



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

CONCENTRABILIDADE DE MINÉRIO DE FERRO DE CATERUCA

Autor: **HENRIQUES KIAKU SIMÃO**

Orientador: **Prof. Dr. JOSÉ AURÉRIO
MEDEIROS DA LUZ**

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

Área de concentração:
Tratamento de Minérios

Ouro Preto / junho de 2010

S588c

Simão, Henriques Kiaku.

Concentrabilidade de minério de ferro de cateruca [manuscrito] / Henriques Kiaku
Simão – 2007.

xiv, 90 f.: il.; grafs.; tabs.

Orientador: Prof. Dr. José Aurélio Medeiros da Luz.

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. Minérios de ferro - Teses. 2. Flotação - Teses. I. Universidade Federal de Ouro
Preto. II. Título.

CDU: 622.341

Catálogo: sisbin@sisbin.ufop.br

**“CONCENTRABILIDADE DE MINÉRIO DE FERRO DE
CATERUCA”**

AUTOR: HENRIQUES KIAKU SIMÃO

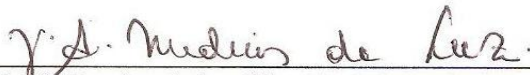
Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 11 de junho de 2010, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



• Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira (Membro) – UFOP



• Prof. Dr. Fernando Leopoldo von Krüger (Membro) – Fundação Gorceix



• Prof. Dr. José Aurélio Medeiros da Luz (Orientador) – UFOP

A minha amada esposa Júlia pela paciência e toda minha família.

Agradecimentos

Os meus agradecimentos vão primeiramente a Deus pela força, coragem, capacidade e tudo de bom que Ele tem feito na minha vida.

À Ferrangol em especial ao Presidente de Conselho de Administração Dr. Diamantino Azevedo, pela oportunidade que me concedeu.

Ao Prof. José Aurélio Medeiros da Luz, pela orientação, ensinamentos, e pelos bons momentos da academia que passamos juntos.

Todos os professores de Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da UFOP.

À toda equipe técnica dos laboratórios do Departamento de Engenharia de Minas da UFOP, Luis Claudio Sacramento, Antônio Pedro de Freitas e Rubens Tavares dos Santos pelo apoio, disponibilidade durante a realização dos ensaios.

Ao Professor Geraldo Magela Departamento de Química/UFOP.

À Nomos Análises Mineraias, em especial ao geólogo Mauro Yamamoto.

À Gaustec magnetismo, pelos ensaios de concentração magnética.

À minha esposa Júlia pelo suporte.

À minha Comunhão de Casinha da Chicala II.

A todos os colegas do mestrado, amigos, família e todos que direta ou indiretamente contribuíram para a conclusão desse trabalho.

Resumo

Este estudo aborda a concentrabilidade de minério de ferro de Cateruca, localizado no distrito da Jamba Mineira, província da Huila, Angola. Os principais minerais são quartzo e minerais portadores de ferro, com teor médio de ferro 31 %. A técnica de espectrometria por emissão atômica por plasma indutivamente acoplado (ICP) indicou para a amostra: teor em ferro igual a 42 %, teor em fósforo igual a 0,031 % e a determinação da perda por calcinação é 0,6%. Espectroscopia de Mössbauer indicou: 90 % como hematita, 8 % como magnetita e 2 % como goethita. O índice de trabalho de Bond foi determinado usando-se dois métodos, o método convencional e o método simplificado proposto por Ahmadi e Shahsavari (2009). A concentração densitária foi estudada com jigue Denver de laboratório com controle de água de arca, dimensão da partícula e espessura de camada de leito filtrante. O melhor resultado encontrado foi trabalhando com a fração (-1+0,6 mm). Também a espiral de Humphrey foi testada variando a percentagem de sólidos e a taxa de alimentação, o melhor resultado encontrado foi trabalhando com 20 % em sólidos. A concentração magnética de alta intensidade e alto gradiente foi testada, obtendo-se bons resultados. A flotação reversa do produto magnético com a amina como coletor de silicatos e amido de milho como depressor, resultou num concentrado final com 64,19 % de teor em ferro e uma recuperação metalúrgica de 93,3 %. Vários depressores amiláceos foram testados na flotação reversa, onde o melhor foi o amido de milho. A flotação direta foi levada a cabo, conseguiu-se bom resultado trabalhando com oleato de sódio (coletor) consorciado a querosene (reforçador) com dosagem de 500 g/t para cada um dos reagentes, sendo que foram usados 500 g/t de metassilicato de sódio como depressor, com sobredosagem de 100 g de ácido acético, para manter o pH 4,0. Conseguiu-se concentrado de ferro com teor igual a 57,34 % e recuperação metalúrgica igual a 67,47 %. A partir dos resultados, rotas alternativas de processamento para o minério em tela foram sugeridas.

Palavras chaves: minério de ferro, concentração, densitária, magnética e flotação.

Abstract

This work encompasses the concentration studies for an iron ore deposit located at Cateruca in Jamba mining district, Huila province, Angola. The main minerals are quartz and iron-bearing minerals averaging 31 % of iron content. The Inductively Coupled Plasma (ICP- AES) technique revealed an iron content of 42 %, phosphorous content 0.03 % and the loss of ignition was 0.6%. The following distribution (obtained by Mössbauer spectroscopy) indicated 90 % as hematite, 8 % as magnetite and 2 % as goethite. The work index (wi) was also determined using two methods: conventional proposed by Bond and simplified one proposed by Ahmadi and Ashadi (2009). Gravity concentration was studied in a Denver mineral jig, with control of hutch water flowrate, particle size and raggings thickness. The best result in jigging was with particle size (-1+0.6mm). Humphrey "spiral" was also tested by varying solid content and feed flowrate. The spiral best result was obtained at solid content of 20 %. High gradient magnetic separation was carried out as well with good results. Froth flotation of magnetic product with amine as silicate collector and corn starch as depressant resulted a final iron grade of 64.19 % and recovery of 93.5 %. Many starchy depressants were tested and the best one was corn starch. A direct flotation test was also carried out; the best result was working with sodium oleate (collector) associated with kerosene (booster) with the dosage of 500 g/t for each one and as a depressant water glass and acetic acid with the dosage of 500 g/t and 100 g (overdose), respectively, in order to keep the pH value 4. An iron concentrate of 57.34 % and metallurgical recovery of 67.47 %. From the results obtained, it was suggested routes for the beneficiation of Cateruca iron ore.

Key words: iron ore, gravity, magnetic, flotation and concentration.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	1
2. OBJETIVO	3
3. RELEVÂNCIA	4
4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	5
4.1 Jazida de Cateruca	5
4.1.1. Localização	5
4.1.2. Geologia	5
4.1.3. Tipos de minério de ferro	8
4.2. Generalidades sobre minérios de ferro	9
4.3. Elementos traços: efeitos e soluções	10
4.4. Especificações técnicas de mercado de minério de ferro	11
4.5. Caracterização de minério de ferro	13
4.6. Determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi)	13
4.7. Beneficiamento de minério de ferro	14
4.8. Concentração densitária	15
4.8.1. Critério de concentração	16
4.8.2. Bases da separação densitária	17
4.8.3. Concentração em jiges	17
4.8.4. Separação em meio denso	20
4.8.5. Mesa Oscilatória	21
4.8.6. Separadores Helicoidais (“Espirais”)	22
4.9. Comparação de desempenho de unidades de separação densitária	23
4.9.1. Jiges e Ciclones de meio denso	23
4.9.2. Jiges e mesa vibratória	23

4.10. Separação magnética	23
4.11. Concentração por flotação	25
4.12- Flotação de minério de ferro	27
5. MATERIAIS E MÉTODOS	34
5.1. Materiais	34
5.2. Metodologia	34
5.2.1. Picnómetro a gás	35
5.2.2. Caracterização tecnológica da amostra	35
5.2.3. Análise termogravimétrica	36
5.2.4. Perda por calcinação	36
5.2.5. Ensaio de britagem	36
5.2.6. Ensaio de dureza	36
5.2.6.1 Determinação dos índices de tamboramento e de abrasão	37
5.2.7. Determinação de <i>Work index</i> (índice de trabalho) de Bond	38
5.2.8. Ensaio com esclorómetro	38
5.2.9. Separação com líquido denso	38
5.3. Ensaios com métodos Densitários	39
5.3.1. Ensaios de jigagem	39
5.3.2. Ensaios com concentrador helicoidal (“espiral”)	42
5.3.2.1 Preparação da amostra	42
5.3.2.2. Procedimento do ensaio	42

5.4. Separação Magnética a úmido de alta intensidade	43
5.5. Ensaio de Flotação em bancada	44
5.5.1 Preparação da amostra	44
5.5.2. Preparação dos reagentes	44
5.5.2. a) Preparação do amido gelatinizado a 1 % p/v	44
5.5.2.b) Preparação da amina a 1% p/v	45
5.5.2 c) Preparação da AERO 825 (sulfonato, Cytec) a 1% p/v	45
5.5.2.d) Preparação de oleato de sódio a 1% p/v	45
5.5.3. Planejamento dos ensaios de flotação reversa	46
5.5.4. Planejamento dos ensaios de flotação direta	47
5.5.4.1 Deslamagem da amostra	47
6. RESULTADOS E DISCUSSÃO	47
6.1. Ensaio de britagem	47
6.2. Determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi) pelo método simplificado e método convencional	48
6.3. Ensaio de determinação de dureza	49
6.3.1. Determinação de índices de tamboramento e abrasão	50
6.4. Caracterização da amostra por picnômetro a gás	50
6.4.1 Difractometria de Raios X	52
6.4.2. Espectroscopia <i>Mössbauer</i>	53
6.4.3. Análise termogravimétrica	53
6.4.4. Perda por calcinação (ppc)	54
6.4.5. Espectrometria de emissão por plasma acoplado indutivamente	54
6.4.6. Ensaio com o esclerómetro	55

6.4.7. Ensaio com líquidos densos	57
6.5. Ensaio de Jigagem	59
6.5.1 Operação de jigagem semi piloto	62
6.6 Ensaio de concentração helicoidal (“espiral”)	62
6.7. Ensaio de separação magnética	64
6.7.1. Efeito de granulometria	65
6.7.2. Efeito da seleção da matriz	68
6.7.3. Flotação	68
7. CONCLUSÕES	72
8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	74
Adendo A. Procedimento de utilização do picnómetro a hélio	79
Adendo B. Determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi) por (Ahmadi e Shahsavari,2009)	80
Adendo C. Ábaco para leitura da resistência a compressão usando-se esclerómetro	87
Adendo D. Curva de calibração	87
Adendo E. Resultados da determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi) pelo método simplificado e convencional	89
Adendo F. Resultados de separação magnética laboratorial	93
Adendo G. Balanço mássico e metalúrgico da flotação reversa e direta	94
Adendo H. Metodologia para determinação de ferro total em minério de ferro por dicromatografia (titulação)	95

Lista de figuras

Figura 4.1. Mapa esquemático de corpo mineralizado de Cateruca com localização de furos de sonda e a malha de estimação	6
Figura 4.2. Amostra de minério de ferro de Cateruca sobre uma tela de 7 mm de abertura	7
Figura 4.2. Representação esquemática da preparação da amostra	34
Figura 4.2.4 Fotografia ilustrando as posições na qual foi determinado o ensaio de determinação de dureza	37
Figura 5.3. Jigue Denver de laboratório	40
Figura 5.4. Jigue semi-piloto pertecente à Nomos	41
Figura 6.1. Curva granulométrica do minério de Cateruca britado abaixo de 25 mm	48
Figura 6.2. Curva granulométrica da faixa entre 1200 a 37 μm	50
Figura 6.3. Curva de teores em função da dimensão	52
Figura 6.4. Difratoograma da amostra global	52
Figura 6.5. Espectro <i>Mössbauer</i> da amostra global	53
Figura 6.6. Curva termogravimétrica da amostra global	53
Figura 6.7. Difratoograma do produto flutuado CAT 1 FL	56
Figura 6.8. Difratoograma do produto afundado CAT 1 AF	56
Figura 6.9. Difratoograma do produto afundado CAT2 AF	57
Figura 6.10. Difratoograma do produto flutuado CAT2 FL	57

Figura 6.11. Difratoograma do produto afundado CAT 3 AF	58
Figura 6.12. Difratoograma do produto flutuado CAT 3 FL	58
Figura 6.13. Efeito de espessura da camada de leito na eficiência de separação	61
Figura 6.14. Efeito da taxa de alimentação sobre a eficiência de separação	63
Figura 6.15. Teores de concentrado por etapa em função do campo magnético	65
Figura 6.16. Efeito do campo magnético sobre o teor esperado e a recuperação, material abaixo de 212 μm	66
Figura 6.17. Efeito do campo magnético sobre o teor esperado e a recuperação, material abaixo de 150 μm	66
Figura 6.18. Efeito do campo magnético sobre o teor esperado e a recuperação, material abaixo de 74 μm	67
Figura 6.19. Fluxograma 1 proposto para concentração de minério de Cateruca	70
Figura 6.20. Fluxograma 2 proposto para concentração de minério de Cateruca	71
Figura: 6.21. Ábaco para leitura da resistência a compressão	87
Figura 6.22. Curva de calibração	88
Figura 6.23. Curva granulométrica da alimentação	89
Figura 6.24. Curva granulométrica do produto	90
Figura 6.25. Curva granulométrica da alimentação do método convencional	92
Figura 6.26. Curva granulométrica do produto.	92

Lista de tabelas

Tabela 4.1. Depósitos da área mineira de Kassinga e suas características	8
Tabela 4.2. Principais produtos de minério de ferro	12
Tabela 4.3. Composição química de minério de ferro de Itakpe	20
Tabela 6.1. Distribuição granulométrica de minério de ferro de Cateruca	48
Tabela 6.2. Valores de índice de trabalho de Bond	49
Tabela 6.3. Valores de dureza Rockwell	49
Tabela 6.3.1. Índices de tamboramento e abrasão	50
Tabela 6.4. Teores da faixa 1200 a 37 μm	51
Tabela 6.5. Teores de diferentes elementos químicos	54
Tabela 6.6. Resultados de separação em líquido denso	55
Tabela 6.7. Uma vazão de água= 0, 034 l/s, 108,7 gramas de esfera com 5 mm de diâmetro	59
Tabela 6.8. Uma vazão de água 0, 045 l/s, 108,7 gramas de esferas	59
Tabela 6.9. Uma vazão de água igual 0,071 l/s, sem o uso de esferas	59
Tabela 6.10. Uma vazão de 0,071 l/s, com uso de 154 esferas	59
Tabela 6.11. Operação de jigagem com camada de leito delgada (80 mm), vazão de água 25 mL	60
Tabela 6.12. Operação de jigagem com camada de leito médio (175 mm) e vazão de água 25 mL/s	60
Tabela 6.13. Operação de jigagem com camada de leito alta (245 mm), vazão de água 25 mL/s	60
Tabela 6.14. Operação de jigagem sem uso de esferas, vazão de água 44 mL/s	62
Tabela 6.15. Ensaio com concentrador helicoidal com 20 % de concentração em sólidos	63
Tabela 6.16. Ensaio com concentrador helicoidal com 25 % de concentração em sólidos	63
Tabela 6.17. Ensaio com concentrador helicoidal com 30 % de concentração em sólidos	63
Tabela 6.18. <i>Rougher</i> matriz 5,0 mm e 0,6 tesla, material moído abaixo de 1180 μm	64
Tabela 6.19. <i>Rougher</i> , matriz 5,0 mm e 0,6 tesla, material moído abaixo de 150 μm	64

Tabela 6.20. <i>Scanveger</i> , matriz 2,5 mm e 1,13 teslas, rejeito mais misto de abaixo 0,15 mm	64
Tabela 6.21. Resultados de separação magnética em escala laboratorial	65
Tabela 6.22. Resultados de flotação a partir do produto magnético	68
Tabela 6.23. Resultados de flotação usando-se amido de milho como depressor	68
Tabela 6.24. Resultados de flotação usando-se fécula de mandioca (polvinho doce) como depressor	69
Tabela 6.25. Resultados de flotação usando-se amido de mandioca proveniente de Angola como depressor	69
Tabela 6.26. Resultados da flotação direta	69
Tabela 6.27. Teores de ferro por análise química e picnômetro	88
Tabela 6.28. Distribuição granulométrica da alimentação	89
Tabela 6.29. Massa de <i>under</i> e <i>over</i> dos dois testes	90
Tabela 6.30. Resultados de separação magnética laboratorial (abaixo 212 μm)	93
Tabela 6.31. Resultados de separação magnética laboratorial (abaixo 150 μm)	93
Tabela 6.32. Resultados de separação magnética laboratorial (abaixo 74 μm)	93
Tabela 6.33. Amostra deslamada; depressor amido de milho	95
Tabela 6.34. Amostra deslamada; depressor fécula de mandioca	95
Tabela 6.35. Amostra deslamada; depressor amido de mandioca	95
Tabela 6.36. Amostra não deslamada; depressor amido de milho.	95
Tabela 6.37. Amostra não deslamada,depressor fécula de mandioca	95
Tabela 6.38. Amostra não deslamada; depressor amido de mandioca.	95

I. INTRODUÇÃO

Ferro é um dos elementos mais comuns na terra, representando cerca de 5% da crosta terrestre sendo um elemento fundamental na produção de aço. Geralmente o método de exploração de minério de ferro pode ser a céu aberto ou subterrâneo dependendo de algumas características do depósito. Para as formações competentes usam-se explosivos para se lavrar os depósitos de minério de ferro. O minério é transportado pelos caminhões ou através de correias transportadoras até a planta de britagem.

Angola durante muito tempo por vários motivos deixou de olhar a exploração de outros minerais, dando mais ênfase ao diamante, petróleo, etc. Com o *boom* da mineração de ferro no mundo e o desafio na reconstrução nacional do país, após uma longa guerra, sentiu-se a necessidade do relançamento da exploração de outros minerais tais como: minério de ferro, manganês, ouro, cobre fosfato e outros. Conhecem-se reservas na ordem de 4 bilhões de toneladas no distrito mineiro de Kassinga, na província da Huila e na região de Kassala Quitungo na província de Kwanza Norte.

A Ferrangol é a empresa estatal do governo angolano detentora de direitos para prospecção, pesquisa, exploração, beneficiamento e comercialização de minérios de ferro e manganês.

O mercado mundial de minério de ferro vem se caracterizando por crescentes exigências de qualidade. As especificações para as propriedades físicas, químicas e metalúrgicas dos minérios de ferro acompanham em termos de requisitos de qualidade, o desenvolvimento tecnológico do setor siderúrgico

Com a exaustão de jazimentos ricos em minérios de ferro surge a necessidade de cada vez investigar rotas de processamento econômica e ambientalmente aceitas, no sentido de viabilizar essas reservas com baixo teor em ferro.

O tratamento de minérios de ferro se baseia fundamentalmente, numa adequação da liberação e do tamanho das partículas e em utilizar certas propriedades dos minerais que acabam por definir as suas técnicas de concentração, sendo os óxidos e hidróxidos as formas de interesse comercial mais comum entre os diversos minerais de ferro que ocorrem na natureza (Silva, 1999).

No trabalho aqui proposto foram abordados vários métodos de concentração do minério de ferro da jazida de Cateruca, do tipo BHQ (*banded hematite quartzite*), com teor médio em ferro de 31 %. Como resultado, sugere-se uma rota de processo adequada, do ponto de vista técnico, do minério em questão.

2. OBJETIVO

Este trabalho tem como objetivo investigar a concentrabilidade de minério de ferro do depósito de Cateruca em Angola.

Os objetivos específicos deste trabalho são:

A caracterização expedita da amostra que englobou a caracterização granulométrica, análise química, difratometria de raios X e espectrometria de Mössbauer.

Testes de vários métodos de concentração dentre elas a concentração por jigues, concentração em concentrador helicoidal, separação magnética e a flotação.

3. RELEVÂNCIA

A produção de minério de ferro no mundo tem aumentado consideravelmente, fruto de aumento do consumo principalmente da China.

Angola está em fase de crescimento e reconstrução nacional, razão pela qual o desenvolvimento do sector siderúrgico ajudará bastante o governo no sentido de se alcançar os objetivos preconizados, que a principal é a reconstrução do país.

Atualmente, Angola não produz e nem exporta minério de ferro. Com o relançamento de exploração deste minério e a sua conseqüente transformação em aço fará com que a importação de aço a partir do exterior possa diminuir consideravelmente.

O minério de ferro em estudo não apresenta as especificações que a indústria siderúrgica exige razão pela qual se torna necessário o estudo das rotas de beneficiamento econômicas e racionais para obtenção de produtos vendáveis.

4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

4.1. Jazida de Cateruca

4.1.1. Localização.

A jazida de Cateruca localiza-se na área mineira de Kassinga Norte a 12 km a nordeste da cidade de Jamba em Angola. Esta se situa a cerca de 380 km da capital da província, cidade do Lubango, e a cerca de 600 km do porto mineraleiro do Saco na província do Namibe, no sudeste de Angola. É a jazida com maior reserva no distrito de Kassinga receptiva a técnicas padrão de beneficiamento, próximo a caminho de ferro, estrada e importantes infraestruturas da cidade de Jamba. Além disso, as reservas de Cateruca já foram parcialmente testadas, indicando que podem ser útil economicamente na produção de *pellet feed* (Mckee, 1974). Os autores que trabalharam sobre esse relatório, afirmaram haver um problema, pois os testes foram conduzidos numa pequena porção não representativa do depósito. A estrutura interna, estratigrafia são complexas e não são conhecidas na sua totalidade.

4.1.2. Geologia

O depósito de Cateruca desenvolve-se por uma elevação suave geminada com cerca de 60 metros acima da planície que o rodeia. As dimensões do afloramento do depósito são de 1800 metros de comprimento e mais de 600 metros de largura. É um sinclínório complexo com dobras isoclinais.

Segundo a Mckee (1974), no seu relatório geológico, o dobramento relativamente simples e a aparência de existência de *drag folds* (dobras de arrastamento) resultam de estruturas sedimentares mais plásticas. A falta de uniformidades geométricas destas estruturas confirma segundo a Mckee esta conjectura.

As sondagens realizadas permitiram o traçado de perfis mostrando a espessura dos sedimentos ultrapassa 200 metros, mas como outras ocorrências na região apresentam espessuras inferiores a 100 metros, a espessura estrutural de Cateruca pode ser devida a repetição estrutural. O exame mineralógico de poços perfurados mostrou que os primeiros minerais essenciais são: quartzo, magnetita, hematita e vários silicatos de ferro e como

acessórios comuns destacam-se os carbonatos, cloritas, biotitas, pirita. A **Figura 4.1**, a seguir representa esses limites e alguns poços perfurados, enquanto que a **Figura 4.2** ilustra uma fotografia de uma amostra de minério de ferro de Cateruca.

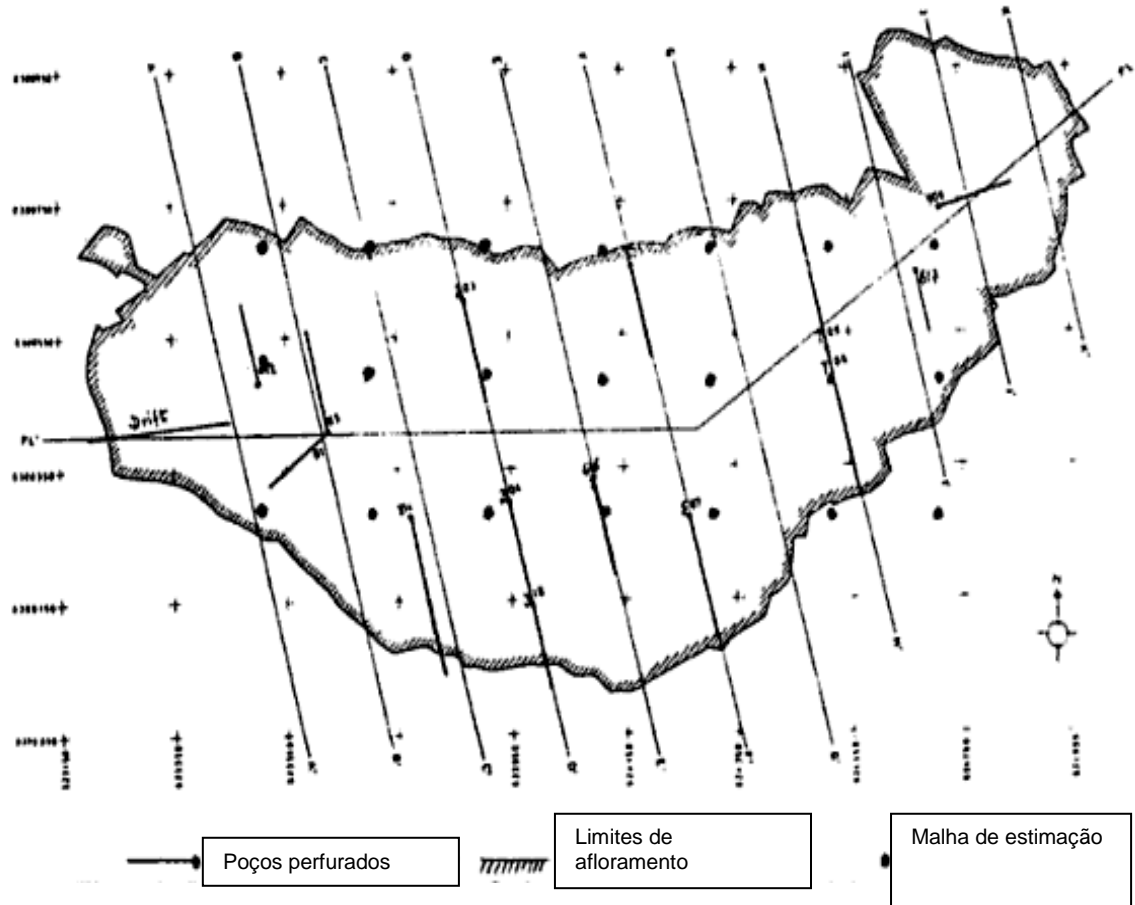


Figura 4.1. Mapa esquemático de corpo mineralizado de Cateruca com localização de furos de sonda e a malha de estimação.

Fonte: Cortez et al,1997.



Figura 4.2. Amostra de minério de ferro de Cateruca sobre uma tela de 7 mm de abertura.

A área mineira de Kassinga é composta por duas zonas Kassinga Norte e Sul respectivamente. A Tabela 4.1 apresenta as várias jazidas que o compõem e as suas respectivas reservas.

Tabela 4.1. Depósitos da área mineira de Kassinga e suas características.

		Depósito	%Fe aproximado	Reservas (MT)			Mineralização
				Provada	Provável	Possível	
Kassinga	Norte	Cateruca	31	600 (Pereira-Autor Da cubagem)			Martirização dependente da estratigrafia
		Jamba	33	65(McKee)	(65 a 82)		Martirização até 65 mm de granulometria
	Sul	Tchamutete	30-65		Enorme		Martirização intensa e extensa; granulometria fina
		Matote	35		130 (McKee)	90 (McKee)	Martirização até 90 mm ;
		Dumbilo	35		75(McKee)		Martirização até 90 mm; granulometria fina
		Erema	30-35			100 (McKee)	Granulometria média
Total			600	270	190		

Fonte: Ferrangol, 2008.

