



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGE



JIGAGEM DE MINÉRIOS ITABIRÍTICOS

Autor: **HEMERSON OLÍMPIO BARCELOS**

Orientador: **Prof. Dr. CARLOS ALBERTO PEREIRA**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia de Minas.

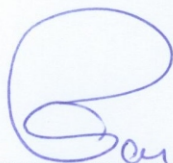
Área de concentração:
Tratamento de Minérios

OURO PRETO
Agosto/2010

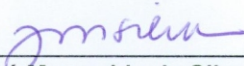
“JIGAGEM DE MINÉRIOS ITABIRÍTICOS”

AUTOR: HEMERSON OLÍMPIO BARCELOS

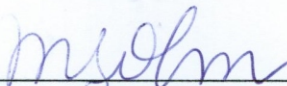
Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 31 de agosto de 2010, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



-
- Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira (Orientador) – UFOP



-
- Prof. Dr. José Margarida da Silva (Membro) – UFOP



-
- Prof.ª Dr.ª Michelly dos Santos Oliveira (Membro) – CEFET/MG

DEDICATÓRIA

À minha amada mãe, Margarida C. Barcelos,
ao meu querido pai, Dirceu Barcelos.

AGRADECIMENTOS

À Deus pela saúde, força por me permitir terminar esse trabalho;

À minha mãe e meu pai pelas orações e por entender pelas minhas ausências;

A meus familiares por todo apoio;

A todas as pessoas que tem um lugar especial em meu coração e que torcem por mim sempre;

Ao professor Carlos Alberto Pereira pela orientação, amizade e paciência;

Aos técnicos do laboratório de Tratamento de Minérios do DEMIN pela disponibilidade;

Ao Departamento de Engenharia de Minas da UFOP pela estrutura e equipamentos;

Ao Departamento de Mineração do Instituto Federal Minas Gerais – Ouro Preto por ter autorizado a utilização do Laboratório de Beneficiamento de Minérios.

Ao professor Oscar Vitor Fernandes, chefe do Departamento de Mineração do IFMG – OP, pela autorização e ao técnico Édson que muito colaborou para realização dos experimentos.

Aos meus amigos que sempre estiveram próximos nessa caminhada em especial ao Édson, José Maria, Ronaldo e Leandro.

À Vale, unidade do Brucutu, pelas amostras e análise dos resultados;

A todos os funcionários do Brucutu que mostraram disposição em ajudar na realização desse trabalho.

À Republica Tigrada por sempre estar ao meu lado;

Aos amigos da PPGEM pelo clima de ajuda e companheirismo.

SUMÁRIO

Dedicatória.....	ii
Agradecimentos	iii
Sumário.....	iv
Lista de Figuras.....	vii
Lista de Tabelas	ix
Lista de Siglas e Abreviaturas	x
Resumo	xii
Abstract.....	xiii
1) Introdução.....	1
2) Objetivos e Justificativas	2
3) Revisão Bibliográfica	3
3.1) Movimento da Partícula em um Fluido	3
3.2) Princípios de Classificação e Concentração	3
3.3) Princípios de Concentração Gravítica.....	9
3.4) Fundamentos Teóricos Sobre a Jigagem	13
3.4.1) Teoria Hidrodinâmica da Jigagem	13
Classificação Por Queda Retardada.....	14
Aceleração Diferencial no Início da Queda.....	15
Consolidação Intersticial no Fim da Queda.....	16
3.4.2) Teoria de Energia Potencial	17

3.5) Variáveis Operacionais de um Jigue.....	18
3.5.1) Camada de Fundo e a Profundidade do Leito	19
3.5.2) Granulometria da Alimentação	20
3.6) Tipos de Jigues no Mercado	20
3.7) Jigue Mineral Harz.....	22
3.8) Minérios de Ferro.....	24
3.9) Concentração Gravítica do Minério de Ferro	25
3.10) Balanço de Massa e Determinação da Eficiência da Separação	27
3.11) O Planejamento Estatístico Aplicado a Experimentos:	29
3.11.1) Conceitos Estatísticos Aplicados na Análise de Experimentos:	31
3.11.2) Etapas de um Planejamento Estatístico:.....	31
4) Histórico da Vale	33
4.1) Histórico da Unidade de Brucutu.....	34
5) Materiais e Metodologia.....	38
5.1) Materiais	38
5.2) Metodologia	38
5.2.1) Amostragem	38
5.2.2) Preparação das Amostras	39
5.2.3) Preparação dos Seixos de Hematita	39
5.2.4) Concentração no Jigue	40
6) Resultados Obtidos e Discussão	43

6.1) Análise Granulométrica	43
6.2) Análise de Experimento Tecnológico pelo Método Fatorial	44
6.2.1) Análise do Ferro no Concentrado	44
6.2.3) Análise da Sílica no Rejeito	46
6.2.5) Análise do Índice de Seletividade	49
6.3) Influência das Variáveis de Operação no Desempenho do Processo	52
7) Conclusões.....	56
8) Sugestões para Trabalhos Futuros	57
9) Referências Bibliográficas.....	58
Anexo: Tabela de Resultados: Balanço de massa e Balanço metalúrgico.....	60

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1	Balço de forças em uma partícula em um fluido	4
Figura 3.2	Detalhamento das forças de resistência.....	5
Figura 3.3	Relação entre o coeficiente de arraste e o número de Reynolds de partículas esféricas individuais. (Sampaio e Tavares, 2005).....	8
Figura 3.4	Aplicação de diferentes métodos de concentração gravimétrica em função da granulometria. (Sampaio e Tavares, 2005).....	12
Figura 3.5	Sedimentação retardada. (Wills, 1992).....	15
Figura 3.6	Aceleração diferencial inicial. (Wills, 1992).....	16
Figura 3.7	Consolidação intersticial. (Wills, 1992).....	16
Figura 3.8	Sequência dos mecanismos presentes nos jigues (Wills, 1992).....	17
Figura 3.9	Simulação hipotética para energia potencial.....	18
Figura 3.10	Diagrama esquemático do jigue Harz. (Sampaio e Tavares, 2005).....	24
Figura 3.11	Fluxograma esquemático de uma separação entre duas espécies. (Valadão, 2000).....	27
Figura 3.12	Variáveis envolvidas em um planejamento estatístico.....	30
Figura 4.1	Mapa de localização da jazida de Brucutu.....	35
Figura 5.1	Jigue DECO modelo A-173-A.....	40
Figura 6.1	Curva granulométrica da amostra principal.....	43
Figura 6.2	Gráfico de Pareto (Recuperação de Ferro).....	45
Figura 6.3	Gráfico da variação dos efeitos principais (Recuperação Ferro).....	46
Figura 6.4	Gráfico de Pareto (Sílica no rejeito).....	47

Figura 6.5	Gráfico da variação dos efeitos principais (Sílica no rejeito).....	48
Figura 6.6	Gráfico de Pareto (Índice de Seletividade).....	50
Figura 6.7	Gráfico da variação dos efeitos principais (Índice de Seletividade).....	51
Figura 6.8	Diagrama para a interação dos resultados de recuperação de ferro.....	52
Figura 6.9	Diagrama para a interação dos resultados da distribuição da sílica.....	53
Figura 6.10	Diagrama para a interação dos resultados do índice de seletividade.....	54

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1	Correlação entre o critério de concentração e a granulometria de aplicabilidade da concentração gravítica. (Peres et al.; 2000).....	11
Tabela III.2	Tipos de jigues	22
Tabela IV.1	Produtos da Concentração do Brucutu.....	37
Tabela V.1	Variáveis e seus níveis de operação.....	41
Tabela V.2	Sequência e valores das variáveis empregadas em cada ensaio.....	42
Tabela VI.1	Distribuição granulométrica da amostra principal.....	43
Tabela VI.2	Resultados obtidos por planejamento fatorial (Recuperação de Ferro).....	44
Tabela VI.3	Resultados obtidos Algoritmo Inverso de Yates (Recuperação de Ferro).....	46
Tabela VI.4	Resultados obtidos por planejamento fatorial (Distribuição da Sílica).....	47
Tabela VI.5	Resultados obtidos Algoritmo inverso de Yates (Distribuição da Sílica).....	49
Tabela VI.6	Resultados obtidos por planejamento fatorial (Índice de Seletividade).....	49
Tabela VI.7	Resultados obtidos Algoritmo inverso de Yates (Índice de Seletividade).....	51

LISTA DE SIGLAS E ABREVIATURAS

- R – força de resistência do fluido (N);
- Q – coeficiente de resistência (adimensional);
- ρ_f – densidade do fluido (kg/m^3);
- ρ_s – densidade do sólido (kg/m^3);
- V_r – velocidade relativa partícula-fluido (m/s);
- Ac – área projetada da partícula na direção do movimento relativo (m^2);
- Re_p – Números de Reynolds da partícula;
- V_t – velocidade terminal (m/s);
- d_p – diâmetro da partícula (m);
- d_a – diâmetro da partícula "a" (m);
- d_b – diâmetro da partícula "b" (m);
- δ_a – densidade da partícula "a" (t/m^3);
- δ_b – densidade da partícula "b" (t/m^3);
- μ_f – viscosidade do fluido (kg/ms);
- ψ – fator de área superficial (esfericidade da partícula);
- d_v – diâmetro de uma esfera que tenha o mesmo volume da partícula (m);
- d_s – diâmetro de uma esfera que tenha a mesma área da partícula (m);
- g – aceleração da gravidade (m/s^2);
- F_{RV} – força de resistência viscosa (N);
- d – diâmetro da partícula (m);
- μ_f – viscosidade absoluta do fluido (kg/ms);
- F_{RF} – força de resistência de forma (N);
- ρ – densidade absoluta do fluido (t/m^3);
- δ – densidade absoluta da partícula (t/m^3);
- RS_{QL} – razão de sedimentação em queda livre;
- n – coeficiente para condição de Newton ou Stokes;
- Cc – critério de concentração;
- ρ_D – densidade do minério denso;
- ρ_L – densidade do minério leve;
- ρ_F – densidade do meio fluido.

FRF – fator de razão de forma
 ζ_D – fator de sedimentação dos minerais pesados;
 ζ_L – Fator de sedimentação dos minerais leves;
 V_D – velocidade terminal dos minerais pesados de forma irregular;
 V_L – velocidade terminal dos minerais leves de forma irregular;
 $V_{D(\text{esfera})}$ – velocidade terminal dos minerais pesados esféricos;
 $V_{L(\text{esfera})}$ – velocidade terminal dos minerais leves de esféricos;
 F – força resultante que atua na partícula (N);
 m – massa da partícula (kg);
 m' – massa do líquido deslocado (kg);
 v – velocidade da partícula (m/s);
 g – aceleração da gravidade (m/s^2);
 $R(v)$ – resistência do meio ao movimento da partícula (N);
 Δ' – densidade do fluido;
 Δ – densidade do sólido;
 h_1 – altura total do leito constituído de partículas de peso $G_1(m)$;
 h_2 – altura total do leito constituído de partículas de peso $G_2(m)$;
 A – massa da alimentação
 a – teor da espécie i na alimentação
 C – massa do concentrado
 c – teor da espécie i no concentrado
 E – massa do rejeito
 e – teor da espécie i no rejeito
 R – recuperação da espécie i
 R_c – razão de concentração
 Y – recuperação mássica
 R_e – razão de enriquecimento
 R_1 – recuperação da espécie 1 no concentrado
 R_2 – recuperação da espécie 2 no concentrado
 T_1 – rejeição (“recuperação”) da espécie 1 no rejeito
 T_2 – rejeição (“recuperação”) da espécie 2 no rejeito
 C_m – teor máximo do elemento útil (químico ou mineralógico)

RESUMO

Os objetivos principais deste trabalho foram planejar, executar e analisar os resultados de uma campanha de ensaios de concentração de minerais em um jig. O programa de ensaios permitiu a análise da influência de variáveis operacionais do equipamento no desempenho metalúrgico do processo de concentração. Para tanto foi selecionada a alimentação da operação de concentrado de minérios itabiríticos. O método de trabalho consistiu na caracterização tecnológica da alimentação e execução dos ensaios de concentração de jig DECO, modelo A-173-A, variando três parâmetros principais: a granulometria da alimentação, o tipo de seixos que compõem o leito e a massa do leito. Os resultados foram analisados em termos de recuperação e enriquecimento do ferro, além do teor da sílica, principal contaminante dos concentrados. Analisando os resultados da campanha de ensaios pode-se verificar valores significativos de recuperação e enriquecimento do ferro, bem como uma redução da sílica nos concentrados obtidos.

Palavras-chaves: Minério de ferro, concentração gravítica, jigagem.

ABSTRACT

The main objectives of this study were to plan, execute and analyze the results of several minerals concentration tests in a jig. The program of tests utilized allowed to analyze the influence of operating variables in the performance of the equipment of the metallurgical in concentration process. On this study we had select itabiritic ores for both operating power of concentrated. The working method is consisted in the characterization of technological power and perform tests of concentration DECO jig, model A-173-A, varying three parameters: the size of the food, the kind of pebbles that make up the bed and the mass of the bed. The results were analyzed in terms of recovery and iron enrichment. Moreover the silicon concentration was analyzed too because that composite is the main contaminant of concentrates. Analyzing the results of the testing campaign can be observed significant values of recovery and enrichment of iron, as well as a reduction of silica in the concentrates obtained.

Keywords: Iron ore, gravity concentration, jig.

1) INTRODUÇÃO

O Quadrilátero Ferrífero, localizado na região central de Minas Gerais, é uma das regiões mais importantes do Brasil, pois possui uma das principais concentrações de minérios como, por exemplo, ouro, ferro, manganês, entre outros, sendo que o ferro ocupa uma posição de destaque.

O minério de ferro pode ser submetido ao beneficiamento pelos diversos processos, desde a cominuição, classificação até a concentração. A concentração se divide em física e química. O método físico se destaca pela concentração gravítica, também conhecido como concentração densitária. Este é um dos processos mais antigos de concentração de minério utilizado pelo homem.

A concentração gravítica é o método de separação de partículas de minerais de diferentes densidades. Na maioria dos processos de concentração gravítica, além da gravidade, a outra força usada é a resistência à queda oferecida pelo meio, que possui as propriedades dos fluidos (geralmente água, um líquido denso, ou mistura de um líquido e partículas sólidas mantidas em suspensão) (Gaudin, 1939).

Inserido na concentração gravítica temos o jig. A jigagem é um processo de separação hidráulica que consiste na repetida expansão (dilatação) e contração (compactação) vertical de um leito de partículas pelo movimento pulsante de água. O resultado é a estratificação do leito, que corresponde à separação das partículas em camadas ou estratos de densidades crescentes desde o topo até a base (Sampaio e Tavares, 2005).

A escolha do método físico adequado para a concentração de um minério depende, entre outros fatores, da granulometria de liberação e da propriedade física diferenciadora através da qual é possível a separação.

Dentro da perspectiva da utilização de métodos físicos, este trabalho teve como objetivo efetuar uma campanha de ensaios de concentração de minerais em um jig DECO modelo A-173-A.

2) OBJETIVOS E JUSTIFICATIVAS

Com a introdução da flotação na mineração, no início do século XX, a concentração gravítica perdeu sua posição de destaque, mas ainda sim permanecendo como o método de concentração mais usado, ou seja, é o método mais empregado em tonelagem de minério tratado. É o processo mais barato de concentração mineral, pois apresenta alta capacidade de processamento com baixo custo de investimento e operação. Permite a utilização no intervalo mais amplo de tamanhos de partículas que qualquer outro processo de concentração.

As crescentes restrições ambientais também favoreceram o interesse na concentração gravítica, pois estes métodos produzem pouca poluição ao meio ambiente quando comparados com os demais, uma vez que esse método não utiliza reagentes químicos, sem falar no alto custo que os mesmos representam para o processo.

Pelo exposto anteriormente, os objetivos principais deste trabalho foram planejar, executar e analisar os resultados de uma campanha de ensaios de concentração de minerais em um jig.

As investigações tiveram por meta estabelecer o desempenho metalúrgico tanto em termos de recuperações como de enriquecimento.

Este trabalho se justifica no fato que o conhecimento das variáveis bem como a interação das mesmas que podem influenciar na concentração do jig, pois cada variável não age de maneira isolada no sistema.

3) REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Este capítulo apresenta uma revisão da literatura técnica sobre a concentração densitária a qual é o tema desta dissertação. Inicia-se com uma apresentação geral do conceito de concentração gravítica seguida pelos mecanismos de separação e os principais tipos de jigues existentes no mercado. Finalmente são apresentadas as principais fontes do minério de ferro e sua forma de concentração densitária.

3.1) Movimento da Partícula em um Fluido

O movimento da partícula imersa em um fluido está em função de uma série de variáveis como tamanho, forma, densidade, velocidade, resistência oferecida pelo fluido, interação com outras partículas e até mesmo com as paredes do equipamento.

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. Esse movimento é quantificado considerando a velocidade com que as partículas atravessam o meio fluido, sendo a água o meio mais utilizado. 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.

A concentração densitária é governada pela diferença de velocidade de sedimentação a que estão sujeitas as partículas quando mergulhadas num meio fluido. O movimento de uma partícula num fluido é o resultado do conjunto de forças que agem em diferentes sentidos (Foust et al., 1982).

