UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO
CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

“Efeito do tempo de residência sobre a recuperação metálica da flotação colunar reversa de minério de ferro”

Autor: Ricardo Mazon
Orientador: Jader Martins

Junho/2006

Livros Grátis

http://www.livrosgratis.com.br

Milhares de livros grátis para download.

Ricardo Mazon

“Efeito do tempo de residência sobre a recuperação metálica da flotação colunar reversa de minério de ferro”

Dissertação de Mestrado
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral (PPGEM)
Universidade Federal de Ouro Preto

Área de concentração: Tratamento de Minérios
Orientador: Jader Martins

Ouro Preto
Escola de Minas da UFOP
Junho 2006

M476e Mazon, Ricardo.
Efeito do tempo de residência sobre a recuperação metálica da flotação colunar reversa de minério de ferro. [manuscrito] / Ricardo Mazon. - 2006.
ix, 133 f.: il., color.; grafs.; tabs.

Orientador: Prof. Jader Martins.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral.
Área de concentração: Tratamento de Minérios.

1. Flotação - Teses. 2. Minérios de ferro - Teses. 3. Beneficiamento de minério - Teses. I. Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. II. Título.

CDU: 622.341

Catalogação: sisbin@sisbin.ufop.br

EFEITO DO TEMPO DE RESIDÊNCIA SOBRE A RECUPERAÇÃO METÁLICA DA FLOTAÇÃO COLUNAR REVERSA DE MINÉRIO DE FERRO

AUTOR: RICARDO MAZON

Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 26 de junho de 2006, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:

Dr. José Aury de Aquino (CDTN)

Prof. Dr. Antônio Eduardo Clark Peres (UFMG)

Prof. Dr. Jader Martins (UFOP, Orientador)

DEDICATÓRIA

Dedico esta dissertação ao Ser Supremo que me deu forças para poder concluir este estimado trabalho. (Filipenses 4:13)

AGRADECIMENTOS

O autor agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na elaboração deste trabalho e, particularmente:

Ao Professor Jader Martins, por suas recomendações objetivas e críticas construtivas que muito contribuíram para a elaboração e conclusão deste trabalho.

Aos Gerentes, Antônio Padovezi e Ernandes Sávio, pelo incentivo, contribuições e oportunidade.

A CVRD - Companhia Vale do Rio Doce, pelo apoio e permissão de utilização e divulgação destes dados e resultados.

AO CDTN – Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear, pela permissão ao uso das instalações que viabilizaram a realização do trabalho.

A todos profissionais do CDTN que me apoiaram na realização dos testes, dentre os quais, gostaria de mencionar o Dr. José Aury, o Engº Rodrigo Albuquerque e o Técnico Waldeir.

A minha família, pais, irmãos, namorada e amigos pela compreensão da ausência e estímulo.

RESUMO

O objetivo do presente trabalho foi investigar o efeito do tempo de residência das partículas na zona de coleta da coluna de flotação sobre a recuperação na flotação reversa de minério de ferro. Foi verificada a flotabilidade (recuperação) com a variação da taxa de alimentação e altura da coluna.

Apesar do enorme número de colunas já implantadas em Minas Gerais, pouco (ou quase nada) foi feito para conhecer o comportamento das partículas de minério ao sedimentarem em um sistema contra corrente com as bolhas de ar.

É plenamente conhecido que o tempo de residência das partículas afeta a recuperação, e que a capacidade da coluna é função do tempo de residência, do fluxo de ar e tamanho das bolhas. Um menor tempo de residência, poderá significar uma maior recuperação de colunas já instaladas, assim como a construção de menores colunas. Isto poderá significar uma redução substancial no custo de implantação de novas unidades.

ABSTRACT

The goal of this work was to investigate the effect of residence time of the particles in the collection zone of the column over the recovery in reverse flotation of iron ore. It was studied the variation of floatable (recovery) with the feed and height rate of the column.

In spite of the enormous number of columns already built in Minas Gerais, very little was done to understand the behavior of the ore particles, when moving in counter current flow against the ascending bubbles of air.

It is well known that residence time of the particles affects the recovery and that the capacity of the column is function of residence time, airflow and bubble size. A short residence time will be able to mean a larger recovery, as well as the construction of smaller columns. This will mean a substantial reduction in the building construction cost of new units.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO..... 01

2. OBJETIVOS E RELEVÂNCIA..... 03

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA..... 04

3.1. Minério de ferro..... 04

3.1.1. Minerais portadores de ferro..... 06

3.1.2. Principais Minerais de ganga..... 08

3.1.3. Tipos de depósitos..... 10

3.1.4. Minério de ferro no Quadrlátero Ferrífero..... 10

3.1.5. Mina de Timbopeba..... 12

3.2. Beneficiamento do Minério de Ferro..... 14

3.2.1. Flotação..... 15

3.2.2. Reagentes de Flotação..... 16

3.2.3. Flotação de Minério de Ferro..... 18

3.3. Flotação em Coluna..... 20

3.4. Aspectos Hidrodinâmicos..... 26

3.4.1. Variáveis operacionais..... 27

3.4.2. Mecanismo de coleta..... 29

3.4.3. A coluna como um reator..... 31

3.4.4. Capacidade de carreamento..... 32

3.4.5. Tempo de residência..... 32

3.4.6. Flotação de Grossos..... 34

3.5. Caracterização de Amostras Minerais..... 35

3.5.1. Análise granulometrica..... 35

3.5.2. Difração de raios-X..... 36

3.5.3. Fluorescência de raios-X..... 37

3.5.4. Espectometria de acoplamento induzido a plasma..... 38

4. METODOLOGIA..... 40

4.1. Materiais utilizados..... 40

4.2. Preparação de amostras..... 41

4.3. Caracterização das Amostras Minerais..... 43

4.4. Ensaios de Flotação..... 44

4.4.1. Ensaios de flotação em bancada..... 46

4.4.2. Ensaios na coluna do CDTN..... 46

5. RESULTADOS OBTIDOS E DISCUSSÕES..... 65

5.1. Resultados Obtidos..... 65

5.2. Análise estatística dos resultados..... 94

5.3. Interpretação dos resultados..... 98

6. CONCLUSÕES..... 104

7. TRABALHOS FUTUROS..... 106

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... 108

9. ANEXOS..... 113

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Etapa de concentração do minério Capanema - CVRD 14
Figura 3.2 - Gráfico de pH x % dissociada da amina 17
Figura 3.3 - Estrutura do amido, amilose e amilopectina 19
Figura 3.4 - Histórico de colunas de flotação 20
Figura 3.5 - Diferentes tipos de colunas 21
Figura 3.6 - Coluna Convencional 22
Figura 3.7 - Coluna Packed 23
Figura 3.8 - Coluna Hydrochem 24
Figura 3.9 - Coluna Jameson 25
Figura 3.10 - Esquema básico de uma coluna de flotação 27
Figura 4.1 - Fluxograma da preparação da amostra..... 42
Figura 4.2 - Circuito de Flotação do CDTN 50
Figura 4.3 - Tela de proteção contra entupimentos 51
Figura 4.4 - Sacos de amostra 52
Figura 4.5 - Minério alimentado a seco 53
Figura 4.6 - Verificação taxa de alimentação 54
Figura 4.7 - Bomba peristáltica 55
Figura 4.8 - Condicionadores..... 56
Figura 4.9 - Controle automático dos reagentes 57
Figura 4.10 - Verificação da dosagem de reagentes 58
Figura 4.11 - Coluna de flotação dos ensaios 50
Figura 4.12 - Material flotado 60
Figura 4.13 - Coleta do flotado e não-flotado 61
Figura 4.14 - Coleta de produtos 62
Figura 4.15 - Amostra homogeneizada e quarteada 63
Figura 4.16 - Amostras preparadas para análise química..... 64

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - Minerais portadores de ferro 07
Tabela 3.2 - Minerais portadores de ganga 09
Tabela 4.1 - Análise do minério de ferro 44
Tabela 4.2 - Composição química da amostra CVRD 45
Tabela 5.1 - Resultados do balanço de massa 66
Tabela 5.2 - Resultados dos ensaios experimentais 70
Tabela 5.3 - Tempo de residência x recuperação 73
Tabela 5.4 - Resultados da divisão em 2 frações..... 77
Tabela 5.5 - Tempo de residência x recuperação para 2 frações..... 78
Tabela 5.6 - Resultado dos ajustes lineares 79
Tabela 5.7 - Teste de maior e menor tempo de residência 85
Tabela 5.8 - Tempo de residência x recuperação para TM 01 e TM 86
Tabela 5.9 - Valores de sílica no concentrado 89
Tabela 5.10 - Dados de Entrada no MINITAB..... 97

1. INTRODUÇÃO

A flotação em coluna representa sem dúvida o maior avanço no processo de concentração de minério ocorrido nos últimos 50 anos.

Os trabalhos de pesquisa e desenvolvimento têm sido feitos principalmente na área de físico-química da superfície. Muito pouco tem sido feito para conhecer os aspectos hidrodinâmicos das partículas.

A maioria dos trabalhos de investigação do comportamento hidrodinâmico das partículas tem sido feito no exterior e tratam de sulfetos em processo de flotação direta.

A flotação de minérios de ferro tem quatro particularidades que a diferem substancialmente de outras flotações:
- A flotação é reversa (considerando a flotação do ferro),
- O minério é composto “praticamente” de dois minerais (quartzo e hematita),
- A diferença de densidade entre os dois minerais é bastante acentuada,
- O processo de moagem, na preparação, é bastante seletivo, moendo preferencialmente a hematita.

Devido às particularidades acima mencionadas, o processo de flotação colunar é influenciado por estas diferenças físicas e os parâmetros operacionais que se utilizam para a flotação direta, pelos pesquisadores, estes podem não ser necessariamente, aplicáveis a flotação reversa de minério de ferro.

Apesar da maioria das colunas de flotação estarem operando baseadas nestes paradigmas adotados na flotação direta, os operadores começam a perceber que outras condições deveriam ser utilizadas. Mais importante ainda, algumas variáveis de projeto, particularmente a altura da coluna, têm sido questionadas. Ou seja, uma altura menor significará certamente um menor custo de implantação de outras colunas, podendo manter a mesma recuperação.

Variáveis de projeto como altura da coluna e variáveis operacionais, tais como: *hold up*, taxa de alimentação e densidade de polpa, dentre outras, são variáveis que afetam diretamente o tempo de residência das partículas na zona de coleta.

2. OBJETIVO E RELEVÂNCIA DO TRABALHO

O objetivo do presente trabalho é investigar o efeito do tempo de residência das partículas na zona de coleta da coluna sobre a recuperação metálica na flotação reversa de minério de ferro. Foi verificada a flotabilidade (recuperação) com a variação da taxa de alimentação e altura da coluna.

A grande maioria dos trabalhos sobre a hidrodinâmica de partículas na flotação colunar se referem à flotação direta, e mais particularmente a flotação de sulfetos.

Por outro lado, a flotação reversa colunar de minério de ferro vem tendo um enorme ritmo de crescimento no quadrilátero ferrífero, e apresenta característica distinta do processo de flotação direta.

Apesar do enorme número de colunas já implantadas em Minas Gerais, pouco (ou quase nada) foi feito para conhecer o comportamento das partículas de minério ao sedimentarem em um sistema em contra corrente com as bolhas de ar.

Um menor tempo de residência, como tem sido sugerido pelos operadores, poderá significar uma maior capacidade das colunas já instaladas, assim como a construção de colunas menores. Isto poderá significar uma redução substancial no custo de implantação de novas unidades, assim como o aumento de capacidade das instalações existentes.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Minério de Ferro

O ferro é o segundo metal mais abundante na litosfera, com cerca de 5.0%. Ocorre na forma de óxidos, hidróxidos, carbonatos, sulfetos e como constituinte de uma grande variedade de minerais. Os minerais de ferro mais importantes economicamente, são: a hematita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4), limonita ($FeO.OH.nH_2O$), goethita ($FeO.OH$) e siderita ($FeCO_3$); Deer et all (1981), Fleischer (1983), Abreu (1973), Ball (1973), Alecrim (1982) e Lima (1995).

Conhecido a 4000 a.C. na civilização egípcia, seu uso tornou-se importante a 800 a.C., no início da idade do ferro, Alecrim (1982). Os fatores que possibilitaram em grande escala o uso do ferro, Abreu (1973), foram:

- a descoberta dos processos de transformação do ferro gusa em aço;
- substituição do carvão de madeira pelo coque mineral na sua fabricação;
- o conhecimento das propriedades magnéticas do ferro e a descoberta de '*Oersted*' sobre os fenômenos eletromagnéticos;
- a descoberta de '*Robert Hadfield*' sobre a melhoria das propriedades do aço pela adição de quantidades substanciais de manganês, fato que marcou o início da era dos "*aços especiais*".

Os depósitos de minérios de ferro mais importantes economicamente formaram-se no Pré-Cambriano, onde se incluem as formações ferríferas bandadas (*B.I.F's*), Lima (1995) e Schobbenhaus et all (1986).

Formações ferríferas bandadas são rochas constituídas por lâminas finas de quartzo, alternadas com camadas constituídas principalmente por minerais de ferro. São caracterizadas pela alternância de camadas claras e escuras, Hoppe et all (1987) e James (1966). Essas estruturas bandadas variam desde centímetros (mesobandas), milímetros até micrômetros (microbandas), Morris (1980).

Segundo Castro (1993), a formação ferrífera bandada ocorreu da seguinte forma: durante o potente processo de subducção, a litosfera do oceano sofreu algumas falhas e fraturas, por onde a água do mar acessou e lixiviou hidrotermalmente as camadas aquecidas do fundo. No início do Pré-Cambriano, tanto a hidrosfera quanto a litosfera eram anóxidas; ferro ferroso estava solúvel na água do mar e a camada de ozônio não tinha ainda sido formada. Uma coluna do mar rica em FeO-SiO_2 cobria a trincheira da borda cratônica.

Durante o dia, sob a ação solar, o ferro foi oxidado para hidróxido férrico, que ao precipitar carregou com ele alguma sílica coloidal. O precipitado atingiu o fundo da bacia, com o $Fe.(OH)_3$ mais denso expulsando o SiO_2 mais leve para cima. Assim, formou-se diariamente uma camada rica em óxido de ferro e outra rica em sílica. A deposição das formações ferríferas bandadas no final daquela era cessou devido à oxigenação da atmosfera e água do mar, que produziu camada filtrante de ozônio em torno da terra e também cessou a extinção de microorganismos marinhos anaeróbicos.

Os processos fundamentais de enriquecimento das formações ferríferas bandadas são, Morris (1980), Silva (1990) e Morris (1985):
Intemperismo: processo de enriquecimento supergênico, onde soluções aquosas frias removem silicatos e/ou carbonatos da formação ferrífera, deixando apenas as bandas porosas de minerais de ferro;

Metamorfismo: processo de enriquecimento metassomático em que as soluções hidrotermais trocam o quartzo por óxido de ferro, formando uma rocha compacta muito rica em ferro.

3.1.1. Minerais portadores de ferro, Dana (1974)

Hematita

A hematita é o mais importante mineral de ferro, e também o mineral de maior significado, encontrado nos minérios pré-cambrianos. Em termos químicos, a hematita é considerada como Fe_2O_3 puro, com 69,94% de ferro e 30,06% de oxigênio.

Goethita

A goethita é um dos minerais mais comuns e se forma, sob condições de oxidação, como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro. Forma-se, também, como precipitado direto, inorgânico ou biogênico. Em termos químicos, a composição da goethita pode ser expressa da seguinte forma: 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de água. O manganês também pode ser encontrado em composições superiores a 5,0%. A goethita que ocorre nos minérios de ferro apresenta estrutura variável, vai desde um material maciço até um material celular de cor amarelo-ocre.

As cavidades dos minérios de ferro são freqüentemente preenchidas com uma fina camada de goethita, as quais apresentam bandamento coliforme ou mamilar. Essas camadas sugerem deposição coloidal e essa estrutura é conhecida como goethita metacoloidal.

Goethita-terrosa

É o nome que se aplica aos hidróxidos de ferro hidratados, de baixa cristalinidade ou amorfos, representados pela fórmula $FeO.OH.nH_2O$.

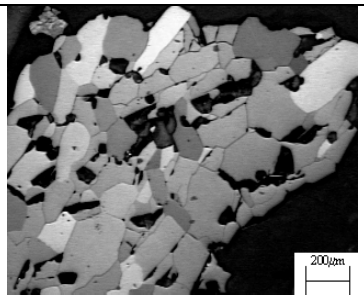
É formada em grãos altamente intemperizados, sendo produto da alteração de óxidos, sulfetos e silicatos de ferro. A limonita pode ocorrer em formas maciças, como crostas, como preenchimento de cavidades estalactíticas e como capeamento de rochas.

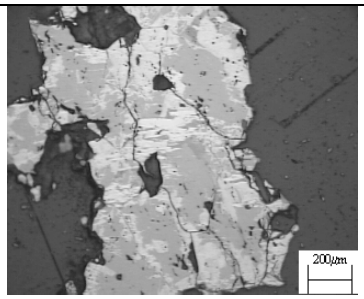
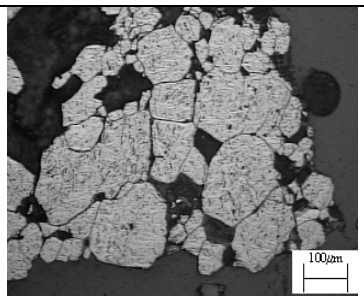
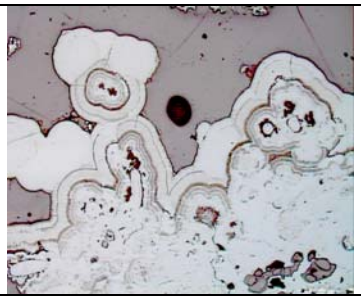
Magnetita

A magnetita é uma espinela (óxido duplo) e é componente essencial de muitas formações ferríferas. Em termos químicos, é usualmente considerada como Fe_3O_4 puro com 72,4% de ferro e 27,6% de oxigênio. No entanto, as magnetitas naturais, em virtude da extrema flexibilidade da estrutura atômica da espinela contêm, usualmente, quantidades menores de elementos como o Mg, Mn, Zn, Al, Ti e outros na sua estrutura. Quase que universalmente, a magnetita tende a apresentar granulação média, comumente muito mais grossa que o quartzo, hematita e silicatos de ferro, com os quais coexiste. A magnetita normalmente ocorre como octaedros, em camadas que se alteram com camadas silicosas nas formações ferríferas. A oxidação a baixa temperatura, freqüentemente relacionada à lixiviação ou movimento do lençol d'água, usualmente converte o cristal de magnetita a grãos de hematita, conservando a morfologia octaédrica da magnetita. Essa forma de hematita é denominada martita, que é, portanto, pseudomorfa da magnetita. A martitização é um processo muito comum de formação de minério e é usualmente associada à disseminação das formações ferríferas bandadas, na produção dos minérios hematíticos.

A Tabela 3.1 mostra a fórmula química, composição e propriedades dos minerais portadores de ferro.

Tabela 3.1 - Fórmula química, composição e propriedades dos minerais portadores de ferro, Queiroz et al. (2003).

MINERAL	FÓRMULA / COMPOSIÇÃO	ILUSTRAÇÃO	CARACTERÍSTICAS
HEMATITA - ESPECULAR - LAMELAR - GRANULAR - RECRISTALIZADA	**Fe_2O_3** %FeT: 67,75 a 69,61		**Textura:** varia de porosa a compacta. **Formato:** irregulares inequidimensionais, regulares equidimensionais, inequidimensionais com hábito tabular e granular

MAGNETITA	**Fe_3O_4** %FeT: 71,68 a 72,19		Cristais euédricos, isolados ou em agregados. Cristais compactos. Apresenta susceptibilidade magnética.
HEMATITA MARTÍTICA	**Fe_2O_3** %FeT: 67,75 a 69,61		Hematita com hábito de magnetita. Oxidação segundo os planos cristalográficos da magnetita. Geralmente porosa.
GOETHITA	**α- FeO.OH** %FeT: 58,02 a 62,70 %PF: 9,97 a 10,98		Cristais aciculares. Maciça a porosa. Reniforme, estalactítica em agregados fibrosos radiais.

Baseado na tabela dos principais tipos texturais de cristais de óxidos/ hidróxidos de ferro (Mineralogia - CDM/CVRD), e "An Introduction to the Rock Forming Minerals - Deer, Howie & Zussman, 1972" (Conteúdo teórico dos minerais).

3.1.2. Principais minerais de ganga

Quartzo

O quartzo é o principal mineral de ganga presente nos minérios ricos, sendo encontrado em uma grande variedade de ambientes geológicos. Ocorre como um componente importante nas rochas ígneas e metamórficas, sendo extremamente resistente tanto ao ataque químico como físico. A desintegração das rochas ígneas que o contém, produz grãos de quartzo que, ao se acumularem, formam a rocha denominada arenito. Em termos químicos o quartzo é considerado como SiO_2 puro com 46,7% de silício e 53,3% de oxigênio.

Caulinita

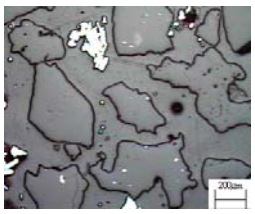
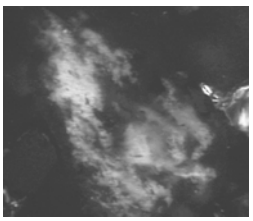
A caulinita é um silicato de alumínio hidratado. Ocorre como um produto de intemperização química dos feldspatos, sendo que, nestes casos, processos sedimentares transportam, classificam e redepositam a caulinita em leitos de grande extensão. Ocorre, também, como produto de alteração hidrotermal de silicatos em torno de veios de sulfetos, fontes quentes e "*geysers*". Em termos químicos, a caulinita é considerada como sendo $Al_2Si_2O_5(OH)_4$ com 39,5% de alumina, 46,5% de sílica e 14,0% de água.

Gibbisita

A gibbisita é considerada como sendo $Al(OH)_3$, com 62,8 a 65,3% de Al_2O_3 e 31,8 a 34,12% de perda ao fogo. Insolúvel. Assume a cor azul quando é umedecida com nitrato de cobalto e posteriormente aquecida (alumínio).

A Tabela 3.2 fornece a fórmula química, composição e propriedades dos principais minerais de ganga.

Tabela 3.2 - Fórmula química, composição e propriedades dos principais minerais de ganga, Queiroz et al. (2003).

MINERAL	FÓRMULA / COMPOSIÇÃO	ILUSTRAÇÃO	CARACTERÍSTICAS
QUARTZO	100% SiO_2		Fratura concóide, brilho vítreo (às vezes gorduroso). Incolor, branco ou colorido por impurezas. Granulometria dos cristais variando de fina a matacos.
CAULINITA	$Al_4[Si_4O_{10}](OH)_8$ %PF: 13,47 a 13,92 % SiO_2 : 45,48 a 46,07 % Al_2O_3: 38,07 a 39,82		Brilhos terrosos, opacos; as placas de cristal são de brilho nacarado. Apresenta cor branca ou muitas vezes colorida por impurezas. Assemelha-se à argila, necessitando ensaios óticos para distinção dos demais minerais.

Baseado na tabela dos principais tipos texturais de cristais de óxidos/ hidróxidos de ferro (Mineralogia - CDM/CVRD), e "An Introduction to the Rock Forming Minerals - Deer, Howie & Zussman, 1972" (Conteúdo teórico dos minerais).

3.1.3. Tipos de depósitos

Podem ser agrupados conforme o ambiente deposicional, Lima (1995), Morris (1980), Silva (1990) e Melnik (1982), em:

a) Tipo Algoma: Apenas 2.0% das formações ferríferas bandadas são deste tipo. É o tipo mais antigo correspondente ao início do Arqueano;

b) Tipo Superior: Formado no início do Proterozóico. É responsável por 92.0% de todas as formações ferríferas bandadas existentes. A crosta terrestre permaneceu estável por um longo período, quando se formaram grandes bacias marginais rasas, as quais acumularam sedimentos clásticos e químicos. Neste caso, o mecanismo genético citado acima, pode ser detalhado: as soluções contendo ferro proveniente de diversas fontes alcançaram o mar e, posteriormente, se depositaram nessas bacias em fácies diferentes: carbonática (siderita), oxidada (hematita e magnetita) ou silicática (greenalita, minnesotaíta e estilpnomelana). Essas variações faciológicas dependem principalmente da profundidade da bacia sedimentar. Exemplos desses tipos de depósitos são: Labrador (Canadá), Transvaal (África do Sul), Quadrilátero Ferrífero (Brasil);

c) O terceiro tipo formou-se no final do Proterozóico. Corresponde a 6.0% das formações ferríferas bandadas. Foram formadas por precipitação em condições glaciais. Um exemplo são as jazidas de Urucum (Mato Grosso do Sul-Brasil).

3.1.4. Minério de Ferro do Quadrilátero Ferrífero

O Quadrilátero Ferrífero localiza-se na parte central do estado de Minas Gerais, com área de aproximadamente 7000km^2, com vértice noroeste em Itabira, sudeste em Mariana, sudoeste em Congonhas e nordeste em Itaúna. Envolvem as cidades de Belo Horizonte, Nova Lima, Sabará, Santa Bárbara e Ouro Preto, Guild (1960) e Dorr (1969).

A coluna estratigráfica do quadrilátero ferrífero é formada pelas séries Rio das Velhas, Minas e Itacolomi, que são compostas por rochas metamórficas sendo que algumas sofreram metassomatismo, granitização ou processos ígneos. Tanto a base da série Rio das Velhas, quanto o topo da série Itacolomi não são conhecidas, pois a primeira desapareceu nos processos de granitização e a última foi truncada pela erosão, Barbosa (1985), Wallace (1965) e Rosiere (1987).

A série Minas é formada pelo grupo Caraça, grupo Itabira, que é o mais importante do ponto de vista econômico, e o grupo Piracicaba. O grupo Caraça é constituído pelas formações Moeda e Batatal, o grupo Itabira pelas formações Cauê e Gandarela e o grupo Piracicaba pelas formações Cercadinho, Fecho do Funil, Taboões, Barreiro e Sabará. As rochas dos grupos Caraça e Piracicaba são metassedimentares de origem essencialmente detrítica. O grupo Itabira é resultado de sedimentação química, Barbosa (1968), Wallace (1965) e Rosiere (1987).

Os minerais característicos do grupo Caraça são o quartzo e a sericita, o feldspato é muito raro e os minerais detríticos pesados são muito pobres. A formação Moeda é muito xistosa, passando de quartzito a quartzito-xisto e filito. A formação Sabará é predominantemente clorítica e tem muito material granítico.

A formação Cercadinho é constituída tipicamente por bancos, que vão de alguns decímetros a muitos metros de quartzito cinzento hematítico, alternados em interbancos de filito prateado, constituído predominantemente por sericita e pigmentos de hematita. Enquanto que filitos espessos, filitos dolomíticos, dolomito, itabirito dolomítico e clorita-xistos predominam na formação Fecho do Funil. A formação Barreiro é caracterizada por um filito preto, grafitoso e por intercalações de um xisto vermelho muito físsil, que sempre se encontra decomposto, podendo alterar para filito sericítico de cor cinzenta.

O distrito ferrífero de Congonhas é constituído pelas séries Minas e Itacolomi. O minério de ferro deste distrito é formado pelo itabirito fresco ou relativamente inalterado, com teor médio de 40.0% de ferro (39 bilhões de toneladas); minério

hematítico, constituído por óxidos de ferro praticamente puros (15 milhões de toneladas) e minérios superficiais com teor superior a 55.0% de ferro (100 milhões de toneladas), Dorr (1969).

O distrito de Itabira com área de 180 km^2 localiza-se a nordeste do quadrilátero ferrífero a 80 km de Belo Horizonte. Suas reservas geológicas são de 1300 milhões de toneladas de hematita a 2880 milhões de toneladas de itabirito. Os corpos de minério deste distrito são constituídos por hematitas de alto teor (67,0% Fe); itabiritos friáveis, resultantes de lixiviação da sílica (45,0-50,0% Fe) e cangas, que são coberturas terciárias de formações ferríferas, detríticas ou lateríticas; Melo et all (1984).

A mina de Águas Claras, situada no distrito de Nova Lima, Minas Gerais, é constituída principalmente por hematita friável com teor médio de 67,8% Fe. Podem ser distinguidas as litofácies: formação de ferro dolomítico, itabirito, dolomito ferruginoso e filito dolomítico. A composição original da formação de ferro dolomítico foi fundamental para a formação de minério friável.

A mina de Alegria se situa no sudoeste do Quadrilátero Ferrífero, com distância em linha reta de 23 km de Mariana, 25 km de Santa Bárbara e 32 km de Itabirito. As rochas ferríferas foram divididas em itabiritos e hematitas. Os itabiritos foram divididos em: anfibóliticos, martíticos (friável, compacto e pulverulento), goethítico (friável e pulverulento) e magnético (friável). As rochas hematíticas foram divididas em compacta, friável e pulverulenta. Foram observados dois tipos de ganga: estrutural e detrítica, Vianna (1989), Hasul (1983) e Mourão et all (1984).

3.1.5. Mina de Timbopeba

A jazida de Timbopeba localiza-se na borda leste do Quadrilátero Ferrífero, que é constituído pelas unidades: Embasamento Cristalino (rochas graniti-gnaissicas), o Supergrupo Rio das velhas (rochas Arqueanas), o Supergrupo Minas (rochas Proterozóicas) e o grupo Itacolomi.

A área de Timbopeba envolve parte do segmento do Sistema Falha do Fundão, de direção NW-SE e o Sinclinal de Conta História. O Sistema do Fundão é constituído por uma falha mestra intercalada na interface basal da Formação Ferrífera do Cauê e por um conjunto de falhas.

A assembléia de rochas aflorantes, na área de Timbopeba, é componente das unidades litoestratigráficas do grupo Nova Lima e Maquiné, pertencentes ao Supergrupo Rio das Velhas; grupo caraça, grupo Itabira e grupo Piracicaba, pertencentes ao Supergrupo Minas, além de rochas metabásicas e sedimentos Pós-Itacolomi, Mourão et all (1984).

O minério lavrado na mina de Timbopeba alimenta um circuito composto de etapas de fragmentação (britagem e moagem) e classificação em peneiras. A moagem é feita em circuito fechado com um hidrociclone para classificação em 0,15mm.

O *underflow* da ciclonagem retorna para a moagem e o *overflow* vai para uma etapa de deslamagem. O material menor que 0,15mm deslamado (*underflow* da deslamagem) alimenta uma concentração por células de flotação convencional. O material para os ensaios na coluna do CDTN - Centro de Desenvolvimento de Tecnologia Nuclear, foram coletados deste ponto (figura 3.1).

O circuito de flotação convencional de Timbopeba é composto de etapas *Rougher (desbaste)*, *Cleaner* (limpeza) e *Scavenger* (recuperação). O concentrado final da flotação (*Pellet feed*) passa então, por uma etapa de adequação da umidade através dos processos de espessamento e filtragem em filtros verticais.

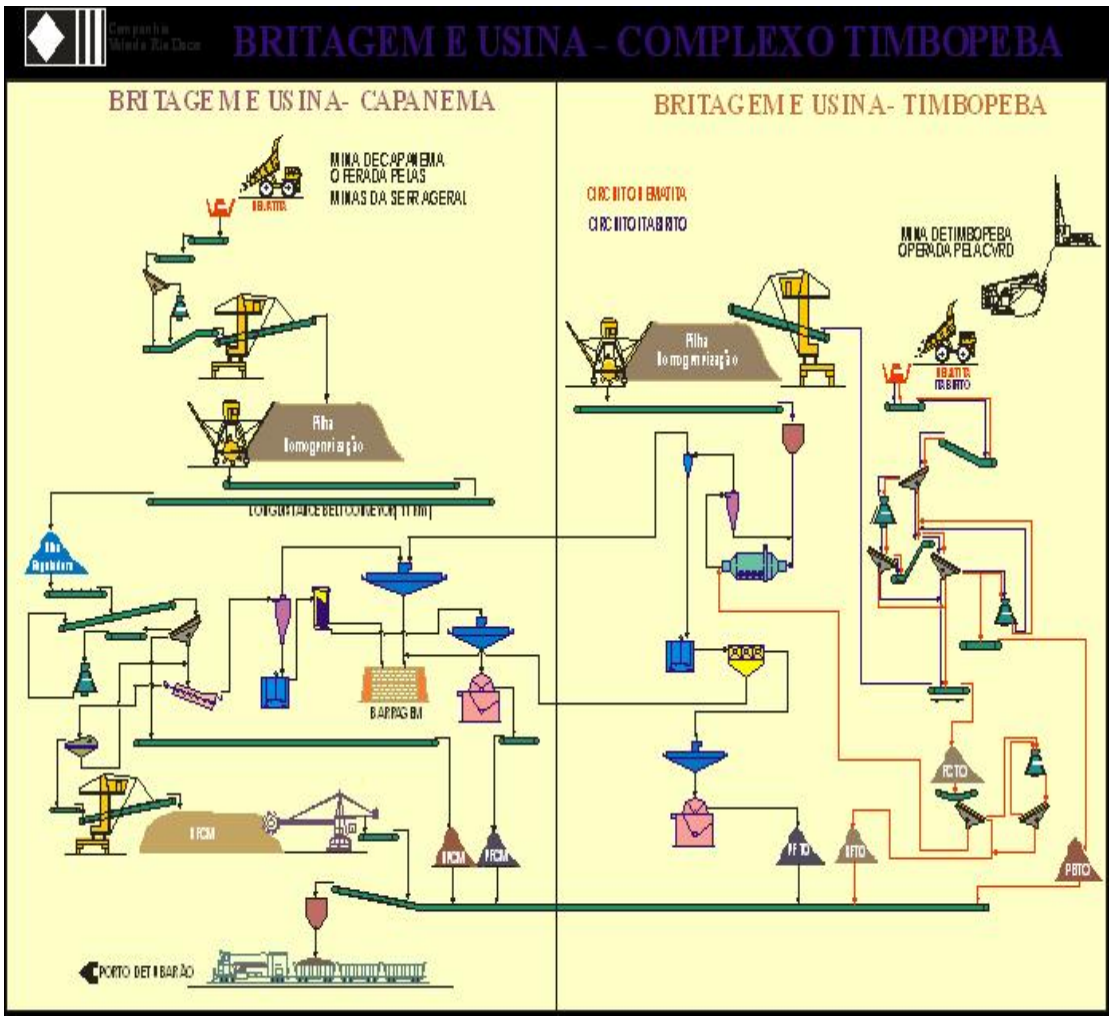


Figura 3.1 - Fluxograma da mina de Timbopeba.