4.1.3. Tipos de minério de ferro

Na área de Kassinga, pode - se destacar três tipos de minérios de ferro que são:

- Minério hematítico: este tipo de minério apenas foi reconhecido na área de Kassinga Sul (Tchamutete, Campulo) e na área e Issaca A na região de Kassinga Norte. Trata-se de hematita dura, compacta e finamente granular, consequência do enriquecimento local dos quartzitos hematíticos zonados.
- Minério eluvionar: são resultantes da lixiviação de rochas itabiríticas e caracterizam-se pela obtenção de concentrados com alto teor de ferro. A sua maior reserva se situa em Kassinga Norte.

➤ **Minério itabirítico:** é um tipo de minério primário oriundo de rocha itabirítica. A rocha caracteriza-se por apresentar bandamento milimétrico a centimétrico entre a associação de hematita, magnetita, martita e lâminas de sílica. o teor de ferro varia entre 30 a 50 % e de sílica entre 20 a 40 %.

Existem praticamente dois tipos de minério itabirítico: com quartzo fino a muito fino (Kassinga Norte); com *chert* e jaspe (Kassinga Sul). Na maioria dos casos verifica-se a existência de enriquecimentos em hematita, localizados no interior dos quartzitos zonados, onde os óxidos de ferro destruíram o zonamento primitivo suprimindo a sílica, exceto num caso ou outro em que permaneceram enclaves quartzosos .

Pode se verificar que as bandas de hematita exibem duas espessuras mais frequentes, uma da ordem de 3 a 5 mm, e outra na ordem de 10 a 12 mm.

Com relação a bandas siliciosas, a maior frequência de espessura ocorre de 0 e 3 mm e entre 6 e 9 mm.

4.2. Generalidades sobre minérios de ferro

Minérios de ferro são rochas e minerais a partir da qual o ferro metálico pode ser extraído economicamente. Os minérios são geralmente ricos em óxidos e variam em cor de cinza escura, amarelo claro, vermelho escuro, vermelho oxidado. O mineral minério encontra-se em forma de magnetita (Fe_3O_4), hematita ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$), goethita ($\alpha\text{-FeOOH}$), limonita ($\text{FeOOH.nH}_2\text{O}$) e siderita (FeCO_3).

Minério de ferro é a matéria prima usada para a produção de ferro gusa em altos fornos e de ferro esponja nos fornos de redução direta, que posteriormente são transformados em aço. Ambos os insumos têm o mesmo uso embora tenham composição química diferente, e são usados para enriquecer a carga dos fornos elétricos de siderúrgicas que também usam sucata para a produção do aço.

4.3.Elementos traços: efeitos e soluções

A inclusão de pequenas quantidades de alguns elementos pode ter efeitos profundos nas características comportamentais no lote de ferro ou na operação de fundição. Estes efeitos podem ser bons ou ruins. Alguns são bastante deletérios, porque se adicionam alguns elementos químicos deliberadamente. A adição de fundente torna o forno mais eficiente no sentido de melhorar a escorificação. Os outros são adicionados porque proporcionam algumas qualidades desejáveis ao ferro ou aço.

A escolha de minério, combustível, e o fundente determinam como a escória se comporta e as características do ferro produzido. Existem 4 (quatro) elementos considerados penalizantes para o minério de ferro que são: a sílica, o fósforo, o alumínio e o enxofre.

4.3.1. Sílica

A sílica (SiO_2) está sempre presente em minérios de ferro sob a forma de quartzo e silicatos. A maioria deles pode ser transformada em escória durante o processo de fundição. A temperatura acima de 1300 °C algumas (sílica) são reduzidos e formam uma liga com o metal.

O maior efeito de silício é promover a formação de ferro cinzento. O ferro cinzento é menos frágil e mais fácil em termos de acabamento do que o branco.

4.3.2. Fósforo

O fósforo é um contaminante deletério porque torna o aço frágil.

O fósforo tem quatro efeitos sobre o ferro:

- Aumenta a dureza e resistência
- Baixa a temperatura
- Aumenta a fluidez,
- Fragilidade a frio.

Dependendo do uso pretendido para o ferro, estes efeitos podem ser bons ou ruins. Minérios provenientes de áreas pantanosas geralmente exibem alta percentagem de fósforo. (Gordon,

1996). Os processos de intemperismo, também representam a causa mais importante de alto teor de fósforo em minérios.

Há duas soluções para aqueles minérios com teor de fósforo. O primeiro método diz o seguinte: Se o ferro que o minério produz for frágil a frio, deverá se procurar uma nova fonte de minério de ferro.

O segundo método envolve oxidar o fósforo durante a fase tardia do processo de refinação, adicionando óxidos de ferro

4.3.3. Alumínio

Pequenas quantidades de alumínio estão presentes em muitos minérios (frequentemente como argila) e algumas vezes como calcário. O primeiro pode ser removido pela lavagem antes do processo de fundição.

4.3.4. Enxofre

Enxofre (S) é um contaminante frequente em carvão. Também está presente em pequenas quantidades de muitos minérios sulfetos, mas pode ser removido pela restulação oxidante.

Hoje em dia o enxofre já não é um problema tão sério. A solução moderna é a adição de manganês. Mas o operador ou técnico em serviço deverá saber a quantidade de enxofre que o ferro contém porque pelo menos cinco vezes ou mais manganês deve ser adicionado para neutralizá-lo.

4.4. Especificações técnicas de mercado de minério de ferro

O mercado de minério de ferro tem sido muito exigente com relação às especificações, pois se não forem cumpridas o bem mineral poderá não ser vendido. Pois minérios com alto teor em impurezas contribuem para o aumento de custos operacionais.

Em termos de especificações químicas o ferro deverá apresentar: a) teor em ferro: 63 % mínimo; b) enxofre S: 0,02 a 0,08 % máximo; c) fósforo P: 0,02 a 0,05 % máximo;

d) sílica SiO_2 : 2 % a 3,5 % máximo; e) alumina Al_2O_3 : 0,98 % a 3,5 %; umidade: a 105 °C 8 % e na estação chuvosa 10 % máximo(Gordon,1996).

Além das especificações químicas também deve se considerar a especificação granulométrica. A Tabela 4.2 apresenta os principais produtos de minério de ferro e suas especificações obtidos por uma gigante empresa no ramo de minério de ferro, a Vale. Na qual podemos destacar:

Lump ore: são seixos de hematita rica e compacta, destinada ao processo refino em alto forno.

Pebble (granulados): são pequenos seixos bitolados padronizados para o uso direto em alto forno.

Sinter Feed: são finos classificados em termos de granulometria que atendem as curvas específicas padronizadas para a sinterização.

Pellet feed: são finos classificados em termos de granulometria que atendem a curvas específicas padronizadas para a pelotização.

Tabela 4.2. Principais produtos de minério de ferro.

Denominação	Especificações principais				
	Tamanho (mm)	Máximo (mm)	% Fe	%P(máx)	Umidade%
Granulado comum	12,5 a 152,4	15% < 12,5	68,0 a 69,0	0,045	1
Granulado peneirado	12,5 a 152,4	10% < 12,5	68,0 a 69,0	0,045	1
<i>Pebble</i>	10,0 a 75,0	35% < 12,5	min.64	0,08	2,0 a 4,0
<i>Natural pellet</i>	5,0 a 25,0	10% < 5,0	66,0 a 68,0	0,06	2,0 a 4,0
<i>Run of mine</i>	12,5 a 200	40% < 12,5	min.64	0,08	2,0 a 4,0
<i>Sinter feed D</i>	<6,35	5% > 6,35	min.64	0,05	5
		15% < 0,15			
		5% < 0,10			
<i>Standard sinter feed</i>	<6,36	10% > 6,35	64,5	0,07	4,0 a 6,0
		42% < 0,15			
<i>Pellet feed</i>	<1,0	-	67,5	0,018	8

Fonte: Schobbenhaus e Coelho, 1986

4.5. Caracterização de minério de ferro

Vários estudos com relação à caracterização de minério de ferro indicam que a maioria dos minérios caracterizados apresenta hematita e goethita como os mais abundantes minerais

minério de ferro. Onde a caulinita, gibbsita, quartzos estão presentes como gangas (Das e colaboradores, 2007).

4.6. Determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi)

O índice de trabalho (Wi); do inglês (*work index*) corresponde à energia total expressa em kWh por tonelada curta (907 kg), necessária para reduzir o minério desde um tamanho teoricamente infinito até 80 % de passante em 106 µm. Foi desenvolvido por Fred Bond em 1952 e modificado em 1961. Corresponde ao consumo de energia na cominuição. Com esse parâmetro torna-se possível calcular a energia (kWh/t) necessária para moer o minério a uma determinada granulometria. Além de ser um parâmetro importante para o dimensionamento de moinhos de bolas.

A lei de Bond estabelece a energia necessária para fragmentar uma massa unitária de um minério homogêneo e é inversamente proporcional a raiz quadrada do diâmetro das partículas (Barrat e Sherman, 2002).

A equação a seguir representa a expressão matemática da lei de Bond.

$$E = 10 \text{ Wi} \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (1)$$

Onde:

E - energia em kWh para moer uma tonelada de minério,

Wi – índice de trabalho

P- abertura da peneira em micrômetros, através da qual passam 80 % da massa do produto

F – abertura da peneira, em micrômetros através da qual passam 80 % da massa da alimentação.

Na determinação de índice de trabalho pelo menos 15 kg de minério representativo deve ser britado 100 % abaixo de 3,35 mm.

O primeiro ensaio fez-se com um número arbitrário de revoluções. No fim de cada ciclo de moagem, o produto é descarregado do moinho e é peneirado usando-se a malha de controle.

Material de alimentação fresca é adicionado ao *oversize* para completar a massa da alimentação igualando – a com a massa da alimentação original. A carga depois é alimentada ao moinho. O número de revoluções no segundo ciclo de moagem é calculado no sentido de produzir 250 % da carga circulante. Depois do segundo ciclo, o mesmo procedimento de peneiramento e moagem é levado a cabo até que o passante da malha de controlo produzido por revoluções de moinho torne-se constante para os três últimos ciclos de moagem.

O teste de Bond faz-se usualmente com 6 a 12 ciclos. O passante de malha de controlo é analisado por meio de peneiramento.

O índice de trabalho calcula-se num moinho de bola de escala laboratorial utilizando-se a equação de Bond. É um teste complexo, longo e os operadores estão sujeitos a cometerem erros de procedimento, razão pela qual vários estudos tem sido feito no sentido de abreviar e simplificar o procedimento de Bond.

Ahmadi e Shahsavari (2009) apresentaram um procedimento simplificado para determinação de W_i usando-se apenas dois ciclos de moagem. Os autores como resultados encontraram que a determinação pelo método padrão de Bond e o método simplificado, com o minério de ferro e cobre, o valor de W_i teve uma diferença de apenas 7 %.

4.7. Beneficiamento de minério de ferro.

O beneficiamento de minérios de ferro se baseia fundamentalmente, numa adequação no grau de liberação e no tamanho das partículas e em utilizar certas propriedades dos minerais que acabam por definir as suas técnicas de concentração, sendo os óxidos e hidróxidos as formas de interesse comercial mais comum entre os diversos minerais de ferro que ocorrem na natureza (Silva, 1999). Várias técnicas de beneficiamento têm sido experimentadas de tempo em tempo com objetivo de minimizar a percentagem da ganga. O seu processamento geralmente envolve uma pré-concentração pela separação densitária ou magnética, ou ambos, e por fim a flotação. Existem vários parâmetros, que geralmente ajudam na determinação da rota de processamento de minérios que são: a distribuição granulométrica, a malha de liberação dos minerais, os teores do elemento útil na alimentação e no concentrado, a mineralogia.

A abordagem sobre o processamento de minérios de ferro pode ser dividido em duas partes:

1- Abordagem daqueles minérios considerados ricos, isto é com as especificações aceitas pelo mercado consumidor;

2- Abordagem dos minérios pobres.

No primeiro caso, os minérios sofrem apenas uma fragmentação, classificação por tamanho e desaguamento. No segundo caso, para os minérios com teores mais baixos, é extremamente importante a realização da concentração para poder atender aos requisitos de qualidade exigidos pelo mercado.

Para faixas granulométricas de liberação mais grosseiras (12,5 a 200 mm), utilizam-se a cominuição (britagem), classificação por tamanho, e por fim a concentração pelos métodos densitários. Quando a faixa granulométrica de liberação for fina (abaixo de 6,36mm), além da britagem, utiliza-se a moagem, que posteriormente são concentrados pelo método de separação magnética de alta intensidade a úmido e flotação catiônica reversa.

4.8. Concentração densitária

A concentração densitária é um método usado para separar minerais de diferentes densidades. Além da densidade, o processo também separa com base na forma e dimensão das partículas.

A literatura revela que a concentração densitária foi menos estudada comparando com o seu congênera, flotação. Além disso, a concentração densitária continua sendo usada amplamente para separação de muitos minerais, bem como pelos seus custos baixos comparados com os gastos com reagentes na flotação, a simplicidade na operação e a pouca poluição que esse método causa ao ambiente (Wills, 2006; Aplan, 1989; Aplan, 2003). A concentração densitária funciona melhor na faixa de 130 mm a 74 μ m. Abaixo de 74 μ m, separação de partículas usando a densidade torna-se um pouco difícil, e geralmente não se aplica para partículas inferiores a 15 μ m, exceto em circunstâncias especiais (Aplan, 2003).

4.8.1. Critério de concentração

O critério de concentração originalmente proposto por Taggart, fornece a idéia de facilidade de se obter uma separação entre minerais através de processos densitários, sem considerar o fator de forma das partículas minerais. Matematicamente é definida pela equação a seguir:

$$\text{Critério de Concentração} = \frac{\rho_{\text{mais denso}} - \rho_f}{\rho_{\text{menos denso}} - \rho_f} \quad (2)$$

Onde:

$\rho_{\text{mais denso}}$ – massa específica do mais denso [kg/m³];

$\rho_{\text{menos denso}}$ – massa específica do menos denso [kg/m³];

ρ_f – massa específica do fluido [kg/m³];

Segundo o Taggart (1945), quando o valor de critério de concentração for igual ou superior a 2,5, a separação será provavelmente simples e poderá ser realizada em um intervalo amplo de tamanhos de partícula; se o valor se encontrar no intervalo entre 2,5 e 1,75, a separação é possível até, aproximadamente 150 μm ; se o valor for inferior a 1,2, então a separação será provavelmente difícil para qualquer tamanho de partícula. A forma das partículas influencia a eficácia da separação densitária. Assim sendo, a equação (1) foi modificada por Burt, para:

$$\text{Critério de concentração} = \left| \frac{\rho_{\text{mais denso}} - \rho_f}{\rho_{\text{menos denso}} - \rho_f} \right| \left| \frac{f_{\text{mais denso}}}{f_{\text{menos denso}}} \right| \quad (3)$$

Sendo $f_{\text{mais denso}}$ e $f_{\text{menos denso}}$ os fatores de frenagem de velocidade terminal para as partículas mais densas e menos densas respectivamente. De acordo com Burt (1984) citado por Sampaio e Tavares (2008), o critério de concentração quando leva em consideração a forma das partículas é muito útil na avaliação da aplicabilidade da concentração densitária em um estágio preliminar

do projeto de uma usina. Esses fatores dependem da esfericidade ψ e podem ser vistas em Massarani (2002). Cumpre registrar que a esfericidade é a relação entre a área superficial da esfera de mesmo volume que o da partícula e a área superficial dessa partícula.

Dentre os vários métodos densitários usados como preconcentração no circuito de beneficiamento de minérios de ferro destaca-se: a) Jigagem; b) Separação em meio denso; c) Espiral de Humphrey; d) Mesa oscilatória.

4.8.2. Bases para separação densitária

Dentre os vários fenômenos de sedimentação existentes, o que sustenta a concentração densitária em especial é o princípio de sedimentação estorvada.

i- Sedimentação estorvada

A sedimentação estorvada descreve o processo na qual partículas de granulometrias mistas, de varias formas, e densidades numa concentração volumétrica não desprezível.

4.8.3. Concentração em jigues.

A jigagem é um dos métodos densitários mais antigos utilizados na área de processamento de minérios. Ela é geralmente usada para concentrar minérios com granulometria grosseira que varia de 150 μm a 6000 μm . Para carvão mineral emprega-se emprega - se em faixas mais grosseiras Neste processo, a separação de minerais de diferentes densidades é realizada em um leito dilatado por uma corrente pulsante de água, produzindo a estratificação dos minerais.

Gaudin (1939) sugeriu três princípios que ocorrem no processo de jigagem: sedimentação estorvada, aceleração diferencial no inicio da queda e a consolidação intersticial no fim da queda.

A **Sedimentação estorvada**, já foi descrita acima.

Aceleração diferencial: uma partícula sofre a interferência das paredes do aparelho ou de outras partículas e somente podem mover-se por um tempo e distancias curtas antes que pare ou seja desviada . Desta forma partículas estão sujeitas a sucessivas acelerações (e desacelerações),

e em algumas condições, estes períodos de aceleração podem ocupar uma proporção significativa do período do movimento das partículas.

Consolidação intersticial: a consolidação intersticial ocorre quando a camada do jigue entra em colapso. O movimento das partículas grossas é interrompido, mas as partículas finas podem continuar a mover-se nos interstícios da camada colapsada. A amplitude de sucção irá facilitar o movimento descendente das partículas mais densas e menos densas na parte mais baixa da camada do jigue e também na região da arca por baixo da placa do meio filtrante. As partículas mais densas são favorecidas no movimento descendente porque a amplitude da pulsação precedente tende a mover os finos e os menos densos para cima onde são removidos da camada do jigue pelo fluxo horizontal de água superficial.

A mais moderna tecnologia dos jigues são os centrífugos, cujo princípio de funcionamento está baseada na combinação de movimentos de pulsação de jigues convencionais e na utilização de força inercial (centrífuga) centrípeta. As principais diferenças em relação ao jigue convencional residem na forma do crivo (cilíndrico) e na aplicação da força “centrífuga”. Esse equipamento consiste de uma câmara onde na sua parte superior é colocada uma tela e em cima desta um leito de material. Ela apresenta uma vantagem adicional de permitir a variação e controle do campo gravimétrico aparente. Isso aumenta a flexibilidade do equipamento na seletividade de partículas muito finas, menores que 40 μm , as quais são de difícil recuperação em aparelhos convencionais de concentração densitária. (Sampaio e Tavares, 2005)

O processo começa com uma polpa que deverá conter de 20 a 60 % de sólidos em massa, a qual é alimentada sobre o leito. Algumas vantagens deste equipamento incluem a pequena área requerida e a concentração eficiente de ultrafinos.

A maior parte da estratificação ocorre supostamente no período em que o leito está aberto, dilatado e resulta da sedimentação estorvada.

O princípio de funcionamento de jigagem está baseado na interação da gravidade, força ascensional, arraste fluidodinâmico e a diferença na aceleração inicial das partículas. Num jigue a úmido uma camada de partículas é periodicamente levantada pela coluna de água. A medida que a massa de partículas sedimenta na tela do jigue, ocorre a segregação de acordo com a densidade, além disso, a dimensão da partícula e a sua forma também influenciam essa segregação.

Geraldo e colaboradores (2001) aplicaram o processo de jigagem para beneficiamento de hematita, pertencente à mina de Morro Agudo, localizado entre os municípios de rio Piracicada e Santa- Barbara – Minas Gerais (Brasil). De acordo com os autores, o ROM era proveniente de duas minas distintas: mina de Água Limpa, com minério metassomático, principalmente de hematita especular grosseira monocristalina e a mina de Cururu com minério supergênico, principalmente constituído por partículas policristalinas de hematita martítica, alterada total ou parcialmente, também constavam a magnetita, quartzo grosseira mono cristalino e goethita.

Das e colaboradores (2007), realizaram ensaios de jigagem com o minério de ferro da Índia cuja amostra apresentava os seguintes parâmetros: teor em ferro = 56,5 %; Sílica = 5,6 %; Al_2O_3 = 6,2 %; P_2O_5 = 0,32 %; perda por calcinação (PPC) = 7,1 %. A maior percentagem em PPC deste minério deve-se a compostos hidroxilas presente na amostra. Os resultados obtidos durante o processo mostram claramente que os minerais de ganga com granulação fina e friável acumulam-se preferencialmente nas granulometrias mais finas. Os autores analisaram as seguintes faixas granulométricas: - 5 +1 mm; - 4 +1 mm; -1+0,21mm. Foi analisado o efeito da velocidade de água no processo e fez-se a comparação com a amplitude e eficiência de separação. Os valores médios obtidos durante o processo de separação foram: teor médio em ferro de 63,70%; teor médio de rejeito = 47,1 %; teor médio na alimentação=59,4 %; rendimento médio= 73; recuperação metalúrgica = 78,6 %.

Olubambi e Potgieter (2005), experimentaram a concentração em jigagem com minério de ferro do depósito de Itakpe (Nigéria), com teor médio em ferro de 36 % e uma reserva de 200 milhões de toneladas. A amostra foi analisada por fluorescência de raios X, cuja composição química está ilustrada na Tabela 4.3.

Tabela 4.3. Composição química de minério de ferro de Itakpe.

Mineral	F_2O_3	F_3O_4	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MgO	TiO_2
Composição	30,8	19,05	42,05	1,25	3,2	0,37	0,2

Os autores acima citados durante o ensaio de jigagem usaram as seguintes variáveis operacionais: granulometria, espessura da camada do leito, vazão de água. Como resultado desta separação, a recuperação de ferro foi alcançada quando o jigage era operado com

amplitude e velocidade angular média, espessura da camada de leito fino, com vazão de água média e com uma dimensão de 600 μm .

4.8.4. Separação em meio denso

A separação em meio denso é outra opção de processamento de minério de ferro a qual consiste na separação de minerais que apresentem diferentes densidades numa suspensão estável de densidade pré-definida.

O meio denso (MD) utilizado nesse processo deve apresentar uma densidade intermediária entre as espécies minerais a separar, de maneira que os minerais com densidade inferior flutuem e aqueles com densidades maiores afundem.

O meio utilizado não deve ser corrosivo, tóxico, fazer mistura estáveis com água, apresentar baixos níveis de deterioração física e química, apresentar capacidade de recuperação e regeneração e ser ajustável sobre uma serie de diferentes densidades.

A preparação de meio denso é feita geralmente a base de ferro-silício ou magnetita, embora se empreguem outros sólidos como: a barita, argila, quartzo moído, galena, chumbo atomizado, pirita (Burt, 1984; Yan e Gupta, 2006).

O fator relevante para a separação em meio denso é a preparação da alimentação. Ela exige uma quantidade de água suficiente para remoção de finos e lamas. Antes de o produto entrar no circuito de meio denso deverá existir uma peneira de preparação com uma pressão suficiente de água que terá a função de remover esses finos e reduzir o conteúdo de água da alimentação a um nível baixo e constante. No tratamento de minérios de ferro, geralmente o mineral menos denso é o quartzo ou silicatos a uma densidade entre 2600 a 3000 kg/m^3 . Na preparação de meio fluido para hematita e tendo ganga os silicatos a densidade deverá ser aproximadamente 3000 kg/m^3 .

Nas plantas de beneficiamento de minério de ferro da África do Sul e Austrália onde esse processo é muito usado, os equipamentos aplicados para a concentração de minério de ferro são: a) Ciclones de meio denso; b) bombas de rotor recuado; c) tambores de meio denso; d) sistemas de aero elevação (*air lift*).

Grobber e colaboradores (2002) usaram amostras de minério de ferro da mina de (África do Sul), contendo principalmente hematita (78 %), sílica (12 %) e alumina (9 %), analisada por fluorescência de raios X. O objetivo era analisar a estabilidade de ferro-silício numa suspensão de meio denso. Concluiu-se que o método de pressão diferencial é um bom indicador das propriedades de sedimentação de ferro-silício sob condições estáticas.

4.8.5. Mesa oscilatória

Um equipamento conveniente para separação na faixa granulométrica intermediária, tais como (1,65 mm a 74 µm) para as partículas minerais e (6,7mm a 150 µm) para os carvões.

Segundo o Gaudin (1939), como princípio de operação das mesas estabeleceu o seguinte: sedimentação retardada, aceleração assimétrica e concentração de fluxo de película (apud Aplan, 2003). Industrialmente são mais usados na etapa de limpeza para produção de um concentrado aceitável.

Frequentemente são aplicadas naqueles minérios que não são bem flotados, tais como partículas de carvão de 0.4 mm ou refino de flotado de grafita.

No tratamento de partículas minerais com 2,4 mm, as mesas podem manusear várias toneladas por hora, mas para os mais finos, isto é granulometria de 100 a 37 µm, a capacidade pode baixar em aproximadamente 0,3 t/h. Esse equipamento de concentração densitária é considerado como aquele que apresenta melhor desempenho metalúrgico com finos.

A capacidade em (toneladas por hora) de uma mesa oscilatória de desbaste pode estimar-se pela equação de Razumov (citado por Luz, 2008), que pode ser escrita da maneira seguinte:

$$Q_s = 0,1 \times d_{\min} \times \left[A \times d_p \times \left(\frac{d_+ - 1}{d_- - 1} \right) \right]^{0,6} \quad (4)$$

Onde:

d_{\min} : a densidade média do minério;

d_+ : a densidade do mineral mais denso;

d. : a densidade do mineral menos denso;

A: área efetiva da mesa (m^2);

dp : diâmetro médio do minério (mm);

4.8.6. Separadores helicoidais (espirais)

A faixa granulométrica típica para aplicação em separadores em espirais é de 1,65mm a 74 μm (Aplan, 2003).

Segundo Arenare e colaboradores (2008), os separadores em espirais apresentam melhor desempenho no tratamento ou processamento da fração -1 + 0,15 mm para a produção de *sinter feed* ou apenas na remoção de ferro até a fração de produção de pellet feed, com objetivo de poupar energia durante a moagem.

Os autores afirmaram que na realização de ensaio de concentração em espiral com minério de ferro, é importante estabelecer as seguintes variáveis operacionais: Taxa de alimentação; densidade de polpa; distribuição granulométrica.

Maior atenção deve ser prestada para se evitar a alimentação de partículas grossas que geralmente resulta no entupimento dos alimentadores ou então na rejeição das mesmas partículas para o rejeito.

4.9. Comparação de desempenho de unidades de separação densitária

4.9.1. Jigues e Ciclones de meio denso

Comparando um jigue com um ciclone de meio denso, notar-se-á claramente que o jigue apresenta as seguintes vantagens: custo de capital baixo; custo operacional baixo; ela pode ajustar-se a taxas de alimentação flutuantes e por fim pode manusear grandes variedades de tamanho na alimentação;

Já os ciclones de meio denso comparando com jigue apresenta as seguintes vantagens: maior agudez na separação; são convenientes para materiais que apresentam densidades muito próximas (> 10 a 15%); a sua capacidade nominal varia de 10 - 120 t/h.

