

Escola Politécnica
Universidade de São Paulo
Departamento de Engenharia de Minas

RECEBIDO
19/03/2001
POS-GRADUACAO

**APLICAÇÃO DO CONCENTRADOR CENTRÍFUGO
MULTI-GRAVITY SEPARATOR (MGS) NA
RECUPERAÇÃO DE FINOS DE MINERAIS PESADOS**

Regina Coeli Casseres Carrisso

São Paulo

2001

REGINA COELI CASSERES CARRISSO

**APLICAÇÃO DO CONCENTRADOR CENTRÍFUGO
MULTI-GRAVITY SEPARATOR NA RECUPERAÇÃO
DE FINOS DE MINERAIS PESADOS**

**Tese apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de São
Paulo para obtenção do título de
Doutor em Engenharia.**

**Área de concentração: Engenharia
Mineral.**

**Orientador: Prof. Dr. Arthur Pinto
Chaves.**

São Paulo

2001

Carriso, Regina Coeli Casseres

Aplicação do concentrador centrífugo Multi-gravity Separator (MGS) na Recuperação de finos de minerais pesados. São Paulo: EPUSP, 2001.

92 p.

Tese (Doutorado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas.

1. Multi-Gravity Separator (MGS). 2. concentrador centrífugo. 3. concentração gravítica. I. Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas. II. t.

**Aos meus pais Manoel (*in memoriam*) e Maria Therezinha
pela dedicação e espírito de luta.**

Ao Antonio e à Silvana pelo apoio e solidariedade.

Ao Mario pela compreensão, carinho e superação.

Ao Tadeu pela colaboração e compreensão.

AGRADECIMENTOS

Ao Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves pela orientação e sugestões.

Ao Prof. Dr. José Renato Baptista de Lima pelo incentivo e sugestões.

Ao Prof. Dr. Roberto C. Villas Bôas que, na época como Diretor do CETEM, empenhou-se ao máximo para o êxito do Convênio EPUSP/CETEM.

Ao Prof. Dr. Eduardo Camilher Damasceno que coordenou o Convênio EPUSP/CETEM com grande empenho levando-o a atingir seus objetivos.

Ao Dr. Fernando Freitas Lins, atual Diretor do CETEM, por ter apoiado e dado continuidade aos objetivos do Convênio EPUSP/CETEM.

Aos Dr. João Alves Sampaio e Dr. Adão Benvindo da Luz, chefes do SEBM e do DTM do CETEM, por permitirem que eu dedicasse o maior tempo possível a este trabalho.

Ao Técnico Carlos Alberto Melo Santos pela colaboração na realização dos ensaios e preparação das amostras e também pelas lições de planilha eletrônica.

Às Técnicas Nilza Maria M. de Oliveira e Cleonice Maria S. Martins pelas análises químicas.

À bibliotecária Sônia Maria Mamede Lourenço bem como a Andréa Diogo Teixeira pela colaboração na busca de artigos técnicos.

Ao Dr. Arnaldo Alcover Neto e ao Dr. Jurgen Schnellrath pelo apoio na caracterização mineralógica.

Aos Prof. Giulio Massarani e Eng. Marcos Roberto Halasz (Engenharia Química da COPPE/UFRJ) pelo apoio na realização das análises granulométricas.

A todos colegas que direta ou indiretamente colaboraram na execução deste trabalho



ESCOLA POLITÉCNICA DA UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

À Comissão de Pós-graduação
Escola Politécnica da USP
E.M.

Ref.: Regina Coeli Casseres Carrisso

São Paulo, 28 de fevereiro de 2001.

Prezados senhores:

A Comissão Julgadora da dissertação de mestrado acima referida determinou a inclusão de uma errata na mesma. Passo a apresentá-la, pedindo as suas providências para a sua inclusão.

Atenciosamente,

Arthur Pinto Chaves
orientador

ERRATA

| pág. | linha | onde se lê: | leia-se: |
|------|------------------------|--|---------------------------|
| 4 | nona | eliminar a palavra "indefinidamente". | |
| 8 | antepenúltima | atuante | externa atuando |
| 9 | undécima | w^2 | w |
| 12 | sexta | o trecho entre parênteses deve ser eliminado | |
| 19 | terceira | distante | acima |
| | figura 2 | (m) | (μm) |
| 26 | quinta | F_B = força de Bagnold | F_R = força resultante |
| | décima | inversamente | diretamente |
| 27 | quarto parágrafo | deve ser eliminado | |
| | penúltima | FIGUEIREDO; CHAVES (1995) | FIGUEIREDO; CHAVES (1998) |
| 37 | décima oitava | inferior | externa |
| 45 | décima segunda | eliminar a palavra "nas". | |
| 54 | Adicionar a referência | SILVA et al. (1998) ao parágrafo. | |
| 65 | tabela 7, | 14, 15, 15, 16 | 15, 14, 16, 15 |
| | segunda coluna | | |
| 67 | segunda | controle | resposta |
| 68 | última linha | adicionar: 34 na segunda coluna | |
| 73 | ante-antepenúltima | eliminar a palavra "possíveis". | |



ESCOLA POLITÉCNICA DA UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

- 78 deve ser inserida a seguinte nota: A recuperação de magnetita no concentrado é dada por: t/h de magnetita no concentrado/t/h de magnetita na alimentação. A massa de magnetita na alimentação foi calculada com base no teor de magnetita utilizado em cada ensaio experimental (1,3 e 5%) em relação à massa alimentada no respectivo ensaio.
- 79 figura 16 1 % magnetita 5 % magnetita
 5 % magnetita 1 % magnetita
- 90 Adicionar as seguintes referências:
HUNTER, R.T. (1992) Rheology of colloidal dispersions. In: **Foundations of Colloid Science**, Claredon Press-Oxford, v. II, chapter 18, p. 993-1057.
SHAW, D.J.(1992) Rheology. In: **Introduction to Colloid and Surface Chemistry**, Butterworths-Heinemann Ltd, fourth edition, chapter 9, p. 244-61.
CONCHA, F.; ALMENDRA, E.R. (1979) Settling velocities of particulate systems:1. Settling velocities of individual spherical particles. **International Journal of Mineral Processing**, nº 5, p. 349-67.
NAPIER-MUNN, T.J. (1990) The effect of dense medium viscosity on separation efficiency. **Coal Preparation**, v. 8, p. 145-65.
GAUDIN, A.M. (1939) **Principles of Mineral Dressing**, TMH Edition, várias paginações, 554p.
LINS, F.F. (1998) Concentração Gravítica. In:**Tratamento de Minérios**, CETEM/CNPq, capítulo 6, p. 261-96.
SZTABA, K. (1994) The problems of flow concentration of very fine grained material. In: IV Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology, Concepción, Chile, p. 135-45.
DARLEY, H.C.H.; GRAY, G.R. (1988) Rheology of drillings fluids. In: **Composition and Properties of Drilling and Completion Fluids**, fifth edition, Gulf Publishing Company, chapter 5, p. 184-281.
NAPIER-MUNN, T.J.; MORRELL, S.; MORRISSON, R.D. (1996) Screens and Hydrocyclones **Mineral Comminution Circuits Their Operation and Optimisation**, JKMRC, chapter 12, p. 273-330.

[Handwritten signature]

SUMÁRIO

Página

LISTA DE FIGURAS

LISTA DE TABELAS

LISTA DE QUADROS

LISTA DE SÍMBOLOS E UNIDADES

RESUMO

ABSTRACT

| | | |
|--------|---|----|
| 1. | INTRODUÇÃO..... | 1 |
| 2. | OBJETIVO..... | 3 |
| 3. | REVISÃO BIBLIOGRÁFICA..... | 4 |
| 3.1. | Conceitos e Definições..... | 4 |
| 3.1.1. | Movimento de Partículas em um Fluido..... | 7 |
| 3.1.2. | Mecanismos que Atuam na Concentração Gravítica..... | 15 |
| 3.1.3. | Fatores que Influenciam nos Mecanismos de Concentração Gravítica..... | 26 |
| 3.2. | Principais Equipamento de Concentração Centrífuga..... | 35 |
| 3.2.1. | Jigue Centrífugo – Kelsey Jig..... | 36 |
| 3.2.2. | Concentrador Centrífugo Falcon..... | 38 |
| 3.2.3. | Concentrador Centrífugo Knelson..... | 40 |
| 3.2.4. | Multi-Gravity Separator (MGS)..... | 43 |
| 3.3. | Estudos Realizados com Diferentes Concentradores Centrífugos..... | 46 |
| 4. | Materiais e Métodos..... | 55 |
| 4.1. | Amostras..... | 55 |
| 4.2. | Preparação das Amostras..... | 55 |

| | | |
|------|---|----|
| 4.2. | Preparação das Amostras..... | 55 |
| 4.3. | Análises Granulométricas..... | 56 |
| 4.4. | Análises Químicas..... | 58 |
| 4.5. | Caracterização Mineralógica..... | 62 |
| 4.6. | Ensaio de Concentração Centrífuga..... | 62 |
| 4.7. | Controle do Processo..... | 67 |
| 5. | RESULTADOS E DISCUSSÃO..... | 69 |
| 5.1. | Mecanismos da Concentração Gravítica no MGS..... | 69 |
| 5.2. | Resultados da Primeira Etapa dos Ensaio Experimentais..... | 75 |
| 5.3. | Resultados da Segunda Etapa dos Ensaio Experimentais..... | 82 |
| 6. | CONCLUSÕES..... | 87 |
| | REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... | 90 |

LISTA DE FIGURAS

| | Página |
|---|---------------|
| Figura 1: Coeficiente de resistência e número de Reynolds da partícula | 12 |
| Figura 2: Critério de concentração em relação ao tamanho da partícula | 19 |
| Figura 3: Tipos de comportamento reológicos de polpas | 31 |
| Figura 4: Relação entre percentagem de sólidos e quantidade de finos com a viscosidade | 36 |
| Figura 5: Desenho esquemático do jigue centrífugo Kelsey | 38 |
| Figura 6: Desenho esquemático do concentrador centrífugo Falcon | 40 |
| Figura 7: Desenho esquemático do concentrador centrífugo Knelson | 41 |
| Figura 8: Desenho esquemático do MGS Mozley | 44 |
| Figura 9: Influência da velocidade de rotação do MGS na recuperação de tântalo e enriquecimento do concentrado | 49 |
| Figura 10: Influência da vazão de sólidos na recuperação de tântalo e enriquecimento do concentrado | 50 |
| Figura 11: Influência da percentagem de sólidos na recuperação de tântalo e enriquecimento do concentrado | 50 |

| | |
|--|-----------|
| Figura 12: Fluxograma do circuito utilizado nos ensaios experimentais | 63 |
| Figura 13: Curvas de seletividade para a polpa com 15% de sólidos | 78 |
| Figura 14: Curvas de seletividade para a polpa com 25% de sólidos | 78 |
| Figura 15: Curvas de seletividade para a polpa com 35% de sólidos | 79 |
| Figura 16: Curvas de seletividade para a polpa com 45% de sólidos | 79 |
| Figura 17: Curvas de seletividade para a polpa com 25% de sólidos (2ª etapa) | 85 |
| Figura 18: Curvas de seletividade para a polpa com 35% de sólidos | 85 |
| Figura 19: Curvas de recuperação de magnetita em função da viscosidade para diferentes rotações | 86 |
| Figura 20: Curvas de teor de magnetita em função da viscosidade | 86 |

LISTA DE TABELAS

| | Página |
|--|---------------|
| Tabela 1: Distribuição de tamanhos para a amostra areia | 58 |
| Tabela 2: Distribuição de tamanhos para a amostra magnetita | 59 |
| Tabela 3: Distribuição de tamanhos para a amostra fosfato | 60 |
| Tabela 4: Principais óxidos presentes na amostra areia | 60 |
| Tabela 5: Principais óxidos presentes na amostra magnetita | 61 |
| Tabela 6: Principais óxidos presentes na amostra fosfato | 61 |
| Tabela 7: Viscosidade das amostras com diferentes percentagens de sólidos | 65 |

LISTA DE QUADROS

| | Página |
|--|---------------|
| Quadro I: Classificação de tamanhos de partículas | 28 |
| Quadro II: Valores das viscosidades para as polpas com 25 e 35% de sólidos pela adição de fosfato | 66 |
| Quadro III: Resumo das condições dos ensaios realizados nas duas etapas | 68 |
| Quadro IV: Vazão de sólidos em função da percentagem de sólidos | 73 |

LISTA DE SÍMBOLOS E UNIDADES

| | |
|------------------------------|---|
| A | aceleração da partícula (m/s^2) |
| A | área projetada da partícula normal ao seu movimento (m^2) |
| CC | critério de concentração |
| D | diâmetro da partícula (m) |
| d_s | diâmetro de uma esfera com a mesma área da partícula (m) |
| d_v | diâmetro de uma esfera com o mesmo volume da partícula (m) |
| d_t | diâmetro do tambor (m) |
| Ep_h | energia potencial do sistema homogêneo (N.m) |
| Ep_e | energia potencial do sistema estratificado (N.m) |
| ΔE | variação de energia entre os dois sistemas (N.m) |
| F | força resultante (N) |
| F_R | força de resistência do fluido (N) |
| F_{RV} | força de resistência viscosa (N) |
| F_{RF} | força de resistência de forma (N) |
| F_B | força de Bagnold (N) |
| F_g | força da gravidade (N) |
| g | aceleração da gravidade (m/s^2) |
| G | peso das partículas (N) |
| h | altura total do leito (m) |
| i | intensidade de oscilação (mm) |
| l | amplitude de oscilação (mm) |
| m | massa da partícula (kg) |
| m' | massa de fluido deslocada (kg) |

| | |
|------------------------|--|
| n | índice de comportamento do fluido |
| Q | coeficiente de resistência do fluido (adimensional) |
| r | raio da órbita na qual a partícula se encontra (m) |
| r_p | raio da partícula (m) |
| Re_p | número de Reynolds (adimensional) |
| RS_{QL} | razão de sedimentação em queda livre |
| RS_{QR} | razão de sedimentação em queda retardada |
| v- | velocidade da partícula (m/s) |
| V_r | velocidade relativa partícula-fluido (m.s) |
| V_t | velocidade terminal (m/s) |
| W | velocidade angular (rad/s) |
| Z | número de rotações (rpm) |
| δ | densidade da partícula (kg/m³) |
| δ | densidade da partícula leve (kg/m³) |
| δ_p | densidade da partícula pesada (kg/m³) |
| γ | taxa de cisalhamento (1/s) |
| φ | aceleração (m/s²) |
| κ | índice de consistência do fluido |
| μ | viscosidade absoluta (kg/m.s) |
| v | freqüência de oscilação (cps) |
| ρ | densidade do fluido (kg/m³) |
| ρ_p | densidade da polpa (kg/m³) |
| τ | tensão de cisalhamento (P.a) |
| ψ | fator de esfericidade (adimensional) |

RESUMO

Este trabalho teve por objetivo estudar a potencialidade do concentrador *Multi-Gravity Separator* (MGS) da Mozley para recuperar finos de minerais pesados.

Numa primeira etapa foram realizados ensaios com uma mistura binária artificial de areia de praia e magnetita onde foram estudadas diferentes concentrações de minerais pesados na mistura; diferentes porcentagens de sólidos em peso e rotações do tambor. As variáveis inclinação do tambor, água de lavagem, frequência e amplitude de oscilação do tambor foram mantidas constantes

Numa segunda etapa foi avaliado o efeito da viscosidade da polpa, pela adição, em diferentes quantidades, de lama de fosfato à mistura binária.

Os resultados obtidos na primeira etapa mostraram que a porcentagem de sólidos e a rotação do tambor foram de fundamental importância na recuperação e no teor de magnetita do concentrado. Os melhores resultados foram obtidos com uma polpa a 15 % de sólidos e uma rotação do tambor entre 150 e 170 rpm.

Na segunda etapa, o estudo de modificação da viscosidade mostrou que, para cada uma das porcentagens de sólidos estudadas, o aumento da viscosidade propiciou uma aumento do teor e uma diminuição da recuperação de magnetita no concentrado, tendo influenciado de maneira mais significativa no teor.

ABSTRACT

This work had the objective of studying the potentiality of the concentrator Multi-Gravity Separator (MGS) of Mozley to recover fine particles of heavy minerals.

In a first stage a number of tests were carried out with an artificial binary mixture of beach sand and magnetite where different concentrations of heavy minerals in the mixture; different percentages of solids (weight) and rotations of the drum were studied. Inclination of the drum, wash water flow rate, frequency and width of oscillation of the drum were maintained constant.

In a second stage the effect of the viscosity of the pulp was evaluated, with the addition, of different amounts of phosphate ore pulps to the binary mixture.

The results obtained in the first stage showed that the percentage of solids and the rotation of the drum were of fundamental importance on the recovery and on the grade of magnetite in the concentrate. The best results were obtained with a pulp to 15% of solids and the drum rotation between 150 and 170 rpm.

In the second stage, the studies on the modification of the viscosity of the pulps showed that, for each of the solids percentage used, an increase in the viscosity caused an increase in the grade of magnetite in the concentrate and a decrease in its recovery. The influence on the grade was more significant.

1. INTRODUÇÃO

O Brasil caracteriza-se por apresentar estruturas geológicas com idades das mais antigas, estando seu território situado dentro de uma ampla faixa de clima quente e úmido, propiciando, desta forma, que em grande parte dos depósitos de minerais brasileiros viessem a se formar espessas coberturas intemperizadas, que, por vezes, vieram a se constituir em jazidas.

A característica comum à maioria parte destas coberturas é gerar uma grande quantidade de lama, constituída principalmente de argilo-minerais ou de outros minerais advindos de processos genéticos de alteração, apresentando tamanhos finos, ultrafinos e coloidais.

Minerais com estes tamanhos estão presentes também em depósitos de rejeitos. Muitas vezes tais rejeitos contêm ainda quantidades de minerais úteis, que foram descartados devido à dificuldade de separá-los dos minerais de ganga por causa de seus tamanhos (finos, ultrafinos e coloidais), estando à espera de uma técnica que proporcione o seu beneficiamento de forma econômica.

Outra consideração ainda relacionada com os rejeitos finos, que também não pode ser esquecida, é o impacto que tais materiais promovem ao meio ambiente. Esta realidade vem causando restrições cada vez maiores à indústria mineral.

Uma maneira de reduzir todos estes problemas é tentar minimizar os grandes volumes de rejeitos gerados nas unidades de tratamento pelo aproveitamento dos finos neles existentes.

Os processos físico-químicos tais como flotação e floculação vêm sendo empregados no seu beneficiamento. Contudo, dependendo do valor agregado aos produtos gerados tais processos podem tornar-se economicamente inviáveis. Os processos gravíticos são muito menos dispendiosos que os físico-químicos, mas se mostram ineficientes para materiais finos, mesmo quando as diferenças de densidades entre os minerais são significativas.

Nos últimos anos vem sendo observada uma grande expansão de equipamentos de concentração gravítica, que utilizam a força centrífuga como principal agente para a concentração dos minerais pesados finos (concentradores Knelson e Falcon) ou que combinam a centrifugação com outros movimentos como é o caso do Mozley Multi-Gravity Separator (que combina a força centrífuga com movimentos longitudinais semelhantes aos das mesas vibratórias) ou do Kelsey Jig ou "jigue centrífugo" (que combina a centrifugação com a pulsação de um leito semelhante ao movimento de um jigue convencional).

A concentração centrífuga de minérios auríferos é um processo bem conhecido e os bons resultados alcançados indicaram a possibilidade de utilizá-lo para concentração de finos de outros minérios contendo minerais pesados.

2. OBJETIVO

O objetivo deste trabalho foi estudar a potencialidade do concentrador *Multi-Gravity Separator* (MGS) da Mozley de recuperar finos de minerais pesados. Numa primeira etapa, o estudo foi desenvolvido em função das características do minério - concentração de minerais pesados, da polpa - percentagem de sólidos e de variáveis operacionais relacionadas com o concentrador - velocidade de rotação do tambor, diluição da polpa, amplitude e frequência do movimento oscilatório, sendo utilizada uma mistura binária artificial de areia de praia e magnetita. Numa segunda etapa, foi avaliado o efeito da viscosidade da polpa, pela adição, em diferentes quantidades, de uma lama de fosfato à mesma mistura binária.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Conceitos e Definições

O conhecimento dos mecanismos que atuam sobre partículas que estão se movimentando em um meio fluido é o primeiro passo para a compreensão da maioria dos processos de classificação e concentração no Tratamento de Minérios.

Quando uma partícula cai livremente no vácuo, sob a influência de um campo gravitacional ela está sujeita a uma aceleração constante e sua velocidade aumenta indefinidamente, qualquer que seja o seu tamanho ou densidade. Se contudo, a partícula cai sob a influência de um campo gravitacional em um meio fluido, este oferece uma resistência ao movimento da partícula, a qual aumenta em função da velocidade da partícula. Quando o somatório das forças que agem sobre a partícula (gravitacional, empuxo e resistência do fluido) se torna igual a zero, a partícula atinge uma velocidade constante, denominada velocidade terminal.