3.2) Princípios de Classificação e Concentração

O movimento de partículas em um fluido é de extrema importância em praticamente todos os métodos de concentração. Assim, os princípios gerais que regem as forças a que estão sujeitas as partículas em movimento num fluido são

aplicáveis de forma geral nas operações de concentração de minério, dentre elas, a concentração densitária.

Quando a partícula sólida se movimentar no vácuo, ela está sujeita a uma aceleração considerada constante e sua velocidade cresce indefinidamente. Porém, quando esse movimento ocorre em meio fluido aparece uma resistência ao mesmo conforme apresentado esquematicamente pela Figura 3.1.

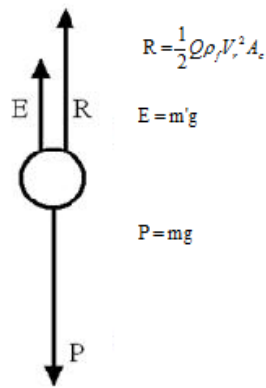


Figura 3.1 – Balanço de forças em uma partícula em um meio fluido.

Neste caso, a velocidade da partícula vai decrescendo até atingir um valor constante no momento em que essas forças se anulam. É a chamada velocidade terminal (V_t). Então, pode-se dizer que uma partícula esférica de massa (m), volume (V_p) e densidade (ρ_s), sedimentando em um meio de densidade (ρ_f), está sob a ação de seu peso (P), do empuxo (E) e da resistência que o meio oferece ao movimento (R). Essa resistência é devida à fricção (função da viscosidade do fluido) e à forma (assimetria da distribuição da pressão do fluido sobre as duas faces opostas da partícula), que varia em função da velocidade relativa entre a partícula e o fluido e com a densidade deste, conforme Sampaio e Tavares (2005) e descrito pela equação 3.1.

$$R = \frac{1}{2} Q \rho_f V_r^2 A_c \quad (3.1)$$

Como foi dito anteriormente 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 de direção do fluxo, com sentido contrário ao movimento da partícula.

A resistência à 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, conforme apresentado esquematicamente na figura 3.2.

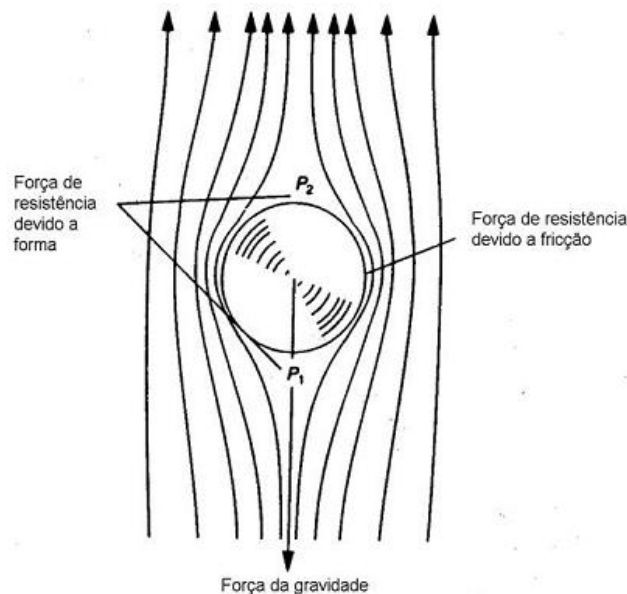


Figura 3.2 – Detalhamento das forças de resistência (Tavares, 2002).

A predominância de uma das componentes da força de resistência depende do tipo de regime de escoamento ao qual a partícula está submetida (Concha e Almendra, 1979).

A velocidade de queda da partícula influencia na natureza da resistência do fluido indicando qual é o regime atuante. Todavia, independente do regime predominante, a aceleração da partícula tende a decrescer e a velocidade terminal (V_t) é sempre alcançada. O critério para se determinar qual o regime dominante

durante o movimento do fluido é dado pela equação (3.2) conhecida como número de Reynolds.

$$\text{Re}_p = \frac{\rho_f V_t d_p}{\mu_f} \quad (3.2)$$

Embora tenha sido definido para caracterizar os tipos de regime de fluxo em dutos, o número de Reynolds pode, de forma similar, caracterizar qualquer sistema de fluxo usando uma característica adequada para tal, como por exemplo, tamanho, velocidade, densidade e viscosidade. Cada sistema de fluxo terá seus próprios valores de Re_p (número de Reynolds) para caracterizar a mudança das condições laminares para turbulentas (Kelly e Spottiswood, 1982).

Quanto à forma, as partículas minerais são, via de regra, não esféricas, apresentando formas irregulares, reentrâncias que influenciam seu movimento em fluidos. A forma da partícula afeta muito a velocidade de sedimentação de partículas grandes e muito pouco a de partículas finas. No tratamento de minérios, torna-se necessário realizar uma correção do número de Reynolds através do fator de área superficial (também chamado de esfericidade da partícula), ψ , que foi proposto por Wadell (1934) apud Gaudin (1939) e dado pela equação (3.3).

$$\psi = \left(\frac{d_v}{d_s} \right)^2 \quad (3.3)$$

Para velocidades mais baixas, o movimento é suave uma vez que a camada do fluido que está em contato com a partícula se move juntamente com ela, enquanto o restante do fluido permanece imóvel. Este tipo de escoamento é denominado regime laminar ($\text{Re}_p < 0,5$). A velocidade terminal da partícula (V_t) dada pela equação (3.4) é conhecida como Lei de Stokes, que de acordo com Lins (2004), é particularmente útil para a análise de movimento de partículas de diâmetros inferiores a 0,1 mm.

$$V_t = \frac{(\rho_s - \rho_f)}{18\mu_f} g d_p^2 \quad (3.4)$$

Já para as partículas com velocidades terminais mais elevadas, é observada uma grande perturbação no fluido dando origem ao chamado regime turbulento ($10^3 < \text{Re}_p < 2 \times 10^5$). Nesse caso há predominância de partículas mais grosseiras ($> 5 \text{ mm}$) e a velocidade terminal (V_t) é obtida através da equação (3.5), denominada Lei de Newton.

$$V_t = \sqrt{3g d_p \left(\frac{\rho_s - \rho_f}{\rho_f} \right)} \quad (3.5)$$

Na sedimentação de partículas esféricas a baixas velocidades, ou seja, sob regime laminar, o que predomina são condições de baixo número de Reynolds. Considerando que a força de resistência age sobre a partícula esférica em movimento no fluido ocorre devido às forças viscosas, resolveu-se analiticamente a equação de movimento e continuidade. Desconsiderando as forças inerciais, tem-se a equação 3.6, conhecida como a equação de Navier-Stokes.

$$F_{RV} = 3\pi d \mu V_t \quad (3.6)$$

A mesma expressão também pode ser obtida a partir da observação de resultados experimentais. Conforme apresenta a figura 3.3, que estabelece a relação de número de Reynolds e o coeficiente de arraste, os pontos experimentais se aproximam de uma linha reta, com inclinação de 45° em coordenadas logarítmicas para baixos números de Reynolds apresentada pela equação 3.7.

$$Q = \frac{24}{\text{Re}_p} \quad (3.7)$$

Verifica-se que o coeficiente de arraste, para escoamento laminar depende somente do número de Reynolds.

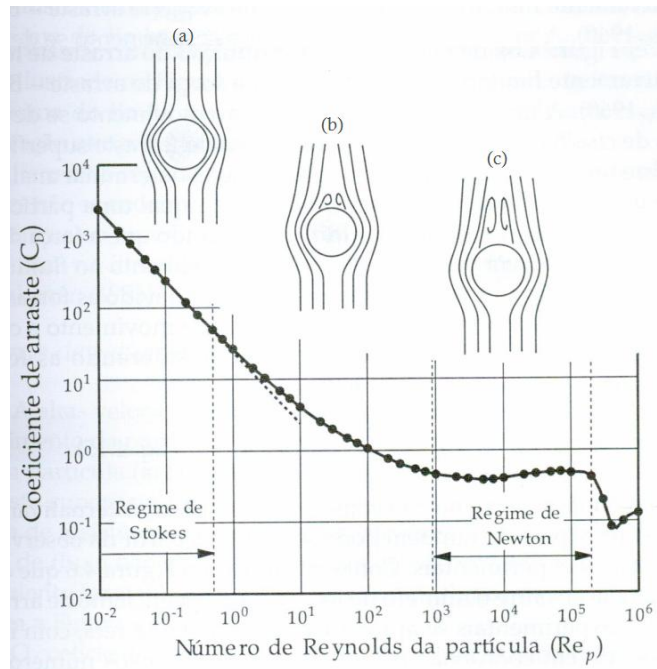


Figura 3.3 – Relação entre o coeficiente de arraste e o número de Reynolds de partículas esféricas individuais (Sampaio e Tavares, 2005).

Já na sedimentação para partículas esféricas a altas velocidades ou sob o regime turbulento, a força de resistência de forma é dada pela equação (3.8) e a velocidade terminal da partícula pela equação (3.9).

$$F_{RF} = \frac{\pi}{20} d^2 V_r^2 \rho^2 \tag{3.8}$$

$$V_t = \sqrt{\frac{4}{3} \left(\frac{\delta - \rho}{\rho} \right) \frac{gd}{Q}} \tag{3.9}$$

De acordo com Napier-Munn e Scot (1990), sob essas condições, partículas esféricas em regime turbulento, o coeficiente de resistência (Q) é constante e igual a 0,44.

A altas velocidades relativas, a principal resistência oferecida ao movimento da partícula se deve ao deslocamento do fluido pelo corpo da partícula (arraste de forma), uma vez que a resistência viscosa (arraste superficial) é relativamente pequena. Esta resistência é chamada de resistência turbulenta e caracteriza o

regime potencial. As linhas de fluxo não são mais suaves e os vórtices deixados pelo fluxo turbulento formam uma esteira na parte posterior da partícula, como ilustrada na figura 3.3, (b) e (c).

Considerando duas partículas minerais de diâmetro d_a e d_b , para $d_a > d_b$ e densidade δ_a e δ_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, a razão de sedimentação de partículas esféricas em queda livre.

$$RS_{OL} = \frac{d_a}{d_b} = \left(\frac{\delta_b - \rho}{\delta_a - \rho} \right)^n \quad (3.10)$$

Esta expressão fornece a razão de diâmetro de partículas esféricas de dois minerais diferentes, para que eles tenham a mesma velocidade terminal de sedimentação. Também é possível prever a separação em meio fluido. Lins (2004) verificou que essa relação é mais elevada entre partículas grosseiras (condição de Newton $n = 1$). Significa que a diferença de densidade entre as partículas tem efeito mais pronunciado nas faixas mais grosseiras, favorecendo a separação por densidade (concentração). Nas faixas granulométricas mais finas (condições de Stokes $n = 0,5$) a influência da densidade é reduzida privilegiando a separação por tamanho (classificação).

3.3) Princípios de Concentração Gravítica

A concentração gravítica perdurou como método de processamento mineral dominante por cerca de 2000 anos e foi somente no século XX que sua importância declinou, com o desenvolvimento de processos como flotação e a concentração magnética.

A concentração gravítica pode ser definida como sendo o processo no qual partículas de diferentes tamanhos, formas e densidades são separadas uma das outras através da força da gravidade ou através da força centrífuga. A natureza dos

processos é tal que a classificação por tamanho e forma é uma parte inerente do processo em adição à separação baseada na densidade. A natureza ao longo do tempo vem praticando esta forma de concentração através da separação de minerais pesados e relativamente indestrutíveis tais como ouro, platina, cassiterita, ilmenita, zircão, diamante, em depósitos de pláceres. Uma vez livre de sua rocha fonte, estes minerais são sujeitos à ação do vento e da água, produzindo uma classificação e concentração dos minerais pesados (Weiss, 1985).

Segundo Wills (2006), os métodos de concentração gravítica declinaram em importância na primeira metade do século passado devido ao desenvolvimento do processo de flotação, que permite o tratamento seletivo de minerais complexos de baixo teor. Permaneceram, no entanto, como principal método de concentração de ferro e minério de tungstênio e são amplamente utilizados para o tratamento de carvão e minério de estanho e muitos minerais industriais.

Recentemente muitas companhias têm reavaliado os sistemas de concentração gravítica devido ao aumento de custos de reagentes de flotação, à simplicidade relativa dos processos e ao fato de que estes métodos produzem pouca poluição ao meio ambiente quando comparados com os demais (Wills, 2006).

Uma estimativa aproximada da aplicabilidade da concentração gravítica para a separação de um par de minerais de diferentes densidades pode ser determinada através do critério de concentração (C_c), desconsiderando o fator de forma das partículas minerais. Este método foi definido por Taggart baseado na taxa de sedimentação de duas partículas. (Wills, 1997).

$$C_c = \left| \frac{\rho_D - \rho_F}{\rho_L - \rho_F} \right| \quad (3.11)$$

A seguir, na Tabela III.1, é apresentada a correlação do valor obtido através da equação do critério de concentração e a faixa granulométrica de aplicabilidade do mesmo.

Tabela III.1 – Correlação entre o critério de concentração e a granulometria de aplicabilidade da concentração gravítica. (Peres et al.; 2000)

Critério de concentração	Aplicabilidade
>2,5	✓ Separação fácil até 0,074 mm.
2,5 a 1,75	✓ Separação efetiva até 0,150 mm.
1,75 a 1,50	✓ Separação possível até 1,64 mm, porém difícil.
1,50 a 1,25	✓ Separação possível até 6,3 mm, porém difícil.
<1,25	✓ Separação extremamente difícil.

Considerando o par, hematita e sílica, cujas densidades são respectivamente 5,20 e 2,60 e considerando o meio fluido como sendo a água cuja densidade é igual a um, tem-se que o critério de concentração é igual 2,62 e de acordo com a tabela III.1, logo se tem uma separação fácil até 0,074mm.

A eficiência da separação gravítica também é influenciada pela forma das partículas. Segundo Burt (1984), para incluir o efeito das formas das partículas a serem separadas, o critério de concentração deve ser multiplicado por um fator de razão de forma (FRF).

$$C_C = \left| \frac{\rho_D - \rho_F}{\rho_L - \rho_F} \right| \cdot \text{FRF} \quad (3.12)$$

$$\text{FRF} = \frac{\zeta_D}{\zeta_L} \quad (3.13)$$

O fator de sedimentação para um mineral é definido como a razão das velocidades terminais de duas partículas do mesmo mineral, de mesmo tamanho, mas de formas diferentes; a primeira partícula sendo aquela da forma para a qual se deseja calcular o fator de sedimentação, e a segunda partícula em forma de esfera.

$$\zeta_D = \frac{V_D}{V_{D(\text{esfera})}}; \quad \zeta_L = \frac{V_L}{V_{L(\text{esfera})}} \quad (3.14)$$

De acordo com Burt (1984), o critério de concentração (Cc) pode ser muito útil se a forma das partículas for considerada; caso contrário, surpresas desagradáveis quanto à eficiência do processo podem se verificar na prática.

Porém, outro fator que deve ser considerado é a granulometria da alimentação. O intervalo de tamanho para o qual a concentração gravimétrica pode ser utilizada é mais amplo que o de qualquer outro processo. Como apresentado na figura 3.4, em geral, o tamanho máximo de partícula que pode ser processada é limitado somente pela capacidade mecânica de manuseio de cada equipamento. O limite inferior de aplicação da concentração gravimétrica é da ordem de $5\mu\text{m}$, que se deve às dificuldades associadas à pequenas massa e quantidade de movimento da partícula e aumento das forças intermoleculares, resultando na heterocoagulação e recobrimento coloidal (Klassen, 1963).

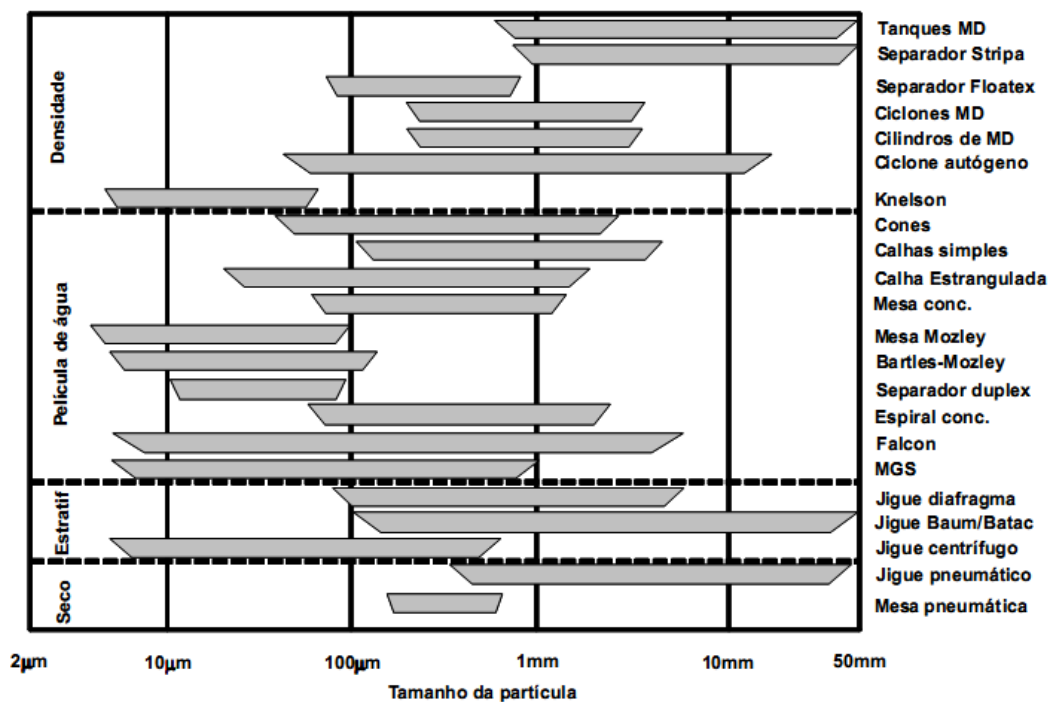


Figura 3.4 Aplicação de diferentes métodos de concentração gravimétrica em função da granulometria (Sampaio e Tavares, 2005).