4.9.2. Jigues e mesa vibratória

A comparação entre um jigue e uma mesa oscilatória pode nos levar a concluir que o jigue apresenta as seguintes vantagens sobre a mesa: capacidade em tratar alimentação com maior percentagem de rejeito; processar capacidade razoável numa única unidade; e possibilita pouco envolvimento do operador no processo; apresentam custos baixos de manutenção; e pouco espaço físico é requerido para sua instalação.

Já a mesa oscilatória apresenta como vantagens: muito menor consumo de água, o baixo consumo de energia; capacidade nominal de 8-12 t/h; com uma dimensão que varia de 0,15 a 12,5 mm; com um erro provável (E_p) igual a 1 e uma densidade de separação nominal que varia de 1,60 a 1,80. A grande vantagem da mesa é a sua eficiência na faixa de granulação fina.

4.10. Separação magnética

A aplicabilidade do processo de separação magnética, no campo de tratamento de minérios, depende da susceptibilidade magnética dos minerais a serem processados. Levando em consideração essa propriedade diferenciadora deste método, os materiais ou minerais podem ser classificados em:

Minerais ferromagnéticos: são fortemente atraídos pelo ímã comum. Exemplo: a magnetita.

Minerais paramagnéticos: são fracamente atraídos pelo ímã comum. Exemplo: a hematita.

Minerais unicamente diamagnéticos: aqueles que apresentam susceptibilidade magnética negativa e são repelidos quando submetidos a um gradiente de campo magnético. Exemplo: quartzo.

O uso deste método de concentração consiste não apenas na remoção dos minerais de ferro considerados contaminantes, mas também na concentração de hematita contida em itabiritos (Sampaio e Silva, 2007).

Existem quatro métodos de separação magnética, considerando o meio utilizado e a intensidade do campo, em:

Separação magnética a seco de baixa intensidade

Separação magnética a seco de alta intensidade

Separação magnética a úmido de baixa intensidade

Separação magnética a úmido de alta intensidade.

Yang e colaboradores (2003), afirmaram que a separação magnética e a flotação são as tecnologias mais usadas mundialmente para o beneficiamento de partículas de minério de ferro, mas esses processos resultam com concentrado de ferro com grande quantidade de sílica e muitos finos

A separação magnética é um método para separar e capturar partículas magnéticas finas pela força magnética que atuam sobre as partículas num campo magnético. Sendo este método de concentração mais econômico e ambientalmente aceite. (Chao e colaboradores, 2009).

Das e Prakash (2008), efetuaram a separação magnética com os finos de minério de ferro da Índia que apresentavam um alto teor de alumina. O minério em questão possuía os seguintes

parâmetros: 57,2 % de Fe; 5,81 de SiO₂ e 7,05 % de Al₂O₃. Foi usado o método de separação a úmido.

Durante a investigação encontraram que a cobertura seletiva magnética de partículas magnéticas coloidais sobre a hematita dos finos de minério de ferro é possível, permitindo o processo similar a chamada flotação por transportador.

Eles verificaram que a melhor separação ocorreu na presença de oleato de sódio a pH 7,5 e intensidade do campo magnético de 0,78 T. Os autores acima citados usaram a tecnologia magnética *carrier*, que precisa de algumas substâncias ferromagnéticas que possam funcionar como carregadores. Como os finos apresentavam algumas pequenas quantidades de magnetita foi possível usar essa propriedade. Os estudos indicaram que um concentrado de ferro contendo 62,32% com uma recuperação de 66,7 %, pode ser encontrado com intensidade magnética média de 0,78 T que é muito baixo comparando com a intensidade magnética normal de 1,3 a 1,4 T necessário para a separação de hematita-goethita. A separação magnética de minerais fracamente magnéticos na faixa granulométrica fina é realizado num campo de alta intensidade e/ou alto gradiente de campo. Tem sido usado para remover impurezas fracamente magnéticas e recuperar finos de mineral minério portador de ferro. Os resultados alcançados pelos autores acima referenciados mostraram que a separação magnética eficiente de hematita e limonita podem ser alcançadas num campo de intensidade média caso os finos de minério estiverem agregados seletivamente e fortemente.

Segundo Song e colaboradores (2002) a separação magnética de finos de minério de ferro fracamente magnética na forma de flocos, que é chamada FMS (do inglês Floc magnetic separation) com objetivo é substituir a separação magnética de alta intensidade ou alto gradiente para tratar minerais de ferro fracamente magnéticos na faixa granulométrica fina. No trabalho citado foi usada uma amostra de fino de hematita com teor de 30 % em ferro e foi possível produzir um concentrado com 64 % em ferro e 82 % de recuperação.

4.11. Concentração por flotação

A flotação é um método de concentração mineral que explora a diferença entre as propriedades de superfície das partículas minerais para a separação. Ela foi desenvolvida há mais de 100 anos

e tem sido bastante utilizado para a concentração de minérios complexos e com baixos teores dos minerais de interesse. Sua aplicação estende-se a uma grande variedade de minérios e com diferentes granulometrias, composições químicas e mineralógicas e principalmente diferentes propriedades físico-químicas de superfície dos minerais constituintes (Penna e colaboradores, 2003).

A maior partícula limite raramente excede 0,6 mm (malha 28) e é geralmente menor que 0,3 mm (malha 48). Estudos conduzidos por (Lynch e colaboradores, 1981) indicam que a faixa granulométrica para ótima recuperação na flotação varia entre 0,01 a 0,1 mm para plantas industriais.

Na recuperação de partículas grossas (acima de 0,6mm), a flotação torna-se geralmente impraticável devido a limitações inerentes ao processo de separação.

Outro problema que tem assolado as plantas industriais são os finos na flotação. Pease e colaboradores (2005) realizaram vários ensaios de flotação com finos e concluíram que os finos apenas respondem diferente ao processo de flotação porque:

- i) apresentam maior área superficial por unidade de massa (maior superfície específica)
- ii) tem momento baixo, tendem a seguir a água com maior facilidade do que as partículas grossas, menos energia para adesão das bolhas, maior tendência para apreensão mecânica;
- iii) são mais afetados pela cobertura superficial – talvez porque a maior área superficial torna-os mais reativos, ou talvez por causa da sua baixa quantidade de movimento (momento inercial)
- iv) tendem a ser mais afetados pela química da água e íons em soluções;
- vi) a maior área superficial significa que a espuma pode ser tenaz tornando o espessamento e a filtração mais difícil,
- vii) as cinéticas de flotação podem ser mais lentas e podem ter taxas similares com as partículas grossas. Podem flotar com bolhas maiores, mas as bolhas menores aumentam as taxas de flotação.

O motivo que faz com que os finos não flitem bem em muitos circuitos é porque eles são misturados com partículas grossas. Os finos precisam maior dosagem de coletor e maior tempo de flotação. As partículas finas e grossas nunca flotarão igualmente bem na mesma célula, uma vez que os reagentes não podem ser otimizados para ambos concomitantemente. Assim sendo, a chave para uma ótima recuperação dos finos consiste em separar os circuitos de grossos e finos. É necessário também uma boa compreensão das características de liberação de tamanho para possibilitar projeto adequado de moagem estagiada e de circuito de flotação que se enquadre ao material em estudo (Pease e colaboradores, 2005).

4.12. Flotação de minério de ferro

No beneficiamento de minério de ferro de baixo teor usa-se com frequência a flotação catiônica de sílica e ou silicatos (flotação reversa) que é por vezes precedida pela deslamagem e floculação seletiva (Houot, 1982). Este método de concentração aumentou a sua importância devido às exigências de mercado em procurar cada vez mais produtos de alta qualidade, isto é com maior percentagem em ferro e menor percentagem de impurezas (Wills, 2006).

Segundo (Houot, 1982) dentre os reagentes testados na flotação de minérios de ferro destacam-se:

Ácidos graxos; sulfonatos de petróleo e combustíveis (querosene); processos duplos (sulfonato de petróleo em consorcio com ácido graxo ou adição de ácido graxo em duas etapas) e hidroxamatos.

No que tange aos hidroxamatos são definidos como uma classe especial de compostos na qual possuem a propriedade de ligarem com átomos metálicos específicos, resultando na formação de um composto complexo (Rao, 2004). Eles são comumente empregados nas separações analíticas devido a sua especificidade para com os metais complexos. Estes já foram testados como coletores e mostraram uma alta seletividade comparando com reagentes convencionais. A hipótese sob investigação relata que é uma possível correlação entre a adsorção específica com relação aos cátions na rede cristalina do mineral e a constante de estabilidade K do complexo metálico correspondente.

Teoricamente, na separação analítica não existe especificidade absoluta. A maioria desses agentes complexam quase todos os metais. A constante de estabilidade destes complexos difere dum metal para outro. Praticamente, essas diferenças em K causam uma seletividade significativa que é afetada pelos fatores que também influenciam a constante de estabilidade (Assis e colaboradores, 1995). O único impedimento para o emprego de hidroxamato na flotação de hematita é o seu elevado custo.

Vários agentes quelantes têm sido usados como coletores e depressores. Para funcionarem como coletor os quelatos deve ser complexos neutros. O quelato formado deve estar ligado ao mineral suficiente e fortemente para ser capaz de suportar a agitação mecânica na célula de flotação. Para funcionar como depressor o quelato deve interagir com mineral fazendo ou tornando sua superfície hidrofílica.

Raghavan e Fuersternau (1975) *apud* Lopes (2009) realizaram intensa investigação com relação ao mecanismo de adsorção do octilhidroxamato de potássio sobre uma amostra de hematita sintética através de estudos de adsorção, mobilidade eletroforética e espectroscopia no infravermelho. As medidas de adsorção a 20° C mostraram que a densidade de adsorção varia com o pH e que a máxima adsorção de octilhidroxamato de potássio ocorreu em pH 8,5, que é próximo do ponto de carga zero (PCZ) da hematita sintética usada. As medidas de mobilidade eletroforética mostraram claramente que o hidroxamato adsorve-se especificamente na interface hematita-água. Os estudos realizados de espectroscopia no infravermelho indicaram a presença de complexo hidroxamato férrico na superfície da hematita. De acordo com autores acima citados, em pH 3 e especialmente na faixa neutra forma-se o composto de coordenação, que é responsável pela ação coletora de íon hidroxamato sobre o ferro.

Araujo e colaboradores (2005) realizaram uma intensa investigação com relação aos reagentes usados na flotação de minérios de ferro. Esses autores alertaram que a deslamagem e os estágios de flotação devem ser realizados a nível de pH tão baixo quanto possível para redução com gastos com a soda cáustica. Durante a pesquisa elaborada, concluíram que o consumo de soda cáustica pode ser diminuído nos concentrados onde o estágio de deslamagem for otimizado. Outro aspecto concluído foi o uso de éter amina como coletor de quartzo e amido gelatinado como depressor de óxidos de ferro. No campo industrial já existe uma aplicação da

combinação entre mono aminas e diaminas e uma substituição parcial de aminas pelo óleo diesel.

Valadão e Lima (2008) realizaram um experimento com minério de ferro itabirítico nas frações entre 45 e 150 μm e abaixo de 45 μm , em comparação com a fração global abaixo de 150 μm usando variáveis como pH, dosagens de reagentes e rotação do condicionamento. Os resultados mostraram claramente que essas frações apresentaram diferentes comportamentos no processo de flotação, indicando que é possível aumentar a recuperação em massa e a seletividade quando as mesmas são flotadas separadamente. Os ensaios de flotação foram realizados segundo planejamento de experimentos em dois níveis (mínimo e máximo); os reagentes usados foram amina e amido. Os melhores resultados obtidos para uma dosagem de amido de 1000 g/t (de alimentação) para todas as frações. A fração global apresentou melhores resultados em pH 9,5 enquanto as outras em pH 10,5. Aumento na velocidade angular durante o condicionamento de 1400 para 2000 rpm, possibilitou pequeno ganho de qualidade no concentrado da fração global, sem interferir na recuperação em massa. Para as demais frações houve ligeiro aumento no teor de SiO_2 nos concentrados, a flotação usada foi catiônica reversa.

Um novo coletor para flotação de óxidos minerais foi experimentado pelo Liu e colaboradores (2009), para a flotação de quartzo e outros minerais. É um surfactante contendo uma estrutura alifática mista com cadeia hidrocarbonada e o grupo diamina, que provaram ser um coletor para a concentração dos minerais de ferro. Os resultados laboratoriais mostraram que a recuperação ascendeu bruscamente com aumento da concentração. Quando a concentração do coletor alcançou $1,83 \times 10^{-4}$ mol/l, a recuperação da flotação de quartzo atingiu 97,64 %. Esses autores também verificaram que a recuperação aumentou com elevação de pH. A recuperação na flotação de hematita elevou-se com aumento da concentração do coletor e pH, enquanto que a recuperação máxima não foi superior a 55 %.

Lin e colaboradores (2009) realizaram uma experiência a partir de um pré-concentrado magnético de hematita usando a flotação aniônica reversa na flotação em coluna. Durante os ensaios laboratoriais em condições tecnológicas e operacionais ótimas obtiveram bons resultados trabalhando com uma pressão de circulação de 0,055 MPa, alimentação de 160 g/min, a dosagem de amina de 800 g/t e a dosagem de amido de 900 g/t. Os resultados mostraram que o concentrado de ferro com teor de 67,37 % foi alcançado usando-se o circuito com apenas uma etapa de desbaste e uma de esgotamento.

Mowla e colaboradores (2007) investigaram a remoção de hematita a partir de minério de areia de sílica pela técnica de flotação inversa usando uma célula mecânica de bancada. Vários parâmetros foram analisados dentre eles: tipo e concentração de coletor, tipo do ácido, pH, tempo de condicionamento, concentração de sólidos em polpa, tamanho da partícula e temperatura. Os resultados obtidos mostraram que a separação de hematita a partir de areia de sílica pela flotação reversa é possível e uma boa seletividade pode ser alcançada. Dados experimentais mostraram que uma grande quantidade de hematita pode ser removida a partir de quartzo na presença de ácido clorídrico a temperaturas elevadas e um dos coletores ótimos (série de Aero 800) na qual a remoção da hematita foi máxima.

Araujo e colaboradores (2008) realizaram uma combinação sinérgica de depressores na flotação catiônica de minério de ferro proveniente de Quadrilátero Ferrífero com objetivo de melhorar a seletividade e a recuperação do mesmo. Esta combinação consistiu no uso de mesmo coletor, de nome PA14, que se constitui de acetato de eteramina. O coletor era preparado semanalmente com 1 % em solução aquosa e armazenado num frigorífico elétrico a 10°C. O amido (maizena) também foi preparada a uma concentração de 1% por massa depois de ser gelatinizado com hidróxido de sódio a uma razão de peso 4:1 entre a maizena e NaOH. O amido era preparado diariamente e as soluções que duraram mais de 4 horas eram descartadas. Os modificadores de pH usados foram NaOH e H₂SO₄. Duas amostras de depressores alternativos fornecidos pela G. P. R. I., LTDA. os dois depressores eram recebidos em forma de líquidos e preparado diariamente a uma solução aquosa de 1% e foram designados como GPR 850 e GPR 855. O GPR 855 possui menor viscosidade do que GPR 850. Os resultados obtidos mostraram que mesmo com uma participação relativamente baixa do novo depressor na mistura com amido ganhos significativos de recuperação de ferro com níveis similares ou superiores de seletividade foram alcançados.

Santos (2006) estudou a possibilidade de utilização do ácido húmico como agente depressor de hematita para as propriedades físicas química deste composto. A autora analisou também a hidrofobicidade do quartzo e da hematita, mostrando que após um condicionamento com ácido húmico para baixas concentrações de dodecilamina em pH 10,2 a hematita apresentou valores de ângulo de contacto inferior ao do quartzo. Os ensaios de microflotação realizados mostraram que dependendo de concentração de ácido húmico e de dodecilamina, pode se ter uma recuperação do quartzo superior a 90 % ; enquanto 61 % de hematita foram deprimidos. Nesses ensaios com a mistura de dois minerais (25 % de quartzo e 75 % de hematita), obteve-se

recuperação de 90,75 % de hematita no concentrado deprimido com teor de 86,12 % de Fe_2O_3 . Os resultados encontrados mostraram o potencial para utilização de ácido húmico como alternativa na flotação reversa de minério de ferro.

Pavez e colaboradores (2005) analisaram a flotação de um minério de baixo teor em ferro numa célula pneumática com objetivo de produção de um *pellet feed*. A amostra de minério de ferro apresentava teor em ferro de 28 % e sílica de 30 %. Três fluxogramas foram experimentados para o processamento desse minério, usando-se a redução de tamanho, separação magnética e flotação. Os experimentos foram levados a cabo numa planta piloto e em escala laboratorial, obedecendo a três tipos de rotas:

Na rota de processo 1, a flotação foi realizado a partir do concentrado magnético final usando-se 120 g/ton de Lilafлот D 817 M, 50 g/t de metil-isobutilcarbinol (MIBC) e 200 g/t de Amidex 182 como coletor, espumante e depressor respectivamente, abaixo das seguintes condições : 35% de sólidos em polpa, a uma vazão de $4600 \text{ cm}^3/\text{min}$, pH 8 e pressão de aeração de 1,5 bar. Enquanto que na rota 2, o concentrado magnético é processado pela flotação reversa de minério de ferro. Já na rota 3, a amostra nesse esquema era britada 100% abaixo de 6,4 mm e o produto concentrado num tambor magnético de baixa intensidade. O concentrado magnético era alimentado num moinho de bolas para obtenção dum produto 100 % abaixo de $45 \mu\text{m}$ e este era processado numa bateria de tambores magnéticos. Depois o concentrado magnético enriquecido numa célula de flotação pneumática. Os testes de flotação foram conduzidos numa célula pneumática de laboratório projetada por Imhot de 20 cm de diâmetro e 55 cm de altura com 10000 cm^3 de volume de espuma. A polpa bem condicionada era bombeado na célula e o ar comprimido era injetado tangencialmente à polpa. Neste estudo, os autores concluíram que a flotação pneumática aplicado ao concentrado magnético aumenta o teor de ferro e reduz a percentagem da sílica. A limpeza do concentrado magnético permite a recuperação de materiais de baixo teor. Os melhores resultados foram obtidos com aplicação de Lilafлот D 817 M como coletor, obtendo desta foram 70,18 % em ferro e 1,07 % de sílica.

Magalhães (2000) realizou um estudo com relação às aminas de diferentes graus de neutralização na flotação de minério de ferro tendo concluído que o grau de neutralização dos coletores acetatos de eteramina apresentou pouca influência nos resultados de flotação e a baixa concentração dos coletores (monoaminas e diaminas) piora o desempenho do processo de

flotação. O autor também concluiu que as diaminas na faixa de concentração compreendida entre 80 g/t a 100 g/t produzem melhores resultados do que as monoaminas.

Silva e Luz (2007) investigaram a microflotação de hematita, quartzo e dolomita, usando-se o tubo de Hallimond. O Objetivo foi determinar as melhores condições de flotação seletiva na separação entre minerais portadores de ferro e dolomita. Usaram-se alguns reagentes alternativos: oleato de sódio, sulfonato linear de sódio e emulsões com óleo de noz macadâmia e de girassol saponificados, variando o pH de 4 a 12. Os autores acima buscaram desta forma definir o comportamento das amostras minerais em interação com os respectivos reagentes. Foram estudadas as concentrações de coletor de 10 e 20 mg/l (ácido sulfônico), 10 e 20 mg/l (oleato de sódio) e emulsões do oleato de sódio com óleo de macadâmia e óleo de girassol saponificados. A faixa estudada variou de pH 4 a 12. Durante a pesquisa os autores acima concluíram que o sistema sulfonato de sódio apresentou maior potencial de seletividade na flotação de quartzo e hematita em torno de pH 4. Eles também verificaram a possibilidade de flotação direta de minério de ferro, demonstrando a possibilidade de aproveitamento de rejeitos e minérios de baixo teor. O sistema oleato de sódio, como esperado, apresentou uma boa flotabilidade da hematita em torno do pH 8. Enquanto que no sistema amina a curva de tendência ficou melhor evidenciada com a dosagem de 5 mg/litro, mostrando maior flotabilidade na faixa de pH entre 8 e 10.

Luz (1996) realizou uma intensa pesquisa com relação a reagentes alternativos de baixo custo no que concerne à flotação aniônica de hematita a partir de rejeitos itabiríticos. A investigação também teve como objetivo estudar as variáveis de processo como pH, tipo e concentração de coletor, de depressor e de espumante sobre a resposta do sistema de flotação e a modelagem do processo de flotação levando em consideração a cinética de sinérese e drenagem da espuma. Durante a investigação, o autor usou os seguintes reagentes (coletores): o sulfonato de petróleo comercial (Resimin da Resitx), amina graxa comercial (Flotigan EDA da Hoechst e Sherex 70-A); óleo de arroz comercial, saponificado por hidróxido de sódio a 65 °C em solução aquosa; óleo de rícino (ou mamona) comercial saponificado por hidróxido de sódio em solução alcoólica não aquosa e aproximadamente 353 K; óleo diesel comercial a ser usado como reforçador do coletor. Como espumantes e modificadores de espuma, o autor acima usou óleo de pinho, metil-isobutilcarbinol (MIBC); Dehydrol OMC1303(Henkel); Dehydrol OMC 264(Henkel); Emulgin IT-30 – álcool tridecílico etoxilado (Henkel) e como modificadores foram : Silicato de sódio ($\text{Na}_2\text{SiO}_3 \cdot 9\text{H}_2\text{O}$) (Sufal; com viscosidade de 1,75 mPa.s, densidade de

1,49 e concentração nominal de sílica igual a 32 %); ácido tânico comercial como depressor e amido de milho . E os reagentes de pureza analítica foram: hidróxido de potássio (KOH), hidróxido de sódio (NaOH), ácido clorídrico (HCl), ácido acético ($\text{H}_3\text{C}_2\text{O}(\text{OH})$), metassilicato de sódio (Na_2SiO_3); etanol ($\text{H}_5\text{C}_2\text{OH}$) e hexametáfosfato de sódio como depressor. De acordo com o autor os reagentes que mais poder tensoativo apresentaram serão listados em ordem decrescente e são eles: amina, Dehydrol OMC 1303, óleo de rícino com saponificação alcoólica, Dehydrol OMC 264, metil-isobutilcarbinol(MIBC), Eumulgin IT 30, sulfonato de petróleo, óleo de pinho e óleo de arroz com saponificação aquosa. E como depressor o melhor estudado foi o ácido tânico . O autor também concluiu que o óleo de rícino é mais enérgico e, por conseguinte menos seletivo no mesmo patamar de dosagem que o óleo de arroz.

5. MATERIAIS E MÉTODOS

5.1. Materiais

O material usado para os ensaios neste trabalho veio da Jazida de minério de ferro de Cateruca - Angola. As amostras foram colhidas com base nos mapas geológicos dos estudos realizados por Mckee (1974). Devido à dificuldade de ordem técnica não foi possível colher amostras usando poços. Os mapas usados mostravam uma área bem mineralizada com pouca espessura de estéril e o material foi colhido com ajuda de pás, picaretas, martelos, etc. foram aproximadamente 200 kg de minério em forma de blocos.

5.2. Metodologia

Amostras de minério de ferro de Cateruca.

A preparação da amostra proveniente da jazida de Cateruca foi feita com base na Figura 5.1.

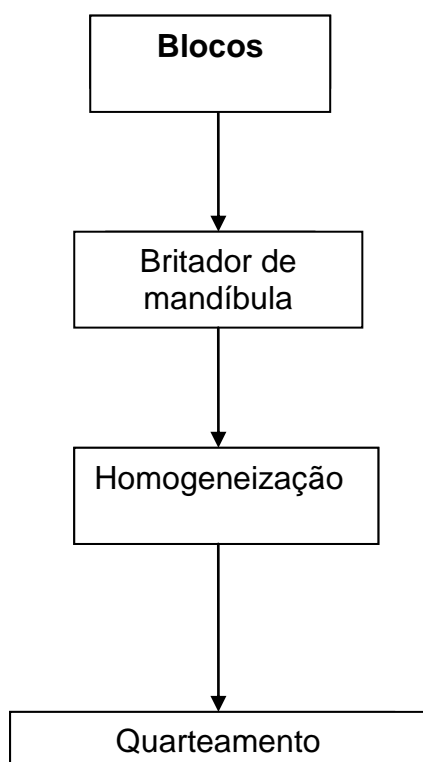


Figura 5.1. Representação esquemática da preparação da amostra.

Os blocos de minério de ferro foram primeiramente reduzidos com ajuda de marreta até a uma dimensão adequada e apropriada a abertura de britador de mandíbula. Após a britagem, a amostra foi classificada em peneiras na faixa de + 25 mm – 3,36 mm. Seguidamente o material sofreu um processo de homogeneização e quarteamento em várias alíquotas para os posteriores ensaios. A partir de uma alíquota foram retidas amostras para ensaios de caracterização preliminar, ensaios de concentração densitária, magnética e flotação.

5.2.1. Picnometria a gás

A picnometria deriva da palavra grega *pyknos* (gota) que se identifica como a medida de volume. O picnômetro usado é de marca *Quantachrome* são projetados para medir o verdadeiro volume de materiais sólidos empregando o princípio de deslocamento de fluido (gás) de Arquimedes e a expansão de gás de Lei de Boyle. O tipo de gás usado é o hélio. Outros gases também podem ser usados, como o nitrogênio sem grandes diferenças.

O modelo de picnômetro usado para aferir os teores em ferro foi o *Ultrapyc 1200e* Versão 4.00. Foi calibrado para funcionar com uma pressão de 117, 211 kPa com o tempo de equilíbrio automático e tempo de limpeza de 5 minutos e faz a execução máxima de 5 leituras de densidade e depois a média é calculada automaticamente nas 3 últimas leituras.

Obviamente, uma das premissas deste equipamento é a preparação da amostra que deverá estar seca antes de ser colocado dentro de equipamento.

O procedimento de execução é bastante simples e pode ser encontrado no **Adendo A**.

5.2.2 Caracterização tecnológica da amostra.

Uma determinação mineralógica preliminar foi efetuada por difratometria de raios X executada em difratômetro Shimadzu, modelo XRD-6000, com filtro de ferro e tubo de cobalto.

A determinação do estado de oxidação do ferro foi realizada por espectrometria Mössbauer, o que possibilitou a quantificação dos minerais de ferro na amostra (magnetita, hematita e goethita).

Análises químicas foram feitas para determinação de teores de diferentes elementos químicos que compõem a amostra da cabeça usando-se a técnica de espectrometria de emissão por plasma acoplado indutivamente.

A determinação do teor em ferro em diferentes faixas granulométricas e aferição dos teores em ferro na concentração densitária foram feitas com auxílio do picnômetro a hélio, modelo Ultrapyc 1200e, enquanto que os teores na separação magnética, flotação e da jigagem semi-piloto foram aferidos pelo método de dicromatografia (titulação).

5.2.3. Análise termogravimétrica

A análise termogravimétrica teve como objetivo verificar a variação da massa da amostra em função da temperatura e associar essas variações de massa a possíveis perdas de umidade e outros, ou transformações químicas devidas ao aquecimento.

