



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

---



## **CIRCUITO ALTERNATIVO PARA FLOTAÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO**

Autora: **EMANUELA REIS BROD**

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

Área de concentração:  
**Tratamento de Minérios**

Ouro Preto/MG  
Novembro de 2012



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



## **CIRCUITO ALTERNATIVO PARA FLOTAÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO**

Autora: **EMANUELA REIS BROD**

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

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

Área de concentração:  
**Tratamento de Minérios**

Ouro Preto/MG  
Novembro de 2012



B864c

Brod, Emanuela Reis.

Circuito alternativo para floração de minério de ferro [manuscrito] /  
Emanuela Reis Brod – 2012.  
xi, 122f.: il. color; graf.; tabs.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira.

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. 3. Ciclonação  
(Beneficiamento de minério) - Teses. I. Universidade Federal de Ouro Preto.  
II. Título.

CDU: 622.765.061

Catálogo: [sisbin@sisbin.ufop.br](mailto:sisbin@sisbin.ufop.br)

"Quando nada parece dar certo,  
vou ver o cortador de pedras martelando sua rocha talvez 100 vezes,  
sem que uma única rachadura apareça.  
Mas na centésima primeira martelada a rocha se abre em duas,  
e eu sei que não foi aquela que conseguiu isso,  
mas todas as que vieram antes."

Jacob Riis

## AGRADECIMENTOS

Celeste, Pedro e Ana: amor, compreensão, apoio, força, carinho, gargalhadas, paciência, correções e aprendizados. Sem vocês nada seria possível.

Fernando e Juliana, pelo o suporte e estímulo constantes, mesmo de longe. Fernando, o seu *help* foi perfeito e fundamental.

Ao grande amigo Kleber, que me convenceu a chegar até aqui, apoiou e participou de todas as etapas do trabalho, inclusive as realizadas na mesa do bar.

À Eliana, pelas longas conversas ao telefone e por acreditar na conclusão deste trabalho.

À Keila, pela ajuda essencial nos “45 do segundo tempo” e pelos momentos de distração e alegria.

À Beth e Petronília pelo carinho e sugestões fundamentais para o final feliz dessa caminhada.

Aos amigos Pedro, Marcos, Jaqueline, Fernanda e Natália, pela compreensão e carinho em todos os momentos.

À Kelly, pelo apoio e incentivo na realização deste trabalho: sem a sua participação o difícil teria sido impossível.

Ao orientador Carlão, por suportar os meus momentos de desespero, pela matrícula e por todos os ensinamentos competentes e responsáveis.

À Clariant pelos reagentes fornecidos.

À Vale, pelo investimento e execução deste trabalho.

Ao Mário Modesto, pela possibilidade de iniciar esta conquista e a Celeste Queiroz, pela possibilidade de finalizá-la.

Aos colegas e amigos do Laboratório de Processo, pelo planejamento e execução dos ensaios, com profissionalismo e qualidade. Não tinha como ser diferente.

À Mariana Lemos e Angela Avelar pelos primorosos e essenciais trabalhos de Mineralogia.

## RESUMO

Objetiva este trabalho o estudo de um circuito alternativo aos usualmente utilizados na flotação de minério de ferro, almejando-se uma maior recuperação de massa com concentrados dentro da especificação de mercado. Foi estudada uma amostra de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero com teor inicial de Fe de 44% e de 34,9% de SiO<sub>2</sub>. Em termos mineralógicos, a amostra é composta por hematita, quartzo, goethita, magnetita, óxidos/hidróxidos de Mn, caulinita, anfíbólio e talco. A goethita é responsável por quase 70% da alumina presente na amostra e a caulinita é a responsável pelo restante.

Após a moagem da amostra em granulometria de *pellet feed* (P95>0,150mm), foi realizada a deslamagem em 38µm. De acordo com o circuito tradicionalmente aplicado no minério de ferro, parte da amostra deslamada foi flotada de forma reversa utilizando amina como coletor e amido como depressor. O concentrado gerado no circuito tradicional teve teores de 67,1% de Fe e 0,7% de SiO<sub>2</sub>, recuperação de massa de 54,7% e recuperação metalúrgica de 85,5%. Esses resultados foram utilizados para comparação dos resultados obtidos no circuito alternativo proposto.

