síncrotron*. Tese de Doutorado, Faculdade de Engenharia Civil, Arquitetura e Urbanismo., Universidade Estadual de Campinas, Campinas, 283 p.
- Monteiro A. P. D. M. 2005. *Influência do Método de Preparação nas Propriedades do Óxido de Ferro Suportado*. Dissertação de Mestrado, Instituto de química, Universidade Federal da Bahia, Salvador, 88 p.

- Morais C. A. D., Albuquerque R. O. D. & Ladeira A. C. Q. 2014. Processos Físicos e Químicos Utilizados na Indústria Mineral. *Cadernos Temáticos de Química Nova na Escola*, **8**:9-17.
- Mourão J. M. 2008. NT Minério de Ferro e Pelotas Situação Atual e Tendências 2025. *Centro de Gestão e Estudos Estratégicos*, 10-11.
- Nascimento D.R. 2010. *Flotação Aniônica de Minério de Ferro*. Dissertação de Mestrado, Escola de Minas de Ouro Preto, Ouro Preto, 116 p.
- Netto A. T. & Santos A. A. V. D. 2009. *A Atuação da Siderurgia no Brasil no Segmento de Aços Longos e a Relação Comercial entre Brasil e China*. Trabalho de Conclusão de Curso, Instituto Santanense de Ensino Superior, São Paulo, 71 p.
- Paula L. F. D., Alves A. C., Alves H. C. S., Ribeiro E. A., Madurro A. G. B. & Madurro J. M. 2014. Diretrizes para a Construção de um Moinho de Bolas para a Moagem de sólidos em Laboratórios. *Química Nova*, **37**(4):736-739.
- Padula V.P. 2009 *Caracterização Tecnológica de um Sínter Feed Hematítico Contendo Diferentes Proporções e Tipos de Sílica nas Frações Aderentes, Intermediárias e Nucleantes*. Dissertação de Mestrado, Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, 110 p.
- Portes A. M. C. 2013. *Avaliação da Disposição de Rejeitos de Minérios de Ferro nas Consistências Polpa e Torta*. Dissertação de Mestrado, Geotecnia e Transporte, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 180 p.
- Reis R. C. 2010. *Estudo da Estabilidade de Taludes da Mina de Tapira/MG*. Dissertação de Mestrado, Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 145 p.
- Ribeiro, V. B. & Mantovani, M. S. M. 2010. Campo Gravimétrico do Complexo Alcalino de Tapira (MG): Comparação Entre Técnicas de Interpolação e de Separação Regional-residual. *Revista Brasileira de Geofísica (RBGF)*, **29**(3):463-485.
- Santos E. S., Gama E. M., França R. S. D., Souza A. S. & Matos R. P. 2013. Espectrometria de Fluorescência de Raios-X na Determinação de Espécies Químicas. *Enciclopédia Biosfera*, **9**(17): 3413-3432.
- Schinazi G. *Caracterização de Sínter de Minério de Ferro por Microscopia Óptica Digital*. Departamento de Ciência dos Materiais e Metalurgia, Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 10 p.
- SIAM. Sistema Integrado de Informação Ambiental. Disponível em: <http://www.siam.mg.gov.br/siam/lc/2009/0000119880162009/5855122009.pdf>. Acessado em: 29 de abril de 2016.
- Silva J. N. S. 2011. *Siderurgia*. Instituto Federal de Educação, Ciência e Tecnologia (UFESM), Belém do Pará, 110 p.
- Woff A. P. 2009. *Caracterização de Rejeitos de Minério de Ferro de Minas da Vale*. Dissertação de Mestrado, Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 107 p.

Yang, L. X. & Matthews, E. 1997. Sintering Reactions of Magnetite Concentrates under Various Atmospheres. *ISIJ International*, **37**(11):1057-1065.

ANEXOS

ANEXO 1 – PREPARAÇÃO DA SOLUÇÃO DE ÁCIDO CLORÍDRICO

Para a realização dos testes foram preparadas soluções de 1000 ml de ácido clorídrico (HCl) na concentração de 0,4 M. É importante ressaltar que para os testes de 0,2 M foi utilizado um fator de diluição 2 a partir da solução original de 0,4 M.

Inicialmente foram realizados alguns cálculos a fim de se obter o volume de ácido necessário para preparo da solução

Dados do HCl: densidade (d) = 1,19 g/ml.

Teor = 36,6 % em massa.

Massa molar = 36,6 g/mol.

Para 1000ml de solução 0,4 mols precisa-se de 14,6 g de HCl conforme cálculo abaixo:

$$M = \frac{n_1}{v}$$

Onde:

M = Molaridade

V = Volume de solução (litros)

$$0,4 = \frac{n_1}{1} = 0,4 \text{ mols de HCl}$$

como $n_1 = \frac{m}{M}$, temos:

$$n_1 = \frac{m_1}{M \cdot v}$$

Onde:

m₁ = massa do soluto (g)

M = Massa molar (g)

V = volume da solução

$$0,4 = \frac{m1}{36,6} = 14,6 \text{ g}$$

$$T = \frac{m1}{m}$$

Onde:

T= Título (%)

m1= massa do soluto (g)

m = massa da solução

$$0,365 = \frac{14,6}{m} = 40 \text{ g}$$

Utilizando a equação da densidade, pôde-se calcular o volume de HCl necessário.

$$d = \frac{m}{v}$$

$$1,19 = \frac{40}{v} = 33,6 \cong 34 \text{ ml}$$

A partir desse valor, mediu-se com uma proveta 34 ml de HCl aproximadamente. Tomou-se o cuidado em usar uma luva e abrir o frasco contendo HCl dentro da capela, a seguir transferiu-se o conteúdo para um balão volumétrico de 1000 ml e adicionou-se água até a marca indicadora de volume do balão volumétrico usado. Por fim realizou-se a homogeneização da solução.

Para os testes de 0,2 M, como já dito anteriormente, foi utilizado um fator de 2 para diluição da solução original de 0,4 M. Como a solução de ácido clorídrico utilizada nos testes foi de 150 ml, foi necessário diluir 75 ml de ácido clorídrico na concentração de 0,4 M em 75 ml de água destilada.