5.2.4. Perda por calcinação

Este ensaio consistiu em submeter uma amostra de minério em mufla a 1000°C, por duas horas, para permitir as substâncias voláteis escaparem, até que a sua massa se estabilize. Foram usadas duas massas, uma de 1,0370 g e outra de 1,0021 g.

5.2.5. Ensaio de britagem

O ensaio de britagem objetivou conhecer preliminarmente o comportamento da fragmentabilidade do material, usando-se o britador de mandíbulas do tipo Blake de um eixo excêntrico 130 x 100 mm.

5.2.6. Ensaio de dureza

A dureza é definida como sendo a resistência a deformação, é um parâmetro extremamente importante no ensaio mecânico das rochas, minerais, etc.

A preparação das amostras foi realizada no Laboratório de Laminação do Departamento de Geologia da Universidade Federal de Ouro Preto. Foram total de cinco amostras todas em formato de cubos.

O equipamento usado para a determinação de dureza foi o tipo ROCKWELL H pertencente ao Laboratório de ensaios mecânicos do Departamento de Metalurgia e Materiais da UFOP. A amostra era colocada sobre a base do equipamento e um pino penetrava sobre a amostra e fazia-se a leitura na tela do equipamento. O mesmo procedimento repetia-se três vezes tanto na direção perpendicular ao acamamento Y e na direção paralela a xistosidade X, pode se constatar claramente na **Figura 5.2**



Figura 5.2: Fotografia ilustrando as posições na qual foi determinado o ensaio de determinação de dureza.

5.2.6.1 Determinação dos índices de tamboramento e de abrasão

A metodologia usada para determinação desses índices está descritos na Norma Brasileira ABNT NBR ISO 3271, 2009. Realçar a quantidade de amostra mínima para esse ensaio é de 15 quilogramas, mas devido a falta de amostra apenas foi usado 11,26 kg de amostra. Assim sendo foram feitos dois testes, o primeiro considerando 11,26 kg para 150 voltas e posteriormente, no segundo teste recolocando o material no tambor e ligar por 200 voltas.

5.2.7. Determinação de *Work index* (índice de trabalho) de Bond

A Determinação do índice de trabalho de Bond foi efetuada usando-se a metodologia de Bond e a metodologia simplificada proposto por Ahmadi e Shahsavari (2009) cujo procedimento encontra-se apresentado no **Adendo B**.

5.2.8. Ensaio com esclerómetro

Este ensaio permitiu a determinação do valor da resistência à compressão duma amostra representativa do minério em estudo. o equipamento usado foi o esclerómetro cujo o procedimento baseou-se no seguinte: o esclerómetro era pressionado sobre a superfície da amostra, a seguir a mola é carregada. quando a vara desaparece dentro do esclerómetro completamente uma massa era liberada automaticamente que bate a vara na extremidade interna, através dessa, na superfície da amostra. A vara reage e retransmite o rebote a massa, quanto mais duro e mais compacto for a amostra, maior será o rebote. Durante a amplitude do rebote, a massa move um ponteiro que indica o ponto máximo de retorno e ao mesmo tempo indica o valor referente na escala. Este valor quando levado ao ábaco (**Adendo C**), obtêm - se o valor da resistência a compressão em função do ângulo de impacto. De realçar que o ângulo de contato usado foi de - 90 °.

5.2.9. Separação com liquido denso

Este ensaio visou conhecer a liberação do mineral minério usando o liquido denso bromofórmio de densidade 2,83 kg/m³. A amostra foi cominuida abaixo de 1 mm e submetida a peneiramento a úmido em seguintes faixas granulométricas: + 1mm; (0,85 e 1mm); (0,6 e 0,85 mm);(0,425 e 0,6 mm), (0,212 e 0,425 mm); (0,150 e 0,212 mm); (0,104 e 0,150 mm); (0,074 e 0,104 mm) e (0,053 e 0,074). Depois foi feita o ensaio com o liquido denso, usando-se um funil de separação. Para cada ensaio foi usado 50 mL de bromofórmio que era adicionado ao recipiente de separação, era homogeneizado com bastão de vidro. A separação das espécies (afundado e flutuado) era observada depois de 10 minutos, a seguir retirava-se o afundado abrindo o prendedor, posteriormente era filtrado. A massa obtida era lavada com álcool etílico para remoção de resíduos de bromofórmio. Já para o flutuado com partículas, cujas densidades eram menor que 2,83, era retirado seguindo-se os mesmos procedimentos descritos para o afundado.

As amostras foram agrupadas em faixas granulométricas (+ 1 mm); (-1+0,212 mm), (-0,212 +0,053 mm) com os seguintes códigos CAT AF 1 e CAT FL 1 para a fração (+ 1 mm); CAT 2 AF e CAT 2 FL para a fração (-1+0,212mm), CAT 3 AF e CAT 3 FL para a fração (-0,212 +0,053 mm) que posteriormente foram analisados pela difração de raios X.. De realçar que AF= afundado e FL= flutuado.

Todos os ensaios com bromofórmio foram realizados no laboratório de Tratamento de Minérios da UFOP, dentro da capela usando-se luvas, óculos, mascarar.

5.3. Ensaios com métodos Densitários.

Foram executados alguns ensaios sobre a jigagem e a concentração helicoidal “espiral”.

5.3.1. Ensaios de jigagem

O ensaio laboratorial foi realizado no laboratório de Processamento de Minérios da Universidade Federal de Ouro Preto, Minas Gerais - Brasil.

O minério sofreu um processo de cominuição que culminou na britagem (usando britador de mandíbulas e de rolo) e na moagem usando (moinho de disco) com objetivo de reduzir até a dimensão desejada 2,4 mm. A amostra depois foi homogeneizada e quarteado usando-se o divisor de Jones até encontrar uma alíquota de 3 kg.

O equipamento usado durante o ensaio foi um jigge simplex Denver de laboratório com os parâmetros operacionais: amplitude de 8 mm e frequência de 8 Hz (480 rpm) (**Figura 5.3**)



Figura 5.3.: Jigue Denver de laboratório.

No primeiro ensaio foram usados 780 gramas do minério de mesma granulometria (abaixo de 2,4 mm) colocados numa bandeja para formar a alimentação para operação da jigagem. Depois várias esferas de 5 mm de diâmetro perfazendo um total de 108,7 gramas foram espalhadas para formar uma camada na tela do jigue como leito filtrante.

O material bem misturado com água foi adicionado ao Jigue e o processo durou 3 minutos e 2 segundos com uma vazão de água de arca igual a 34 mL/s. No fim do processo, os dois produtos (mais densos e menos densos) foram coletados, secados, pesados e levados ao picnômetro para determinação das massas específicas.

No segundo ensaio, seguindo a mesma metodologia acima citada, trabalhou-se com 2220 gramas, com uma vazão de 45 mL/s, o tempo de operação foi de 6 minutos e 39 segundos, o leito foi feito pelo próprio minério, ou seja, não se usaram se esferas de aço para formar o leito.

No terceiro ensaio, o minério cominuído abaixo de 1,2 mm, com uma vazão de 71 mL, sem o uso de esferas com uma massa de 1500 gramas de alimentação.

No quarto ensaio, o minério foi cominuído abaixo de 1,2 mm e uma alimentação de 1535 g, com 154 esferas de 5 mm e o tempo de operação foi de 2 minutos e 36 segundos, considerando uma vazão de 71 mL/s. Consideraram-se as variáveis como a granulometria, vazão de água, espessura do leito.

No quinto ensaio, a amostra foi cominuida no moinho de disco e peneirara na faixa abaixo de 1 mm e acima de 600 μm . Para tal três amostras foram preparadas com 700 gramas cada e variou-se a espessura da camada do leito e a vazão de água de arca. Foram usadas as vazões de água de 25 mL e espessuras de camada de esferas com 50, 100 e 200 gramas de esfera respectivamente. Todos esses ensaios duraram 3 minutos.

Outro ensaio adicional de concentração em jigagem foi realizado na empresa Nomos Análises Minerais. A amostra britada e moída no moinho de disco foi bitolada entre 3 mm e 1 mm com uma vazão de água de 44 mL/s. Foi usado um jigge semi-piloto (**Figura 5.4**), com uma massa de alimentação de 11 quilogramas de minério, e se obtiveram três produtos, a saber: mais denso (concentrado), misto (médios) e menos denso (rejeito), dos quais, depois de secados e pesados, alíquotas foram enviadas para análise química.



Figura 5.4: Jigge semi-piloto pertecente à Nomos.

5.3.2. Ensaio com concentrador helicoidal (“espiral”)

Este ensaio foi realizado no Laboratório de Processamento de Minérios da UFOP.

5.3.2.1 Preparação da amostra.

Esses ensaios foram realizados no laboratório de processamento de minérios da UFOP. Foi usada uma amostra representativa de 55 kg. A referida amostra foi britada (britador de mandíbula e rolo) e moída (moinho de disco) com objetivo de encontrar uma fração granulométrica adequada ao equipamento (- 1 mm a 54 μ m).

Foram consideradas como as variáveis: a taxa de alimentação e a percentagem de sólidos na polpa de alimentação.

5.3.2.2. Procedimento do ensaio

O procedimento foi o seguinte: depois da amostra estar bem moída com a granulometria desejada, de seguida, preparou-se uma pilha de homogeneização e procedeu-se ao quarteamento da amostra. A seguir, tomou-se uma quantidade de amostra moída e seca para a preparação da polpa com concentração mássica de sólido pré-estabelecida (20 %, 25 % e 30 %). Primeiramente adicionaram-se 70 litros a água ao tanque de alimentação, para que a polpa pudesse atingir a percentagem de sólidos especificada.

Ligou-se a bomba para circulação da água e adicionou-se lentamente a amostra ao tanque de alimentação da bomba. Desta forma, a polpa ia se formando de modo homogêneo, sem a sedimentação da mesma.

Adicionaram-se 20 kg de amostra e, após aproximadamente 10 minutos, fez-se coleta de produtos no concentrado e no rejeito. A cada coleta de produtos retirada, uma quantidade de sólidos era reposta no tanque de alimentação, no sentido de atender a concentração mássica de sólidos requerida.

No final os mais densos e menos densos foram coletados, secados e levados ao picnômetro a gás para determinação das massas específicas e, por conseguinte os seus teores em ferro.

5.4. Separação Magnética a úmido de alta intensidade

Duas amostras, de 7 kg cada uma, foram moída no moinho de disco, uma até granulação abaixo de 1 mm e outra até abaixo de 0,15 mm. Os ensaios foram realizados no laboratório da Gaustec Magnetismo sita em Belo Horizonte – Minas Gerais (Brasil). O equipamento de escala piloto usado foi do tipo Minimag G – 3600.

Os dados operacionais usados nessa separação foram: matriz: 5,0 mm no *rougher* e 2,5 mm no *scanvenger*; taxa de alimentação do equipamento em referência igual a 200 t/h; taxa de alimentação no Minimag 1, 058 m³/h, com concentração mássica de sólidos de 40 %, com a velocidade de rotor de 5 rpm, com altura de alimentação igual a 3 m, com corrente de 7 A.

A operação consistiu em se escolher uma matriz (5,0 mm), ligar o equipamento e adicionar a amostra no tanque de alimentação. Posteriormente abriu-se a válvula com a polpa de agitação e, por gravidade, alimentou-se o separador na matriz pré-estabelecida até esvaziar o tanque de alimentação. A seguir, as partículas capturadas na matriz foram lavadas por um fluxo de água de baixa pressão, durante a operação acionou-se os pistões hidráulicos, isto permitiu regular e otimizar o tempo e a pressão de água de lavagem. Nessa operação de lavagem coletaram-se os produtos (concentrado, rejeito e médios) que posteriormente sofreram um processo de filtragem, secagem e enviadas ao picnômetro a hélio para determinação das suas massas específicas e, por conseguinte, os teores em ferro.

Na ultima fase de operação, o campo magnético era desligado e a matriz era deslocada para a posição de lavagem do concentrado. O mesmo procedimento foi feito para a operação de scanveger.

Outro ensaio de separação magnética foi realizado num equipamento de laboratório de marca Gaustec pertencente à Nomos Análises Mineraias com objetivo de encontrar a melhor separabilidade do minério. Para tal, uma alíquota representativa foi homogeneizada e quarteada de forma que se obtiveram 3 amostras, que foram moídas no moinho de disco até (100 %) abaixo de 212 µm; abaixo de 150 µm e abaixo de 74 µm, respectivamente.

O procedimento consistiu no seguinte: inicialmente preparou-se uma polpa com 40 % de sólidos num recipiente, homogeneizou-se muito bem e amostra era alimentada no separador lentamente para se evitar a obstrução da matriz, pois uma vez obstruída, a eficiência de capturar minerais ferromagnéticos baixa consideravelmente. Terminada a operação, o equipamento era desligado e com ajuda um jato de água sobre a matriz (3,5 mm) coletava-se o concentrado magnético, sendo que o rejeito não magnético voltava a ser passado (segunda etapa) no separador, agora com maior intensidade. Esse procedimento repetia-se(terceira etapa, quarta etapa,...) até se encontrar um rejeito final com menor percentagem de teor em ferro possível. Os campos magnéticos, em cada etapa de recuperação do rejeito da etapa anterior, foram de 0,08; 0,16; 0,36; 0,5; 0,75; 1,2 e 1,6 teslas, respectivamente. Os teores alcançados em cada etapa permitiram calcular qual seria o teor caso o minério inicial fosse alimentado diretamente em cada valor de campo magnético. Esse teor denominou-se “teor esperado”, cuja premissa para o seu cálculo baseou-se na consideração (algo arbitrária) de que a razão de enriquecimento por etapa seria constante.

5.5. Ensaios de Flotação em bancada

5.5.1 - Preparação da amostra

A amostra para efeito de flotação foi moída abaixo de 150 μm . Foram realizados dois testes de flotação sendo um com material deslamado (abaixo de 10 μm) e outro sem deslamagem.

5.5.2. Preparação dos reagentes

Os reagentes usados nos ensaios de flotação reversa e direta foram preparados conforme os procedimentos descritos abaixo.

5.5.2. a) Preparação do amido gelatinizado a 1 % p/v

i) Pesar 1 g de amido em um béquer limpo e seco

ii) adicionar 2 ml de água para cada 1 g de amido, homogeneizando com bastão de vidro.

iii) adicionar 5 mL de NaOH a 5% p/v para cada 1 g de amido agitando sempre ate esteja gelatinizado.

iv) transferir a mesma para um balão volumétrico e aferir.

5.5.2.b) Preparação da amina a 1% p/v

i) Pesar 1 g de amina em béquer limpo .

ii) Adicionar água e misturar com bastão de vidro até obter uma mistura homogênea.

iii) Transferir para um balão volumétrico de 100 mL e aferir.

O mesmo procedimento foi usado para preparação das soluções de metassilicato de sódio a 5% p/v. querosene a 1% p/v e o ácido acético a 1%.

5.5.2 c) Preparação da AERO 825 (sulfonato,Cyttec) a 1% p/v

i) Pesar 1 g do sulfonato em béquer limpo,

ii) Adicionar água e levar o béquer ao agitador magnetico sob moderado aquecimento,

iii) Manter a solução sob agitação ate obter uma mistura homogênea,

iv) Transferir a mesma para um balão de 100 mL e aferir.

5.5.2.d) Preparação de oleato de sódio a 1% p/v

i) Preparar uma solução de NaOH 10% p/v.

ii) Pesar 1 g de ácido oléico em béquer limpo.

iii) Adicionar 10 mL de água deslitada ao ácido e levar ao agitador magnético,

v) Adicionar 1,7 mL de solução de NaOH , mantendo a agitação

vi) Transferir para balão de 100 mL e aferir.

Os testes foram realizados numa célula de laboratório com uma rotação de 1200 rpm, 40 % de sólidos e em pH 10,5 e um tempo de condicionamento do depressor de 5 minutos e do coletor 3

minutos. O tempo de flotação para o processo *rougher* foi de 3 minutos e para o processo *scavenger* foi de 4 minutos.

Os reagentes que foram usados são a amina EDAC como coletor e o como depressor amido de milho (maizena), fécula de mandioca (polvilho doce) e o amido de mandioca proveniente de Angola.

O procedimento que adotado para o ensaio de flotação em bancada consistiu em:

Calibrar o peagómetro na faixa básica (flotação reversa) ou faixa ácida (flotação direta)

- adicionar uma quantidade de minério que corresponderá ao ensaio a cuba;
- adicionar quantidade de água suficiente para obtenção da polpa com 40 % de sólidos;
- ligar o rotor de célula ajustando-o para 1200 rpm de rotação;
- adicionar quantidade de depressor , ajustar o pH da polpa e deixar condicionar por 5 minutos.
- adicionar o coletor , ajustar novamente o pH da polpa e deixar condicionar por 3 minutos.
- abrir a torneira de sucção de ar para a célula de flotação e remover toda a espuma;
- filtrar ,secar e pesar os dois produtos;
- homogeneizar, quartear e pulverizar os dois produtos para depois serem submetidos a análise química.
- Fazer o balanço mássico e metalúrgico dos mesmos.

Nos ensaios de flotação direta, os tempos de condicionamento do depressor e coletor foram de 3 e 2 minutos, respectivamente.

5.5.3. Planejamento dos ensaios de flotação reversa

No ensaio de flotação reversa adotaram-se os seguintes dados operacionais:

Dosagem do coletor: 80 g/t

Dosagem do depressor: 500 g/t

5.5.4. Planejamento dos ensaios de flotação direta

Com relação à flotação direta, muitas combinações de coletores e depressores foram usadas para verificar a separabilidade do minério em questão. As combinações usadas foram:

Primeira combinação: oleato e querosene com dosagens de 600 g/t cada um como coletores e metassilicato de sódio e ácido acético com dosagens de 500 e 100 g/t respectivamente, com o pH 8.

Segunda combinação: oleato de sódio e sulfonato (AERO 825) com dosagens de 600 e 300 g/t respectivamente e como depressor metassilicato de sódio com dosagem de 650 g/t, usando pH 6.

Terceira combinação: oleato, sulfonato e querosene, com dosagens de 350,350 e 400 g/t respectivamente, usando metassilicato de sódio e ácido acético com dosagens de 500 e 200 g/t, respectivamente como depressores, com pH 4.

Quarta combinação: oleato de sódio e querosene com dosagens de 500 g/t para cada uma e usando como depressores 500 g/t de metassilicato de sódio e 100 g de ácido acético com pH 4.

Quinta combinação: oleato de sódio e sulfonato com dosagens de 700 e 300 g/t respectivamente e usando como depressores metassilicato de sódio com dosagem de 500 g/t e pH 6.

Os ajustes de pH foram feitos com ácido clorídrico (HCl) e hidróxido de sódio (NaOH)

5.5.4.1 Deslamagem da amostra

A deslamagem é um processo importante na flotação, pois impacta a eficiência de separação. Consistiu em retirar a lama abaixo de 10 µm. O processo ocorreu usando-se um recipiente aberto de diâmetro e 23 cm de altura. A amostra era colocada no recipiente e agitava-se, depois se deixava sedimentar por 6 minutos e após fazia-se o sifonamento com ajuda de uma mangueira. O tempo de sifonamento foi de 2 minutos e 30 segundos. O processo repetiu-se 4 vezes até a amostra visualmente parecer sem nenhuma lama.

6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

6.1. Ensaio de britagem

A distribuição granulométrica de amostra de minério de ferro de Cateruca está apresentada na Tabela 6.1 e Figura 6.1, respectivamente.

Tabela 6.1. Distribuição granulométrica da amostra de minério de ferro de Cateruca.

d[mm]	% retida simples	% retida acumulada	% passante acumulada
+ 25	4,67	4,67	95,33
-25+16	38,37	43,05	56,95
-16+12,7	17,79	60,84	39,16
-12,7+9,5	11,19	72,03	27,97
-9,5+6,35	8,50	80,53	19,47
-6,35+5,6	0,83	81,36	18,64
-5,6+4	4,26	85,62	14,38
-4+3,36	1,53	87,15	12,85
-3,36	12,85	100,00	0,00
	100,00		

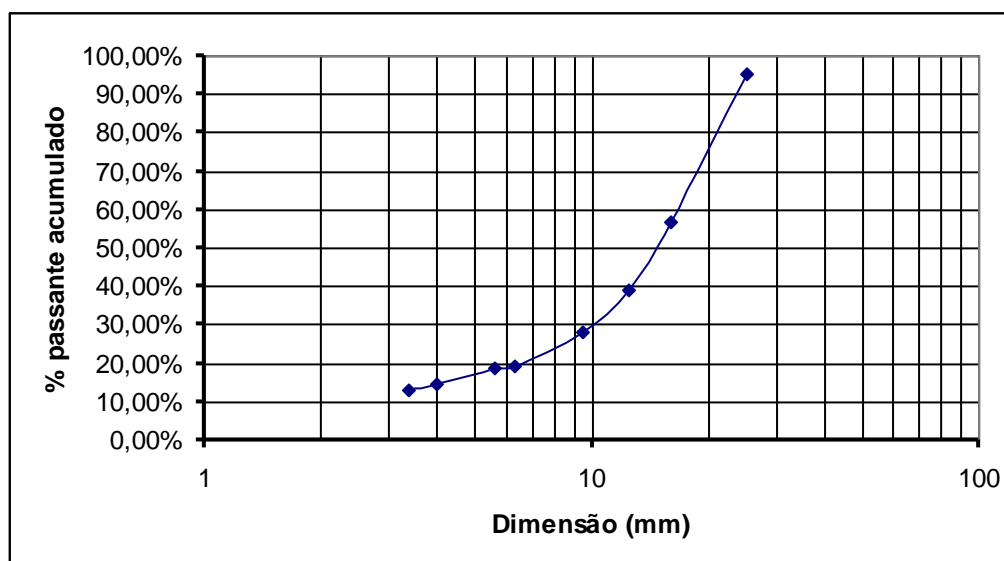


Figura 6.1. Curva granulométrica do minério de Cateruca britado abaixo de 25 mm.

O britador de mandíbula pertencente a laboratório de Processamento de Minérios da UFOP foi regulada para uma saída de 25 mm. Pode-se constatar claramente, a partir da Tabela 6.1, que a

faixa que concentrou mais produto foi a (- 25 + 16 mm), seguida de (-16+12,5mm) e por fim a faixa (- 3,36 mm).

6.2. Determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi) pelo método simplificado e método convencional.

O resultado do Wi determinado experimentalmente pelo método simplificado e método convencional está apresentado na **Tabela 6.2.**

Tabela 6.2. Valores de índice de trabalho de Bond

	Método simplificado	Método Convencional
Wi [kwh/t]	7,62	8,48
Wi [kJ/kg]	27,44	30,53

A bibliografia relata que o Wi de minério de ferro varia de 6 a 25 kwh/t dependendo das características do minério e da gênese do seu depósito. Assim sendo, o valor encontrado para o minério de ferro de Cateruca está dentro do intervalo admissível e que a diferença percentual entre os dois métodos usados é de apenas 10 %, contrariando a diferença percentual determinados Ahmadi e Shasavara, 2009, provavelmente devido aos erros experimentais. Deve-se realçar que a diferença percentual encontrada por Ahmadi e Shasavari, 2009 foi de 7 %.

6.3. Ensaios de determinação de dureza

A Tabela 6.3 apresenta os resultados obtidos durante os ensaios.

Tabela 6.3. Valores de dureza Rockwell H

AMOSTRAS	VALORES MÉDIOS	
	POSIÇÃO PARALELA A XISTOSIDADE	POSIÇÃO PERPENDICULAR AO ACAMAMENTO
1	85	92
2	79	81
3	87	92
4	67	73
5	90	94
Média	81,6	86,4
Desvio padrão	$2,84 \cdot 10^{-14}$	$-2,84 \cdot 10^{-14}$
Coefficiente de variação	$8,07 \cdot 10^{-28}$	$8,07 \cdot 10^{-28}$

Os resultados obtidos sugerem a friabilidade do material, pois para o tipo de equipamento usado o valor de dureza máximo é 100, que corresponde a valor de rochas muito duras, em geral comportamento mais encontrado em rochas compactas.

6.3.1 Determinação de índices de tamboramento e abrasão

Os resultados da determinação de índice de tamboramento e o índice de abrasão estão apresentados na **Tabela 6.3.1**

Tabela 6.3.1. Índices de tamboramento e abrasão.

RESISTÊNCIA AO TAMBORAMENTO			
Índice de tamboramento		Índice de abrasão	
150 voltas	200 voltas	150 voltas	200 voltas
85,4%	82,5%	4,4	6

6.4. Caracterização da amostra por picnômetro a gás

O resultado do peneiramento a úmido e a sua caracterização em termos de teores em minério de ferro da amostra moída no moinho de disco encontra-se apresentado nas tabelas 5.4 e figura 5, 6, respectivamente.

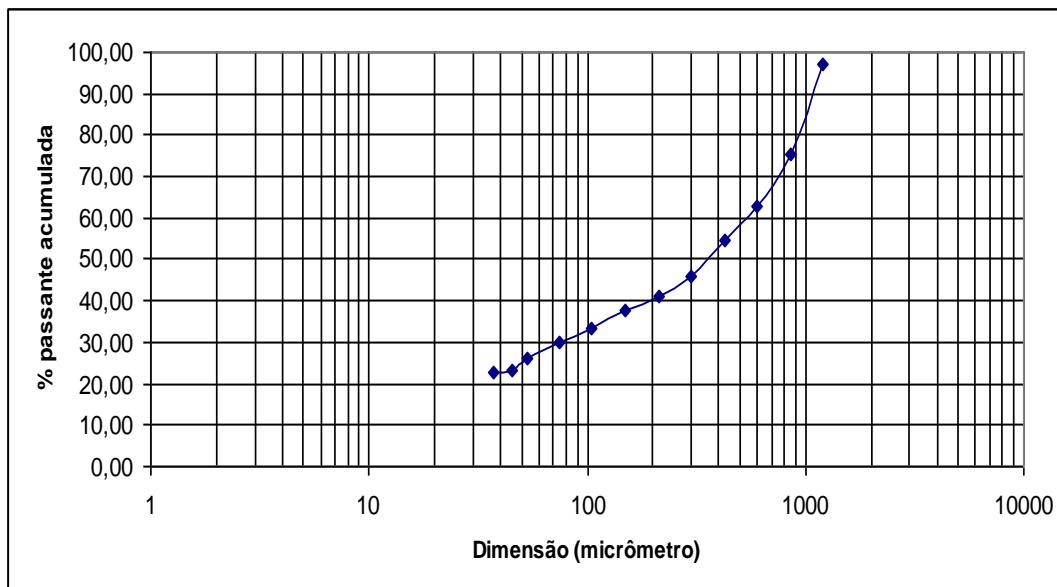


Figura 6.2.: Curva granulométrica da faixa entre 1200 a 37 μm

Tabela 6.4. Teores da faixa 1200 a 37 μm .