Para baixas velocidades da partícula, 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 estacionário. Para altas velocidades a principal resistência é atribuída à perturbação do fluido, como um todo, pela partícula, caracterizando o regime denominado turbulento.

O número de Reynolds é um adimensional utilizado para caracterizar o tipo de regime de escoamento de um fluido. Este mesmo número também

pode ser usado para representar a turbulência a que uma partícula em movimento dentro de um fluido está submetida.

A escolha do método apropriado de beneficiamento de um minério dependerá da natureza desse minério e das propriedades dos minerais presentes a serem concentrados. Uma vez que o tamanho das partículas afeta a eficiência de qualquer processo de concentração, o tamanho na qual a liberação ocorre pode ser decisivo na escolha do processo a ser empregado.

As diferentes técnicas utilizadas para concentrar os finos e os ultrafinos existentes no minério e/ou gerados pelos processos de cominuição são baseadas nas propriedades físicas e/ou físico-químicas que diferenciam as diversas espécies minerais presentes no minério a ser processado. Como exemplos podem ser citadas as técnicas baseadas nas diferenças de densidades entre as partículas minerais (concentração gravítica e concentração em campo centrífugo); nas propriedades magnéticas; nas propriedades superficiais (flotação, floculação seletiva), nas propriedades elétricas, propriedades ópticas etc.

Um grande número de processos e equipamentos foi desenvolvido baseado nas diferentes propriedades apresentadas pelos minerais. Dentre eles merecem destaque os de concentração gravítica, que vêm sendo usados por vários séculos e até os anos 20 eram, praticamente, os únicos processos utilizados nas usinas de beneficiamento. Com a necessidade de se recuperarem partículas finas de minerais úteis, cresceu em importância o processo de flotação. No entanto, nos últimos anos muitas empresas estão

reavaliando os processos de concentração gravítica porque, quando comparados a flotação, são mais simples, menos poluentes e não utilizam produtos químicos com potencial poluente.

A concentração gravítica é um processo físico, onde a separação de dois ou mais minerais, de diferentes densidades, depende do movimento relativo destes em relação à força da gravidade e a outras forças, uma das quais a de resistência do fluido. Também as forças elétricas poderão ser dominantes em relação às forças de massa na concentração de partículas finas, por terem um valor proporcional à superfície das partículas.

Para que os processos de concentração gravítica sejam realmente eficientes, devem ser analisados os fatores que são determinantes no movimento da partícula no meio fluido. Esta análise deve ser feita não só de maneira absoluta mas também relativa a todas as partículas de minerais presentes.

No entanto, a granulometria do minério ainda se constitui no maior obstáculo para a utilização desses processos, tornando-se muito ineficientes para tamanhos de partículas menores que 25 a 50 μm (WONACOTT; WILLS (1990) apud FIGUEIREDO; CHAVES (1998)). RUBIO (1993) considera o beneficiamento de partículas minerais menores que 10 μm como o maior desafio para o tratamentista.

As interações de forças elétricas podem provocar distúrbios no comportamento das partículas muito finas, de forma a retardar ou até mesmo

inviabilizar os processos de separação/concentração destas. Tais efeitos podem ser minimizados utilizando-se substâncias químicas que provocam a dispersão das partículas. No entanto, não pode ser esquecido que a presença dessas substâncias no ambiente químico da polpa pode influenciar o desempenho do processo em questão, como também os processos subseqüentes presentes na usina de beneficiamento.

Para superar as dificuldades encontradas na concentração de minérios com granulometria fina e com pequenas diferenças de densidade entre os minerais de ganga e o mineral útil, novos equipamentos de concentração gravítica vêm sendo desenvolvidos, baseados na utilização da força centrífuga e da fluidização do leito de partículas.

Estes equipamentos, desenvolvidos nos últimos quarenta anos, baseiam-se na geração de grandes gradientes gravitacionais através da utilização da força centrífuga. Tais gradientes podem proporcionar uma melhor seletividade na separação de partículas “leves” das “pesadas” e entre espécies minerais com pequenas diferenças de densidade.

3.1.1. Movimento de Partículas em um Fluido

O movimento de partículas em fluidos é de extrema importância teórica e prática em muitos processos de beneficiamento de minérios, dentre eles o de concentração gravítica. Este movimento é quantificado tomando-se como base a velocidade com que as partículas atravessam o meio fluido, sendo a água o meio mais utilizado.

Os estudos iniciais de sólidos se deslocando em um meio fluido foram desenvolvidos tendo-se por base o movimento de partículas esféricas em queda livre. O movimento em queda livre refere-se ao movimento da partícula imersa em um fluido que, sob a ação da gravidade, tende a percorrer uma distância teoricamente infinita.

As partículas ao se deslocarem imersas num fluido ficam sujeitas a uma resistência deste, função da velocidade com a qual a partícula se desloca. A força de resistência não é dependente somente da velocidade da partícula mas também principalmente do seu tamanho, forma, densidade e interação com outras partículas ou com as paredes do equipamento.

Quando a força de resistência oferecida pelo fluido ao movimento de uma partícula tiver um valor igual e de sentido oposto à resultante de todas as forças atuantes na mesma, sua velocidade será constante e é denominada de velocidade terminal.

Aplicando-se a Segunda Lei do Movimento tem-se

$$F = m.a , \quad (1)$$

onde:

F = força resultante que atua sobre a partícula (N);

m = massa da partícula (kg); e

a = aceleração da partícula (m/s^2).

No caso em que a força atuante sobre a partícula for somente a gravitacional tem-se como força resultante

$$F = mg - m'g - F_R = m \frac{dv}{dt} , \quad (2)$$

onde:

F = força resultante que atua na partícula (N);

m' = massa de fluido deslocada (kg);

v = velocidade da partícula (m/s);

g = aceleração da gravidade (m/s^2); e

F_R = força de resistência do fluido (N).

No caso em que a partícula está submetida também a ação de uma força centrífuga, a força resultante é dada, de forma similar à da equação 2, por

$$F = (m - m')\omega^2 r - F_R = m \frac{dv}{dt}, \quad (3)$$

onde:

ω^2 = velocidade angular (rad/s); e

r = raio da órbita na qual a partícula se encontra (m).

Quando a velocidade terminal é atingida, $\frac{dv}{dt} = 0$ e as equações 2 e 3

reduzem-se, respectivamente, à

$$(m - m')g = F_R, \text{ e} \quad (4)$$

$$(m - m')\omega^2 r = F_R. \quad (5)$$

A primeira tentativa para estabelecer uma lei para a força de resistência ao movimento de corpos imersos em fluidos foi proposta por Newton. Ele concluiu que esta força variava com o quadrado da velocidade da partícula. Esta conclusão não é completa, pois leva em consideração apenas o aspecto dinâmico desta força, não atentando para os aspectos de turbulência e viscosidade do fluido.

Por isto, é muito difícil ocorrer a concordância entre a lei proposta por Newton e os dados experimentais, razão pela qual foi inserido um coeficiente de correção denominado coeficiente de resistência (Q). Assim, a equação geral para a força de resistência passa a ser dada por

$$F_R = \frac{1}{2} Q \rho v^2 A, \quad (6)$$

onde:

F_R = força de resistência do fluido (N);

Q = coeficiente de resistência (adimensional);

A = área projetada da partícula, normal ao seu movimento (m^2);

v = velocidade relativa partícula-fluido (m/s); e

ρ = densidade absoluta do fluido (kg/m^3).

A força de resistência é constituída por duas componentes: a resistência de forma, que é do tipo inercial, e a resistência à fricção, do tipo viscosa.

A resistência de forma tem origem na assimetria da distribuição de pressão do fluido sobre as duas faces opostas da partícula, criando uma componente na direção do fluxo, com sentido contrário ao movimento da partícula.

A resistência de fricção é função da viscosidade do fluido. No movimento relativo entre a partícula e o fluido é gerada uma força de cisalhamento na superfície da partícula, resultando também numa componente na direção do fluxo, mas com sentido contrário.

De acordo com CONCHA; ALMENDRA (1979), a predominância de uma das componentes da força de resistência depende do tipo de regime de escoamento ao qual a partícula está submetida.

Os tipos de regime de escoamento podem ser classificados, em função do número de Reynolds, em regimes laminar, turbulento e intermediário. O número de Reynolds pode ser calculado por

$$Re_p = \frac{\rho v d}{\mu}, \quad (7)$$

onde:

Re_p = número de Reynolds da partícula;

ρ = densidade absoluta do fluido (kg/m^3);

v = velocidade relativa partícula-fluido (m/s);

d = diâmetro da partícula (m); e

μ = viscosidade absoluta ou dinâmica do fluido (kg/ms).

Na figura 1, são apresentados os valores dos coeficientes de resistência Q em função do número de Reynolds.

No regime laminar, as partículas apresentam trajetórias bem definidas, sendo que as suas velocidades podem variar com o tempo e ao longo da trajetória. Essas variações devem ser progressivas, ordenadas, de modo a constituir um processo contínuo perfeito. No regime turbulento as partículas apresentam trajetórias caóticas que só podem ser descritas pelos seus valores médios. Entre os dois regimes há um tipo de comportamento de transição denominado de regime intermediário.

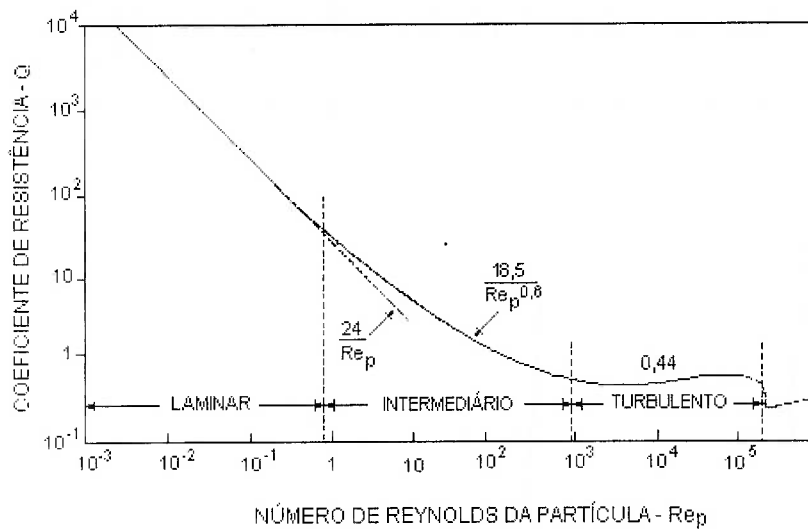


Figura 1 – Coeficiente de resistência e número de Reynolds da partícula.

Fonte: BIRD, R.B.; STEWART, W.E.; LIGHTFOOT, E.N. (1978) Transporte de interfase em sistemas isotérmicos.

Segundo alguns autores entre eles BIRD et al (1978), CONCHA; ALMENDRA (1979), KELLY; SPOTTISWOOD (1982), NAPIER-MUNN (1990) e PLITT (1991), não há limites bem definidos entre um e outro tipo de regime de escoamento. Para partículas esféricas, o regime laminar pode ser caracterizado para $Re_p < 0,1$, podendo chegar, para alguns autores, até 2 (a partir de dados experimentais controlados); o regime turbulento estaria compreendido na faixa de $500 < Re_p < 150.000$ e o regime intermediário de $0,1 < Re_p < 500$ a 1000 .

Quando a partícula possui uma forma irregular, o que ocorre em tratamento de minérios, torna-se necessário realizar uma correção do número de Reynolds através do fator de esfericidade da partícula, Ψ , que é proposto por WADELL (1934) apud GAUDIN (1939) e dado pela equação

$$\psi = \left(\frac{d_v}{d_s} \right)^2, \quad (8)$$

onde:

d_v = diâmetro de uma esfera que tenha o mesmo volume da partícula; e

d_s = diâmetro de uma esfera que tenha a mesma área da partícula.

De acordo com CONCHA; ALMENDRA (1979) e NAPIER-MUNN (1990), a componente de resistência de forma, para uma partícula esférica, predomina para número de Reynolds variando entre 1000 e 150.000 (regime turbulento), enquanto que a de resistência de fricção cai numa razão $\frac{1}{\sqrt{R_{ep}}}$. No regime laminar ($R_{ep} < 1$) predomina a componente de resistência de fricção, com a força de resistência sendo influenciada predominantemente pela viscosidade do fluido. No regime intermediário, à medida que o número de Reynolds aumenta, vai diminuindo a participação da resistência de fricção e aumentando a de resistência de forma.

A sedimentação de partículas esféricas a baixas velocidades ou sob regime laminar é expressa pela Lei de Stokes, com a força de resistência sendo dada pela equação 9, a velocidade terminal pela equação 10 e o coeficiente de resistência pela equação 11. Tem-se então

$$F_{RV} = 3\pi d\mu v, \quad (9)$$

$$v_t = \frac{gd^2(\delta - \rho)}{18\mu} \text{ e} \quad (10)$$

$$Q = \frac{24}{Re_p} \quad (11)$$

onde:

F_{RV} = força de resistência viscosa (N);

d = diâmetro da partícula (m);

μ = viscosidade absoluta do fluido (kgs/m²);

v = velocidade relativa partícula-fluido (m/s);

v_t = velocidade terminal (m/s);

g = aceleração da gravidade (m/s²);

δ = densidade absoluta da partícula (kg/m³);

ρ = densidade absoluta do fluido (kg/m³);

Re_p = número de Reynolds da partícula (adimensional); e

Q = coeficiente de resistência (adimensional).

A sedimentação para partículas esféricas a altas velocidades ou sob regime turbulento é expressa pela Lei de Newton, com a força de resistência de forma sendo dada pela equação 12 e a velocidade terminal da partícula, pela equação 13. Tem-se

$$F_{RF} = \frac{\pi}{20} d^2 v^2 \rho^2 \quad e \quad (12)$$

$$v_t = \sqrt{\frac{4}{3} \left(\frac{\delta - \rho}{\rho} \right) \frac{gd}{Q}} \quad (13)$$

onde:

F_{RF} = força de resistência de forma (kgm/s²);

d = diâmetro da partícula (m);

v = velocidade relativa partícula-fluido (m/s);

ρ = densidade absoluta do fluido (kg/m³);

v_t = velocidade terminal (m/s);
 g = aceleração da gravidade (m/s²);
 δ = densidade absoluta da partícula (kg/m³) e
 Q = coeficiente de resistência (adimensional).

De acordo com NAPIER-MUNN (1990), sob essas condições o coeficiente de resistência é constante e igual a 0,44.

Considerando duas partículas minerais de densidades δ_a e δ_b e diâmetros d_a e d_b , respectivamente, movimentando-se em um meio fluido de densidade ρ , a uma mesma velocidade de sedimentação, ou seja, suas velocidades terminais sendo as mesmas, obtém-se pela aplicação direta das Leis de Newton e Stokes:

$$RS_{QL} = \frac{d_a}{d_b} = \left(\frac{\delta_b - \rho}{\delta_a - \rho} \right)^n, \quad (14)$$

onde:

RS_{QL} = razão de sedimentação em queda livre; e

$n = 1$ para a Lei de Newton e $n = 0,5$ para a Lei de Stokes.

Esta expressão fornece a razão de diâmetros de partículas esféricas de dois minerais diferentes para que eles tenham a mesma velocidade terminal de sedimentação (partículas equitombantes).

3.1.2. Mecanismos que Atuam na Concentração Gravítica

Os mecanismos que são identificados como responsáveis no processo de concentração gravítica são a aceleração diferencial, sedimentação

retardada, consolidação intersticial, velocidade diferencial em escoamento laminar, potencial de energia e ação das forças cisalhantes (KELLY; SPOTTISWOOD (1982)).

Aceleração Diferencial

Em grande parte dos concentradores gravíticos, a distância percorrida por uma partícula, sem que o seu percurso seja alterado ou interrompido por outras partículas ou por uma superfície, é muito pequena.

Assim, as partículas estão sujeitas a constantes acelerações/desacelerações e esses períodos de aceleração/desaceleração podem representar uma fração significativa do tempo total de deslocamento dessas partículas.

O equilíbrio das forças que atuam sobre a partícula é dado por

$$m \frac{dv}{dt} = mg \left(\frac{\delta - \rho}{\delta} \right) - \frac{1}{2} QAv^2 \rho. \quad (15)$$

Considerando que no instante em que a partícula é colocada no fluido, tem-se que a sua velocidade é zero, a equação 15 torna-se

$$\frac{dv}{dt} = g \left(1 - \frac{\rho}{\delta} \right). \quad (16)$$

A equação 16 mostra que a aceleração inicial é função apenas das densidades do sólido e do fluido, sendo independente do tamanho da partícula.

Sedimentação Retardada

O movimento em queda retardada é caracterizado pelo movimento de uma partícula numa polpa. Com o aumento da concentração de partículas na polpa, aumenta o número de colisões entre elas, sendo suas trajetórias influenciadas pela das demais e pelo deslocamento da água através dos espaços entre estas, tendo como resultado uma velocidade terminal de sedimentação menor do que aquela observada em queda livre (equação 13).

Similarmente à razão de sedimentação em queda livre, pode-se definir uma razão de sedimentação em queda retardada por

$$RS_{QR} = \frac{d_a}{d_b} = \left(\frac{\delta_b - \rho_p}{\delta_a - \rho_p} \right), \quad (17)$$

para $d_b > d_a$,

onde:

ρ_p = densidade absoluta da polpa (kg/m^3).

Esta razão de sedimentação é sempre maior do que a de queda livre e quanto mais densa for a polpa, maior será a razão do diâmetro de partículas com velocidades terminais iguais.

Por este mecanismo, as partículas maiores e as mais pesadas irão se depositar primeiro, com as menores e as mais leves acima delas.

Seguindo este raciocínio, estabelece-se o critério de concentração (CC) que pode ser utilizado como uma primeira aproximação para se ter uma idéia

do grau de dificuldade da separação entre dois minerais através de processo de concentração gravítica, desconsiderando-se a forma das partículas minerais. Este critério de concentração foi originalmente sugerido por TAGGART (1945) com base na experiência industrial e quando aplicado à separação de dois minerais em água é definido por

$$CC = \frac{(\delta_p - \rho_p)}{(\delta_l - \rho_p)}, \quad (18)$$

onde:

δ_p = densidade absoluta do mineral pesado (kg/m^3);

δ_l = densidade absoluta do mineral leve (kg/m^3); e

ρ_p = densidade absoluta da polpa (kg/m^3).

De acordo com BURT(1984), para que o critério de concentração possa ser utilizado para partículas com diferentes formas, este deve ser multiplicado pelo fator razão de forma (FRF). Este fator é definido pelo quociente entre os fatores de sedimentação (FS) dos minerais pesados e dos minerais leves. O fator de sedimentação para um mineral é dado pela razão das velocidades terminais (v_t) entre duas partículas, de mesmo volume, do mineral para o qual se quer calcular o fator de sedimentação, sendo uma delas uma esfera.

Ainda segundo o mesmo autor, o critério de concentração é muito útil quando o fator razão de forma é considerado, pois caso contrário, ele pode levar a resultados bem diferentes daqueles encontrados na prática no que diz respeito à eficiência de separação do processo. Um gráfico do Critério de Concentração em relação ao tamanho da partícula é apresentado na figura 2.

De acordo com NIO (1978) apud YARAR; DOGAN (1987), a curva apresentada indica o ponto limite no qual a concentração gravítica torna-se potencialmente impossível. Quanto mais distante da curva estiver o valor do Critério de Concentração mais fácil deverá ser a separação.

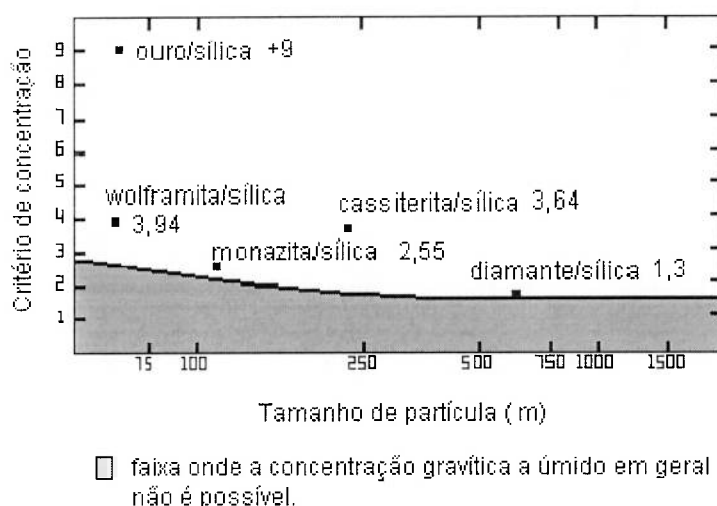


Figura 2: Critério de concentração em relação ao tamanho das partículas.

Consolidação Intersticial

Desde que partículas de diferentes tamanhos ou densidades não percorrem a mesma distância num período curto de tempo, elas irão se depositar num substrato em diferentes instantes. As partículas grosseiras ao se depositarem primeiramente, deixam entre si espaços vazios (interstícios) que serão percorridos por partículas menores até que fiquem retidas nestes interstícios. Este fenômeno é denominado consolidação intersticial.