3.4) Fundamentos Teóricos Sobre a Jigagem

Apesar da grande relevância do processo e da pesquisa no assunto que já se estende por mais de um século, ainda não existe uma descrição teórica quantitativa de consenso da jigagem. Isto se deve à grande complexidade deste processo, no qual a hidrodinâmica do sistema é continuamente variável.

Segundo Kelly e Spottiswood (1982), o princípio de funcionamento de um jigue pode ser facilmente ilustrado através do uso de uma peneira de laboratório com certa quantidade de minerais heterogêneos sobre a mesma. Imergindo a peneira dentro de um balde com água e fazendo com que ela oscile com movimentos verticais, com certa frequência e amplitude, resultará na separação das partículas de forma que as maiores e mais densas depositem primeiro, formando a camada inferior da cama, enquanto as partículas finas e leves depositarão no topo. Os jigues comerciais realizam essa mesma operação, porém em grande escala.

Os movimentos verticais relatados acima são determinados pelo ciclo de jigagem, constituído de uma pulsação e uma sucção.

A jigagem é provavelmente o mais complexo método de separação gravítica devido às contínuas variações hidrodinâmicas. Nesse processo, a separação dos minerais de densidades diferentes é realizada em um leito dilatado por uma corrente pulsante de fluido.

Existem duas abordagens para as teorias de jigagem: a abordagem clássica e a potencial. A abordagem clássica que, através da teoria hidrodinâmica, tenta descrever a jigagem através do comportamento de partículas individuais no fluido. A teoria da energia potencial descreve o comportamento como um todo; é a abordagem Mayer.

3.4.1) Teoria Hidrodinâmica da Jigagem

A teoria hidrodinâmica clássica considera inicialmente o movimento de uma partícula individual no leito do jigue e, então, relaciona ao movimento de todas as

partículas em conjunto. Segundo Gaudin (1939), três são os efeitos principais que contribuem para a estratificação nos jigues:

- classificação por queda retardada;
- aceleração diferente no início da queda;
- consolidação intersticial no fim da queda.

Classificação Por Queda Retardada

Consideremos uma mistura de partículas em uma coluna hidráulica, onde existem correntes ascendentes na sua parte inferior. A força gravitacional exercida nas partículas será em direção contrária à força do fluido exercida por esta corrente. As partículas irão se dividir basicamente em duas categorias: aquelas sobre as quais a força gravitacional é maior que a imposta pela corrente ascendente, e que, portanto, se acumularão no fundo e as que, ao contrário, não sofrem esta força gravitacional, e serão arrastadas pela corrente.

Estas partículas em sedimentação podem ainda chocar-se umas com as outras, alterando o regime de queda livre para queda retardada. Este é o caso da queda das partículas na jigagem. A razão de separação é maior em condições de queda retardada que em queda livre.

Na prática, equivale a dizer que, para um determinado par de minerais, a separação destes, em granulometria grosseira (Lei de Newton), pode ser alcançada em intervalos de tamanhos relativamente mais largos. Já em granulometria fina (Lei de Stokes), é necessário um maior estreitamento do intervalo de tamanho para uma separação mais eficiente por este mecanismo (Lins, 2004).

Segundo Wills (1992), a razão de sedimentação em queda retardada 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 mais pesadas irão se depositar primeiro, com as menores e as mais leves acima delas.

Este mecanismo é apresentado na Figura 3.5.

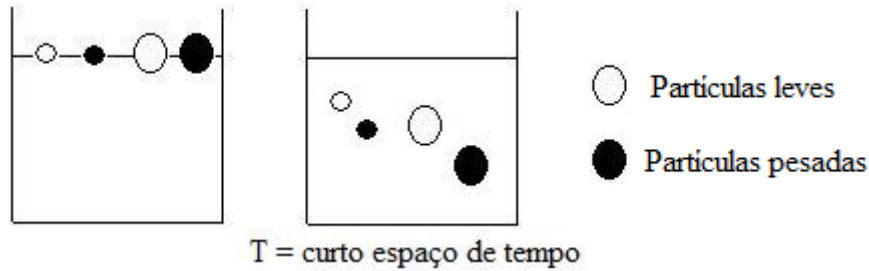


Figura 3.5 – Sedimentação retardada (Wills, 1992).

Aceleração Diferencial no Início da Queda

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 e desacelerações, e esses períodos de aceleração e desaceleração podem representar uma fração significativa do tempo total de deslocamento dessa partícula.

Uma partícula imersa em meio fluido, além do seu peso, está sujeita à uma reação devido à massa do líquido deslocado (empuxo) e a uma resistência do meio ao movimento da partícula.

Cada partícula terá no início da queda um determinado valor de aceleração, que pode ser determinado pela equação do movimento:

$$F = ma = m \frac{dv}{dt} = m g - m' g - R(v) \quad (3.15)$$

Como $R(v)$ é uma função da velocidade da partícula no início do movimento pode ser considerada nula, temos:

$$\frac{dv}{dt} = \frac{m - m'}{m} g \quad \text{ou} \quad \frac{dv}{dt} = \left(1 - \frac{\Delta'}{\Delta}\right) g \quad (3.16)$$

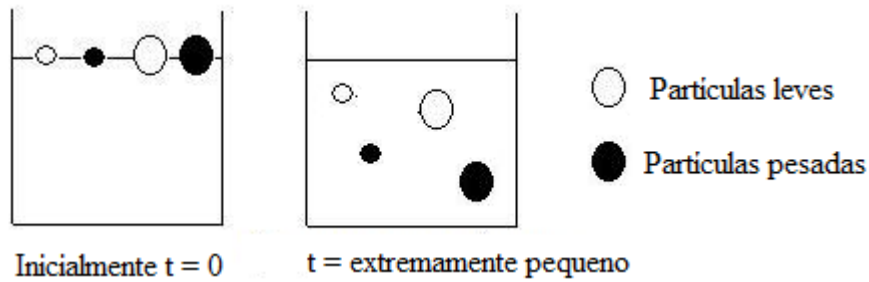


Figura 3.6 – Aceleração diferencial inicial (Wills, 1992).

Pode-se verificar que aceleração inicial depende do valor da densidade da partícula. A distância percorrida pelas partículas na jigagem depende muito mais das acelerações iniciais (velocidades iniciais) que das velocidades terminais, uma vez que a cada pulso há um início de um novo período de queda, como ilustrado na figura 3.6.

Consolidação Intersticial no Fim da Queda

As diferentes partículas da mesma espécie ou espécies diferentes não percorrem as mesmas distâncias durante cada um dos períodos de queda a que são submetidas. Elas também atingem o estado de repouso em diferentes instantes. Existe um espaço de tempo em que as partículas pequenas estão depositadas sobre um leito de partículas grossas. Estas estão escoradas uma nas outras, incapazes de moverem enquanto as pequenas estão livres. As partículas pequenas se depositam nos interstícios entre as partículas grossas. A deposição não é tão rápida quanto, por exemplo, em uma queda em suspensão. Este fenômeno é chamado de consolidação intersticial e pode ser observado pela figura 3.7.

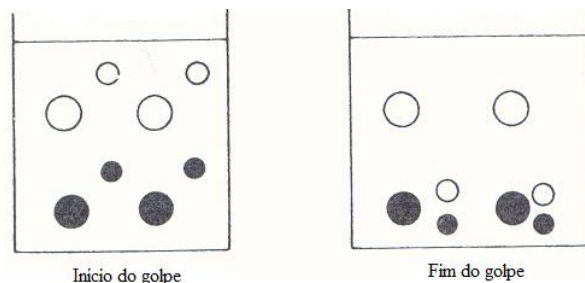


Figura 3.7 – Consolidação intersticial (Wills, 1992).

Como pode ser visto na Figura 3.8, cada etapa apresenta a seqüência dos principais mecanismos atuantes na concentração gravítica e sua a contribuição

para o processo. Na jigagem, a estratificação durante o estágio em que o leito está aberto é essencialmente controlada por classificação de deposição retardada, modificada pela aceleração diferencial. Durante o estágio em que o leito está compacto, a estratificação é controlada pela consolidação intersticial (interdeposição).

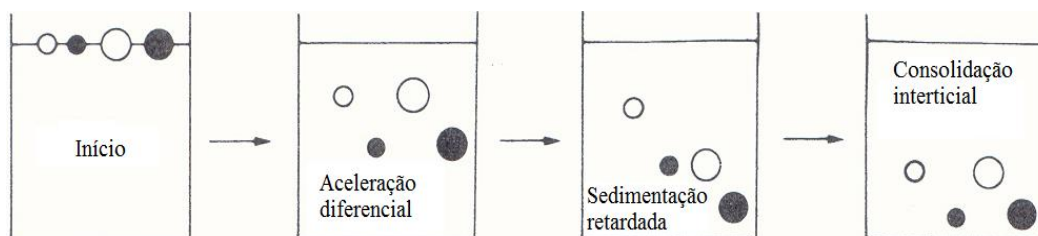


Figura 3.8 – Seqüência dos mecanismos presentes nos jigues (Wills, 1992).

A ação combinada de vários mecanismos na jigagem é o motivo porque jigues podem beneficiar partículas contidas em um maior intervalo de tamanhos e de maneira mais eficaz que diversos outros processos de concentração hidráulica.

3.4.2) Teoria de Energia Potencial

Segundo Kelly e Spottiswood (1982), a importância da energia potencial instantânea de uma polpa foi primeiramente reconhecida por Mayer (1964), quando da sua aplicação ao processo de jigagem. Ele indicou que existe uma diferença de energia potencial gravitacional entre os estados totalmente misturado e o estratificado com relação à densidade, e que esta diferença de energia potencial é a verdadeira responsável pela estratificação na jigagem.

Segundo a teoria de Mayer, um leito de partículas, sem perturbação, possui uma energia potencial. Com a abertura do leito as partículas minerais de diferentes densidades se movem, no sentido de proporcionar ao leito uma configuração de mínima energia potencial, resultando em estratificação. O modelo supõe que a única causa física da estratificação é a redução de energia. Devido a isso, o controle da jigagem deve ser realizado no sentido de evitar os efeitos de queda retardada e aceleração diferencial.

A teoria de energia potencial pode ser mais bem compreendida considerando-se duas situações hipotéticas: a primeira sendo uma mistura binária perfeita, antes da

estratificação, composta de partículas leves com peso G_1 e partícula pesada com peso G_2 , com um único centro de gravidade, o da mistura, a uma altura que corresponde à metade altura total do leito (h) e a segunda considerando uma estratificação perfeita, onde passarão a existir dois centros de gravidade (h_1 e h_2) correspondentes a cada um dos componentes da mistura. A energia gasta para a estratificação ΔE é dada pela equação 3.17.

$$\Delta E = \frac{1}{2}(G_2 h_1 - G_1 h_2) \quad (3.17)$$

A diferença de energia potencial entre os dois estados fornece a energia disponível para a estratificação de uma mistura binária. Esta variação de energia é sempre positiva e resulta no rebaixamento do centro de gravidade do sistema. Mostra que o sistema de uma mistura binária homogênea é instável e que tende a buscar um estado mais estável, ou seja, com menor energia potencial. A estratificação está, por isso, relacionada a uma redução de energia, sendo essa redução a causa física para que o processo ocorra. A figura 3.9 apresenta uma situação hipotética para a teoria da energia potencial.

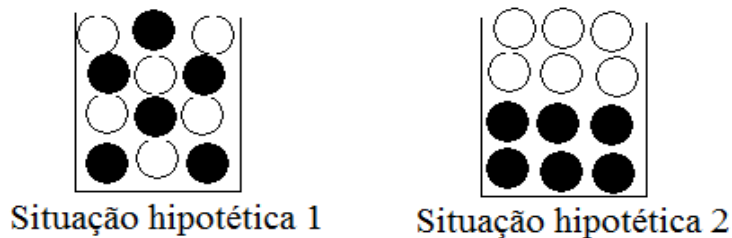


Figura 3.9 – Situação hipotética para energia potencial.

3.5) Variáveis Operacionais de um Jigue

Existe uma série de variáveis que podem ser destacadas no jigue como: água de processo, porcentagem de sólidos na alimentação, capacidade de processamento, granulometria da alimentação, camada de fundo, profundidade do leito, amplitude e frequência das pulsações, além do ciclo da jigagem. Neste trabalho serão destacadas as seguintes variáveis: a camada de fundo, a profundidade do leito e a granulometria da alimentação, pois são as variáveis exploradas.

3.5.1) Camada de Fundo e a Profundidade do Leito

A camada de fundo controla a taxa com que as partículas finas densas penetram e percolam através do leito e do crivo em direção ao fundo da arca. No geral, as partículas da camada de fundo devem ser densas o suficiente para se depositar no fundo do leito, junto ao crivo, mas devem ser leves o suficiente para se dilatar durante a impulsão. O seu tamanho deve ser uniforme e maior que a abertura do crivo, e grosso o suficiente para permitir que partículas densas da alimentação percolem através dos seus interstícios durante a sucção (pelo mecanismo da consolidação intersticial).

Em geral, quanto mais densa e mais espessa for a camada de fundo, menor será a recuperação do produto denso e maior será a perda de partículas densas grossas no produto leve. Por outro lado, quanto mais grossas forem as partículas de camada de fundo, maior será a recuperação do produto denso.

A altura do leito, quando muito pequena, pode acarretar um efeito de turbulência que perturba o movimento alternado de impulsão. De um modo geral quanto mais fina é a alimentação, mais espessa é a camada de fundo, variando de duas a sete camadas (Andery; 1980).

Dentro de certos limites, o leito deve ser mantido o menos espesso possível, para garantir uma rápida dispersão das partículas durante o golpe de impulsão. Entretanto, ele deve ser espesso o suficiente para que durante a etapa de impulsão (no qual o leito encontra-se dilatado) o topo da camada de material denso no leito esteja sempre mais baixo que o nível da barra de retenção.

Segundo Burt (1984), a camada de fundo também pode ser contaminada por partículas grossas densas na alimentação, normalmente materiais acessórios, fazendo com que a porosidade do leito diminua ao longo do tempo e, por consequência, não haja recuperação do produto denso.

3.5.2) Granulometria da Alimentação

O intervalo de tamanho de partículas processado em jiges depende do material e do tipo de equipamento. O limite inferior de tamanhos normalmente é determinado pela precisão de separação.

A ação dos mecanismos de separação que atuam na jigagem faz com que a influência da granulometria na separação seja muito pequena, em comparação aos outros processos de concentração hidráulica (Sampaio e Tavares, 2005).

Em geral, quanto maior for a granulometria da alimentação, maior será a vazão de água da arca necessária, uma vez que as partículas grossas sedimentam mais rapidamente e a água, em movimento ascendente, pode atravessar o leito com maior facilidade em um menor número de interstícios grandes do que um grande número de pequenos interstícios (Burt, 1984).

As características de operação e o tipo de curso adequado vão depender da granulometria da alimentação e da característica do concentrado que se pretende obter. Para uma alimentação com uma faixa granulométrica estreita e grosseira, com alta proporção de pesados ou formando leitos espessos, é recomendada grande amplitude. Já para uma alimentação com faixa granulométrica ampla e fina, com baixa proporção de pesados ou formando leitos finos, utiliza-se pequena amplitude. Considerando uma produção de concentrado limpo, utiliza-se um leito compacto, com curso curto e rápido. Em contrapartida para obter alta recuperação, aconselha-se leitos mais móveis, com cursos longos e lentos.

3.6) Tipos de Jiges no Mercado

As variações significantes entre os vários tipos de jigues modernos fizeram-se necessárias para originar a pulsação e a forma de extração do produto denso.

Segundo Sampaio e Tavares (2005), os princípios de operação dos diferentes tipos de jiges são essencialmente os mesmos, as diferenças entre os vários tipos estão normalmente associadas apenas a diferenças na geometria da arca, no sistema de

acionamento empregado, na forma de transporte do material e descarga dos produtos, bem como nos sistemas de controle adotados.

Podemos classificar os jigues de diferentes maneiras, como apresenta a Tabela III.2. Sendo dividido em dois grandes grupos, os primeiros jigues de crivo fixo (a água se move através do material) e os segundos jigues de crivo móvel (o material tratado se move através da água).