D [μm]	Retida [%]	Teor em ferro [%]	Distribuição simples de ferro [%]	Distribuição acumulada de ferro [%]
+1200	2,67	43,2	2,67	2,67
1200+850	22,11	40,65	22,11	24,78
-800+600	12,31	49,15	12,31	37,09
-600+425	8,23	44,52	8,23	45,33
-425+300	8,89	44,91	8,89	54,22
-300+212	4,76	48,62	4,76	58,98
-212+150	3,44	47,56	3,44	62,42
-150+104	4,07	44,58	4,07	66,49
-104+74	3,51	41,41	3,51	70,00
-74+53	3,88	38,55	3,88	73,88
-53+45	2,76	37,59	2,76	76,64
-45+37	0,55	34,5	0,55	77,19
-37	22,81	35,89	22,81	100,00
Total	100,00	41,98	100,00	

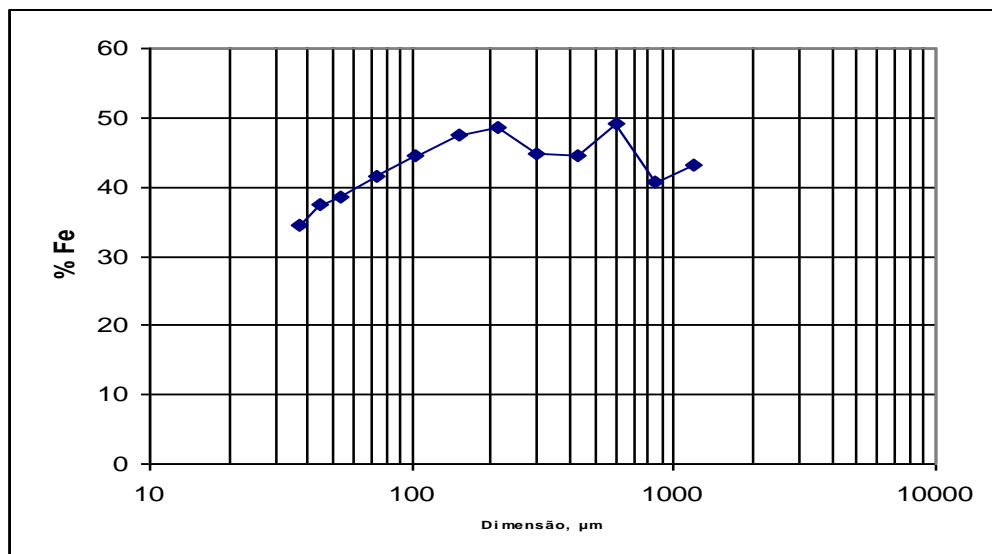


Figura 6.3. Curva de teores em função da dimensão.

Pode se notar claramente na **Tabela 6.4.** que as faixas que apresentam maior teor são: entre 600 e 800 μm , seguindo a faixa entre 212 e 300 μm e por final a faixa entre 150 e 212 μm

6.4.1 Difratometria de Raios X

Esta análise revelou a presença dos seguintes minerais: quartzo (SiO_2), hematita (Fe_2O_3) e magnetita (Fe_3O_4) pela presença dos picos característicos de cada composto.

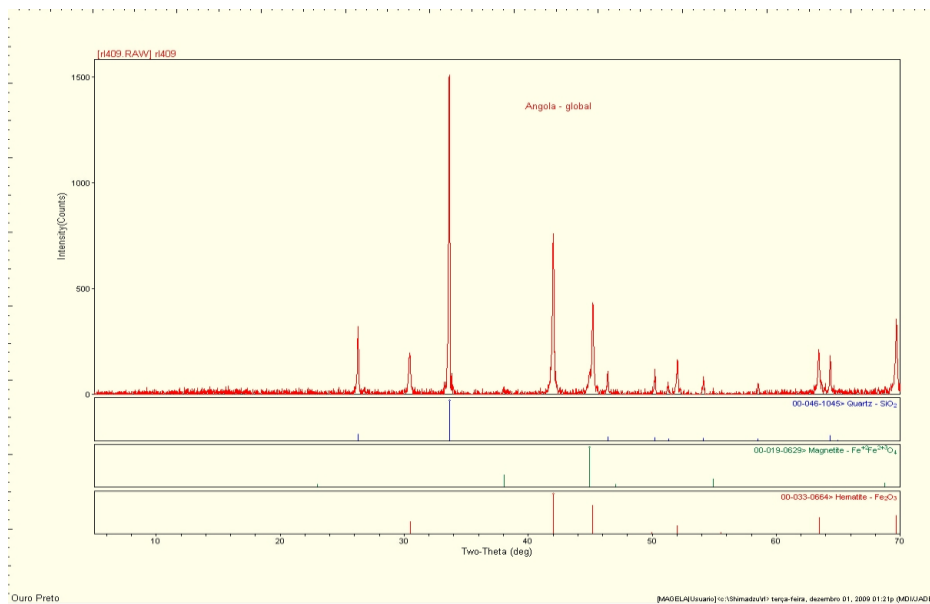


Figura 6.4. Difrátograma da amostra global

6.4.2. Espectroscopia Mössbauer

A espectroscopia *Mössbauer* possibilitou a quantificação das fases portadoras de ferro, que ficou distribuída da seguinte forma: hematita (90 %); magnetita (8%) e goethita (2 %).

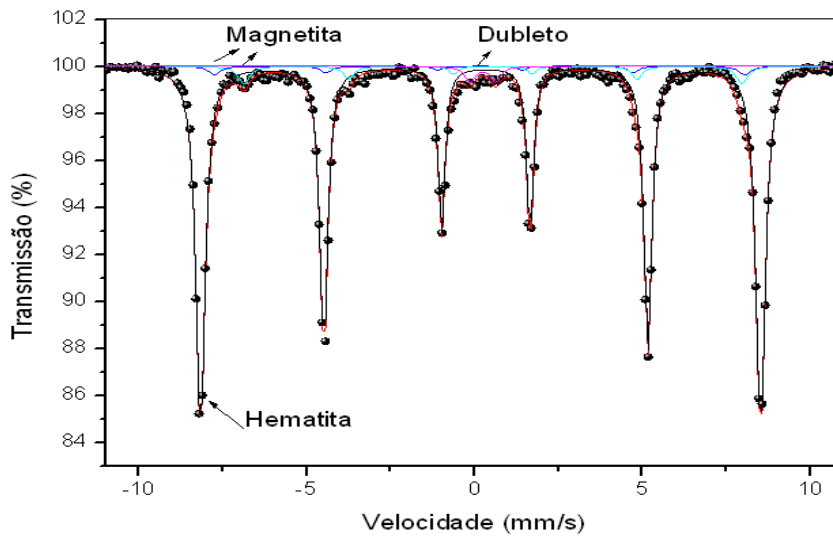


Figura 6.5. Espectro Mössbauer da amostra global

6.4.3. Análise termogravimétrica

Está apresentada na **Figura 6.6**, a curva termogravimétrica da amostra global.

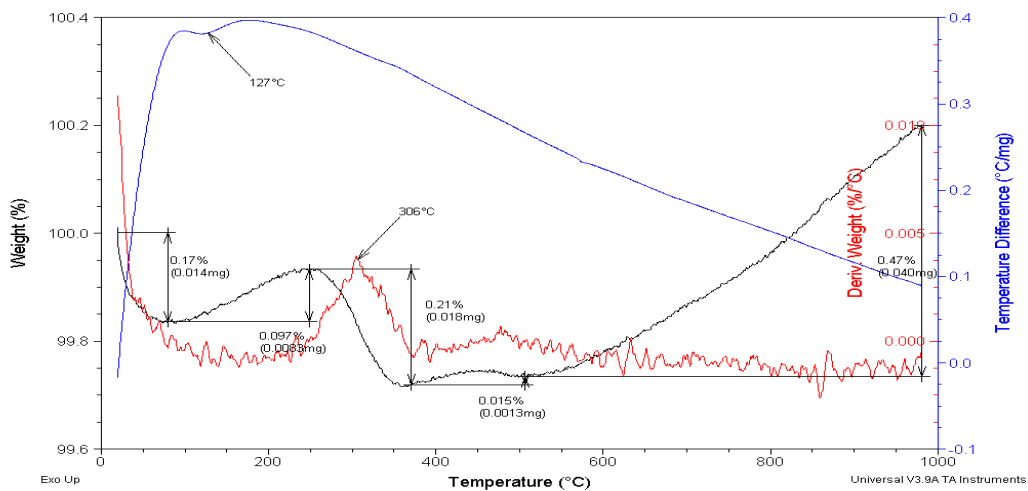


Figura 6.6. Curva termogravimétrica da amostra global

Como se pôde observar houve duas perdas e três ganhos de massa ao longo da análise:

- A primeira perda de massa por volta de 75°C pode ser atribuída à umidade da amostra
- A segunda perda por volta 300 °C pode ser atribuída à transformação da gohetita (FeOOH) para hematita (Fe₂O₃), onde nesse caso há perda percentual de cerca de 10 % relativa à perda de moléculas de água,

- O primeiro e o segundo ganho de massa por volta de 250°C e 450°C respectivamente, sugerem de serem apenas flutuações, pois os valores relativos a esses ganhos são ínfimos e não se encontraram explicações plausíveis para tais transformações.
- O ganho ocorrido por volta de 800°C foi atribuído a transformação da magnetita (Fe₃O₄) em hematita (Fe₂O₃), na qual o ganho relativo de massa é de cerca de 3,5%,

6.4.4. Perda por calcinação (ppc)

O cálculo da perda por calcinação de duas amostras submetidas em mufla a 1000 °C por duas horas fora, obteve-se como média, o valor igual a **0,6 %**.

6.4.5. Espectrometria de emissão por plasma acoplado indutivamente

Na **Tabela 6.5**, estão apresentados o teor de todos os elementos químicos presentes na amostra.

Tabela 6.5. Teores de diferentes elementos químicos.

Alumínio (%)	Cálcio (%)	Ferro (%)	Potássio (%)	Magnésio (%)	Manganês (%)	Sódio (%)	Fósforo (%)	Titânio (%)
< LQ	0,09	42	0,013	0,0242	0,059	0,021	0,031	0,007

L.Q: limite de quantificação

De notar que o teor em ferro determinado pelo picnômetro à hélio coincidiu com o determinado pela espectrometria de emissão por plasma acoplado indutivamente, conforme pode ser observado na tabela 5.4 e na curva de calibração levantada a qual está consignada no **Adendo D**.

6.4.6. Ensaio com o esclerómetro

O resultado da resistência a compressão retirado do ábaco correspondente a leitura do esclerómetro é de **580 kg/cm²**.

6.4.7. Ensaio com líquidos densos

A **Tabela 6.6**, apresenta os resultados de percentagem em massa dos produtos de separação com bromofórmio para as diferentes faixas granulométricas.

Tabela 6.6. : Resultados de separação em liquido denso.

Faixa [mm]	Massa total	Afundado (%)	Flutuado (%)
+1	15,07	12,88	0,45
-1+0,85	7,69	2,80	1,65
-0,85+0,6	9,72	7,87	0,46
- 0,6 + 0,425	14,04	11,04	0,78
-0,425+0,212	8,88	6,76	0,58
-0,212+0,15	7,55	5,86	0,45
-0,15+0,104	14,05	6,07	2,66
-0,104+0,074	12,46	8,79	1,07
-0,074+0,053	10,53	5,84	1,51
	100,00	72,67	27,33

E a análise mineralógica dos produtos afundado e flutuado obtidos pela difração de raios X encontram-se apresentados nas **Figuras 6,7 a 6,14** respectivamente.

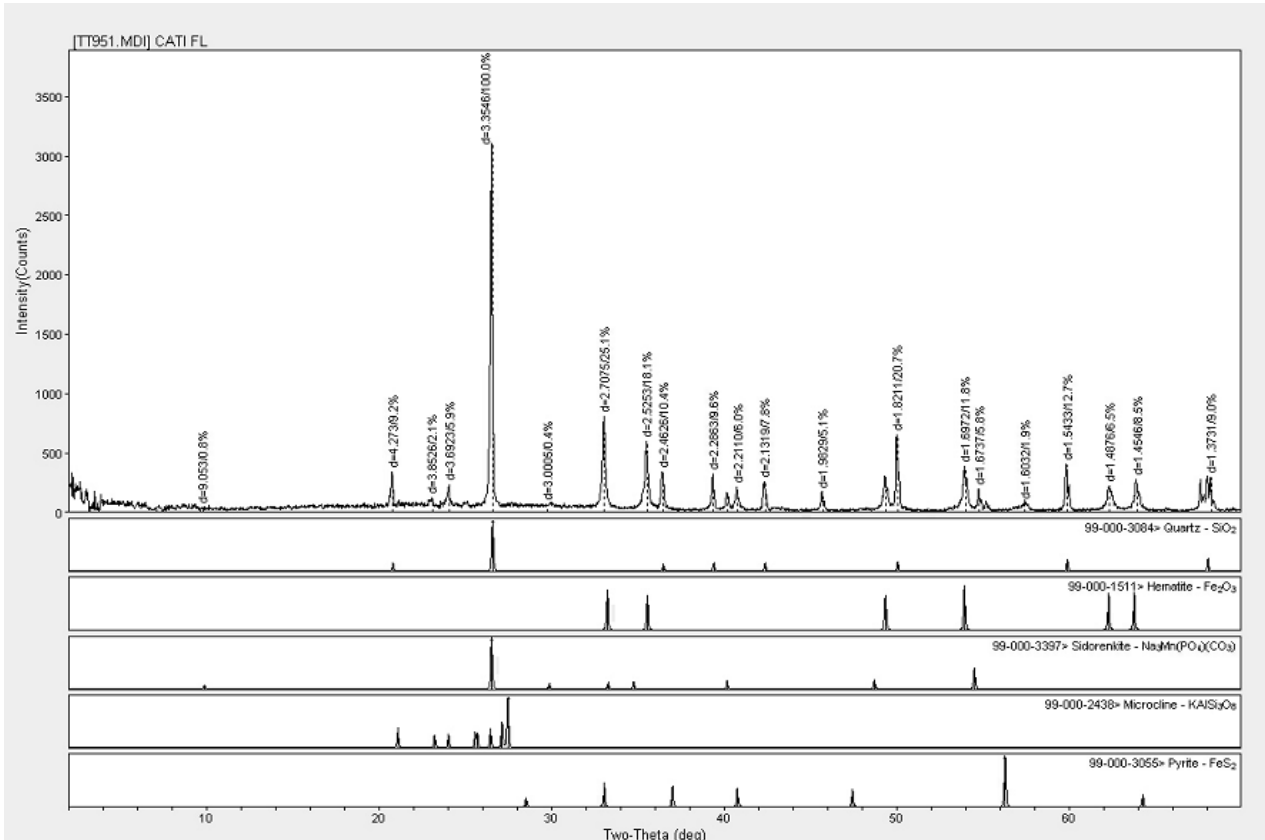


Figura 6.7. Difratoograma do produto flutuado CAT 1 FL

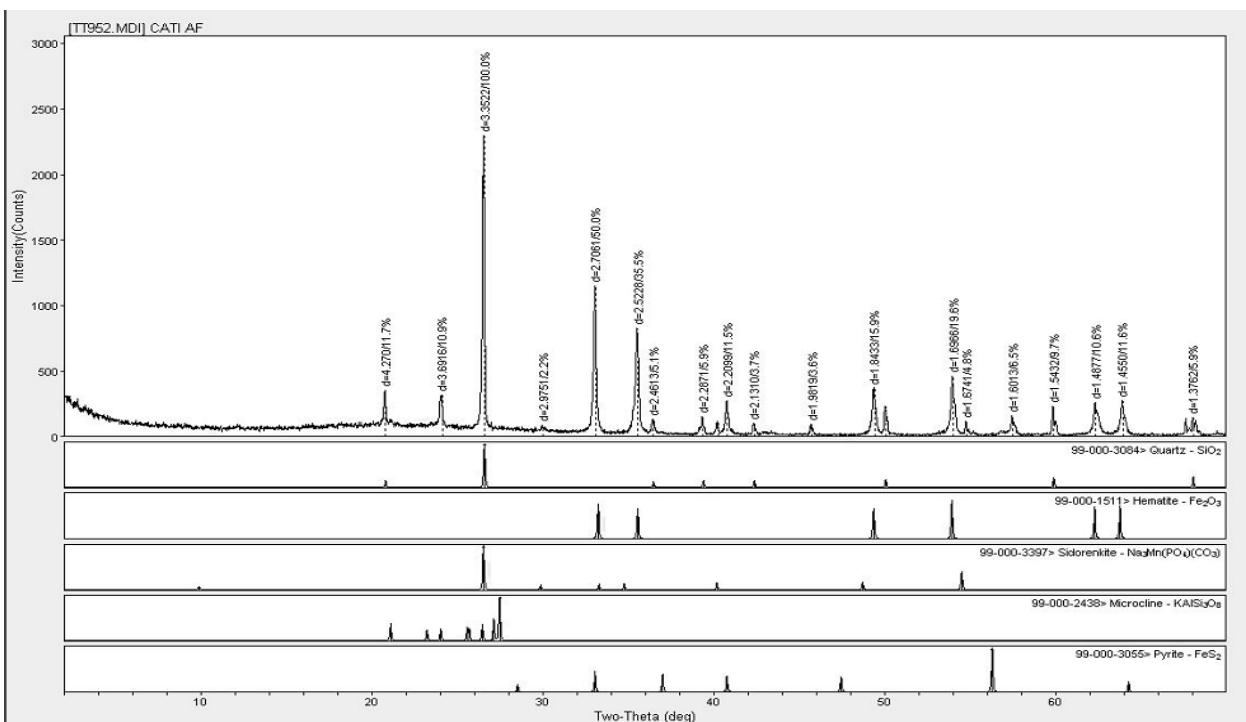


Figura 6.8. Difratoograma do produto afundado CAT 1 AF.

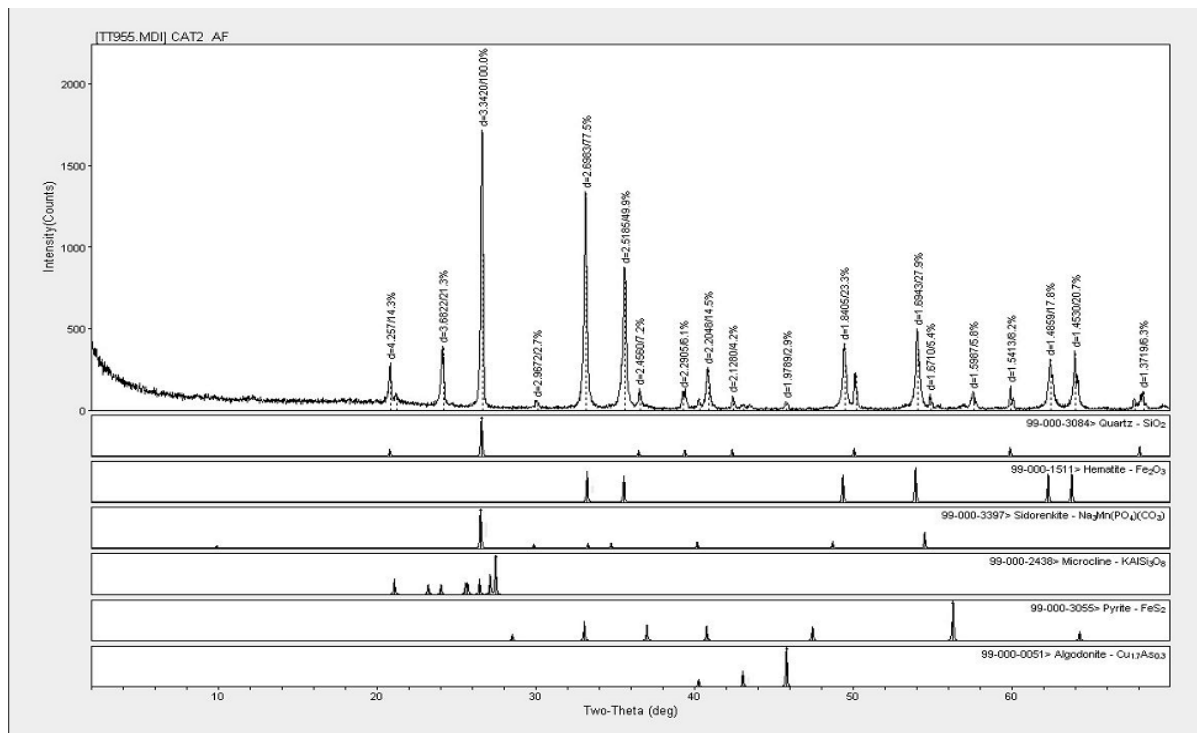


Figura 6.9. Difratoograma do produto afundado CAT2 AF

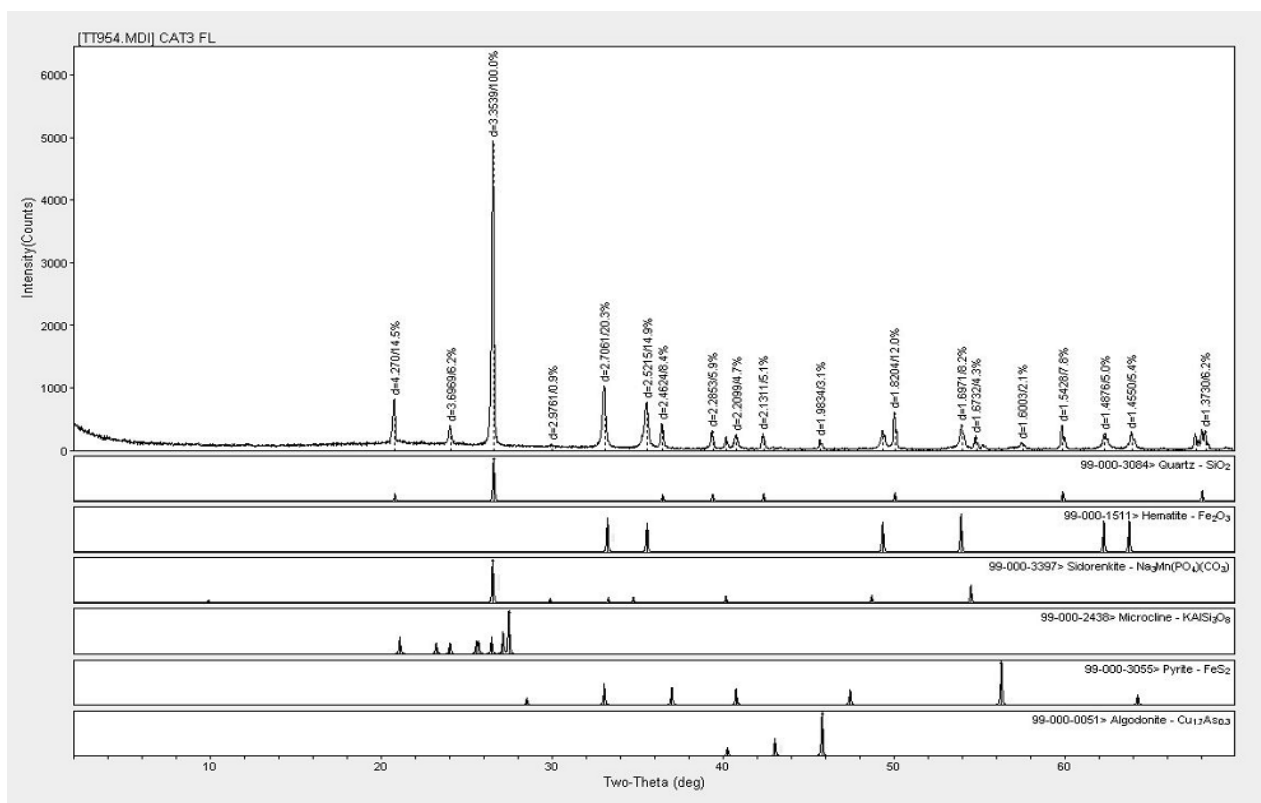


Figura 6.10. Difratoograma do produto flutuado CAT2 FL

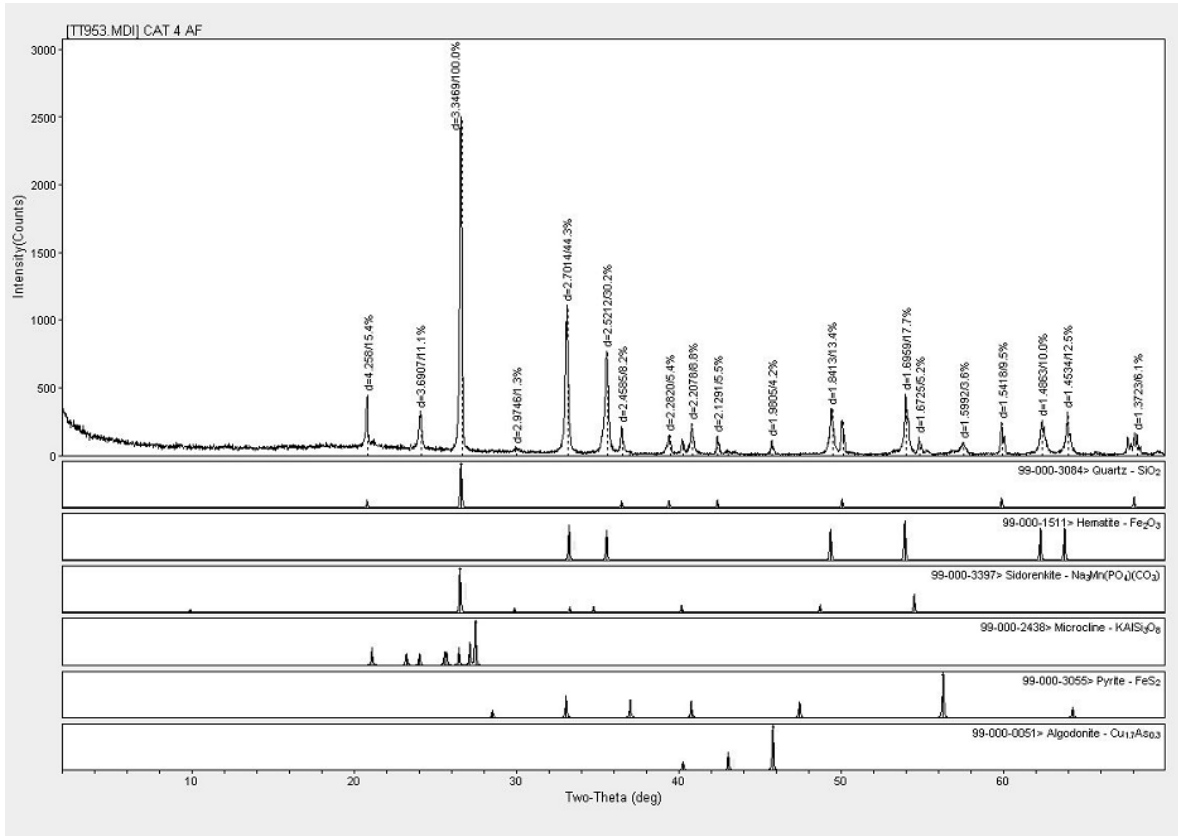


Figura 6.11. Difratoograma do produto afundado CAT 3 AF

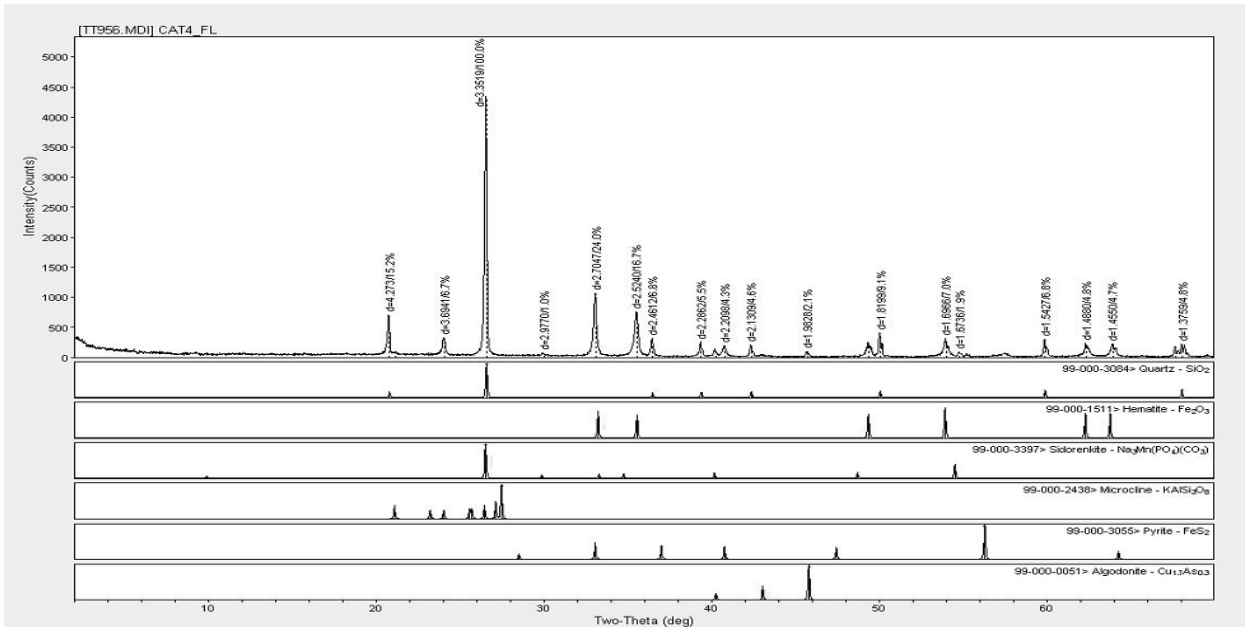


Figura 6.12. Difratoograma do produto flutuado CAT 3 FL

6.5. Ensaio de Jigagem.

Os resultados de ensaios de jigagem estão apresentados nas tabelas 5.5.1, 5.5.2, 5.5.3 e 5.5.4, respectivamente. Nas tabelas a seguir: Rem: recuperação metalúrgica, Rej: rejeição metalúrgica.