Velocidade Diferencial em escoamento Laminar

O movimento de partículas dentro de um fluido em escoamento livre e laminar é afetado pela inclinação do plano onde ocorre o movimento, pela

espessura da camada de fluido, pelo coeficiente de fricção entre as partículas e o plano de escoamento, densidade e forma das partículas e rugosidade do plano.

Quando partículas são lançadas sobre um plano liso, as maiores e mais pesadas afundam mais rapidamente, atingem o plano em um ponto mais próximo daquele de onde foram lançadas, sendo menos afetadas pela camada de fluido. O contrário ocorre com as partículas menores e mais leves que chegam ao fundo em um ponto mais distante daquele de onde foram lançadas.

Após estarem no fundo, as partículas ficam submetidas a um novo conjunto de forças: peso-empuxo; atrito; e a força de resistência do fluido ao movimento da partícula sobre a superfície.

Se a superfície for horizontal, a força da gravidade manterá a partícula estática sobre a mesma. Caso seja inclinada, a força da gravidade irá auxiliar no movimento da partícula sobre a superfície.

A força de atrito entre a partícula e a superfície é dependente do coeficiente de atrito (ν) que pode variar de zero até o coeficiente de atrito estático (ν_s) e se a partícula estiver em movimento o ν_s torna-se o ν_D , coeficiente de atrito dinâmico, que é função da velocidade com a qual a partícula se desloca sobre a superfície.

A força que o fluido exerce sobre a partícula é composta na realidade por duas forças opostas: uma que o fluxo de água exerce, no sentido do fluxo, sobre a seção transversal da partícula a ele apresentada e outra, de

resistência do fluido ao movimento da partícula, no sentido oposto ao do fluxo. A força resultante foi inicialmente calculada para partículas esféricas, assumindo-se que cada uma delas, em todo o seu perímetro, estivesse submetida a um mesmo tipo de escoamento (condições do regime laminar - Lei de Stokes). Como as partículas minerais apresentam diferentes formas, tornou-se necessário levar em consideração o fator de esfericidade, ψ (equação 8) proposto por WADELL (1934) apud GAUDIN (1939).

No caso de partículas irregulares e placóides, não compactadas, irem repousar sobre uma superfície lisa, elas o farão nas suas posições de maior estabilidade, implicando que menor seção transversal fique exposta ao movimento do fluido. Isso faz com que a força resultante exercida pelo fluido sobre a partícula seja menor, implicando numa probabilidade menor destas partículas se deslocarem dando voltas sobre si mesmas (movimento de rolamento).

Ainda considerando o movimento de partículas irregulares e placóides, se o atrito entre a partícula e a superfície sobre a qual ela está repousando for grande, elas apresentarão uma grande resistência ao deslizamento. A partícula estando aderida à superfície, o fluxo de água ao passar sobre ela exercerá uma pressão que irá mantê-la ainda mais fixa à superfície. Portanto, fica evidenciado que a forma da partícula é um fator muito importante para os processos de separação realizados em superfícies sobre as quais há o escoamento de um fluido.

O tipo de movimento, deslizamento ou rolamento, que a partícula irá executar sobre uma superfície lisa e inclinada dependerá de vários fatores. Um deles é o ângulo de inclinação da superfície. Existe um valor, denominado ângulo crítico, abaixo do qual não ocorre o movimento de deslizamento.

Dependendo da forma da partícula em questão, embora não haja deslizamento, poderá ocorrer o movimento de rolamento. Considerando-se partículas com a forma de prismas, quanto maior o seu número de lados, menor será o seu coeficiente de atrito, o que implicará numa maior tendência ao rolamento. O tipo de movimento que partículas de mesma massa e diferentes formas irão executar dependerá do coeficiente de atrito e do ponto onde a força exercida pelo fluido está sendo aplicada sobre a partícula.

O valor do ângulo crítico é função da densidade e tamanho da partícula, da espessura do filme de fluido e do coeficiente de atrito entre a partícula e a superfície.

O efeito combinado do plano inclinado com o da velocidade do fluxo será suficiente para manter todas as partículas movimentando-se sobre a superfície. O rearranjo entre elas, em resposta a este efeito combinado, no sentido do fluxo, será de partículas finas e pesadas, seguindo-se partículas grosseiras e pesadas com finas e leves e por fim, partículas grosseiras e leves. Comparando-se partículas de mesma massa e de diferentes formas, o arranjo final, no sentido do fluxo, será dado por partículas placóides, seguidas das partículas cúbicas e por último, estariam as arredondadas que por rolaem irão parar mais distante (LINS(1998)).

Na prática, quase todas as partículas estão em contato entre si, formando o leito de material. O ângulo de repouso de cada partícula sobre o leito vai depender dos espaços gerados entre as partículas, em relação aos seus tamanhos, que varia a cada momento em função do movimento que elas possuem. Também na prática, raramente são utilizadas superfícies lisas. Os vários obstáculos que são colocados na superfície variam desde texturas rugosas até barras que atravessam a direção do fluxo (“riffles”). Estes obstáculos tendem a imobilizar primeiramente as partículas mais pesadas, seguindo-se um misto com pesadas e leves e por fim, as leves.

Teoria da Energia Potencial

A importância da energia potencial instantânea de uma polpa foi primeiramente estudada por Mayer quando da sua aplicação ao processo de jigagem.

Considere-se duas situações hipotéticas, sendo a primeira uma mistura binária perfeita, antes da estratificação, composta de partículas leves com peso G_1 e partículas pesadas com peso G_2 , com um único centro de gravidade, o da mistura, a uma altura que corresponde à metade da altura total do leito (h). A energia potencial do sistema homogêneo (E_{p_h}) pode ser expressa por

$$E_{p_h} = (G_1 + G_2) \frac{h}{2}. \quad (19)$$

Após uma perfeita estratificação, passarão a existir dois centros de gravidade correspondentes a cada um dos componentes da mistura. A energia potencial do sistema estratificado (E_{p_e}) pode ser expressa por

$$E_{p_e} = G_1 \left(\frac{h_1}{2} + h_2 \right) + G_2 \left(\frac{h_2}{2} \right), \quad (20)$$

onde:

h_1 = altura total do leito constituído de partículas de peso G_1 (m); e

h_2 = altura total do leito constituído de partículas de peso G_2 (m).

A variação de energia entre os dois estados é dada por

$$\Delta E = \frac{1}{2} (G_2 h_1 - G_1 h_2) \quad (21)$$

A diferença de energia potencial entre os dois estados fornece a energia disponível para a estratificação de uma mistura binária. Esta diferença é sempre positiva e resulta no rebaixamento do centro de gravidade do sistema. Esta variação positiva mostra que o sistema de uma mistura binária homogênea é instável e que ele busca um estado mais estável ou seja, com menor energia potencial. A estratificação está por isso relacionada a uma redução de energia, sendo esta redução a causa física para que o processo ocorra.

Forças de Cisalhamento

Quando uma polpa concentrada está sujeita a esforços de cisalhamento, uma força de dispersão atua entre as partículas como resultado da colisão

entre elas, gerando pressões no plano de cisalhamento e no plano perpendicular a ele.

Esse fenômeno foi estudado primeiramente por Bagnold (1954) apud BURT (1984). O esforço de cisalhamento pode surgir de uma polpa fluindo sobre uma superfície inclinada ou ser produzido pelo movimento da superfície sob a polpa ou ainda pela combinação dos dois. A força (F_B), originada deste efeito, que atua na partícula é proporcional ao quadrado do seu raio. Assim, ela pode ser representada por

$$F_B = k r^2, \quad (22)$$

onde:

F_B = força de Bagnold (N);

k = constante; e

r = raio da partícula (m).

Considerando o plano de cisalhamento como sendo horizontal, no equilíbrio teremos que a força de Bagnold será igual à força gravitacional. Assim,

$$F_B = F_g = \frac{4}{3} \pi r^3 \delta g, \quad (23)$$

onde:

F_B = força de Bagnold (N);

F_g = força da gravidade (N);

r = raio da partícula (m);

g = aceleração da gravidade (m/s^2); e

δ = densidade absoluta da partícula (kg/m^3).

Quando a força de Bagnold exceder a força da gravidade, a partícula estará sujeita a uma força resultante (F_R) dada por

$$F_R = k_1 r^2 (1 - k_2 r \delta), \quad (24)$$

onde:

F_B = força de Bagnold (N);

r = raio da partícula (m);

δ = densidade absoluta da partícula (kg/m^3); e

k_1 e k_2 = constantes.

Desta equação decorre que a força resultante varia inversamente com a densidade da partícula e diretamente, com o tamanho da partícula. Assim, teremos partículas grosseiras leves no topo, seguindo-se as finas leves e as grosseiras pesadas e, na região próxima à superfície, as partículas finas pesadas.

3.1.3. Fatores que Influenciam nos Mecanismos de Concentração

Tamanho da Partícula

No Tratamento de Minérios não há um valor absoluto para se definir o que seria uma partícula grosseira ou fina, sendo muitas vezes considerado o caráter relativo dos tamanhos das partículas presentes no minério. De acordo com SZTABA (1994), quando um minério é constituído predominantemente por partículas menores que 100 μm , partículas finas podem ser consideradas as com tamanhos inferiores a 5 μm . Já para partículas menores que 1 mm , partículas finas poderiam ser aquelas com tamanhos inferiores a 10 μm .

SZTABA (1997) propôs que tamanho fino fosse aquele tamanho obtido numa classificação na qual fosse necessário adicionar um elemento externo, como por exemplo, um dispersante, para preservar a eficiência do processo.

SIVANOHAM; FORSBERG (1985) apud SIVANOHAM (1990) propuseram uma classificação de tamanhos de partículas que vem sendo utilizada no Tratamento de Minérios e que está apresentada no quadro I.

Nos processos de classificação e sedimentação o tamanho da partícula é determinado pelo seu diâmetro hidráulico equivalente. Este é o diâmetro de uma esfera que tem o mesmo volume da partícula cujo tamanho está sendo medido e é calculado a partir da velocidade terminal que a partícula adquire quando é mergulhada em um fluido com viscosidade conhecida. CHAVES (1996) salienta que esse valor é teórico pois pode não corresponder a nenhuma das dimensões geométricas ou físicas da partícula.

De acordo com FIGUEIREDO; CHAVES (1995), em termos de concentração gravítica dos chamados minerais pesados, podem ser consideradas partículas finas aquelas cujos diâmetros hidráulicos são menores que $74 \mu\text{m}$, visto que, a partir deste tamanho, a eficiência dos processos começa a diminuir, com as partículas se comportando como parte integrante do fluido. Já para o carvão esse limite é de cerca de $0,6 \text{ mm}$, dada a sua baixa densidade.

De acordo com FIGUEIREDO; CHAVES (1995), em termos de concentração gravítica dos chamados minerais pesados, podem ser

consideradas partículas finas aquelas cujos diâmetros hidráulicos são menores que 74 μm , visto que, a partir deste tamanho, a eficiência dos processos começa a diminuir, com as partículas se comportando como parte integrante do fluido. Já para o carvão esse limite é de cerca de 0,6 mm, dada a sua baixa densidade.

Quadro I: Classificação de tamanhos de partículas

| Classificação | Tamanho (μm) |
|---------------|---------------------------|
| Super colóide | menor que 0,2 |
| Colóide | menor que 1 |
| Ultrafino | menor que 5 |
| Muito Fino | menor que 20 |
| Fino | menor que 100 |
| Intermediário | menor que 500 |
| Grosseiro | maior que 500 |

Fonte: SIVAMOHAM, R. (1990) The problem of recovering very fine particles in mineral processing – a review.

A importância do tamanho das partículas nos processos de concentração gravítica deve-se, entre outros fatores, às forças que agem sobre elas. À medida que diminui o tamanho delas começa a decrescer a ação das forças de caráter mecânico, passando a serem significativas as forças de caráter elétrico e as de viscosidade. A maneira mais simples de minimizar o efeito dessas forças e assim otimizar os processos de concentração gravítica é através da seleção de equipamentos que se utilizem da força centrífuga.

Reologia da Polpa

A reologia da polpa é um assunto que vem despertando cada vez mais o interesse dos pesquisadores que atuam na área de Tratamento de Minérios pela necessidade imposta de se beneficiar minérios onde a presença de partículas finas e ultrafinas é cada vez mais significativa. Reologia é a ciência que estuda a deformação e o escoamento de materiais sob a ação de uma força. O comportamento reológico dos materiais pode apresentar resultados que variam desde o de um fluido newtoniano até o de um sólido elástico, passando por estados intermediários denominados viscoelásticos.

HUNTER (1992) e SHAW (1992) salientam que a análise teórica da reologia requer um extensivo arranjo de expressões matemáticas onde não são feitas maiores considerações sobre as causas, ficando restritas, em muitos casos apenas a regiões de comportamento linear da teoria viscoelástica. Para que se possa ter um progresso na solução de problemas práticos, torna-se necessário adotar uma abordagem pragmática. Em alguns casos, um enfoque teórico levará a uma escolha de procedimentos adequados, enquanto em outros, compreender o comportamento macroscópico e fazer inferências sobre o que pode estar ocorrendo num nível microscópico, envolvendo características individuais das partículas e da água na polpa, bem como as interações partícula-partícula, será a melhor opção.

No estudo da reologia de uma polpa uma propriedade importante é a sua viscosidade, que pode ser definida como sendo a característica que o mesmo

apresenta de oferecer uma maior ou menor resistência à sua deformação, quando sujeito a esforços de escorregamento.

Isaac Newton realizou os primeiros estudos de fluxo de um fluido. Ele considerou um modelo constituído de duas lâminas paralelas, de mesma área **A**, próximas uma da outra, a uma distância **y**, entre as quais passa um líquido qualquer. Ao ser aplicada uma força tangencial **F** sobre a lâmina superior, mantendo fixa a inferior, cada partícula do fluido percorre uma trajetória paralela às lâminas com velocidade constante. No entanto, a velocidade das diversas partículas varia de **v**, junto à lâmina superior, a zero, junto à lâmina inferior (que está parada). Newton postulou que a força tangencial **F** é diretamente proporcional à área **A** da lâmina e ao gradiente de velocidade ou taxa de cisalhamento **dv/dy**. A relação **F/A** é denominada tensão de cisalhamento e a relação tensão de cisalhamento sobre taxa de cisalhamento é denominada viscosidade absoluta μ .

Desta forma,

$$\mu = \frac{F/A}{dv/dy} = \frac{\tau}{\gamma} \quad (24)$$

onde:

τ = tensão de cisalhamento (Pa); e

γ = taxa de cisalhamento (1/s).

Um fluido newtoniano caracteriza-se por apresentar uma viscosidade constante, independentemente da taxa de cisalhamento. Outros fluidos podem

apresentar uma viscosidade dependente da taxa de cisalhamento. Estes são denominados fluidos não-newtonianos e podem ser classificados em: pseudoplástico, pseudoplástico com tensão de escoamento e dilatante.

Na figura 3 são apresentados os diferentes tipos de comportamento de polpas tendo por base estudos realizados para fluidos.

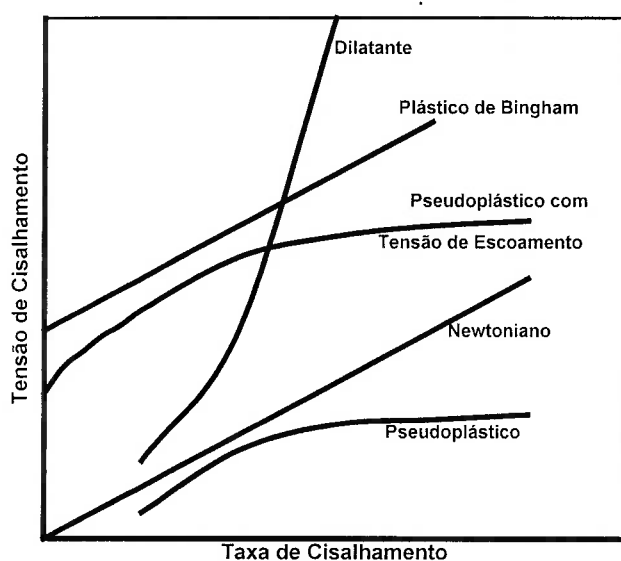


Figura 3: Tipos de comportamento reológico de polpas.

Fonte: BARSHI, A.K.; KAWATRA, S.K. (1996) Rapid determination of non-newtonian flow behaviour in mineral suspensions.

No gráfico (tensão de cisalhamento x taxa de cisalhamento), a curva obtida para um fluido newtoniano será uma reta passando pela origem e a declividade, a medida da viscosidade absoluta (μ).

Para os fluidos não-newtonianos, a resistência oferecida ao escoamento é medida pela viscosidade aparente (μ_{ap}), cujo valor é a declividade da reta que passa pela origem e pelo ponto da curva para o qual se quer determinar a viscosidade.

Nos fluidos pseudoplásticos, a viscosidade aparente diminui com o aumento da taxa de cisalhamento. De acordo com SHAW (1992), este comportamento pode ser encontrado em sistemas coloidais onde as partículas assimétricas, com orientação ao acaso, ficam inicialmente embaraçadas, formando uma rede, o que dificulta o escoamento. Com o aumento da taxa de cisalhamento esta rede é rompida e o escoamento torna-se mais fácil, diminuindo a viscosidade.

Nos fluidos dilatantes, a viscosidade aparente aumenta com o aumento da taxa de cisalhamento. Ainda de acordo com SHAW (1992), este comportamento deve-se ao efeito de dilatação da polpa. Com o aumento da taxa de cisalhamento é gerado uma instabilidade na polpa fazendo com que as partículas se movimentem umas em relação às outras, expandindo a polpa. A água sendo insuficiente para preencher os novos vazios gerados, dá origem as forças de tensão superficial.

Os fluidos denominados plásticos de Bingham e pseudoplástico com tensão de escoamento requerem uma tensão inicial, denominada de tensão limite de escoamento (yield stress) para que o fluido comece a escoar. De acordo com CHAVES (1996), a maioria das polpas em Tratamento de Minérios apresenta o comportamento de plástico de Bingham.

Vários modelos reológicos empíricos tentam descrever o comportamento dos fluidos não-newtonianos. Estes são empíricos pois os aspectos teóricos até hoje não foram completamente estabelecidos.

O modelo empírico mais empregado na caracterização do escoamento de um fluido, de acordo com DARLEY; GRAY (1988), é o de Ostwald de Waele, cuja equação é dada por

$$\tau = \tau_0 + \kappa\dot{\gamma} \quad (25)$$

onde:

τ = tensão de cisalhamento (Pa);

τ_0 = tensão limite de escoamento (Pa) sendo:

$\tau_0 = 0$ para fluidos newtonianos, pseudoplásticos e dilatantes;

κ = índice de consistência do fluido sendo:

$\kappa = \mu$ para fluidos newtonianos; e

$\kappa = \frac{\mu_{ap}}{(\dot{\gamma})^{n-1}}$ para fluidos não-Newtonianos ($\mu_{ap} = \frac{\tau}{\dot{\gamma}} = \kappa(\dot{\gamma})^{-1}$).

$\dot{\gamma}$ = taxa de cisalhamento (1/s); e

n = índice de comportamento do fluido sendo:

$n = 1$ para fluidos newtonianos e de Bingham;

$n < 1$ para fluidos pseudoplásticos; e

$n > 1$ para fluidos dilatantes.

Há alguns anos atrás, as frações finas e ultrafinas eram desconsideradas do circuito de beneficiamento, com as partículas grosseiras em água formando uma suspensão heterogênea, sendo atribuída somente à percentagem de sólidos a responsabilidade de alterar a viscosidade da polpa. Com a necessidade de beneficiarem partículas finas e ultrafinas intensificaram-se os estudos envolvendo essas frações. A polpa, então, deixa de ser uma suspensão de partículas em água para tornar-se uma suspensão de partículas grosseiras numa suspensão homogênea formada por partículas finas. Esta

suspensão homogênea tem propriedades diferentes da água e por isto, toda a polpa tem comportamento diferente. Com o auxílio de instrumentos mais modernos para medir as propriedades das partículas, outras variáveis mostraram influenciar na viscosidade da polpa. São elas a distribuição de tamanhos das partículas, o ambiente químico e temperatura das polpas.

PLITT (1991) apresenta um estudo da influência do tamanho de partículas na viscosidade da polpa. Neste estudo ele constatou que uma polpa contendo 100% de sólidos abaixo de 10 μm e com 10% de sólidos por volume, tem um comportamento equivalente ao de uma polpa contendo 30% de sólidos por volume, mas com 100% do material acima de 10 μm .

Num estudo realizado, por SHI; NAPIER-MUNN (1996), sobre o comportamento de polpas (minério de cobre-chumbo-zinco) com diferentes percentagens de sólidos (15,30 e 45%) e diferentes concentrações de partículas passantes em 38 μm (20, 50 e 95%), constataram que a reologia das polpas apresentava três tipos de comportamento: dilatante, pseudoplástico e plástico de Bingham.