O circuito alternativo propôs que com o restante da amostra deslamada seja realizado um corte em 74µm em ciclone com a finalidade de separar as partículas grossas das finas. Com as partículas grossas foi realizada a flotação reversa, utilizando amina como coletor e amido como depressor, gerando um concentrado com 67,7% de Fe e 0,9% de SiO<sub>2</sub>, recuperação de massa de 61,1% e recuperação metalúrgica de 85,4%. Já nas partículas finas, foi realizada a flotação direta, usando ácido graxo como coletor e cloreto quaternário de amônio e acrilamida como depressor, gerando um concentrado com recuperação de massa muito elevada, de 88%, mas de baixa qualidade em termos de teores: 40,9% de Fe e 39,7% de SiO<sub>2</sub>. O concentrado gerado a partir das duas flotações teve recuperação de massa de 68,3% e teor de Fe de 53,4% e 21,6% de SiO<sub>2</sub>.

Observou-se que o concentrado gerado na etapa de flotação direta, ao contrário dos concentrados gerados por flotação reversa, tem alta presença de quartzo, mostrando que não houve seletividade nesta etapa. Devido a falta de seletividade, um grande volume de quartzo foi flotado juntamente com o minérios de ferro, gerando um concentrado com teores muito elevados de SiO<sub>2</sub>.

## ABSTRACT

The objective of this study was to investigate an alternative flotation flowsheet to that commonly used for iron ore, targeting a higher mass recovery, with concentrates according to market specification. A sample from the Iron Quadrangle - Brazil, with initial Fe content of 44% and 34.9% of SiO<sub>2</sub> was studied. The mineralogical composition is hematite, quartz, goethite, magnetite, oxides / hydroxides of Mn, kaolinite, amphibole and talc. Goethite accounts for almost 70% of the amount of Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> and kaolinite accounts for over 30%.

After grinding on pellet feed size (P95 > 0.150 mm) a desliming in 38µm was performed. Part of the underflow was processed using traditional methods of reverse flotation for iron ore, using amine and cornstarch as collector and depressant respectively. The iron ore concentrate produced content of 67.1% Fe and 0.7% SiO<sub>2</sub>, mass recovery of 54.7% and metallurgical recovery of 85,5%. These results were used to compare with the results obtained in flowsheet proposed.

In the alternative flowsheet with the underflow remainder, a cut in a 74-µm cyclone was conducted. With the coarse particles a reverse flotation was conducted using amine and cornstarch as collector and depressant respectively. The concentrate obtained contained 67,71% Fe and 0,88% SiO<sub>2</sub>, mass recovery was 61,1% and metallurgical recovery was 85,4%. And in the fine particles a direct flotation was conducted using ammonium chloride acrylamide as a depressor and fatty acid as a collector. A concentrate with high mass recovery of 88% was obtained, but with low quality in terms of grades: 40,9% Fe and 39,7% SiO<sub>2</sub>. The concentrate generated from the two flotations had mass recovery of 68,3%, Fe content of 53,4% and 21,6% SiO<sub>2</sub>.

It was noted that the concentrate generated in direct flotation, unlike the concentrates generated in the reverse flotation, has a high contents of quartz, showing no selectivity in this stage. Due to lack of selectivity, a high volume of quartz was float along with iron ore, yielding a concentrate with extremely high levels of SiO<sub>2</sub>.

## SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO .....	1
2. OBJETIVO .....	2
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA. ....	3
3.1 Minério de ferro.....	3
3.1.1 Depósitos de minério de ferro.....	3
3.1.2 Beneficiamento de minério de ferro.....	4
3.2 Flotação.....	5
3.2.1 Aspectos básicos do processo de flotação .....	6
3.2.2 Reagentes de Flotação .....	9
3.2.3 Estágios do processo de flotação.....	16
3.2.4 Flotação de minério de ferro .....	18
4. METODOLOGIA .....	24
4.1 Preparação da amostra .....	27
4.2 Deslamagem .....	28
4.3 Flotação reversa da amostra deslamada.....	29
4.4 Ciclonagem.....	30
4.5 Flotação catiônica reversa das partículas grossas.....	30
4.6 Flotação aniônica direta dos óxidos de ferro das partículas finas .....	31
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO .....	33
5.1 Caracterização inicial.....	33
5.2 Deslamagem .....	41
5.3 Flotação catiônica reversa da amostra deslamada .....	47
5.4 Ciclonagem.....	51
5.5 Flotação catiônica reversa das partículas grossas (>74µm).....	53
5.6 Flotação aniônica direta dos óxidos de ferro das partículas finas .....	57
5.7 Considerações finais .....	62
6. CONCLUSÃO .....	65
7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	66
ANEXO 1 – ANÁLISES GRANULOMÉTRICAS .....	72
Análise Granulométrica da amostra Inicial .....	72
Análise Granulométrica da amostra moída .....	73
Análise Granulométrica da amostra deslamada.....	74