Tabela 6.7. Vazão de água = 0,034 l/s, 108,7 gramas de esfera com 5 mm de diâmetro.

D [mm]	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW		OVERFLOW	
	% Fe	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rej.[%]
<2,4	42	63,56	3,35	37,48	96,65

Tabela 6.8. Uma vazão de água 0,045 l/s, 108,7 gramas de esferas

D [mm]	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW		OVERFLOW	
	% Fe	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rej.[%]
<2,4	42	62,34	16,47	38,64	83,53

Tabela 6.9. Uma vazão de água igual 0,071 l/s, sem o uso de esferas

D [mm]	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW		OVERFLOW	
	% Fe	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rej.[%]
<1,2	42	47,57	62,7	38,85	37,3

Tabela 6.10. Uma vazão de 0,071 l/s, com uso de 154 esferas

D [mm]	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW		OVERFLOW	
	% Fe	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rej.[%]
<1,2	42	61,91	10,81	39,62	89,19

Em todos os ensaios realizados foram encontrados teores satisfatórios em minério de ferro, exceto no caso em que não foi usado leito constituído por esferas, ou seja, no caso em que foi usado o próprio minério como o leito de jigagem (**Tabela 6.9**). Em termos de recuperações, foram baixas em todos os ensaios realizados. Razão pela qual preferiu-se bitolar o minério em duas faixas nomeadamente entre 1 e 3 mm e entre 0,6 e 1 mm no sentido de melhorar os resultados encontrados nas tabelas acima.

Tabela 6.11. Operação de jigagem com camada de leito delgada (80 mm), vazão de água 25 mL

Faixa [mm]	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW		OVERFLOW	
	% Fe	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rej.[%]
0,6 a 1	50,53	64,97	7,00	47,76	93,00

Tabela 6.12. Operação de jigagem com camada de leito médio (175 mm) e vazão de água 25 mL/s

Faixa [mm]	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW		OVERFLOW	
	% Fe	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rej.[%]
0,6 a 1	50,53	62,86	50,97	39	49,03

Tabela 6.13. Operação de jigagem com camada de leito alta (245 mm), vazão de água 25 mL/s

Faixa [mm]	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW		OVERFLOW	
	% Fe	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rej.[%]
0,6 a 1	50,53	50	99,54	38,85	0,46

$$C.C = \frac{\rho_c - \rho_f}{\rho_c - \rho_f} = \frac{5.1 - 1.0}{2.65 - 1.0} = 2.48 \quad (1)$$

As eficiências de separação foram calculadas para todas as operações variando com relação a três espessuras de camada de leito. A eficiência de separação é calculada com base no teor de ferro na alimentação, concentrado e rejeito. A eficiência de separação é calculada da seguinte maneira: Eficiência de Separação, E.S proposto por (Schuz,1970)

$$E.S = R. \left[1 - \frac{f C_m - c}{c C_m - f} \right] \quad (2)$$

R: recuperação metalúrgica

f: teor de alimentação

c: teor de concentrado.

C_m - Teoricamente teor máximo de ferro alcançável.

A E.S. de cada fração granulométrica foi calculada usando-se a formula 2 Pode ser aferido que a E. S. é maior no caso onde foi usada a espessura média da camada de leito filtrante. (175 mm).

Em tese alta camada de leito, por causar maior fricção durante a etapa de sucção, dificulta a concentração, enquanto que camada de leito delgada reduz a fricção durante a sucção e também permite a passagem fácil do concentrado durante a jigagem. No entanto a espessura média demonstrou melhor valor de E.S. (**Figura 6.13**)

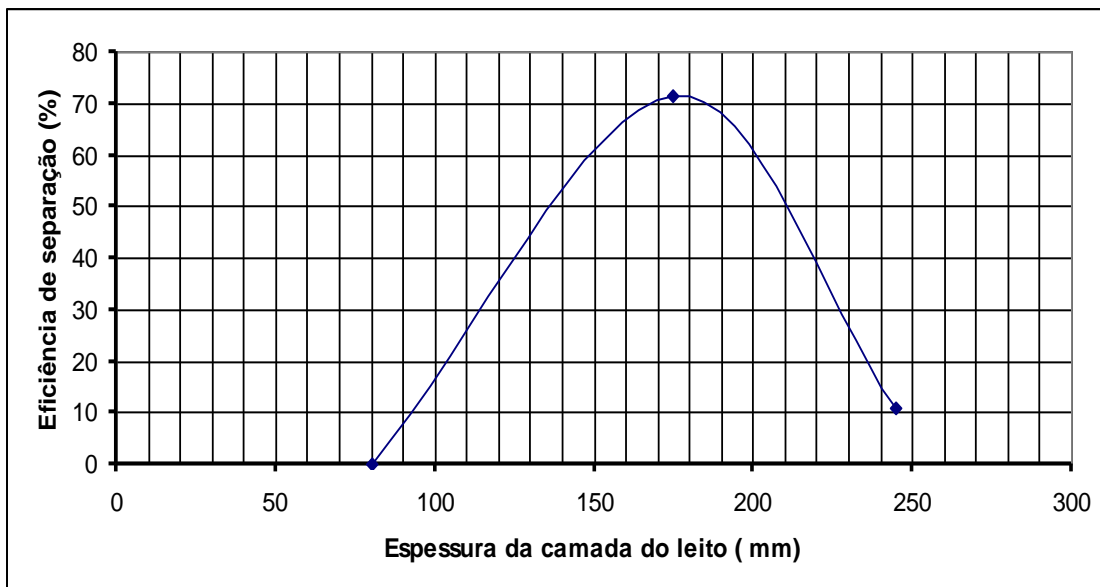


Figura 6.13. Efeito de espessura da camada de leito na eficiência de separação.

6.5.1 Operação de jigagem semi piloto

Os ensaios de jigagem “semi piloto” foram realizados numa amostra entre 1 e 3 mm usando-se um Jigue pertencente a Nomos Analises Minerais. Os resultados deste estudo estão apresentados na **Tabela 6.14**. Foi possível obter um concentrado de Fe com 55 % de teor e uma recuperação metalúrgica de 68,65 %. O rejeito apresenta um teor em ferro de 15 %, que pode ser rejeitado. Desta forma a operação de jigagem pode ser usada como uma pré-concentração deste minério.

Na tabela; Rem: recuperação metalúrgica

Tabela 6.14. Operação de jigagem sem uso de esferas, vazão de água 44 mL/s

	Alimentação	Concentrado	Médios	Rejeito
Massa [kg]	11.27	6.03	3.47	1.77
Teor de Fe [%]	43.21	55.44	37.24	15.67
Rem [%]	100	68.65	26.54	4.82

Comparando os resultados de ensaio laboratorial e “semi piloto”, pode se concluir que os melhores resultados foram alcançados no jigue de laboratório como esperado, uma vez essa operação é realizada com maior precisão e exatidão. Deve se alertar que o jigue semi piloto” era pulsado manualmente.

6.6. Ensaios de concentração helicoidal (“espiral”)

Os resultados da operação em concentrador helicoidal estão apresentados nas **Tabelas 6.15, 6.16; 6.17 e na Figura 6.14**. Pode-se observar como a percentagem de sólidos e a taxa de alimentação influenciaram a eficiência de separação. a melhor eficiência de separação foi obtida trabalhando com 20 % de percentagem em sólidos e uma taxa de alimentação de 7,59 t/h. Nas tabelas ; **Rmet** é recuperação metalúrgica e **Rej** é rejeição metalúrgica.

Tabela 6.15. Ensaio com concentrador helicoidal com 20 % de concentração em sólidos.

Alimentação		Concentrado		Rejeito	
t/h	% Fe	% Fe	Rmet [%]	%Fe	Rej [%]
7,59	46,25	51,46	62,6	22,67	56,23

Tabela 6.16. Ensaio com concentrador helicoidal com 25 % de concentração em sólidos

Alimentação		Concentrado		Rejeito	
t/h	% Fe	% Fe	Rmet [%]	%Fe	Rej [%]
5,44	46,25	52	55,13	33,67	44,87

Tabela 6.17. Ensaio com concentrador helicoidal com 30 % de concentração em sólidos

Alimentação		Concentrado		Rejeito	
t/h	% Fe	% Fe	Rmet [%]	%Fe	Rej. [%]
6,91	46,25	49,44	51,21	32,31	48,79

De realçar que o teor em minério de ferro alcançado no concentrado de espiral corresponde ao teor encontrado nos ensaios de espiral realizados por Rogado (1987).

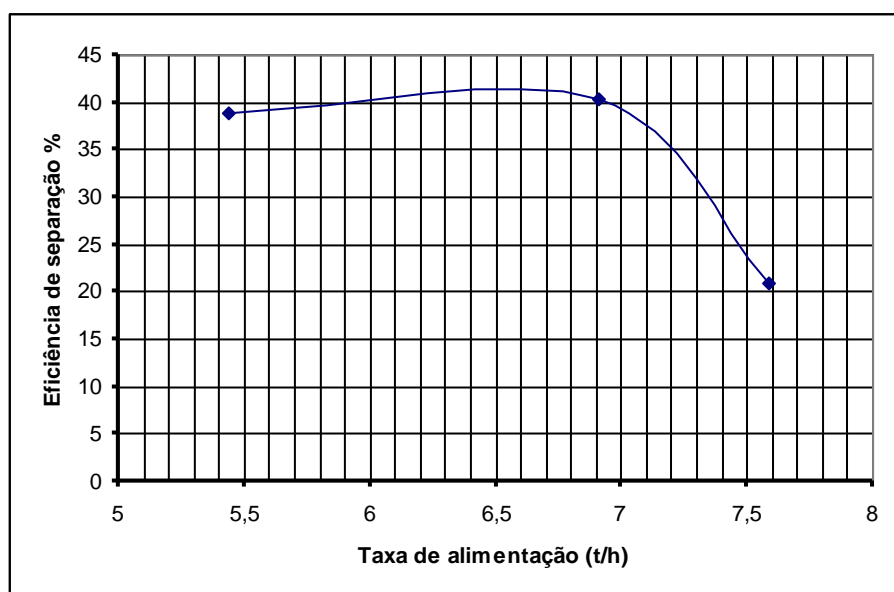


Figura 6.14. Efeito da taxa de alimentação sobre a eficiência de separação

6.7. Ensaio de separação magnética

Os resultados alcançados na separação magnética de escala piloto estão apresentados nas Tabelas 6.18; 6.19 e 6.20, respectivamente.

Tabela 6.18. *Rougher* matriz 5,0 mm e 0,6 tesla, material moído abaixo de 1180 μ m

	Alimentação	Concentrado	Misto	Rejeito
Teor de ferro [%]	42	44,72	22,85	22,37
Massa [g]	6140	4515	280	1345
Recuperação mássica [%]	100	73,53	4,56	21,91
Recuperação metalúrgica [%]	100	89,02	2,59	8,39

Tabela 6.19. *Rougher*, matriz 5,0 mm e 0,6 tesla, material moído abaixo de 150 μ m

	Alimentação	Concentrado	Misto	Rejeito
Teor de ferro [%]	42	53,14	26,77	24,4
Massa [g]	2940	2440	115	385
Recuperação mássica [%]	100	82,99	3,91	13,10
Recuperação metalúrgica [%]	100	59,58	2,91	37,51

Tabela 6.20 *Scanveger*, matriz 2,5 mm e 1,13 teslas, rejeito mais misto de abaixo 0,15 mm

	Alimentação	Concentrado	Misto	Rejeito
Teor de ferro [%]	23,52	32	15	13,52
Massa [g]	550	170	60	320
Recuperação mássica [%]	100	30,91	10,91	58,18
Recuperação metalúrgica [%]	100	73,62	6,96	19,42

A separação magnética realizada no Laboratório da Nomos Análises Mineraias, pode se constatar na **Figura 6.15** e **Tabela 6.21** os “teores esperados” calculados encontra-se apresentados nas **Figuras 6.16; 6.17 e 6.18**, respectivamente.

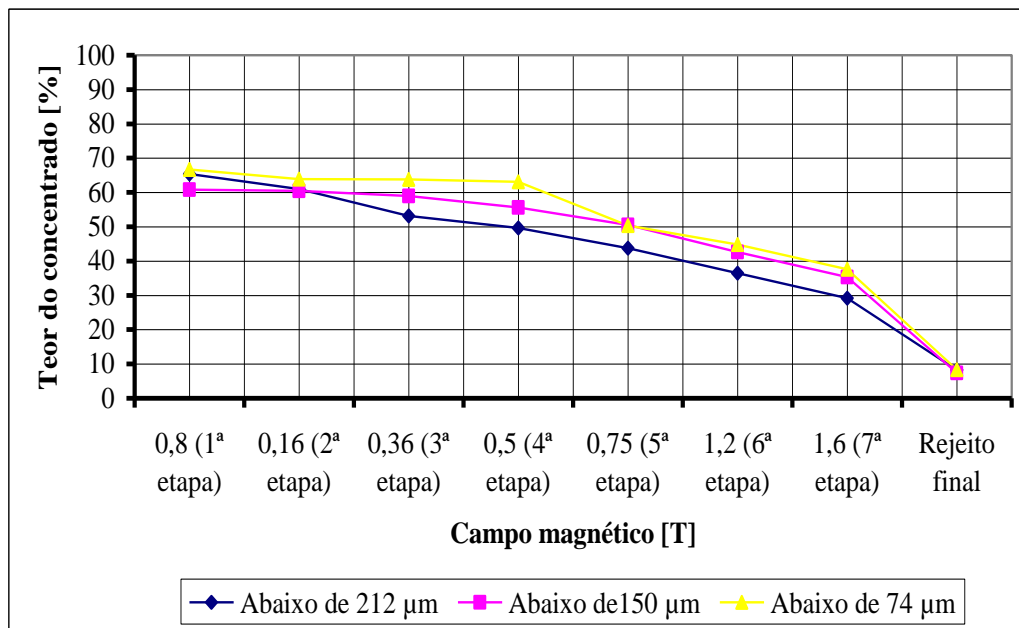


Figura 6.15. Teores de concentrado por etapa em função do campo magnético

Tabela 6.21: Resultados de separação magnética em escala laboratorial.

Campo Magnético [T]	% Fe [- 212 µm]	% Fe [-150 µm]	% Fe [- 74 µm]
0,8 (1ª etapa)	65,41	60,82	66,7
0,16 (2ª etapa)	60,95	60,46	63,91
0,36 (3ª etapa)	53,13	58,96	63,84
0,5 (4ª etapa)	49,68	55,63	63,08
0,75 (5ª etapa)	43,79	50,53	50,32
1,2 (6ª etapa)	36,46	42,65	44,84
1,6 (7ª etapa)	29,2	35,32	37,6
Rejeito final	8,27	7,41	8,33

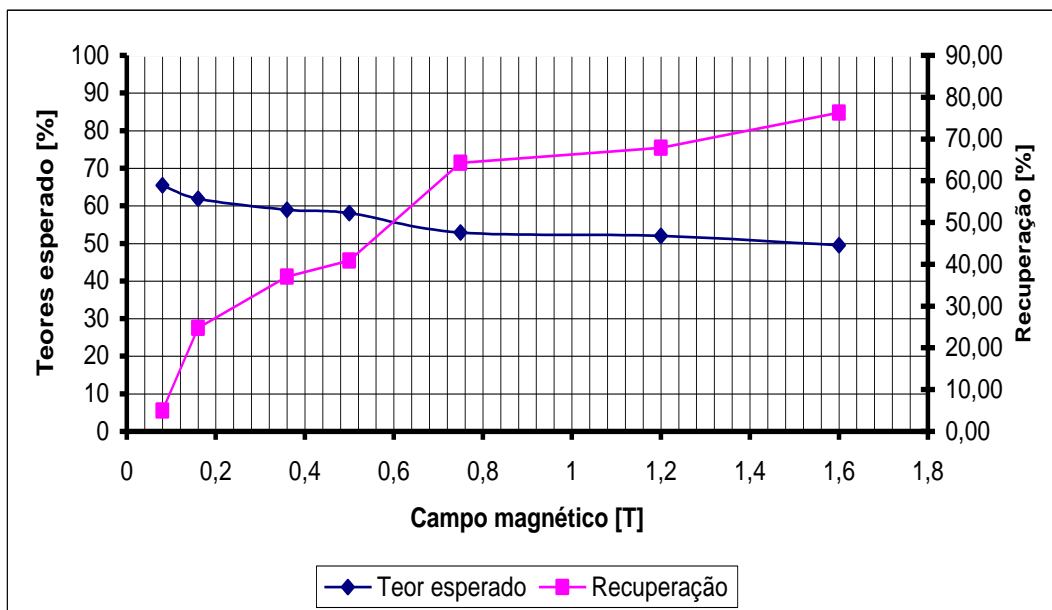


Figura 6.16. Efeito do campo magnético sobre o teor esperado e a recuperação, material abaixo de 212 μm

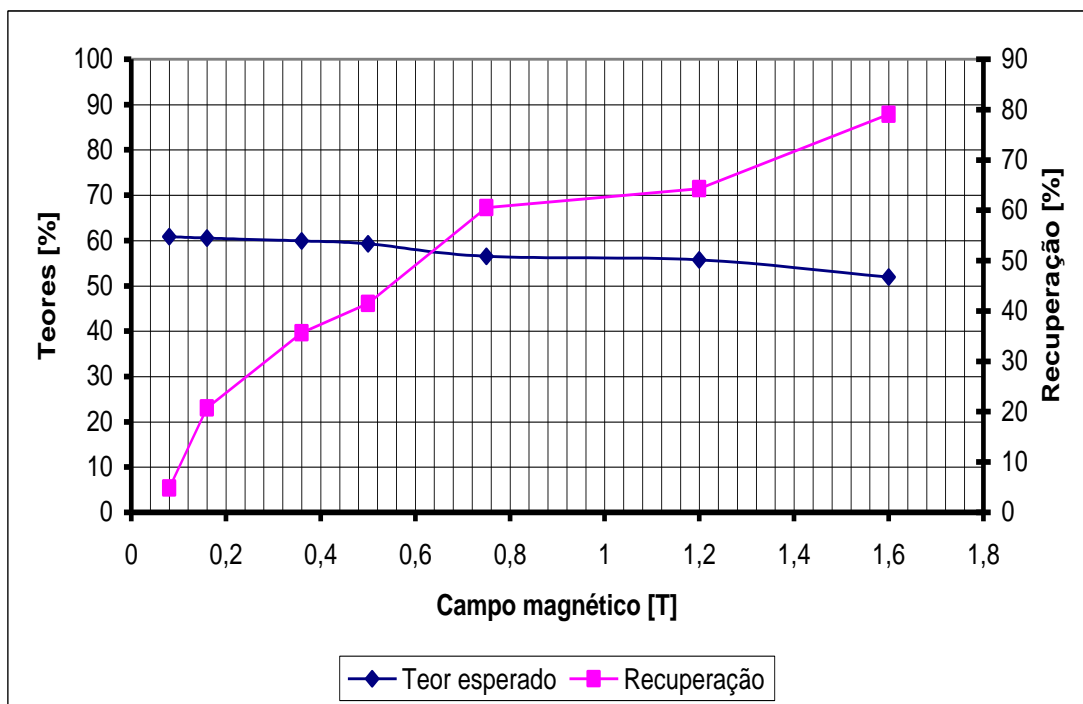


Figura 6.17. Efeito do campo magnético sobre o teor esperado e a recuperação, material abaixo de 150 μm

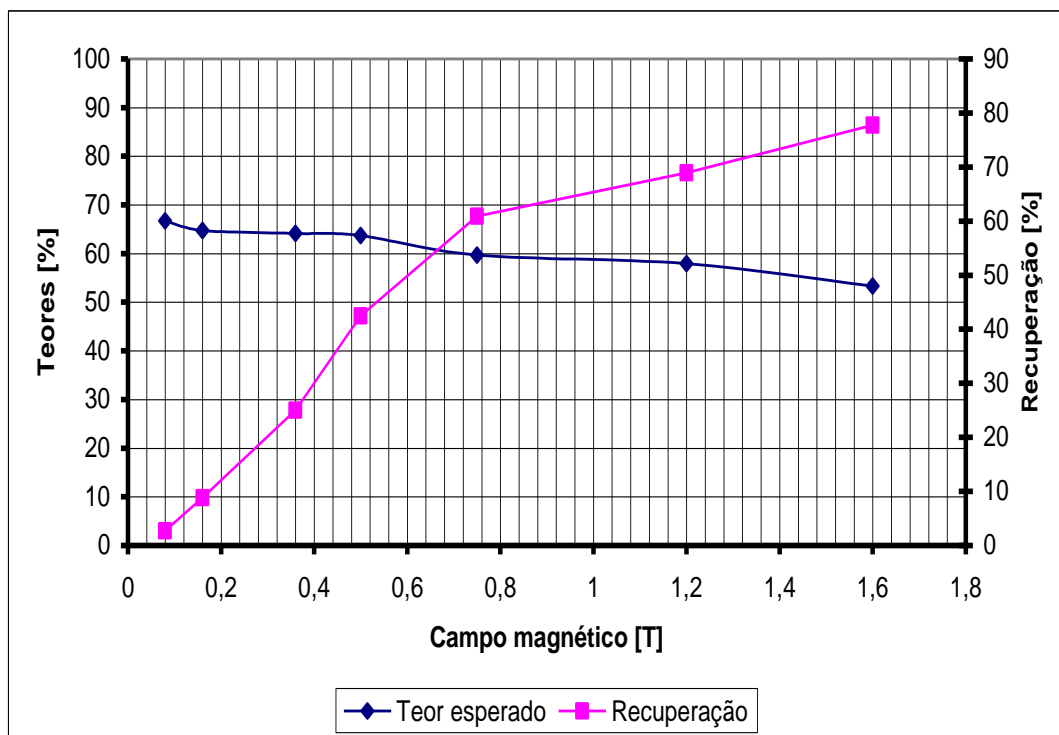


Figura 6.18. Efeito do campo magnético sobre o teor esperado e a recuperação, material abaixo de 74 µm.

6.7.1 - Efeito de granulometria

Os ensaios realizados na escala piloto, demonstraram como a granulometria influenciou na recuperação do minério em estudo (**Tabela 6.19 e 6.20**). Amostra abaixo de 150 µm foi a que melhor resultado apresentou, provavelmente devido à granulometria fina, e, portanto maior liberação. Razão pela qual fez-se o processo de esgotamento (*scanvergering*) do rejeito e médios nessa granulometria (**Tabela 6.21**).

O mesmo sucedeu com os ensaios realizados em escala laboratorial, que pode se notar claramente a partir da **Figura 6.15 e na Tabela 6.21**, o ensaio com granulometria mais fina (abaixo de 74 µm foi a que se obteve melhores teores, devido a provável liberação do mineral minério. pois as partículas mais finas apresentam pouca probabilidade de aprisionamento mecânico na matriz.

6.7.2. Efeito da seleção da matriz

A seleção da matriz na separação magnética é extremamente importante, pois ajudam a melhorar a eficiência de separação.

a relação dimensão de minério e diâmetro de matriz deve sempre menor que 1, pois dimensão de matriz muito próximo a do minério dificulta a separação devido ao engaiolamento.

6.7.3. Flotação

Os primeiros ensaios de flotação foram realizados com o pré-concentrado magnético obtido na separação piloto. O material usado foi o abaixo de 150 μm . O melhor resultado foi usando amina Flotigam EDA 3 , pode ser constatado na **Tabela 6.22**

Tabela 6.22 Resultados de flotação a partir do produto magnético.

Coletor	Ferro no concentrado	Ferro no rejeito	Recuperação Metalúrgica
Flotigam EDA3	64,19 %	47,83 %	93,5 %
Flotigam 2835 - 5 %	60,44 %	39,44 %	89,76 %

Os resultados dos ensaios de flotação reversa estão apresentados nas **Tabelas 6.23; 6.24 e 6.25**, pode se constatar claramente como a deslamagem influenciou positivamente na eficiência de separação. O melhor resultado encontrado foi trabalhando com amido de milho como depressor e amina EDA C como coletor, foi obtido um concentrado de 62,52% com uma recuperação metalúrgica 75,75% com amostra deslamada. De realçar que esses resultados foram conseguidos com apenas uma etapa de desbaste (*roughing*).