Para uma baixa percentagem de sólidos em volume (15%), a polpa comportou-se como uma polpa dilatante. Aumentando a quantidade de finos contidos de 20 para 95% passante em 38 μm , o comportamento de material dilatante tornou-se mais acentuado.

Para uma percentagem de sólidos por volume de 30% e uma pequena quantidade de finos (20% passante em 38 μm), a polpa apresentou

características de um fluido de Bingham. Para uma grande quantidade de finos, ainda permaneceu a tendência do comportamento dilatante.

Quando a percentagem por volume tornou-se ainda maior (45%) e a quantidade de finos maior que 20%, as polpas apresentaram um comportamento pseudoplástico com tensão de escoamento.

Tanto o aumento da percentagem de sólidos por volume quanto da quantidade de finos resultou num aumento da tensão de cisalhamento, sendo que o aumento da percentagem de sólidos foi mais significativo. No entanto, a interação da quantidade de finos e da percentagem de sólidos não pode ser desconsiderada. Ficou constatado que o efeito da quantidade de finos na tensão de cisalhamento é muito pequeno para baixas percentagens de sólidos.

KAWATRA; EISELE (1988) ressaltam também o efeito marcante da percentagem de sólidos e da quantidade de finos com a viscosidade da polpa, conforme apresentado na figura 4.

3.2. Principais Equipamentos de Concentração Centrífuga

Os equipamentos mais conhecidos que utilizam a força centrífuga na concentração gravítica são os concentradores centrífugos Knelson e Falcon. Existem outros dois, que combinam a força centrífuga com outras forças geradoras de movimentos: jigue Kelsey, que combina a centrifugação com o movimento de pulsação e o Mozley Multi-Gravity Separator (MGS) que combina a centrifugação com movimentos longitudinais semelhantes aos da mesa vibratória.

Estes equipamentos, segundo seus fabricantes, além de permitirem que se trabalhe numa faixa granulométrica mais fina, apresentam várias outras vantagens tais como circuito de concentração simplificado, alta capacidade unitária quando comparados com outros equipamentos para finos, custos operacionais e de manutenção relativamente baixos e facilidade no controle operacional.

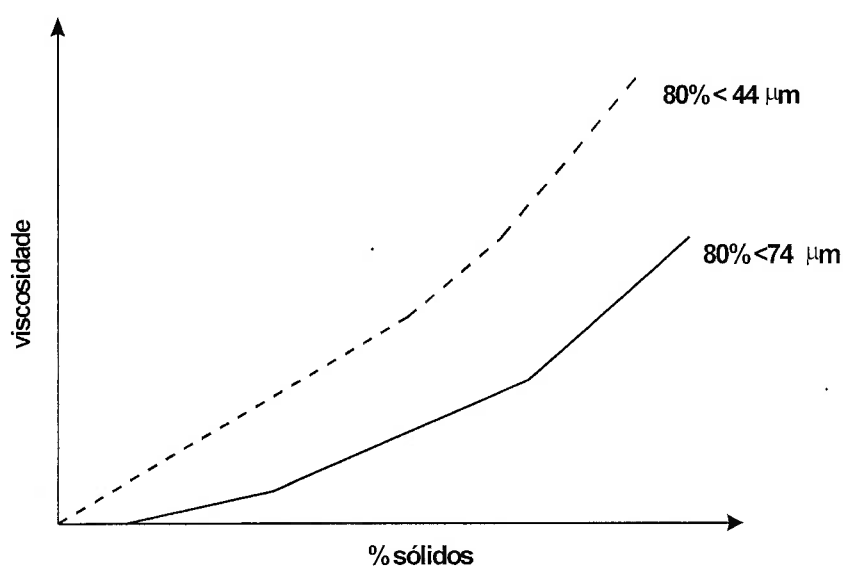


Figura 4: Relação entre percentagem de sólidos e quantidade de finos com a viscosidade.

Fonte: KAWATRA, S.K.; EISELE, T.C. Rheological effects in grinding circuits.

3.2.1. Jigue Centrífugo – *Jigue Kelsey*

O princípio de funcionamento do jigue centrífugo Kelsey baseia-se na combinação dos movimentos de pulsação dos jigues convencionais e na utilização da força centrífuga. O equipamento é composto de um jigue tipo Harz colocado sobre uma base giratória. Esta base, girando a alta velocidade, produz uma força centrífuga que atua sobre as partículas, permitindo a

recuperação de partículas pesadas de menor diâmetro que nos jigues convencionais.

Simplificadamente, este equipamento consiste de uma câmara onde é colocada, na sua parte superior, uma tela e em cima desta, um leito de material. A abertura da tela deverá ser inferior ao menor tamanho de partícula que forma o leito. Este deve ser composto por um material com densidade intermediária a dos minerais leves e pesados que compõem o minério que está sendo beneficiado e com uma granulometria em torno de 1 mm (SANDVIK; REIN (1997)). Em relação à alimentação, o tamanho máximo das partículas deve ser de 200 μm , tendo este que ser menor que a abertura da tela.

A polpa (20 a 60% sólidos em peso) é alimentada sobre o leito. Com a câmara girando a velocidades de 30 a 45 rpm é criado um campo centrífugo da ordem de 80 g, forçando a distribuição da polpa de forma homogênea. Simultaneamente, um outro mecanismo realiza a pulsação do leito através da injeção de água na câmara mais interna. Esta pulsação permite que o leito se dilate e contraia segundo um ciclo pré-estabelecido, permitindo que as partículas pesadas, sob a ação da força centrífuga, atravessem o leito e possam ser então coletadas na parte inferior da câmara (figura 5).

Segundo SANDVIK; REIN (1997), um ponto importante no desempenho dos jigues, incluindo o jigue centrífugo é a seleção das partículas que compõem o seu leito. Para separações onde a diferença de densidades entre o mineral de interesse e os de ganga é acentuada, uma variedade de tipos de

minerais podem ser utilizados. Quando os minerais possuem densidades próximas esta seleção torna-se bastante difícil.

A capacidade do jigge é limitada pela quantidade de material pesado que atravessa a peneira do leito. De acordo com SANDVIK; REIN (1997), o modelo com maior capacidade pode operar com 2,2 t/h de alimentação para uma peneira com abertura de 300 μm , 2,8 t/h para 425 μm e 3,5 t/h para 600 μm , para um minério que não apresente um teor de mineral útil muito elevado. Caso contrário, essas capacidades terão que ser reduzidas.

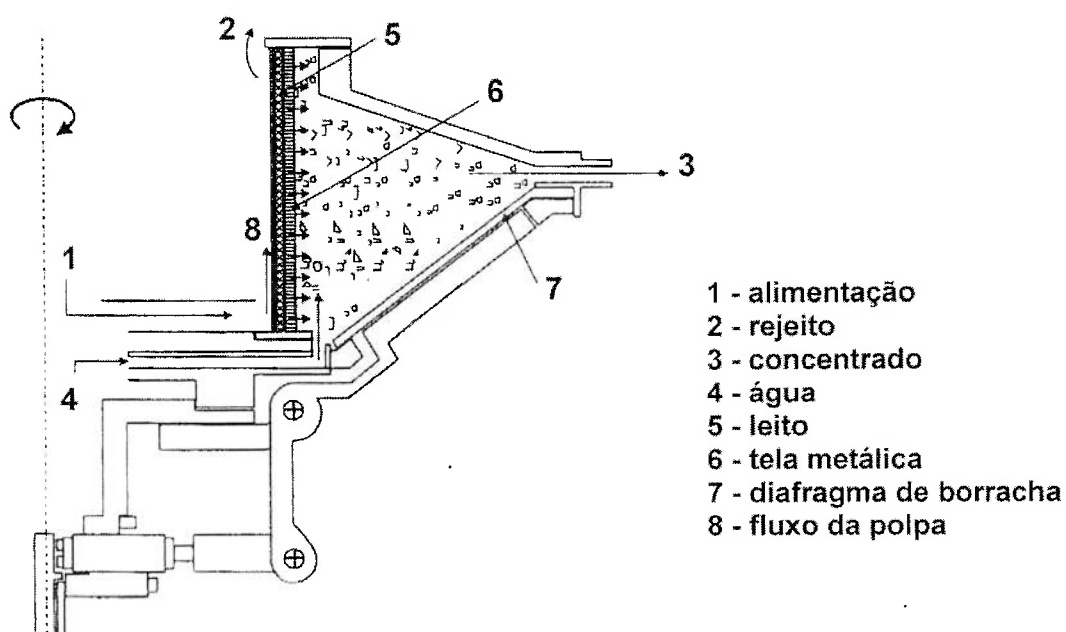


Figura 5: Desenho esquemático do jigge centrífugo Kelsey.

Fonte: BENIUK, V.G.; VADEIKIS, C.A.; ENRAGHT, J.N. (1994) Centrifugal Jigging of Gravity Concentrate and Tailing at Renison Limited.

3.2.2. Concentrador Centrífugo Falcon

O concentrador centrífugo Falcon também utiliza a força centrífuga na separação de partículas minerais. Ele é composto de um cone que gira a velocidades próximas de 450 rpm, gerando uma intensidade do campo

gravitacional de 300 g. Este concentrador consegue separar e recuperar partículas pesadas finas e ultrafinas e realiza uma concentração eficiente para faixas granulométricas entre 1,651 e 0,020 mm (10 e 600 malhas Tyler).

A polpa é alimentada pela parte central do fundo do cone (figura 6). As partículas ficam sujeitas a uma aceleração devida ao movimento do rotor, formando a zona de dispersão. Imediatamente, a força centrífuga separa a polpa em dois componentes – água e sólidos. Estes são ejetados para a parede do cone onde formam uma camada de material. Devido à configuração do cone, os sólidos movem-se progressivamente para a sua parte superior. Durante este movimento, a camada vai diminuindo de espessura, com as partículas leves se soltando desta camada, pelo movimento rápido do fluxo de água. As partículas leves retornam à polpa e constituem o rejeito. As partículas pesadas ficam retidas na parede interna do cone sendo descarregadas na parte inferior de um cilindro que envolve o cone.

O concentrador centrífugo Falcon é particularmente interessante nos casos em que se deseja obter uma pequena fração de material fino e pesado e um descarte expressivo da massa alimentada. Isto é, o equipamento foi originalmente projetado para aplicações onde se desejam altas recuperações metalúrgicas associadas a baixas recuperações em massa (em torno de 40% no máximo) (SILVA et al.(1998)).

Os parâmetros operacionais deste concentrador são a percentagem de sólidos na alimentação e a granulometria do minério. A geometria do rotor é

um fator crítico no desempenho do equipamento, devendo ser escolhida de acordo com as características do minério.

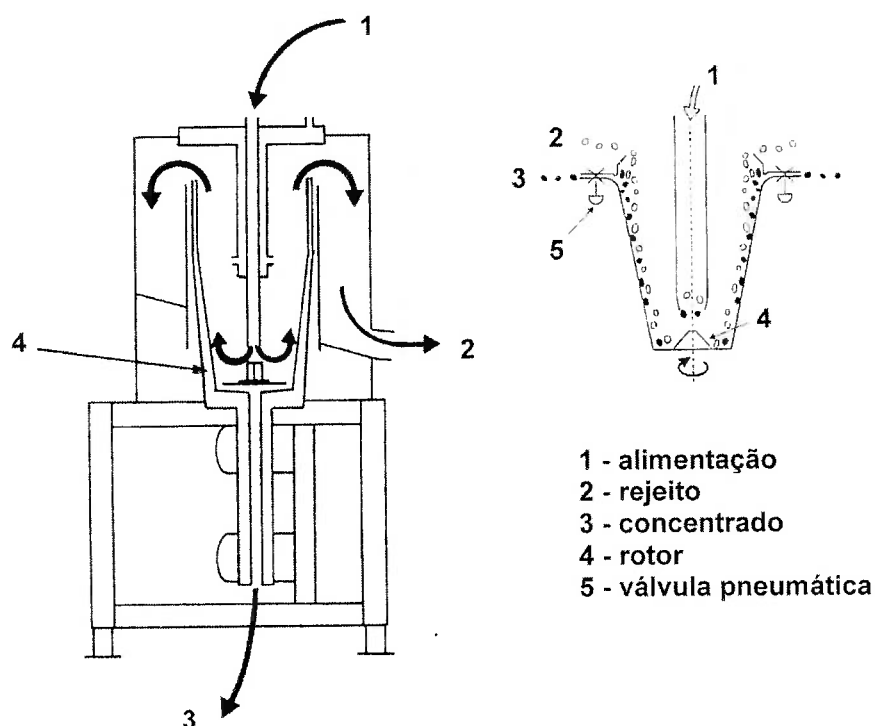


Figura 6: Desenho esquemático do concentrador centrífugo Falcon.

Fonte: Falcon Concentrators Incorporation (catálogo de equipamento).

3.2.3. Concentrador Centrífugo Knelson

O concentrador centrífugo Knelson (figura 7) também baseia-se no princípio da ação da força centrífuga gerando um campo gravitacional da ordem de 60 g.

Este concentrador consiste de uma cesta cônica perfurada com anéis internos. A alimentação é introduzida sob a forma de polpa (20 a 30% de sólidos em peso) por um conduto localizado na parte central da base da cesta. As partículas, ao atingirem a base do cone, são impulsionadas para a parede

lateral pela ação da força centrífuga gerada pela rotação do cone. Forma-se um leito de volume constante nos anéis, os quais retêm as partículas pesadas, enquanto as partículas leves são expulsas do leito e arrastadas por cima dos anéis para a área de descarga de rejeitos, no topo do cone. A compactação do material do leito é evitada pela injeção de água através de furos nos anéis. A água é alimentada a partir de uma camisa fixa externa ao cesto. Esta água fluidiza o leito de concentrado permitindo que as partículas mais densas, mesmo finas, penetrem no leito sob a ação da força centrífuga.

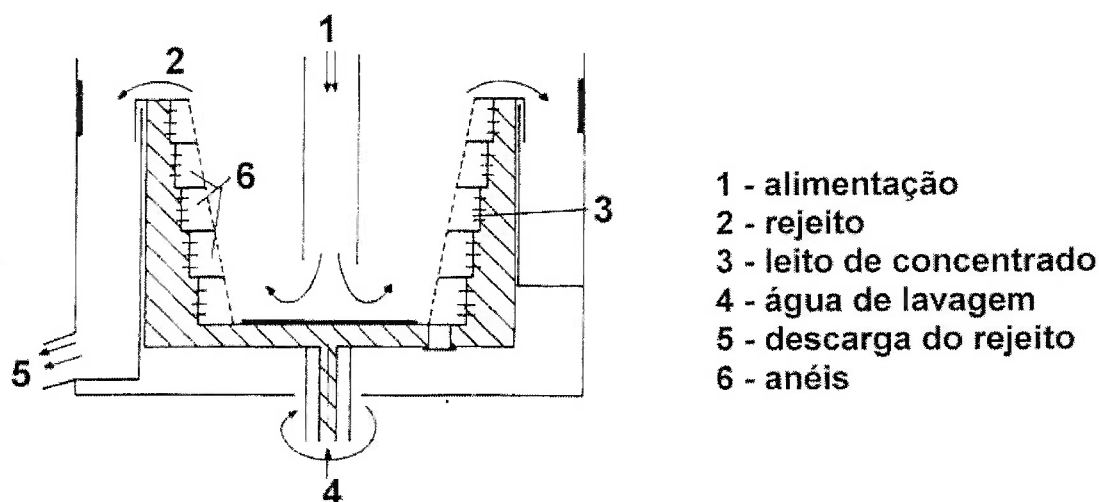


Figura 7: Desenho esquemático do concentrador centrífugo Knelson.

Fonte: Lins, F.F.; Costa, L.S.N.; Delgado, O.C., Gutierrez, J. M. A.(1992) Concentrador Centrífugo: Revisão e Aplicações Potenciais.

O concentrador Knelson é oferecido com sistema de descarga descontínua, sendo empregado, preferencialmente, para minérios com baixos teores (da ordem de ppm). No caso de minérios com altos teores, a frequência de limpeza do cone compromete a capacidade de produção do equipamento.

Mais recentemente a Knelson Concentrators desenvolveu um concentrador com descarga contínua denominado "Centre Discharge" ou "CD

model", que pode ser encontrado em três diferentes tamanhos e capacidades de produção: 12" (30 cm), 20" (50 cm) e 30" (75 cm).

Os parâmetros operacionais são a percentagem de sólidos na alimentação e a pressão de água de fluidização. A granulometria também é um parâmetro importante a ser considerado e o limite superior de tamanho de partículas é de 6mm, não havendo limite inferior especificado, de acordo com o fabricante.

Em trabalho realizado por CARRISSO; BRAGA (1995) com um concentrador centrífugo Knelson de laboratório de 3", visando avaliar as variáveis significativas do processo em duas amostras de finos de scheelita proveniente de rejeitos industriais, foram estudadas as variáveis vazão de sólidos, percentagem de sólidos, tempo de centrifugação e água de contra-pressão. O parâmetro escolhido para controle do processo foi a quantidade de material afundado/flutuado em densidade 2,89 na alimentação e nos produtos. A amostra denominada "areia" estava abaixo de 1,168 mm (14 malhas Tyler) e a outra, denominada "lama", abaixo de 0,295 mm (48 malhas Tyler).

Os resultados obtidos com a amostra lama foram mais promissores (maiores recuperações e teores de materiais com densidades maiores que 2,89) que aqueles com a amostra areia. A água de contra-pressão foi a única variável, dentro das faixas estudadas, que apresentou influência na recuperação de concentrado.

3.2.4. Multi Gravity Separator - MGS

O MGS consiste de um tambor levemente afunilado na extremidade fechada, próxima à saída do rejeito, medindo 0,6 m de comprimento e com diâmetro médio de 0,5 m; gira no sentido horário com velocidades que variam entre 140 e 300 rpm, produzindo uma força centrífuga variando de 6 a 24 g. O tambor também é submetido a uma oscilação senoidal na direção axial com amplitude variável entre 12 e 25 mm e frequência entre 4 e 6 cps (ciclos por segundo). Apresenta um conjunto de raspadores fixos dentro do tambor, que giram no mesmo sentido deste, porém com uma velocidade levemente mais alta.

A polpa é alimentada de forma contínua à parte central longitudinal do tambor e distribuída internamente através de um anel acelerador. A água de lavagem é adicionada próximo à extremidade aberta do tambor.

A figura 8 apresenta um desenho esquemático do concentrador centrífugo Multi-Gravity Separator.

A separação das partículas pesadas das leves ocorre pela ação da força centrífuga juntamente com o efeito de cisalhamento provocado pelo efeito oscilatório. As partículas pesadas afundam no campo centrífugo, formando uma camada compacta junto às paredes do tambor. Esta camada é transportada pelos raspadores até a extremidade aberta do tambor, sendo então descarregada na calha de concentrado. As partículas leves flutuam no campo centrífugo e são transportadas em contra-corrente pelo fluxo da água

de lavagem até a outra extremidade do tambor e então descarregadas na calha de rejeito.

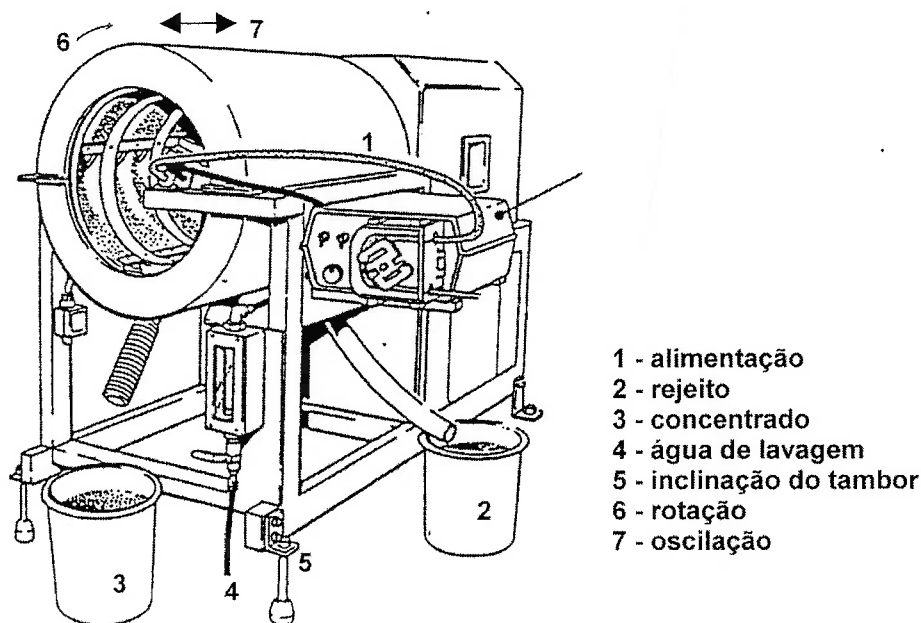


Figura 8: Desenho Esquemático do MGS Mozley.

Fonte: Richard Mozley Limited (catálogo de equipamento).