3.2. Beneficiamento do Minério de Ferro

Normalmente, os minérios de ferro de alto teor são simplesmente submetidos às etapas de cominuição (britagem e/ou moagem), classificação e deslamagem para se adequarem às especificações granulométricas. Como o minério de ferro lavrado torna-se cada vez mais pobre (devido à exaustão, aproveitamento da jazida, etc.), além das etapas anteriores, necessitam de concentração para alcançarem as especificações de mercado, em termos de teores de ferro e impurezas tais como SiO_2, Al_2O_3, K , Na, P , etc; Lima (1995).

Os métodos de concentração mais usados no beneficiamento de minérios de ferro pobres são gravimetria, magnetismo, flotação convencional e flotação em coluna. A escolha do método depende do teor da alimentação, mineralogia, malha de liberação, fatores econômicos, controle do teor do concentrado e efeito sobre a pelotização, Tovar et all (1988), Iwasaki (1983), Numela et all (1986).

3.2.1. Flotação, Peres (1996)

Flotação em espuma, ou simplesmente flotação, é um processo de separação aplicado a partículas sólidas que explora diferenças de propriedades de superfície entre as várias espécies presentes. O método trata misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa (polpas).

A concentração de minerais requer três condições básicas: liberabilidade, seletividade e separabilidade dinâmica. A liberabilidade dos grãos dos diferentes minerais é obtida através de operações de fragmentação (britagem e moagem) intercaladas com etapas de separação por tamanho. A separabilidade dinâmica está ligada ao equipamento empregado. A seletividade baseia-se no fato que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade. O conceito de hidrofobicidade de uma partícula está associado à sua molhabilidade pela água. Partículas mais hidrofóbicas são menos ávidas por água. O conceito oposto a hidrofobicidade é designado como hidrofilicidade. Em termos de polaridade os compostos químicos se dividem em polares e apolares. A importância da polaridade baseia-se no fato de que existe afinidade entre ambas polares ou ambas apolares.
Nos sistemas de flotação a fase líquida é sempre a água, uma espécie polar, e a fase gasosa é quase sempre o ar, constituído basicamente por moléculas apolares. Uma substância hidrofóbica é aquela cuja superfície é essencialmente apolar, tendo maior afinidade com o ar que com a água. Por outro lado, substância hidrofílica é aquela cuja superfície é polar, tendo maior afinidade com a água que com o ar, Peres (1996).

Entre os minerais encontrados na natureza muito poucos são naturalmente hidrofóbicos: (grafita – C ; molibdenita – MoS_2 ; talco – $Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$; pirofilita – $Al_2Si_4O_{10}(OH)_2$; alguns carvões – C e ouro nativo livre de prata – Au).

A separação entre partículas naturalmente hidrofílicas e naturalmente hidrofóbicas é teoricamente possível fazendo-se passar um fluxo de ar através de uma suspensão aquosa contendo as duas espécies. Em geral, a mera passagem de um fluxo de ar não é suficiente para carrear as partículas hidrofóbicas. Faz-se necessário, a formação de uma espuma estável, que é obtida através da ação de reagentes conhecidos como espumantes, os quais abaixam a tensão superficial na interface líquido/ar.

O pequeno número de minerais naturalmente hidrofóbicos seria indicativo de uma gama restrita de aplicações da flotação. A vastíssima aplicação industrial da técnica se deve ao fato de que minerais naturalmente hidrofílicos podem ter a sua superfície tornada hidrofóbica através da adsorção (concentração na superfície) de reagentes conhecidos como coletores. Em outras palavras, a propriedade diferenciadora pode ser induzida, Peres (1996).

3.2.2. Reagentes de Flotação

Reagentes de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos empregados com o objetivo de controle das características das interfaces envolvidas no processo. De acordo com seu papel no processo de flotação, os reagentes são tradicionalmente classificados em coletores, espumantes e modificadores.

Os coletores são reagentes que atuam na interface sólido/líquido, alterando a superfície mineral que passa de caráter hidrofílico para hidrofóbico. Classicamente os sistemas de flotação são divididos em sulfetos e não sulfetos, Peres (1996). Os coletores empregados na flotação de sulfetos são conhecidos como tio-compostos, os quais contêm pelo menos um átomo de enxofre não ligado a oxigênio. Os coletores

empregados na flotação de não sulfetos foram designados por Leja (1982) como ‘ionizáveis não-tio’.

Os reagentes empregados como espumantes em sistemas de flotação são compostos não iônicos geralmente pertencentes à classe dos álcoois ou dos éteres. Alguns reagentes utilizados como coletores têm também poder espumante. No caso das aminas, geralmente adicionadas entre o pH 10 e 11, ou seja, na região em que existe um equilíbrio entre a forma iônica e a molecular (figura 3.2), se aceita que a primeira atue como coletor e a segunda como espumante. Os reagentes empregados especificamente como espumantes são álcoois, éteres, seus derivados contendo grupos óxido de etileno e óxido de propileno, óleo de pinho e ácidos cresílicos.

Ao contrário das funções bem definidas dos coletores e dos espumantes, as ações dos modificadores são distintas, Peres (1996):

i. Modulação de pH: efetuada pela adição de ácidos e bases;

ii. Modulação de Eh: envolve adição de redutores e oxidantes;

iii. Ativação: através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz a ação dos coletores;

iv. Depressão: através da adição de reagentes capazes de inibir a ação do coletor e hidrofobizar.

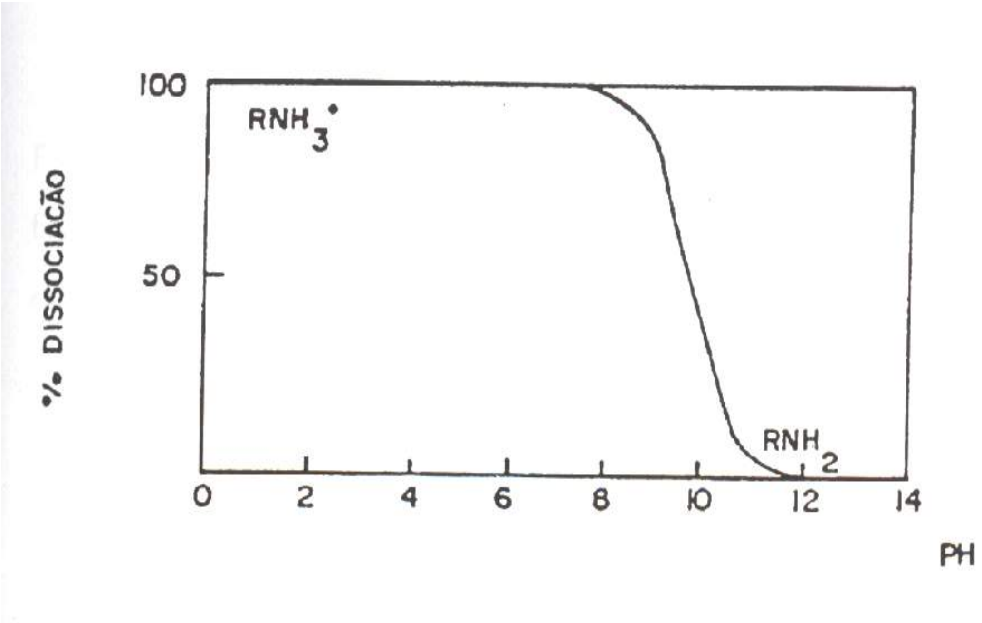


Figura 3.2 - Dissociação da amina.

3.2.3. Flotação de Minério de Ferro

A flotação pode ser classificada em flotação direta quando feita a flotação de óxidos de ferro ou flotação reversa, quando flota-se a ganga silicática, Lima (1995) e Houot (1977). Os reagentes usados normalmente na concentração de minério de ferro: amina (coletor e espumante) e amido (depressor).

A amina é o único coletor catiônico (molécula orgânica com carga positiva em ambiente aquoso) usado industrialmente, Coelho et all (1980). A classe pode ser considerada como constituída principalmente de bases, as quais contêm um grupo hidrofóbico típico e pode ser subclassificada (primária, secundária, terciária) de acordo com a essência natural do grupo funcional básico. As aminas são prontamente convertidas para compostos quaternários de amônio.

A principal característica das aminas é que podem estar sob três formas principais quando em solução aquosa: iônica, molecular e micelar. Aminas primárias, secundárias e terciárias são bases fracas, enquanto aminas quaternárias (sais quaternários de amônio) são bases fortes. Aminas quaternárias estão completamente ionizadas em todos os valores de pH, enquanto a ionização de aminas primárias, secundárias e terciárias depende do pH. A amina molecular RNH_2 é responsável pela ação espumante e a amina iônica RNH_3^+ pela ação coletora (figura 3.2).

Entre os agentes modificadores industrialmente empregados no Brasil, merece destaque o amido de milho, utilizado como depressor de óxidos de ferro na flotação catiônica reversa (aminas como coletores) de minérios de ferro.

O amido de milho é uma reserva energética vegetal formada, basicamente, pela condensação de moléculas de glicose geradas através do processo fotossintético, tendo como fórmula aproximada $(C_6H_{10}O_5)_n$, onde n é o número de unidades D-glicose que compõe o amido. A maioria dos amidos são quimicamente dois compostos de composições semelhantes (dada pela fórmula aproximada do amido) e estruturas de

cadeias distintas, que são a amilopectina e a amilose (proporção3/1) (figura 3.3), Peres (1996).

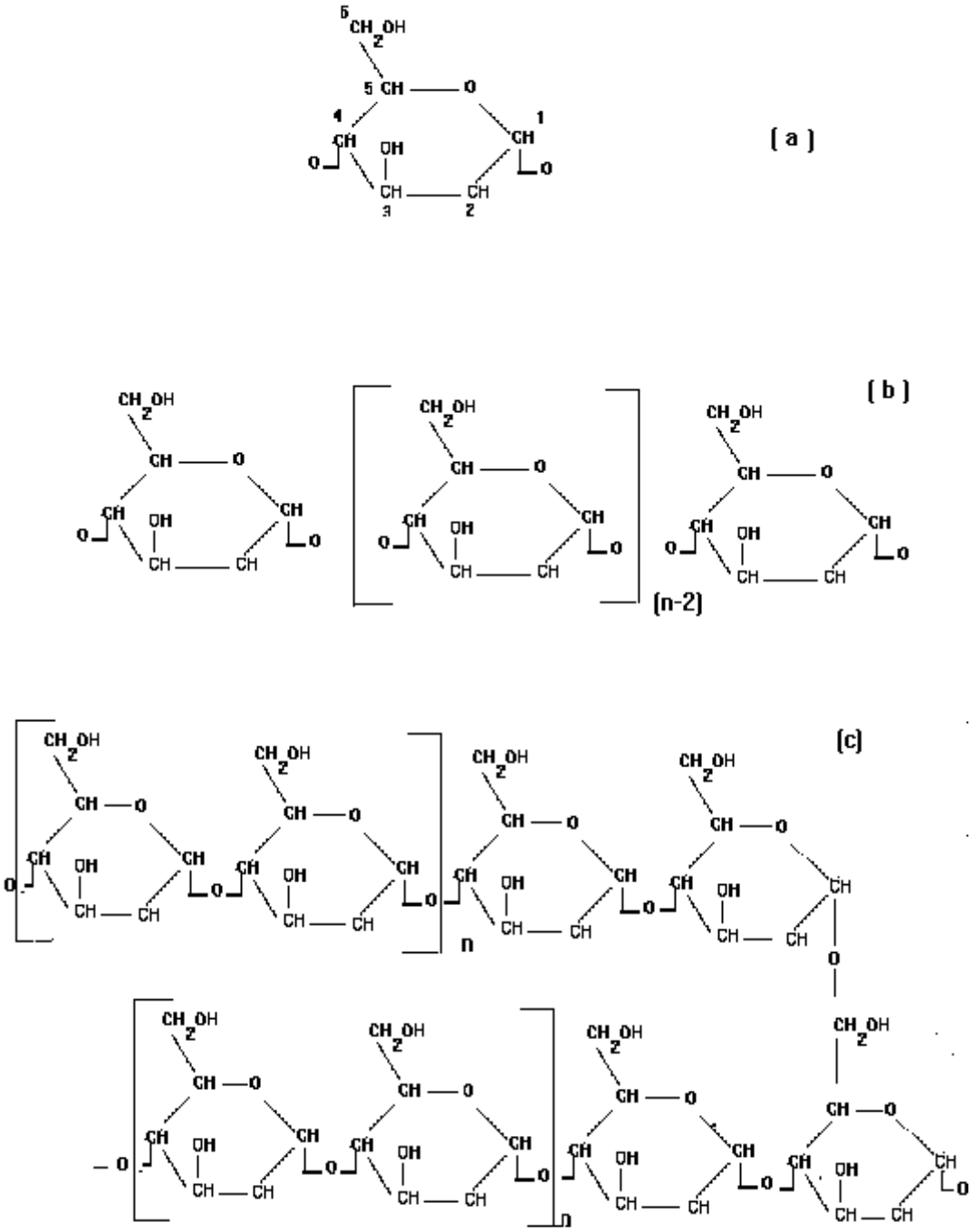


Figura 3.3 - Estruturas da glicose (a), amilose (b) e amilopectina (c).

3.3. Flotação em Coluna

A flotação em coluna foi patenteada em 1961 por '*Pierre Boutin e Remi Tremblay*'. Este modelo de coluna foi chamado de "*canadian*" e devido ao número de variações, foi chamado de coluna convencional.

A pesquisa e desenvolvimento deram-se entre 1963-1975 com teste piloto em Minas de Cobre (18'' e 36'' de diâmetro). A coluna foi comercializada em 1981 nas Minas Gaspe, Noranda Minas Quebec, onde duas colunas instaladas (0.95 e 0.46 m) substituíram oito estágios de flotação Cleaner de molibdenita, Martins (1998) e Dobby (1990).

Os eventos marcantes no desenvolvimento e aplicação das colunas de flotação são mostrados na figura 3.4. Os vários tipos de coluna se classificam quanto às diferenças no borbulhador, no empacotamento, na agitação e no contato (figura 3.5).

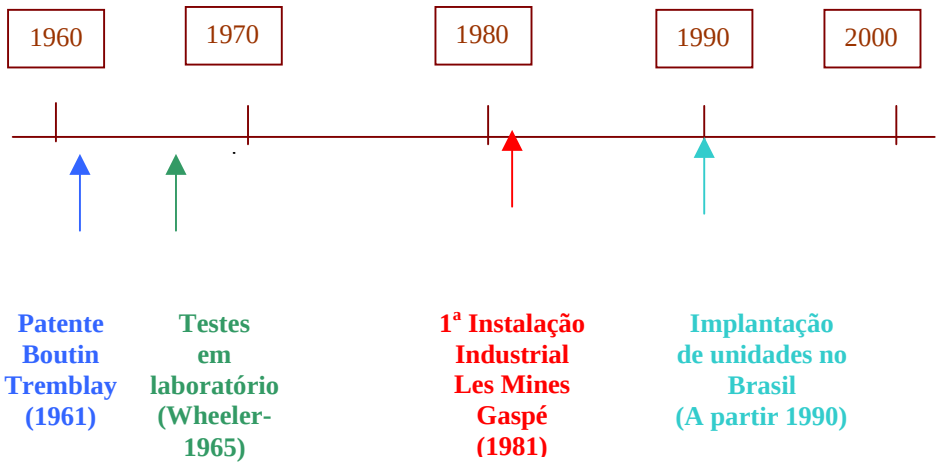


Figura 3.4 – Histórico da Coluna de flotação.

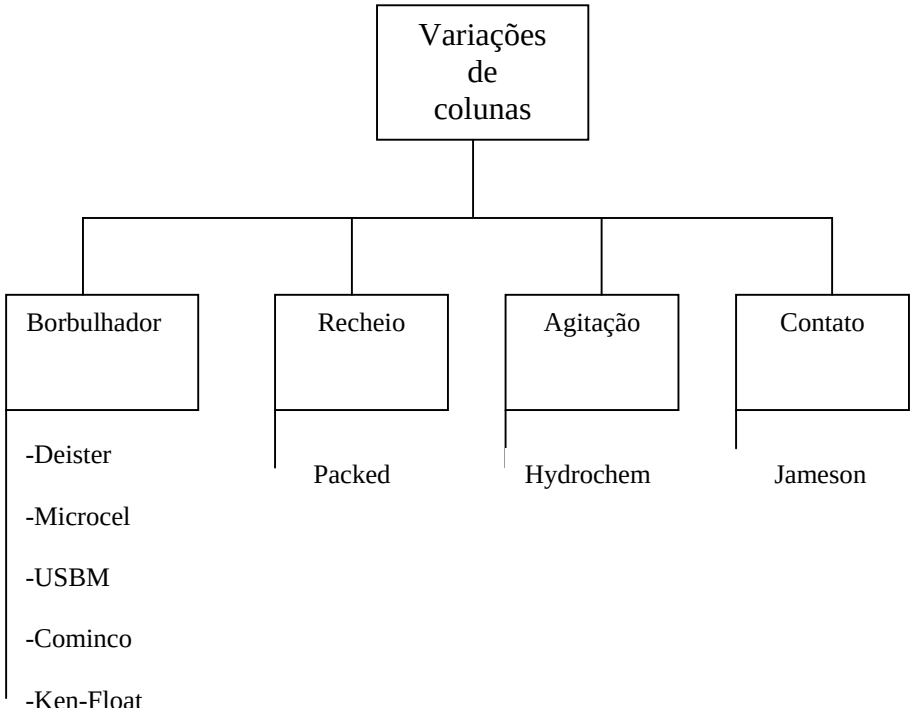


Figura 3.5 - Diferentes tipos de colunas de flotação.

As colunas que se diferem no borbulhador (figura 3.6) são: *Canadian* (possui borbulhadores porosos), *Deister* (água e ar injetados por tubos injetores em 2 pontos), *Microcel* (aproveita a própria polpa da coluna), *USBM* (conector de água e ar em tubos injetores), *Cominco* (água e ar injetadas em tubos injetores) e *Ken-Float* (utiliza plug porosos).

As outras variações (figuras 3.7, 3.8 e 3.9) possuem apenas um tipo, sendo: *Packed* (com recheio, possui enchimento, geralmente, cabos de ferro), *Hidrochem* (possui agitação suave) e *Jameson* (de contato, alimentação é feita junto com o ar, tempo de residência curto e material coletado sobe lentamente).

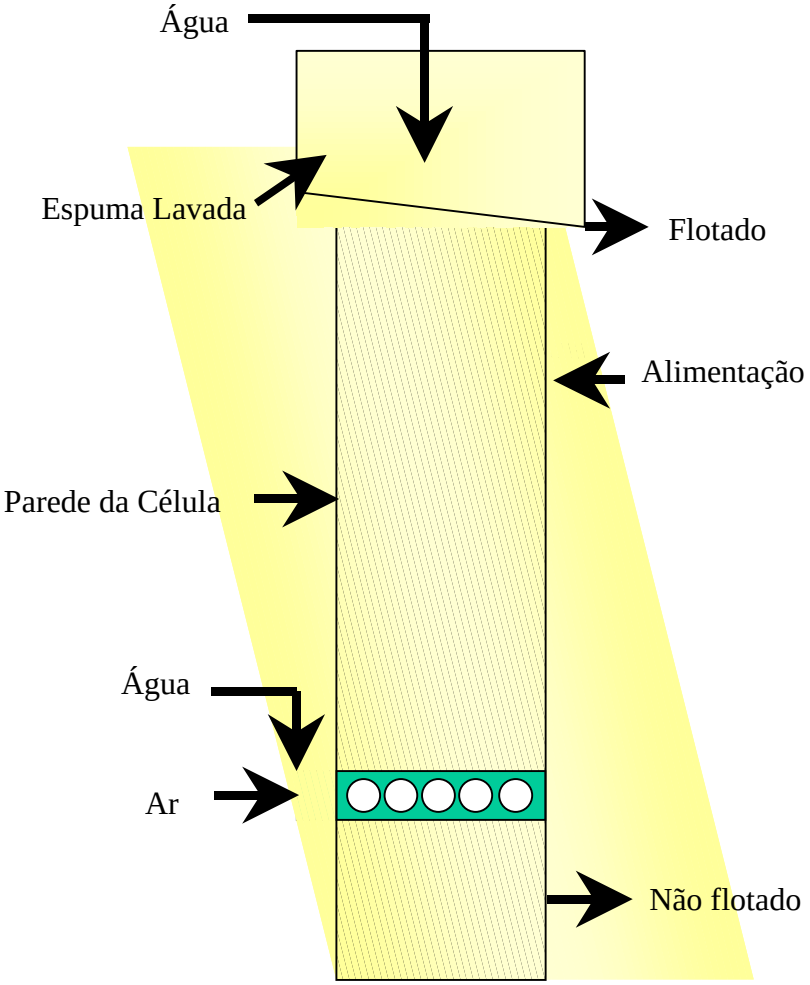


Figura 3.6 - Coluna Convencional.

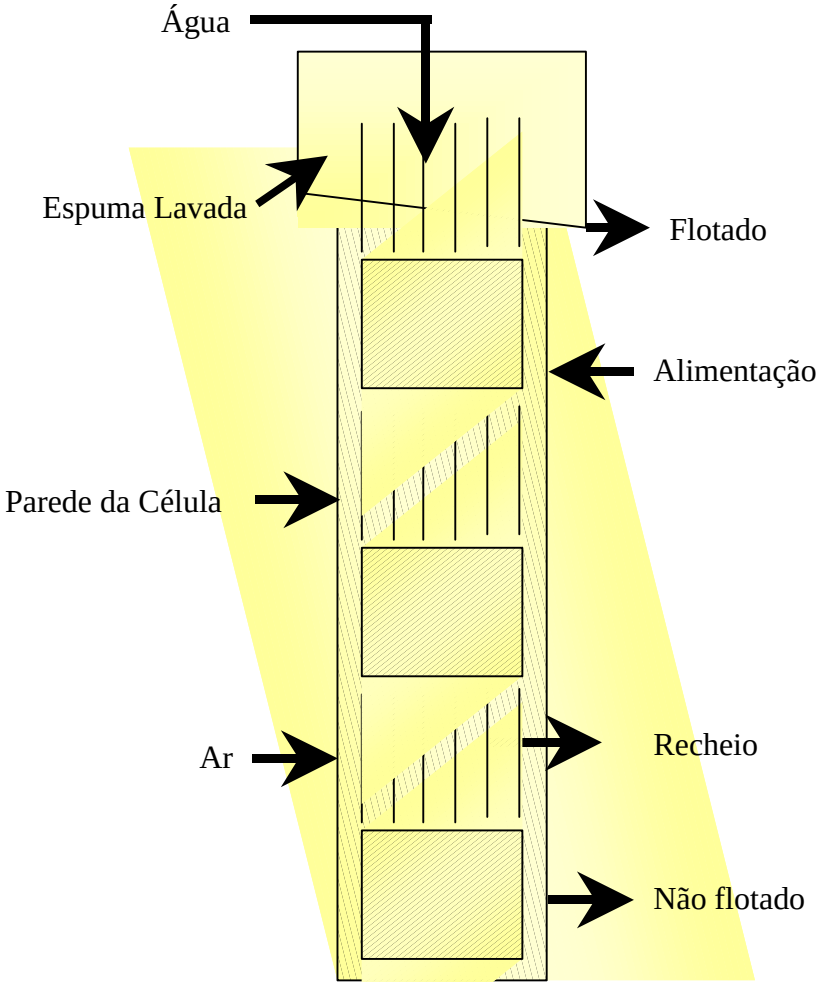


Figura 3.7 - Coluna Packed.

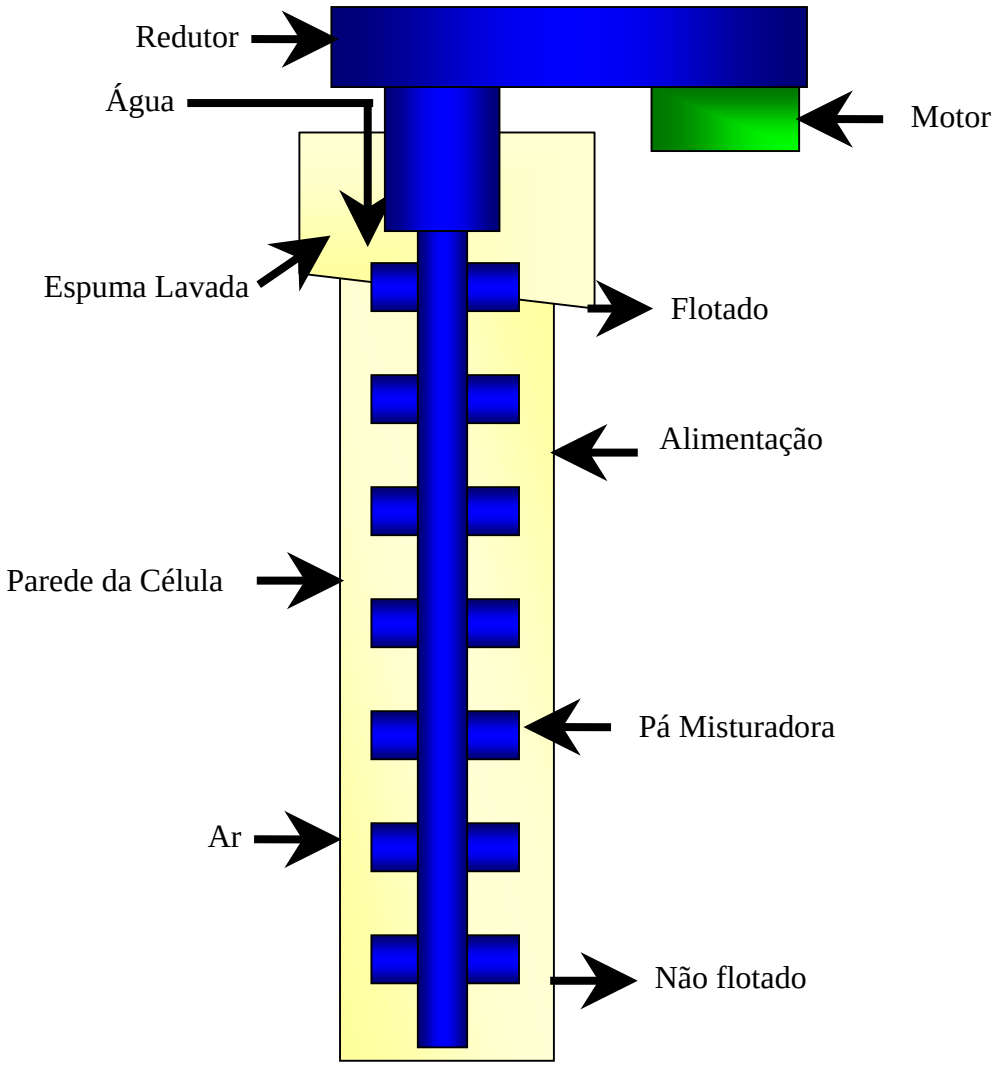


Figura 3.8 - Coluna Hidrochen.

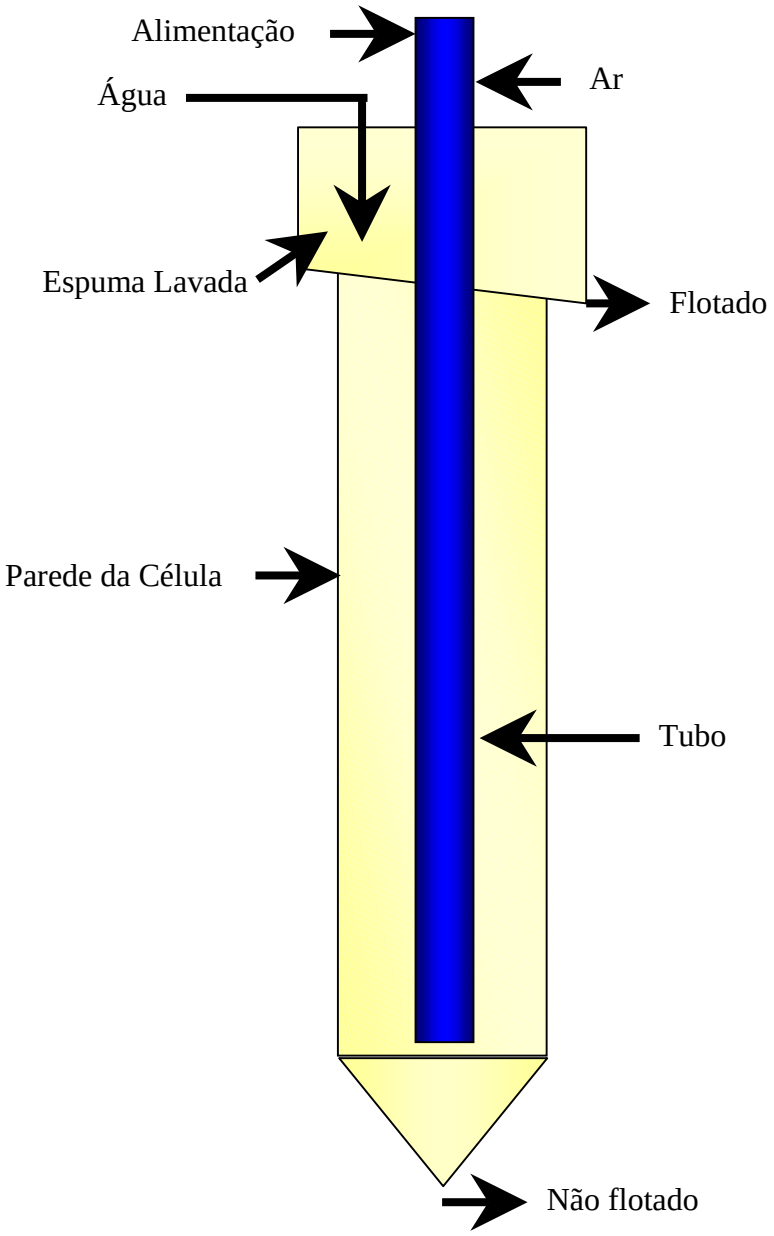


Figura 3.9 - Coluna Jameson.

Terminologia Usada:

Bias: fluxo líquido da água de lavagem na espuma estabilizada. Diferença entre a água de alimentação e a água do não flotado, Martins (1998), Dobby et all (1990), Oteyaka et all (1995) e Soto (1989).
Capacidade de Carreamento: capacidade máxima que as bolhas têm de carrear as partículas minerais, Martins (1998) e Espinoza et all (1988).

Gás *Hold Up*: volume de fração de ar por seção de área da coluna, Manqiu xu et all (1991). Representa uma medida da quantidade de ar, expressa em percentagem do volume total ocupado pelo ar.

Tempo de residência: É o tempo de permanência da polpa dentro da célula de flotação. É um dos fatores que afetam tanto o teor como a recuperação do material flotado, atuando mais significativamente na recuperação do material flotado. Variações no tempo de residência podem ser normalmente efetuadas através de alterações na taxa e na concentração de sólidos da alimentação, na vazão de água de lavagem e na altura da zona recuperação da coluna, Martins (1998).

3.4. Aspectos hidrodinâmicos

A flotação em coluna possui a particularidade de ser um fluxo contracorrente, ou seja, os fluxos de partículas e bolhas são opostos, onde as partículas minerais seguem um caminho descendente devido à gravidade, enquanto bolhas (assumidas esféricas) seguem um caminho ascendente devido a sua flutuabilidade, Oteyaka et all (1995).

Existem duas zonas principais (figura 3.10) na flotação em coluna, Ityokumbul (1995) e Dobby et all (1987):
Zona de Coleta: Compreende-se do Sparger (Borbulhador de ar) até a interface polpa/espuma.
Zona de Limpeza: Compreende-se da interface polpa/espuma até o topo da célula.

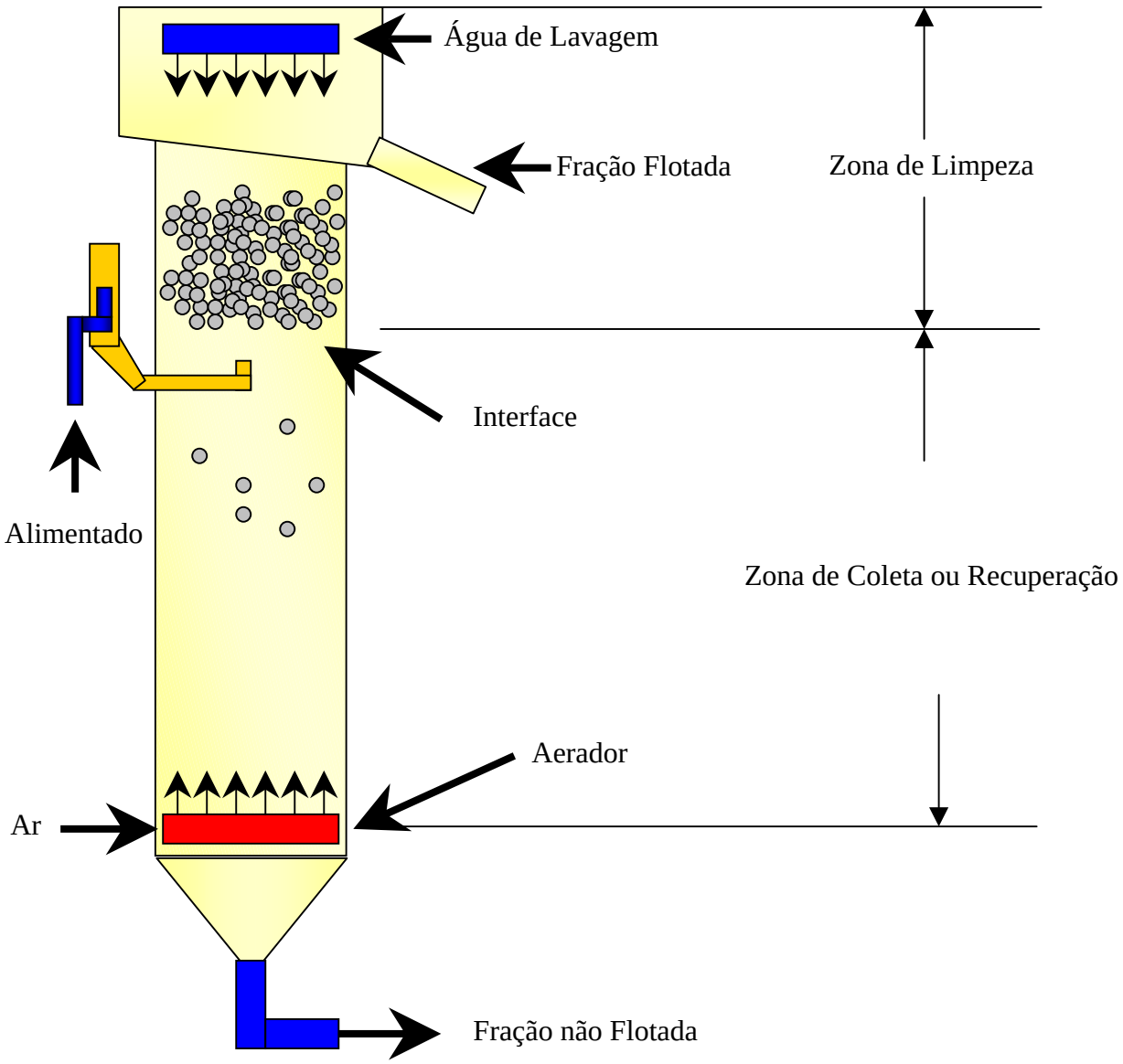


Figura 3.10 - Representação esquemática de uma coluna de flotação.