Os jigues de crivo fixo são os mais comuns e podem ainda ser classificados de acordo com o mecanismo utilizado para produzir as pulsações, em jigues de pistão (êmbolo), diafragma e pulsados a ar. Pode-se afirmar também em termos da remoção contínua sobre a peneira e jigagem através da peneira sobre a qual foi colocado um leito artificial.

Por outro lado, os jigues de crivo móvel são mais raros. Nesses equipamentos o leito se forma em uma superfície dotada de movimento alternativo vertical dentro de um tanque, resultando em um movimento relativo de pulsação da água através do fundo do crivo. Com o desenvolvimento do jigue de ROM e o pressurizado tem ressurgido o interesse na aplicação desse tipo de equipamento. O jigue de ROM é um equipamento no qual as pulsações responsáveis pela expansão e compactação do leito de partículas são produzidas pelo movimento de subida e descida da grade do jigue. O uso do movimento da grade na geração das pulsações permite obter pulsos de alta velocidade, os quais são necessários para a expansão do leito contendo partículas grossas.

Tabela III.2 – Tipos de jigues.

Condição do Crivo	Mecanismo de pulsação	Separação dos produtos	Tipo*	Aplicações mais comuns
Crivo fixo	Mecânico – pistão	Sobre o crivo	Harz	Carvão
		Através do crivo	COOLEY, COLLOM	Minérios
			Centrifugo (Kelsey e Altair)	Minérios
	Mecânico – diafragma	Sobre o crivo	Bendelari	Minérios
			JEFFREY	Carvão
		Através do crivo	Denver	Minérios
			Wemco/Remer	Minérios
			Yuba	Minérios
			Pan-Americano Placer	Minérios
	Pneumático	Sobre o crivo	Baum (McNALLY, ALLJIG)	Carvão, minérios
Batac/Tacub (KHD, APIC, KOPEX)			Carvão, minérios, materiais secundários	
Através do crivo		Feldspato (KHD)	Carvão	
Crivo móvel	Mecânico – Crivo móvel	Sobre o crivo	HALKYN, JAMES	Minérios
			WILMOT PAN	Carvão
			Jigue de Rom (KHD)	Carvão
		Através do crivo	Hancock	Minérios
			Pressurizado (IPJ)	Minérios

*Nomes em maiúsculo representam marcas e em minúsculo designações genéricas (Sampaio e Tavares, 2005).

3.7) Jigue Mineral Harz

O mais simples jigue de tipo êmbolo ou pistão é o jigue de Harz. O seu nome se deve às montanhas Harz na Alemanha, onde ele foi desenvolvido no início do século XIX para o beneficiamento de minérios de chumbo e zinco. Este tipo de jigue que resulta dos sucessivos aperfeiçoamentos porque passou o jigue manual, representa bem os tipos de jigues de crivo fixo (Figura 3.10).

Em linhas gerais esse jigge consiste de um recipiente prismático com fundo inclinado, apresentando superiormente dois compartimentos: um deles, que corresponde à câmara de separação do aparelho, possui no fundo um crivo fixo, cuja abertura permite reter todas as partículas contidas no leito. No compartimento adjacente, atua um êmbolo que transmite um movimento alternante vertical à água o movimento necessário para jigagem do material.

O movimento do êmbolo no jigge Harz é normalmente produzido por uma biela e um excêntrico acionado por um motor, resultando em um movimento harmônico. Uma dificuldade frequentemente encontrada neste jigge é a manutenção da vedação entre o êmbolo e o compartimento.

O movimento do pistão se transforma em pulsações da água através do crivo, sobre o qual se forma o leito de partículas, assim submetido às pulsações, num movimento cíclico de duas fases: uma de impulsão de baixo para cima, durante a qual o leito se expande, e a outra de sucção, durante a qual o leito se contrai e se compacta contra o crivo, numa sucessão que ao fim de certo tempo acaba por produzir um arranjo estratificado. O produto leve é descartado por transbordamento e em contrapartida as partículas densas são depositadas no fundo do leito.

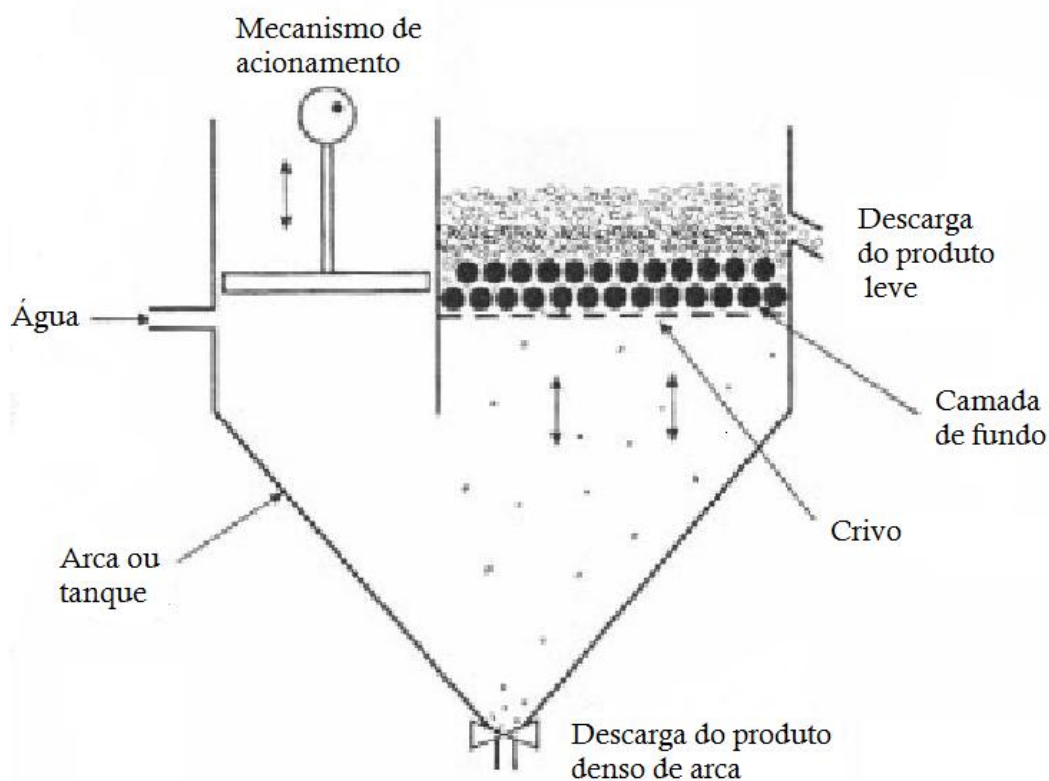


Figura 3.10. Diagrama esquemático do jigge Harz (Sampaio e Tavares, 2005).

3.8) Minérios de Ferro

O ferro (Fe) é um elemento químico que, em termos globais, responde por mais de 36% em massa da constituição da crosta terrestre. Entretanto, na crosta continental, que é uma das partes integrantes da fina camada que circunda toda a terra, a abundância de ferro é considerada menor, atingindo cerca de 6% em massa, correspondendo a cerca de $4,9 \times 10^{17}$ toneladas. Na crosta continental, dois outros elementos químicos são mais abundantes que o ferro, que são o silício (27,2% do total) e o oxigênio (45,2% do total) (Abreu, 1978).

Aproximadamente 300 minerais têm ferro como componente essencial, mas somente os óxidos apresentam grandes concentrações deste elemento. O ferro nativo raramente ocorre na natureza e é encontrado somente em alguns basaltos e nos meteoritos. Os principais minerais de ferro são a hematita (Fe_2O_3), a

magnetita (Fe_3O_4), a goethita (FeO/OH), a siderita (FeCO_3), a pirita (FeS_2) e pirrotita (FeS) (Abreu, 1978).

As reservas mundiais de minério de ferro (medidas mais indicadas) são da ordem de 370 bilhões de toneladas. O Brasil possui 7,2% dessas reservas e está em quinto lugar entre os países detentores de maiores quantidades de minério. Em termos de metal contido nas reservas o Brasil ocupa um destaque no cenário mundial, devido ao alto teor de ferro em seus minérios (50% a 60% nos itabiritos e 60% a 69% nas hematitas). As reservas brasileiras estão assim distribuídas: Minas Gerais (64,1%), Pará (18,0%), Mato Grosso do Sul (16,9%) e outros estados (1,0%). O Brasil detém, ainda, reservas inferidas de cerca de 42,7 bilhões de toneladas (Jesus, 2005).

Os minérios de ferro brasileiros são praticamente todos do tipo hematíticos e podem ser divididos nas categorias de minérios martíticos (Mina da Mutuca), granulares (Mina do Pico), microgranulares (Minas de Carajás e Corumbá) e especularíticos (Mina de Cauê e Andrade). A maioria são anidros, com alto teor de ferro. Quando comparados aos minérios australianos apresentam baixa alumina. A perda ao fogo e a concentração de Fe^{2+} são geralmente baixos. A presença de goethita deve ser adicionada à classificação mineralógica, principalmente quando interfere em alguma fase do processo, como a flotação e sinterização. Não é comum encontrar minérios brasileiros magnéticos para o uso em processo industriais.

3.9) Concentração Gravítica do Minério de Ferro

A escolha do processo de concentração de minério de ferro a ser aplicado depende de vários fatores, entre eles o teor do minério e o teor do concentrado que se deseja obter, composição química e mineralogia do minério, malha de liberação, tamanho de grão, fatores econômicos e efeito sobre a pelotização (Houot, 1982). Dentre os métodos de concentração aplicados a minérios de ferro, Yang (1988) destaca a separação gravítica, concentração magnética e flotação.

Na separação gravítica as diferenças de densidade, tamanho e forma são as propriedades que afetam o movimento das partículas em um meio fluido. Na concentração de minérios de ferro por métodos gravíticos são utilizadas espirais de Humphrey, separação em meio denso e os jigsawes.

Na concentração de minérios em espirais de Humphrey os minerais são separados por diferença de densidade (os minerais ricos em ferro são mais densos, fluem pelo fundo do canal da espiral). As espirais são recomendadas para materiais grosseiros e médios, sejam hematita ou magnetita, mas se aplica a minérios muito finos ($<0,1\text{mm}$) (Yang, 1988). Também na Mina de Conceição, de propriedade da Vale, em Itabira-MG, usam-se espirais no processo de concentração a úmido dos itabiritos.

A jigagem é um dos métodos mais complexos de concentração gravimétrica, no qual a separação dos minerais de diferentes densidades é realizada em um leito dilatado por uma corrente pulsante de água, levando a uma estratificação dos minerais. (Lins; 2004).

A classificação e/ou concentração de minérios em leitos de jigagem é regida pelas forças inerciais e gravitacionais a que estão submetidas as partículas sólidas presentes numa massa líquida quando esta é impulsionada alternativamente em sentido ascendente e descendente, que é o comportamento das partículas nos chamados leitos pulsantes.

Os jigues são usados na Mina de Conceição, Água limpa e Brucutu de propriedade da Vale, localizada no município de Itabira, Minas Gerais. Eles são empregados na concentração de itabiritos com granulometria entre 6,3 e 1 mm (Schobbenhaus e Coelho, 1986).

3.10) Balanço de Massa e Determinação da Eficiência da Separação

A determinação da eficiência de um processo de separação é de suma importância, pois além da qualidade dos produtos, influencia também os aspectos econômicos viabilizando ou não a adoção desse sistema. Para determiná-la faz-se necessário o conhecimento prévio do balanço de massa do processo. Então, considerando que toda operação de separação é baseada no princípio básico:

$$\text{ENTRADA} = \text{SAÍDA}$$

ou, no caso mais real,

$$\text{ENTRADA} = \text{SAÍDA} + \text{PERDAS}$$

O resultado é a formação de pelo menos dois produtos: **Concentrado(C)** que contém a maior parte da espécie de interesse (útil) e **Rejeito(E)** que corresponde à fração não útil. A figura 3.11 apresenta um fluxograma esquemático de uma separação de duas espécies.

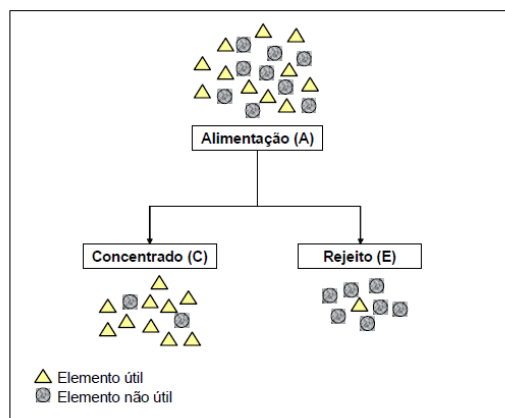


Figura 3.11 – Fluxograma esquemático de uma separação entre duas espécies (Valadão et al. 2000).

A partir da figura anterior, algumas relações podem ser obtidas. Sabendo que os balanços de massas em circuitos de concentração são fundamentados nas equações de conservação de massa:

$$A = C + E \quad (3.18)$$

$$Aa = Cc + Ee \quad (3.19)$$

$$R = \frac{Cc}{Aa} \quad (3.20)$$

$$R = \frac{c(a - e)}{a(c - e)} \quad (3.21)$$

$$R_c = \frac{A}{C} \quad (3.22)$$

$$Y = \frac{C}{A} = \frac{a - e}{c - e} \quad (3.23)$$

$$R_e = \frac{c}{a} \quad (3.24)$$

A figura 3.11 revela também que a separação não foi completamente eficiente, pois existem partículas do elemento não útil no concentrado, contaminação gerando queda na qualidade, e partículas de material útil no rejeito indicando perda de material.

Para medir a qualidade, Gaudin (1939) propôs o índice de seletividade (IS), que pode variar de um (quando não há separação) até infinito (para separação ideal em que $R_1 = T_2 = 100$). Na prática, os valores obtidos se encontram entre 4 e 40.

$$IS = \sqrt{\left(\frac{R_1 T_2}{R_2 T_1} \right)} \quad (3.25)$$

$$IS = \sqrt{\left(\frac{R_1 T_2}{(100 - R_1)(100 - T_2)} \right)} \quad (3.26)$$

Em relação à determinação da eficiência de um processo de separação (ES), Schulz (1970) sugeriu que dentre as diversas fórmulas disponíveis para medi-la, a que melhor representa o sistema é a equação 3.28, pois é aplicável a qualquer separação física de um ou mais elementos, assumindo um valor máximo para a separação perfeita e zero para operações de amostragem e tem significância física.

$$ES = \left(100 \frac{a - e}{c - e}\right) \cdot \left[\left(\frac{c}{a}\right) - \left(\frac{c_m - c}{c_m - a}\right) \right] \quad (3.27)$$

$$ES = \left(100 \frac{C}{A}\right) \cdot \left[\left(\frac{c}{a}\right) - \left(\frac{c_m - c}{c_m - a}\right) \right] \quad (3.28)$$

3.11) O Planejamento Estatístico Aplicado a Experimentos

Responsáveis por processos industriais, em praticamente todos os campos de atuação, usualmente utilizam resultados provenientes de escala laboratorial para tomadas de decisão cruciais a nível operacional.

Segundo Scarminio et al. (2003), no caso especial do processamento mineral, dados gerados em experimentos são parâmetros básicos tanto para implementação de novas rotas, como para parametrização, adequação e otimização de rotas existentes.

Literalmente, um experimento é um teste. Mais formalmente, define-se experimento como um teste ou uma série de testes nos quais se modificam propositalmente as variáveis de entrada de um processo ou sistema, onde se podem observar as conseqüentes modificações acarretadas na variável de saída.

Experimentação é uma vital parte no método científico. Certamente existem situações onde fenômenos científicos são tão bem conhecidos que usualmente para se chegar a resultados se usam modelos matemáticos, que podem ser desenvolvidos diretamente pela aplicação de princípios físicos. Os modelos cujo fenômeno seguem diretamente um mecanismo físico são chamados modelos mecanísticos.

Entretanto, muitos problemas na ciência e engenharia requerem observação do sistema em questão e experimentação para se saber o porque e como este sistema trabalha. Modelos obtidos desta maneira são os chamados modelos empíricos.

Em sistemas complexos, como no processamento mineral, geralmente se tomam decisões baseadas em modelos empíricos.

Um processo ou sistema pode ser analisado pelo modelo mostrado na figura 3.12. Pode-se visualizar o processo como uma combinação de operações, máquinas, pessoas, métodos e outros recursos que transformam algum efeito estudado na saída.

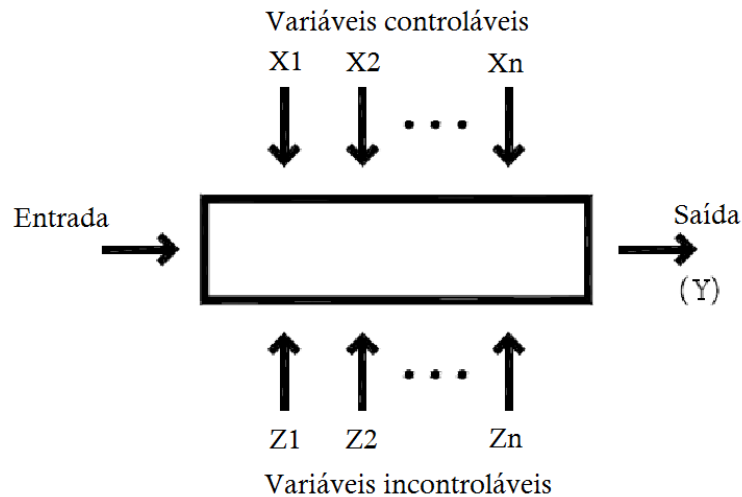


Figura 3.12 – Variáveis envolvidas em um planejamento estatístico.