Existem dois modelos disponíveis: um com capacidade para beneficiar 200 kg/h para uma percentagem de sólidos entre 20 e 50% em peso e outro, capaz de beneficiar 550 kg/h para uma percentagem entre 30 e 50% de sólidos.

De acordo com TUCKER et al. (1991) as variáveis mais importantes que governam a operação são: velocidade de rotação; oscilação; ângulo de inclinação do tambor e água de lavagem.

Velocidade de rotação

Um aumento na velocidade de rotação do tambor, mantidas as demais variáveis constantes, aumenta a vazão de sólidos a serem tratados, aumenta a recuperação em massa de minerais pesados, mas reduz o teor do concentrado.

Pequenos valores de φ são utilizados para a separação de minerais de alta densidade de gangas de baixas densidades. Já os grandes valores de φ , para separar minerais com pequena diferenças de densidades entre eles.

Oscilação

A oscilação é aplicada na direção axial, na forma de uma senóide. Os melhores resultados são obtidos associando-se alta frequência com baixas amplitudes e vice-versa. A oscilação tem por objetivo fornecer às partículas uma ação cisalhante adicional nas durante o processo de concentração (forças de Bagnold).

Água de lavagem

A água de lavagem é adicionada na extremidade aberta da descarga do tambor. Ela tem como função retirar partículas de ganga que foram arrastadas mecanicamente para o concentrado.

A vazão de água é uma variável importante na obtenção de um determinado teor no concentrado. A quantidade de água de lavagem irá depender da densidade da polpa. Quanto maior a densidade da polpa, maior deverá ser a quantidade de água.

Ângulo de inclinação do tambor

O ângulo formado pelo eixo do tambor e a horizontal é chamado de ângulo de inclinação e pode ser ajustado entre 0 e 5°. A escolha do melhor ângulo dependerá das características do minério a ser tratado. Um ângulo de inclinação maior é indicado quando a diferença de densidade entre os minerais útil e de ganga for significativa. O aumento do ângulo de inclinação implica num aumento da vazão de minério a ser tratado mas acarreta um decréscimo da recuperação de minerais pesados.

3.3. Estudos Realizados com Diferentes Concentradores Gravíticos

SILVA et al. (1998) realizaram estudos em escala piloto com o jigue centrífugo Kelsey e o concentrador centrífugo Falcon com finos de cassiterita (Projeto Rocha-Sã da Mineração Taboca).

O estudo com o jigue Kelsey foi realizado com amostras do pré-concentrado de Pitinga-AM de diferentes pontos do circuito: pré-concentrado cominuído em moinho com bolas, 95% passante em 0,208 mm (65 malhas Tyler); fração não-magnética da separação magnética a úmido de baixa intensidade do pré-concentrado também cominuído em moinho de bolas, 95% passante em 0,208 mm (65 malhas Tyler), que se constitui na alimentação das mesas e o rejeito final das mesas.

De acordo com estes autores, a seleção desses pontos objetivou avaliar o desempenho do concentrador como um estágio "*rougher*", visando maximizar a recuperação de cassiterita neste estágio e a produção de um pré-

concentrado a ser posteriormente purificado em um circuito de mesas vibratórias; o desempenho/influência da separação magnética antes da alimentação do circuito de concentração gravítica; o desempenho do concentrador como um estágio “*scavenger*” tratando os rejeitos das mesas vibratórias, maximizando a recuperação de cassiterita neste estágio e produzindo um pré-concentrado a ser posteriormente beneficiado por flotação.

Devido aos bons resultados alcançados com os ensaios iniciais, foi realizado um estudo complementar visando avaliar o potencial do jigge Kelsey para a recuperação de cassiterita fina (menor que 50 μm), que vinha sendo beneficiada por flotação.

Os resultados obtidos na recuperação dos finos de cassiterita com o jigge centrífugo foram de 91% para a fração de tamanhos -45+38 μm e 85% com a fração -38 μm . Foi possível, num único estágio de concentração, a obtenção de um concentrado com o mesmo teor daquele obtido por flotação só que com recuperações metalúrgicas muito superiores e com custos mais baixos, tornando-se assim, uma opção vantajosa ao processo de flotação.

O desempenho do concentrador centrífugo Falcon também foi avaliado em três amostras de finos de cassiterita menor que 0,833 mm (20 malhas Tyler) de diferentes pontos do circuito de beneficiamento do minério de Pitinga-AM: alimentação da flotação; alimentação das espirais e rejeitos das mesas, com as amostras sendo classificadas em 20 malhas. Os resultados alcançados (recuperação e teor de cassiterita) foram bastante inferiores quando comparados com os do jigge centrífugo mas ainda bastante

promissores para obtenção de um concentrado “*scavenger*” que poderia então ser reprocessado, provavelmente em um jigue centrífugo.

Em função desses resultados, SILVA et al. (1998) recomendaram a substituição total do circuito de flotação por um circuito de concentração gravítica utilizando exclusivamente jigues centrífugos. Além dos melhores resultados alcançados, o circuito de concentração gravítica apresenta vantagens tais como menor investimento e custos operacionais, maior simplicidade operacional e dispensa a utilização de qualquer tipo de reagente.

BURT et al. (1995) realizaram um estudo direcionado para a nova geração de concentradores centrífugos com o minério de tântalo da Bernic Mine da Tantalum Mining Corporation, visando recuperar a tantalita existente nas frações finas (menores que 50 μm). Inicialmente, foram avaliados os concentradores Falcon, Knelson, MGS Mozley e jigue Kelsey. Os ensaios foram realizados com a alimentação do separador Bartles-Mozley do circuito já existente na usina de beneficiamento, apresentando uma granulometria abaixo de 50 μm , com 45% abaixo de 12 μm . Os melhores resultados alcançados com o concentradores MGS propiciaram a continuidade dos estudos com este equipamento

O concentrador MGS foi inicialmente avaliado em paralelo com os concentradores Bartles Crossbelt. Neste estudo ficou constatado que a velocidade de rotação tem grande importância na eficiência do processo. Pequenos aumentos desta velocidade podem aumentar significativamente a recuperação e reduzir o enriquecimento. A figura 9 mostra que existe um ponto

crítico, onde a recuperação também começa a decrescer com o aumento da velocidade de rotação.

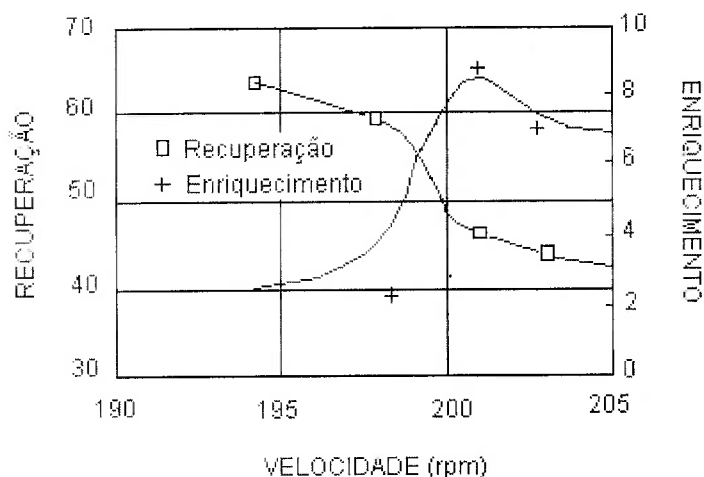


Figura 9: Influência da velocidade de rotação do MGS na recuperação de tântalo e enriquecimento do concentrado.

Fonte: BURT, R. O . ; KORINEK, G.; YOUNG, S.R.; DEVEAU, C. (1995) Ultrafine Tantalum Recovery Strategies.

Outras duas variáveis que mostraram ser significativas na avaliação do processo foram a vazão de sólidos e a densidade da polpa. Mantendo os demais parâmetros constantes, ficou constatado que a recuperação decresce tanto com o aumento da vazão de sólidos quanto da densidade de polpa (figuras 10 e 11).

A recuperação máxima alcançada com o MGS foi de 60% contra a de 25-30% alcançada com o concentrador Bartles Crossbelt. O MGS apresentou uma recuperação maior que a do Bartles Crossbelt tanto da fração muito fina bem como da fina.

Ainda com o MGS também foi desenvolvido um estudo com o material que alimenta a mesa Holman. Para um mesmo enriquecimento (10) alcançado

na mesa, a recuperação de tantalita com o MGS foi de 70% contra 40% da mesa, com o MGS mostrando ainda maior eficiência em recuperar partículas finas de tantalita.

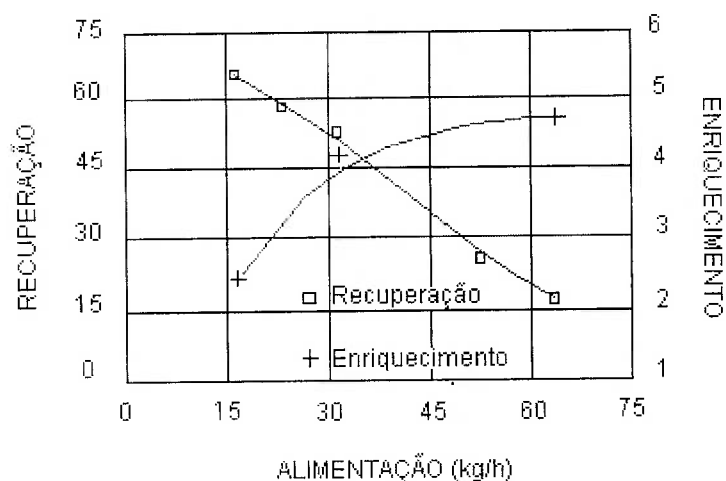


Figura 10: Influência da vazão de sólidos na recuperação de tântalo e enriquecimento do concentrado.

Fonte: BURT, R. O . ; KORINEK, G.; YOUNG, S.R.; DEVEAU, C. (1995) Ultrafine Tantalum Recovery Strategies.

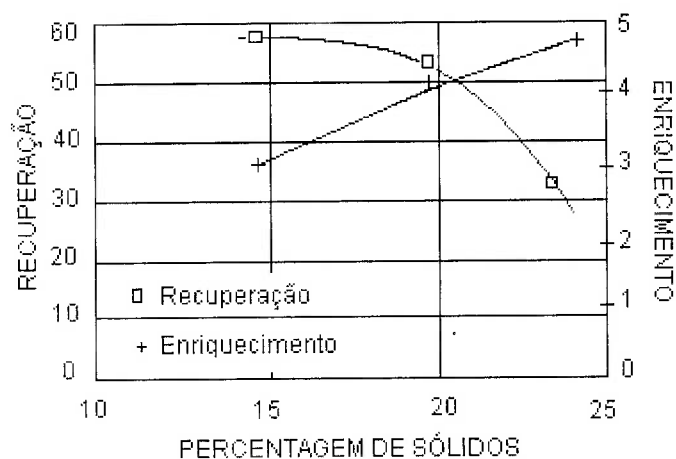


Figura 11: Influência da percentagem de sólidos na recuperação de tântalo e no enriquecimento do concentrado utilizando o MGS.

Fonte: BURT, R. O . ; KORINEK, G.; YOUNG, S.R.; DEVEAU, C. (1995) Ultrafine Tantalum Recovery Strategies.

BELARDI et al. (1995) apresentaram o MGS como sendo um equipamento muito eficiente na recuperação de cromita fina. O objetivo do trabalho foi o de estudar a influência das variáveis operacionais no teor e na recuperação de Cr_2O_3 no concentrado, para amostras com diferentes frações de tamanho (150-210 μm e 20-40 μm), através da técnica de planejamento fatorial. As variáveis estudadas foram: frequência e amplitude de oscilação, ângulo de inclinação do tambor e vazão de água de lavagem.

Estes autores constataram, para a amostra mais grosseira (150-210 μm), que as variáveis mais significativas para o enriquecimento foram a frequência, a amplitude de oscilação e o ângulo de inclinação do tambor. Já para a recuperação, a variável mais significativa foi a vazão de água de lavagem, que apresentou um efeito negativo nos níveis estudados (2 a 6 L/min). Sendo assim, ela deverá ser mantida no seu nível mais baixo para que seja obtido maior enriquecimento.

Para a amostra mais fina (20-40 μm), todas as variáveis estudadas e algumas interações influenciaram positivamente o teor do concentrado, mas negativamente na recuperação de Cr_2O_3 , conforme era esperado.

Em função dos resultados obtidos, os autores realizaram ensaios complementares variando somente a frequência e amplitude de oscilação e o ângulo de inclinação do tambor e a partir daí, desenvolveram um modelo empírico, para as duas frações de tamanho, considerando as respostas teor e recuperação de Cr_2O_3 em função das três variáveis estudadas. O resultados obtidos pela simulação mostraram que as variáveis estudadas interagem e

sendo assim, num estudo de otimização, elas terão que ser levadas em consideração.

CHAN et al. (1991) realizaram um outro estudo com o MGS, usando minérios de diferentes procedências. Este estudo foi iniciado em 1989 com a Carnon Consolidated's Wheal Jane Tin Mine (UK) e tinha como objetivo demonstrar que com o MGS poderiam ser alcançados teores e recuperações de estanho maiores do que aqueles alcançados com a mesa vibratória de finos até então utilizada no circuito. A alimentação processada foi o "underflow" do ciclone, com 95% do material abaixo de 100 μm . Os resultados mostraram que os teores alcançados com o concentrador MGS foram bem superiores aos da mesa (55% contra 36% de estanho, respectivamente); para um recuperação similar de 36% o MGS proporcionou uma quantidade de minério tratada três vezes maior (1,06 contra 0,34 t/h).

Em 1990, o MGS foi instalado numa usina de processamento de magnetita da Noruega para demonstrar que poderia ser possível obter menores teores de sílica e maiores recuperações de magnetita do que aqueles que vinham sendo obtidos com o circuito de espirais existente. O MGS foi alimentado com o "underflow" do ciclone com 45% abaixo de 45 μm . Os melhores resultados foram obtidos para velocidades relativamente altas e grandes ângulos de inclinação do tambor. Tratando cerca de 3,5 t/h (duas vezes a capacidade das espirais) de material e em um único estágio de concentração foi possível reduzir o teor de sílica para valores semelhantes

aos das espirais (1,8%) com uma recuperação 46% maior que a alcançada com as espirais (45%).

Num outro estudo, também utilizando o MGS, foram processados finos de celestita (SrSO_4) da Bristol Mineral Company. A fração grosseira foi tratada em ciclones de meio denso, obtendo um produto de alta pureza com 96% de SrSO_4 . A fração de celestita fina, contida no flutuado do ciclone de meio denso, estava sendo estocada uma vez que os processos até então estudados ainda não tinham alcançado o teor de SrSO_4 exigido pelo mercado consumidor (94%). Os ensaios preliminares realizados com o MGS levaram à instalação na usina de um MGS escala piloto. Este foi alimentado com o flutuado do ciclone, com uma granulometria na faixa de 5 a $75\mu\text{m}$. Os resultados obtidos foram satisfatórios uma vez que o teor exigido de 96% de SrSO_4 foi alcançado com uma recuperação de 65%.

Nos estudos que foram apresentados ficou evidenciada a potencialidade de utilização dos equipamentos de concentração centrífuga para a concentração de finos de minério, tanto em substituição a equipamentos tradicionais de concentração gravítica (tais como mesa para finos, espirais e ciclones de meio denso) quanto como equipamentos complementares de algumas destas operações nos circuitos já existentes. Em ambas as alternativas apresentadas, os ganhos alcançados vêm sendo bastante expressivos tanto em recuperação quanto em teor do mineral de interesse nos concentrados.

Cabe também mencionar que, na literatura, são apresentados alguns estudos comparativos entre os processos de concentração centrífuga e de flotação. Em vários destes estudos, os resultados alcançados justificaram a indicação dos processos de concentração centrífuga como uma alternativa à flotação e em outros como um processo complementar desta.

4. MATERIAIS E MÉTODOS

4.1. Amostras

O desenvolvimento dos ensaios experimentais foi realizado em duas etapas. Na primeira etapa, foi utilizada uma mistura binária artificial de areia de praia do Rio de Janeiro (RJ), e de magnetita, de Catalão (GO), disponíveis no CETEM. As amostras foram secadas, sendo que a areia foi previamente peneirada em 28 malhas (0,589 mm) para o descarte de impurezas. Em seguida, cada uma dessas amostras foi homogeneizada em pilhas tronco de pirâmide e delas retiradas amostras representativas para serem cominuídas no tamanho máximo ("top sizes") estabelecido para a realização dos ensaios de concentração centrífuga.

Para a segunda etapa de ensaios, além das amostras de areia de praia e magnetita foi utilizada também uma amostra de finos naturais de fosfato, sob a forma de polpa, representativa da alimentação do circuito de deslamagem da Fertilizantes Serrana S. A., Araxá (MG), também disponível no CETEM, com o objetivo de estudar o efeito da viscosidade na recuperação da magnetita.

4.2. Preparação das Amostras

A cominuição das amostras de areia de praia e de magnetita foi realizada em moinho vibratório Palla, modelo 3100, em circuito aberto. O produto do moinho foi peneirado em abertura de 65 malhas (208 μ m) de modo a assegurar que as amostras apresentassem um tamanho 100% passante na referida malha. Cada uma destas amostras foi homogeneizada em pilhas tronco de

pirâmide e delas retiradas amostras para análise química, caracterização mineralógica e para realização dos ensaios de concentração centrífuga.

Com relação ao fosfato, a polpa foi homogeneizada e diluída a 42% sólidos em massa, em um tanque de homogeneização de 1500 L, de onde foram retiradas amostras necessárias para realização dos ensaios experimentais.

4.3. Análises Granulométricas

As análises de distribuição de tamanhos das partículas foram realizadas com amostras representativas de areia, magnetita e fosfato da alimentação dos ensaios de concentração centrífuga. Tais análises foram realizadas no equipamento MasterSizer Microplus v. 2.15 da MALVERN, com sensibilidade para medir uma distribuição de tamanhos numa faixa de 0,05 a 556 μm .

O princípio de operação deste equipamento está baseado na difração de um feixe de raios laser, de uma fonte de He-Ne. Quando o feixe de luz passa através das partículas na polpa, parte da luz sofre um espalhamento em diversos ângulos, atravessa um conjunto de lentes e vai incidir em detectores foto-elétricos que através de um microprocessador transforma a intensidade de energia espalhada em distribuição de tamanhos das partículas. Quanto menor o tamanho da partícula, maior é o ângulo de espalhamento da luz (NAPIER-MUNN et al. (1996)).

O MALVERN tem a vantagem de realizar as análises em um tempo muito pequeno (cerca de 3 minutos), utiliza pouca amostra (7 a 15 g) e a

reprodutibilidade é alta, com desvio em torno de 2%. Contudo, a distribuição de tamanhos de partículas não é compatível com aquela do peneiramento. Os resultados obtidos são baseados em esferas cujos diâmetros provocam o mesmo espalhamento dos raios laser que as partículas analisadas. Como são feitas muitas leituras em diversas porções da amostra, a média resultante é muito boa e quanto mais finas as partículas, melhor a estimativa dos seus tamanhos. No trabalho citado, os autores afirmam ainda que o MALVERN tem a tendência em apresentar uma distribuição de tamanhos mais grosseira que o Sedigraph, que trabalha com o diâmetro hidráulico, e é baseado no princípio de sedimentação gravitacional onde a forma da partícula e a viscosidade do meio têm uma influência significativa nos resultados de análise.

Para as amostras de areia e de magnetita foram adotadas onze faixas para a análise de distribuição de tamanhos de partículas e os resultados estão apresentados nas tabelas 1 e 2, respectivamente. Para o fosfato foram adotadas dezesseis faixas de distribuição de tamanhos, conforme apresentado na tabela 3.

Na amostra de areia 90% da massa de partículas encontra-se abaixo de cerca de 169,8 μm , com 30% menor que 11,3 μm , caracterizando tamanhos intermediário, fino e muito fino.

Na amostra de magnetita 90% da massa de partículas encontra-se abaixo de aproximadamente 190,8 μm , com 30% menor que 48,3 μm , portanto apresentando tamanhos intermediário e fino.

De acordo com os resultados das análises granulométricas, a areia encontra-se mais fina que a magnetita.

Na amostra de fosfato pode ser observado que mais de 90% da massa de partículas encontra-se abaixo de 35 μm , apresentando tamanhos fino, muito fino, ultrafino e de colóide, com uma quantidade significativa, mais de 30%, menor que 0,5 μm .

Tabela 1: Distribuição de tamanhos para a amostra areia

| Tamanho (μm) | Massa Passante (%) | Massa Retida (%) |
|------------------------------|-----------------------|---------------------|
| 169,8 | 92,49 | 7,51 |
| 121,0 | 84,54 | 7,95 |
| 86,2 | 75,39 | 9,15 |
| 61,4 | 66,00 | 9,39 |
| 43,8 | 57,03 | 8,97 |
| 31,2 | 48,81 | 8,22 |
| 22,2 | 41,65 | 7,16 |
| 15,8 | 35,60 | 6,05 |
| 11,3 | 30,52 | 5,08 |
| 8,1 | 26,15 | 4,37 |
| -8,1 | | 26,15 |

4.4. Análises Químicas

Com amostras representativas de areia, de magnetita e de fosfato foram realizadas análises químicas por fluorescência de raios X para a identificação

dos principais óxidos presentes e da perda ao fogo por gravimetria. Os resultados encontrados estão mostrados nas tabelas 4, 5 e 6.