Análise Granulométrica do <i>overflow</i> da deslamagem.....	75
Análise Granulométrica das partículas grossas (>74µm).....	76
Análise Granulométrica das partículas finas (<74µm) .....	77
ANEXO 2 – RESULTADOS DE MOAGEM.....	78
ANEXO 3 – RESULTADOS DO CICLONE .....	79
Deslamagem .....	79
Ciclonagem.....	80
ANEXO 4 – RESULTADOS DE FLOTAÇÃO.....	81
Flotação reversa da amostra deslamada .....	81
Flotação reversa da amostra deslamada – duplicata .....	82
Flotação reversa das partículas grossas (>74µm) .....	83
Flotação reversa das partículas grossas (>74µm) – duplicata .....	84
Flotação direta das partículas finas (<74µm) .....	85
Flotação direta das partículas finas (<74µm)– duplicata .....	86
ANEXO 5 – ANÁLISES QUÍMICAS.....	87
Análises químicas da amostra inicial .....	87
Análises químicas da frações da amostra moída .....	87
Análises químicas dos produtos da deslamagem e da ciclonagem .....	88
Análises químicas dos concentrados da flotação reversa da amostra deslamada.....	88
Análises químicas dos rejeitos da flotação reversa da amostra deslamada.....	89
Análises químicas dos concentrados da flotação reversa das partículas grossas (>74µm)..	90
Análises químicas dos rejeitos da flotação reversa das partículas grossas (>74µm).....	91
Análises químicas dos concentrados da flotação reversa das partículas finas (<74µm).....	92
Análises químicas dos rejeitos da flotação reversa das partículas finas (<74µm).....	92
ANEXO 6 – LAUDO MINERALÓGICO .....	93
Caracterização mineralógica - textural e estudo de liberação da amostra global Itabirito...	93
Difratogramas dos produtos das deslamagem e da ciclonagem .....	102
Difratogramas dos produtos da flotação.....	109

## LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1- Princípio de flotação (modificado de Chaves e Leal Filho, 2004) .....	7
Figura 3.2 - Ângulo de contato para gota de ar em contato com superfície sólida imersa no líquido (Baltar, 2008).....	8
Figura 3.3 - Adsorção do coletor na superfície mineral (Wills e Napier-Munn, 2007).....	10
Figura 3.4 - Coletores aniônicos típicos (Klimpel, 1998).....	11
Figura 3.5 - Coletores catiônicos típicos (Klimpel, 1998).....	12
Figura 3.6 - Espumantes típicos (Kelly & Spottiswood, 1982).....	13
Figura 3.7 - Ação do espumante (Wills, 2007).....	14
Figura 3.8 Classificação dos reagentes modificadores (Bulatovic, 2007) .....	15
Figura 3.9 Estágios do processo de flotação (modificado de King, 2001) .....	17
Figura 3.10- Flotação com uma espuma rica em minério de ferro ( Disponível em <a href="http://min-eng.blogspot.com/2011_09_01_archive.html">http://min-eng.blogspot.com/2011_09_01_archive.html</a> , acessado em 18/02/2012) .....	20
Figura 4.1 - Fluxograma simplificado da metodologia aplicada .....	26
Figura 5.1 – Distribuição de tamanho da amostra britada .....	33
Figura 5.2 – Distribuição de tamanho da amostra moída.....	34
Figura 5.3 - Distribuição do teor de Fe Total, SiO <sub>2</sub> e Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> pelos minerais.....	36
Figura 5.4 – Imagem eletrônica da amostra inicial.....	37
Figura 5.5. Cristais de hematita e s morfologias. Hem lam: hematita lamelar; Hem gra: hematita granular; Mart: martita; Goe: goethita. ....	38
Figura 5.6 - A. Grau de liberação dos óxidos/hidróxidos de Fe nas frações SF e PF. B. Imagens do QS por fração granulométrica.....	39
Figura 5.7 - A. teores médios de SiO <sub>2</sub> e Fe para frações B. Imagens eletrônicas - 0,25+0,15mm. C.Imagens eletrônicas -0,075 +0,045mm.....	40
Figura 5.8 - Imagens eletrônicas faixa do PF. A. -0,045+0,038mm. B. -0,075+0,044mm ....	40
Figura 5.9 – Distribuição de tamanho da amostra deslamada .....	42
Figura 5.10 – Distribuição de tamanho do <i>overflow</i> .....	43
Figura 5.11 – Comparação entre os difratogramas da amostra global e dos produtos da deslamagem .....	44
Figura 5.12 – Difratograma interpretado da amostra deslamada.....	45
Figura 5.13 – Difratograma interpretado do <i>overflow</i> .....	46
Figura 5.14 – Difratograma interpretado do concentrado da flotação reversa da amostra deslamada .....	49
Figura 5.15 – Difratograma interpretado do rejeito da flotação reversa da amostra deslamada .....	50
Figura 5.16 – Comparação entre os difratogramas das amostras de <i>underflow</i> (partículas grossas) e <i>overflow</i> (partículas finas).....	52
Figura 5.17 – Difratograma interpretado do concentrado da flotação reversa das partículas grossas .....	55
Figura 5.18 – Difratograma interpretado do rejeito da flotação reversa das partículas grossas .....	56