3.4.1. Variáveis Operacionais

As principais variáveis de processo são, Dobby (1990) e Coelho (1980):

- Vazão de ar;
- taxa de alimentação;
- dosagem de reagentes;

- Altura da camada de espuma;
- pH;
- % sólidos;
- Água de lavagem;
- Tamanho de bolhas.

A vazão de ar é uma das mais importantes variáveis no controle do processo de flotação em coluna e tem um efeito significativo sobre a recuperação do mineral flotado. Dentro dos limites de estabilidade da coluna, a recuperação do mineral flotado é normalmente crescente com o aumento da vazão de ar até atingir o seu valor máximo. Este ganho na recuperação deve-se ao aumento do número e área superficial total de bolhas introduzidas na coluna. Entretanto, um acréscimo significativo da vazão de ar pode prejudicar o processo de flotação devido à turbulência ou formação de espuma na zona de recuperação da coluna, Silva (1973).

O tamanho das bolhas e sua distribuição, Coelho et all (1980), Dobby (1987) e Oteyaka (1995), são importantes na flotação, devido ao seu efeito na eficiência de coleta e transporte das partículas. Reduzindo-se o tamanho das bolhas aumenta-se a capacidade de coleta.

O aumento da taxa de alimentação reduz o tempo de residência, aumenta a eficiência de colisão e afeta a capacidade de carreamento. O aumento da percentagem de sólidos dificulta o processo de adesão, Martins (1998).

A água de lavagem possui três funções básicas, Peres (1996) e Dobby (1990): substituir a água de alimentação na fração flotada (reduz arraste), aumentar a altura e a estabilidade da camada de espuma (aumenta fluidez) e reduzir a coalescência das bolhas. Com a adição da água de lavagem a coluna tem possibilidade de aumentar a seletividade do processo sem perdas de recuperação.

A altura da camada de espuma é uma variável importante na seletividade do processo de flotação. As colunas de flotação geralmente trabalham com camadas de espuma que

variam de 0,5 a 1,5m. Para melhorar a seletividade é necessário uma camada de espuma maior e se o objetivo é evitar o arraste hidráulico de partículas finas é necessário uma camada de espuma menor.

Vantagens da flotação colunar sobre a Flotação Convencional, Martins (1998):

- Possibilita um melhor controle do processo (não possui agitação);
- Alto grau de concentração;
- Operação estável;
- Baixo consumo de ar;
- Requer pouca manutenção;
- Custos operacionais baixos (redução do consumo de reagentes);
- Potencial ilimitado de tamanho;
- Mais eficiente que a convencional (reator contra corrente), ou seja, menor chance de uma partícula passar sem se chocar com as bolhas;
- Requer um espaço físico menor;
- Permite conhecer melhor o mecanismo de coleta e de separação dos minerais.

3.4.2. Mecanismos de Coleta

Na célula de flotação, a taxa de flotação depende de um número de fenômenos, incluindo, Ahmed et all (1985):

(a) colisão entre partículas e bolhas;
(b) adesão de partículas na bolha;
(c) ruptura das partículas da bolha;
(d) Aprisionamento de partículas na espuma.

De modo global, a probabilidade de flotação (Pf) é definida como a probabilidade global dos diferentes eventos individuais requeridos para a flotação, Ahmed (1985), Oteyaka (1995) e Dobby (1987):

$$Pf = Pi \times Pc \times Ps \times Pfb, \qquad (3.1)$$

Onde:

Pi= probabilidade de interceptação;

Pc= probabilidade de colisão;

Ps= probabilidade de estabilidade do Agregado;

Pfb= probabilidade das bolhas não estarem cobertas por partículas.

Probabilidade de Interceptação, Oteyaka et all (1995), é função do número de bolhas e pode ser estimada por considerações físicas:

$$Pi = 1209 \times Eg^{2/3}, \qquad (3.2)$$

Esta equação indica que Pi é função exclusivamente do ar *hold-up (Eg)*.

Depois de interceptar a bolha, é necessário que a interceptação partícula/bolha resulte numa colisão efetiva, por exemplo, que a partícula alcance efetivamente a superfície da bolha. Os autores normalmente estimam como uma função do tamanho da partícula (dp) e da bolha (db), Oteyaka et all (1995), Dobby et all (1987) e Ahmed et all (1985). Os modelos mais utilizados assumem que a probabilidade de colisão aumenta com o aumento do tamanho das partículas e diminuição do tamanho das bolhas:

$$Pc = 6 \times (0{,}3 / 0{,}58 \times db) \times (dp/db)^2, \qquad (3.3)$$

Esta equação mostra que para um dado tamanho de bolha, a probabilidade de colisão de partículas maiores é muito maior. Além do mais, as partículas finas tendem a acompanhar as linhas de fluxo diminuindo a probabilidade de colisão.

Quando ocorre a flotação de partículas grossas é necessário avaliar a probabilidade do agregado partícula/bolha serem removidos pelas forças de esforços (inércia, gravidade). Na flotação convencional prevalece à turbulência, este efeito pode ser limitante da flotação de grossos. A descoleta ocorre quando as forças de repulsão (mecânica) são maiores que as forças de atração (interfaciais). A probabilidade de se ter um agregado bolha/partícula depende do ângulo de contato.

Quando a bolha intercepta uma partícula pode acontecer que a bolha não está com a superfície livre para coleta. Este efeito é importante na parte superior da coluna onde há um número relativamente grande de partículas flotadas durante a trajetória ascendente do fundo da coluna. Bolhas com partículas fixadas tendem a rodarem, e as partículas ficam em repouso no fundo. Portanto, as superfícies expostas para as partículas descendentes sempre estão livres para capturar partículas, por isso alguns autores desconsideram essa probabilidade de superfície de bolha livre, Oteyaka et all (1995) e Soto et all (1991).

Essas probabilidades analisadas indicam que a cinética de partículas finas é controlada pela probabilidade de colisão. Já a cinética das partículas grossas é controlada pela probabilidade de estabilidade do agregado de partícula/bolha, Oteyaka et all (1995).

3.4.3. A Coluna como um Reator, Martins (1998)

A coluna pode ser considerada como um reator porque ocorre uma transformação de matéria-prima em produto (há modificação). Na coluna apesar de não haver reação química, existe uma matéria-prima (polpa e bolha) e ocorre uma transformação porque acontece um gradiente de concentração de partículas.

Tipos de Reatores:

- Batelada: alimentação descontínua (batedeira);
- Reator Tubular: alimentação contínua (coluna);
- Reator Mistura-Perfeita: alimentação contínua com agitação (célula convencional).

Principais características de um reator tubular (coluna):

- Escoamento ordenado;
- Não há difusão ao longo do percurso (difundir partículas de zona de maior concentração para zona de menor concentração);
- Não há diferença de velocidade entre dois elementos;
- Não apresenta dispersão radial (reator próximo do ideal).

3.4.4. Capacidade de Carreamento (Ca)

A capacidade de carreamento é a taxa de sólidos por unidade de área da célula, Espinoza et all (1988), ou seja, é a vazão mássica de sólidos que pode ser descarregada por área de transbordo da coluna. A capacidade de carreamento pode ser determinada experimentalmente mantendo-se as condições operacionais da coluna constantes e variando a sua taxa de alimentação de sólidos até atingir um valor máximo de material flotado. A capacidade de carreamento é um valor importante porque serve de comparação para o desempenho de colunas em diversas empresas. O seu valor pode ser calculado pela equação:

$$Ca = 4 \times Qg \times Dp \times \rho \times \beta / Df, \qquad (3.4)$$

Onde:

Qg= taxa de ar m^3/h;

Dp= diâmetro da partícula;

β= fator de empacotamento da superfície da bolha;

ρ= densidade do minério flotado t/m^3;

Df= diâmetro da bolha na espuma.

A produtividade da coluna pode ser melhorada da seguinte forma:

- Diminui-se o diâmetro da bolha, Oteyaka et all (1995);
- Aumenta-se a taxa de ar;
- Aumenta-se o tamanho das partículas, logo, partículas grossas aumentam a capacidade da coluna.

3.4.5. Tempo de residência, Yianatos (1993)

Uma técnica utilizada para medir a distribuição do tempo de residência (RTD) na flotação em coluna, é a injeção de um pulso de um elemento traço radioativo no topo da zona de coleta seguida por amostragem e análise do elemento traço na descarga.

As medidas dos parâmetros de estimação da distribuição do tempo de residência requerem cuidadosa atenção. É essencial que o final da distribuição (geralmente em casos de longos tempos) seja claramente identificado. Se uma parte do fluxo do produto é recirculado para a alimentação (por exemplo, em outro estágio de flotação), então a alimentação obrigatoriamente deve ser amostrada.

Para dados experimentais, a média do tempo de residência (τ) e a variância (ν^2) da distribuição do tempo de residência (RTD) podem ser calculadas, se amostragem intermitente é usada:

$$\tau = (\Sigma\, t_j\, C_j\, \Delta t_j) / (\Sigma\, C_j\, \Delta t_j), \qquad (3.5)$$

$$\nu^2 = [\Sigma (t_j - \tau)\, C_j\, \Delta t_j] / [\Sigma\, C_j\, \Delta t_j], \qquad (3.6)$$

Onde:

C_j = concentração do elemento traço no tempo t_j;

Δt_j = é dado por: $(t_{j+1} - t_{j-1}) / 2$;

Σ = é o somatório.

Para uma coluna em operação contra corrente, o tempo de residência médio das partículas (τ_p) pode ser estimado por:

$$\tau_p = \tau_l * [J_{sl} / (1 - E_g)] / [J_{sl} / (1 - E_g) + U_{sp}], \qquad (3.7)$$

Onde:

J_{sl} = velocidade superficial da polpa em m/s;

E_g = é o gás *hold up*;

U_{sp} = velocidade de deslizamento da partícula em m/s;

τ_l = é o tempo de residência médio do líquido, dado por:

$$\tau_l = [H_c * (1 - E_g)] / J_{sl}, \qquad (3.8)$$

H_c = altura da zona de coleta em metros.

dp = diâmetro da partícula,

$$U_{sp} = [dp *(H_c * (1 - E_g)] / J_{SP} , \qquad (3.9)$$

3.4.6. Flotação de grossos

As unidades industriais que implantaram a flotação colunar, na grande maioria, quase sempre utilizaram este processo para a etapa de limpeza (cleaner) e, principalmente, para o tratamento de minérios finos.

Com raras exceções, poucos autores, Soto (1989), Soto et all (1991) e Oteyaka et all (1995), têm demonstrado a viabilidade de se utilizar coluna de flotação para a concentração de partículas mais grossas (entre 70 e 200μm).

Oteyka et all (1995) mostra que o tamanho máximo de partícula é função direta do ângulo de contato e é independente do tamanho da bolha, ou seja, o tamanho da bolha não é um fator limitante no processo de coleta de partículas, pelo contrário, partículas maiores apresentam uma maior probabilidade de colisão como tem sido demonstrado por vários autores; Dobby et all (1990), Oteyaka et all (1995) e Soto et all (1991).

Apesar da eficiência de adesão diminuir com o aumento do tamanho das partículas, devido à diminuição do tempo de contato partícula/bolha, esse fator pode ser reduzido através da redução do tempo de sedimentação da partícula, utilizando um ‘’bias’’ negativo, Oteyaka et all (1995).

Uma das dificuldades argumentadas na flotação de material mais grosso é que o tempo de residência das partículas diminui acentuadamente com o aumento do tamanho das mesmas, o que prejudicaria a recuperação. Soto et al (1991) e Ityokumbul (1992) têm defendido que a zona de coleta em uma coluna pode ser muito mais curta do que a que

tem sido utilizada atualmente na maioria das plantas industriais. Demonstraram também que, mesmo para tempos de residência muito curtos, podem-se obter excelentes recuperações.

Outro fator importante é que granulometria mais grossa significa uma menor superfície específica e resultará em um menor consumo de reagente (coletor e depressor) e também terá como conseqüência uma maior capacidade de carreamento (Ca), uma vez que Ca é uma função direta do tamanho da partícula.

A flotação colunar de partículas grossas apresenta teoricamente algumas vantagens em relação à flotação de partículas finas:

- Menores gastos com moagem;
- Menor consumo de reagentes;
- Maior capacidade de carreamento (Ca);
- Pouca chance de desligamento de partículas já coletadas das bolhas;
- Problemas de arraste que ocorrem com partículas muito finas.

3.5. Caracterização das Amostras Minerais

Primeiramente foi feita uma analise granulométrica para determinar a fração dos grãos presentes no minério. A análise mineralógica das amostras foi feita basicamente por difração de raios-X. A análise química foi feita por espectrometria a plasma e fluorescência de raios-X.

3.5.1. Análise granulométrica

Na tecnologia mineral é questão básica a definição das propriedades granulométricas (tamanho e distribuição das partículas) dos sólidos. Existe uma série de processos de medida da partícula ou determinação da granulometria, e a escolha do método adequado para cada caso específico se prende ao tipo de medida desejada e dimensão das partículas. De todos os métodos de determinação granulométrica o peneiramento é o

mais amplamente utilizado, sendo processo que utiliza variável aleatória linear (diâmetro da partícula), obtida por comparação com um gabarito (peneiras), e a distribuição é obtida por massas. Alia-se a essas características a facilidade de execução, por meio de equipamento simples e barato, com resultados precisos, permitindo técnica acurada.

O peneiramento tem limitações quanto a tamanho de partículas, para grãos menores que 38 μm, o método normalmente não é utilizado pelo elevado custo para produção de peneiras de aberturas finas e uniformes. Existem vários sistemas de abertura padrão de peneira, sendo todas elas correlacionáveis entre si.

A escala mais utilizada é a Tyler, que tem abertura padrão de 74 μm, correspondente a 200 malhas por polegada linear na direção paralela a um dos fios da tela; o sistema é obtido por uso de um fator raiz quadrada de dois, aplicado à abertura padrão, Silva (1973).

3.5.2. Difração de raios-X, Gomes (1984)

A difratometria de raios-X é uma técnica analítica utilizada na identificação de fases cristalinas presentes em uma amostra. As substâncias cristalinas caracterizam-se pelas posições fixas dos átomos que se repetem segundo células unitárias. A célula unitária é a unidade mais simples de um retículo, dentre elas a mais simples é um paralelepípedo.

A difração de raios-X pelos cristais resulta de um processo em que os raios-X são dispersos pelos átomos sem mudança de comprimento de onda (dispersão coerente ou de Bragg). Um feixe difratado é produzido por dispersão só quando algumas condições geométricas que são expressas pela lei de Bragg, são satisfeitas.

A lei de Bragg é $n\lambda = 2d \operatorname{sen}\theta$, (3.10)

Onde: λ é o comprimento de onda dos raios-X, d é a distância interplanar, θ é o complemento do ângulo de incidência i da geometria óptica e n é um número inteiro (1,2,3,4...) correspondente à ordem de difração.

O difratograma de uma substância pode ser descrito em termos da determinação da posição de sua reflexão e suas intensidades relativas. A identificação da substância é feita selecionando-se no diagrama as três raias mais intensas e comparando os valores com dados fornecidos por um padrão. O processo de interpretação é feito por tentativa até a identificação da fase. Os arquivos padrão são feitos pelo JCPDS (Joint Comitee for Powder Diffraction Data) e atualmente denominado ICDD (International Center on Diffraction Data), Pappini (1998).

3.5.3. Fluorescência de raios-X, Gomes (1984)

A técnica de análise por espectometria de raios-X é antiga e muito utilizada na detecção e quantificação de elementos químicos presentes em uma amostra. O espectro gerado em análises qualitativas é um gráfico cartesiano, onde plotam-se nas ordenadas as intensidade das raias e nas abscissas a energia de excitação dos átomos sob análise ou o comprimento de onda dos raios-X emitido pelos átomos.
O conteúdo de energia é dado pela equação:

$$\varepsilon = hc/\lambda, \qquad (3.11)$$

Onde: λ = comprimento de onda,
c = velocidade da luz,
h = constante de Planck,
ε = conteúdo de energia de radiação.

Os raios-X gerados podem ser detectados através de um espectrômetro de comprimento de onda dispersivo de raios-X (WDS) ou em um espectrômetro dispersivo em energia de raios-X (EDS). Assim sendo, este espectrômetro dispersivo quando estão acoplados a um microscópio eletrônico de varredura (MEV), passam a funcionar como uma

microssonda eletrônica, sendo possível detectar e quantificar os raios-X gerados pela amostra, permitindo assim identificar elementos químicos presentes na região examinada, Pappini (1998).

3.5.4. Espectometria de acoplamento induzido a plasma, Gomes (1984) e Conte (1995)

Necessita-se de uma instrumentação científica muito sensível para as determinações de concentrações a níveis de traços de elementos nas amostras. As técnicas mais comuns para estas determinações são baseadas na espectometria atômica. Como o nome indica, estas técnicas envolvem radiação eletromagnética (luz) que é absorvida e/ou emitida pelos átomos da amostra.

No termo espectometria atômica está geralmente incluída a absorção e/ou emissão de radiação eletromagnética por átomos carregados eletricamente, ou íons. Em geral, a informação quantitativa (concentração) está relacionada com a quantidade de radiação eletromagnética que é emitida ou absorvida, enquanto que informação qualitativa (quais os elementos presentes) está relacionada com o comprimento de onda que a radiação é absorvida ou emitida.

Em geral, quanto mais afastado do núcleo, maior é o seu nível de energia. Quando os elétrons de um átomo estão nos orbitais mais próximos do núcleo e com menor energia, o átomo está no seu estado mais estável, chamado de estado fundamental. Se a energia é fornecida ao átomo como resultado de absorção de radiação eletromagnética ou da colisão com outra partícula, vários fenômenos podem ocorrer. Os dois eventos mais prováveis são: a energia ser usada para aumentar a energia cinética do átomo, ou o átomo absorve a energia e se torna excitado. Este último processo é conhecido como excitação.

Quando um átomo se torna excitado, um elétron daquele átomo é promovido do seu estado fundamental para uma órbita mais afastada do núcleo com um nível de energia

mais alto. No estado excitado o átomo é menos estável e decairá de volta para um estado menos excitado, perdendo energia através de colisão com outra partícula ou através de um quantum de radiação eletromagnética ou fóton. A medida desse fóton é que é usada para descrever a composição da amostra.

4. METODOLOGIA

As amostras estudadas foram de minério de ferro da alimentação da flotação do circuito Timbopeba da Companhia Vale do Rio Doce (CVRD).

Essas amostras foram coletadas do material que alimenta o circuito de flotação convencional da empresa. Sendo amostras de material rico em minério de ferro com presença de quartzo, as quais, foi caracterizada granulométrica (peneiramento), mineralógica (difração de raios-X) e quimicamente (plasma e fluorescência de raios-X).

Essas amostras foram fornecidas úmidas, sendo necessário secá-las em uma estufa, com temperatura constante e inferior a 90° C. Após secas, as amostras totalizaram 1650 kg e foram homogeneizadas e quarteadas, gerando 33 sacos de aproximadamente 50 kg para os ensaios de flotação em coluna. Sendo que, de um saco foram retiradas amostras para análise granulométrica, mineralógica e química, além de separar 25 sacos de 1 kg para ensaios experimentais de bancada.

Na flotação foi verificado o efeito do tempo de residência na recuperação, usando como variáveis a taxa de alimentação (20 kg/h, 25 kg/h, 30 kg/h e 35 kg/h) e a altura da coluna (7,1 m; 5,90 m; 4,85 m e 4,25 m) na coluna de 5,2 cm de diâmetro do Centro de Desenvolvimento de Tecnologia Nuclear (CDTN).

4.1. Materiais Utilizados

Para a realização dos ensaios foram necessários os seguintes materiais (equipamentos e reagentes).

Reagentes:

- Amido de milho *collamil* (depressor);
- Amina *eter-amina B* (coletor e espumante);
- *HCl* e *NaOH* a 5% (reguladores de pH)

Equipamentos:

- Série de peneiras *Tyler*;
- Quarteador Jones;
- Plasma;
- Difratômetro de raios-X;
- Espectrômetro de raios-X;
- Coluna de flotação de 5,2 cm de diâmetro;
- Cronômetro;
- Pipeta (5 ml, 10 ml, 25 ml);
- Balão volumétrico (500 ml, 100ml e 50 ml);
- Béquer (250 ml, 500 ml, 1000ml);
- Provetas grandes ou tubos transparentes;
- Picnômetro;
- Termômetros;
- Balança analítica;
- Estufa;
- Medidor de *pH*.

4.2. Preparação de amostras

A preparação da amostra de minério de ferro fornecido pela CVRD foi realizada no laboratório de beneficiamento da Universidade Federal de Ouro Preto - DEMIN conforme fluxograma 4.1.

A amostra de 1650 kg de minério de ferro foi seca em estufa com a temperatura controlada em 80º C. O material seco foi homogeneizado em pilha longitudinal e quarteado em amostras com aproximadamente 50 kg para alimentação da coluna de flotação do Centro de Desenvolvimento de Tecnologia Nuclear (CDTN). Estas amostras foram caracterizadas granulométrica, química e mineralogicamente. Na figura 4.1 tem-se o fluxograma do circuito utilizado na preparação da amostra.

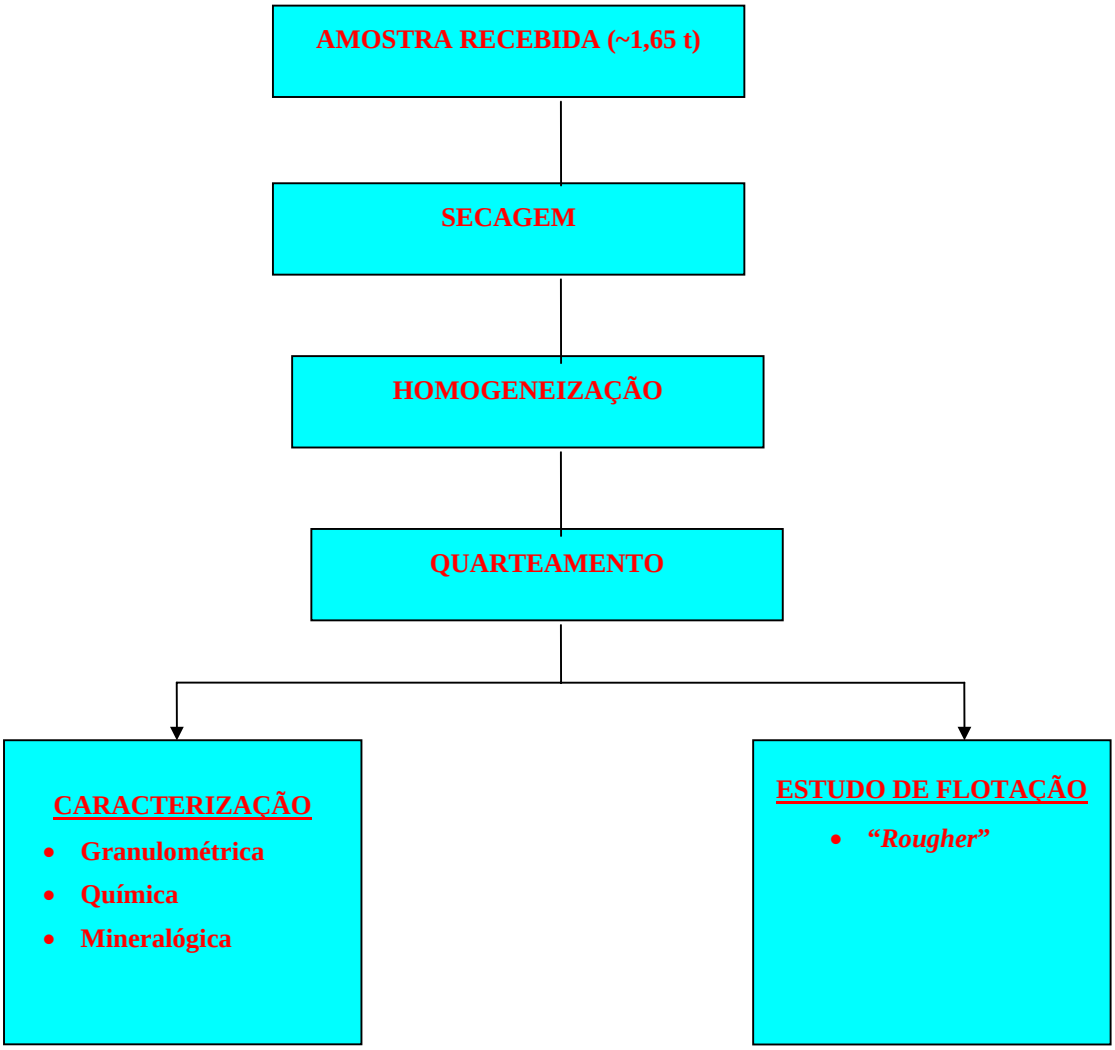


Figura 4.1 - Fluxograma do circuito utilizado na preparação da amostra.

4.3. Caracterização das Amostras Minerais

Primeiramente foi feita uma análise granulométrica para determinar a fração dos grãos presentes no minério. Para a análise mineralógica desse minério de ferro usou-se basicamente a difração de raios-X. A análise química foi feita por espectrometria a plasma e fluorescência de raios-X.

Na análise granulométrica foram usadas as peneiras da Série *Tyler* (65 a 400 *mesh*) e foram verificados o tamanho e distribuição das partículas. Essa análise granulométrica consiste em determinar as frações ponderais das partículas que ficam retidas nas sucessivas malhas da escala. Obtidas as diferentes frações, foi organizada uma respectiva tabela, na qual figuram as percentagens simples ou individuais de cada classe (isto é, a percentagem das partículas retidas nesta malha, mas que passaram na anterior) assim como a soma de todas as percentagens referentes às malhas anteriores à malha considerada tendo-se então a percentagem acumulada até esta malha.

Na análise mineralógica feita por difração de raios-X utilizou-se o equipamento da UFOP, onde foram identificadas todas as fases minerais presentes na amostra da CVRD.

A análise química foi realizada por espectrometria a plasma e fluorescência de raios-X, com o objetivo de detectar e quantificar os elementos químicos presentes na amostra. O resultado pode ser visto nas tabelas 4.1 e 4.2.

4.4. Ensaios de flotação

Nos ensaios com minério de ferro foi verificada a recuperação de ferro em função da variação da taxa de alimentação e altura da zona de coleta da coluna, as quais mudam com o tempo de residência da coluna de flotação. Em suma, foi verificado o efeito do tempo de residência sobre a recuperação metálica na flotação reversa de minério de ferro.

Tabela 4.1 - Análise granulométrica com teor e distribuição de Fe, SiO_2.

TAMANHO		**TEOR (%)**			**DISTRIBUIÇÃO (%)**			
Malhas	**Micra**	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**Massa**	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**
65	210	43,91	32,01	0,55	2,9	2,41	4,17	5,82
100	149	45,60	30,95	0,32	10,1	8,72	14,05	11,92
150	105	47,44	29,50	0,26	13,6	12,23	18,01	12,94
200	74	49,26	27,61	0,24	18,5	17,27	22,94	16,25
325	44	51,55	24,52	0,23	23,0	22,47	25,32	19,37
400	37	56,43	17,51	0,22	10,0	10.69	7,86	8,04
-400	-37	63,16	7,78	0,32	21,9	26,21	7,65	25,66
Alimentação Global Calculada		52,77	22,27	0,27	100,0	100,00	100,00	100,00

Tabela 4.2 - Composição química da amostra.

ELEMENTO / COMPOSTO	TEOR (%)
Fe	50,10
SiO_2	25,93
Al_2O_3	0,30
Mn	0,177
P	0,051
MgO	0,017
TiO_2	0,027
PPC	2,93
Total	100,20

Antes dos ensaios, porém, foi determinada a densidade do minério de ferro CVRD através do método do picnômetro, sendo que foram realizados cinco ensaios obtendo como resultado médio de 3,91 g/cm^3.

4.4.1. Ensaios de flotação em bancada

Para iniciar o estudo com o minério foram realizados 12 ensaios em bancada para verificar as melhores condições de processo, variando-se o pH (8,0 e 10,5); a dosagem de amina (25 g/t; 50 g/t e 100 g/t) e a percentagem de sólidos (40 e 20% sólidos), os quais propiciaram um melhor conhecimento do comportamento do minério.

A condição que obteve o melhor desempenho em termos de recuperação foi com pH 10,5; dosagem de amina igual a 100 g/t e 40% sólidos.

4.4.2. Ensaios na Coluna do CDTN

Os testes de flotação "*rougher*" na coluna do CDTN foram realizados utilizando o circuito apresentado na figura 4.2. O minério foi alimentado a seco num tanque para preparação da polpa e deste para a etapa de condicionamento, onde o pH era ajustado e adicionado o depressor do ferro (amido de milho do tipo *Collamil*) no primeiro condicionador e o coletor do quartzo do tipo amina EDA-B (*eteramina*) no segundo condicionador. A polpa condicionada era alimentada num tanque para ajuste da percentagem de sólidos e bombeada para alimentação da coluna.

O estudo foi realizado com o objetivo de avaliar o efeito do tempo de residência sobre a recuperação, por isso, apresenta apenas duas variáveis: a taxa de alimentação (20 kg/h, 25 kg/h, 30 kg/h e 35 kg/h) e a altura da zona de coleta (7,10 m, 5,90 m, 4,85 m e 4,25 m), as quais variam o tempo de residência da polpa. As outras variáveis operacionais foram fixadas levando-se em conta valores de operação da CVRD na sua usina de Timbopeba e valores obtidos nos ensaios em bancada: *pH* 10,2; dosagem de amido 400

g/t; dosagem de amina 45 g/t; camada de espuma 65 cm; concentração de sólidos na alimentação 40%; velocidade superficial de ar 1,5 cm/s; velocidade superficial de água de lavagem 0,3 cm/s.

Os testes foram realizados em uma coluna com diâmetro de 5,2 cm e altura de 710,0 cm, com o ponto de alimentação da polpa mantido fixo em 180,0 cm abaixo do transbordo do material flotado. Os resultados obtidos na flotação "*rougher*" estão apresentados nas Tabelas TM1 a TM16 (no anexo).

Na realização dos primeiros ensaios ocorreram problemas de entupimento que foram resolvidos diminuindo-se o diâmetro da mangueira de transporte de minério e colocando-se uma tela de proteção antes do primeiro condicionador (figura 4.3). Apesar desses problemas foram gastos 20 sacos de minério (aproximadamente uma tonelada de minério) num total de 16 ensaios de minério em coluna, restando 12 sacos de 50 kg de minério para possíveis repetições ou averiguações (figura 4.4).

Antes de iniciar cada teste, o minério a seco (figura 4.5) do alimentador era coletado e verificada a taxa de alimentação (figura 4.6). Simultaneamente foi feita a regulagem das águas de diluição. Inicialmente, tentou-se trabalhar com uma percentagem de sólidos de 50% o que não foi possível nem com a troca da mangueira (diminuição do diâmetro). Adotou-se então uma porcentagem de 40 % de sólidos na alimentação da flotação.

O minério, a seco, juntamente com a água de diluição, caia num tanque onde eram bombeados por uma bomba peristáltica (figura 4.7) para os condicionadores (figura 4.8). No primeiro condicionador foram adicionados amido (450 g/t) e soda (quando necessário ajustar pH), e no segundo condicionador adicionou-se amina (40 g/t). A regulagem da adição de reagentes foi toda automática (figura 4.9), onde se verificava, com o auxílio de cronômetro e uma proveta, a dosagem de reagentes (figura 4.10).

Na coluna de flotação (figura 4.11) era alimentada a polpa com os reagentes através de uma bomba peristáltica. Após um tempo para o processo se estabilizar (aproximadamente 1hora e 30 minutos), os produtos foram coletados (figuras 4.12 e

4.13) com auxílio de um cronômetro (figura 4.14), para confirmação dos resultados, três amostras de concentrado, três amostras de rejeito e uma amostra da alimentação. Essas amostras foram secadas, homogeneizadas e quarteadas (figura 4.15) gerando alíquotas de aproximadamente 120 g (figura 4.16), que foram analisadas no laboratório químico da CVRD.