Tabela 2: Distribuição de tamanhos para a amostra magnetita

| Tamanho (μm) | Massa Passante (%) | Massa Retida (%) |
|------------------------------|-----------------------|---------------------|
| 163,8 | 86,15 | 13,85 |
| 120,7 | 72,34 | 13,81 |
| 88,9 | 56,78 | 15,56 |
| 65,5 | 42,52 | 14,26 |
| 41,4 | 26,39 | 16,13 |
| 30,5 | 19,70 | 6,69 |
| 22,5 | 15,37 | 4,33 |
| 14,2 | 11,24 | 4,13 |
| 10,5 | 9,22 | 2,02 |
| 7,7 | 7,65 | 1,57 |
| -7,7 | | 7,65 |

Tabela 3: Distribuição de tamanhos para a amostra fosfato

| Tamanho (μm) | Massa Passante (%) | Massa Retida (%) |
|------------------------------|-----------------------|---------------------|
| 35,56 | 93,5 | 6,5 |
| 26,20 | 88,9 | 4,6 |
| 19,31 | 83,9 | 5,0 |
| 14,22 | 78,9 | 5,0 |
| 10,48 | 74,1 | 4,8 |
| 7,72 | 69,4 | 4,7 |
| 5,69 | 64,8 | 4,6 |
| 4,19 | 60,5 | 4,3 |
| 3,09 | 56,5 | 4,0 |
| 2,28 | 52,9 | 3,6 |
| 1,68 | 49,4 | 3,5 |
| 1,24 | 45,9 | 3,5 |
| 0,91 | 43,1 | 2,8 |
| 0,67 | 39,6 | 3,5 |
| 0,49 | 32,5 | 7,1 |
| -0,49 | | 32,5 |

Tabela 4: Principais óxidos presentes na amostra de areia

| Óxidos | Massa (%) |
|--|-----------|
| SiO_2 | 90,9 |
| Al_2O_3 | 5,1 |
| $\text{K}_2\text{O}+\text{CaO}+\text{MgO}$ | 3,1 |

Tabela 5: Principais óxidos presentes na amostra de magnetita

| Óxidos | Massa (%) |
|-------------------------|-----------|
| Fe_2O_3 | 81,4 |
| MgO | 4,6 |
| CaO | 5,7 |

Tabela 6: Principais óxidos presentes na amostra de fosfato

| Óxidos | Massa (%) |
|-------------------------|-----------|
| P_2O_5 | 11,8 |
| CaO | 8,8 |
| Fe_2O_3 | 40,3 |
| MgO | 1,3 |
| SiO_2 | 6,7 |
| TiO_2 | 3,2 |
| Al_2O_3 | 4,1 |
| MnO | 3,3 |
| SO_3 | 2,8 |
| BaO | 5,9 |
| BaSO_4 | 8,6 |

Na amostra de magnetita foram identificados outros óxidos com menores participações como P_2O_5 e SiO_2 com 1,6 % cada um, Al_2O_3 com 1,2% e a perda ao fogo, determinada por gravimetria, alcançou 1,6 %.

Também foram identificados o Nb_2O_5 e SrO com 0,67 %, cada um e a perda ao fogo de 11,3%.

4.5. Caracterização Mineralógica

Foram retiradas amostras representativas de areia, magnetita e fosfato com cerca de 150g cada para caracterização mineralógica. Foi realizada uma análise por difração de raios X (DRX) para determinar qualitativamente as fases cristalinas presentes, sendo os resultados compatibilizados com àqueles obtidos das análises químicas.

Na correlação e compatibilização com os resultados de análises químicas na amostra areia foram identificados quartzo e biotita; na amostra magnetita foi confirmada a presença predominante de magnetita e quantidades menores de calcita, dolomita, haloisita e marcassita; e na amostra de fosfato, como minerais predominantes foram encontrados apatita, gorceixita, goethita e barita e quantidades menores de quartzo e hollandita.

4.6. Ensaios de Concentração Centrífuga

Na realização dos ensaios foi utilizado o concentrador Multi Gravity Separator (MGS) da Mozley, modelo C900 disponível no Laboratório de Tratamento de Minerais, do Departamento de Engenharia de Minas, da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Ele consta de um tambor, onde se processa a concentração, que mede 0,6 m de comprimento e um diâmetro médio de 0,5 m, que gira no sentido horário com velocidades que podem variar de 140 até 280 rpm. Apresenta também um movimento oscilatório com amplitudes e freqüências ajustáveis entre 10 a 20mm e 4 a 6 cps, respectivamente. Esse modelo tem capacidade para tratar até 200 kg/h de

amostra seca e trabalha com percentagens de sólidos variando de 10 a 50% em peso. Apresenta também uma entrada de água localizada próximo ao centro da parte da frente do tambor e internamente próxima à saída do concentrado, sendo esta denominada de água de lavagem, com vazões que podem variar na faixa de 0 a 600 L/min.

O circuito utilizado para realização dos ensaios constou de um condicionador cilíndrico com capacidade de 300 L trabalhando em circuito fechado com uma bomba DENVER de 2x1/2", com a polpa sendo alimentada no concentrador centrífugo MGS através de uma bomba peristáltica WATSON MARLOW 604 U (IP55 Washdown). Um fluxograma do circuito é apresentado na figura 12.

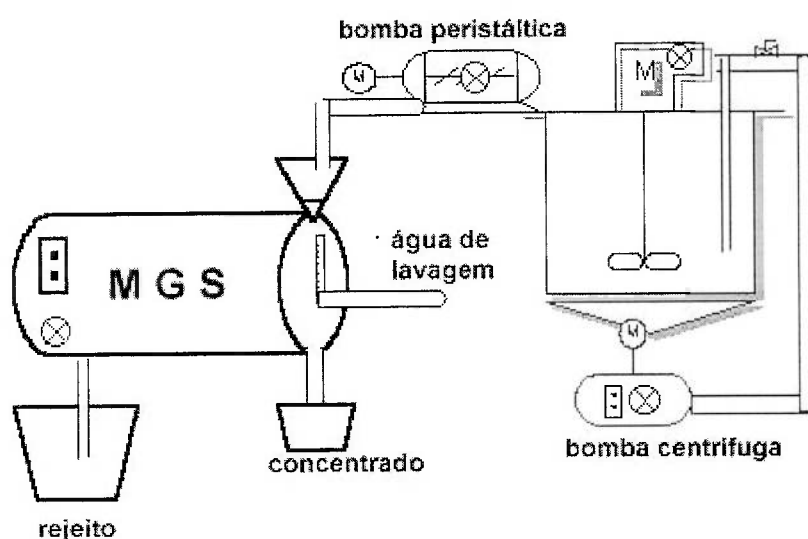


Figura 12: Fluxograma do circuito.

Foram realizados alguns ensaios exploratórios com o objetivo de estabelecer os parâmetros que serão mantidos constantes e aqueles que serão objeto de estudo. Assim foram mantidos constantes: ângulo de

inclinação do tambor em 5° ; água de lavagem em 3L/min e amplitude e frequência de oscilação do tambor em 15 mm e 4,8 cps, respectivamente.

Os ensaios foram realizados em duas etapas. Na primeira, foram utilizadas três amostras com diferentes concentrações em peso de areia de praia e de magnetita de 99/1; 97/3 e 95/5 %, respectivamente.

A escolha em “dopar” as amostras de areia com magnetita em teores de 1, 3, e 5% é justificado pelo fato de nos últimos anos, os tratamentistas estarem se deparando com a necessidade de beneficiar minérios com baixos teores e com tamanhos cada vez mais finos.

Com cada uma dessas amostras foram estudadas quatro diferentes percentagens de sólidos em peso: 15, 25, 35 e 45% e ainda diferentes velocidades de rotação do tambor: 100, 150, 170 e 200 rpm. Para a amostra com 15% de sólidos em peso foi investigada também, a rotação de 140 rpm, perfazendo um total de 51 ensaios nessa etapa.

Numa segunda etapa foi estudado o efeito da viscosidade na recuperação da magnetita. Na etapa anterior, a variação da percentagem de sólidos em peso das amostras com 3% em peso de magnetita, não provocou uma mudança significativa em suas viscosidades, conforme mostrado na tabela 7, a seguir.

As medidas de viscosidade foram realizadas no viscosímetro rotacional BROOKFIELD, modelo RV, fixando a velocidade angular do disco em 100 rpm.

Em razão disso, foi adicionada à mistura areia/magnetita polpa de fosfato com 42% de sólidos em peso, que apresentava uma alta viscosidade.

Foram preparadas dois tipos de amostras em polpa. Uma com 25% e outra com 35% de sólidos em peso. Em cada uma das amostras com 25% de sólidos, foi adicionada uma quantidade determinada de polpa de fosfato, uma com 26% de participação de fosfato seco em peso da fase sólida e outra com 34%. O mesmo procedimento foi adotado para as amostras com 35% de sólidos. Em todas as quatro amostras a quantidade de magnetita foi mantida constante em 3% em peso.

Tabela 7 – Viscosidade das amostras com diferentes percentagens de sólidos

| Amostras (% sólidos em peso) | Viscosidade (mPa.s) |
|---------------------------------|------------------------|
| 15 | 14 |
| 25 | 15 |
| 35 | 15 |
| 45 | 16 |

No quadro II estão apresentados os valores das viscosidades para esses quatro tipos de amostras.

Para cada uma das amostras foram investigadas três rotações 140, 150 e 170 rpm, perfazendo um total de doze ensaios.

A vazão de sólidos (areia+magnetita+fosfato) foi mantida em 100 kg/h, a amplitude de oscilação em 15 mm, a frequência de oscilação em 4,8 cps, o ângulo de inclinação em 5° e a água de lavagem em 3 L/min.

Quadro II: Valores das viscosidades para as polpas com 25 e 35% de sólidos pela adição de fosfato.

| Percentagem em peso de fosfato | Viscosidade (mPa.s) | |
|--------------------------------------|-------------------------------------|-------------------------------------|
| | polpa com 25% de sólidos em peso | polpa com 35% de sólidos em peso |
| s/fosfato | 14 | 16 |
| 26% | 25 | 50 |
| 34% | 36 | 65 |

O resumo das condições utilizadas nas duas etapas do trabalho (sessenta e três ensaios) é apresentado no quadro III.

As polpas foram preparadas em um condicionador cilíndrico trabalhando em circuito fechado com uma bomba, para garantir a homogeneização da polpa. A preparação foi realizada em batelada, de acordo com as percentagens de sólidos, teores e viscosidades estudadas. A polpa foi alimentada ao concentrador centrífugo através de uma bomba peristáltica, com a vazão variando de acordo com as condições dos ensaios. Foi estabelecido o tempo de 20 min para que o equipamento entrasse em regime para cada uma das condições e de 30 s para as amostragens dos produtos.

4.7. Controle do Processo

Os parâmetros escolhidos para controle do processo foram a recuperação e o teor de magnetita nos concentrados. A separação do material magnético foi realizada com um imã de aproximadamente 8000 G.

Quadro III: Resumo das condições dos ensaios realizados nas duas etapas.

| Primeira Etapa | | |
|------------------------------------|-----------------------|--------------------------|
| Percentagem de sólidos em peso (%) | Teor de magnetita (%) | Rotação do tambor (rpm) |
| 15 | 1 | 100, 140, 150, 170 e 200 |
| | 3 | |
| | 5 | |
| 25 | 1 | 100, 150, 170 e 200 |
| | 3 | |
| | 5 | |
| 35 | 1 | 100, 150, 170 e 200 |
| | 3 | |
| | 5 | |
| 45 | 1 | 100, 150, 170 e 200 |
| | 3 | |
| | 5 | |
| Segunda Etapa | | |
| Percentagem de sólidos (%) | Teor de fosfato (%) | Rotação do tambor (rpm) |
| 25 | 26 | 140, 150 e 170 |
| | 34 | |
| 35 | 26 | 140, 150 e 170 |

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1. Mecanismos da concentração gravítica no MGS

Para a discussão dos resultados obtidos neste estudo, torna-se necessário fazer uma avaliação dos mecanismos atuantes sobre as partículas no processo de concentração gravítica quando da realização dos ensaios no MGS.

A polpa é alimentada ao concentrador por um duto localizado na parte central do tambor. A polpa sai deste duto sob pressão e é arremessada radialmente contra a parede do tambor, sendo esta pressão tanto maior quanto maior for a vazão de polpa utilizada.

Ao sair do duto, cada partícula fica sujeita a forças sendo uma delas função da pressão com a qual a partícula é lançada e a outra, seu próprio peso. A força resultante é dada pela soma vetorial dessas duas forças. Para uma mesma vazão, tem-se uma mesma pressão, e a força resultante para cada partícula será tanto maior quanto maior for o seu peso. Estando presentes diferentes espécies minerais, existirão partículas de mesma massa com tamanhos diferentes devido suas diferentes densidades. Como a distância a ser percorrida por qualquer partícula até a parede do tambor é a mesma, as partículas pesadas maiores deverão ficar mais próximas à parede e as leves menores mais distantes, desde que não haja colisão entre elas e arraste das mais leves.

No entanto, existe uma razão de tamanhos entre partículas leves e pesadas, de mesmas massas, que terão um mesmo valor para a força peso e assim, poderão chegar ao mesmo tempo à parede do tambor. Considerando as partículas de quartzo como sendo aproximadamente esféricas e as de magnetita como cúbicas, essa razão de tamanhos será: o raio de uma partícula de magnetita igual a 0,67 do raio de uma partícula de areia, ou seja, uma partícula de magnetita de 94 μm terá, aproximadamente a mesma massa de uma partícula de areia de 140 μm , considerando as densidades relativas, doravante sendo chamadas somente de densidades, de 2,65 e 4,34 para o quartzo e a magnetita, respectivamente. De posse destas informações e da análise granulométrica (item 4.3), tem-se cerca de 45% da magnetita acima de 94 μm enquanto que apenas 10% da areia está acima de 140 μm . Isso indica que grande parte da magnetita alimentada apresenta condições de chegar, preferencialmente, à parede do tambor. Assim, nos primeiros estratos formados deverão prevalecer as partículas maiores de magnetita. No entanto, não podemos esquecer que a participação em peso de magnetita nas amostras é de no máximo 5% em relação ao peso total e mesmo tendo uma pequena parcela de areia maior que 140 μm (10%), esta quantidade é significativa quando comparada à de magnetita. Para uma vazão de 1,7 kg/min de sólidos teremos que apenas 5% correspondem à magnetita (0,084 kg/min) contra 95% de areia (1,62 kg/min) das quais, 0,162 kg/min possuem tamanhos maiores que 140 μm .

No momento em que a polpa atinge a superfície do tambor tem início o processo de sedimentação das partículas. Quanto maior for a concentração de partículas maior será o número de colisões entre elas, resultando numa velocidade de sedimentação menor e numa razão de sedimentação maior. Para o sistema estudado, a razão de sedimentação, equação 17, entre as partículas de magnetita e de areia varia de 2,0 para a polpa com 15% de sólidos a 2,4 para a polpa com 45 % de sólidos. Ou seja, para 15% de sólidos, uma partícula de magnetita estará sedimentando com mesma velocidade que uma partícula de areia com diâmetro duas vezes maior, enquanto que numa polpa com 45% de sólidos, o diâmetro da partícula de areia terá que ser 2,4 vezes maior.

A força centrífuga atuando nas partículas mudará a razão com que elas sedimentam. Para uma dada velocidade angular, a força centrífuga que atua sobre a partícula é função da sua massa e da sua posição na camada que está se formando nas paredes do tambor. Para uma polpa com 15% de sólidos, onde a razão de sedimentação é igual a 2,0, tem-se que a razão de massa entre partículas de areia e de magnetita que estão sedimentando com a mesma velocidade é de 2,6, ou seja, a partícula de areia tem uma massa 2,6 vezes maior que a de magnetita. Assim, a força centrífuga, equação 3, que age na partícula de areia será maior, indicando que esta partícula possa sedimentar primeiro que uma partícula de magnetita.

Para as diferentes porcentagens de sólidos em peso investigadas (15, 25, 35 e 45%), a vazão de sólidos foi mantida constante (100 kg/h) e a vazão de

água é que foi alterada (quadro IV). Considerando uma seção longitudinal do tambor, o volume ocupado pela polpa vai variar em função das diferentes alturas das camadas de polpa formadas, ou seja, em função da quantidade de água adicionada. Tomando-se como base a altura da camada para a polpa com 15% de sólidos (h_{15}), as razões aproximadas das alturas para as demais porcentagens de sólidos são $0,53 h_{15}$; $0,32 h_{15}$; e $0,20 h_{15}$ para as polpas com 25, 35 e 45% de sólidos em peso, respectivamente. A altura será tanto maior quanto menor for a porcentagem de sólidos.

Quando partículas estão se movimentando sobre uma superfície inclinada por onde o filme d'água está escoando, a velocidade com a qual as partículas se deslocam é função da espessura do filme. O perfil de velocidade varia desde 0 (zero) na superfície inclinada até um valor máximo na interface fluido/ar, desconsiderando a resistência do ar, que faz com que o valor da velocidade seja menor. Quanto maior for a espessura do filme, maior será a velocidade de escoamento a que as partículas estão sujeitas, em qualquer altura do filme que elas estejam, salvo aquelas que estão encostadas na superfície inclinada.

No momento em que a polpa é submetida a um movimento de oscilação, os diversos estratos que compõem a camada, além de se expandirem, começam a se movimentar uns em relação aos outros, dando origem a forças de cisalhamento. Estas, além de uma componente na direção do fluxo, terão uma componente na direção perpendicular a ele que, se for positiva, dará origem a um movimento ascendente da partícula (força de Bagnold). Esta

força varia diretamente com o diâmetro e com a densidade da partícula sobre a qual está atuando. A tendência é a de que as partículas maiores e leves apresentem maior deslocamento na direção perpendicular ao fluxo e sentido ao centro do tambor e que as partículas menores e pesadas, um deslocamento menor, tendo uma maior probabilidade de permanecerem em suas posições iniciais.

Quadro IV: Vazão de água em função das porcentagens de sólidos.

| Porcentagem de sólidos em peso(%) | Vazão de água (L/min) |
|-----------------------------------|-----------------------|
| 15 | 9,4 |
| 25 | 5,0 |
| 35 | 3,1 |
| 45 | 1,9 |

O leito ao se expandir propicia um rearranjo das partículas, fazendo com que partículas menores, pesadas e leves, penetrem pelos interstícios formados pelo movimento de partículas maiores, possibilitando assim, a aproximação dessas partículas menores à superfície do tambor.

Portanto, os possíveis mecanismos atuantes sobre as partículas no processo de concentração gravítica com o MGS são fortemente influenciados pelas características dessas partículas no que se refere aos seus tamanhos e suas densidades.

Quando aos efeitos da variação da viscosidade, tem-se que a força centrífuga necessária para levar uma dada partícula até a parede do tambor será tanto maior quanto maior for a viscosidade da polpa, pois quanto maior a viscosidade, maior será a força de resistência do meio ao movimento da partícula que a força centrífuga terá que vencer. Quanto aos demais mecanismos que possivelmente possam estar atuando sobre as partículas, eles terão a sua ação reduzida em função da maior dificuldade de movimento a que as partículas ficam sujeitas, quando de uma viscosidade maior. Levando em consideração o movimento de oscilação a que as partículas ficam submetidas, a força de cisalhamento que age sobre elas também terá sua intensidade reduzida, fazendo com que o movimento de ascensão, provocado pela componente perpendicular ao fluxo, seja menor. No caso de partículas leves que previamente tenham vencido a força de resistência da viscosidade e se posicionado próximas à parede do tambor, estas terão maior dificuldade de chegar aos estratos mais internos, ou seja, mais afastados da parede do tambor, para serem descartadas no rejeito. A velocidade com que as partículas irão se movimentar em um plano inclinado também será menor para maiores viscosidades em função da maior força de resistência que estas oferecem. O possível rearranjo pela expansão do leito, provocado pelo movimento de oscilação, também poderá ocorrer de forma menos pronunciada, não só porque o leito poderá expandir-se menos, mas também porque as partículas menores, que preferencialmente penetram nos interstícios do leito, têm seus movimentos ainda mais cerceados que as partículas maiores. Assim, o efeito final da variação de viscosidade na concentração gravítica com o MGS fará

Para concentrações crescentes de magnetita na alimentação haverá uma maior quantidade de partículas pesadas de todos os tamanhos, aumentando a probabilidade de que essas partículas ocupem os lugares até então ocupados por partículas leves grandes, nos estratos mais externos (mais próximos à parede do tambor) levando as partículas leves a ocuparem os estratos mais internos (mais distantes da parede do tambor). Isto pode implicar em um

maiores de magnetita na alimentação.

teor de magnetita no concentrado foram alcançados para as concentrações de rotação do tambor, os melhores resultados de recuperação e (figuras 13, 14, 15 e 16) foi possível observar que, independentemente da Avaliando as curvas de seletividade para cada percentagem de sólidos

representando a velocidade de rotação em que o ensaio foi realizado.