Algumas das variáveis de entrada no sistema são controláveis, outras não. O objetivo de um experimento pode vir a ser:

- i – determinar o valor de resposta em função dos valores de entrada;
- ii – determinar para quais valores das variáveis influenciáveis X 's o valor da resposta Y se encontra mais perto do desejado;
- iii – determinar para quais valores das variáveis influenciáveis os valores X 's de entrada são menores;
- iv – determinar para quais valores das variáveis influenciáveis X 's os efeitos das variáveis incontroláveis Z 's são minimizados;

É comum aparecerem problemas em que precisamos estudar várias propriedades ao mesmo tempo e estas, por sua vez, são afetadas por um grande número de fatores experimentais.

3.11.1) Conceitos Estatísticos Aplicados na Análise de Experimentos

No século XVII, através do matemático Godofredo Achenwall, chega-se à definição clássica de estatística, que dizia: "O estudo de como se chegar à conclusão sobre uma população, partindo da observação de partes dessa população (amostra)".

Desde então, trabalhou-se com a estatística respeitando-se a diferença básica entre método experimental e método estatístico:

Método Experimental: consiste em se manter constantes todas as causas, menos uma, que sofre variação para se observar seus efeitos, caso existam. Ex: Estudos da Química, Física, etc.

Método Estatístico: diante da impossibilidade de manter as causas constantes, admitem todas essas causas presentes variando-as, registrando essas variações e procurando determinar, no resultado final, que influência cabe a cada uma delas.

Amostragem é uma técnica especial para recolher amostras, que garante, tanto quanto possível, o acaso na escolha.

A coleta, a organização e a descrição dos dados, o cálculo e a interpretação de coeficientes pertencem à estatística descritiva, enquanto a análise e a interpretação de dados, associadas a uma margem de incerteza, ficam a cargo da estatística indutiva ou inferencial, também chamada como medida da incerteza ou métodos que se fundamentam na teoria da probabilidade.

3.11.2) Etapas de um Planejamento Estatístico

A primeira etapa do desenvolvimento de um método estatístico é a definição do problema, ou seja, saber exatamente aquilo que se pretende pesquisar é o mesmo que definir corretamente o problema.

A segunda etapa é o planejamento, onde são levadas em conta as seguintes questões.

- Como levantar informações?
- Que dados deverão ser obtidos?
- Qual levantamento deve ser utilizado, censitário ou por amostragem?
- E o cronograma de atividades, os custos envolvidos etc?

A etapa seguinte, logo após o planejamento, é a coleta de dados, uma fase operacional que promove o registro sistemático de dados, com um objetivo determinado.

No processo de desenvolvimento do método estatístico, a próxima etapa é a apuração dos dados. Engloba o resumo dos dados através de sua contagem e agrupamento. É a condensação e tabulação de dados.

Parte-se então para a apresentação dos dados. Há duas formas de apresentação, que não se excluem mutuamente. A apresentação tabular, ou seja, é uma apresentação numérica dos dados em linhas e colunas distribuídas de modo ordenado, segundo regras práticas fixadas pelo Conselho Nacional de Estatística, e a apresentação gráfica dos dados numéricos, que constitui uma apresentação geométrica permitindo uma visão rápida e clara do fenômeno.

Por último, faz-se a análise e interpretação dos dados. Esta etapa está ligada essencialmente ao cálculo de medidas e coeficientes, cuja finalidade principal é descrever o fenômeno (estatística descritiva).

Na atividade estatística a análise de dados pode vir a ser considerada a etapa mais importante, mas esta etapa é totalmente dependente do planejamento dos experimentos em que esses dados devem ser obtidos. Quando este planejamento não é feito da forma apropriada, o resultado muitas vezes é uma montanha de números estéreis, da qual se torna difícil obter quaisquer conclusões.

4) HISTÓRICO DA VALE

A Vale é uma empresa que atua em nove estados da Federação, possuindo atividades também em diversos países. Tem como principal atividade a extração, beneficiamento e transporte de minério de ferro, sendo a maior exportadora mundial desse produto.

O grupo Vale engloba empresas subsidiárias, controladas e coligadas que atua nas áreas de produção de minério de ferro, bauxita, manganês, ouro, alumina/alumínio, celulose, além de navegação marítima, geração de energia e reflorestamento, atendendo a clientes em mais de trinta países.

O objetivo inicial da companhia Vale era produzir e exportar, por meio do porto de Vitória, no Espírito Santo, 1.500.000 toneladas por ano do minério. Essa meta somente foi alcançada em 1952.

Com a crescente demanda mundial de minério de ferro, na década de 1960-1970 a companhia Vale ampliou, consideravelmente, sua participação no mercado internacional. Em 1962, iniciou-se a construção do porto de Tubarão, no Espírito Santo. Com a duplicação da ferrovia, foi atingida a marca de 20 milhões de toneladas por ano de minério de ferro.

As usinas do complexo de pelletização, no Espírito Santo, começaram a serem implantadas em 1969, e em 1998 foi comissionada a sétima usina. Em 1973, implantou-se o Projeto Cauê, utilizando processo pioneiro para concentração de itabiritos e otimizando o aproveitamento das reservas de minério de ferro.

Com a descoberta das jazidas de Carajás, no Sul do Pará, em 1967, a companhia Vale iniciou o projeto de exploração mineral na região. Em 1976, o governo federal autorizou a construção de uma ferrovia ligando as minas de Carajás ao porto de Ponta da Madeira, em São Luís, capital do Maranhão. Em 1984, entrou em operação a usina-piloto de beneficiamento, produzindo *sinter-feed* e granulado de Carajás. Em fevereiro do ano seguinte, foi inaugurada a Estrada de ferro Carajás, marco de um novo capítulo na história da companhia Vale.

Em 1995 a Vale foi incluída no Programa Nacional de Desestatização por Decreto nº. 1.510, de 1º de junho assinado pelo Presidente da República.

Em maio de 1997, a Vale foi privatizada, com o Governo Federal deixando o controle acionário da empresa. Atualmente a Vale, é uma empresa de economia mista, vinculada ao Ministério das Minas e Energia. Hoje ela está entre as maiores exportadoras do mundo no setor mineral, principalmente de minério de ferro, atendendo clientes em mais de 20 países com contratos em longo prazo.

A Vale está incluída na relação das 200 companhias emergentes mais valiosas do mundo, e permanece em primeiro lugar no ranking das 100 maiores empresa brasileiras do setor mineral, segundo a revista Brasil Mineral (maio/97).

O Consórcio Brasil, liderado pela Companhia Siderúrgica Nacional - CSN venceu o leilão da então Companhia Vale do Rio Doce realizado na Bolsa de Valores do Rio de Janeiro.

4.1) Histórico da Unidade de Brucutu

A jazida de minério de ferro de Brucutu que ocupa uma área de oito quilômetros, está situada a nordeste do Quadrilátero Ferrífero, próximo à cidade de São Gonçalo do Rio Abaixo, a aproximadamente 84 km a leste de Belo Horizonte, capital do Estado de Minas Gerais.

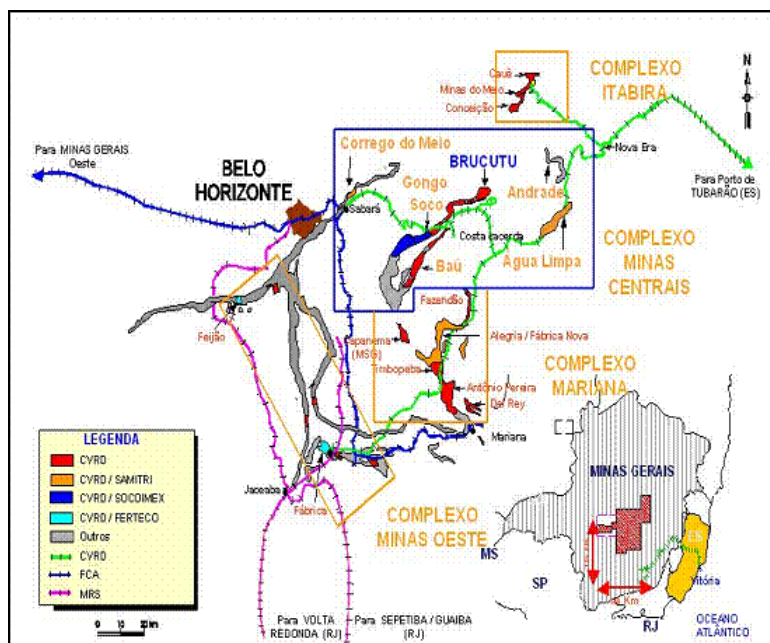


Figura 4.1 – Mapa de Localização da Jazida de Brucutu – Quadrilátero Ferrífero – MG.

O complexo mineiro de Brucutu engloba 03 áreas denominadas: Brucutu I, II, e III, sendo Brucutu I a que tem a área da mina chamada genericamente de Brucutu.

Iniciou-se os trabalhos de pesquisa mineral em Brucutu com a Mineração Santa Mônica Ltda, que obteve o Decreto de Lavra em 1972. Estes direitos de Lavra foram, posteriormente, adquiridos pela Mineração Igaporã S.A., sendo a lavra operada pela Mineração Socoimex Ltda., através de arrendamento firmado em 1989.

Em 1992, a CVRD adquiriu as áreas do complexo mineiro, com requerimento de transferências de direitos para a CVRD, sendo a lavra continuada pela Socoimex até 1993.

No mês de setembro de 1994 a CVRD reiniciou a lavra com a contratação da ROAD S.A. que até 1997 produziu 4,77 milhões de toneladas de minério.

Em outubro de 1997 as atividades foram paralisadas até setembro de 1998, quando foi contratada a TRATEMI, que reiniciou as atividades de lavra, britagem e carregamentos, quando em novembro de 2000 novamente tivemos as atividades interrompidas.

Também em 1998, a companhia Vale adquiriu junto a Socoimex as áreas denominadas como Gralhos Sul e Gralhos Norte.

Em agosto de 2001 se reiniciou as atividades, com as empresas TERCAM/TCM/FIDENS, respectivamente, prestando serviço de operação de Mina, infra-estrutura, Beneficiamento e carregamento em Brucutu.

Em 2004, com novos estudos, foi criado um projeto para a expansão da Mina e para a implantação da Usina de Beneficiamento.

No dia 5 de outubro de 2006 se deu o startup da Usina, na primeira fase, lavrando o “minério rico”, produzindo cerca de 12 MTA (milhões de toneladas por ano) no primeiro semestre e, a partir de 2007, 24 MTA com o ROM de 30 MTA, e após alguns anos, na segunda fase, lavrando “o minério pobre”, produzirá também 24 MTA, mas com o ROM de 37,5 MTA.

Fruto de um investimento de US\$ 1,1 bilhão, Brucutu é a maior mina do Complexo Minas Centrais, que conta ainda com as minas de Gongo Soco, Água Limpa e Andrade.

Nesta primeira fase de implantação está operando com 30 MTA de ROM de minério de ferro com teor médio 59,9% de ferro, gerando 24 MTA de produtos (*sinter feed* e *pellet feed*).

O tratamento do minério na usina de concentração envolve a utilização dos processos de concentração por jigagem, concentração magnética e flotação, de acordo com a fração granulométrica. Na tabela IV.1 estão apresentados os produtos, a porcentagem e a sua forma de concentração.

Tabela IV.1 – Produtos da Concentração da Usina do Brucutu.

Produto	Origem	Produção	
		%	MTA
<i>Sinter Feed</i> (SF1)	Concentrado da Jigagem	24%	5,7
<i>Sinter Feed</i> (SF2)	Concentrado da Concentração Magnética de Média Intensidade	5%	1,3
<i>Sinter Feed</i> (SF3)	Concentrado da Concentração Magnética de Alta Intensidade	10%	2,5
<i>Pellet Feed</i> (PF)	Concentrado da Flotação	60%	14,4
Total		100%	24

De acordo como a tabela acima podemos observar que a jigagem é responsável por 24% da produção anual da Usina de Concentração do Brucutu.

5) MATERIAIS E METODOLOGIA

O presente trabalho foi desenvolvido em parceria do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto (DEMIM - UFOP) com o Instituto Federal Minas Gerais campus Ouro Preto (IFMG). No Laboratório de Tratamento de Minérios do IFMG (LTM – IFMG) foram realizados todos os ensaios no jigge de bancada.

O programa de ensaios foi planejado de forma a permitir a análise da influência de variáveis operacionais do jigge, o seu desempenho metalúrgico no processo de concentração.

5.1) Materiais

As amostras para realização deste trabalho foram fornecidas pela Vale provenientes da Mina do Brucutu, onde também foram realizadas as análises químicas. Os ensaios foram realizados empregando o jigge DECO modelo A-173-A, instalado no LTM – IFMG.

5.2) Metodologia

O planejamento fatorial foi escolhido como o objetivo de estudar o comportamento do minério itabirítico, frente à variação da granulometria da alimentação, o tipo de seixos que compõem o leito, bem como a quantidade de massa de seixos que formam o leito.

5.2.1) Amostragem

As amostras utilizadas para os ensaios de jigagem foram provenientes da Mina do Brucutu propriedade da Vale, sendo a amostragem responsabilidade da mesma. A amostra foi composta por várias alíquotas de minério itabirítico, num total de 94,54 kg que foram acondicionadas em seis sacos plásticos e transportadas para o LTM – IFMG.

5.2.2) Preparação das Amostras

Para a homogeneização da amostra foi formada uma grande pilha cônica, a partir dessa todo o material foi recolhido e formada uma nova pilha; esse processo foi repetido por 10 vezes para garantir a completa homogeneização. Por fim foi transformada em um tronco de cone e dividida em quatro lotes. Um dos lotes foi submetido ao peneiramento de 2,36 e 1 mm, já o segundo lote foi submetido a peneiras de 3,35 e 1 mm. Finalmente os últimos dois lotes foram guardados para reserva. Todo material menor que 1 mm foi descartado. Já o material bitolado, compreendido entre as peneiras 2,36 e 1 mm, foi recolhido e homogeneizado através da pilha alongada. A pilha de homogeneização alongada foi construída mediante sucessivas passagens de material sobre a mesma. Uma vez construída a pilha, as extremidades foram retomadas e novamente espalhadas. Concluída a formação da pilha longitudinal, posteriormente foram separadas as alíquotas pares e ímpares, esse material foi recolhido em balde e outra pilha longitudinal foi formada. Ao fim desse procedimento a pilha dividida transversalmente e longitudinalmente assim foram obtidas 8 amostras.

O mesmo procedimento foi realizado para o material compreendido entre 3,35 e 1 mm e assim obtendo um total de 16 amostras.

5.2.3) Preparação dos Seixos de Hematita

Para a confecção dos seixos de hematita, material utilizado para compor a camada de fundo, foi obtido uma grande amostra de hematita compacta. Foi empregada uma marreta para reduzir a granulometria e posteriormente ser submetida ao britador de mandíbulas. O material britado foi peneirado a uma faixa de 19,1mm e 12,7mm. O minério bitolado foi rolado no moinho com esferas de aço com 40 mm de diâmetro por duas horas e trinta minutos. Com isso as arestas pontiagudas existentes foram quebradas. Para eliminar o material fino que foi gerado dentro do moinho e selecionar os seixos, foram utilizadas as peneiras de 12,7mm e 9,52mm. Com isso foi possível selecionar os seixos que possuíam as dimensões esperadas.

5.2.4) Concentração no Jigue

Os ensaios foram realizados empregando-se o Jigue DECO, modelo A-173-A, cuja seção transversal é igual a 203 mm x 305 mm, escala de bancada (figura 5.1). Este equipamento possui o crivo fixo, o impulso da água é proporcionado pelo movimento do diafragma. Para a realização dos testes o jigue operou com um curso de 260 mm, com uma frequência de 150 golpes por minuto e a água de lavagem tinha uma vazão de 9,33 litros por minuto.



(a) vista frontal



(b) vista lateral

Figura 5.1: Jigue DECO modelo A-173-A.

Com o objetivo de alcançar a condição ótima de concentração do itabirito, foram escolhidas três variáveis para a concentração no jigue: granulometria da alimentação, tipo dos seixos que compõem o leito e a massa do leito.

O intervalo de tamanho de partícula processado em jigues depende do material e do tipo de equipamento. O material em um primeiro momento foi dividido em duas faixas granulométricas distintas. A primeira, compreendida entre 2,36 mm e 1,00 mm, que ficou definida com faixa fina. A segunda, compreendida entre 3,35 mm e 1,00 mm, sendo especificada como faixa grossa. Diante disso foram obtidas

duas faixas granulométricas a serem estudadas, sendo que a faixa granulométrica ficou definida como a variável “A”.