Para a realização dos ensaios de flotação em coluna seguiu-se o seguinte procedimento:

- De modo geral, a operação de flotação é prejudicada pela presença de partículas finas (lamas), abaixo de 38 microns, sendo então necessário a deslamagem. Por isso o material coletado para os ensaios já havia sido deslamado na instalação industrial;
- O material deslamado foi filtrado, desagregado e homogeneizado antes de quarteado;
- A amostra foi quarteada até obter uma fração para fazer uma análise físico-química em laboratório;
- Preparar o minério e os reagentes da flotação;
- Regular o alimentador a seco de minério com a vazão necessária ao ensaio;
- Regular o depressor (dosagem 400 g/t) e deixar condicionando pelo menos 5 minutos;
- Preparar a coluna com água até o máximo de 85% do volume da mesma;
- Regular o coletor (dosagem 45g/t) e deixar condicionando por 1 minuto;
- Terminada a fase de condicionamento abrir a válvula de vazão de ar (aproximadamente 30 lb/pol^2) dando início à fase de espumação ou produção de espuma e conseqüentemente início da flutuação;
- Regular o ar para alimentar a coluna com a polpa (*hold-up* de aproximadamente 25% da mesma);
- Abrir a válvula de saída da fração não flotada, de modo que a alimentação seja 20% maior que a saída do deprimido;
- Após tempo suficiente para a operação se estabilizar (entrar em regime, aproximadamente 1 hora e 30 minutos), fazer uma coleta de amostra dos produtos (flutuado e afundado);
- Filtrar, secar e pesar os produtos;

- Estabelecer um quadro geral do controle da operação (procedimentos, tempo operacional, tipo e quantidade de reagentes, qualidade dos produtos, determinação dos teores nos produtos da recuperação, relação de enriquecimento, balanço metalúrgico da operação).

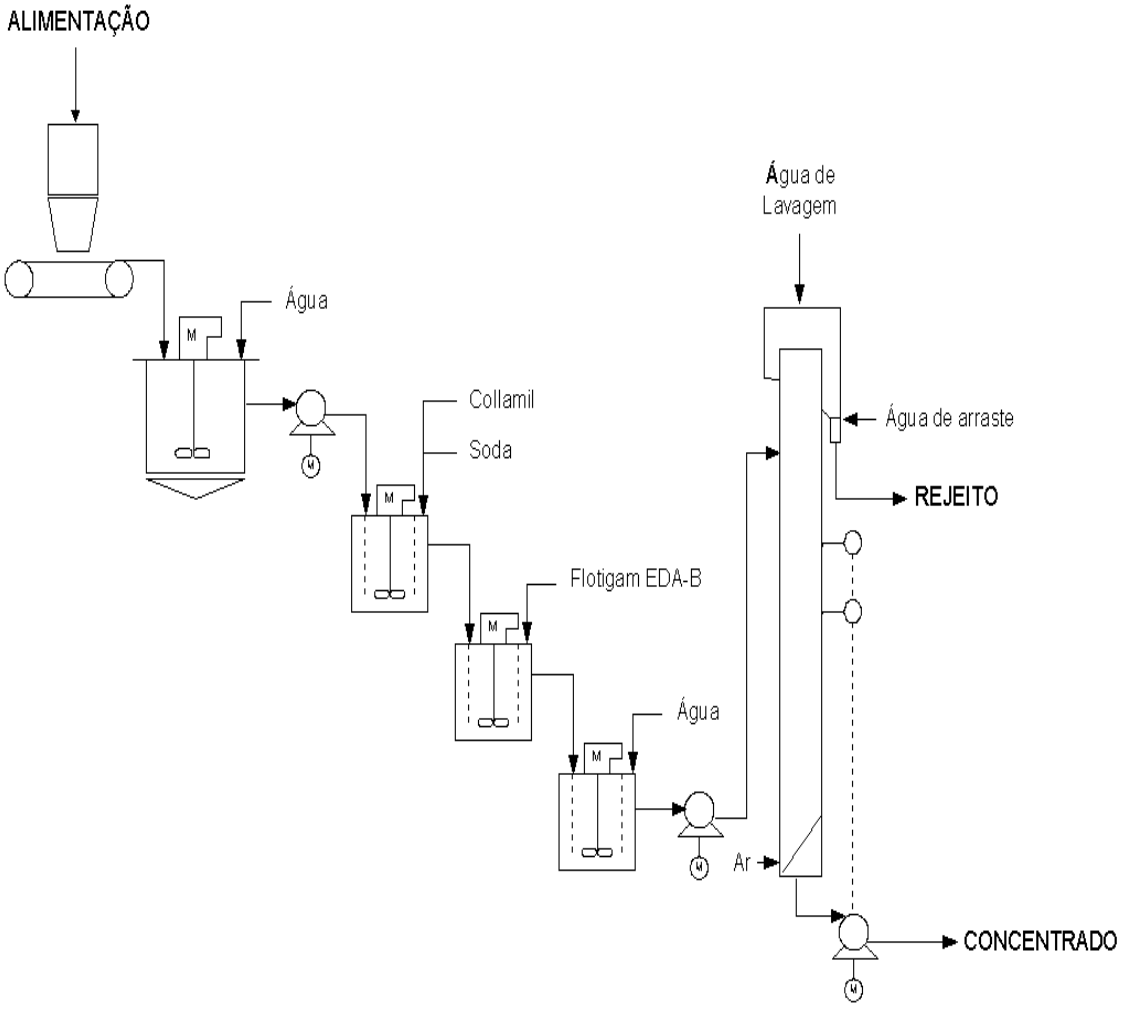


Figura 4.2 – Fluxograma do circuito de flotação utilizado nos ensaios no CDTN.

Figura 4.3 - Tela de proteção contra entupimentos da mangueira.

Figura 4.4 - Sacos de 50 kg que restaram dos ensaios.

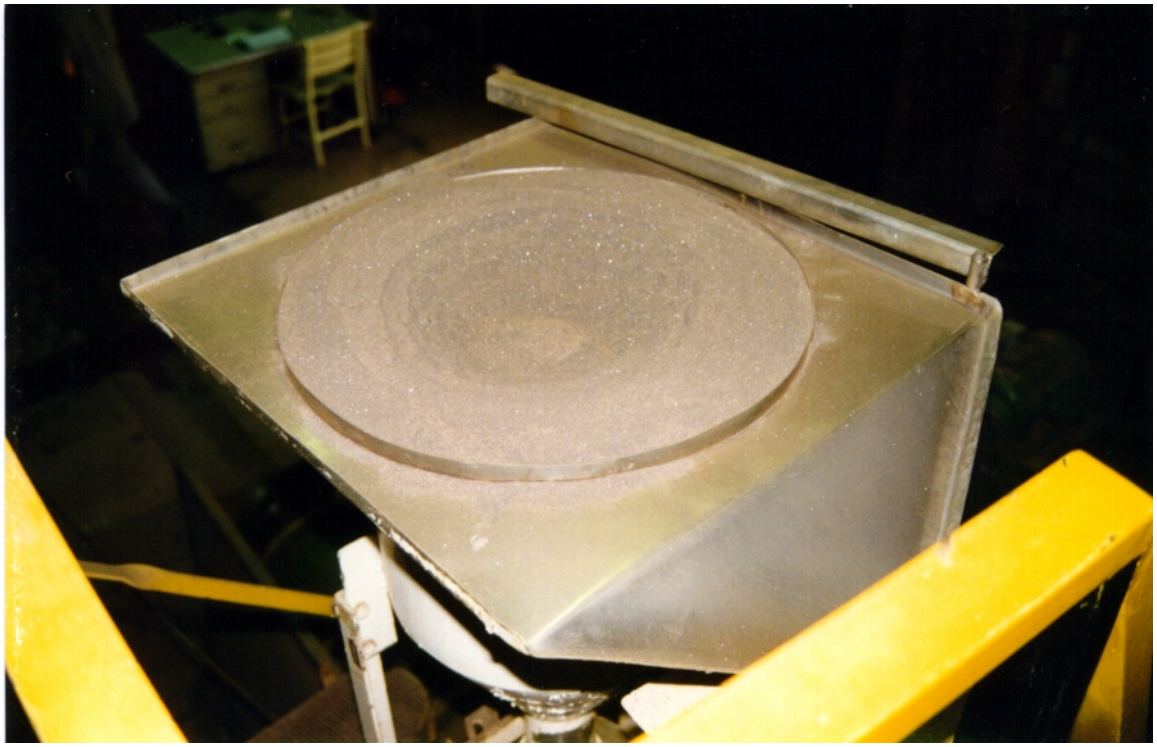


Figura 4.5 - Minério alimentado, a seco.

Figura 4.6 - Verificação da taxa de alimentação.

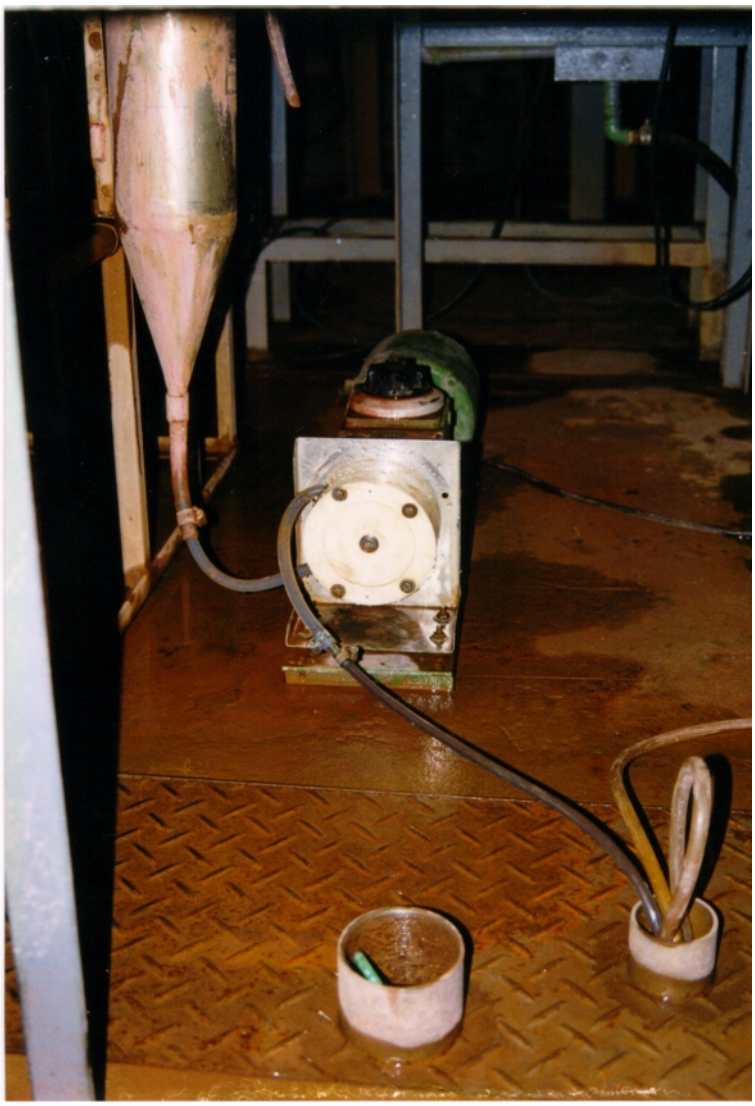


Figura 4.7 - Bomba peristáltica usada para bombear minério.

Figura 4.8 - Vista dos condicionadores.

Figura 4.9 - Controle automático da dosagem de reagentes.

Figura 4.10 - Verificação da dosagem de reagentes.

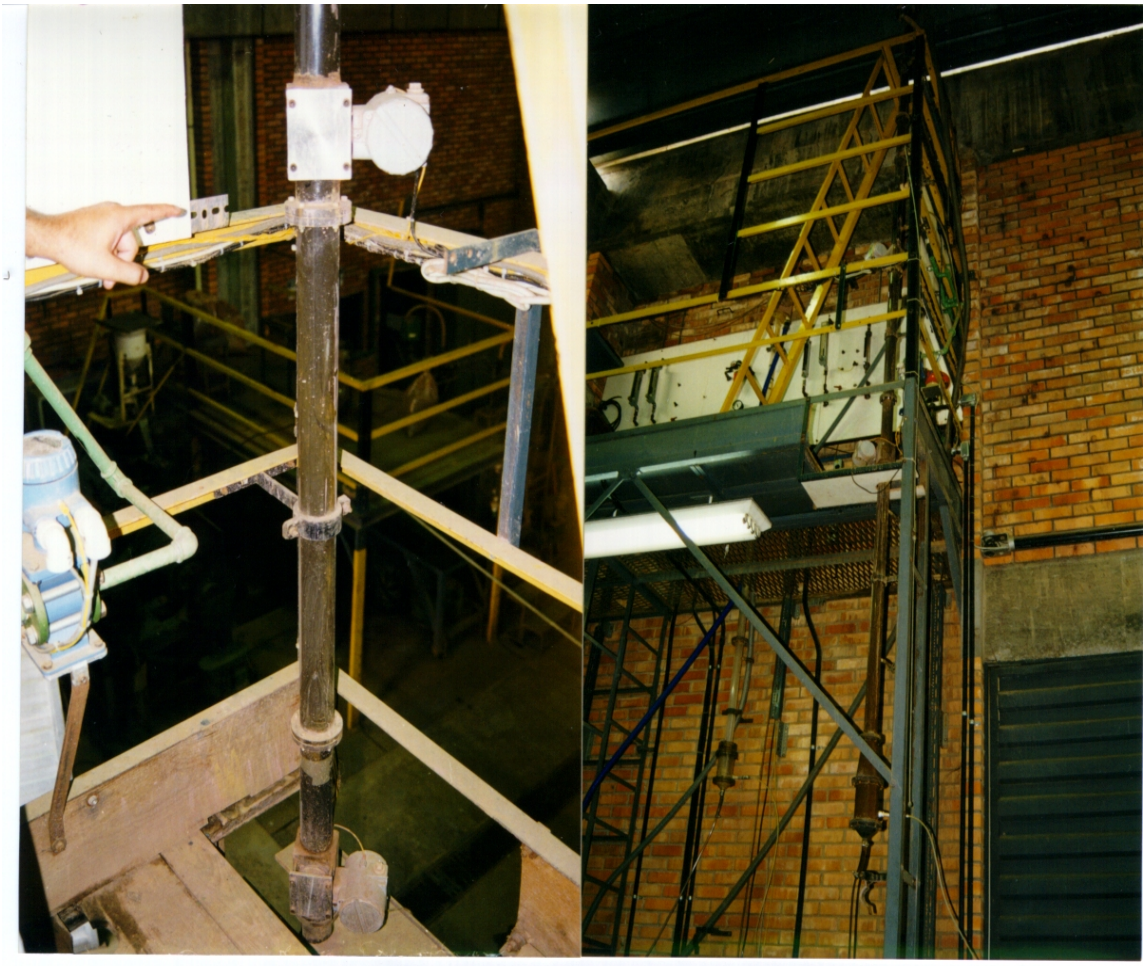


Figura 4.11 - Coluna de flotação dos ensaios.

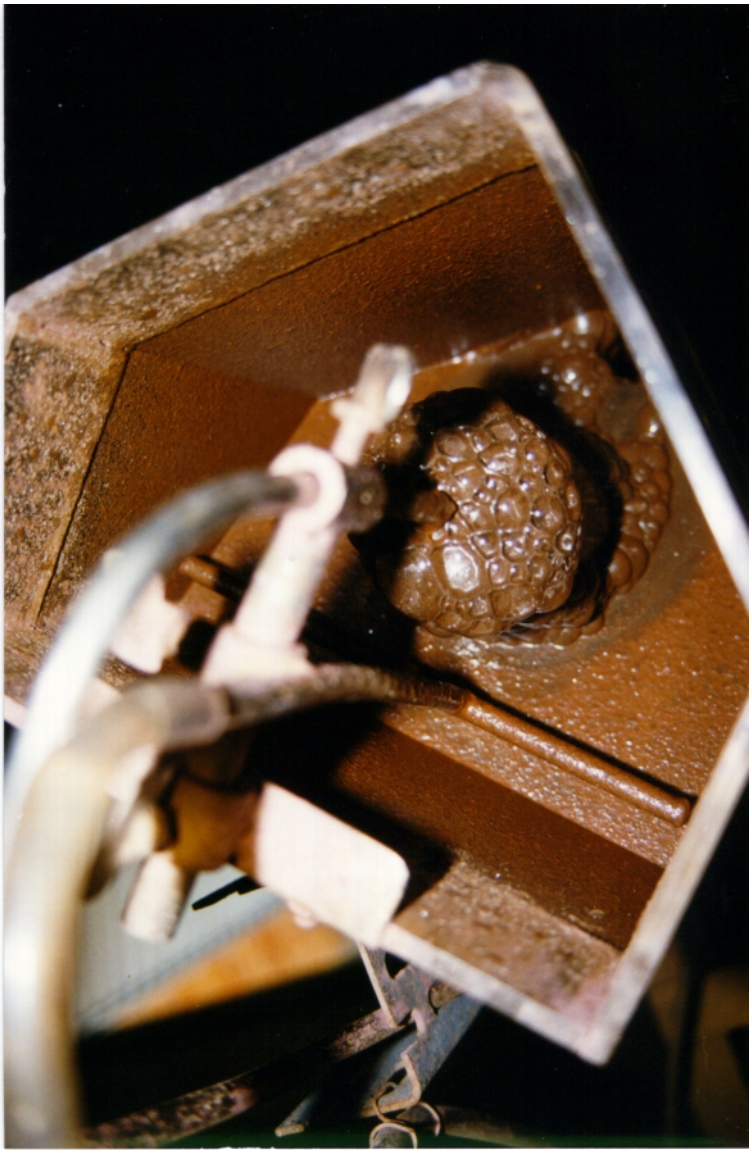


Figura 4.12 - Material flotado.

Figura 4.13 - Material não flotado (esquerda) e flotado (direita).

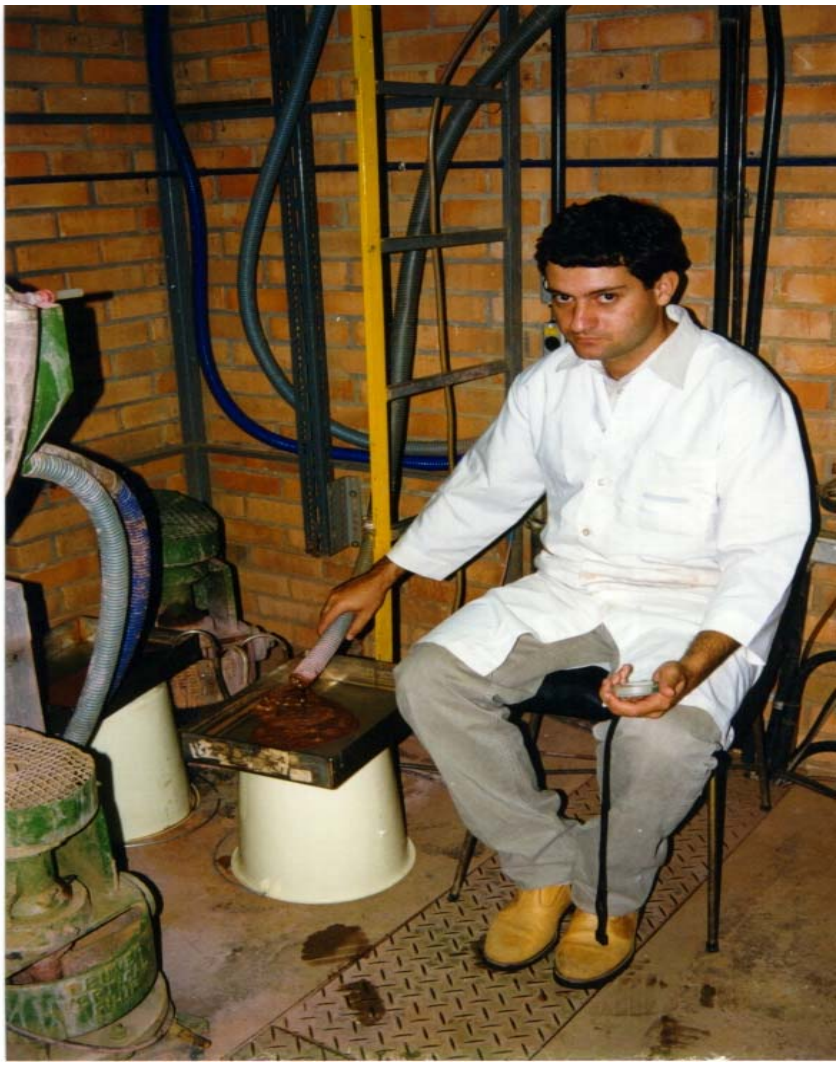


Figura 4.14 - Material coletado com auxílio de cronômetro.

Figura 4.15 - Amostra sendo homogeneizada e quarteada.

Figura 4.16 - Alíquota para análise no laboratório da CVRD.

5. RESULTADOS OBTIDOS E DISCUSSÃO

Esse capítulo apresenta os resultados obtidos e avalia os mesmos.

5.1. Resultados obtidos

Os dados dos dezesseis ensaios de flotação em coluna foram calculados usando-se basicamente as fórmulas de recuperação baseadas em massas e teores (fórmula 5.1 e 5.2), gerando as tabelas de balanço de massas (Tabela 5.1).

$$A = C + R \tag{5.1}$$

$$A \cdot a = C \cdot c + R \cdot r \tag{5.2}$$

Com o auxílio do software BILMAT, foi fechado o balanço, ou seja, ocorreu fechamento dos dados de recuperação. Esses resultados são apresentados nas folhas de resultados gerais (TM01 a TM16) no anexo 9.1. Os valores de massa e teor (concentrado, rejeito e alimentação) que foram usados para iniciar o balanço pelo BILMAT são valores médios das diferentes amostras do mesmo ensaio.

O BILMAT leva em consideração para fechamento do balanço de massa, o fechamento por massas e teores. O balanço de massa é feito com o objetivo de fechamento dos dados (alimentação igual a concentrado mais rejeito) e avaliação da recuperação de cada ensaio. A recuperação usada nos cálculos é a recuperação metálica que nos mostra a quantidade de conteúdo metálico da alimentação que foi recuperado no concentrado. Outro valor importante é o teor de sílica no concentrado, ou seja, quanto o seu produto final ficou livre de impurezas (sendo a sílica a principal), além do teor de ferro no rejeito (quanto de ferro foi descartado como material não útil) e o teor de ferro no concentrado (obtendo assim a especificação do produto final).

Tabela 5.1 – Resultados do balanço de massa.

TM 01								
PRODUTO	**VAZÃO**	**TEOR [%]**			**DISTRIBUIÇÃO [%]**			
	[kg/h]	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**Massa**	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**
CONCENTR.	11,2	66,4	1,81	0,24	58,03	76,84	4,05	46,42
REJEITO	8,1	28,1	58,3	0,38	41,97	23,50	94,36	53,16
ALIMENT. CALC	19,3	50,2	25,9	0,30	100,00	100,30	98,41	99,58
TM 02								
PRODUTO	**VAZÃO**	**TEOR [%]**			**DISTRIBUIÇÃO [%]**			
	[kg/h]	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**Massa**	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**
CONCENTR.	13,4	66,3	1,99	0,25	60,36	80,76	4,51	44,38
REJEITO	8,8	25,6	62,00	0,39	39,64	20,44	92,28	45,47
ALIMENT. CALC	22,2	49,6	26,6	0,34	100,00	101,20	96,79	89,85
TM 03								
PRODUTO	**VAZÃO**	**TEOR [%]**			**DISTRIBUIÇÃO [%]**			
	[kg/h]	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**Massa**	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**
CONCENTR.	18,9	66,0	2,64	0,24	66,08	86,75	6,79	49,56
REJEITO	9,7	18,4	72,2	0,43	33,92	12,40	95,38	45,58
ALIMENT. CALC	28,6	50,3	25,7	0,32	100,00	99,15	102,20	95,14
TM 04								
PRODUTO	**VAZÃO**	**TEOR [%]**			**DISTRIBUIÇÃO [%]**			
	[kg/h]	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**Massa**	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**
CONCENTR.	22,6	65,8	2,78	0,26	67,66	88,50	7,34	58,64
REJEITO	10,8	15,3	76,80	0,43	32,34	9,81	96,86	46,35
ALIMENT. CALC	33,4	50,3	25,60	0,30	100,00	98,31	104,20	105,00
TM 05								
PRODUTO	**VAZÃO**	**TEOR [%]**			**DISTRIBUIÇÃO [%]**			
	[kg/h]	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**Massa**	**Fe**	**SiO_2**	**Al_2O_3**
CONCENTR.	22,4	66,2	2,31	0,25	67,28	89,46	5,89	52,56
REJEITO	10,9	16,0	75,70	0,41	32,72	10,51	93,87	41,92
ALIMENT. CALC	33,3	49,8	26,40	0,32	100,00	99,97	99,76	94,48

TM 06								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	18,1	66,4	2,07	0,24	66,06	87,50	2,73	52,85
REJEITO	9,3	17,8	73,1	0,39	33,94	12,07	95,42	44,12
ALIMENT. CALC	27,4	50,1	26,0	0,30	100,00	99,57	98,15	96,97

TM 07								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	14,3	66,6	1,70	0,24	63,00	84,49	4,04	50,4
REJEITO	8,4	21,1	68,50	0,37	37,00	15,69	95,58	45,63
ALIMENT. CALC	22,7	49,6	26,50	0,30	100,00	100,2	99,62	96,03

TM 08								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	10,8	66,6	1,57	0,23	58,38	80,27	3,25	40,69
REJEITO	7,7	27,3	59,50	0,36	41,62	23,45	87,89	45,40
ALIMENT. CALC	18,5	48,4	28,20	0,33	100,00	103,70	91,14	86,09

TM 09								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	11,8	65,7	2,9	0,24	62,76	82,98	2,35	48,59
REJEITO	7,0	21,7	67,6	0,39	37,24	16,27	94,14	46,85
ALIMENT. CALC	18,8	49,7	26,8	0,31	100,00	99,25	96,49	95,44

TM 10								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	14,5	65,9	2,56	0,25	63,60	84,45	6,13	51,29
REJEITO	8,3	20,6	69,20	0,40	36,40	15,09	94,82	46,97
ALIMENT. CALC	22,8	49,6	26,60	0,31	100,00	99,54	101,00	98,26

TM 11								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	20,1	66,6	1,83	0,25	67,22	89,84	2,47	50,92
REJEITO	9,8	16,7	74,70	0,41	32,78	10,99	93,58	40,73
ALIMENT. CALC	29,9	49,8	26,20	0,33	100,00	100,80	96,05	91,65

TM 12								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	23,1	66,5	1,90	0,23	66,57	88,22	4,900	51,04
REJEITO	11,6	14,6	77,80	0,38	33,43	9,74	100,70	42,35
ALIMENT. CALC	34,7	50,2	25,80	0,30	100,00	97,95	105,80	93,38

TM 13								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	24,8	66,2	2,42	0,24	68,51	90,43	6,40	54,81
REJEITO	11,4	14,6	77,80	0,41	31,49	9,16	94,48	43,04
ALIMENT. CALC	36,2	50,2	25,90	0,30	100,00	99,58	100,90	97,84

TM 14								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	19,3	66,3	2,04	0,24	66,55	89,10	1,90	53,24
REJEITO	9,7	19,0	71,50	0,37	33,45	12,81	89,75	41,26
ALIMENT. CALC	29	49,5	26,70	0,30	100,00	101,90	91,64	94,50

TM 15								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	11,9	66,3	2,11	0,25	57,38	76,65	2,16	49,47
REJEITO	8,84	21,5	68,00	0,38	42,64	18,45	109,00	55,87
ALIMENT. CALC	20,74	49,7	26,60	0,29	100,00	95,10	111,20	105,30

TM 16								
PRODUTO	VAZÃO	TEOR [%]				DISTRIBUIÇÃO [%]		
	[kg/h]	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTR.	12,17	66,6	1,7	0,23	60,04	80,48	3,84	46,03
REJEITO	8,10	25,2	61,9	0,36	39,96	20,23	93,06	47,95
ALIMENT. CALC	20,27	49,7	26,6	0,30	100,00	100,70	96,90	93,98

Nas folhas de resultado (no anexo 9.1) podemos avaliar o comportamento de constantes de processo previamente fixadas em todos os ensaios, tais como:

- Porcentagem de sólidos de 40% na alimentação da coluna;
- O *pH* entre 10,2 - 10,4;
- Altura da camada de espuma de 65 cm;
- Dosagem de amido *collamil* de 400g/t;
- Dosagem de amina *flotigan EDA-B* de 45 g/t;
- *Hold up* de ar entre 20 - 24%.

Pode-se ainda ver na parte inferior da mesma, o resultado do balanço de massa para cada ensaio e compará-lo com o respectivo tempo de residência de cada ensaio.

Os resultados do balanço dos testes variaram da seguinte forma:

- Recuperação de 74,1 a 90,9%;
- Ferro (Fe) no concentrado de 65,76 a 66,67%;
- Ferro (Fe) no rejeito de 14,59 a 28,1%;
- Sílica (SiO_2) no concentrado de 1,57 a 2,9%.

A tabela 5.2 mostra os dados de vazão, ferro no concentrado, ferro no rejeito, sílica no concentrado e recuperação para cada ensaio, com a respectiva altura da coluna. Com base nestes dados, foram feitos gráficos para verificar o efeito da vazão sobre a recuperação, sílica no concentrado, ferro no concentrado e ferro no rejeito para as diferentes alturas de coluna.

Tabela 5.2 – Resultados dos ensaios experimentais.

Coluna de 7,10 m

Teste	Vazão [kg/h]	Recuperação	Fe Conc.	Fe Rejeito	SiO_2 Conc.
TM01	18,78	76,0	66,49	28,10	1,81
TM02	21,69	78,8	66,30	25,55	1,99
TM03	29,37	87,9	66,00	18,38	2,64
TM04	34,80	90,6	65,90	15,28	2,78

Coluna de 5,90 m

Teste	Vazão [kg/h]	Recuperação	Fe Conc.	Fe Rejeito	SiO_2 Conc.
TM08	16,68	74,1	66,55	27,28	1,57
TM07	25,35	84,2	66,56	21,05	1,70
TM06	28,86	88,0	66,40	17,82	2,07
TM05	31,98	89,5	66,21	15,98	2,31

Coluna de 4,85 m

Teste	Vazão [kg/h]	Recuperação	Fe Conc.	Fe Rejeito	SiO_2 Conc.
TM09	20,46	83,9	65,76	21,71	2,90
TM10	23,34	85,1	65,93	20,57	2,56
TM11	27,18	88,6	66,54	16,70	1,83
TM12	34,92	90,8	66,52	14,62	1,90

Coluna de 4,25 m

Teste	Vazão [kg/h]	Recuperação	Fe Conc.	Fe Rejeito	SiO_2 Conc.
TM16	20,98	79,1	66,67	25,17	1,70
TM15	24,28	83,9	66,33	21,48	2,11
TM14	29,46	86,4	66,31	18,98	2,04
TM13	37,74	90,9	66,24	14,59	2,42

O gráfico 5.1 apresenta todos os pontos experimentais obtidos para várias alturas de colunas de flotação, correlacionando a vazão da coluna (em kg/h) com a recuperação (dada em %). Nota-se que o aumento da vazão de sólidos acarreta em um aumento direto na recuperação (com diminuição do tempo de residência), não importando a altura da coluna. Outro fator importante é que o melhor resultado de recuperação (90,9%) ocorreu no teste de menor tempo de residência (coluna menor e maior vazão,

ocorrido no teste TM 13). Nota-se também que as colunas menores (4,25 e 4,85 m) tiveram uma recuperação pouco maior que as colunas maiores (5,90 e 7,10 m).

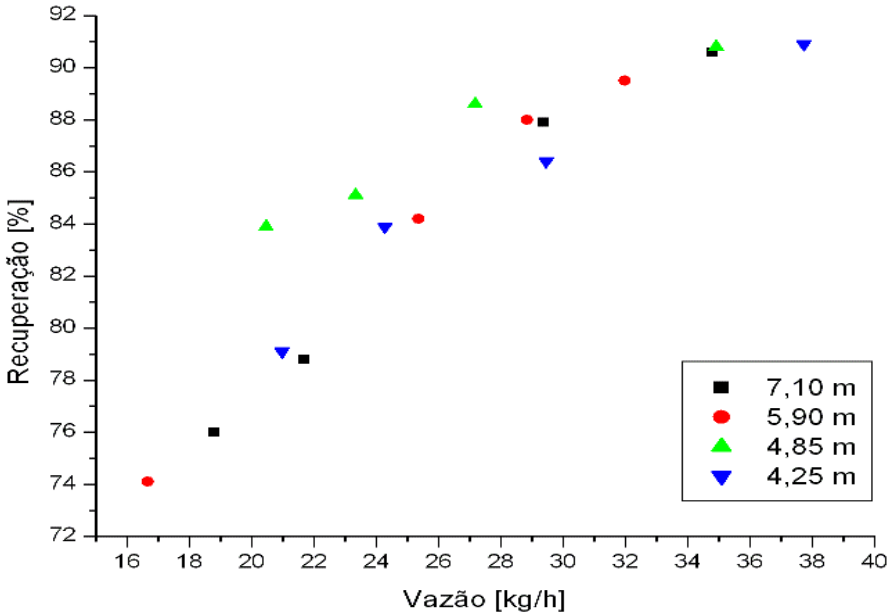


Gráfico 5.1 – Vazão versus recuperação para diferentes alturas de coluna.

O gráfico 5.2 apresenta os teores de sílica encontrados no concentrado. Obtiveram-se resultados variando entre 1,57 e 2,90 %. Contudo, os resultados obtidos, aparentemente, estão dispersos, porém, podemos notar que a coluna de 4,85m comportou-se de forma anômala às demais.