Para cada uma das curvas são destacados quatro pontos, cada um relacionada com a concentração de magnetita na alimentação (1, 3 e 5%). das figuras são apresentadas três curvas sendo que cada uma delas está para cada uma das quatro percentagens de sólidos estudadas. Em cada uma recuperação por teor de magnetita no concentrado (curvas de seletividade) apresentados nas figuras 13, 14, 15 e 16. Foram traçadas curvas de Os resultados obtidos nos estudos realizados nesta primeira etapa são

5.2. Resultados da primeira etapa dos ensaios experimentais

teor de magnetita maior do que aqueles obtidos com uma viscosidade menor. com que os concentrados obtidos com uma viscosidade maior apresentam um

aumento de teor, pela substituição de partículas leves por pesadas e de recuperação pela formação de estratos mais compactos de partículas pesadas, próximos à parede do tambor, fazendo com que essas partículas menores sejam menos afetadas pelo movimento de partículas leves.

De acordo com os resultados apresentados nas figuras 13, 14, 15 e 16, verifica-se também que, independentemente da concentração de magnetita na alimentação, foram obtidas recuperações e teores de magnetita no concentrado decrescentes para porcentagens de sólidos crescentes, para todas as rotações investigadas.

Como nos ensaios realizados, a vazão de sólidos foi mantida constante (100 kg/h), quanto menor for a porcentagem de sólidos maior será a relação água/sólido e assim, maior será o gradiente de velocidade a que as partículas estarão submetidas. Como as partículas leves são as que tendem a ficar nos estratos mais distantes da parede do tambor, estas estarão sob a ação de uma velocidade sempre maior, qualquer que seja a porcentagem de sólidos, sendo ela tanto maior quanto menor for a porcentagem de sólidos. Assim, menor será o tempo de residência dessas partículas no interior do equipamento e maior será a probabilidade de que elas sejam descartadas no rejeito, aumentando o teor do concentrado.

Embora todas as partículas apresentem uma maior mobilidade para porcentagens de sólidos menores, onde se tem uma coluna de polpa maior, em virtude da maior quantidade de água, quando as partículas leves maiores ocupam os estratos mais distantes da parede do tambor, estas criam espaços

nos estratos mais próximos à parede do tambor, que podem ser ocupados por partículas pesadas menores. Estando num estrato mais próximo da parede do tambor, estas partículas pesadas menores estarão submetidas a uma força centrífuga maior, aumentando a probabilidade de que elas permaneçam nesta posição, saindo no concentrado e aumentando a recuperação.

Para todas as porcentagens de sólidos e concentrações de magnetita na alimentação, os teores, para diferentes rotações, foram crescentes de 100 para 150 rpm e a partir daí, decrescentes para 170 e 200 rpm. Com relação às recuperações, estas aumentaram até 170 rpm e decresceram em 200 rpm (figuras 13, 14, 15 e 16).

Os baixos valores de recuperação e teor de magnetita obtidos a 100 rpm podem querer mostrar que a força centrífuga não foi suficiente para manter os estratos formados, quando da sedimentação das partículas, na parede do tambor. Com base nos resultados pode ser observado que, praticamente, não houve uma concentração mas sim, um quarteamento, uma vez que os teores dos concentrados foram praticamente iguais aos das alimentações.

Para 150 rpm foram obtidos os teores de magnetita mais altos quando comparados aos das demais rotações estudadas e as recuperações, embora não tenham sido as mais altas, ficaram muito próximas daquelas obtidas em outras rotações, o que justifica ser ela ou estar em torno dela, a melhor rotação para o sistema binário (areia+magnetita) estudado.

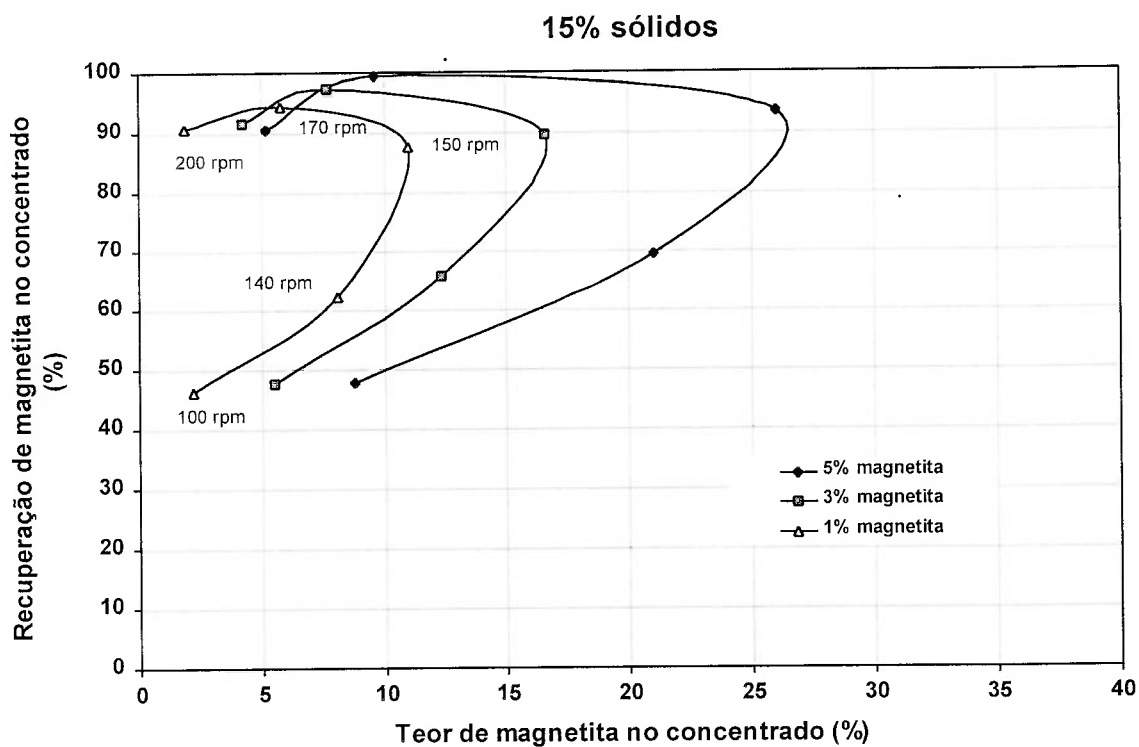


Figura 13 - Curvas de seletividade para a polpa de 15% de sólidos.

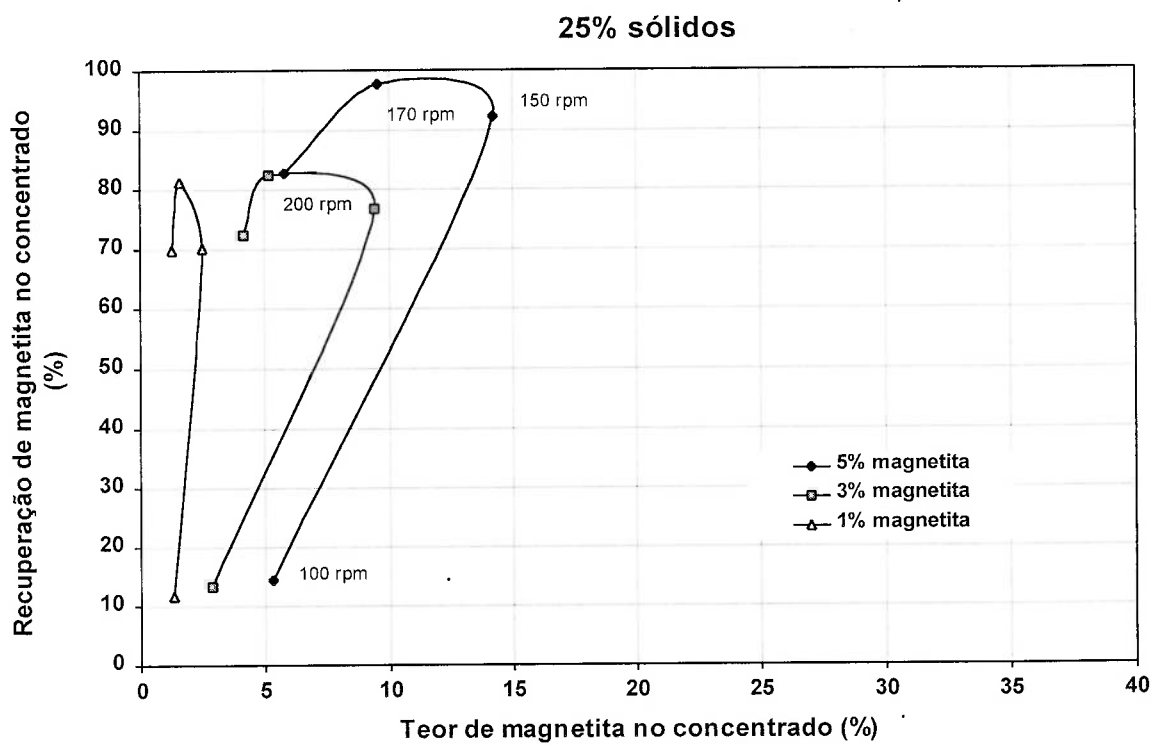


Figura 14 – Curvas de seletividade para a polpa de 25 % de sólidos.

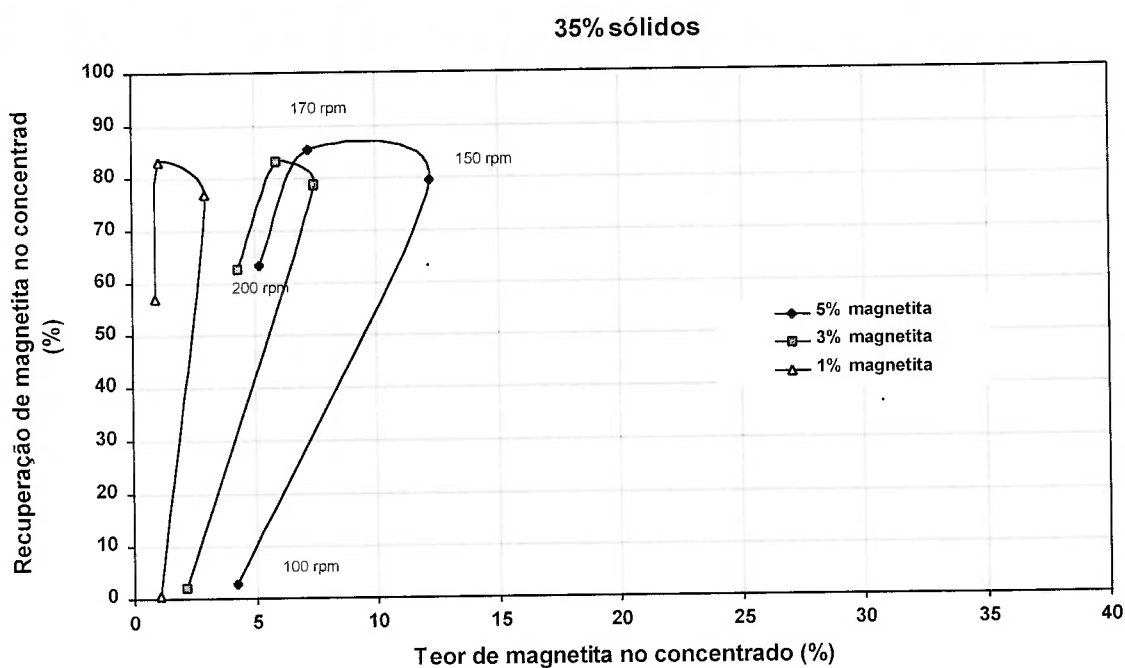


Figura 15 – Curvas de seletividade para a polpa de 35% de sólidos.

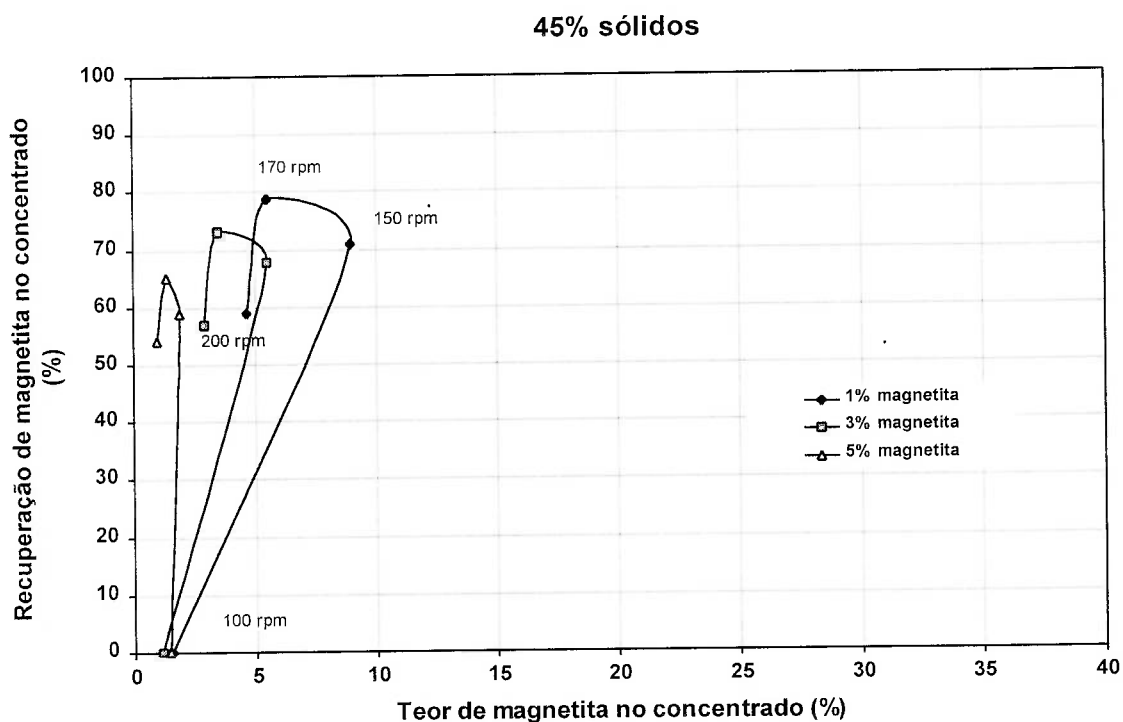


Figura 16 – Curvas de seletividade para a polpa com 45 % de sólidos.

Para 170 rpm as recuperações foram um pouco maiores que aquelas a 150 rpm, atingindo o seu valor máximo, só que às custas de uma redução de teor. Isso indica que embora ainda tenha havido recuperação de magnetita ao

variar de 150 para 170 rpm, partículas leves conseguiram penetrar nos estratos mais próximos à parede do tambor, lá permanecendo sob a ação de uma força centrífuga maior, reduzindo assim, o teor do concentrado.

A 200 rpm, os teores ficaram ainda mais baixos e houve um decréscimo da recuperação de magnetita, mostrando que a chegada de partículas de areia nos estratos mais próximos à parede do tambor prevaleceu em relação à chegada de partículas de magnetita possivelmente pequenas. Esses resultados podem indicar que a rotação de 200 rpm foi excessivamente alta, aumentando sobremaneira a força centrífuga e fazendo-a prevalecer sobre os demais mecanismos que ocorrem no interior do equipamento durante o processo de concentração e com isso, não permitindo um rearranjo dos estratos que formam a camada.

Os resultados obtidos com 15% de sólidos foram significativamente superiores aos das demais porcentagens de sólidos, para todas as concentrações de magnetita na alimentação e para todas as rotações, com recuperações nunca inferiores a 88% para a rotação de 150 rpm. Mesmo com a rotação de 100 rpm, embora as recuperações tenham sido baixas, quando comparadas com as das outras rotações, foram bem superiores àquelas obtidas com as demais porcentagens de sólidos, ficando em torno de 45%, três vezes maior que a segunda maior recuperação alcançada com 25% de sólidos. Nas demais porcentagens, as recuperações de magnetita não chegaram a atingir 5%.

Os teores obtidos com a polpa de 15% de sólidos foram muito superiores aos obtidos com as demais polpas. Eles variaram de 12 a 26% contra 2 a 14%, respectivamente, para a polpa de 15% de sólidos e para as demais polpas, todos eles para os ensaios com rotação de 150 rpm.

Com a polpa de 15% de sólidos foram realizados ensaios a 140 rpm, um para cada uma das três concentrações de magnetita na alimentação estudadas. O objetivo foi verificar se as melhores condições de rotação estariam realmente entre 150 e 170 rpm. A polpa de 15% de sólidos foi escolhida por ser aquela que apresentou, sistematicamente, os melhores resultados de recuperação e de teor quando comparada com as demais. Os resultados alcançados a 140 rpm foram bem inferiores àqueles de 150 rpm, com as recuperações sendo relativamente bem mais baixas que os teores. Isso indica que a melhor rotação para o sistema estudado está mesmo entre 150 e 170 rpm.

Um fato que pode ser observado em todos os concentrados é o de que a recuperação de partículas de magnetita abaixo de 400 malhas ($37\mu\text{m}$) foi praticamente nula (menor que 2 %), com essa fração representando cerca de 25% da magnetita alimentada. Esse fato pode estar diretamente relacionado com a ampla faixa de granulometria da alimentação não só da magnetita quanto da areia, que são comparativamente grosseiras, estando abaixo de 65 malhas ($208\mu\text{m}$). Isto pode ter propiciado a chegada preferencial de partículas leves de tamanhos maiores em detrimento de partículas muito finas de magnetita. Uma maior recuperação de magnetita fina (abaixo de 400 malhas)

pode ser obtida com uma alimentação (areia+magnetita) de faixa granulométrica mais estreita o que implicaria numa nova escolha de valores das variáveis estudadas. O mesmo poderia também acontecer, caso a alimentação apresentasse uma distribuição de tamanhos mais finos.

5.3. Resultados da segunda etapa dos ensaios experimentais

Os resultados obtidos nos ensaios realizados na segunda etapa são apresentados nas figuras 17 e 18. Foram traçadas curvas de recuperação x teor de magnetita no concentrado (curvas de seletividade) para cada uma das duas porcentagens de sólidos em peso estudadas (25 e 35 %). Para cada uma delas foram traçadas três curvas, estando cada uma delas relacionada a um valor de viscosidade, a saber: polpa sem adição de fosfato (viscosidade natural); com adição de 26% em peso de fosfato (baixa viscosidade); e com adição de 34% de fosfato em peso (alta viscosidade). Em cada uma das curvas são destacados três pontos referentes às rotações investigadas (140, 150 e 170 rpm).

Avaliando as curvas de seletividade (figuras 17 e 18) observa-se que para as duas porcentagens de sólidos em peso estudadas, o aumento da viscosidade afetou a recuperação e o teor de magnetita no concentrado, tendo este fato ocorrido de forma mais significativa com o teor.

Para a mesma porcentagem de sólidos, à medida que a viscosidade aumentou observou-se um aumento do teor de magnetita e um decréscimo da recuperação, independentemente da rotação.

Quando a viscosidade aumenta, as partículas encontram uma maior dificuldade de se movimentarem dentro da polpa. Este efeito será mais perceptível para as partículas leves, não deixando de ser sentido também, pelas partículas pesadas, em especial as menores, só que com menor intensidade. A maior dificuldade encontrada pelas partículas leves e pelas pesadas pequenas, sob condições de maior viscosidade, implicará em velocidades de sedimentação menores do que aquelas alcançadas com a viscosidade natural (sem adição de fosfato), fazendo com que elas ocupem os estratos mais distantes da parede do tambor, com os estratos mais próximos, sendo ocupados pelas partículas que realmente têm maior probabilidade de lá estarem, ou seja, as pesadas maiores. Isso poderá resultar em ganho de teor, mas sempre com perda de recuperação.

Para cada uma das porcentagens de sólidos em peso, observou-se que quanto maior a rotação, menor o teor de magnetita no concentrado. Com relação à recuperação de magnetita, esta aumentou de 140 para 150 rpm e diminuiu para 170 rpm. Aumentando a rotação, as partículas ficam sujeitas a uma força centrífuga maior, aumenta a probabilidade das partículas leves e maiores de chegarem até os estratos mais próximos da parede do tambor, contaminando o concentrado. Como estas estão em maior número na alimentação, elas podem impedir que as partículas menores de magnetita aproximem-se da parede do tambor, vindo a ocasionar um decréscimo de recuperação.

Quando comparamos os resultados obtidos nos ensaios com porcentagens de sólidos e viscosidade diferentes (figuras 19 e 20) podemos constatar que os teores de magnetita foram sempre crescentes com o aumento da viscosidade da polpa. Quanto à recuperação, para as mesmas condições de ensaios, observou-se que esta apresentou uma tendência decrescente com o aumento da viscosidade. As maiores recuperações foram alcançadas para as polpas com viscosidade natural (sem adição de lama de fosfato).