Figura 5.19 – Difratoograma interpretado do concentrado da flotação direta das partículas finas .....	60
Figura 5.20 – Difratoograma interpretado do rejeito da flotação direta das partículas finas ....	61
Figura 5.21 – Fluxograma com os teores e balanço de massa do circuito padrão e do circuito alternativo proposto .....	64

## LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1-Mineralogia dos diferentes tipos composicionais de formações ferríferas do Quadrilátero Ferrífero (modificado de Rosière e Chemale Jr, 2000) .....	4
Tabela 3.2- Especificação dos principais produtos de minério de ferro (Modificado de Schobbenhaus e Coelho, 1986). .....	5
Tabela 3.3 – Tipos de aminas utilizadas na flotação de ferro (Leja, 1982) .....	21
Tabela 4.1 - Condicionamento dos reagentes na flotação reversa da amostra deslamada.....	29
Tabela 4.2 - Condicionamento dos reagentes na flotação reversa das partículas grossas .....	31
Tabela 4.3 - Condicionamento dos reagentes na flotação direta das partículas finas.....	32
Tabela 5.1 – Distribuição de tamanho da amostra britada .....	33
Tabela 5.2 – Distribuição de tamanho da amostra moída .....	34
Tabela 5.3 – Granuloquímica da amostra moída.....	35
Tabela 5.4 – Composição mineralógica da amostra inicial.....	36
Tabela 5.5 - Tipos morfológicos dos cristais de óxidos/ hidróxidos de Fe (% vol.) .....	37
Tabela 5.6 – Partição da deslamagem .....	41
Tabela 5.7 – Composição química da amostra global e dos produtos da deslamagem ( <i>overflow</i> e <i>underflow</i> ).....	41
Tabela 5.8 – Distribuição de tamanho da amostra deslamada.....	42
Tabela 5.9 – Distribuição de tamanho do <i>overflow</i> .....	43
Tabela 5.10 – Dados da alimentação da flotação reversa da amostra deslamada .....	47
Tabela 5.11 – Dosagem dos reagentes da flotação reversa da amostra deslamada .....	47
Tabela 5.12 – Condições do ensaio da flotação reversa da amostra deslamada.....	47
Tabela 5.13 – Recuperação de massa e teores dos produtos da flotação reversa padrão da amostra deslamada .....	48
Tabela 5.14 – Partição do corte em ciclone.....	51
Tabela 5.15 – Composição química da amostra deslamada e da amostra classificada em ciclone (partículas grossas e finas) .....	51
Tabela 5.16 – Distribuição de tamanho das partículas grossas e finas .....	52
Tabela 5.17 – Dados da alimentação da flotação reversa das partículas grossas .....	53
Tabela 5.18 – Dosagem dos reagentes da flotação reversa das partículas grossas.....	53
Tabela 5.19 – Condições do ensaio da flotação reversa das partículas grossas .....	53
Tabela 5.20 – Recuperação de massa e teores dos produtos da flotação reversa das partículas grossas (>74µm) .....	54
Tabela 5.21 – Dados da alimentação da flotação direta das partículas finas .....	57
Tabela 5.22 – Dosagem dos reagentes da flotação direta das partículas finas .....	57
Tabela 5.23 – Condições do ensaio da flotação direta das partículas finas .....	58
Tabela 5.24 – Recuperação de massa e teores dos produtos da flotação direta das partículas finas (<74µm).....	59
Tabela 5.25 – Comparação dos resultados do circuito proposto e dos estudos de flotação direta .....	63

## 1. INTRODUÇÃO

O mercado de minério de ferro apresenta crescimento constante tanto em relação à quantidade quanto aos preços praticados. O Brasil é o segundo maior produtor deste minério, com destaque para os estados de Minas Gerais, do Pará e de Mato Grosso do Sul.