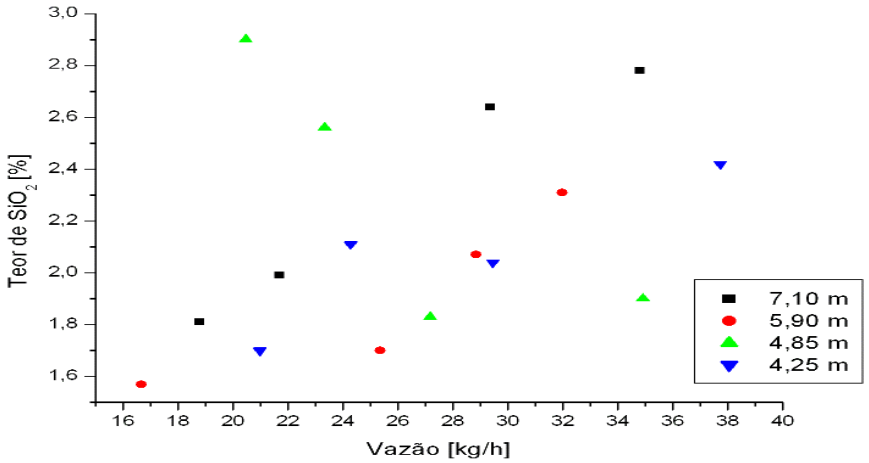


Gráfico 5.2 – Vazão versus teor de sílica no concentrado para diferentes alturas de coluna.

O gráfico 5.3 apresenta os teores de ferro no concentrado. Nota-se que a variação do teor de ferro foi de 65,76 até 66,67%. Contudo nota-se, a exceção da coluna de 4,85 m, que quando se aumenta a vazão de sólidos há uma redução no teor de ferro no concentrado.

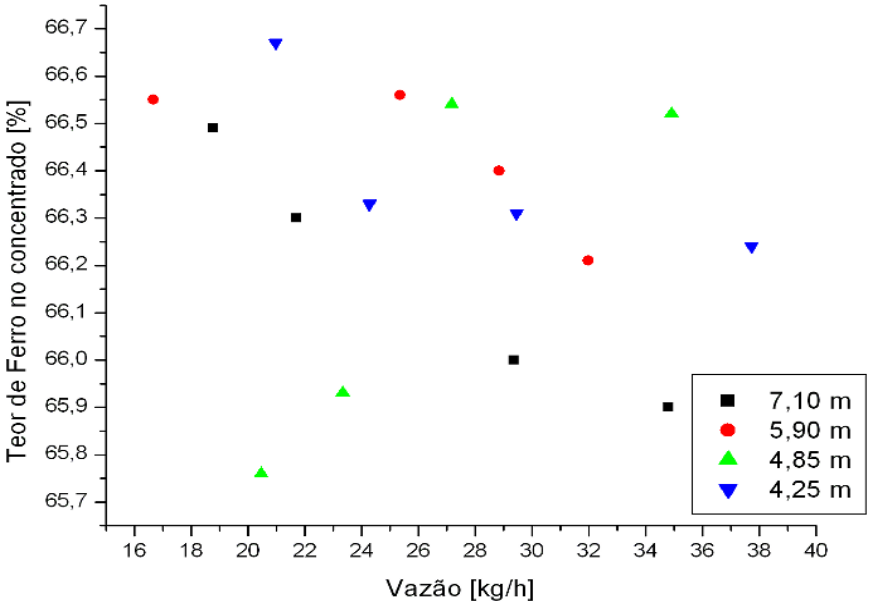


Gráfico 5.3 – Vazão versus teor de ferro no concentrado para várias alturas de coluna.

Com relação ao ferro no rejeito (gráfico 5.4), nota-se que diminui com o aumento da vazão para as diferentes alturas de coluna.

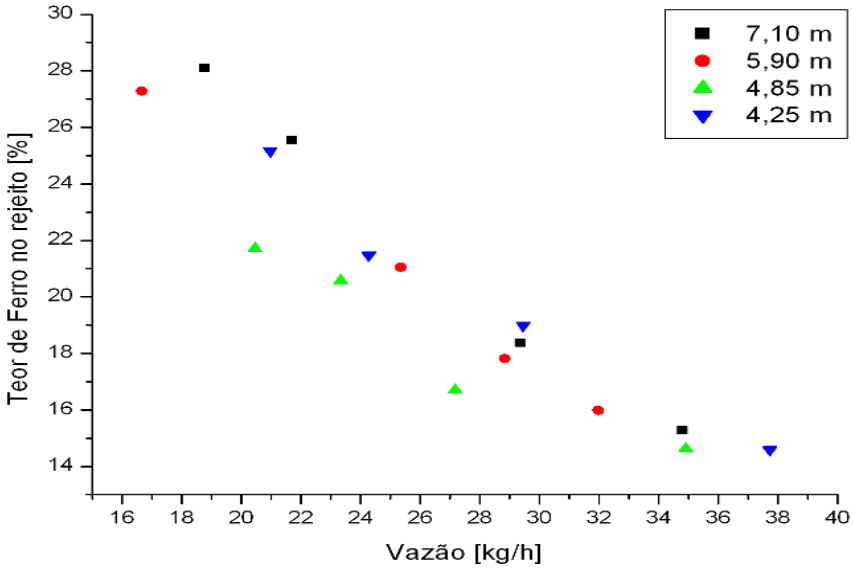


Gráfico 5.4 – Vazão versus teor de ferro no rejeito para várias alturas de coluna.

Em suma, com o estudo preliminar destes gráficos nota-se que:

- A recuperação aumenta com o aumento da vazão (diminuição do tempo de residência) para os diferentes tamanhos de coluna;
- O teor de ferro no rejeito aumenta com a diminuição da vazão para os diferentes tamanhos de coluna;
- Os valores de sílica e de ferro no concentrado ficaram dispersos para os diferentes tamanhos de coluna devido a anomalias na coluna de 4,85m.

Para os diferentes ensaios, apenas duas variáveis: taxa de alimentação e altura da coluna, afetaram o tempo de residência das partículas. A tabela 5.3 foi elaborada para estudar o efeito do tempo de residência sobre a recuperação. Observa-se nesta tabela o tempo de residência da polpa (Tp) e a respectiva recuperação metálica para cada ensaio.

Tabela 5.3 – Tempo de residência e recuperação para os diversos testes realizados.

TESTE	Eg [%]	H_{coluna} [m]	H_{coleta} [m]	V_{coleta} [m^3]	Q_{mp} [kg/h]	Q_v [m^3/h]	Eg [m^3]	T_p [h]	T_p [s]	Rec. Metálica
TM01	21,97	7,10	6,42	0,0128	50,052	0,035	0,002821	0,284	1023,28	76,0
TM02	21,45	7,10	6,45	0,0129	60,468	0,043	0,002767	0,238	856,65	78,8
TM03	19,57	7,10	6,45	0,0129	75,330	0,053	0,002525	0,196	704,09	87,9
TM04	19,18	7,10	6,45	0,0129	88,878	0,063	0,002474	0,167	599,66	90,6
TM05	20,27	5,90	5,25	0,0105	86,970	0,061	0,002128	0,137	492,08	89,5
TM06	21,81	5,90	5,25	0,0105	75,732	0,053	0,00229	0,154	554,18	88,0
TM07	20,38	5,90	5,25	0,0105	64,722	0,046	0,00214	0,183	660,31	84,2
TM08	23,07	5,90	5,25	0,0105	47,904	0,034	0,002422	0,239	861,99	74,1
TM09	21,37	4,85	4,20	0,0084	52,278	0,037	0,001795	0,179	645,86	83,9
TM10	21,23	4,85	4,20	0,0084	63,936	0,045	0,001783	0,147	529,04	85,1
TM11	19,64	4,85	4,20	0,0084	75,258	0,053	0,00165	0,127	458,52	88,8
TM12	23,33	4,85	4,20	0,0084	88,998	0,063	0,00196	0,103	369,93	90,8
TM13	23,54	4,25	3,55	0,0071	94,512	0,067	0,001671	0,082	293,63	90,9
TM14	24,23	4,25	3,55	0,0071	75,120	0,053	0,00172	0,102	366,09	86,4
TM15	23,78	4,25	3,55	0,0071	63,640	0,045	0,001688	0,121	434,70	83,9
TM16	24,23	4,25	3,55	0,0071	53,098	0,037	0,00172	0,144	517,93	79,1

O gráfico 5.5 foi elaborado com dados dos dezesseis ensaios realizados. A reta em vermelho é a que melhor se ajusta aos pontos experimentais, sendo que esta mostra que a recuperação tende a diminuir com o aumento do tempo de residência. O resultado do ajuste linear é mostrado no gráfico, sendo que este pode ser considerado estatisticamente aceitável, pois foi obtido um valor de 0,74998 para o teste de adesão dos pontos.

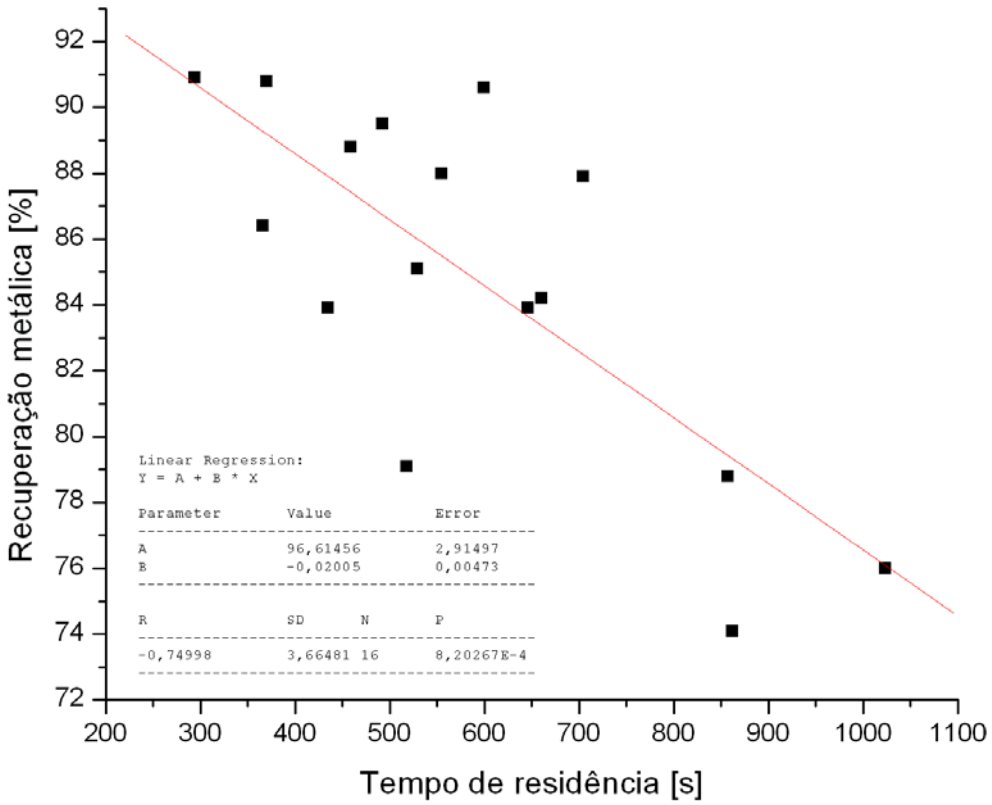


Gráfico 5.5 – Tempo de residência versus recuperação metálica para várias alturas de coluna.

Para mostrar o comportamento da recuperação para as diferentes colunas foram traçados os gráficos 5.6 a 5.9 relacionando a recuperação com o tempo de residência para cada tamanho de coluna utilizado. Nota-se que para todos os tamanhos de coluna a recuperação aumentou com a diminuição do tempo de residência.

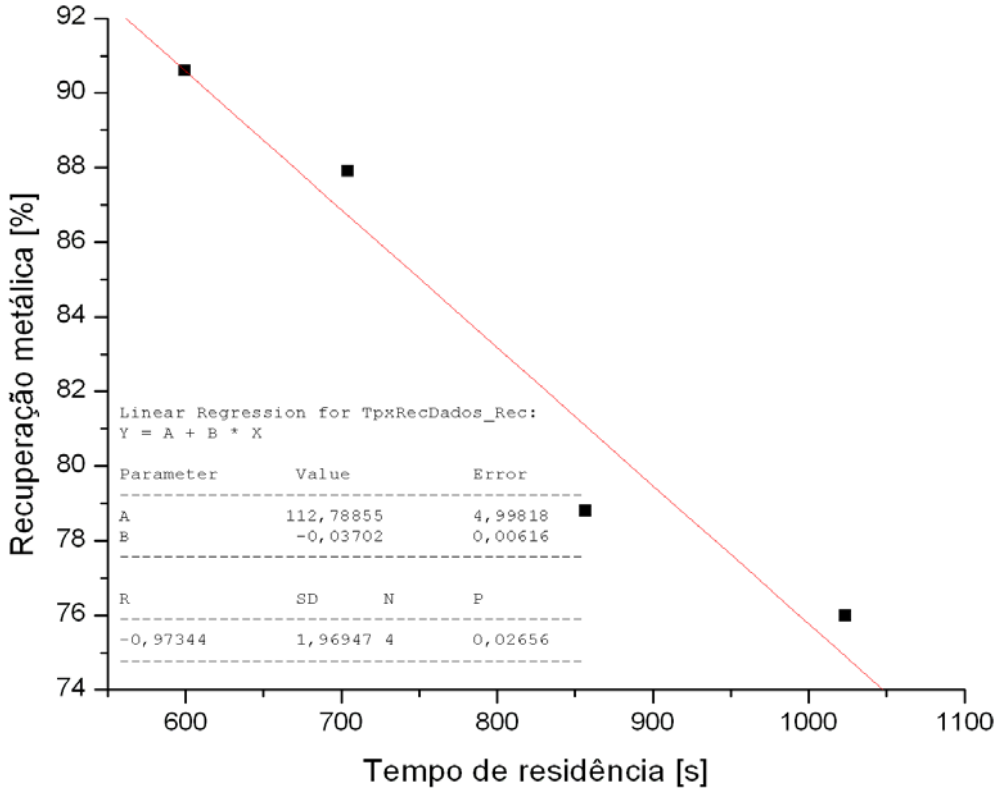


Gráfico 5.6 – Tempo de residência versus recuperação metálica para coluna de 7,10m.

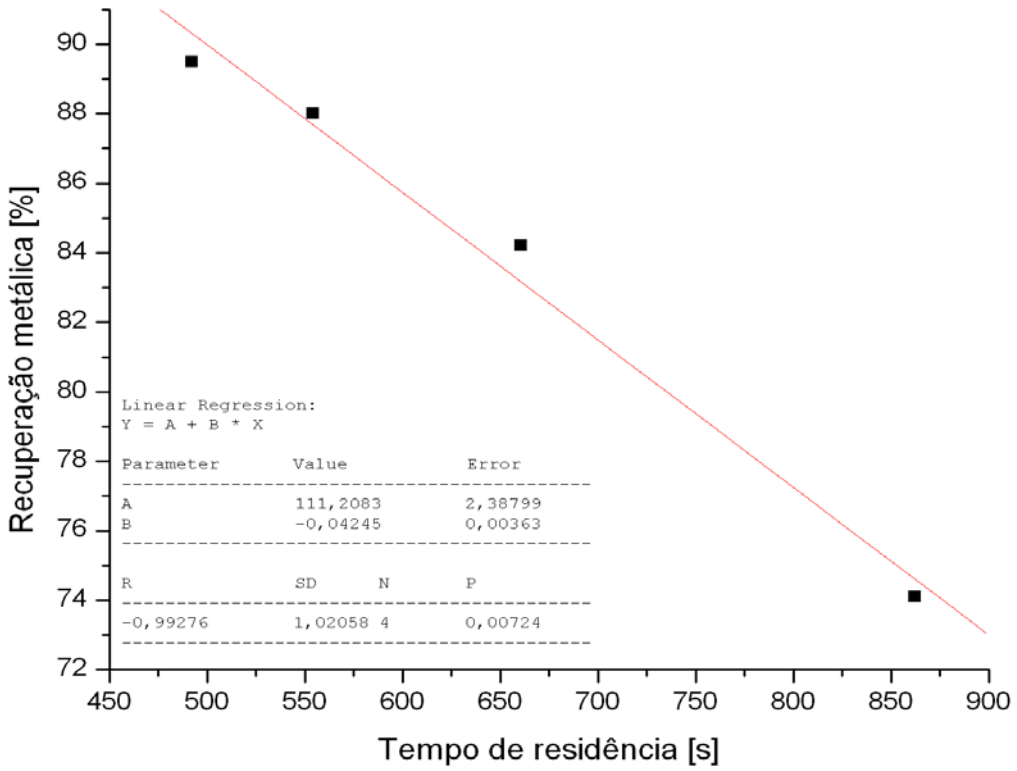


Gráfico 5.7 – Tempo de residência versus recuperação metálica para coluna de 5,90m.

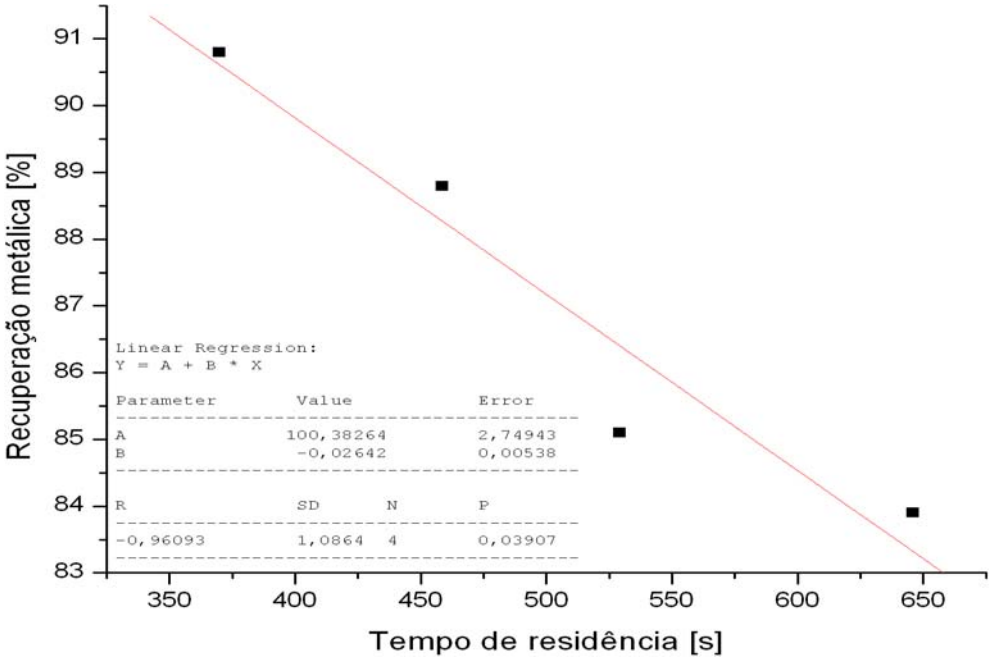


Gráfico 5.8 – Tempo de residência versus recuperação metálica para coluna de 4,85m.

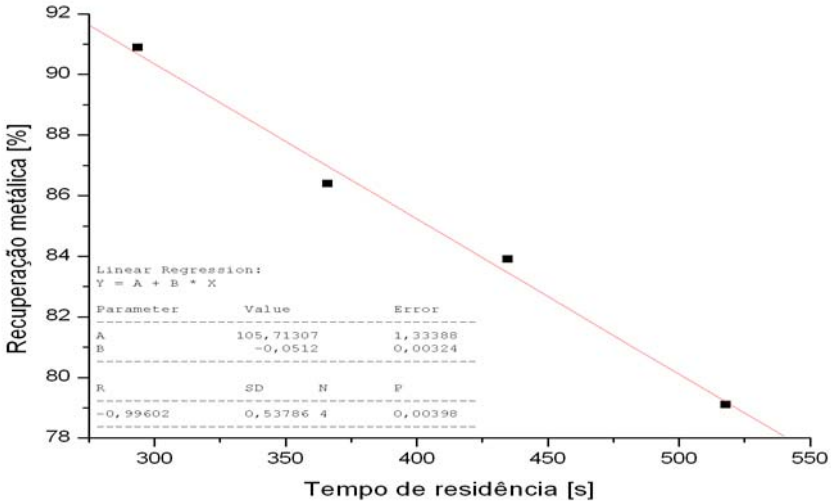


Gráfico 5.9 – Tempo de residência versus recuperação metálica para coluna de 4,25m.

Para verificar o comportamento das partículas maiores em relação às partículas menores, dividiram-se as amostras de nove ensaios (TM01, TM03, TM04, TM09, TM11, TM12, TM13, TM14 e TM16) na malha de 0,075 mm (tabela 5.4).

Tabela 5.4 – Resultado da divisão em duas frações granulométricas.

AMOSTRA	Frações (mm)	% Fe	% SiO_2	% P	% Al_2O_3	% Mn	% PPC
TM01 - CR	-0,075	68,03	0,65	0,04	0,19	0,12	2,00
TM03 - CR	-0,075	66,98	0,95	0,04	0,95	0,11	1,66
TM04 - CR	-0,075	68,11	0,69	0,03	0,25	0,11	1,63
TM09 - CR	-0,075	67,73	0,70	0,04	0,17	0,12	1,82
TM11 - CR	-0,075	68,30	0,53	0,04	0,16	0,12	1,66
TM12 - CR	-0,075	68,42	0,53	0,04	0,18	0,11	1,63
TM13 - CR	-0,075	68,12	0,51	0,03	0,15	0,10	1,57
TM14 - CR	-0,075	68,42	0,51	0,03	0,16	0,11	1,69
TM16 - CR	-0,075	68,24	0,49	0,04	0,16	0,12	1,82
TM01 - RR	-0,075	45,97	33,00	0,02	0,31	0,05	0,87
TM03 - RR	-0,075	29,90	56,08	0,02	0,35	0,04	0,75
TM04 - RR	-0,075	25,74	62,11	0,01	0,38	0,07	0,66
TM09 - RR	-0,075	34,53	48,57	0,01	0,33	0,04	0,67
TM11 - RR	-0,075	25,85	62,12	0,01	0,35	0,02	0,54
TM12 - RR	-0,075	22,41	67,06	0,01	0,37	0,02	0,50
TM13 - RR	-0,075	23,15	65,86	0,01	0,41	0,03	0,59
TM14 - RR	-0,075	29,30	57,06	0,01	0,41	0,03	0,59
TM16 - RR	-0,075	40,13	41,57	0,01	0,30	0,04	0,69
TM06 - AL	-0,075	55,11	19,62	0,02	0,23	0,08	1,23
TM01 - CR	+ 0,075	64,79	3,35	0,05	0,24	0,24	3,18
TM03 - CR	+ 0,075	64,48	3,55	0,05	0,18	0,19	3,08
TM04 - CR	+ 0,075	64,10	4,75	0,06	0,23	0,26	3,15
TM09 - CR	+ 0,075	63,80	5,24	0,06	0,26	0,23	3,22
TM11 - CR	+ 0,075	64,77	3,91	0,06	0,26	0,24	3,08
TM12 - CR	+ 0,075	64,68	3,86	0,06	0,32	0,25	3,15
TM13 - CR	+ 0,075	64,02	4,74	0,06	0,29	0,25	3,10
TM14 - CR	+ 0,075	65,07	3,64	0,05	0,27	0,24	2,82
TM16 - CR	+ 0,075	64,62	3,67	0,06	0,28	0,26	3,32
TM01 - RR	+ 0,075	12,93	80,68	0,02	0,25	0,02	0,53
TM03 - RR	+ 0,075	8,91	86,29	0,01	0,26	0,02	0,66
TM04 - RR	+ 0,075	8,05	87,65	0,01	0,23	0,02	0,56
TM09 - RR	+ 0,075	10,31	84,49	0,01	0,26	0,02	0,46
TM11 - RR	+ 0,075	9,22	83,07	0,01	0,26	0,02	3,44
TM12 - RR	+ 0,075	8,82	86,55	0,01	0,26	0,01	0,54
TM13 - RR	+ 0,075	8,25	87,41	0,01	0,24	0,01	0,51
TM14 - RR	+ 0,075	9,86	85,18	0,01	0,05	0,02	0,63
TM16 - RR	+ 0,075	12,66	80,98	0,01	0,02	0,02	0,67
TM06 - AL	+ 0,075	44,25	34,03	0,04	0,02	0,14	2,28

A tabela 5.5 apresenta os tempos de residência para os ensaios selecionados. De posse destes dados foram traçados os gráficos 5.10 e 5.11 (para partículas maiores que 0,075 e menores que 0,075 mm) mostrando o comportamento da recuperação em função do tempo de residência. Nota-se que em ambos os gráficos a recuperação tende a aumentar com a diminuição do tempo de residência. Adicionalmente aos gráficos 5.10 e 5.11,

foram plotados os gráficos 5.12 a 5.17, que mostram os ensaios realizados para uma mesma altura de coluna. Desta forma, pode-se comparar o efeito do tempo de residência na recuperação em colunas de mesmo tamanho. Nota-se que para todas as regressões feitas, o teste de aderência resultou em valores maiores que 98%, o que indica uma excelente adesão entre a reta proposta e os pontos experimentais obtidos. E também, todas as retas obtidas possuem coeficiente angular negativo, confirmando que a recuperação decai com o aumento do tempo de residência.

A tabela 5.6 apresenta um resumo dos ajustes feitos, bem como os resultados dos testes de adesão dos gráficos 5.12 a 5.17. De acordo com os resultados, é estatisticamente coerente assumir uma relação linear entre a recuperação e o tempo de residência para os pontos experimentais em questão.

Tabela 5.5 – Recuperação e tempos de residência para as faixas granulométricas.

TESTE	Granulometria [mm]	Tempo de residência da polpa [min.]	Recuperação [%]
TM01	> 0,075	17,05	87,7
TM03	> 0,075	11,73	92,7
TM04	> 0,075	9,99	93,6
TM09	> 0,075	10,76	91,5
TM11	> 0,075	7,64	92,3
TM12	> 0,075	6,17	92,7
TM13	> 0,075	4,89	93,4
TM14	> 0,075	6,10	91,6
TM16	> 0,075	8,63	88,8
TM01	< 0,075	17,05	51,1
TM03	< 0,075	11,73	82,6
TM04	< 0,075	9,99	85,7
TM09	< 0,075	10,76	76,2
TM11	< 0,075	7,64	85,4
TM12	< 0,075	6,17	88,2
TM13	< 0,075	4,89	87,8
TM14	< 0,075	6,10	81,9
TM16	< 0,075	8,63	66,0

Tabela 5.6 – Resultados dos ajustes lineares dos gráficos 5.12 a 5.17.

Gráfico	A	B	R	P
5.12	117,14299	-5,89852	-0,99833	0,03685
5.13	105,10607	-2,66659	-0,99558	0,05989
5.14	139,56208	-5,14022	-0,98758	0,10042
5.15	117,14299	-5,89852	-0,99833	0,03685
5.16	105,10607	-2,66659	-0,99558	0,05989
5.17	139,56208	-5,14022	-0,98758	0,10042

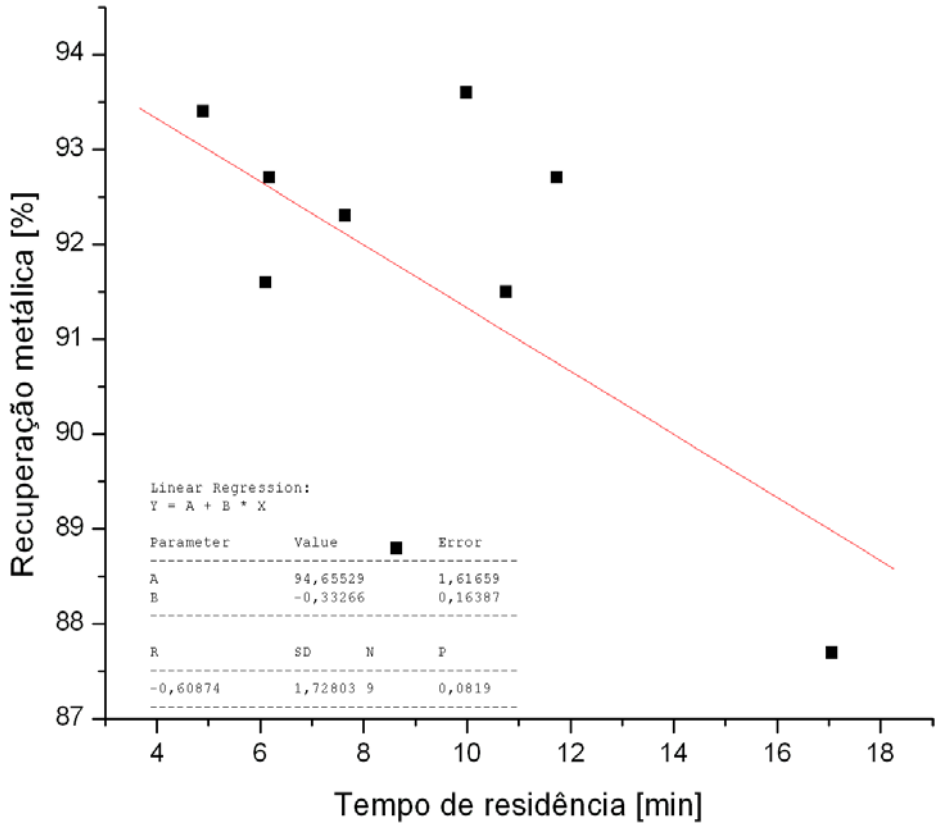


Gráfico 5.10 – Tempo de residência versus recuperação para partículas maiores que 0,075 mm.

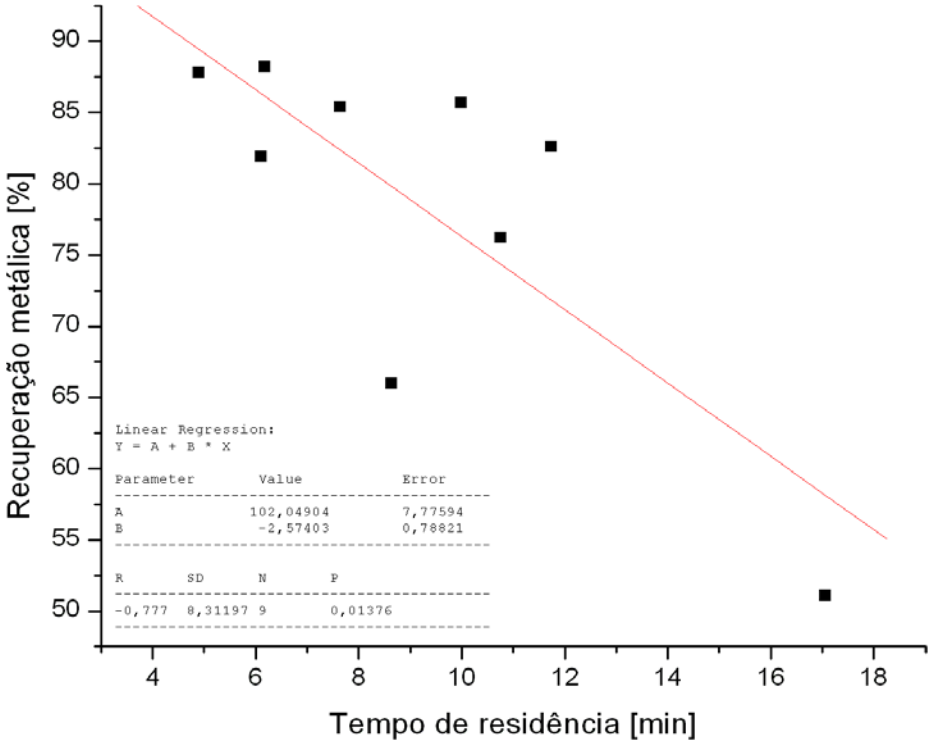


Gráfico 5.11 – Tempo de residência versus recuperação para partículas menores que 0,075 mm.

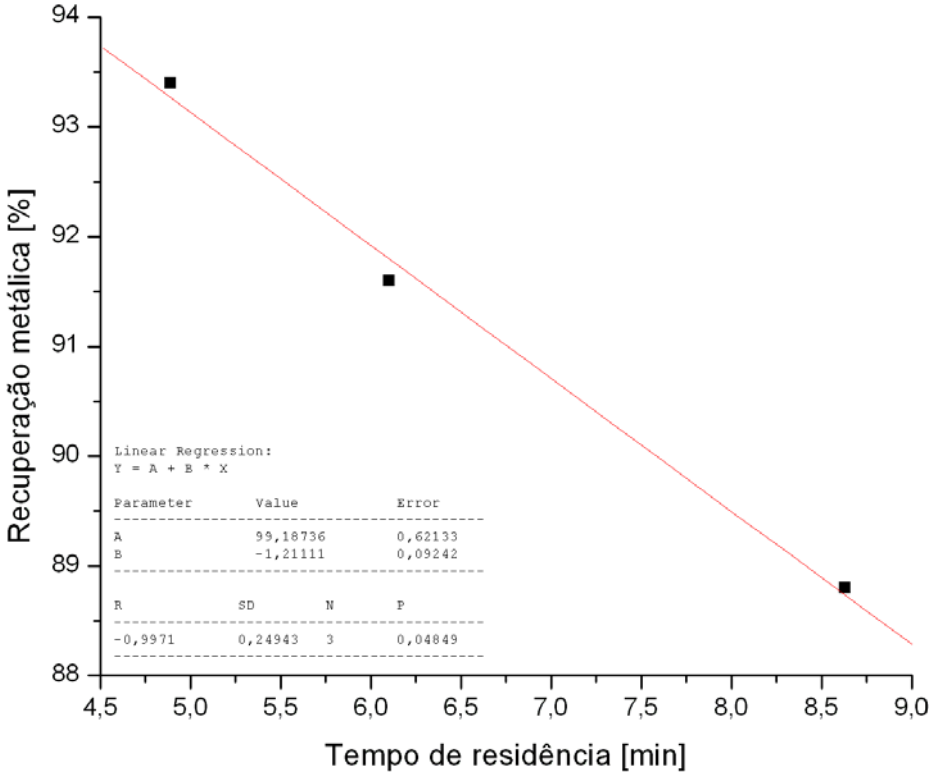


Gráfico 5.12 – Tempo de residência versus recuperação para partículas maiores que 0,075 mm na coluna de 4,25 m de altura.