Outra variável em estudo é a camada de fundo composta por dois materiais distintos. Foram executadas duas bateladas de testes sendo uma com seixos de aço e a outra com seixos de hematitas. A camada de fundo é a segunda variável “B”.

Finalmente, outra variável a ser estudada foi a massa de seixos que formam o leito, ou seja, é a massa do leito que vai definir os números de camadas no fundo do jig. Adotou-se a massa do leito como variável “C”.

Logo, a concentração de hematita, como foi admitido, está em função das três variáveis.

Na tabela V.1 temos as variáveis selecionadas para o estudo e seus respectivos níveis de trabalho.

Tabela V.1 – Variáveis e seus níveis de operação no jig.

Variáveis		Níveis	
A	Granulometria da alimentação	Fina (-)	Grossa (+)
B	Camada de fundo	Seixos de hematita (-)	Seixos de aço (+)
C	Massa do leito	250 gramas (-)	300 gramas (+)

Para trabalhar essas grandezas foi utilizado o planejamento fatorial em dois níveis. Considerando três variáveis foram gerados oito ensaios; para a avaliação do erro experimental foram feitas as réplicas desses experimentos, gerando dezesseis ensaios.

O planejamento dos experimentos está apresentado na tabela V.2 com os valores empregados em cada ensaio. A sequência de execução dos ensaios foi aleatória e seguiu a ordem apresentada.

Tabela V.2 – Sequência e valores das variáveis empregadas em cada ensaio.

Testes	Variáveis	Sequência de Execução	Variáveis			Variáveis		
			A	B	C	A	B	C
			Granulometria da alimentação	Camada de fundo	Massa do leito	Granulometria da alimentação (mm)	Camada de fundo	Massa do leito em gramas
1	T	8°	-	-	-	< 2,36	Hematita	250
2	A	7°	+	-	-	< 3,35	Hematita	250
3	B	4°	-	+	-	< 2,36	Aço	250
4	AB	3°	+	+	-	< 3,35	Aço	250
5	C	6°	-	-	+	< 2,36	Hematita	300
6	AC	5°	+	-	+	< 3,35	Hematita	300
7	BC	2°	-	+	+	< 2,36	Aço	300
8	ABC	1°	+	+	+	< 3,35	Aço	300

Como respostas foram analisadas as interações entre as variáveis, a recuperação do ferro, a distribuição da sílica e o índice de seletividade.

6) RESULTADOS OBTIDOS E DISCUSSÃO

6.1) Análise Granulométrica

Os resultados da análise granulométrica da amostra principal oriunda do Brucutu estão apresentados na Tabela VI.1 e na Figura 6.1. Pode-se verificar que 73,41% do material trabalhado está compreendido entre 3,36 e 1 mm e por outro lado temos que 45,12% do material está compreendido entre 2,38 e 1mm.

Tabela VI.1 – Distribuição granulométrica da amostra principal.

Malha (μm)	Retido (%)	Retido Acumulado (%)	Passante Acumulada (%)
7930	1,22	1,22	98,78
5660	8,13	9,36	90,64
3360	28,29	37,64	62,36
2380	17,32	54,96	45,04
1680	14,73	69,69	30,31
1410	6,47	76,16	23,84
1000	6,60	82,76	17,24
840	1,90	84,66	15,34
-840	15,34	100,00	0,00
Somatório	100		

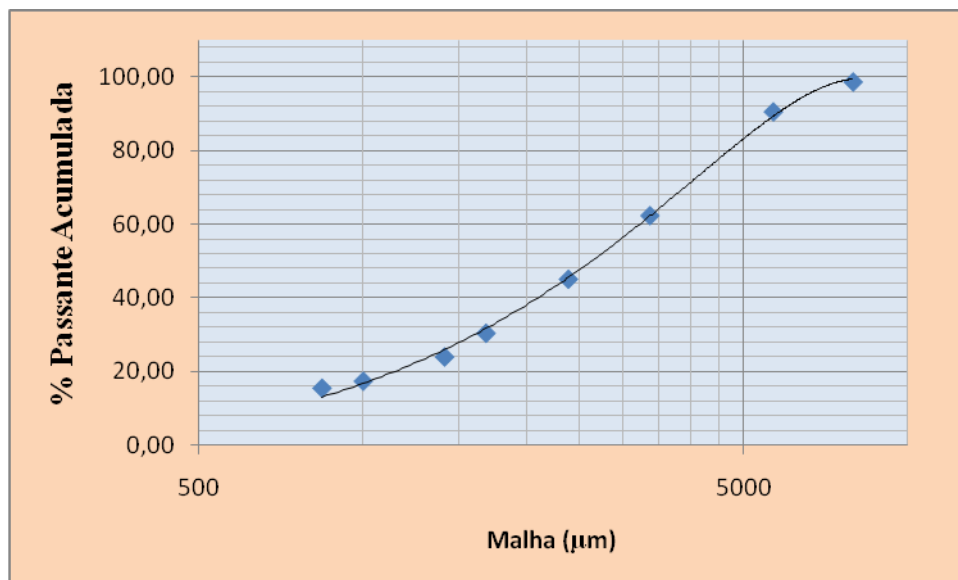


Figura 6.1 – Curva granulométrica da amostra principal.

6.2) Análise de Experimento Tecnológico pelo Método Fatorial

Uma análise estatística dos resultados experimentais obtidos empregando o método fatorial tendo como resposta a recuperação de ferro foi efetuada com o emprego do software EXCEL. A análise da influência das variáveis e suas interações sobre a resposta experimental foram realizadas com o auxílio do algoritmo de Yates do método fatorial.

6.2.1) Análise do Ferro no Concentrado

A tabela VI.2 apresenta os resultados experimentais obtidos empregando o método fatorial, tendo como resposta a recuperação de ferro no concentrado.

Tabela VI.2: Resultados obtidos por planejamento fatorial (Recuperação de Ferro)

Exp.	R1	R2	R1+R2	Y-1	Y-2	Y-3	DM	Efeito	R1-R2	(R1-R2) ²	Tcal	* Sig.
1	73,142	66,472	139,6	203,2	413,7	771,5	96,44	T	6,7	44,4896	-	-
2	35,669	27,910	63,6	210,5	357,8	-280,9	-35,11	A	7,8	60,2069	13,351	S
3	66,832	70,320	137,2	185,6	-139,8	-6,2	-0,77	B	-3,5	12,1628	0,292	N
4	41,354	31,991	73,3	172,2	-141,0	-29,5	-3,69	AB	9,4	87,6655	1,405	N
5	56,915	60,709	117,6	-76,0	7,3	-55,9	-6,99	C	-3,8	14,3943	2,657	S
6	36,426	31,580	68,0	-63,8	-13,5	-1,2	-0,15	AC	4,8	23,4783	0,056	N
7	60,737	71,046	131,8	-49,6	12,2	-20,8	-2,60	BC	-10,3	106,2653	0,987	N
8	15,351	25,037	40,4	-91,4	-41,8	-54,0	-6,75	ABC	-9,7	93,8267	2,567	S

*Ocorre significância quando $T_{cal} > 1,86$ (T_{tab})

De acordo com os resultados apresentados na tabela VI.2 os fatores que se mostraram ser mais significativos com relação a recuperação de ferro foram A (granulometria da alimentação) e C (massa do leito). É possível concluir pela tabela que o fator A e o fator C, quando trabalhados isoladamente, geram um resultado significativo, em contrapartida a associação dos fatores A e C não produzem resultados significativos. A única outra associação onde há expressivo ganho é com a combinação dos fatores ABC. Essas interações apresentaram um $T_{cal} > T_{tab} = 1,86$.

A figura 6.2 mostra o Gráfico de Pareto referente à recuperação de ferro. Todos os efeitos que ultrapassam o valor de 1,86 são significantes. Desta maneira, pode-se confirmar que os fatores A, C e ABC em seu nível máximo são significantes, numa análise com 90% de confiança estatística. A combinação dos fatores AC

(granulometria da alimentação com a massa dos seixos) quase não apresentou resultados na recuperação de ferro.

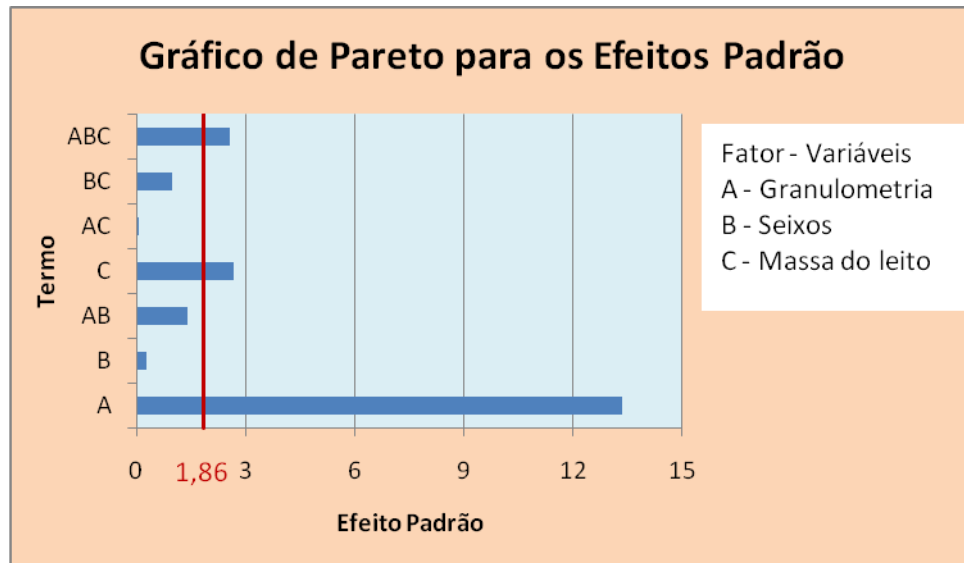


Figura 6.2 - Gráfico de Pareto (Recuperação de Ferro).

Na figura 6.3 são apresentadas as variações da recuperação do concentrado de ferro, em função de cada um das variáveis e os seus principais efeitos. Observa-se que:

- i) Considerando a granulometria da alimentação do seu nível inferior para o seu nível superior foi a variável que mais contribuiu negativamente na recuperação do ferro;
- ii) A permuta do tipo de seixos quase não produziu variação;
- iii) O aumento na massa de seixos também foi desfavorável para a variável resposta.

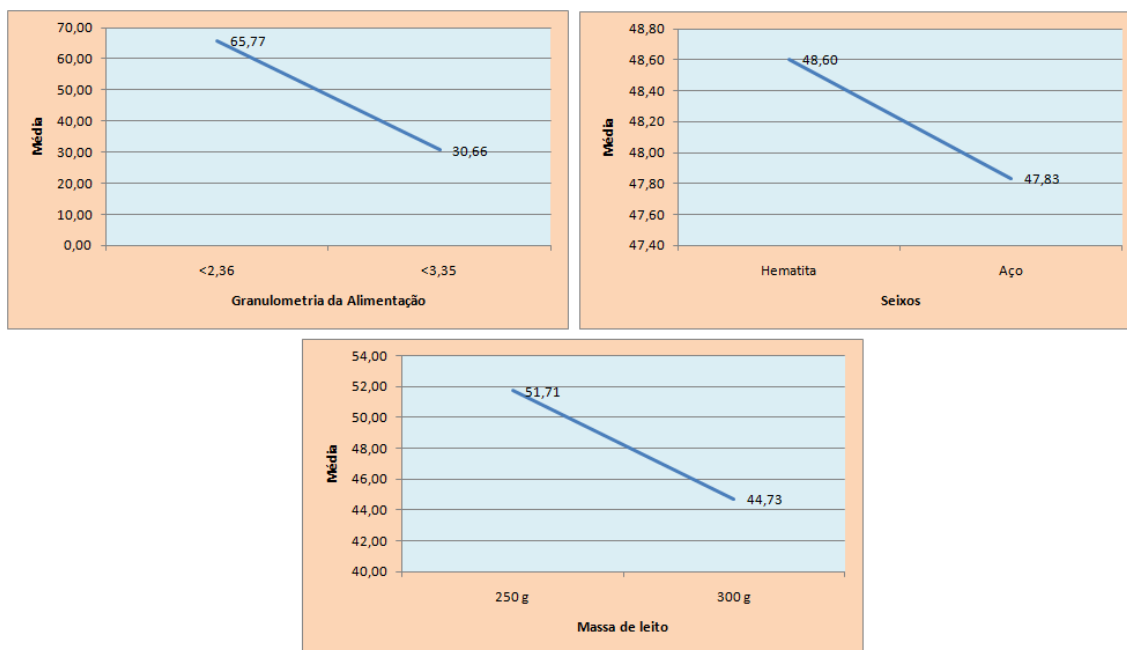


Figura 6.3 – Gráfico da variação dos efeitos principais (Recuperação de Ferro).

Através da Técnica do Yates Inverso é possível identificar e explicitar a interação de duas variáveis. Na tabela VI.3 foi empregada essa técnica citada anteriormente para analisar os resultados da recuperação de ferro no concentrado.

Tabela VI.3: Resultados obtidos através do Algoritmo Inverso de Yates (Recuperação de Ferro)

Va.	Var. B - Seixos do leite			Va.	Var. C - Massa do leite			Va.	Var. C - Massa do leite		
	N.	Hematita	Aço		N.	250 g	300g		N.	250 g	300g
Var A - Granulometria	Grossa	32,896	28,433	Var B - Seixos do leite	Aço	52,624	43,043	Var A - Granulometria	Grossa	34,231	27,099
	Fina	64,309	67,234		Hematita	50,798	46,407		Fina	69,191	62,352

É possível verificar que a granulometria da alimentação é a que mais contribui para a recuperação de ferro e por outro lado notamos também que a granulometria da alimentação combinada com a variação da massa do leite nos dá uma maior recuperação do ferro.

6.2.3) Análise da Sílica no rejeito

A tabela VI.4 apresenta os resultados experimentais obtidos empregando o método fatorial, tendo como resposta a distribuição da sílica.

Tabela VI.4: Resultados obtidos por planejamento fatorial (Distribuição da Sílica)

Exp.	R1	R2	R1+R2	Y-1	Y-2	Y-3	DM	Efeito	R1-R2	(R1-R2) ²	Tcal	Signif.
1	83,012	87,961	171,0	363,9	726,1	1466,5	183,31	T	-4,9	24,4916	-	-
2	94,937	97,945	192,9	362,2	740,4	81,9	10,24	A	-3,0	9,0462	10,725	S
3	83,941	85,899	169,8	368,1	44,4	2,5	0,31	B	-2,0	3,8347	0,325	N
4	95,330	97,036	192,4	372,3	37,4	1,8	0,22	AB	-1,7	2,9112	0,233	N
5	89,051	85,949	175,0	21,9	-1,6	14,4	1,79	C	3,1	9,6170	1,880	S
6	96,410	96,732	193,1	22,5	4,1	-7,0	-0,87	AC	-0,3	0,1038	0,915	N
7	89,640	86,844	176,5	18,1	0,6	5,8	0,72	BC	2,8	7,8164	0,757	N
8	98,239	97,551	195,8	19,3	1,2	0,5	0,07	ABC	0,7	0,4737	0,072	N

Como na análise da recuperação de ferro no concentrado, podemos notar através da última coluna da tabela VI.4 que a variável A (granulometria da alimentação) e C (massa do leito) em seu nível máximo foram significativas pois a interação apresentou um $T_{cal} > T_{tab} = 1,86$.

A figura 6.4 apresenta o Gráfico de Pareto referente à presença de sílica no rejeito. Todos os efeitos que ultrapassam o valor de 1,86 são significantes. Pode-se confirmar que somente o efeito da granulometria e a massa do leito em seu nível máximo são significativas, com uma análise com 90% de confiança estatística.