Os depósitos de minério de ferro com altos teores – que precisam somente de adequação da granulometria para sua venda - estão mais difíceis de serem encontrados. Com isso, viabilizar a exploração de depósitos de baixos teores e com granulometria de liberação muito fina se faz imprescindível.

Basicamente existem três grandes processos, combinados ou não, para o beneficiamento de minério de ferro: concentração gravítica, separação magnética e flotação. Atualmente, a flotação tem sido intensamente utilizada no processamento de minério de ferro de baixa granulometria e baixos teores, de forma econômica e com rendimentos satisfatórios.

As partículas finas geradas nos processos de cominuição e a expressiva quantidade de minerais de minério finamente disseminados e que poderiam ser reaproveitados incentivam pesquisas e experimentos cuidadosos para evitar os expressivos 20% de massa perdidos em rotas tradicionais da flotação reversa. A necessidade crescente de reutilização desta massa, por razões econômicas e principalmente ambientais, leva a muitos trabalhos de pesquisa e de experimentos relacionados à flotação direta dos óxidos de ferro e à otimização de reagentes na flotação tanto reversa quanto direta.

Este trabalho se propõe a testar uma rota alternativa no circuito de flotação de minério de ferro de formar a minimizar esta perda de massa, com a garantia de se manter a qualidade do concentrado final.

## **2. OBJETIVO**

Uma tentativa, em escala de bancada, com o objetivo bem definido de se testar um circuito alternativo aos processos de flotação convencionalmente utilizados para minério de ferro, com o intuito de aumentar a recuperação de massa e garantir a qualidade nos concentrados gerados.

A rota proposta é que, após operação de deslamagem adotada no circuito tradicional de flotação reversa, seja feito um corte em ciclone para separação das partículas finas ( $<74\mu\text{m}$ ) das partículas grossas ( $>74\mu\text{m}$ ). As partículas grossas serão flotadas através do método de flotação reversa com a utilização de reagentes tradicionais para flotação reversa de minério de ferro. As partículas finas serão flotadas de forma direta e uso de reagentes estudados em parceria com a empresa Clariant.

O objetivo específico deste trabalho é que o concentrado obtido a partir da composição dos concentrados gerados na flotação reversa das partículas grossas e na flotação direta das partículas finas obtenha uma recuperação de massa maior que os concentrados gerados pelo método tradicional e, obviamente, que os teores obtidos estejam compatíveis às exigências do mercado.

### **3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.**

Este capítulo é uma revisão bibliográfica sobre minério de ferro e flotação.

#### **3.1 Minério de ferro**

Os principais minerais que contêm ferro são: hematita, magnetita, goethita e siderita. O minério de ferro, em virtude de suas propriedades químicas e físicas, é, na sua quase totalidade, utilizado na indústria siderúrgica (98%). Os 2% restantes empregam-se como carga na indústria de ferroliga e na indústria de cimento (Quaresma, 2009).

Segundo DNPM (2011) as reservas (medidas e indicadas) de minério de ferro no Brasil ultrapassam os 35 bilhões de toneladas, com uma produção bruta de 411 milhões de toneladas. Estes números tornam a atividade um dos segmentos de maior significado econômico para a mineração brasileira.

O alto teor de ferro dispensa em alguns casos, os processos de concentração: o minério é utilizado diretamente, apenas com a adequação granulométrica. Já para a maior parte do minério explotado, o beneficiamento se faz necessário com o uso de um dos processos combinados ou não: concentração gravítica, separação magnética e flotação.

O desenvolvimento tecnológico do setor siderúrgico e de seus produtos é determinado pelas crescentes exigências de qualidade dos mercados internos e externos.

##### **3.1.1 Depósitos de minério de ferro**

O Brasil é o maior produtor de ferro do mundo e suas reservas concentram-se, principalmente, em três estados: Minas Gerais (Quadrilátero Ferrífero), Pará (no distrito de Carajás) e Mato Grosso do Sul (DNPM, 2011). As reservas de minério de ferro em Minas Gerais representam 63% do total do país (Quaresma, 2009).