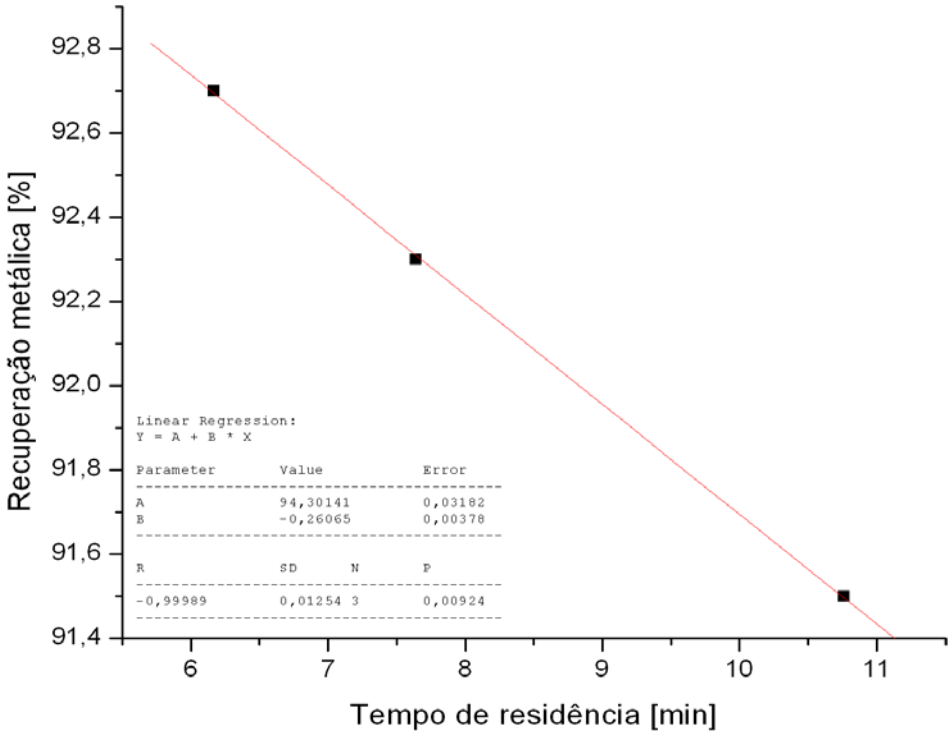


Gráfico 5.13 – Tempo de residência versus recuperação para partículas maiores que 0,075 mm na coluna de 4,85 m de altura.

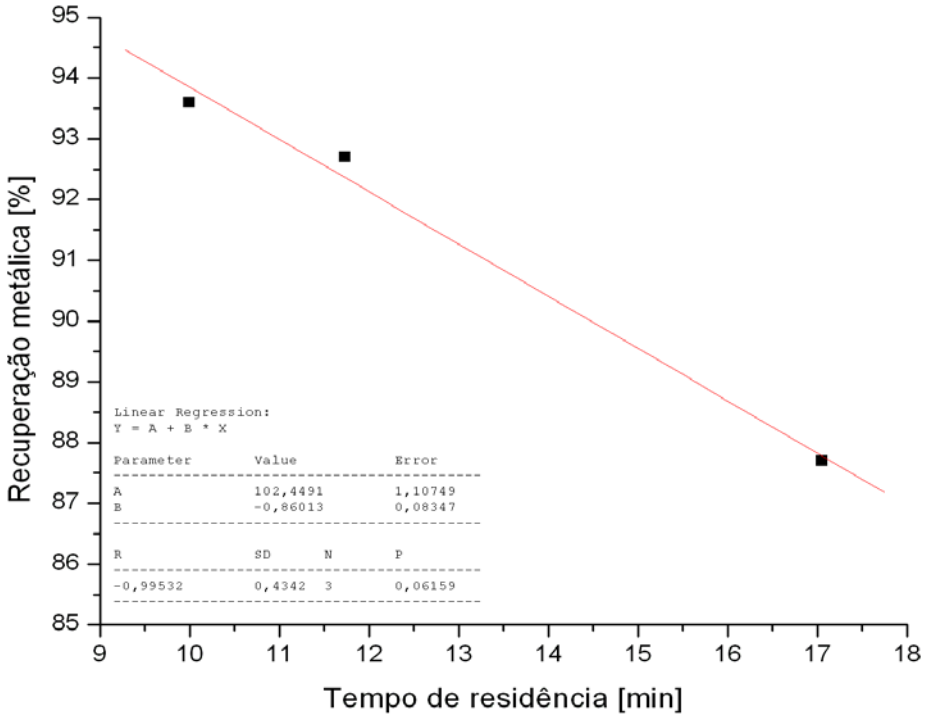


Gráfico 5.14 – Tempo de residência versus recuperação para partículas maiores que 0,075 mm na coluna de 7,10 m de altura.

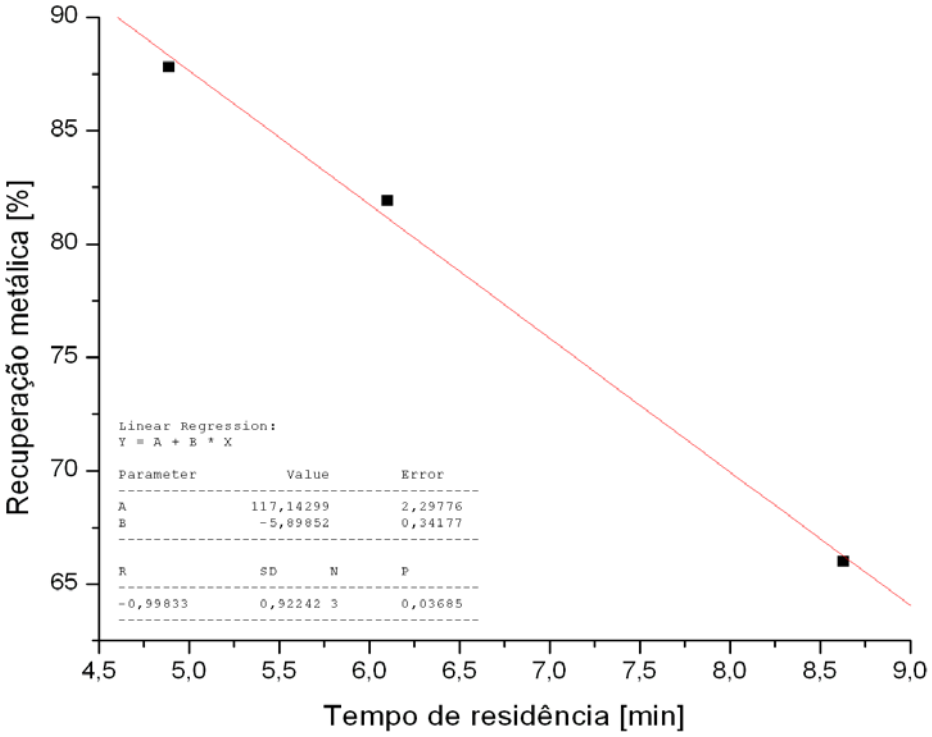


Gráfico 5.15 – Tempo de residência versus recuperação para partículas menores que 0,075 mm na coluna de 4,25 m de altura.

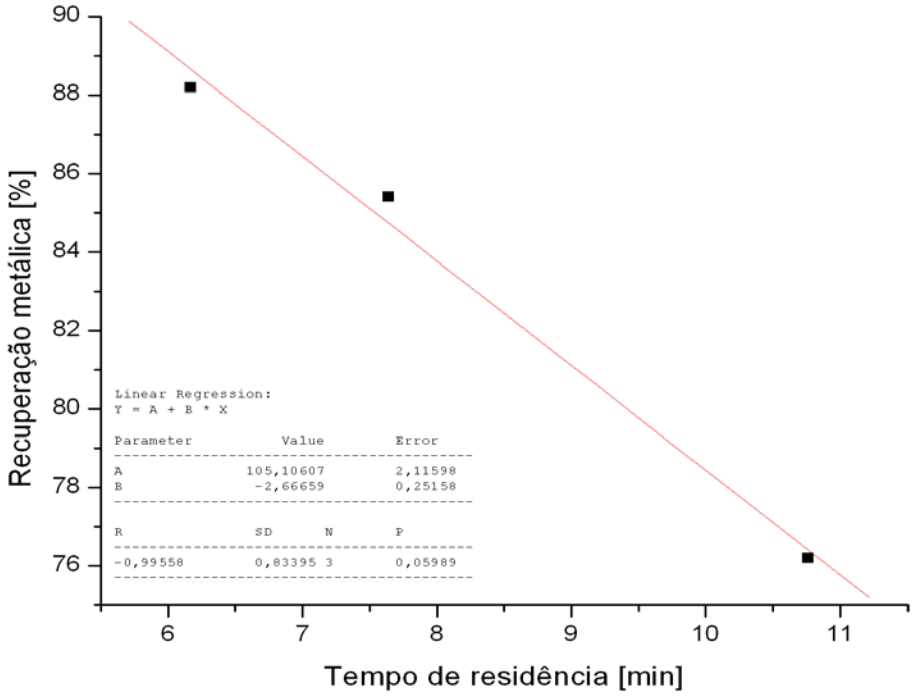


Gráfico 5.16 – Tempo de residência versus recuperação para partículas menores que 0,075 mm na coluna de 4,85 m de altura.

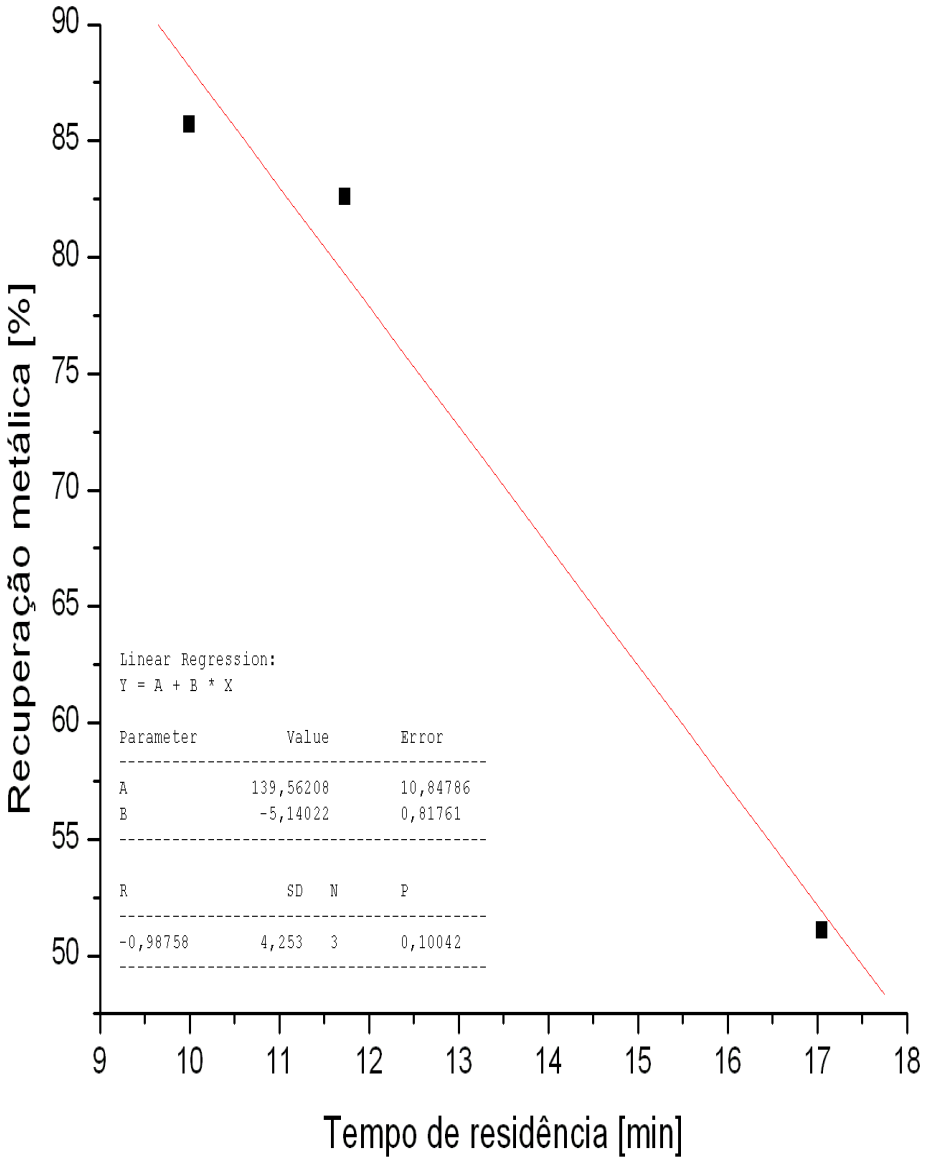


Gráfico 5.17 – Tempo de residência versus recuperação para partículas menores que 0,075 mm na coluna de 7,10 m de altura.

Com o objetivo de observar o efeito do tempo de residência na recuperação, as amostras dos ensaios de maior e menor tempo de residência (TM01 e TM13) foram comparadas

por fração. Usando os dados químicos da tabela 5.7, uma tabela de recuperação para as diferentes frações, foi construída (tabela 5.7).

Utilizando os dados da tabela 5.8, plotaram-se os gráficos 5.18 e 5.19 (análises TM01 e TM13 respectivamente), que relacionam as faixas granulométricas à recuperação encontrada. Os gráficos mostram que a recuperação das partículas menores que 0,1 mm (partículas mais finas) diminuem consideravelmente com o aumento do tempo de residência.

Para verificar tal fenômeno, foi plotado o gráfico 5.20, que apresenta apenas as faixas granulométricas menores ou iguais a 0,1 mm para o teste TM01.

De posse deste gráfico foi realizado um estudo estatístico a fim de conseguir a curva que melhor se ajustava aos pontos do gráfico.

Conseguiu-se, através de uma regressão exponencial de primeira ordem obter uma curva cujo teste de aderência resultou em 99,59% de aderência entre a curva e os pontos.

A análise estatística, bem como a equação da curva, pode ser vista no gráfico 5.20.

A fim de verificar o mesmo fenômeno descrito anteriormente, plotou-se o gráfico 5.21 para partículas menores ou iguais a 0,1 mm para o teste TM13. Para isso, usou-se a mesma regressão exponencial e foi obtido um resultado de 94,28% de aderência.

Tabela 5.7 – Resultado da análise por fração nos testes TM01 e TM13.

ANÁLISE QUÍMICA								
AMOSTRA	**Frações [mm]**	**%Fe**	**%SiO_2**	**%P**	**%Al_2O_3**	**%Mn**	**%PPC**	**FECH**
ALIMENT. AMOSTRA CVRD	0,25	43,91	32,01	0,066	0,55	0,09	3,8	99,66
	0,15	45,6	30,95	0,046	0,32	0,211	2,97	99,81
	0,1	47,44	29,5	0,034	0,26	0,176	1,96	99,81
	0,075	49,26	27,61	0,026	0,24	0,113	1,33	99,8
	0,045	51,55	24,52	0,023	0,23	0,069	1,18	99,8
	0,038	56,43	17,51	0,023	0,22	0,058	1,07	99,64
	-0,038	63,16	7,78	0,031	0,32	0,06	1,31	99,93
TM01- CR	0,25	52,39	19,02	0,087	0,56	0,067	4,72	99,72
	0,15	63,35	4,32	0,084	0,38	0,264	4,43	100,24
	0,1	66,69	1,42	0,052	0,21	0,201	2,95	100,31
	0,075	67,82	0,78	0,04	0,16	0,135	2,08	100,25
	0,045	68,13	0,52	0,034	0,15	0,103	1,68	99,966
	0,038	68,42	0,45	0,032	0,16	0,087	1,56	100,18
	-0,038	68,34	0,45	0,036	0,17	0,085	1,65	100,17
TM01- RR	0,25	8,45	85,6	0,022	0,62	0,024	1,25	99,632
	0,15	10,54	83,09	0,013	0,29	0,022	1,23	99,737
	0,1	9,43	85,21	0,01	0,21	0,015	0,81	99,754
	0,075	11,41	82,64	0,008	0,19	0,011	0,59	99,765
	0,045	24,71	63,67	0,008	0,2	0,016	0,5	99,737
	0,038	35,42	48,14	0,01	0,24	0,026	0,63	99,706
	-0,038	57,09	16,23	0,02	0,48	0,06	1,27	99,725
TM13- CR	0,25	53,54	17,65	0,078	0,58	0,235	4,54	99,798
	0,15	62,27	5,6	0,068	0,31	0,277	4,46	99,911
	0,1	65,68	2,62	0,051	0,21	0,193	3,12	100,22
	0,075	67,24	1,46	0,039	0,16	0,131	2,18	100,19
	0,045	68,12	0,69	0,032	0,14	0,091	1,62	100,03
	0,038	68,38	0,43	0,029	0,14	0,078	1,44	99,94
	-0,038	68,41	0,37	0,03	0,15	0,074	1,4	99,89
TM13- RR	0,25	4,4	92,22	0,015	0,3	0,009	0,81	99,667
	0,15	9,53	84,84	0,011	0,25	0,018	0,97	99,733
	0,1	9,03	86,12	0,008	0,2	0,001	0,65	99,9
	0,075	8,46	86,93	0,006	0,2	0,008	0,45	99,699
	0,045	12,51	81,08	0,006	0,25	0,01	0,35	99,592
	0,038	19,83	70,43	0,012	0,35	0,01	0,6	99,711
	-0,038	40,49	40,15	0,021	0,47	0,053	1,06	99,685

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA [%]								
AMOSTR.	**0,50**	**0,25**	**0,15**	**0,10**	**0,075**	**0,045**	**0,038**	**Pass.**
ALIM. CVRD		2,9	10,1	13,6	18,5	23,0	10,0	21,9
TM01 - CR		4,0	9,9	13,9	17,8	27,9	8,1	18,4
TM01 - RR		2,5	11,1	11,4	16,1	26,0	6,7	26,2
TM13 - CR		4,3	8,5	12,8	16,0	26,4	8,2	23,8
TM13 - RR		2,7	13,2	14,0	20,6	28,3	6,3	14,9

Tabela 5.8 – Recuperação de ferro em função do tamanho de partícula com diferentes tempos de residência.

AMOSTRA	Frações [mm]	Recuperação [%]
	0,25	96,3
TM01	0,15	92,2
	0,1	93,3
Teste	0,075	92,4
de	0,045	81,7
maior	0,038	77,1
tempo	-0,038	58,4
residência	**Global**	**76,9**
	0,25	98,0
TM13	0,15	93,4
	0,1	93,9
Teste	0,075	94,7
de	0,045	92,8
menor	0,038	91,3
tempo	-0,038	87,9
residência	**Global**	**90,9**

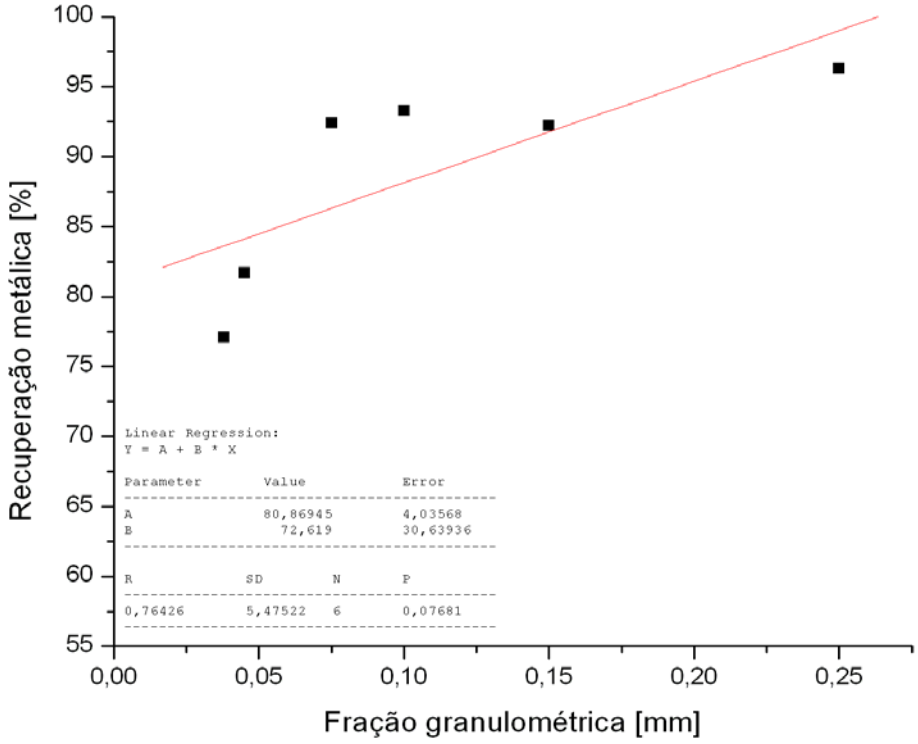


Gráfico 5.18 - Faixa granulométrica versus recuperação para o teste TM01 ($t_{r,p}$= maior).

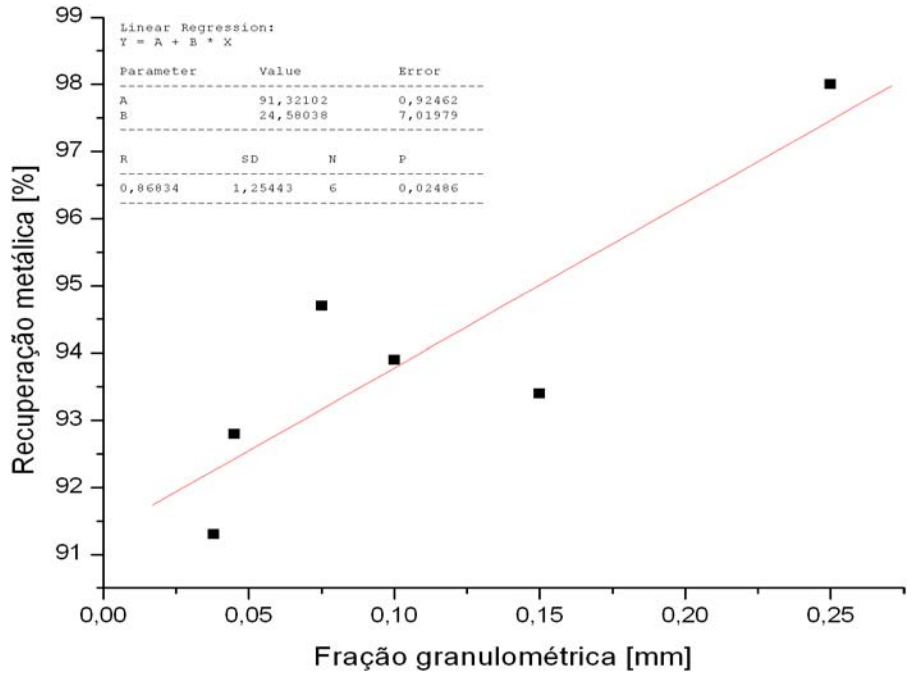


Gráfico 5.19 - Faixa granulométrica versus recuperação para o teste TM13($t_{r,p}$= menor).

.

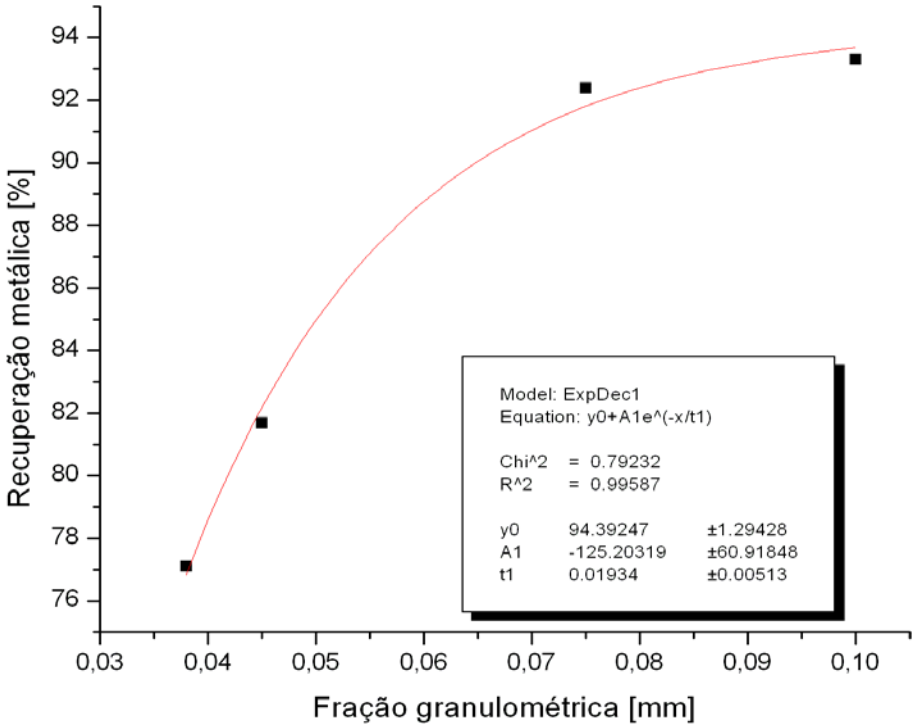


Gráfico 5.20 – Regressão exponencial de 1ª ordem para as partículas menores ou iguais a 0,1 mm para o teste TM01 ($t_{r,p}$= maior).

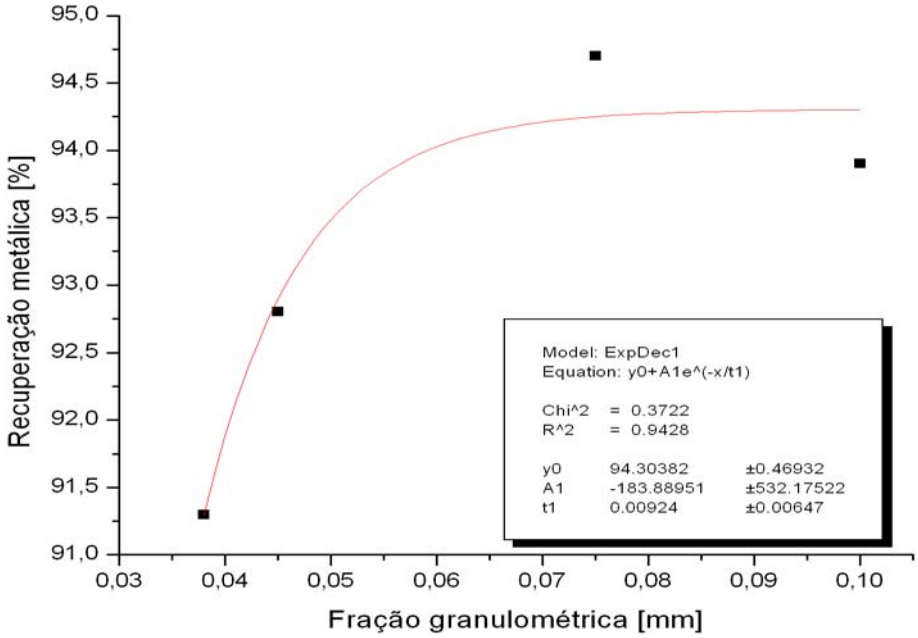


Gráfico 5.21 – Regressão exponencial de 1ª ordem para as partículas menores ou iguais a 0,1 mm para o teste TM13 ($t_{r,p}$= menor).

Um importante valor, que não poderia deixar de ser analisado, é a qualidade do concentrado obtido nos ensaios realizados. Para tentar mensurar a qualidade do concentrado gerado foi criada a tabela 5.9, contendo os valores de SiO_2 no concentrado para os testes realizados.

Tabela 5.9 – Valores de SiO_2 no concentrado para os ensaios experimentais realizados.

Teste	Tempo de residência [s]	SiO_2 [%]
TM01	1023,28	1,81
TM02	856,65	1,99
TM03	704,09	2,64
TM04	599,66	2,78
TM05	492,08	2,31
TM06	554,18	2,07
TM07	660,31	1,70
TM08	861,99	1,57
TM09	645,86	2,90
TM10	529,04	2,56
TM11	458,52	1,83
TM12	369,93	1,90
TM13	293,63	2,42
TM14	366,09	2,04
TM15	434,70	2,11
TM16	517,93	1,70

O gráfico 5.22 apresenta uma sobreposição de todos os valores de SiO_2 obtidos para os dezesseis ensaios experimentais realizados. Nota-se uma tendência na porcentagem de sílica no concentrado aumentar com a diminuição do tempo de residência em três das quatro colunas (a coluna anômala foi a de 4,85 metros de altura).

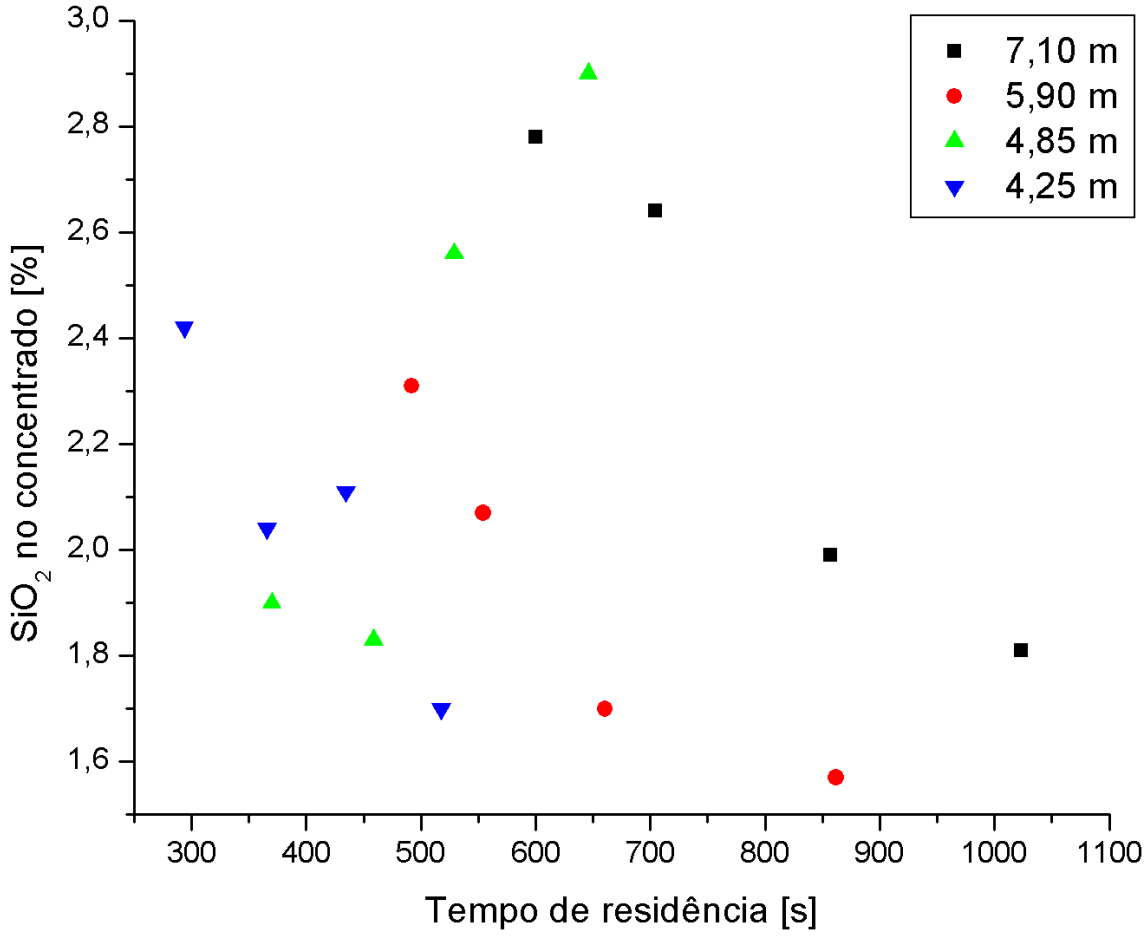


Gráfico 5.22 – Tempo de residência versus porcentagem de SiO_2 no concentrado para as quatro alturas de coluna analisadas.

Os gráficos 5.23 a 5.26 apresentam as porcentagens de SiO_2 no concentrado para cada uma das colunas analisadas, bem como uma regressão linear de modo a passar uma reta pelos pontos experimentais. Nota-se que o ajuste linear obteve resultados no teste de aderência superiores a 90%, indicando assim uma boa aderência entre os pontos experimentais e a reta obtida.

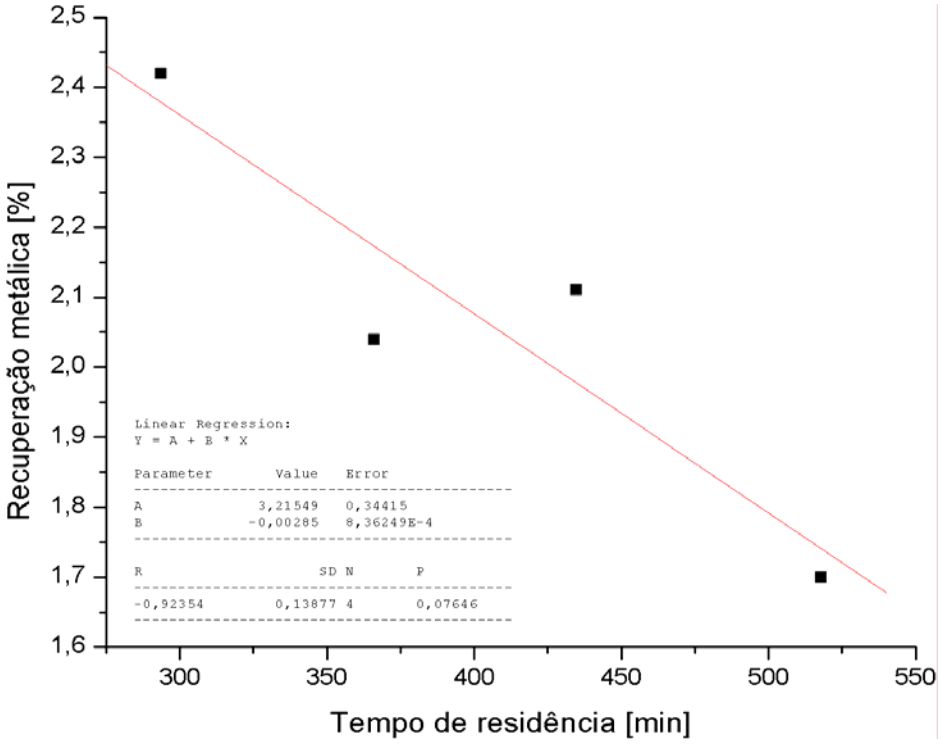


Gráfico 5.23 – Tempo de residência versus porcentagem de SiO_2 no concentrado para a coluna de 4,25 metros de altura.