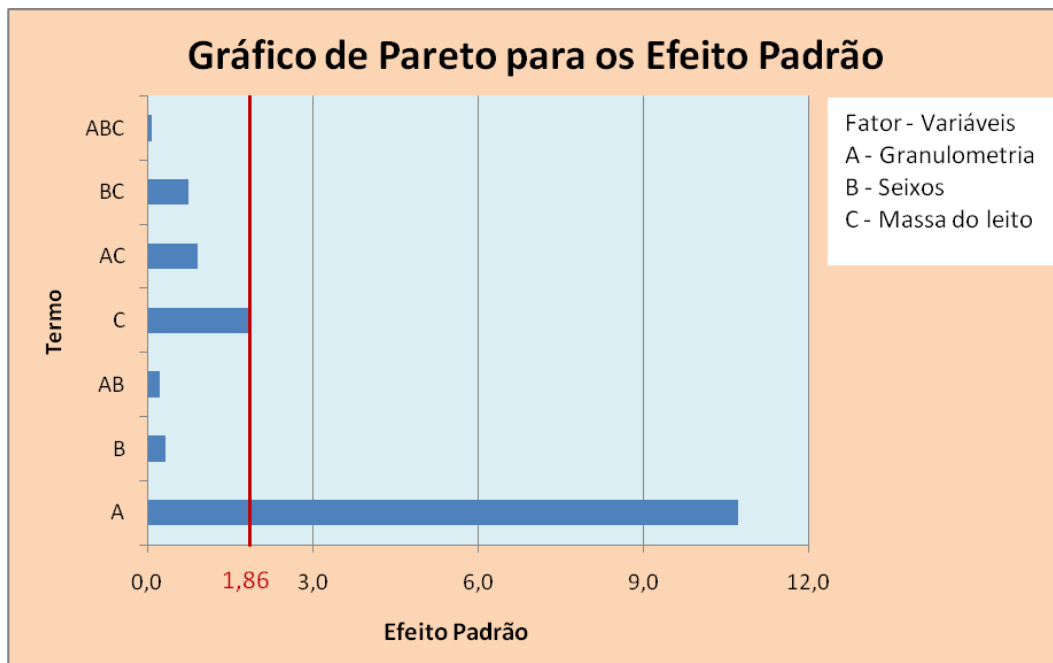


Figura 6.4 - Gráfico de Pareto (Sílica no rejeito)

Na figura 6.5 são apresentadas as variações dos resultados referentes à concentração de sílica, em cada uma das variáveis isoladamente. Nota-se que:

- i) O aumento da faixa granulométrica gerou um ganho significativo na variável resposta, o que pode ser observado pela aclividade da reta correspondente, quando se passa da faixa <2,36 e >1mm para <3,36 e >1mm;
- ii) A permuta dos seixos de hematita por seixos de aço foi a variável que contribuiu positivamente para a concentração da sílica no rejeito.
- iii) A variação na massa do leito também provocou um pequeno acréscimo na resposta final;

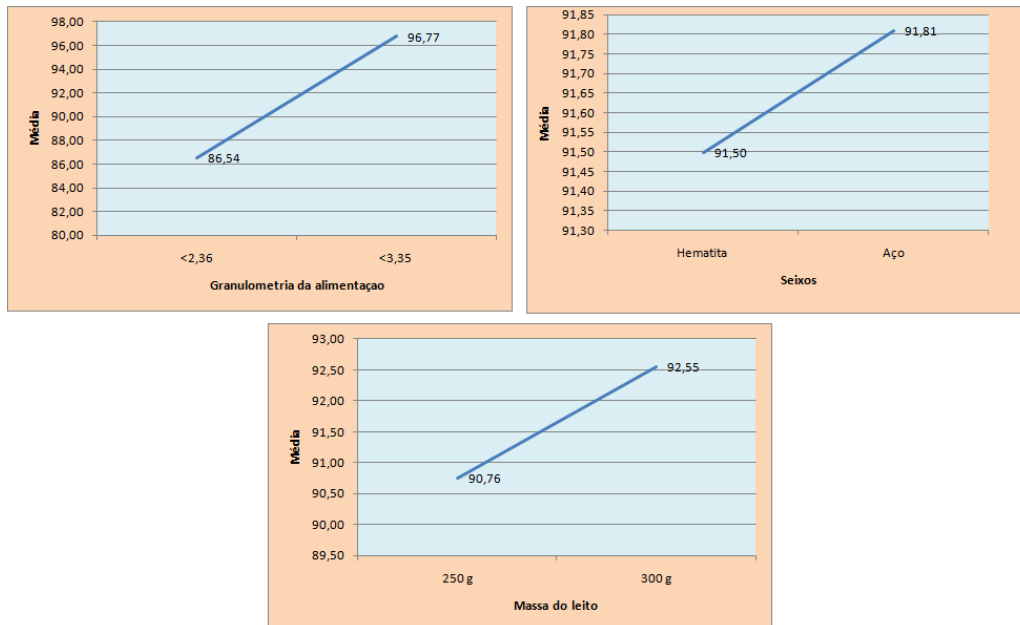


Figura 6.5 – Gráfico da variação dos efeitos principais (Sílica no rejeito)

Pode-se verificar através do Algoritmo Inverso que a granulometria da alimentação é a variável mais influente comparada com as demais, logo essa variável é a que mais contribui para a concentração de sílica. Por outro lado, nota-se também que a granulometria da alimentação nos dá uma melhor resposta combinada com a variação da massa do leito.

Tabela VI.5: Resultados obtidos Algoritmo inverso de Yates (Distribuição da Sílica)

Va.	Var. B - Seixos do leite			Va.	Var. C - Massa do leite			Va.	Var. C - Massa do leite		
	N.	Hematita	Aço		N.	250 g	300g		N.	250 g	300g
Var A - Granulometria	Grossa	96,506	97,039	Var B - Seixos do leite	Aço	90,551	93,068	Var A - Granulometria	Grossa	96,312	97,233
	Fina	86,493	86,581		Hematita	90,964	92,036		Fina	85,205	87,871

6.2.5) Análise do Índice de Seletividade

A tabela VI.6 apresenta os resultados experimentais obtidos empregando o método fatorial, tendo como resposta o índice de seletividade.

Tabela VI.6: Resultados obtidos por planejamento fatorial (Índice de Seletividade)

Exp.	R1	R2	R1+R2	Y-1	Y-2	Y-3	DM	Efeito	R1-R2	(R1-R2) ²	Tcal	Signif.
1	3,648	3,659	7,3	13,7	28,9	57,4	7,17	T	0,0	0,0001	-	-
2	3,224	3,181	6,4	15,1	28,5	1,1	0,13	A	0,0	0,0019	0,874	N
3	3,245	3,806	7,1	14,9	0,1	0,1	0,01	B	-0,6	0,3142	0,096	N
4	3,794	4,296	8,1	13,6	0,9	1,3	0,16	AB	-0,5	0,2517	1,092	N
5	3,278	3,799	7,1	-0,9	1,4	-0,3	-0,04	C	-0,5	0,2718	0,265	N
6	3,923	3,924	7,8	1,0	-1,3	0,8	0,10	AC	0,0	0,0000	0,646	N
7	3,659	3,074	6,7	0,8	1,9	-2,7	-0,34	BC	0,6	0,3413	2,280	S
8	3,181	3,696	6,9	0,1	-0,6	-2,6	-0,32	ABC	-0,5	0,2659	2,133	S

*Ocorre significância quando Tcal > 2,31 (Ttab)

A última coluna dessa tabela apresenta que as variáveis BC (camada de fundo e massa do leite) e ABC (granulometria da alimentação, camada de fundo e massa do leite) em seu nível máximo são as combinações que são significativas.

A figura 6.6 apresenta o Gráfico de Pareto referente ao Índice de Seletividade. Todos os efeitos que ultrapassam o valor de 1,86 são significantes. Desta maneira, pode-se confirmar que o efeito ABC e o efeito BC são as combinações das variáveis significativas, numa análise com 90% de confiança estatística. Podemos observar também que o fator B e o fator C foram as variáveis menos expressivas.

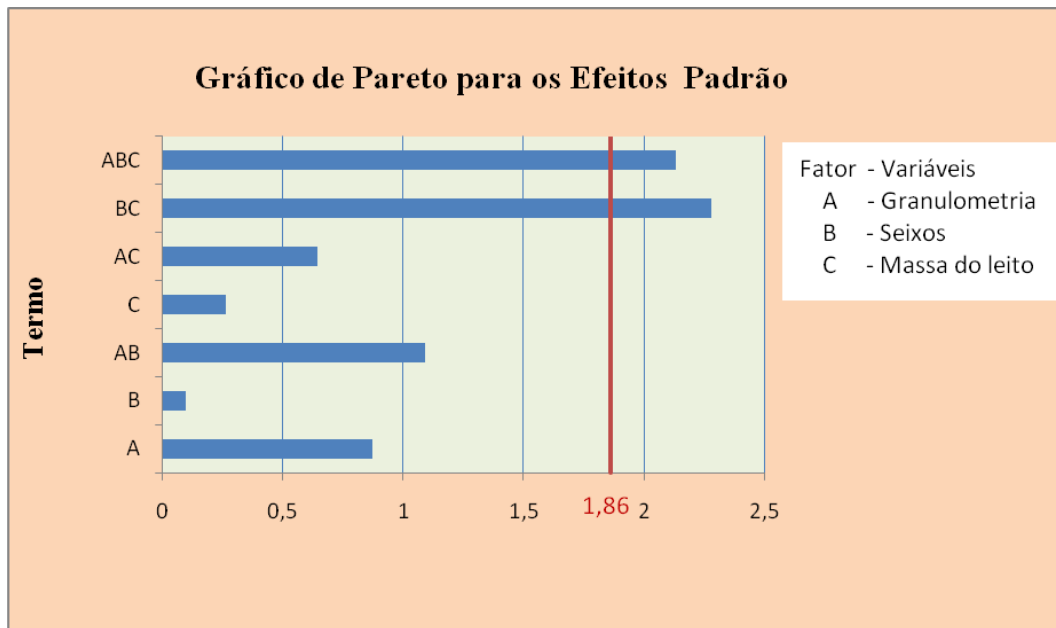


Figura 6.6 - Gráfico de Pareto (Índice de Seletividade)

Na figura 6.7 são apresentadas as variações dos resultados, referente ao Índice de Seletividade, em cada uma das variáveis isoladamente. Nota-se que:

- i) A elevação da granulometria, quando se passa da faixa $<2,36\text{mm}$ e $>1\text{mm}$ para $<3,36\text{mm}$ e $>1\text{mm}$, foi a variável que mais contribuiu para o Índice de Seletividade;
- ii) A permuta dos seixos de hematita por seixos de aço provocou um pequeno acréscimo na variável resposta;
- iii) A variação na massa do leito foi a única variável que contribuiu negativamente para a resposta do Índice de Seletividade.

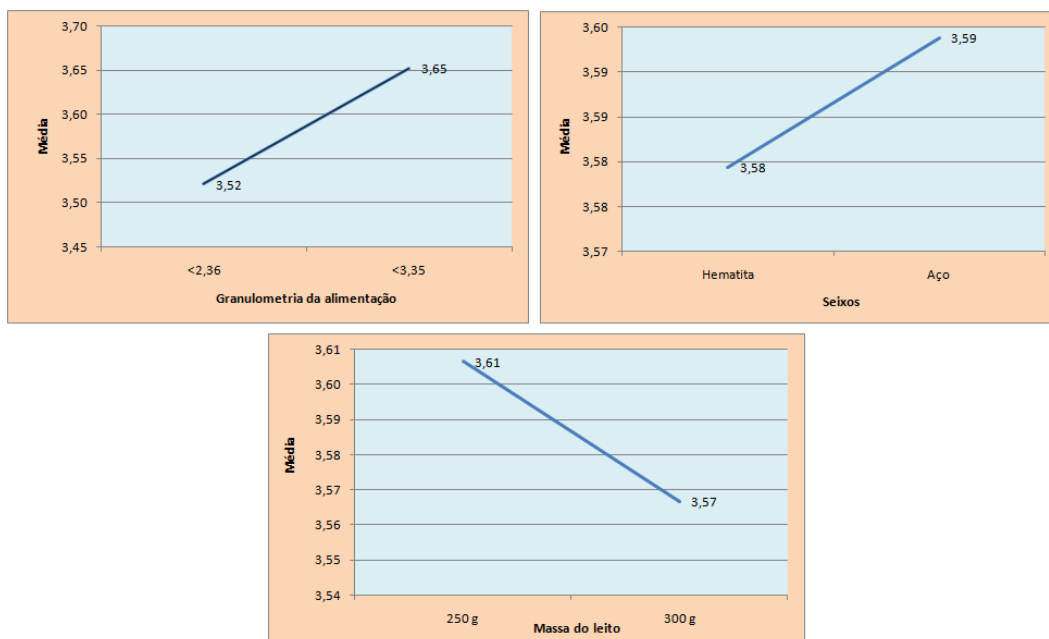


Figura 6.7 – Gráfico da variação dos efeitos principais (Índice de Seletividade)

Através da tabela VI.7 é possível identificar que o tipo dos seixos que compõem o leite é a variável que mais contribui para o índice de seletividade do processo e por outro lado notamos também que a variável seixos do leite apresentam uma melhor resposta combinada com a variação da granulometria da alimentação.

Tabela VI.7: Resultados obtidos no Algoritmo inverso de Yates (Índice de Seletividade)

Va.	Var. B - Seixos do leite			Va.	Var. C - Massa do leite			Va.	Var. C - Massa do leite		
Var A - Granulometria	N.	Hematita	Aço	Var B - Seixos do leite	N.	250 g	300g	Var A - Granulometria	N.	250 g	300g
	Grossa	3,563	3,742		Aço	3,785	3,402		Grossa	3,624	3,681
Fina	3,596	3,446	Hematita	3,428	3,731	Fina	3,589	3,452			

O maior índice de seletividade foi obtido com a interação do seixo de aço com uma massa de leite de 250 gramas atingindo um valor de 3,785 pontos percentuais.

6.3) Influência das Variáveis de Operação no Desempenho do Processo

As Figuras 6.8, 6.9 e 6.10 mostram os efeitos das variáveis granulometria da alimentação, seixos do leito e massa do leito na recuperação de ferro.

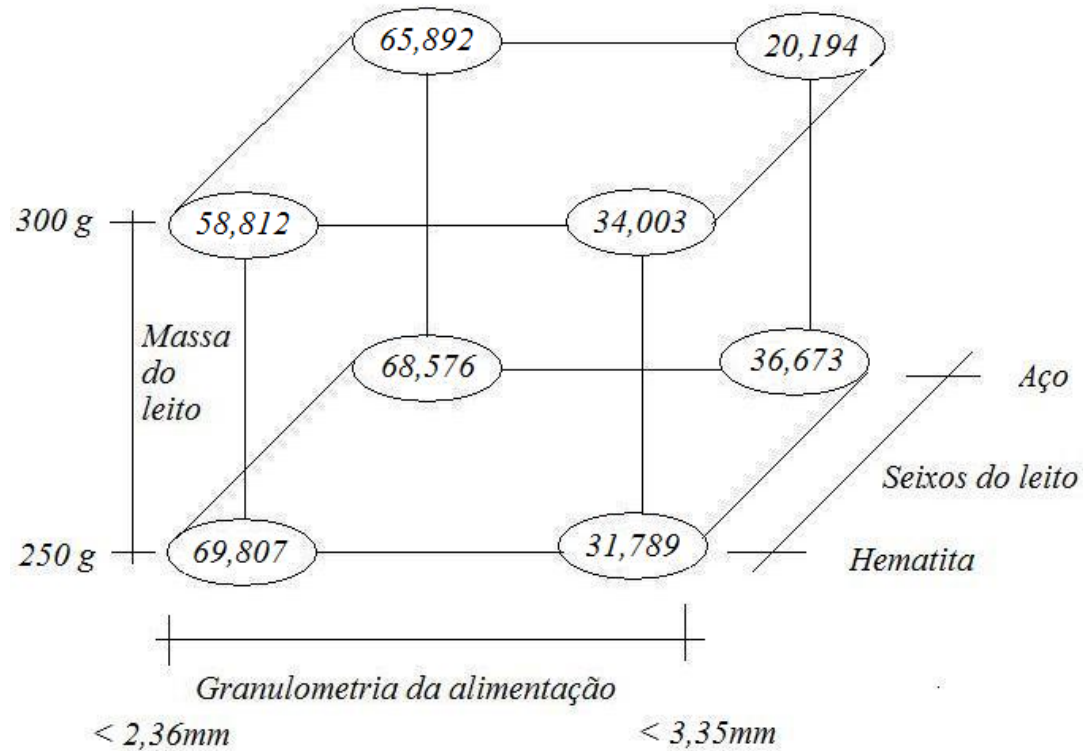


Figura 6.8 – Diagrama para a interpretação dos resultados de recuperação de ferro.

A variação na granulometria da alimentação é o tópico que obteve maior efeito negativo na recuperação de ferro ao passarmos da faixa <2,36mm para <3,35mm, obtém-se uma perda média de 35,11 % de Fe. Quando se trabalha apenas com hematita, a redução média é de 31,41 % de Fe, enquanto que ao trabalhar exclusivamente com seixos de aço, a perda é de 38,80 % de Fe em média.

A substituição da camada de fundo, alternando de seixos de hematitas para seixos de aço, foi a variável que apresentou o menor efeito na recuperação de ferro, uma perda média de 0,77 % de Fe.

Ao passarmos de 250 gramas para 300 gramas de seixos, ou seja, com a variação da massa que compõe o leito, obtivemos um decréscimo de 6,03 % de Fe em média.

A maior recuperação de ferro foi de 69,807 % obtido no ensaio 1 com as seguintes condições: granulometria compreendida entre 2,36mm e 1 mm, a camada de fundo formada por seixos de hematita e operando com uma massa de 250 gramas.