O estudo da modificação da viscosidade da polpa natural, pela adição de fosfato, com a variação da porcentagem de sólidos (figuras 19 e 20) mostrou, com relação ao teor de magnetita no concentrado, que o efeito do aumento da viscosidade preponderou sobre o da porcentagem de sólidos, uma vez que o efeito isolado da viscosidade mostrou, para viscosidades crescentes, teores crescentes, enquanto para porcentagens de sólidos crescentes (figuras 13 a 16) os teores foram decrescentes. Com relação à recuperação, o efeito da viscosidade somou-se ao da porcentagem de sólidos, diminuindo mais a recuperação de magnetita. No cômputo geral, o aumento da viscosidade refletiu-se de forma mais significativa no teor de magnetita do concentrado.

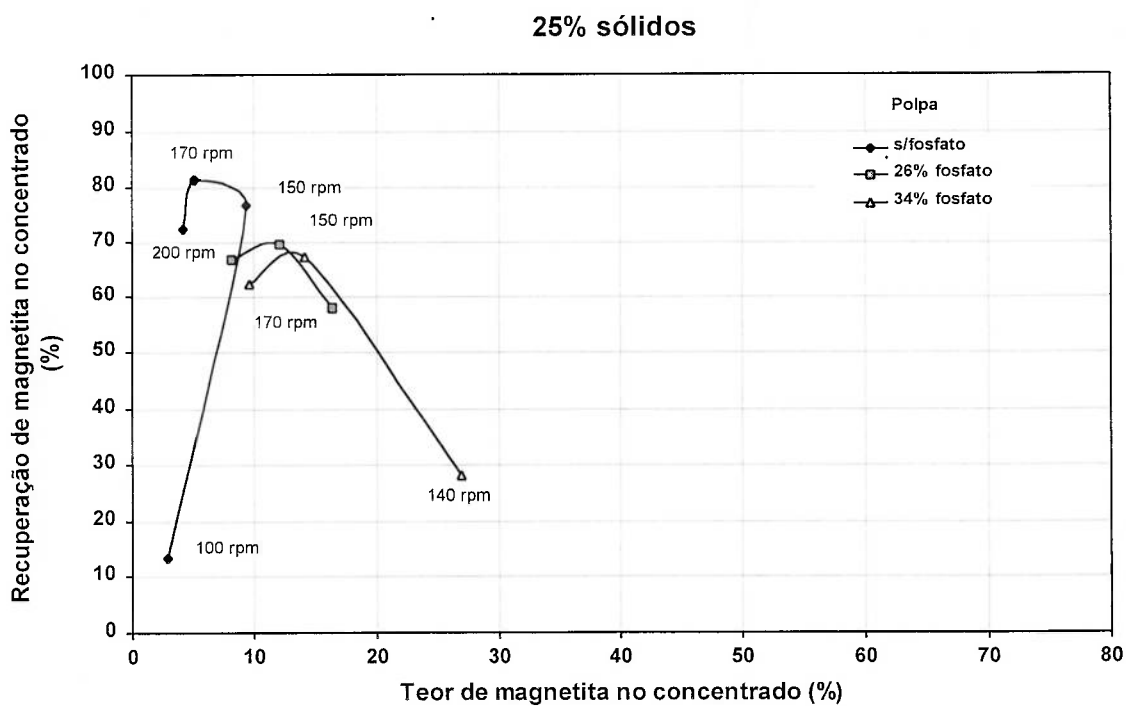


Figura 17 – Curvas de seletividade para a polpa de 25% de sólidos (2ª etapa).

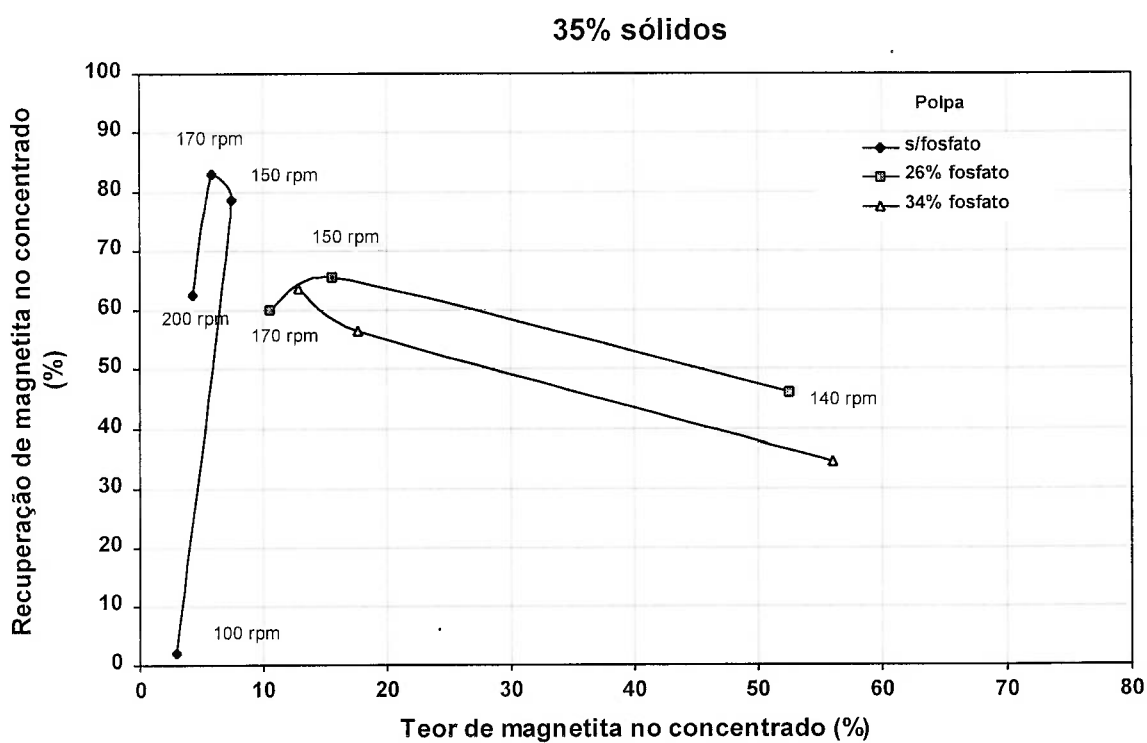


Figura 18 – Curvas de seletividade para a polpa de 35% de sólidos (2ª etapa).

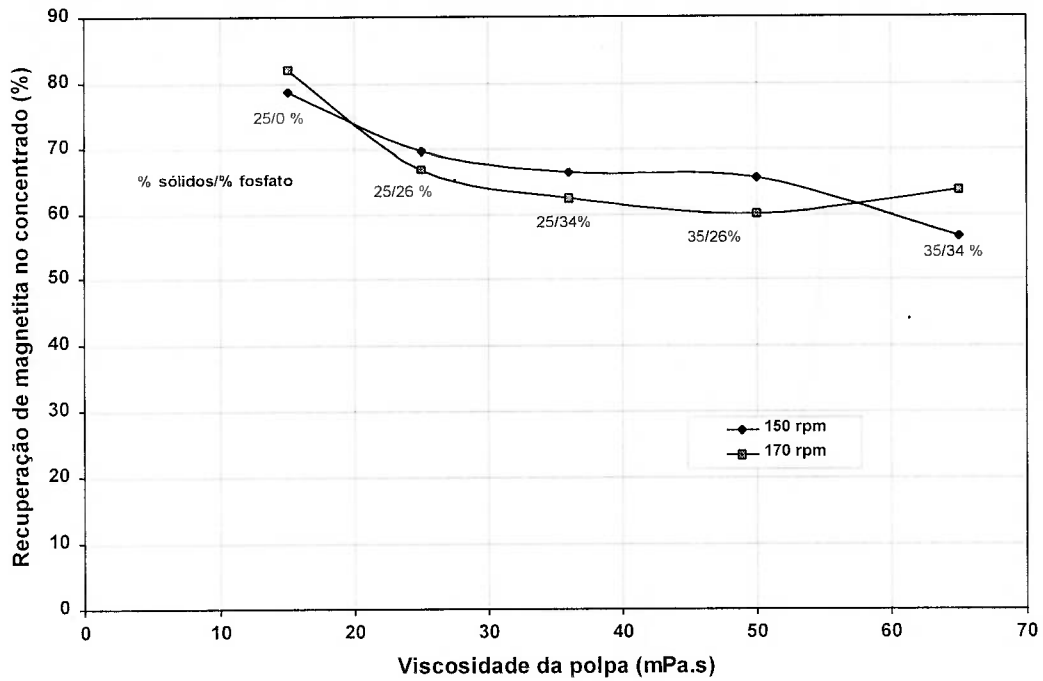


Figura 19 – Curvas de recuperação de magnetita em função da viscosidade para diferentes rotações.

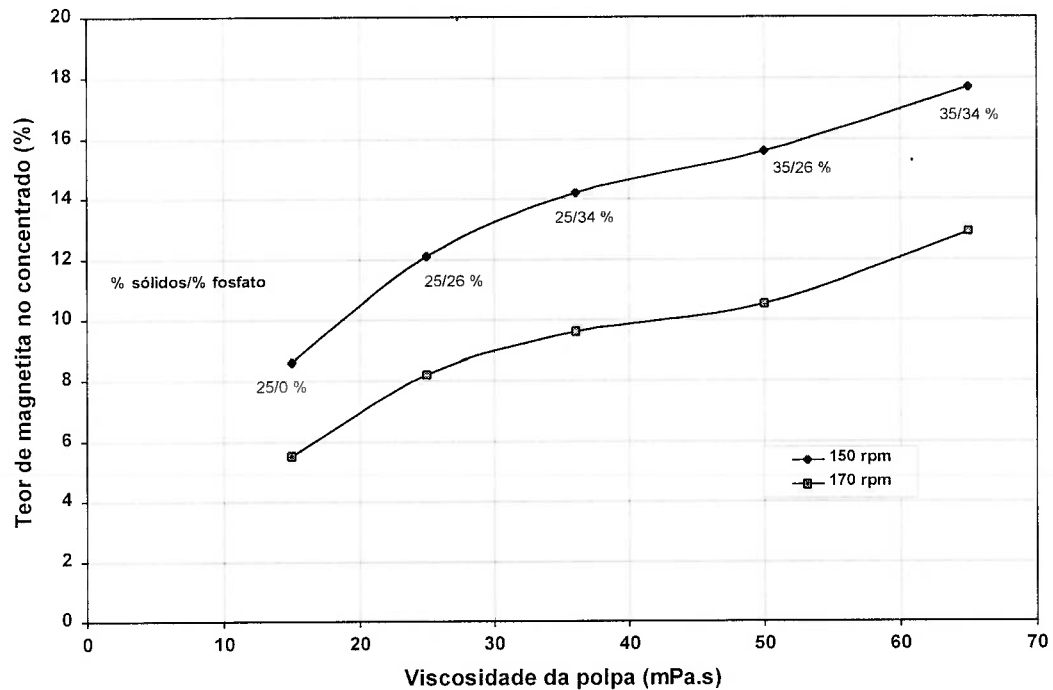


Figura 20 – Curvas de teor de magnetita em função da viscosidade para diferentes rotações.

6. CONCLUSÕES

A realização deste trabalho permitiu concluir que, para as condições estudadas:

- para todas as concentrações de magnetita na alimentação (1, 3 e 5 %), as recuperações e os teores de magnetita nos concentrados foram decrescentes para porcentagens de sólidos em peso crescentes (15, 25, 35 e 45 %), para as diferentes rotações do tambor;

- para as mesmas porcentagens de sólidos em peso, a de 45% foi a que apresentou menores ganhos de teor de magnetita no concentrado, indicando não ter havido uma concentração, mas sim, um quarteamento da alimentação;

- os melhores resultados, tanto de recuperação quanto de teor de magnetita no concentrado, foram alcançados com a polpa de 15 % de sólidos em peso. Para a rotação de 150 rpm, os teores ficaram na faixa de 12 a 26 % e as recuperações variaram entre 88 a 92 %, para quantidades crescentes de magnetita na alimentação (1 a 5 %);

- as melhores curvas de seletividade foram obtidas para concentrações crescentes de magnetita na alimentação, para todas as porcentagens de sólidos;

- a concentração de 1% de magnetita na alimentação, em todas as porcentagens de sólidos, não proporcionou ganhos significativos de teor de magnetita no concentrado (2, 2 e 1 % de magnetita para 25, 35 e 45 % de

sólidos em peso), excetuando a polpa com 15% de sólidos em peso que alcançou um teor de 11%;

- para as diferentes rotações estudadas, os melhores resultados foram alcançados entre 150 e 170 rpm. A 170 rpm foram obtidas as maiores recuperações e a 150 rpm, os maiores teores de magnetita no concentrado;

- a fração abaixo de 400 malhas (37 μm) praticamente (menos que 2 %) não foi recuperada em nenhum dos ensaios realizados, podendo este fato estar diretamente relacionado com a ampla faixa de granulometria da alimentação, não só de magnetita quanto de areia, que são comparativamente grosseiras, estando abaixo de 65 malhas (208 μm). Isto pode ter propiciado a chegada preferencial de partículas leves de areia de tamanhos maiores em detrimento de partículas muito finas de magnetita;

- para cada uma das percentagens de sólidos, o aumento da viscosidade, pela adição de lama de fosfato em duas diferentes quantidades (26 e 34 % em peso de fosfato seco), propiciou um aumento do teor e um decréscimo de recuperação de magnetita no concentrado, para as diferentes rotações (100, 150, 170 e 200 rpm), tendo influenciado de forma mais significativa no teor;

- no estudo de modificação simultânea da viscosidade, pela adição de lama de fosfato em duas diferentes quantidades (26 e 34 % em peso de fosfato seco), e da porcentagem de sólidos (25 e 35 % em peso), no que diz respeito ao aumento do teor do concentrado, o efeito da viscosidade

prevaleceu sobre o da percentagem de sólidos, com teores de magnetita crescentes para viscosidades também crescentes; e

- no estudo de modificação simultânea da viscosidade e da percentagem de sólidos, no que tange à recuperação de magnetita, o efeito do aumento da viscosidade somou-se ao do aumento da percentagem de sólidos, promovendo um decréscimo ainda maior na recuperação de magnetita no concentrado.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ANCIA, F.J.; DANDOIS (1997) Comparison of the Knelson and Falcon centrifugal separators. Belgium.
- AUSTIN, L.G.; KLIMPEL, R.R.; LUCKIE, P.T. (1984) Processing engineering of size reduction: ball milling. Society of Mining Engineers – AIME, (várias paginações), 561p.
- BAKSHI, A.K.; KAWATRA, S.K. (1996) Rapid determination of non-Newtonian flow behaviour in mineral suspensions. **Minerals and Metallurgical Processing**, v. 13, n° 4, p. 165-9, November.
- BELARDI, G.; SHEAU, N.; MARABINI, A.; VEGLIO, F. (1995) Surface response method in the optimization study of a multi-gravity separator: concentration of chromite fines. In: XIX International Mineral Processing Congress – Physical and Chemical Processing, v. 2, San Francisco.
- BENIUK, V. G.; VADEIKIS, C.^a; ENRAGHT, J.N. (1994) Centrifugal jigging of gravity concentrate and tailing at Renison Limited, **Minerals Engineering** v. 7, n° 5-6, p. 577-89.
- BIRD, R.B.; STEWART, W.E.; LIGHTFOOT, E.N. (1978) Transporte de interfase en sistemas isotérmicos. In: Fenómenos de transporte. Editorial Reverté S.A., capítulo 6. (várias paginações).
- BROUSSAUD, A. (1988) Advanced computer methods of mineral processing: their function and potential impact on engineering practices. In: XVI International Mineral Processing Congress – part A, p. 17-46, Sweden.
- BURT, R.O. (1984) Gravity concentration technology. Amsterdam: Elsevier.
- BURT, R.O.; KORINEK, G.; YOUNG, S.R. DEVEAU, C. (1995) Ultrafine Tantalum Recovery Strategies. **Minerals Engineering**, v. 8, n° 8, p. 859-70.
- CARRISSO, R.C.; BRAGA, P.F. (1995) Estudo de variáveis no desempenho do concentrador centrífugo Knelson. In: XVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, Rio de Janeiro, Brasil, v. 1, p. 88-99, setembro.
- CHAN, B.S.K.; MOZLEY, R.H.; CHILDS, G.J.C. (1991) Extended trials with the tonnage multi-gravity separator. **Minerals Engineering**, v. 4, n° 3-4, p. 489-96.
- CHAVES, A.P. (1992) Partição. São Paulo, EPUSP./ Texto complementar da Prova de Erudição, apresentado junto ao concurso de Professor Titular/.

- CHAVES, A.P. (1996) Teoria e Prática do Tratamento de Minérios. Editora Signus, v. 1, 235p.
- FALLON, N.E.; GOTTFRIED, B.S. (1985) Statistical representation of generalized distribution data for float-sink coal cleaning devices Baum jigs, Batac jigs and DYNAWHIRPOOLS. **International Journal of Mineral Processing**, v.15, p.231-6.
- FIGUEIREDO, P.C.; CHAVES, A.P. (1998) Recuperação de partículas minerais finas e ultrafinas no âmbito da concentração gravítica. In: XVII Encontro Nacional de tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, São Paulo, Brasil, p. 483-93, Agosto.
- FINCH, J.A.; LAPLANTE, A.; LEUNG, J. (1985) Modelling and simulation methodology for ore and coal process. In: SPOC Manual, CANMET, Chapter 4, Modelling and simulation, SP 85 – 1/4E, 89p.
- GOTTFRIED, B.S. (1978) A generalization of distribution data for characterizing the performance of float-sink coal cleaning devices. **International Journal of Mineral Processing**, v.5, p.1-20.
- HEALY, T.W.; BOGER, D.V.; WHITE, L.R.; SCALES, P.J. (1993) Particulate fluids - a key concept in advanced mineral processing. In: XVIII International Mineral Processing Congress, Sydney, Australia, p. 47-55, May.
- KAWATRA, S.K.; EISELE, T.C. (1988) Rheological effects in grinding circuits. **International Journal of Mineral Processing**, v. 22, p. 251-9.
- KELLY, E.G.; SPOTTISWOOD, D.J. (1982) **Introduction to Mineral Processing**, John Wiley & Sons Limited, (várias paginações), 491p.
- LINS, F.F.; VEIGA, M. (1992) Performance of a new centrifuge (Falcon) in concentrating a gold ore from Texada Island, BC – Canadá. **Minerals Engineering**, v. 5, nº 10-12, p. 1113-121.
- NAPIER-MUNN, T.J. (1991) Modelling and simulation dense medium separation processes – A progress report. **Minerals Engineering**, v.4, p. 329-46.
- NAPIER-MUNN, T.J.; LYNCH, A.J. (1992) Modelling and computer simulation of mineral treatment process – current status and future trends. **Minerals Engineering**, v.5, nº 2, p. 143-67.
- PLITT, L.R. (1991) A mathematical model of the gravity classifier. In: XVII th International Mineral Processing Congress, Dresden, v. 1, p. 123-35.

- REID, K.J.; MAIXI, L.; SHENGGUI, Z. (1985) Coal-cleaning distribution curve simulation: fitting six different models by microcomputer. **International Journal of Mineral Processing**, v.14, p. 291-9.
- RUBIO, J.; (1993) Nuevas Tecnologías para el tratamiento de partículas finas de minerales. **Minerales**, v. 47, nº 199, p. 51-8.
- SANDVIK, K.; REIN, A. (1997) Gravity separation of bulk products in centrifugal fields. In: Proceedings of the XX IMPC, Aachen, Alemanha, p. 599-610, September.
- SHI, F. N.; NAPIER-MUNN, T.J. (1996) A model for slurry rheology. **International Journal of Mineral Processing**, v. 47, nº 1-2, p. 103-23.
- SILVA, E.C.; TORRES, V.M.; SANTOS, N. A . (1998) Concentradores centrífugos – Uma nova era na concentração gravítica. In: XVII Encontro de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, São Paulo, v. 1, p. 533-51.
- SIVAMOHAN, R. (1990) The problem of recovering very fine particles in mineral processing - a review. **International Journal of Mineral Processing**, v. 28, nº 3-4, p. 247-88.
- SZTABA, K. (1997) The problems of flow classification of very fine grained material. In: 5th Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology, Buenos Aires, Argentina, p. 13-6.
- TAGGART, A . F. (1945) **Handbook of mineral dressing**. New York: John Wiley, 1982.
- TUCKER, P.; CHAN, S.K.; MOZLEY, R.H.; CHILDS, G.J.C. (1991) Modelling the multi-gravity separator. In: XVII International Mineral Processing Congress, Dresden, Alemanha, p. 77-90.
- TUCKER, P. (1995) Technical Note – Modelling the Kelsey Centrifugal Jig. **Minerals Engineering**, v.8, nº 3, p. 333-36.
- YARAR, B.; DOGAN, Z.M. (1987) **Mineral Processing Design** NATO ASI Series.