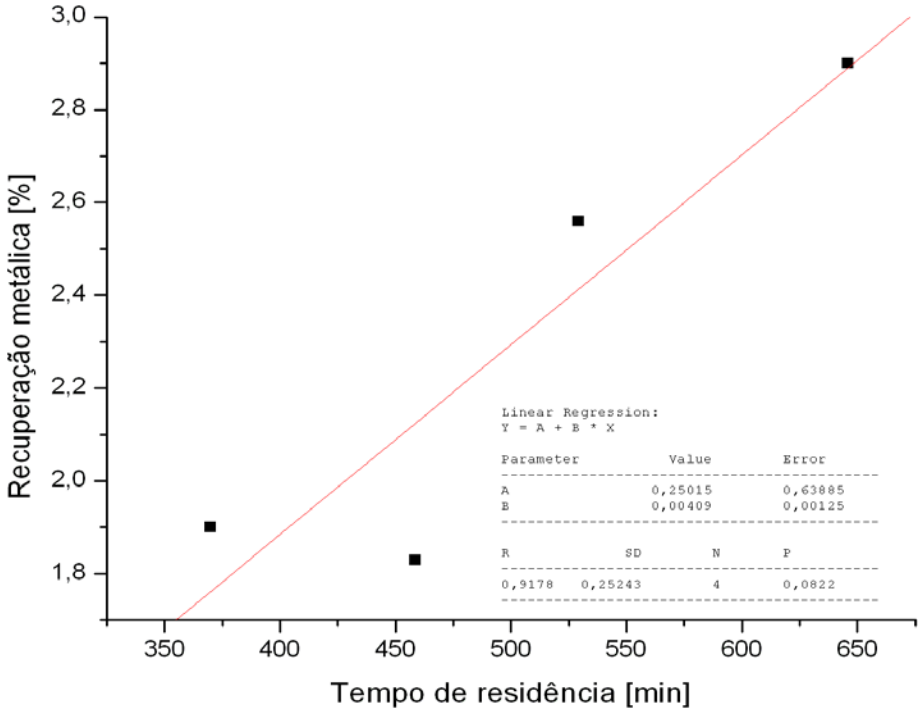


Gráfico 5.24 – Tempo de residência versus porcentagem de SiO_2 no concentrado para a coluna de 4,85 metros de altura.

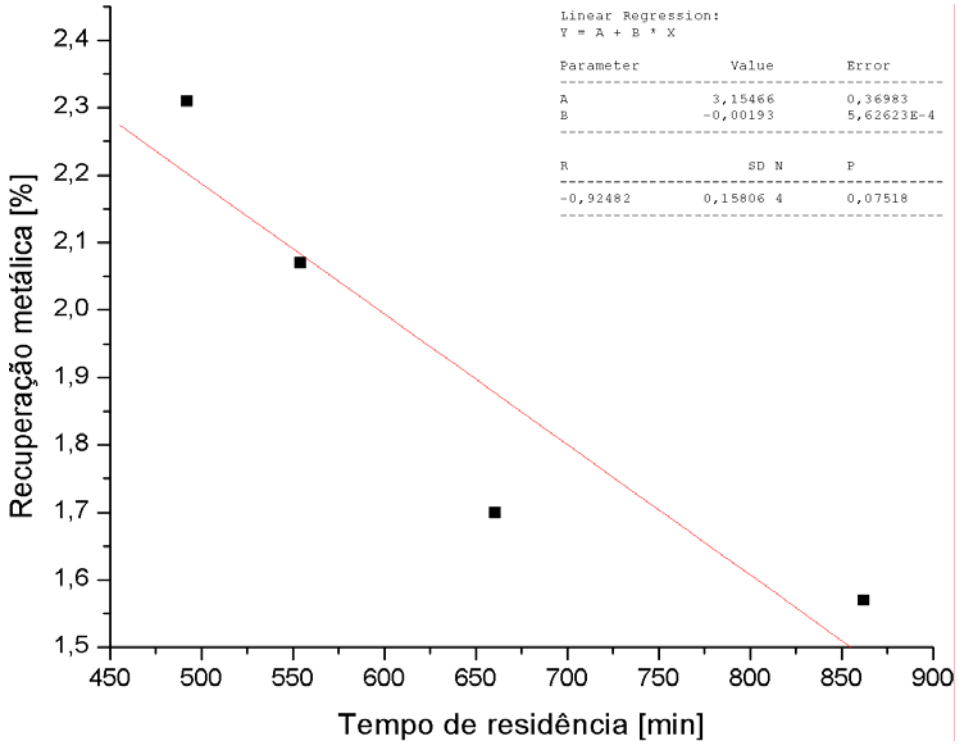


Gráfico 5.25 – Tempo de residência versus porcentagem de SiO_2 no concentrado para a coluna de 5,90 metros de altura.

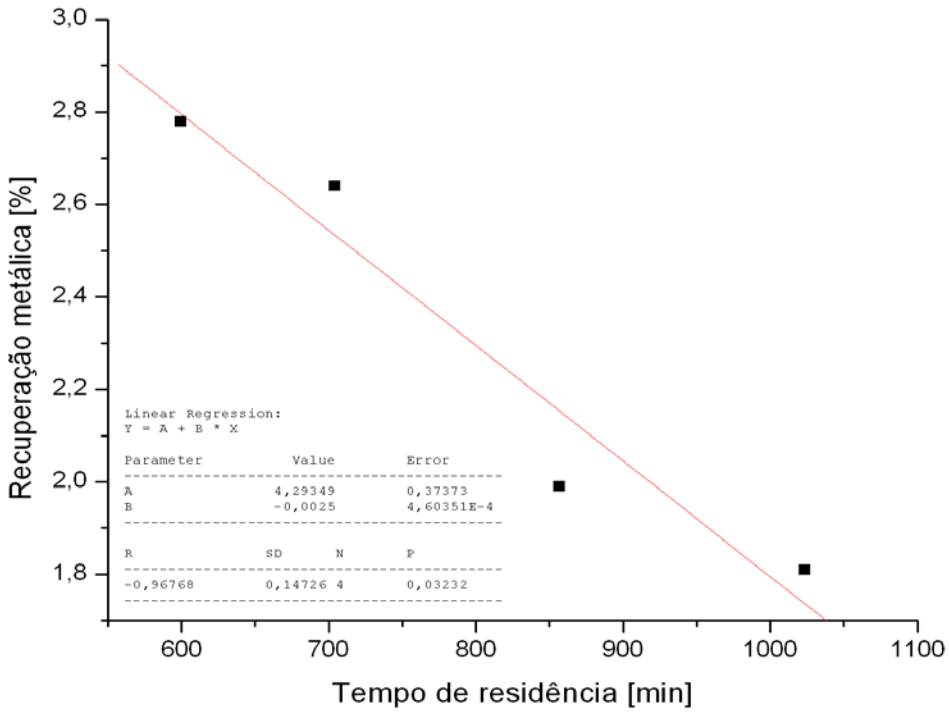


Gráfico 5.26 – Tempo de residência versus porcentagem de SiO_2 no concentrado para a coluna de 7,10 metros de altura.

O gráfico 5.27 apresenta uma sobreposição de todos os valores de SiO_2 obtidos para os ensaios experimentais realizados, excluindo-se os ensaios da coluna de 4,85 metros de altura, devido ao seu comportamento anômalo.

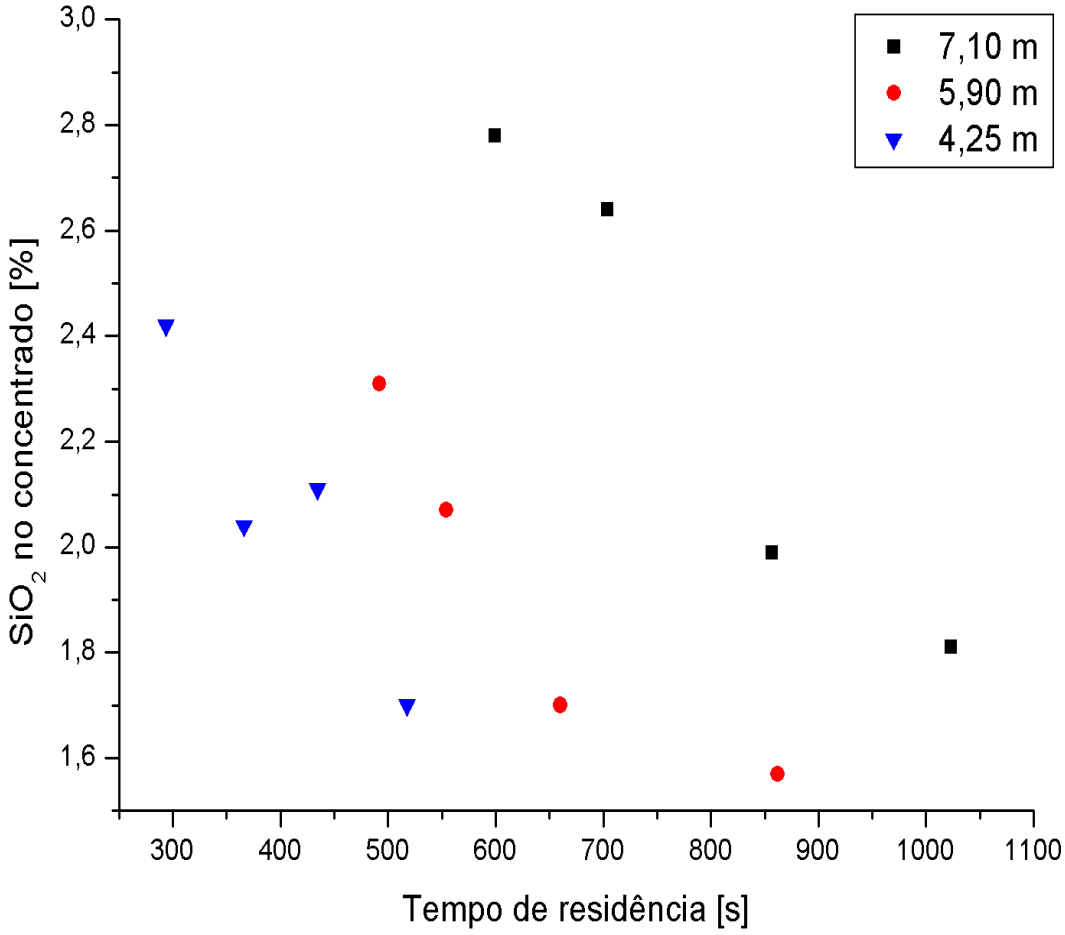


Gráfico 5.27 – Tempo de residência versus porcentagem de SiO_2 no concentrado para diferentes alturas de colunas (exceto a de 4,85 metros de altura).

5.2. Análise estatística dos resultados

Para a avaliação dos resultados, dois valores são decisivamente importantes: a recuperação e o teor de sílica no concentrado.

A recuperação avalia quanto do conteúdo metálico (ferro na alimentação) foi aproveitado como produto final (ferro no concentrado). Mostrando assim, um melhor ou pior desempenho do equipamento (coluna de flotação) com relação ao tempo de residência, característico do mesmo. Outro valor dependente da recuperação é o teor de ferro no rejeito, pois quanto maior a recuperação menor é o teor de ferro no rejeito.

O teor de sílica no concentrado é um valor de especificação do produto. Ou seja, o produto a ser comercializado deve atender a certos critérios, dentre os quais o teor de sílica no concentrado, sendo controlado durante a etapa de flotação.

Então, esses dois valores devem ser avaliados em conjunto, pois é necessário que uma recuperação melhor no equipamento atenda também aos valores de exigência de qualidade do produto.

Uma avaliação dos resultados obtidos mostra que:

- A recuperação metálica de ferro aumenta com a diminuição do tempo de residência;
- O teor de sílica no concentrado comportou-se de forma dispersa para os diferentes tempos de residência.

Para uma melhor avaliação dos resultados seria necessário verificar o comportamento da recuperação e teor de sílica no concentrado, com relação às duas variáveis que afetaram o tempo de residência, altura da coluna e vazão de alimentação. Para isso, foi necessário utilizar-se de uma ferramenta estatística, o Minitab 14, para avaliar qual variável teve importância estatística no resultado. O Minitab possui uma ferramenta chamada análise de regressões que avalia a influência de diferentes variáveis em um resultado.

Primeiramente, foi avaliado o comportamento da recuperação (Rm), como variável dependente. Foram usados dois valores como variáveis (vide tabela 5.10): altura (h) e a vazão (q).

Foi então usado o modelo de análise de regressões para essas duas variáveis, dando como equação:

$$Rm = 87{,}2654 – 5{,}5464\ h - 1{,}4717\ h^2 + 1{,}3900\ hq + 8{,}4459\ q – 3{,}1192\ q^2, \quad (5.3)$$

Conforme o valor de R-Squared estatístico mostra que o modelo explica 94,2% da variabilidade da recuperação.

Conforme a folha do Minitab mostra (anexo 9.2), os termos que tiveram o valor de P-value maior ou igual a 0,10; não têm significado estatístico para um nível de confiança de 90%, podendo ser removidas do modelo. Isso deverá ser feito em passos, um termo de cada vez, na seguinte ordem: 1º termos quadráticos, 2º iterações entre termos e 3º termos individuais. Conforme essa observação, elaboramos um novo modelo removendo o quadrado da altura, tendo como resultado da equação do modelo:

$$Rm = 86{,}4326 – 0{,}5889\ h + 1{,}4684\ hq + 8{,}3452\ q – 3{,}2489\ q^2, \quad (5.4)$$

Conforme o valor de R-Squared estatístico mostra que o modelo explica 92,7% da variabilidade da recuperação (gráfico 5.28).

Para avaliar o comportamento do teor de sílica no concentrado (Si), como variável dependente, foram usadas as mesmas duas variáveis: a altura (h) e a vazão (q).

Foi então usado o modelo de regressões para essas variáveis, dando como equação:

$$Si = 2{,}0382 – 0{,}0817\ h + 0{,}1656\ h^2 + 0{,}4146\ hq + 0{,}2985\ q – 0{,}1658\ q^2, \quad (5.5)$$

As variáveis que tiveram o valor de P-value maior ou igual a 0,10 não têm significado estatístico para um nível de confiança de 90%, podendo ser removidas do modelo. Portanto, como todas as variáveis tiveram o valor de P-value maior que 0,10; nenhuma delas tem significativa importância estatística no valor do teor de sílica no concentrado. Conforme o valor de R-Squared estatístico mostra o modelo explica apenas 34,6% da variabilidade da recuperação.

Para esse modelo, nenhuma das variáveis tem significativa importância estatística no valor do teor de sílica no concentrado.

Porém, como observamos o comportamento anômalo da coluna de 4,85m, resolvemos retirar estes resultados de sílica da avaliação no Minitab, trabalhando apenas com os resultados das colunas de outras alturas. Foi então usado o modelo de regressões para essas variáveis, dando como equação:

$$Si = 1{,}9376 + 0{,}1722\ h + 0{,}2496\ h^2 + 0{,}1725\ hq + 0{,}5218\ q - 0{,}0613\ q^2, \quad (5.6)$$

Conforme o valor de R-Squared estatístico mostra que o modelo explica 92,1% da variabilidade da sílica.

Como tivemos p-value maiores que 0,10; foi feito um novo modelo, removendo o quadrado da vazão e o produto da vazão pela altura (sucessivamente), tendo como resultado final, a equação 5.8 do modelo:

$$Si = 1{,}9561 + 0{,}1713\ h + 0{,}2512\ h^2 + 0{,}1723\ hq + 0{,}5185\ q, \quad (5.7)$$

$$Si = 1{,}9538 + 0{,}1699\ h + 0{,}2512\ h^2 + 0{,}5230\ q, \quad (5.8)$$

Conforme o valor de R-Squared estatístico mostra o modelo explica 87,8% da variabilidade da sílica.

Tabela 5.10 - Dados de entrada no Minitab.

h	h^2	q	q^2	h.q	t	t^2	Si	Rm
7,10	50,41	18,78	352,69	133,33	1023,28	1047101,96	1,81	76,0
7,10	50,41	21,69	470,46	154,00	856,65	733849,20	1,99	78,8
7,10	50,41	29,37	862,60	208,53	704,09	495742,70	2,64	87,9
7,10	50,41	34,80	1211,04	247,08	599,66	359592,10	2,78	90,6
5,90	34,81	16,68	278,22	98,41	861,99	743026,80	1,57	74,1
5,90	34,81	25,35	642,62	149,57	660,31	436009,30	1,70	84,2
5,90	34,81	28,86	832,90	170,27	554,18	307115,50	2,07	88,0
5,90	34,81	31,98	1022,72	188,68	492,08	242142,70	2,31	89,5
4,85	23,52	20,46	418,61	99,23	645,86	417135,10	2,90	83,9
4,85	23,52	23,34	544,76	113,20	529,04	279883,30	2,56	85,1
4,85	23,52	27,18	738,75	131,82	458,52	210240,60	1,83	88,6
4,85	23,52	34,92	1219,41	169,36	369,93	136848,20	1,90	90,8
4,25	18,06	20,98	440,16	89,17	517,93	268251,50	1,70	79,1
4,25	18,06	24,28	589,52	103,19	434,70	188964,10	2,11	83,9
4,25	18,06	29,46	867,89	125,21	366,09	134021,90	2,04	86,4
4,25	18,06	37,74	1424,31	160,40	293,63	86218,58	2,42	90,9

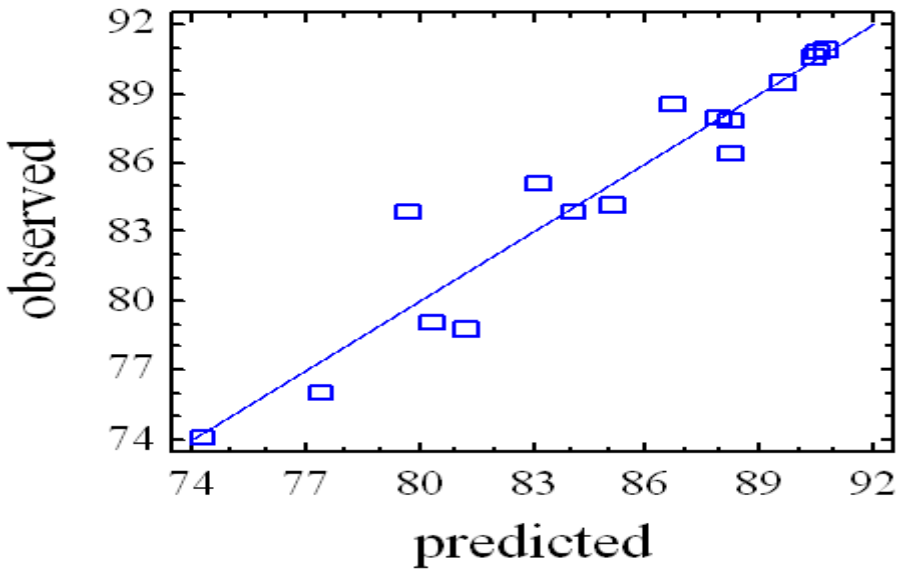


Gráfico 5.28 – Recuperação predita pelo modelo versus realizada.

5.3. Interpretação dos resultados

Os resultados mostraram que os ensaios com menor tempo de residência apresentaram melhor recuperação metálica. Outra observação importante é que os resultados de sílica (impureza) para os diversos testes foram bastante satisfatórios para uma etapa *rougher*. Estes dois fatos em conjunto, mostram que o tempo de residência nas colunas foi excessivamente elevado.

O tempo de residência elevado se deve ao tamanho das colunas. Isso mostra que as colunas de flotação da etapa *rougher* estão superdimensionadas. Elas poderiam ser colunas de flotação menores, sem comprometer os resultados de sílica no concentrado, e mais importante ainda, com ganhos de recuperação metálica.

Os testes foram realizados com as seguintes alturas da coluna de flotação piloto do CDTN - Centro de Desenvolvimento de Tecnologia Nuclear: 7,10m; 5,9m; 4,85m e 4,25m. E vale ressaltar, a altura da maioria das colunas de duas polegadas, normalmente usadas para testes pilotos, é de seis metros. Pelos testes realizados, mesmo a coluna de 4,25m (menor altura testada) está com tempo de residência provavelmente superestimado. Devido a este padrão normalmente adotado, advindo da flotação direta, não foram realizados testes com alturas menores.

Isso mostra que os conceitos desenvolvidos para a flotação direta, maioria dos trabalhos realizados, podem não serem, necessariamente, aplicáveis a flotação reversa de minério de ferro.

Quando observamos a perda de minério de ferro (redução da recuperação metálica) no teste com maior tempo de residência, verificamos que a mesma ocorreu nas frações mais finas. Este fato está de acordo com o esperado, pois o tempo de residência das partículas maiores é menor que o tempo de residência das partículas menores. Ou seja, por possuírem tempo de residência mais excessivo ainda, as partículas finas tendem a serem coletadas e/ou arrastadas para o rejeito.

Isso é explicado matematicamente pelo fato do tempo de residência da partícula ser inversamente proporcional à velocidade de deslizamento da mesma, a qual depende diretamente do tamanho da partícula. Em outras palavras, o tempo de residência da partícula é inversamente proporcional ao tamanho da mesma.

Por isso, as partículas finas possuem o tempo de residência maior do que as partículas mais grossas. Como o tempo de residência da polpa já foi excessivamente alto, para as partículas menores esse tempo está ainda maior para as partículas finas. Este fato leva a ocorrer coleta e/ou arraste desse material para a fração flotada do material, conforme mostra o gráfico abaixo.

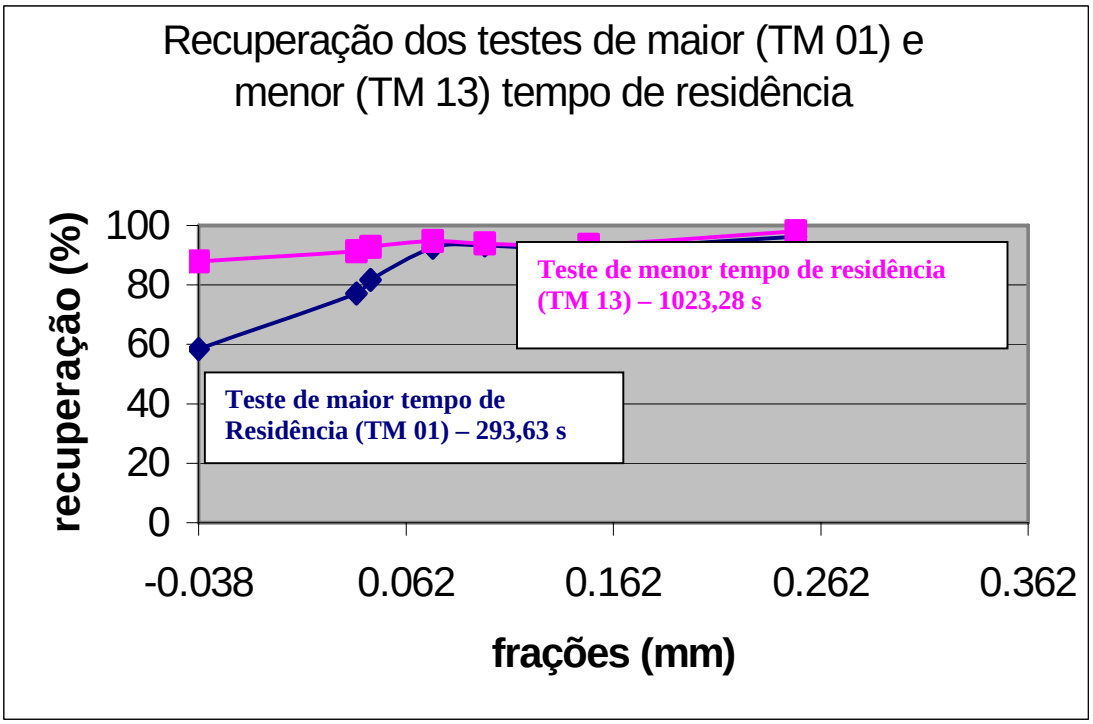


Gráfico 5.31 – Recuperação por fração, nos testes de maior (TM 01) e menor (TM 13) tempo de residência.

Com isso, notamos que há um tempo necessário para que a reação aconteça, não podendo ser excedido, pois acarretaria que as partículas finas de ferro sejam coletadas e/ou carreadas. Este tempo ideal de coleta deve ser o tempo suficiente para que a superfície da bolha esteja completa de partículas.

O ferro no rejeito comportou-se coerentemente com o já dito, o excesso de tempo de residência ocasionou a perda do ferro mais fino para o rejeito.

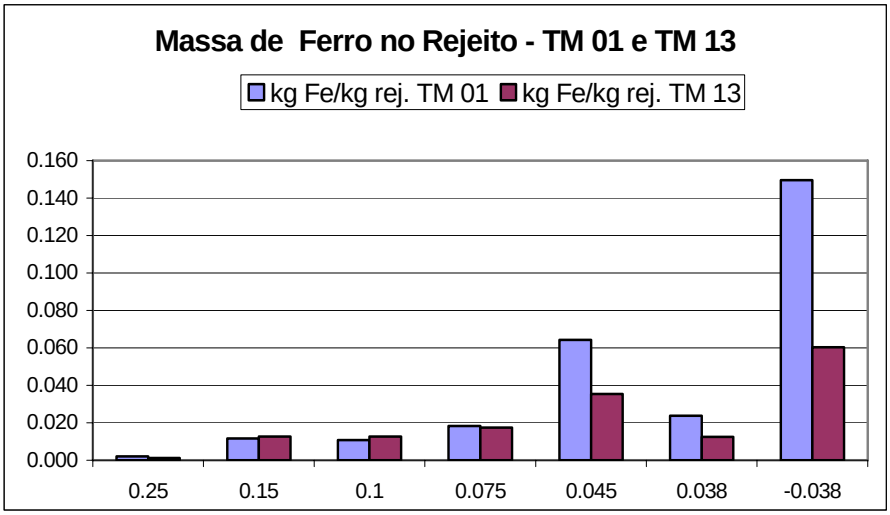


Gráfico 5.32 – Massa de ferro no rejeito por fração, nos testes de maior (TM 01) e menor (TM 13) tempo de residência.

Devido ao fato destas partículas finas terem o tempo de residência ainda maior que as partículas maiores, elas tendem a se acumular dentro do equipamento, propiciando condições favoráveis para o seu arraste.

Os valores de sílica no concentrado estiveram muito bons para uma etapa *Rougher* (entre 2,9% e 1,57% de SiO_2). Comportando-se dentro do esperado, tendo uma ligeira

redução com o aumento do tempo de residência, devido ao fato da maior oportunidade de coleta da sílica com aumento do tempo de residência. Isso, porém comprometeu a recuperação metálica, devido a propiciar também a coleta e/ou arraste do ferro fino.

Uma outra observação importante, para o teor de sílica no concentrado da coluna de flotação, foi o fato de ter se concentrado nas frações maiores que 0,15mm. Se este material fosse peneirado em malha de 0,15mm (provavelmente em peneira de alta freqüência) teria gerado resultado de produto final para *Pellet feed* de redução direta.

Isso vai de encontro com o que vem acontecendo nas instalações industriais, o fato das colunas de flotação terem extrema dificuldade em retirar as frações de sílica maiores que 0,15mm. Por esse motivo, algumas instalações industriais estão instalando (Mina de Conceição) peneiras de alta freqüência em conjunto com colunas de flotação para retirar a sílica grosseira (maior que 0,15mm) prejudicial ao processo de flotação (principalmente em Colunas de flotação).

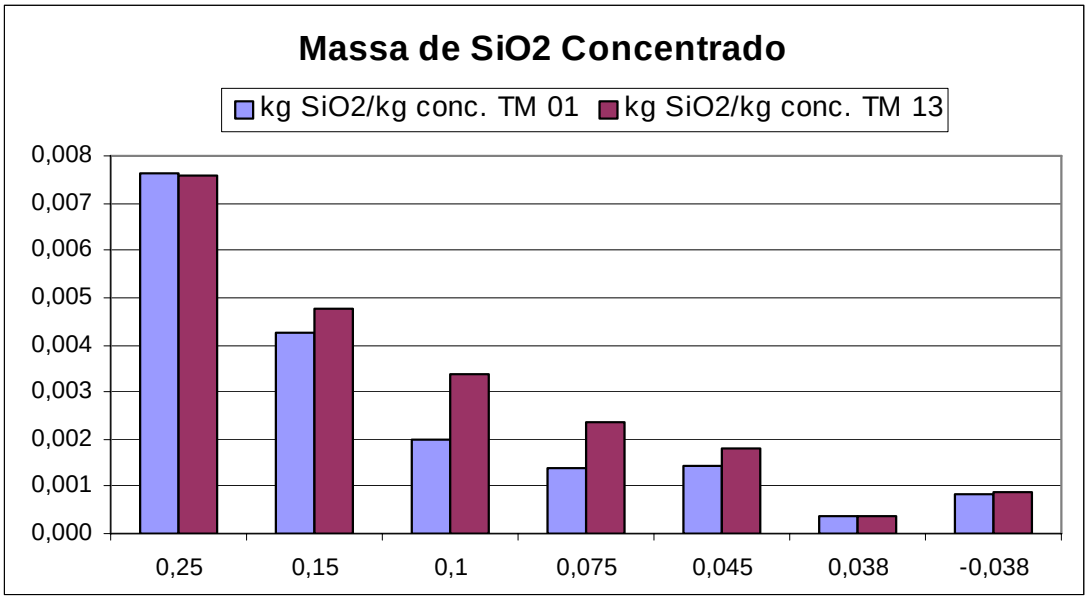


Gráfico 5.33 – Massa de sílica no concentrado por fração, nos testes de maior (TM 01) e menor (TM 13) tempo de residência.

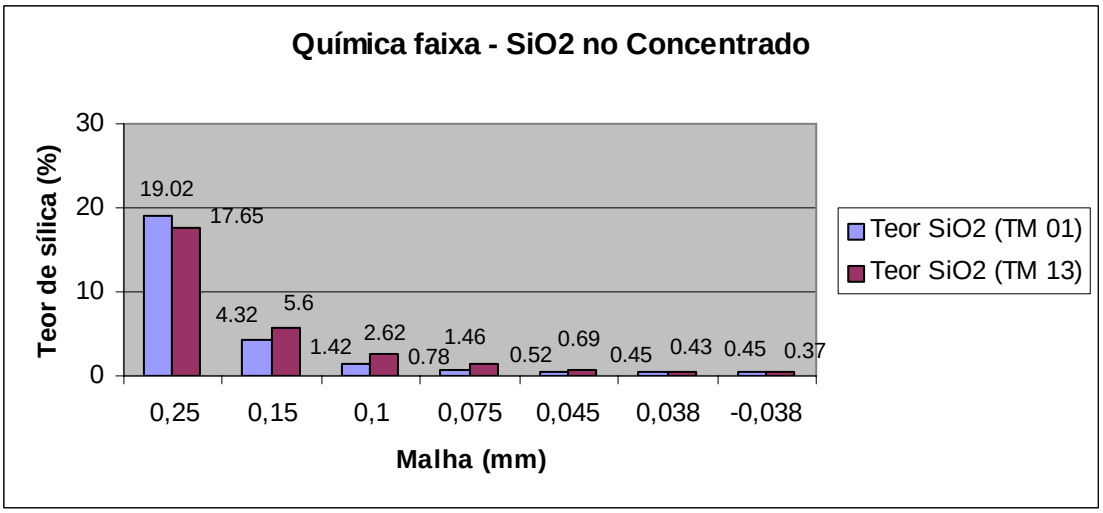


Gráfico 5.34 – Analise química por fração granulométrica da sílica no concentrado no teste de maior (TM 01) e menor (TM 13) tempo de residência.

Pelo gráfico, nota-se que independentemente do tempo de residência, a coluna de flotação é incapaz de retirar a sílica grosseira (sílica maior que 0,15mm) do material, vindo está sílica (impureza) a estar na maior parte no concentrado.

Tanto o teste de maior tempo de residência (TM 01) quanto o teste de menor tempo de residência (TM 13), tiveram este mesmo comportamento, com a sílica do produto concentrando-se na fração mais grosseira. Isso, provavelmente mostra que essas partículas pelo fator peso/gravidade tendem a serem descoletadas das bolhas e/ou arrastadas para o afundado.

Na prática (Instalações industriais existentes), nota-se que esse fator é minimizado na flotação convencional por células mecânicas, talvez pelo fato do mecanismo de agitação proporcionar a suspensão das partículas, e com maior probabilidade de contato partícula/bolha.

Devido ao tempo de residência excessivo, já mencionado, perdeu-se a oportunidade de melhorar a recuperação metálica, sem o comprometimento do concentrado final (*Pellet*

feed). Isso, também acarretaria em redução de custo de instalação/implantação de novas unidades, pois colunas menores teriam uma redução de custo e facilidade de fabricação/montagem.

A dependência da recuperação metálica com a altura da coluna e a vazão já era esperada, devido ao fato de ambos afetarem ao tempo de residência do qual depende a recuperação.

Esse comentário é idêntico para a sílica. Porém, foi necessário retirar os valores da coluna de 4,85m para que se conseguisse uma correlação estatística satisfatória. Isso mostra que pode ter havido erros na amostragem/preparação das amostras da coluna de 4,85m, vindo a acarretar esses resultados.