Tabela 6.23: Resultados de flotação usando-se amido de milho como depressor

Items	Sem deslamar		Deslamado	
	% Fe	Rem[%]	% Fe	Rem [%]
Alimentação	42	100	46	100
concentrado <i>roughing</i>	59.42	79.97	62.52	75.72
Rejeito	19.35	15.28	20.65	15.73

Tabela 6.24 Resultados de flotação usando-se fécula de mandioca (polvinho doce) como depressor

Items	Sem deslamar		Deslamado	
	% Fe	Rem[%]	% Fe	Rem[%]
Alimentação	42	100	46	100
Concentrado <i>rougher</i>	59.69	75.52	60.16	74.41
Rejeito	21.94	18.06	24.13	18.66

Tabela 6.25: Resultados de flotação usando –se amido de mandioca proveniente de Angola como depressor

Items	Sem deslamar		Deslamado	
	% Fe	Rem [%]	% Fe	Rem [%]
Alimentação	42	100	46	100
Concentrado <i>rougher</i>	57.05	79.78	59.59	77.51
Rejeito	20.58	15.2	20.51	14.31

Os resultados da flotação direta estão apresentados na **Tabela 6.26**, pode ser observado como a dosagem influenciou na recuperação e no teor de ferro.

Tabela 6.26: Resultados da flotação direta

Combinações	Ácido acético	Silicato de sódio	Oleato de sódio	Sulfonato	Querosene	% Fe	Rem [%]	E.R
1	x	x	x		x	47,56	84,55	1,03
2		x	x	x		43,94	83,87	0,95
3	x	x	x	x	x	48,54	80,34	1,05
4	x	x	x		x	57,34	67,47	1,24
5		x	x	x		39,78	81,13	0,86

Entre as combinações de coletores de depressores testados, o que forneceu maior teor em ferro foi a combinação 4, na qual usou-se como coletor oleato de sódio e querosene com dosagens de 500 g/t para cada uma e usando como depressores 500 g/t de metassilicato de sódio e 100 g de ácido acético com pH 4, um concentrado com teor em Fe igual a 57,34 % e uma recuperação metalúrgica igual a 67,47%.

Com base nos ensaios realizados os seguintes fluxogramas de concentração podem ser propostos para o beneficiamento do minério em questão.

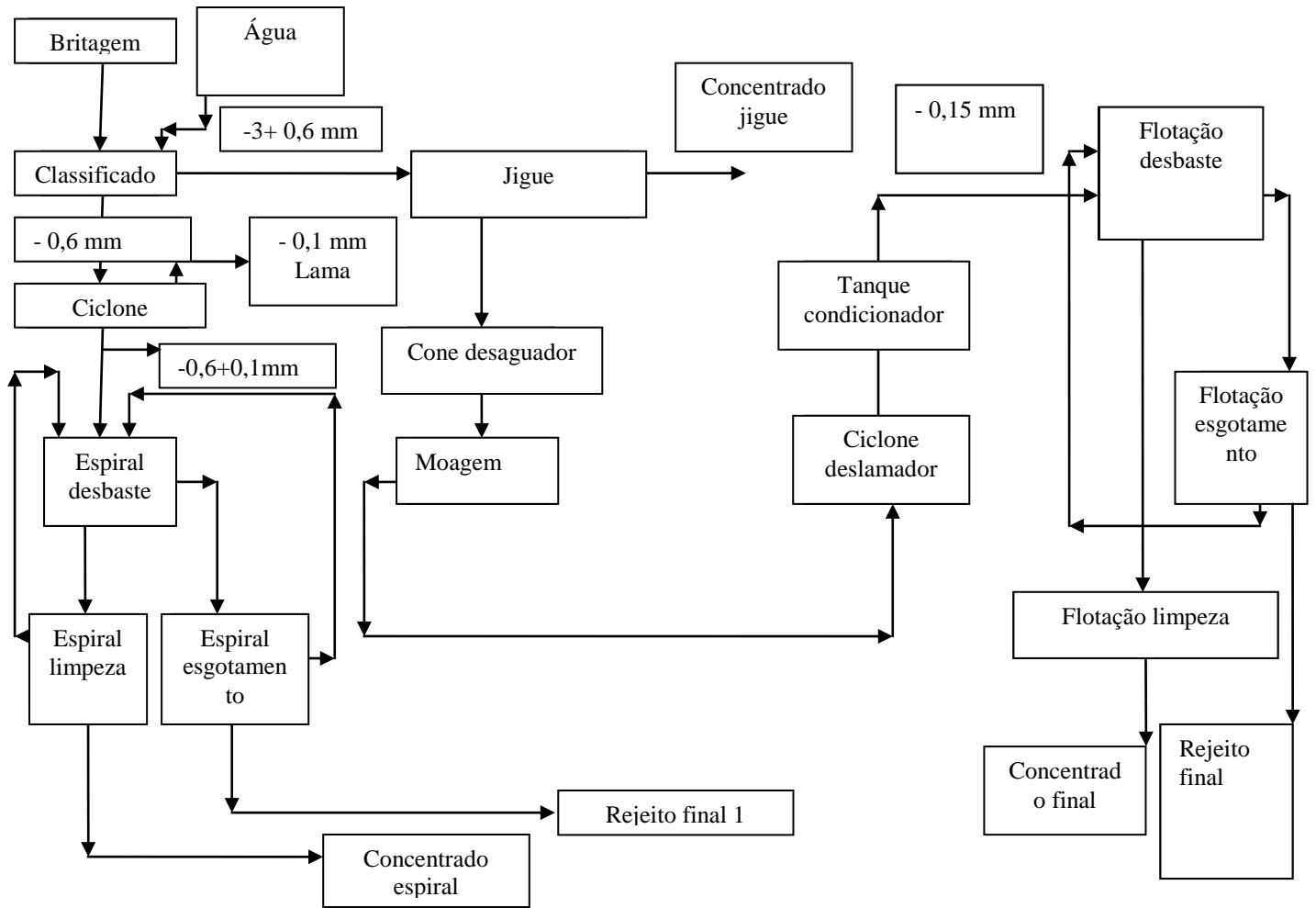


Figura 6.19 . Fluxograma 1 proposto para concentração de minério de ferro de Cateruca.

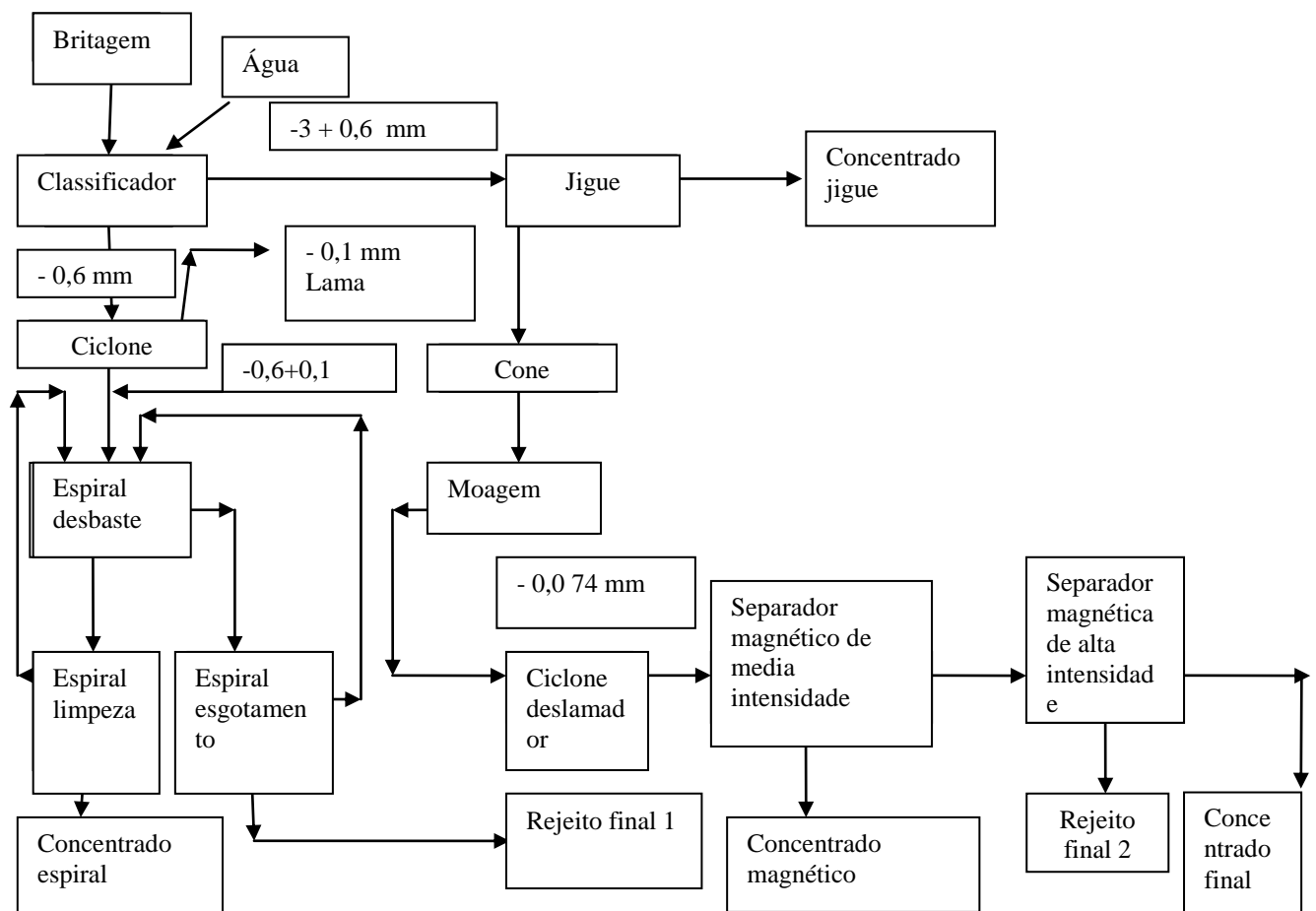


Figura 6.20. Fluxograma 2 proposto para concentração de minério de ferro de Cateruca.

7. CONCLUSÕES

Os resultados encontrados demonstraram claramente que a concentração de minério de ferro pelos métodos convencionais é possível e sem grandes dificuldades. A caracterização química e física da amostra revelou possuir um teor em ferro global de 42 %, teor em fósforo de 0,03% e de SiO₂ de 42%. Verificou-se a presença abundante de minerais como quartzo, hematita e magnetita através da difração de raios X e a sua quantificação em 90 % de hematita, 8% de magnetita e 2% goethita através de espectroscopia m \ddot{o} ssbauer.

Nos métodos de concentração gravitica testados nomeadamente jigagem e concentrador em helicoidal (espiral de humphrey) ambos foram encontrados resultados satisfatórios tanto em escala laboratorial como em escala piloto, de realçar que no jig, o melhor resultado foi trabalhando com uma amostra na fração -1+0,6 mm, com espessura media de camada leito e obteve-se um teor de 62,87% e uma recuperação de 51% e com relação ao ensaio de concentração helicoidal obteve melhor resultado trabalhando-se com 20 % de concentração em sólidos e conseguiu-se um concentrado com 51,46 % em ferro e uma recuperação metalúrgica igual a 62,6 %.

Na concentração magnética em escala piloto e laboratorial, foram conseguidos bons resultados na granulometria fina, isto nas amostras abaixo de 150 micrômetros no caso do piloto e abaixo de 74 micrômetros no caso da escala laboratorial.

A flotação reversa e direta também foram levadas a cabo, tendo-se conseguido um concentrado com 64 % em ferro e uma recuperação metalúrgica de 93,4 %, usando-se um pré - concentrado magnético com 51 % em ferro. Os ensaios foram realizados usando - se três depressores diferentes nomeadamente, amido de milho, fécula de mandioca (polvilho doce) e amido de mandioca proveniente de Angola e como coletor amina EDA C Flotigam, o melhor depressor testado foi o amido de milho que conseguiu-se um concentrado *rougher* com 62,52 % em Fe e uma recuperação metalúrgica de 75,72 %.

Comparando-se as cinco combinações de reagentes testados na flotação direta do minério em estudo, a combinação 4 (oleato de sódio e querosene com dosagens de 500 g/t para cada uma e usando como depressores 500 g/t de metassilicato de sódio e 100 g de ácido acético em excesso

para manter o valor de pH 4), foi a que se obteve melhor resultado, um concentrado com teor em Fe igual a 57,34 % e uma recuperação metalúrgica igual a 67,47%.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICA

AHMADI, R e SHAHSAVARI, SH., Procedure for determination of Ball Bond index in the commercial operations, *Mineral Engineering*, vol. 22 issue 1, January 2009.

APLAN, FF; Whiter Gravity, Magnetic and electrostatic separation. In: *Challenges in mineral Processing*, ed: K.V.S Satry e M.C. Fuersternau . SME 1989

APLAN, F.F. The gravity concentration. In: Fuersternau, M.C. e Han, K.N. (Ed.) *Principles of Mineral Processing*. SME, 2003, p.185-219

RENARE, D. de S., ARAUJO, ARMANDO C., VIANA, P.R.M., RODRIGUES, O.M.S. Revisiting Spiral Concentration As Applied to Iron Ore Concentration, Technical contribution to the 2nd International Symposium on Iron Ore, September 22 – 26, 2008, São Luís City – Maranhão State – Brazil

ARAUJO at alii, Synergic Combination of Depressants for iron ore Flotation In: 2nd International Symposium on Iron Ore, September 22 – 26, 2008, São Luís City – Maranhão State – Brazil

ARAUJO, A.C., VIANA, P.R.M., PERES, A.E.C. Reagents in iron ores. *Minerals Engineering* vol. 18, issue 2, February 2005 p. 219 – 224

ASSIS, S.M, L. C. M. MONTENEGRO e A. E. C. PERES. Utilisation of hydroxamates in minerals froth flotation. *Minerals Engineering*, Vol. 9, No. 1, p. 103-114, 1996 Elsevier Science Ltd

BARRY A. Wills, TIM NAPIER – Mum. *Mineral processing technology*. Seventh edition. Oxford – New York – Seoul – Tokyo: , Elsevier Science & Technology Books,2006. 450p.Chapter 10, p. 231-251

BURT, R.O. *Gravity concentration technology*. Amsterdam: Elsevier,1984; p184-220.

BARRAT, D. e SHERMAN, M. Factors which influence the selection of comminution circuit. In: Mullar, A. L.; Halbe, D. N. e Barratt, D. J. (Ed.). *Mineral processing plant design, practice and control*. vol.1. SME, 2002, p.539-565

DAS, B., PRAKASH, S., DAS, S.K. e REDDY, P.S.R.. Effective beneficiation of low grade iron ore through jigging operation. Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering. Vol. 7 N°1 p.27-37, 2007.

DAS B., S. PRAKASH and B.K.MISHRA , Beneficiation of high alumina Indian Iron ore slimes by Magnetic carrier Technology Proceedings of XXIV International Mineral Processing Congress, (IMPC) Beijing, China 2008,p. 768-773

GORDON, ROBERT B. American Iron 1607-1900. The Johns Hopkins University Press 1996

GAUDIN, A.M., Principles of mineral processing, Mcgraw – Hill New York. 1939.

GERALDO et alii ., Evolução da jigagem instalação de Concentração Mina de Morro Agudo, III Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, Ouro Preto: UFOP 2001

GROBBER, J. D. , SANDENBERGH, R.F e PISTORIOUS, P.C. The Stability of Ferrosilicon dense médium suspension In: The Journal of South African Institute of Mining and Metarlugy, South África, 2002

HOUOT, R. Beneficiation of iron ore by flotation review of industrial and potencial application. International Journal of Mineral Processing, vol 10, p.183-204, 1982

LOPES, GILMARA MENDONÇA. Flotação Direta de Minério de Ferro. Ouro Preto: Escola de minas da UFOP, p.176, 2009 (Dissertação de mestrado em Engenharia Mineral)

LIU, WEN – GONG., WANG, BEN-YING., FANG, PANG., WANG, XIAO-HUI e CUI, BAO-YU. A New Collector used for flotation of oxide minerals. In: Transations of Nonferrous Metal Society of China, vol.19, Issue 5, October 2009, p. 1326-1330

LUZ, JOSÉ AURÉLIO MEDEIROS DA. Reaproveitamento de Resíduos Metalúrgicos por Métodos Densitários. disponível em www.revistafis.com.br acessado em 20 de janeiro 2010.(2008)

LUZ, JOSÉ AURÉLIO MEDEIROS DA. Flotação Aniônica de Rejeito Itabirítico: Estudo de Reagentes Alternativos e Modelamento Polifásico do Processo. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG 1996. (Tese de doutoramento)

LIN at alii., Experimental Research on Anionic Reverse Flotation of Hematite with a Flotation Column In: Procedia Earth and Planetary Science , volume 1, issue 1 , setembro 2009 p.791-798 ,Proceeding of the international conference on Mining Science and Technology.The 6th international conference on mining Science and technology.

LYNCH, A.J., JOHNSON, N.W., MANLAPIG, E.V. AND THORNE, C.G., Mineral and Coal Flotation Circuits; Their Simulation and Control. , Elsevier Scientific, Amsterdam, 1981

MAGALHÃES, MARCÔNIO PEREIRA DE. Aminas de diferentes graus de neutralização na flotação de minério de ferro. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP 2000 (Dissertação de mestrado em Engenharia Mineral)

MILLS, C. Process design, scale up and plant design for gravity concentration In: Mular, A. e Bhappu, R.B. (Ed.) Mineral processing plant design. AIME, 1980, p.404-436

MINERAL INFORMATION INSTITUTE “IRON ORE – Hematite, Magnetite & Taconite”. 2006

MOWLA, D., KARIMI, G., OSTADNEZHAD, K. .Removal of hematite from sílica sand by reverse flotation technique. In: Separation and purification technology, Shiraz, Iran 2007.

MCKEE – Kassinga BHQ iron ore Project. Cleveland, Ohio, vol. 2, 36p.1974

OLUBAMBI, P.A.;POTGIETER,J.H. Effectiveness of gravity concentration for the beneficiation of Itakpe(Nigeria) iron ore achieved through jigging operation. Journal of Minerals & materials characterization & Engineering. Vol. 4, No 1, pp 21-30, 2005

PENNA at alii, Estudo Comparativo entre Dois Sistemas de Aeração de Coluna de Flotação, Rem: Rev. Esc. Minas vol.56 no.3 Ouro Preto Julho 2003

PEASE, J D., CURRY , D C e YOUNG, M F., Designing Flotation Circuits for High Fines Recovery, In Centenary of flotation Symposium , Brisbane – Australia 2005

PAVEZ, O., ROJAS I., PARRA, F., MELÉNDEZ , M e PALACIOS, J ., Flotation of Low-Grade Iron Ore in Pneumatic Cells to Produce Pellet Feed, In: Centenary of flotation Symposium , Brisbane – Australia 2005

RAO, S.R. Surface Chemistry of Froth Flotation. 2^a edition. New York: Kluwer Academic/Plenum Publisher, 2004. p.744

RAGHAVA, S. e FUERSTERNAU, D.W. the adsorption of aqueous octylhydroxamate on ferric oxide. Journal of Colloid and Interface Science, vol 50, N° 2 1975

ROGADO, J.QUINTINO – Estudo de Exequibilidade do Projeto Cateruca. Angola, 1993,74p

SAMPAIO, J. A. FRANÇA, S. C. e SILVA, Da LUZ, A. B. Ensaio de Separação magnética e eletrostática In: Tratamento de Minérios – Práticas Laboratoriais, Ed: João Sampaio, Silvia França e Paulo Braga, CETEM, Rio de Janeiro, 2007, p.321-348

SCHOBENHAUS, C., e COELHO, C.E.S. Principais Depósitos Minerais do Brasil, DNPM/CVRD, V.2, Brasília 1986 110 p.

SIMÕES, JORGE AMADEU, Contribuição para uma metodologia de Planeamento integrado, Dissertação para obtenção de grau de mestre, IST – Lisboa, Maio 1996,83p

SAMPAIO, C.H e TAVARES, L.M.M. Beneficiamento gravimétrico. Porto Alegre: UFRGS Editora, 2005, p. 605

SONG S.; LUZ, S.; LOPEZ, A. – Valdivieso. Magnetic separation of hematite and limonite fines as hydrophobic flocs from iron ores. Minerals Engineering Vol. 15, issue 6 June 2002 p. 415 – 422.

SILVA, CAMILO CARLOS – A concentração de minério de ferro com alto grau de hidratação, Simpósio Brasileiro de minério de ferro , Ouro Preto – MG, Brasil 1999

SANTOS, IRANILDES DANIEL., Utilização do Ácido Húmico Como Agente Depressor da Hematita na Flotação de Minério de Ferro, Rio de Janeiro: UFRJ, p.86 2006 (Dissertação de mestrado).

SILVA, WANDERSON TOLEDO e LUZ, JOSÉ AURÉLIO MEDEIROS DA. Microflotação de Hematita, Quartzo e Dolomita . Relatório Final PIBIC, 2007

TAGGART, A.F., Handbook of Mineral Dressing , Ed : John Wiley and Sons, 1945

U.S.Geological survey, disponível em www.usgs.com acessado em 12/1/2010.

VALADÃO, G. E. e LIMA, N. P , Avaliação do Efeito da Granulometria no Processo de Flotação, Rem: Rev. Esc. Minas vol.61 no.4 Ouro Preto Oct./Dec. 2008

WORLD Bank Commodity Price data, disponível em www.mongay.com acessado em 1/12/2009

YAN, D.S e GUPTA, A. An introduction to Mineral Processing Design and Operation, First edition Elsevier 2006, pp 693, Austrália.

YANG, D. C., BOZZATO, P., e FERRARA, G. Iron Ore Beneficiation with Packed Column Jig. Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering, Vol. 2, No.1, p.43-51, 2003.

Adendo A. Procedimento de utilização do picnómetro a hélio

Primeiro passo

Selecionar o tamanho de analisador consoante a quantidade de amostra disponível. Sabendo que estão disponíveis três tamanhos de analisador diferentes sendo: tamanho grande, tamanho médio e tamanho pequeno.

Segundo passo

Pesar a amostra, anotar a massa numa caderneta e em seguida colocar a amostra no analisador.

teclar *enter* no equipamento.

Terceiro passo

Selecionar o tamanho da célula (analisador), posteriormente clicar dois *enters*.

Quarto passo

Identificar a amostra (digitando o nome que se pretende dar a amostra). Clicar no *enter* duas vezes para sair

Quinto passo

Ligar o aparelho na opção 3.

Sexto passo

Esperar a execução terminar e aparecerá na tela “*run completed*”

Sétimo passo

Retirar a amostra no analisador, limpar o analisador e fazer todos os passos de novo para uma nova amostra.

Adendo B- Determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi) por (Ahmadi e Shahsavari,2009)

Ahmadi e Shahsavari (2009), apresentaram um procedimento simplificado para determinação de Wi usando –se apenas dois ciclos de moagem.os autores como resultados encontraram que a determinação pelo método padrão de Bond e o método simplificado,com o minério de ferro e cobre ,o valor de Wi teve uma diferença de apenas 7 %.

1-Uma das premissas deste método é o principio de cinética de primeira ordem.

$$R=R_0 e^{-kt} \quad (1)$$

Onde:

R- oversize da malha teste no tempo (t)

R₀ – malha teste no inicio da moagem

K – constante de taxa de moagem

t – tempo de moagem

2 - A constante de taxa de moagem (K) pode ser determinada a partir de apenas um teste de moagem. Eq.(1)

$$K = \frac{\ln R_0 - \ln R}{t} \quad (2)$$

Este procedimento torna possível poupar tempo e simplifica a determinação de índice de trabalho.

3. Simulação de teste de Bond padrão para encontrar o índice.

No teste de Bond padrão com carga circulante de 250%,

$$\frac{R}{U} = 2,5 \quad (3)$$

$$U+R=M \quad (4)$$

R: massa de *oversize* da malha teste(g)

U: massa da nova alimentação (g)

$$R = \left(\frac{2,5}{3,5}\right)M \quad (5)$$

$$U = \left(\frac{1}{3,5}\right)M \quad (6)$$

No ciclo de moagem padrão com carga circulante de 250%, a massa de oversize da malha teste no principio de moagem (R_0) é

$$R_0 = \frac{2,5}{3,5}M + R = \frac{1}{3,5}Mr_0 \quad (7)$$

$$R_0 = \left(\frac{2,5}{3,5} + \frac{1}{3,5}r_0\right)M \quad (8)$$

Onde r_0 . representa a proporção de oversize na malha teste na nova alimentação (expresso em partes por unidade)

A partir da equação 1 que da o ciclo de moagem , a expressão seguinte pode ser derivada para carga circulante de 250%

$$\frac{2,5}{3,5}M = \left(\frac{2,5}{3,5} + \frac{1}{3,5}r_0\right)M e^{-kt} \quad (9)$$

$$\frac{2,5}{3,5} = \left(\frac{2,5}{3,5} + \frac{1}{3,5}r_0\right)e^{-kt} \quad (10)$$

$$t_c = \frac{\ln(1 + 0,4r_0)}{K} \quad (11)$$

t_c : o tempo de moagem num ciclo padrão de moagem depois de oversize na malha teste é $\frac{2,5}{3,5}M$,que corresponde a 250% de carga circulante.

K: constante de taxa de moagem para produtos grosseiro, definido por (2).

Com o moinho de bolas de Bond, o número total de revolução do moinho(N), é levado em conta mais do que o tempo de moagem (t), uma vez que:

$$t = \frac{N}{n} \quad (12)$$

Substituindo a expressão de t da equação (12) em (2) e (11), obtemos:

$$K = \frac{n(\ln R_0 - \ln R)}{N} \quad (13)$$

$$N_c = \frac{n \ln(1 + 0,4r_0)}{k} \quad (14)$$

Onde:

n – número de revoluções por minuto.

N- número total de revolução do moinho

Nc – número total de revolução de moinho.

As equações derivadas (7),(13) e (14), tornam possível a abreviação do teste de Bond em apenas 2 ciclos de moagem.

O procedimento para a determinação do W_i é a seguinte:

Primeiro passo

O índice de trabalho é determinado a uma alimentação britada a 100% abaixo de 100 de 3,34mm (igualmente recomendado no teste padrão)

Segundo passo

A alimentação é peneirada pára determinar a sua distribuição granulométrica que é depois plotado no gráfico para se determinar o F_{80} . Recomenda- se pelo retirar aproximadamente 300 gramas para efeito de análise granulométrica.

Terceiro passo

Colocar o minério numa proveta graduada de um litro, compactar levemente o material batendo no fundo da proveta em superfície revestida de borracha. Completar o volume até 700 mL. Pesar este minério. Repetir a operação pelo menos três vezes e tomar o valor médio como de alimentação M.

Quarto passo

O valor de R pode ser calculado pela formula seguinte $\frac{2,5}{3,5} M$.

Quinto passo

A partir de alimentação original retirar uma amostra adequada e peneirar usando a malha teste (controle). O *oversize* é retido enquanto que o *undersize* é descartado. Pelo menos deve se preparar R oversize para os dois testes de moagem.

Sexto passo

Separar duas amostras a partir da alimentação original pesando $\frac{1}{3,5}M$ necessário para os dois testes de moagem.