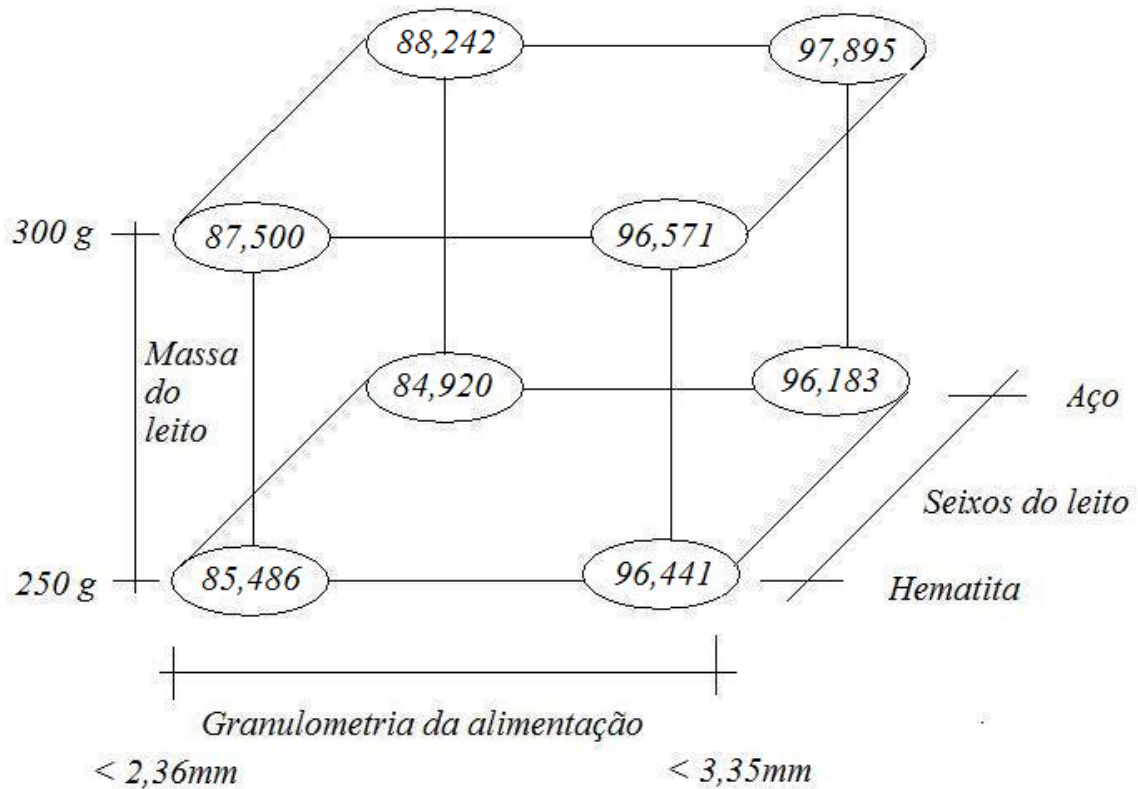


Figura 6. 9 – Diagrama para a interpretação dos resultados de distribuição de sílica.

Na figura 6.9 temos apresentado a distribuição de sílica, um elemento que a sua presença no concentrado não é interessante uma vez que a sílica é considerada um contaminante. Tem como objetivo alcançar a maior distribuição possível de sílica no rejeito.

O aumento da granulometria apresentou efeito favorável ao passar da faixa <2,36mm para <3,35mm, obtive um acréscimo de 10,24 por cento de sílica no rejeito. Quando trabalhamos apenas com hematita o aumento médio é de apenas 10,01 enquanto que ao trabalharmos exclusivamente com seixos de aço o acréscimo chegou a ser de 10,46 por cento em média.

A substituição do tipo do leito, passando de seixos de hematitas para seixos de aço, apesar de pequena, apresentou efeito positivo de 0,31 por cento na distribuição de sílica.

A variação na massa que compõe o leito é o tópico que também contribui positivamente na distribuição de sílica, de tal forma que foi notado um acréscimo de 1,79 por cento.

É importante salientar que a maior distribuição de sílica foi de 97,895 por cento, obtido no ensaio 8 onde foi trabalhado com uma granulometria compreendida entre 3,35mm e 1mm, o leito formado por seixos de aço e composto por uma massa de 300 gramas de seixos.

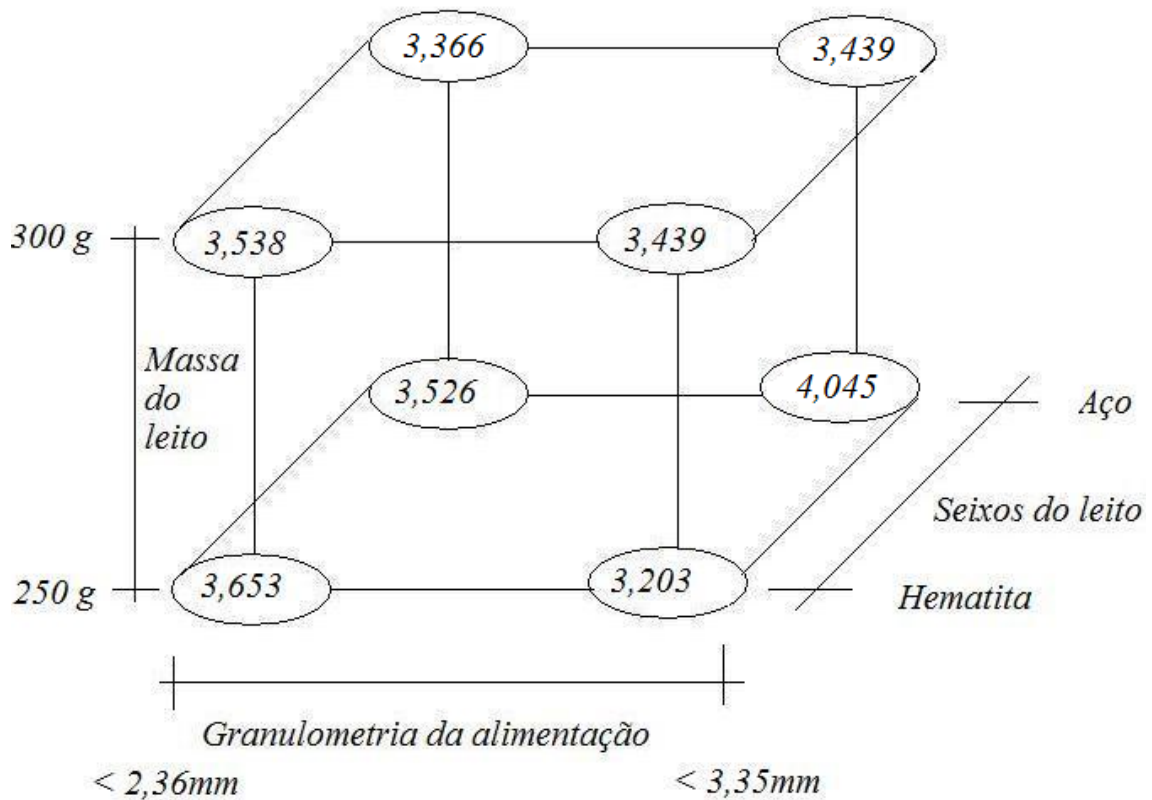


Figura 6.10 – Diagrama para a interpretação dos resultados do Índice de Seletividade.

A elevação da granulometria, de um modo geral, aumentou o índice de seletividade, como mostra a figura 6.10, obteve um ganho médio de 0,13. Quando trabalhamos apenas com hematita a perda é de 0,0325 em média, enquanto que ao

trabalharmos exclusivamente com seixos de aço obtemos um resultado positivo de 0,296 em média.

A alternância do tipo do leito, passando de seixos de hematitas para seixos de aço, apresentou pequeno efeito positivo no índice de seletividade, um acréscimo médio de 0,01 ponto. É importante salientar que a alternância do tipo de leito produz um efeito positivo de 0,179 pontos quando trabalhado com uma faixa granulométrica grossa e por outro lado gera um efeito negativo de 0,15 quando trabalhado com a faixa granulométrica fina.

Com o aumento da massa do leito, de um modo geral, houve uma perda de 0,04 pontos.

O maior índice de seletividade foi de 4,045 obtido no ensaio 4 com as seguintes condições: granulometria compreendida entre 3,35 e 1 mm, o leito composto por 250 gramas e formado por seixos de aço.

7) CONCLUSÕES

Ficou comprovado que as três variáveis estudadas, a granulometria da alimentação, a camada de fundo e a massa do leito, interagem entre si interferindo na recuperação do ferro, na distribuição da sílica e no índice de seletividade. Pelos resultados obtidos nas condições experimentais estudadas, pode-se concluir o seguinte.

A granulometria da alimentação é o fator que mais contribui nos resultados da recuperação do ferro e na distribuição da sílica, embora Sampaio e Tavares (2005) afirmarem que a granulometria da alimentação é a variável que apresenta menor influência nos mecanismos de separação quando comparada a outros processos de concentração hidráulica.

O maior enriquecimento de ferro foi de 68,33% de ferro operando com uma granulometria entre 3,35 e 1mm, o leito formado por seixos de aço e com uma massa de 300 gramas, e a melhor recuperação foi de 69,81% de ferro, trabalhando com uma granulometria compreendida entre 2,36 mm e 1 mm, o leito formado por seixos de hematita e operando com uma massa de 250 gramas.

Analisando a distribuição de sílica obtem-se o melhor resultado trabalhando com uma granulometria entre as faixas de 3,35 e 1mm, utilizando seixos de aço para compor o leito e 300 gramas em massa. Sob essas condições foi possível atingir a marca de 97,89% de sílica no rejeito.

Analisando a seletividade, nas condições estudadas, o maior índice foi de 4,04, obtido com as seguintes condições: granulometria compreendida entre 3,35 e 1 mm, o leito composto por 250 gramas e formado por seixos de aço.

8) SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- Considerando que esse trabalho foi baseado em um equipamento em escala de bancada, seria interessante realizar novos ensaios utilizando as mesmas variáveis, porém em um jigue de maior porte para comparar os resultados.
- Também seria de grande valia realizar em um jigue maior para poder trabalhar com uma faixa granulométrica mais ampla se aproximando de uma escala piloto.
- Realizar estudos utilizando outras variáveis operacionais de jigues.

9) REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Abreu, S. F. (1978). Recursos Minerais do Brasil, V. II, p.754, E. Blücher Ed., São Paulo.

Andery, P.A. (1980) “ITEP – Instituto Tecnológico do Estado de Pernambuco” – Tratamento de Minérios e Metalurgia.

Burt, R. O. (1984). Gravity Concentration Technology, Elsevier, p. 605, Amsterdam.

Concha, F.; Almendra, E.R. (1979). Settling velocities of particulate systems: 1.Settling velocities of individual spherical particulates. International Journal of Mineral Processing, n° 5, p. 349-67.

Foust, A.S. Wenzel, L.A. Clump, C.W. Maus, L. e Andersen, L.B. (1982). Princípios das operações unitárias. Trad. Horacio Macedo, 2 ed., Ed. LTC, p. 670, Rio de Janeiro.

Gaudin, A. M. (1939). Principles of mineral dressing, McGRaw-Hill Book Company Inc., p. 554, New York, 554 p.

Houot, R. (1982). Beneficiation of iron by flotation-Review of industrial and potential applications. International Journal of Mineral Processing, V.10, p. 183-204, Impresso na Holanda.

Jesus, C. A. G. (2005), Sumário Mineral 2005. Departamento Nacional de Produção Mineral.

Kelly, E. G.; Spottiswood, D. J. (1982). Introduction to Mineral Processing. Processing, John Wiley, New York.

Klassen, V. I.; Mokrousov, V.A., (1963). An introduction to the theory of flotation, Butterworths. Londres.

Lins, F. A. F. (2004). Concentração Gravítica. Tratamento de Minérios, Centro de Tecnologia Mineral CETEM, 4ª edição revisada, capítulo 6, P.239-268, Rio de Janeiro.

Mayer, F. W. (1964). “Fundamentals of a potential theory of the jigging process,” Proc 7th Int. Miner. Process. Congr., New York, V.I pp. 75-97, Gordon and Breach.

Napier-Munn, T. J. Scott, I.A. (1990). The effect of demagnetization and ore contamination on the viscosity of the medium in a dense medium cyclone plant, *Minerals engineering*, vol. 3. pp 606-614.

Peres, A.E.C., Chaves, A.P. Lins, F.A.F. Torem, M.L. (2000). The effect of starch, amylose and amylopectin on the depression of oxi-minerals. *Minerals Engineering*, V. 5, N.3-5, p. 467-478. Impresso na Grã-Betanha.

Sampaio, C. H. e Tavares, L. M. M. (2005). Beneficiamento Gravimétrico: uma introdução aos processos de concentração mineral e reciclagem de materiais por densidade, UFRGS Editora, p. 603, Porto Alegre.

Scarminio, I. S.; Neto, B. B.; Bruns, R. E. (2003). Como fazer experimentos. 2ed. Campinas: Editora Unicamp. 401p.

Schobbenhaus, C.; Coelho, C. E. S. (1986). Principais Depósitos Minerais do Brasil, DNPM/CVRD, V 2, p.110, Brasília.

Schulz, N. F. (1970). Bougainville Cooper, *Engineering and Mining journal*, 247 (March) 56.

Tavares, R. P. (2002). Fenômenos de transporte. Belo Horizonte: Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 336 pp.

Valadão, G. E. S.; Galéry, R.; Peres A. C. (2000). Tratamento de Minérios. Belo Horizonte: Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 226 pp.

Weiss, N. L. (1985). *SME Mineral Processing Handbook*.

Wills, B. A. (1992). *Mineral Processing Technology: An Introduction to Practical Aspects of ore Treatment and Mineral Recovery*. Oxford.

Wills, B. A. (1997). *Mineral Processing Technology* 5th edition. Pergamon Press.

Wills, B. A. (2006). *Mineral Processing Technology: An Introduction to Practical Aspects of ore Treatment and Mineral Recovery*. Amsterdam: Elsevier.

Yang, D. C. (1988). Reagents in Iron Ore Processing. In: SOMASUNDARAN, P. & MOUDGIL, B. M.; ed. *Reagents in Mineral Technology; Surfactant Science Series*, vol 27. p.579-640, NewYork.

Anexo:

Tabela de Resultados: Balanço de massa e Balanço metalúrgico

Testes	Variáveis			Massa (g)		Teor de Fe		Teor de SiO ₂		Massa de Fe		Massa de SiO ₂		Recuperação de Fe		Recuperação de SiO ₂		I. S.
	A	B	C	Con.	Rejeito	Con.	Rejeito	Con.	Rejeito	Con.	Rejeito	Con.	Rejeito	Con.	Rejeito	Con.	Rejeito	
	Alim.	Camada de Fundo	Massa do leito															
1	Fina	Hematita	250 g	1353	643	64,951	50,186	2,043	21,006	878,787	322,696	27,642	135,069	73,142	26,858	16,988	83,012	3,004
2	Grossa	Hematita	250 g	504	1129	67,516	54,359	1,797	15,043	340,281	613,713	9,057	169,835	35,669	64,331	5,063	94,937	9,449
3	Fina	Esf. aço	250 g	1290	823	65,261	50,766	2,353	19,278	841,867	417,804	30,354	158,658	66,832	33,168	16,059	83,941	3,523
4	Grossa	Esf. aço	250 g	622	1130	67,854	52,967	1,465	16,460	422,052	598,527	9,112	185,998	41,354	58,646	4,670	95,330	9,582
5	Fina	Hematita	300 g	1177	1135	66,186	51,958	2,040	17,205	779,009	589,723	24,011	195,277	56,915	43,085	10,949	89,051	5,282
6	Grossa	Hematita	300 g	611	1360	68,099	53,397	1,306	15,757	416,085	726,199	7,980	214,295	36,426	63,574	3,590	96,410	12,569
7	Fina	Esf. aço	300 g	1524	1301	65,874	49,882	1,914	19,399	1003,920	648,965	29,169	252,381	60,737	39,263	10,360	89,640	5,996
8	Grossa	Esf. aço	300 g	322	2069	68,367	58,672	1,086	9,429	220,142	1213,924	3,497	195,086	15,351	84,649	1,761	98,239	26,627
9	Fina	Hematita	250 g	1222	816	65,958	49,822	1,835	20,077	806,007	406,548	22,424	163,828	66,472	33,528	12,039	87,961	4,243
10	Grossa	Hematita	250 g	457	1476	68,432	54,728	0,982	14,491	312,734	807,785	4,488	213,887	27,910	72,090	2,055	97,945	19,111
11	Fina	Esf. aço	250 g	1335	751	65,849	49,406	1,969	21,322	879,084	371,039	26,286	160,128	70,320	29,680	14,101	85,899	3,724
12	Grossa	Esf. aço	250 g	490	1310	68,154	54,194	1,232	15,086	333,955	709,941	6,037	197,627	31,991	68,009	2,964	97,036	14,221
13	Fina	Hematita	300 g	1460	1180	65,453	52,414	2,330	17,635	955,614	618,485	34,018	208,093	60,709	39,291	14,051	85,949	4,579
14	Grossa	Hematita	300 g	539	1462	68,122	54,412	1,383	15,093	367,178	795,503	7,454	220,660	31,580	68,420	3,268	96,732	14,382
15	Fina	Esf. aço	300 g	1577	872	65,730	48,445	1,885	22,503	1036,562	422,440	29,726	196,226	71,046	28,954	13,156	86,844	4,270
16	Grossa	Esf. aço	300 g	451	1659	68,292	55,585	1,190	12,885	307,997	922,155	5,367	213,762	25,037	74,963	2,449	97,551	18,441