6. CONCLUSÕES

Através de análise criteriosa dos resultados experimentais encontrados chegou-se às seguintes conclusões:

1. O tempo de residência dos testes foi excessivamente elevado. Isso se deve principalmente aos tamanhos das colunas testadas, estando estas colunas de flotação da etapa *rougher* superdimensionadas. Isto foi mostrado pelo fato que o ensaio com menor tempo de residência apresentou melhor recuperação metálica, com o percentual de sílica (impureza) bastante satisfatório para uma etapa *rougher*. Devido ao tempo de residência excessivo, já mencionado, perdeu-se a oportunidade de melhorar a recuperação metálica das colunas, sem comprometimento o concentrado final (*Pellet feed*). Isso acarretaria na redução do custo de instalação/implantação de novas unidades, pois colunas menores teriam uma redução de custo e facilidade de fabricação/montagem;

2. Os conceitos desenvolvidos para a flotação direta, maioria dos trabalhos realizados, podem não ser necessariamente aplicáveis a flotação reversa de minério de ferro. Um exemplo disso é que a altura da maioria das colunas de duas polegadas, normalmente usadas para testes piloto, é de seis metros. E devido a esse padrão normalmente adotado, advindo da flotação direta, os testes com alturas menores não foram realizados. Mesmo a coluna de 4,25m (menor altura testada) estava com o tempo de residência provavelmente superestimado;

3. A perda de minério de ferro (redução da recuperação metálica) nos testes com maior tempo de residência ocorreu nas frações mais finas. Isso ocorreu por possuírem tempo de residência ainda mais elevado que as partículas mais grossas, e por isso tendem a serem coletadas e/ou arrastadas para o rejeito;

4. Os valores de sílica no concentrado foram muito bons para uma etapa *Rougher* (entre 2,9% e 1,57% de SiO_2). Comportando-se dentro do esperado, tendo uma

ligeira redução com o aumento do tempo de residência, devido ao fato da maior oportunidade de coleta da sílica com aumento do tempo de residência. Isso, porém comprometeu a recuperação metálica, devido a propiciar também a coleta e/ou arraste do ferro fino;

5. A análise química por fração granulométrica do teor de sílica no concentrado mostrou que a sílica se concentra nas frações maiores que 0,15mm. E por isso, caso esse material fosse peneirado em malha de 0,15mm (provavelmente peneiras de alta freqüência) teria gerado resultado de produto final para Pellet feed de redução direta. Isso vai de encontro com o que vem acontecendo nas instalações industriais, o fato das colunas de flotação terem extrema dificuldade em retirar as frações de sílica maiores que 0,15mm. Por esse motivo, algumas instalações industriais estão instalando (Mina de Conceição) peneiras de alta freqüência em conjunto com colunas de flotação para retirar a sílica grosseira (maior que 0,15mm) prejudicial ao processo de flotação;

6. A dependência da recuperação metálica com a altura da coluna e a vazão já era esperada, devido ao fato de ambos afetarem ao tempo de residência do qual depende a recuperação;

7. Para uma análise estatística satisfatória da sílica foi necessário retirar os valores da coluna de 4,85m. Isso mostra que pode ter havido erro na amostragem/preparação da amostra da coluna de 4,85m, vindo a acarretar esses resultados. Este comportamento anômalo pode ser confirmado repetindo-se futuramente os testes com a coluna de 4,85m.

7. TRABALHOS FUTUROS

Sugerem-se os seguintes tópicos:

- Realização de mais ensaios de flotação para colunas menores, utilizando-se o planejamento fatorial para o cálculo do número de análises necessárias para se obter um grau de confiabilidade aceitável dos resultados;

- Criação de um modelo matemático embasado no banco de dados experimental levantado, de modo a gerar um modelo que correlacione a altura da coluna e a vazão de sólidos com a recuperação metálica;

- Validar o modelo encontrado em um software estatístico para verificação da aderência ao modelo nos pontos experimentais, bem como analisar a influência das variáveis independentes (altura da coluna e a vazão de sólidos) com a variável dependente (recuperação metálica);

- Criação de um modelo matemático embasado no banco de dados experimental levantado de modo a gerar um modelo que correlacione a altura da coluna e a vazão de sólidos com a porcentagem de sílica (SiO_2) no concentrado;

- Validar o modelo encontrado em um software estatístico, para a verificação da adesão do modelo aos pontos experimentais bem como analisar a influência das variáveis independentes (altura da coluna e a vazão de sólidos) com a variável dependente (porcentagem de sílica no concentrado);

- Analisar as anomalias encontradas repetindo-se os ensaios com a coluna de 4,85m:
    - O gráfico 5.2 mostra que o teor de sílica no concentrado diminuiu com o aumento da vazão na coluna de 4,85 metros de altura;

- O gráfico 5.3 mostra que o teor de ferro no concentrado aumentou com o aumento da vazão na coluna de 4,85 metros de altura.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABREU, S.F. (1973). Ferro e Metais da Indústria do Aço. Recursos Minerais do Brasil, Editora Edgar Blucher Ltda, v. 2, p. 451 - 492.

AHMED, N., JAMESON, G.J. (1985). The Effect of Bubble Size on the Rate of Flotation of Fine Particles. International Journal of Mineral Process, nº 14, p. 195 - 215.

ALECRIM, J.D. (1982). Recursos Minerais do Estado de Minas Gerais. Metais de Minas Gerais S/A - METAMIG, p. 131 - 136, Belo Horizonte - MG.

BALL, D.F., DARTNELL, J., DAVINSON, J., GRIEVE, A., WILD, L. (1973). Iron Ore. Agglomeration of iron ores, Published by Heinemann Education Books, p. 3 - 9, London.

BARBOSA, A.L.M. (1985). Contribuições recentes à Geologia do Quadrilátero Ferrífero. Conferência Proferida na Sociedade Brasileira de Geologia, Núcleo de Minas gerais, p. 1 – 44, Belo Horizonte - MG.

CASTRO, L.O. (1993). Propostas Geológicas. Origens das Formações Ferríferas Bandadas, Editora Impressão Digital, p. 59 – 78, Belo Horizonte - MG.

COELHO, E.M. (1980). Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. VII Encontro Nacional de Tratamento de Minério e Hidrometalurgia, ITEP, p. 19 – 29, Recife - PE.

CONTE, R.A. (1995). Determinação de Impurezas Substitucionais por Espectometria de Emissão Atômica com Plasma Acoplado Indutivamente (ICP/AES), no Processamento de Tântalo Metálico. Tese de Doutorado, p. 60-105, São Carlos - SP.

DANA, J.D. (1974). Manual de Mineralogia. Livros Técnicos e Científicos, Editora S.A., 1ª Edição, 642p.

DEER, W.A., HOWIE, R.A, ZUSSMAN, J. (1981). Minerais Constituintes das Rochas –Uma Introdução. Fundação Calouste Gulbenkian, p. 1 - 44.

DOBBY, G.S., FINCH, J.A. (1987). Particle Size Dependence in Flotation Derived from a Fundamental Model of the Capture Process. International Journal of Mineral Process, nº 21, p. 241 - 260.

DOBBY, G.S., FINCH, J.A. (1990). Column Flotation, Pergamon Press.

DORR II, J.V.N. (1969). Physiographic, Stratigraphic and Structural Development of the Quadrilátero Ferrífero Minas Gerais, Brazil. Geological Survey Professional Paper, p. 111, Washington: United States Government Printing Office.

ESPINOZA, C., GOMES, R., YANATOS, J., FINCH, J. (1988). Carrying Capacity Limitations in Flotation Columns. SME Annual Meeting, p. 1 - 48.

FLEISCHER, M. (1983). Glossary of Mineral Species. The Mineralogical Record, Tucson.

GOMES, C.B. (1984). Técnicas Analíticas e Instrumentais Aplicadas à Geologia. Editora Edgard Blucher Ltda, p. 218, São Paulo-SP.

GUILD, P.W. (1960). Geologia e Recursos Minerais do Quadrilátero Ferrífero. Geologia e Recursos Minerais do Distrito de Congonhas, Estado de Minas Gerais. Traduzido por Aluízio L. M. Barbosa, p. 10 - 32.

HASUL, Y. et al. (1983). Mina de Alegria - Tipologia do Minério de Ferro, Geologia e Modelo Evolutivo da Jazida. Relatório de Consultoria Técnica, Mariana-MG.

HOPPE, A., CSHOBBENHAUS, C., WALDE, D.H.G. (1987). Precambrian Iron Formations. Theophrastus Publications S.A., p.347-383, Athens Greece.

HOUOT, R. (1977). Beneficiation of Iron Ore Flotation - Review of Industrial and Potentials Applications. International Journal of Mineral Processing, Elsevier Scientific Publishing Company, p. 89 - 98, Amsterdam – Netherlands.

ITYOKUMBUL, M.T. (1992). A Mass Transfer Approach to Flotation Column Design. Chemical Engineering, v. 47, nº. 13/14, p. 3605 - 3612.

ITYOKUMBUL, M.T. (1995). Effect of Pulp Cleaning Zone on Gangue Control on Column Flotation, Minerals Engineering, v. 8, n º 10, p. 1231 - 1237.

IWASAKI, I. (1983). Iron Ore Flotation, Theory and Practice. Mining Engineering, p. 622 - 631.

JAMES, H.L. (1966). Chemistry of the Iron-Rich Sedimentary Rocks. U.S. Geological Survey Professional Paper 440-w, Washington D.C.

LIMA, R.M.F. (1995). Adsorção de Amina e Amido na Superfície do Quartzo e Hematita, e sua Influência na Flotação. Dissertação de Doutorado, UFMG – Belo Horizonte.

LEJA, J., (1982). Surface Chemistry of Froth Flotation, Plenum Press, p. 200 - 301, New York - USA.

MANQIU XU, FINCH, J. A., URIBE, A. (1991). Maximum Gas and Bubble Surface Rates In Flotation Columns. International Journal of Mineral Process, nº 32, p. 233 - 250.

MARTINS, J. (1998). Flotação. Notas de Aula da Pós-Graduação em Engenharia Mineral, UFOP – Ouro Preto.

MELNIK, Y.P. (1982). Precambrian Banded Iron - Formation. Elsevier Scientific Publishing Company, v. 5, Amsterdam.

MELO, M.T.V., BORBA, R.R., COELHO, W.A. (1984). O Distrito Ferrífero de Itabira: Minas de Cauê, Conceição, Dois Córregos, Periquito, Onça, Chacrinha e Esmeril. Relatório.

MORRIS, R.C.A. (1980). Textural and Mineralogical Study of the Relationship of Iron Ore to Banded Iron - Formation in the Hamersley Iron Province of Western Australia. Economic Geology, v. 75, p. 184 - 209.

MORRIS, R.C. (1985). Genesis of Iron Ore in Banded Iron Formation by Supergene and Supergene-Metamorfic Process - A Conceptual Model. Handbook of Strata - Bound and Stratiform Ore Deposits, Elsevier Science Publisher's B.V., v. 13, Chapter 2, p. 73 – 235, Netherlands.

MOURÃO, J.M., PICCOLO, A.L. (1984). Avaliação Metalúrgica de Pelotas para Redução Direta. CVRD - revista, v. 5, n º 15, p. 15 - 22.

NUMELA, W., IWASAKI, I. (1986). Iron Ore Flotation. Advances in Mineral Processing, Editor SME, Chapter 18, p. 308 – 342, Littleton, Colorado.

OTEYAKA, B., SOTO, H. (1995). Modeling of Negative Bias Column for Coarse Particles Flotation, Minerals Engineering, v. 8, n º 1 / 2 , p. 91 - 100.

PAPINI, R.M. (1998). Caracterização e estudos fundamentais de Apatita e minerais associados em minério silício-carbonáticos. Tese de Doutorado, UFMG – Belo Horizonte.

PERES, A.E.C. (1996). Flotação. Departamento de Engenharia de Minas, UFMG – Belo Horizonte.

QUEIROZ, L.A. Emprego da Atrição na Deslamagem: Efeitos na Flotação Reversa de Minérios Itabiríticos. Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas, 120p., Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG.

ROSIERE, C. A., Guimarães. M.L.V. (1984). Um Modelo para a Evolução Microestrutural dos Minérios de Ferro do Quadrilátero Ferrífero. Parte I - Estruturas e Recristalização, CPMTC/IGC/UFM, p. 65 - 84.

SCHOBBENHAUS, C., COELHO, C.E.S. (1986). Principais Depósitos Minerais do Brasil, DNPM/CVRD, v. 2, p. 110, Brasília.

SILVA, A. T. (1973). Curso de Tratamento de Minérios, v. III, UFMG.

SILVA, A. T. (1973). Curso de Tratamento de Minérios, v. I, UFMG.

SILVA, N.P.P. (1990). Geologia do Minério de Ferro. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

SOTO, H.S. (1989). Column Flotation With Negative Bias. Processing of complex Ores, Edited by Dobby e Rao, Pergamon Press.

SOTO, H., BARBERY, G. (1991). Flotation of Coarse Particles in a Counter – Current Column Cell. Minerals e Metallurgical Processing, p. 16 - 21.

TOVAR, P.E., NAVARRO, J., PASTRANA, J.M. (1988). Flotation of a Low-Grade Iron Ore. In: 2ND LATIN-AMERICAN CONGRESS ON FROTH FLOTATION, Edited by FLORES, S.H.C., MOISAN, J.A., p. 215 – 231, Conception - Chile.

VIANNA, P. (1989). Projeto Itabirito Alegria. Relatório Interno da Samarco Mineração S. A., Mariana – MG.

WALLACE, R.M. (1965). Geology and Mineral Resources of the Pico de Itabirito District Minas Gerais. Geology and mineral Resources of Parts of Minas Gerais, Brazil. Geological Survey Professional Paper 341-F, p. 68, United States.

YIANATOS, J.B., BERGH, L.G., DURAN, O.U., DIAZ, F.J., HERESIS, N.M. (1994). Measurement of Residence Time Distribution of the Gas Phase in Flotation Columns. Minerals engineering, v .7, n º 2/3, p. 333 - 344.

9. ANEXOS

Anexo 9.1

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 01	DATA	06	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água		30,0
	* Percentagem de sólidos		38,5
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência	6,4
		** Percentagem de sólidos	38,5
		** Soda	16,0
		** Collamil	412,1
	* Condicionador 2	** Tempo de residência	6,2
		** Percentagem de sólidos	38,5
		** Flotigam EDA-B	46,6
		** pH da	10,2
	* Água de diluição		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,30
		** Polpa	0,27
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		38,5
	* Altura da camada de espuma (cm)		68,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	*		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha		-
	* Hold up do ar		22,0
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O S

P R O D U T O	VAZÃO		TEOR			DISTRIBUIÇÃO			
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
Concentrado	10.760	46995,2	66,49	1,81	0,24	57,3	76,0	4,0	45,9
Rejeito	8019	25832,6	28,10	58,30	0,38	42,7	24,0	96,0	54,1
Alimentação	18780	50052,0	50,10	25,93	0,30	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 02	DATA	06	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água		37,2
	* Percentagem de sólidos		38,5
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	5,2
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	424,7
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	5,0
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Flotigam EDA-B (g/t)	46,6
		** pH da polpa	10,1
	* Água de diluição		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,30
		** Polpa	0,30
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		38,5
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte (g/cm		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		21,5
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O S

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	12775	54271,6	66,30	1,99	0,26	58,9	78,8	4,4	48,2
REJEITO	8914	28693,2	25,55	61,98	0,40	41,1	21,2	95,6	51,8
ALIMENTAÇÃO	21689	60468,0	49,55	26,64	0,32	100,0	100,0	100,0	100,0

TESTE º:	TM - 03	DATA	06	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		44,1
	* Percentagem de sólidos (%)		40,0
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	4,3
		** Percentagem de sólidos (%)	40,0
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	404,5
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	4,2
		** Percentagem de sólidos	39,0
		** Flotigam EDA-B	45,1
		** pH da	10,2
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,29
		** Polpa	0,29
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,0
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha		-
	* Hold up do ar		19,6
	* Índice de		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	19649	68884,2	66,0	2,64	0,25	66,9	87,9	6,9	53,3
REJEITO	9721	28463,6	18,3	72,2	0,44	33,1	12,1	93,1	46,7
ALIMENTAÇÃO	29370	75330,0	50,2	25,6	0,31	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 04	DATA	06	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		51,9
	* Percentagem de sólidos (%)		40,1
CONDICIONAMENTO	*	** Tempo de residência (min)	3,6
		** Percentagem de sólidos (%)	40,1
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	401,7
	*	** Tempo de residência (min)	3,5
		** Percentagem de sólidos (%)	39,2
		** Flotigam EDA-B (g/t)	44,8
		** pH da polpa	10,1
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,34
		** Polpa	0,30
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,2
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		1,0
	* Hold up do ar (%)		19,2
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	24047	84769,	65,9	2,78	0,26	69,1	90,6	7,5	57,2
REJEITO	10753	29979,	15,2	76,7	0,43	30,9	9,4	92,5	42,8
ALIMENTAÇÃO	34800	88788,	50,2	25,6	0,31	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 05	DATA	08	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		52,8
	* Percentagem de sólidos (%)		38,5
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	3,6
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	409,
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	3,5
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Flotigam EDA-B (g/t)	46,2
		** pH da polpa	10,4
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,32
		** Polpa	0,26
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		38,5
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		20,3
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	21491	84904,1	66,2	2,31	0,26	67,2	89,5	5,9	55,8
REJEITO	10489	26315,3	15,9	75,7	0,41	32,8	10,5	94,1	44,2
ALIMENTAÇÃO	31980	86970,0	49,7	26,3	0,31	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 06	DATA	08	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		45,0
	* Percentagem de sólidos (%)		39,1
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	4,2
		** Percentagem de sólidos (%)	39,1
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	411,6
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	4,3
		** Percentagem de sólidos (%)	39,1
		** Flotigam EDA-B (g/t)	46,4
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,44
		** Polpa	0,24
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,1
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		21,8
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO (%)			
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	19134	84541,0	66,4	2,07	0,24	66,3	88,0	5,3	54,9
REJEITO	9726	24622,7	17,8	73,0	0,39	33,7	12,0	94,7	45,1
ALIMENTAÇÃO	28860	75732,0	50,0	26,0	0,29	100,	100,	100,	100,

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 07	DATA	08	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		37,8
	* Percentagem de sólidos (%)		40,1
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	5,0
		** Percentagem de sólidos (%)	40,1
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	397,6
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	4,8
		** Percentagem de sólidos (%)	39,2
		** Flotigam EDA-B (g/t)	44,5
		** pH da polpa	10,4
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃ EM COLUN	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,44
		** Polpa	0,22
		** Bias	
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,2
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		20,4
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO (%)			
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	15920	74536,6	66,5	1,70	0,24	62,8	84,2	4,0	52,4
REJEITO	9430	23147,9	21,0	68,5	0,37	37,2	15,8	96,0	47,6
ALIMENTAÇÃO	25350	64722,0	49,6	26,5	0,29	100,	100,	100,	100,

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 08	DATA	08	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		30,0
	* Percentagem de sólidos (%)		38,5
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	6,5
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	410,1
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	6,3
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Flotigam EDA-B (g/t)	45,6
		** pH da polpa	10,5
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,26
		** Polpa	0,24
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		38,5
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		23,1
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	9007	44368,	66,5	1,57	0,24	54,0	74,1	3,0	43,0
REJEITO	7673	23138,	27,2	49,4	0,37	46,0	25,9	97,0	57,0
ALIMENTAÇÃO	16680	47904,	48,4	28,2	0,30	100,	100,	100,	100,

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 09	DATA	13	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		30,6
	* Percentagem de sólidos (%)		40,1
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	6,2
		** Percentagem de sólidos (%)	40,1
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	391,2
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	6,0
		** Percentagem de sólidos (%)	40,1
		** Flotigam EDA-B (g/t)	44,8
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,38
		** Polpa	0,20
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		40,1
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		21,4
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO (%)			
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	12931	60394,3	65,7	2,90	0,24	63,2	83,9	6,9	51,6
REJEITO	7529	20339,8	21,7	67,6	0,39	36,8	16,1	93,1	48,4
ALIMENTAÇÃO	20460	52278,0	49,5	26,7	0,30	100,	100,	100,	100,

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 10	DATA	13	Outubro	99

OBJETIVO:

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		39,0
	* Percentagem de sólidos (%)		39,4
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	4,9
		** Percentagem de sólidos (%)	39,4
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	407,3
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	4,8
		** Percentagem de sólidos (%)	39,4
		** Flotigam EDA-B (g/t)	45,4
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,2
		** Água de lavagem	0,3
		** Polpa	0,1
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,4
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		21,2
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO (%)			
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	14938	67629,	65,9	2,5	0,2	64,	85,	6,2	52,7
REJEITO	8402	20035,	20,5	69,2	0,4	36,	14,	93,	47,3
ALIMENTAÇÃO	23340	63936,	49,6	26,5	0,3	100,	100,	100,	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 11	DATA	13	Outubro	99

OBJETIVO:

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		46,2
	* Percentagem de sólidos (%)		38,5
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	4,2
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	401,5
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	6,2
		** Percentagem de sólidos (%)	38,5
		** Flotigam EDA-B (g/t)	46,6
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,23
		** Polpa	0,17
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		38,5
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		19,6
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	18102	73143,	66,5	1,83	0,26	66,6	88,8	4,7	55,3
REJEITO	9078	18938,	16,7	74,7	0,42	33,4	11,2	95,3	44,7
ALIMENTAÇÃO	27180	75258,	49,9	26,1	0,31	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 12	DATA	13	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		51,9
	* Percentagem de sólidos (%)		40,2
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	3,6
		** Percentagem de sólidos (%)	40,2
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	398,6
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	3,5
		** Percentagem de sólidos (%)	39,2
		** Flotigam EDA-B (g/t)	45,0
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,34
		** Polpa	0,18
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,2
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		23,3
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	23920	93758,1	66,5	1,90	0,24	68,5	90,8	5,0	57,3
REJEITO	11000	20792,2	14,6	77,7	0,39	31,5	9,2	95,0	42,7
ALIMENTAÇÃO	34920	88998,0	50,1	25,8	0,28	100,0	100,0	100,	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 13	DATA	14	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		54,6
	* Percentagem de sólidos (%)		40,9
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	3,5
		** Percentagem de sólidos (%)	40,9
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	402,3
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	3,3
		** Percentagem de sólidos (%)	39,9
		** Flotigam EDA-B (g/t)	44,7
		** pH da polpa	10,4
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,41
		** Polpa	0,29
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,9
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		23,5
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO (%)			
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	25965	95888,9	66,2	2,42	0,24	68,8	90,9	6,4	56,5
REJEITO	11775	29313,	14,5	77,7	0,41	31,2	9,1	93,6	43,5
ALIMENTAÇÃO	37740	94512,0	50,1	25,9	0,30	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 14	DATA	14	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		43,8
	* Percentagem de sólidos (%)		40,2
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	4,3
		** Percentagem de sólidos (%)	40,2
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	403,
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	4,2
		** Percentagem de sólidos (%)	39,2
		** Flotigam EDA-B (g/t)	45,6
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,33
		** Polpa	0,24
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,2
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		24,2
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO (%)			
	Sólidos	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	19081	74606,1	66,3	2,04	0,24	64,6	86,4	4,9	54,4
REJEITO	10429	25330,3	18,9	71,5	0,37	35,4	13,6	95,1	45,6
ALIMENTAÇÃO	29460	75120,0	49,5	26,6	0,29	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 15	DATA	14	Outubro	99

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		37,8
	* Percentagem de sólidos (%)		39,1
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	5,0
		** Percentagem de sólidos (%)	39,1
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	410,
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	4,9
		** Percentagem de sólidos (%)	39,1
		** Flotigam EDA-B (g/t)	42,5
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,43
		** Polpa	0,23
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,1
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		23,8
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)				DISTRIBUIÇÃO (%)		
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	15248	73369,	66,3	2,11	0,25	62,8	83,9	5,0	52,5
REJEITO	9032	23030,	21,4	67,9	0,38	37,2	16,1	95,0	47,5
ALIMENTAÇÃO	24280	63640,	49,6	26,6	0,30	100,	100,	100,	100,

P R O J E T O M E S T R A D O

TESTE º:	TM - 16	DATA	14	Outubro	99

OBJETIVO:

C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S

E T A P A	V A R I Á V E I S		VALOR
PREPARAÇÃO DA POLPA	* Vazão de água (l/h)		30,9
	* Percentagem de sólidos (%)		40,4
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)	6,1
		** Percentagem de sólidos (%)	40,4
		** Soda (g/t)	0,0
		** Collamil (g/t)	399,0
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)	5,9
		** Percentagem de sólidos (%)	39,5
		** Flotigam EDA-B (g/t)	41,8
		** pH da polpa	10,3
	* Água de diluição (l/h)		0,0
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Velocidade Superficial	** Ar	2,29
		** Água de lavagem	0,35
		** Polpa	0,22
		** Bias	-
	* Percentagem de sólidos na alimentação (%)		39,5
	* Altura da camada de espuma (cm)		65,0
	* Tempo de residência da polpa (min)		-
	* Tempo de residência das partículas (min)		-
	* Bias		-
	* Capacidade de transporte		-
	* Diâmetro médio de bolha (mm)		-
	* Hold up do ar (%)		24,2
	* Índice de Seletividade		-

R E S U L T A D O

P R O D U T O	VAZÃO (g/h)		TEOR (%)			DISTRIBUIÇÃO (%)			
	Sólido	Polpa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	Mass	Fe	SiO_2	Al_2O_3
CONCENTRADO	12336	57164,	66,6	1,70	0,24	58,8	79,1	3,8	47,9
REJEITO	8644	22002,	25,1	61,9	0,37	41,2	20,9	96,2	52,1
ALIMENTAÇÃO	20980	53098,	49,5	26,5	0,29	100,	100,	100,	100,

Anexo 9.2

a) Análise no Minitab da Recuperação Metálica

Results for: mestrado.MTW

Response Surface Regression: Recuperação versus Altura (m); Vazão sólido

```
Estimated Regression Coefficients for Recuperação metálica (%)

Term                                Coef  SE Coef        T      P
Constant                         87.2654   0.7988  109.243  0.000
Altura (m)                       -0.5464   0.5262   -1.038  0.324
Vazão sólidos (Kg/h)              8.4459   0.7135   11.837  0.000
Altura (m)*Altura (m)            -1.4717   0.9441   -1.559  0.150
Vazão sólidos (Kg/h)*            -3.1192   1.4068   -2.217  0.051
  Vazão sólidos (Kg/h)
Altura (m)*Vazão sólidos (Kg/h)   1.3900   1.0068    1.381  0.107

S = 1.585   R-Sq = 94.2%   R-Sq(adj) = 91.2%


Analysis of Variance for Recuperação metálica (%)

Source          DF   Seq SS   Adj SS   Adj MS      F      P
Regression       5  404.640  404.640   80.928  32.23  0.000
  Linear         2  364.129  368.723  184.361  73.42  0.000
  Square         2   35.726   19.539    9.769   3.89  0.056
  Interaction    1    4.786    4.786    4.786   1.91  0.107
Residual Error  10   25.110   25.110    2.511
Total           15  429.750


Unusual Observations for Recuperação metálica (%)

               Recuperação
                  metálica
Obs  StdOrder          (%)     Fit  SE Fit  Residual  St Resid
  9         9       83.900  80.909   0.775     2.991      2.16 R

R denotes an observation with a large standardized residual.
```

Response Surface Regression: Recuperação versus Altura (m); Vazão sólido

```
Estimated Regression Coefficients for Recuperação metálica (%)

Term                                Coef  SE Coef        T      P
Constant                         86.4326   0.6313  136.920  0.000
Altura (m)                       -0.5889   0.5586   -1.054  0.314
Vazão sólidos (Kg/h)              8.3452   0.7553   11.048  0.000
Vazão sólidos (Kg/h)*            -3.2489   1.4929   -2.176  0.052
  Vazão sólidos (Kg/h)
Altura (m)*Vazão sólidos (Kg/h)   1.4684   1.0689    1.374  0.077

S = 1.684   R-Sq = 92.7%   R-Sq(adj) = 90.1%
```

Analysis of Variance for Recuperação metálica (%)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Regression	4	398.539	398.539	99.635	35.12	0.000
Linear	2	364.129	363.509	181.755	64.06	0.000
Square	1	29.057	13.438	13.438	4.74	0.052
Interaction	1	5.354	5.354	5.354	1.89	0.077
Residual Error	11	31.211	31.211	2.837		
Total	15	429.750				

Unusual Observations for Recuperação metálica (%)

Obs	StdOrder	Recuperação metálica (%)	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
9	9	83.900	80.634	0.802	3.266	2.21 R

R denotes an observation with a large standardized residual.

b) Análise no Minitab da Sílica

Response Surface Regression: Sílica (%) versus Altura (m); Vazão sólidos (Kg/h)

The analysis was done using coded units.

Estimated Regression Coefficients for Sílica (%)

Term	Coef	SE Coef	T	P
Constant	2.03819	0.2052	9.935	0.000
Altura (m)	0.08173	0.1351	0.605	0.559
Vazão sólidos (Kg/h)	0.29851	0.1832	1.629	0.134
Altura (m)*Altura (m)	0.16562	0.2425	0.683	0.510
Vazão sólidos (Kg/h)*Vazão sólidos (Kg/h)	0.16581	0.3613	0.459	0.656
Altura (m)*Vazão sólidos (Kg/h)	0.41463	0.2586	1.604	0.140

S = 0.4070 R-Sq = 34.6% R-Sq(adj) = 1.9%

Analysis of Variance for Sílica (%)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Regression	5	0.87725	0.87725	0.175449	1.06	0.437
Linear	2	0.37881	0.46563	0.232815	1.41	0.290
Square	2	0.07260	0.11870	0.059352	0.36	0.707
Interaction	1	0.42584	0.42584	0.425838	2.57	0.140
Residual Error	10	1.65615	1.65615	0.165615		
Total	15	2.53339				

Unusual Observations for Sílica (%)

Obs	StdOrder	Sílica (%)	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
9	9	2.900	2.077	0.199	0.823	2.32 R

R denotes an observation with a large standardized residual.

b.1) Retirada dos dados da coluna de 4,85m (coluna anômala para resultados de sílica)

Response Surface Regression: Sílica (%) versus Altura (m); Vazão sólidos (Kg/h)

Estimated Regression Coefficients for Sílica (%)

Term	Coef	SE Coef	T	P
Constant	1.93759	0.08606	22.514	0.000
Altura (m)	0.17224	0.05175	3.328	0.016
Vazão sólidos (Kg/h)	0.52183	0.07286	7.162	0.000
Altura (m)*Altura (m)	0.24956	0.09208	2.710	0.035
Vazão sólidos (Kg/h)* Vazão sólidos (Kg/h)	0.06126	0.13773	0.445	0.672
Altura (m)*Vazão sólidos (Kg/h)	0.17252	0.09721	1.775	0.126

S = 0.1448 R-Sq = 92.1% R-Sq(adj) = 85.6%

Analysis of Variance for Sílica (%)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Regression	5	1.47603	1.47603	0.295207	14.07	0.003
Linear	2	1.26403	1.19195	0.595973	28.41	0.001
Square	2	0.14593	0.16052	0.080260	3.83	0.085
Interaction	1	0.06607	0.06607	0.066074	3.15	0.126
Residual Error	6	0.12587	0.12587	0.020978		
Total	11	1.60190				

Response Surface Regression: Sílica (%) versus Altura (m); Vazão sólidos (Kg/h)

Estimated Regression Coefficients for Sílica (%)

Term	Coef	SE Coef	T	P
Constant	1.9561	0.07089	27.594	0.000
Altura (m)	0.1713	0.04865	3.521	0.010
Vazão sólidos (Kg/h)	0.5185	0.06820	7.603	0.000
Altura (m)*Altura (m)	0.2512	0.08658	2.902	0.023
Altura (m)*Vazão sólidos (Kg/h)	0.1523	0.08083	1.884	0.102

S = 0.1363 R-Sq = 91.9% R-Sq(adj) = 87.2%

Analysis of Variance for Sílica (%)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Regression	4	1.47188	1.47188	0.367971	19.81	0.001
Linear	2	1.26403	1.19032	0.595162	32.04	0.000
Square	1	0.14193	0.15637	0.156369	8.42	0.023
Interaction	1	0.06593	0.06593	0.065927	3.55	0.102
Residual Error	7	0.13002	0.13002	0.018574		
Total	11	1.60190				

Response Surface Regression: Sílica (%) versus Altura (m); Vazão sólidos (Kg/h)

Estimated Regression Coefficients for Sílica (%)

Term	Coef	SE Coef	T	P
Constant	1.9538	0.08139	24.005	0.000
Altura (m)	0.1699	0.05586	3.042	0.016
Vazão sólidos (Kg/h)	0.5230	0.07828	6.681	0.000
Altura (m)*Altura (m)	0.2386	0.09912	2.407	0.043

S = 0.1565 R-Sq = 87.8% R-Sq(adj) = 83.2%

Analysis of Variance for Sílica (%)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Regression	3	1.40596	1.40596	0.468652	19.13	0.001
Linear	2	1.26403	1.20612	0.603059	24.62	0.000
Square	1	0.14193	0.14193	0.141930	5.79	0.043
Residual Error	8	0.19594	0.19594	0.024493		
Total	11	1.60190				

Livros Grátis

(http://www.livrosgratis.com.br)

Milhares de Livros para Download:

Baixar livros de Administração
Baixar livros de Agronomia
Baixar livros de Arquitetura
Baixar livros de Artes
Baixar livros de Astronomia
Baixar livros de Biologia Geral
Baixar livros de Ciência da Computação
Baixar livros de Ciência da Informação
Baixar livros de Ciência Política
Baixar livros de Ciências da Saúde
Baixar livros de Comunicação
Baixar livros do Conselho Nacional de Educação - CNE
Baixar livros de Defesa civil
Baixar livros de Direito
Baixar livros de Direitos humanos
Baixar livros de Economia
Baixar livros de Economia Doméstica
Baixar livros de Educação
Baixar livros de Educação - Trânsito
Baixar livros de Educação Física
Baixar livros de Engenharia Aeroespacial
Baixar livros de Farmácia
Baixar livros de Filosofia
Baixar livros de Física
Baixar livros de Geociências
Baixar livros de Geografia
Baixar livros de História
Baixar livros de Línguas

Baixar livros de Literatura
Baixar livros de Literatura de Cordel
Baixar livros de Literatura Infantil
Baixar livros de Matemática
Baixar livros de Medicina
Baixar livros de Medicina Veterinária
Baixar livros de Meio Ambiente
Baixar livros de Meteorologia
Baixar Monografias e TCC
Baixar livros Multidisciplinar
Baixar livros de Música
Baixar livros de Psicologia
Baixar livros de Química
Baixar livros de Saúde Coletiva
Baixar livros de Serviço Social
Baixar livros de Sociologia
Baixar livros de Teologia
Baixar livros de Trabalho
Baixar livros de Turismo