Sétimo passo

Formar duas amostras para os dois testes de moagem, misturando o *oversize* da malha teste pesando $\frac{2,5}{3,5}M$ com a amostra que pesa $\frac{1}{3,5}M$

Oitavo passo

Calcula-se a proporção de tamanho grosseiro (R_0) nas amostras.

Nono passo

A primeira amostra é alimentada no moinho de bola e é moído por um número de revoluções de forma arbitrária.

(N= 50, 100, 150,... etc.)

Décimo passo

Depois de moer peneira-se com a malha teste toda amostra e pesa-se o *oversize*.

Décimo primeiro passo

A constante de taxa de moagem (k) é calculada a partir da equação (13)

Décimo segundo

O número total de revoluções (Nc) para o segundo ciclo de moagem é calculado usando-se a equação (14)

Décima terceira

A segunda amostra é alimentada no moinho e é moído por Nc revoluções.

Décimo quarto

Depois de moído, peneira-se a amostra com a malha teste tanto o *oversize* como *undersize* são pesados. o peso de *oversize* devera ser igual ou aproximado a $\frac{2,5}{3,5}M$, enquanto que a massa do

undersize deverá ser igual ou aproximado a $m = \frac{1}{3,5}M$.

Décimo quinto

A análise granulométrica para determinação de P80, é feita com o *undersize* do segundo teste.

Décimo sexto

O peso (G) do novo *undersize* obtido por revoluções no moinho no segundo teste é calculado por:

O índice de trabalho de Bond pode ser finalmente calculado através de formula de Bond.

Adendo C- Ábaco para leitura da resistência a compressão usando-se o esclerómetro.

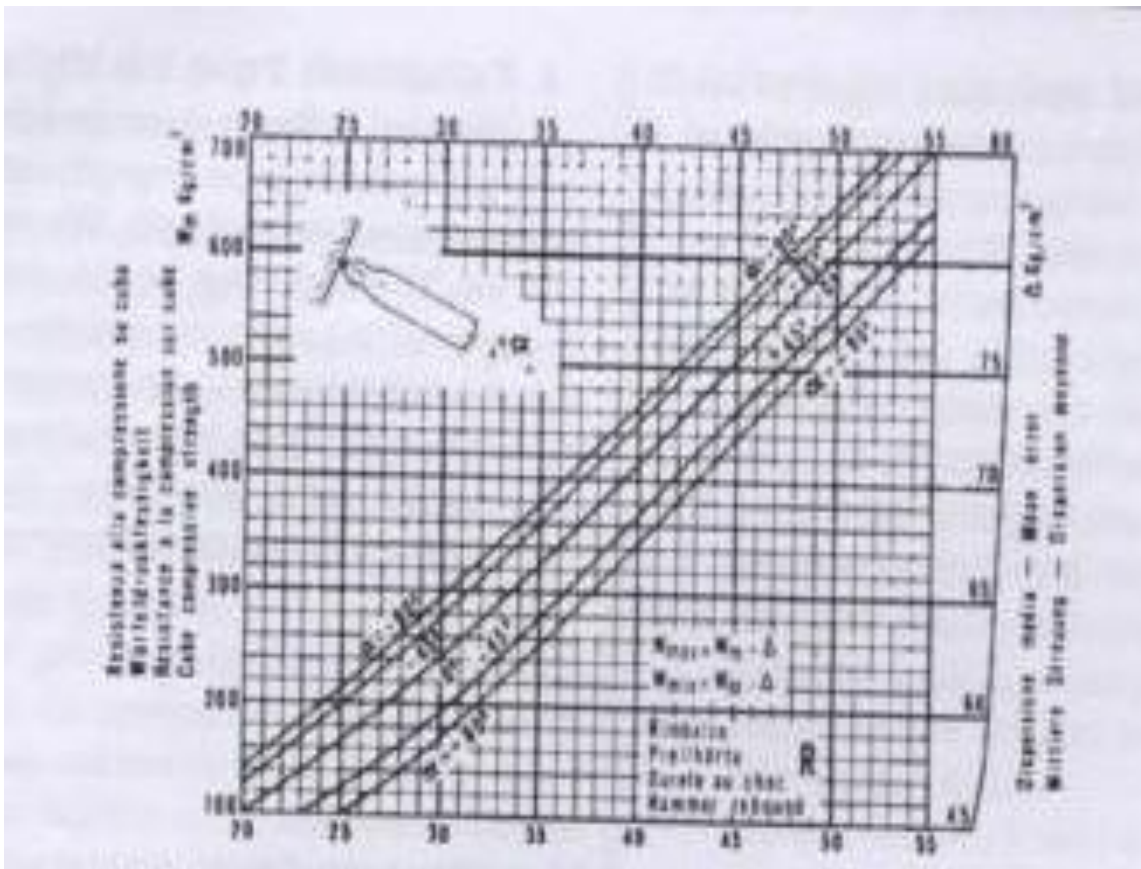


Figura: 6.21 Ábaco para leitura da resistência a compressão.

Adendo D- Curva de calibração

Está apresentada na **Figura 6.22** a curva (reta) correspondente aos teores de ferro determinados pela análise química e os mesmos foram recalculados pelo picnômetro a hélio.

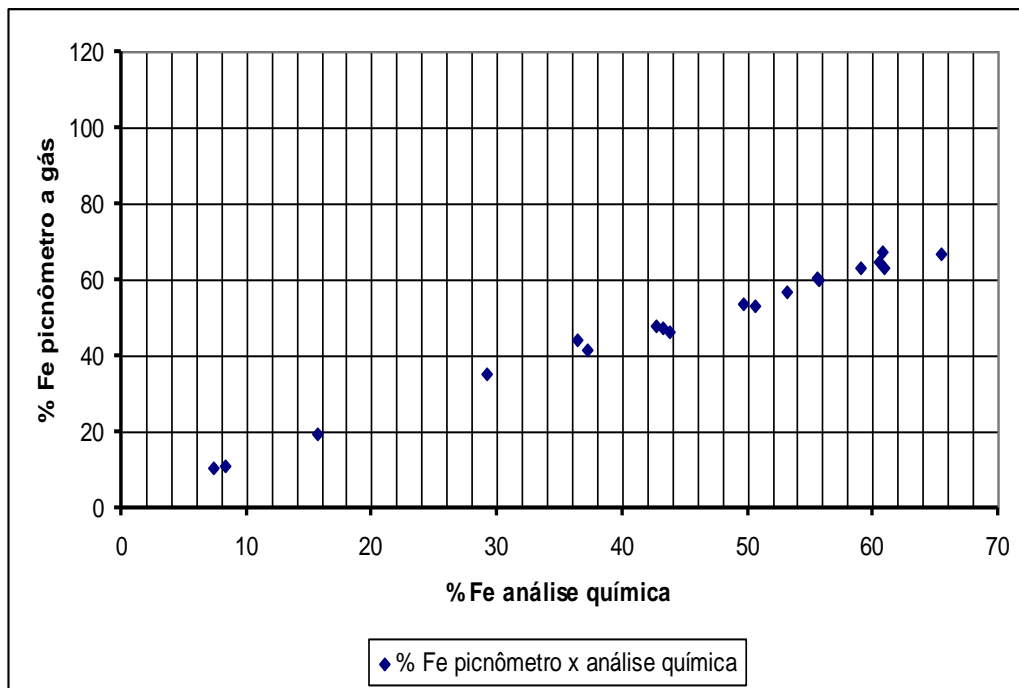


Figura 6.22. Curva de calibração

Tabela 6.27. Teores de ferro por análise química e picnômetro

% Fe análise química	% Fe Picnômetro
65,41	66,61
60,95	63,38
53,13	57,09
49,68	53,67
43,79	46,4
36,46	44
29,2	35,2
8,27	11,21
60,82	67,4
60,46	64,53
58,96	63,01
55,63	59,82
50,53	53,05
42,65	48,11
35,32	37
7,41	10,78
43,21	47,46
55,55	60,73
15,67	19,65
37,24	41,77

Adendo E- Resultados da determinação experimental de índice de trabalho de Bond (Wi) pelo método simplificado e convencional

Os resultados da análise granulométrica da alimentação e a sua respectiva curva granulométrica estão apresentados na **Tabela 6.28** e **Figura 6.21** respectivamente.

Tabela 6.28. Distribuição granulométrica da alimentação

D[μm]	Retido [%]	Acumulado [%]	Passante [%]
3400	0,03	0,03	99,97
2360	24,12	24,15	75,85
1700	16,23	40,38	59,62
1200	15,43	55,81	44,19
850	9,48	65,29	34,71
600	4,38	69,67	30,33
425	3,02	72,69	27,31
300	3,72	76,41	23,59
212	2,13	78,53	21,47
150	1,58	80,11	19,89
104	0,13	80,24	19,76
75	3,85	84,09	15,91
Fundo	15,91	100,00	0,00
	100,00		

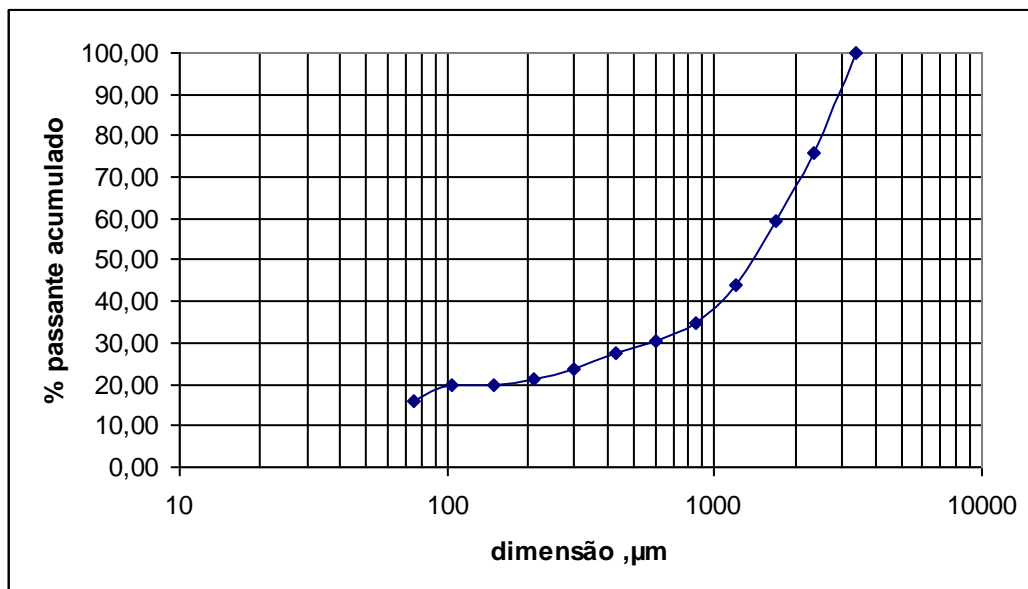


Figura 6.23 Curva granulométrica da alimentação

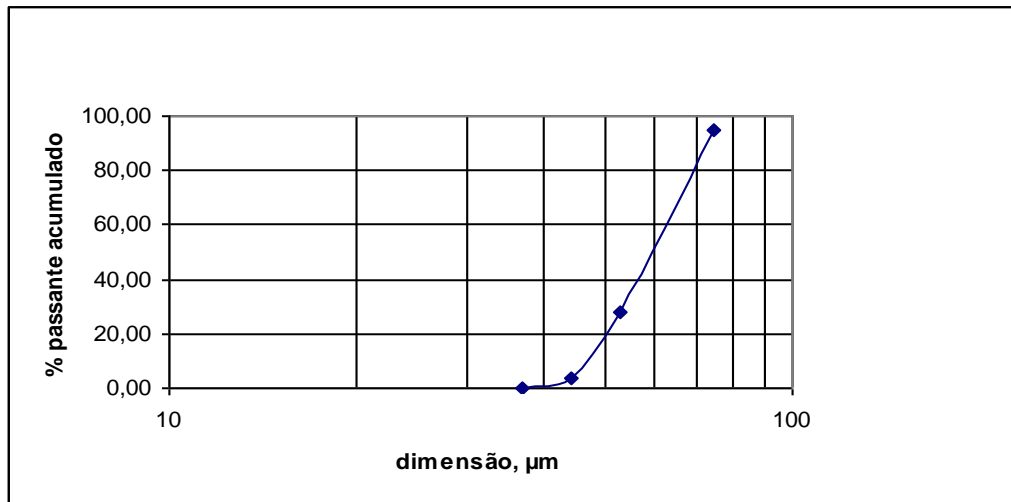


Figura 6.24 Curva granulométrica do produto.

Na **Tabela 6.29** constam os resultados dos testes realizados para determinação do índice de trabalho de Bond

Tabela 6.29. Massa de *under* e *over* dos dois testes.

1º Teste		2º Teste	
<i>Undersize(g)</i>	<i>Oversize(g)</i>	<i>Undersize(g)</i>	<i>Oversize(g)</i>
558,47	1239,48	535,85	1265,98

Abaixo estão apresentados alguns parâmetros que auxiliaram na determinação de índice de trabalho de Bond.

Dados.

$M = 1811,65$ gramas

$R = 1294,036$ gramas

$$m = \frac{1}{3,5} * M = 517,61 \text{ gramas}$$

$$R_o = \frac{2,5}{3,5} * M + R = 2588,071 \text{ gramas}$$

$K = 0,289$

$r_o = 2,5$

$N_c = 187$

Moabilidade = 2,87

P80 = 70 μm

D80 = 2625 μm

$$W_i = \frac{44,5 \times 1,1}{Am^{0,23} \times Mob^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{D80}} \right)}$$

Am – abertura da malha de controlo (teste) de ensaio (μm)

Wi – índice de trabalho para moagem (kWh/t)

P80 – abertura da peneira pela qual passam 80% de passante dos produtos em μm

D80 – abertura da peneira pela qual passam 80% da massa de alimentação em μm

Mob – índice de moabilidade, no caso 2,87.

1,1- fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica

Wi = 27,44 kJ/kg

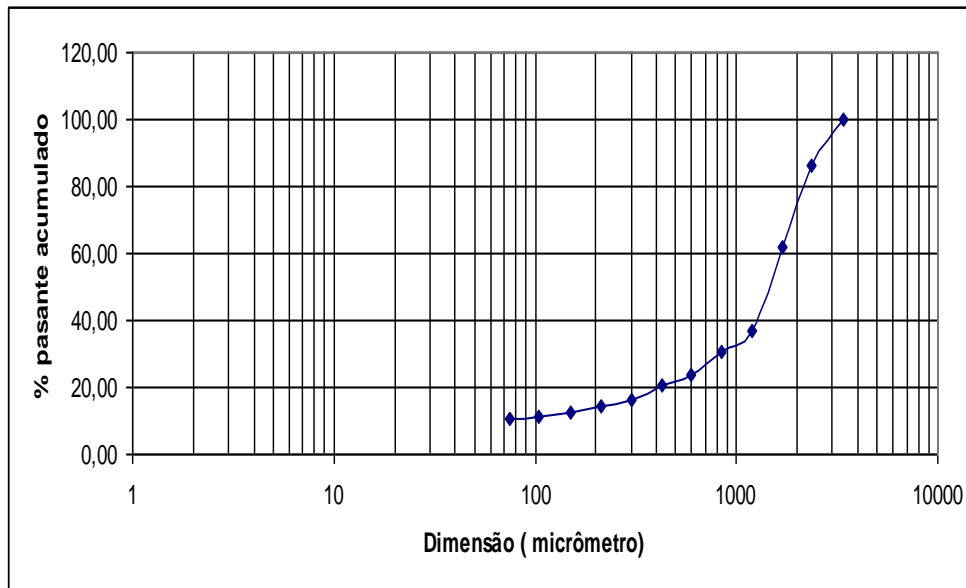


Figura 6.25 Curva granulométrica da alimentação do método convencional.

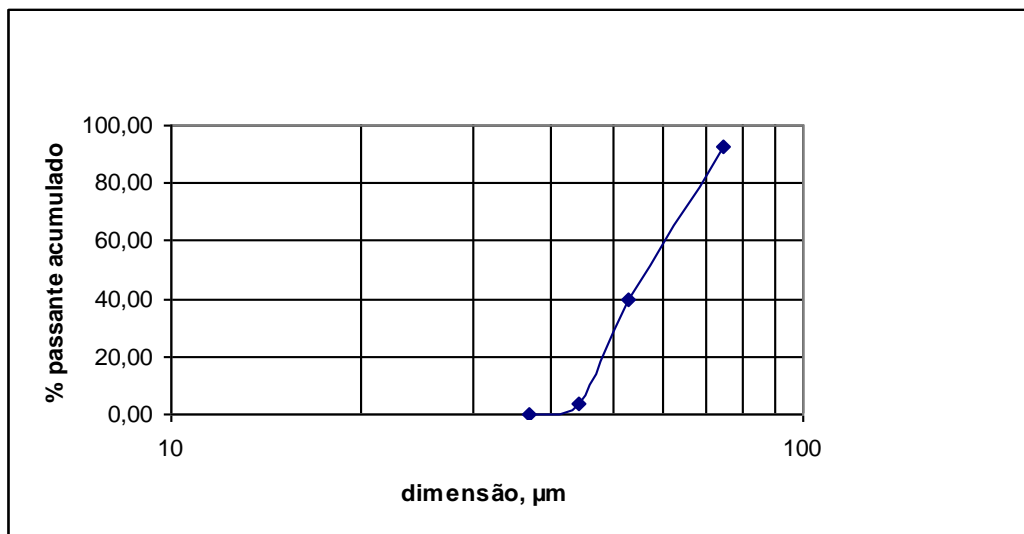


Figura 6.26 Curva granulométrica do produto.

Adendo F. Resultados de separação magnética laboratorial

Tabela 6.30. Resultados de separação magnética laboratorial (abaixo 212 µm)

Campo magnético [T]	Massa [g]	% Retida simples	% Fe	Fe cont	% dist Fe	% dist Acum
0,8	44,68	4,97	65,41	3,25	8,18	8,18
0,16	177,98	19,79	60,95	12,06	30,36	38,54
0,36	110,72	12,31	53,13	6,54	16,46	55,01
0,5	34,32	3,82	49,68	1,90	4,77	59,78
0,75	210,51	23,40	43,79	10,25	25,80	85,58
1,2	32,46	3,61	36,46	1,32	3,31	88,89
1,6	75,52	8,40	29,2	2,45	6,17	95,06
Rejeito final	213,31	23,71	8,27	1,96	4,94	100,00
Total	899,50	100,00		39,72	100,00	

Tabela 6.31. Resultados de separação magnética laboratorial (abaixo 150 µm)

Campo magnético [T]	Massa [g]	% Retida simples	% Fe	Fe cont	% dist Fe	% dist Acum
0,8	39,42	4,83	60,82	2,94	6,90	6,90
0,16	130,00	15,94	60,46	9,64	22,63	29,54
0,36	121,40	14,88	58,96	8,77	20,61	50,15
0,5	47,58	5,83	55,63	3,24	7,62	57,77
0,75	155,21	19,03	50,53	9,61	22,58	80,35
1,2	30,45	3,73	42,65	1,59	3,74	84,09
1,6	120,54	14,78	35,32	5,22	12,26	96,35
Rejeito final	171,13	20,98	7,41	1,55	3,65	100,00
Total	815,73	100,00		42,57	100,00	

Tabela 6.32. Resultados de separação magnética laboratorial (abaixo 74 µm)

Campo magnético [T]	Massa [g]	% Retida simples	% Fe	Fe cont	% dist Fe	% dist Acum
0,8	44,68	4,97	65,41	3,25	8,18	8,18
0,16	177,98	19,79	60,95	12,06	30,36	38,54
0,36	110,72	12,31	53,13	6,54	16,46	55,01
0,5	34,32	3,82	49,68	1,90	4,77	59,78
0,75	210,51	23,40	43,79	10,25	25,80	85,58
1,2	32,46	3,61	36,46	1,32	3,31	88,89
1,6	75,52	8,40	29,2	2,45	6,17	95,06
Rejeito final	213,31	23,71	8,27	1,96	4,94	100,00
Total	899,50	100,00		39,72	100,00	

Adendo G. Balanço mássico e metalúrgico da flotação reversa e direta.

Tabela 6.33 Amostra deslamada (-10 µm), depressor: amido de milho

	Massa [g]	Teor [%]	Rec [%]	Rmet [%]
Alimentação	886,62	46	100	100
Concentrado <i>rougher</i>	493,97	62,52	55,71	75,72
<i>Scavenger</i>	82	53,12	9,25	8,55
Rej.final	310,65	20,65	35,04	15,73

Tabela 6.34 Amostra deslamada (-10 µm), depressor: fécula de mandioca (polvilho doce)

	Massa [g]	Teor [%]	Rec [%]	Rmet [%]
Alimentação	887,81	46	100	100
Concentrado <i>rougher</i>	505,13	60,16	56,90	74,41
<i>Scavenger</i>	66,89	58,21	7,53	6,93
Rej.final	315,79	24,13	35,57	18,66

Tabela 6.35 Amostra deslamada (-10 µm), depressor: amido de mandioca (Angola)

	Massa [g]	Teor [%]	Rec [%]	Rmet [%]
Alimentação	888,89	46	100	100
Concentrado <i>rougher</i>	531,84	59,59	59,83	77,51
<i>Scavenger</i>	71,85	51,3	8,08	8,19
Rej.final	285,2	20,51	32,08	14,31

Tabela 6.36 Amostra não deslamada; depressor amido de milho

	Massa [g]	Teor [%]	Rec [%]	Rmet [%]
Alimentação	886,86	42	100	100
Concentrado <i>rougher</i>	508,9	59,42	57,38	79,97
<i>Scavenger</i>	83,87	55	9,46	4,75
Rej.final	294,09	19,35	33,16	15,28

Tabela 6.37 Amostra não deslamada; depressor fécula de mandioca (polvilho doce)

	Massa [g]	Teor [%]	Rec [%]	Rmet [%]
Alimentação	887,08	42	100	100
Concentrado <i>rougher</i>	514,74	59,69	58,03	75,52
<i>Scavenger</i>	65,65	58,93	7,40	6,42
Rej.final	306,69	21,94	34,57	18,06

Tabela 6.38 Amostra não deslamada; depressor amido de mandioca (Angola)

	Massa [g]	Teor [%]	Rec [%]	Rmet [%]
Alimentação	881,35	42	100	100
Concentrado. <i>rougher</i>	555,58	57,05	63,04	79,78
<i>Scavenger</i>	52,46	58,47	5,95	5,02
Rejeito. final	273,31	20,58	31,01	15,2

Adendo H. METODOLOGIA PARA DETERMINAÇÃO DE FERRO TOTAL EM MINÉRIO DE FERRO POR DICROMATOLOGRAFIA (TITULAÇÃO).

- 1- Pesar em balança analítica no erlemayer de 125ml em torno de 0,3000g anotando a numeração da amostra e o peso exato em planilha adequada.
- 2- Adicionar 2,5ml de solução a 10% de cloreto estanoso.
- 3- Adicionar 30ml de ácido clorídrico concentrado.
- 4- Levar a chapa quente com temperatura em 100°C E deixar na chapa por pelo menos 30 minutos ou até dissolução total do minério.
- 5- Após dissolução retirar da chapa e emergir em banho de gelo até resfriamento total.
- 6- Adicionar solução a 10% de cloreto estanoso até a amostra sofrer redução de fe+3 para fe+2, observando a descoloração de amarelo para incolor.
- 7- Adicionar 15ml de solução saturada de cloreto mercúrico, observar uma forte turbidez.
- 8- Deixar em repouso por cerca de 2 minutos.
- 9- Após o repouso adicionar 20ml de mistura ácida sulfofosfórica.
- 10- Adicionar 5 gota de indicador – difenilamino sulfonato de bário a 1% em ácido sulfúrico concentrado.
- 11- Levar para o agitador magnético e titular com solução 0,1n de dicromato de potássio.
- 12- Anotar o volume de dicromato gasto.

CÁLCULOS:

100 x fator fe(0,005585)/peso da amostra x volume de dicromato gasto

$$\frac{100 \times 0,005585}{0,3000 \times vol} \times 1 \text{ ou fator do padrão ipt}$$

ex.: o peso da amostra é 0,3023 e o volume gasto foi de 37,02ml de dicromato de potássio na titulação do padrão ipt o peso foi de 0,3005 e o volume gasto foi de 35,21ml, vejamos então:

$$\frac{100 \times 0,005585}{0,3023 \times 37,02} = 63,39\% \text{ de ferro total como o padrão ipt tem que dar } 65,1\% \text{ de ferro total faz-}$$

se o mesmo cálculo substituindo

$$\frac{100 \times 0,005585}{0,3005 \times 35,21} = 65,44 \text{ será necessário este cálculo } 65,1/65,44=0,9948$$

multiplica-se então o resultado obtido na amostra pelo fator do padrão. este fator se faz diariamente, e a amostra fica com o resultado final assim $68,39 \times 0,9948 = 68,03\%$ de fet.

REAGENTES

Ácido clorídrico concentrado pa
Ácido sulfúrico concentrado pa
Ácido fosfórico concentrado pa
Cloreto estanoso pa
Cloreto mercúrico pa
Difenilamino sulfonato de bário (indicador)

SOLUÇÕES:

SOLUÇÃO DE CLORETO ESTANOSO A 10%.

Pesar 10g de cloreto estanoso pa em erlemayer de 1000ml e adicionar 50ml de ácido clorídrico pa e dissolver o sal completamente, após dissolução adicionar 50ml de água destilada.

SOLUÇÃO SATURADA DE CLORETO MERCÚRICO

Em qualquer volume de (normalmente é 1000ml) água destilada adicionar sal de cloreto mercúrico até não haver mais dissolução do sal.

SOLUÇÃO SULFOFOSFÓRICA (MISTURA ÁCIDA)

Em um becker de 2000ml coloca-se 600ml de água destilada e acrescenta 150ml de ácido fosfórico concentrado pa e acrescenta cuidadosamente 150ml de ácido sulfúrico pa, esse procedimento é feito com o becker emergido em banho de gelo, porque a reação do ácido sulfúrico com água é muito exotérmica.

SOLUÇÃO INDICADORA

Em um copo becker de 250ml adiciona 100ml de ácido sulfúrico pa, e dissolve-se 1g de difenilamino sulfonato de bário.

SOLUÇÃO 0,1N DE DICROMATO DE POTÁSSIO

Pesa-se em balança analítica 4,9035g de dicromato de potássio previamente seco em estufa de um dia para o outro em temperatura DE 100°C e dissolve-se em água, logo após dissolução avoluma-se para 1000ml em balão volumétrico.

EQUIPAMENTOS E VIDRARIA NECESSÁRIOS PARA ESTA DETERMINAÇÃO

Erlenmayer de 125ml
Erlenmayer de 1000ml
Copo becker de 2000ml
Copo becker de 250ml
Balão volumétrico de 1000ml
Frascos ambar de 1000ml (para guardar soluções)

Frasco conta gotas (para indicador)
Bureta de 50ml
Dispenser de 10ml
Pipeta graduada de 25ml
Pera de 3 vias
Agitador magnético
Imãs revestidos de teflon (peixinhos magnéticos)
Chapa elétrica com controle de temperatura
Estufa com controle de temperatura