Os seguintes tipos de formações ferríferas podem ser reconhecidos no Quadrilátero Ferrífero: itabiritos, hematita filitos, Fe – dolomitos e, subordinadamente, filitos piritosos (Tabela 3.1) (Rosière e Chemale Jr, 2000).

Itabiritos são formações ferríferas bandadas metamórficas, deformadas e oxidadas. Hematita filito ocorre como lentes constituídas de sericita (+/- clorita) e hematita na base da Formação Cauê, no contato com a Formação Batatal. Localmente ocorrem lentes de hematita compacta intercaladas. Filitos piritosos são filitos carbonosos com níveis e lentes ricas em sulfetos de espessura milimétrica e têm ocorrência restrita (Rosière e Chemale Jr, 2000).

Tabela 3.1-Mineralogia dos diferentes tipos composicionais de formações ferríferas do Quadrilátero Ferrífero (modificado de Rosière e Chemale Jr, 2000)

<b>Tipos de formação ferrífera</b>	<b>Componentes mineralógicos principais</b>	<b>Componentes acessórios</b>
Itabirito comum	Hematita, martita, magnetita, quartzo	Clorita, sericita, dolomita ferroana, caolinita, cianita, Óxidos de Mn, sulfetos, apatita, pirofilita
Itabirito dolomítico	Martita, hematita, kenomagnetita, dolomita ferroana	Calcita, grunerita-cummingtonita, clorita, stilpnomelana, biotita, tremolita, actinolita, quartzo (chert), sulfetos, pirofilita
Itabirito anfibolítico	Martita, hematita, kenomagnetita, maghemita, grunerita-cummingtonita, tremolita, actinolita, quartzo.	Carbonato, talco, dolomita ferroana, egirina,biotita, Mg-riebeckita, kupferita, sulfetos
Hematita - filito	Hematita, sericita	Quartzo, clorita
Filito piritoso	Pirita, matéria carbonosa	-

### 3.1.2 Beneficiamento de minério de ferro

O beneficiamento de minério de ferro é relativamente simples em comparação com o de outros minérios, como o cobre e o fosfato, por exemplo. Os produtos de minério de ferro são de uma forma geral, definidos pelos teores mínimos de ferro, teores máximos de impurezas e também pelo tamanho das partículas, conforme Tabela 3.2 (Schobbenhaus e Coelho, 1986). Estas especificações podem variar em virtude das características de cada usina e minério.

Tabela 3.2- Especificação dos principais produtos de minério de ferro (Modificado de Schobbenhaus e Coelho, 1986).

Denominação	Especificações principais				
	Tamanho (mm)	Máximo (mm)	%Fe	%P (max)	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

*Standard Sinter Feed:* %SiO<sub>2</sub> entre 4 e 6%

*Pellet Feed:* %SiO<sub>2</sub><2%

Em Carajás, por ser um minério de alto teor, apenas uma etapa de britagem e classificação é exigida. Porém, na maior parte dos depósitos de minério de ferro do Brasil, são empregados os seguintes métodos, combinados entre si ou não: concentração gravítica, concentração magnética e flotação. A escolha de um determinado método de concentração depende das características física, química e mineralógica do minério.

Em razão dos objetivos deste trabalho, somente a flotação será abordada em detalha.

### 3.2 Flotação

Um procedimento que começou a ser aplicado na indústria mineral, no início do século XX. Com algumas inovações o uso da flotação se intensificou e hoje é a técnica predominante na área da concentração de minérios (Sampaio e Baltar, 2007). Teve sua primeira aplicação comercial em Broken Hill na Austrália. Desde então, a flotação é cada vez mais utilizada para a separação de partículas finas de minerais com ferro, cobre, molibdênio, níquel, chumbo, zinco, ouro, platina, fosfato ou potássio e de partículas associadas de ganga

tais como sílica, silicatos (argilo-minerais), carbonatos, magnetita, ou sulfetos de ferro. (Yianatos, 2003; Clark *et al.*, 2005)

O processo de flotação é usado como método de concentração de minerais, e também no tratamento de água e na reciclagem de papel. Uma estimativa aponta que, em termos mundiais, são tratados anualmente mais de 2 bilhões de toneladas de minério por esse processo (Yianatos, 2003).

### **3.2.1 Aspectos básicos do processo de flotação**

A flotação pode ser definida como um processo físico-químico baseado nas diferenças de características superficiais dos minerais. É um processo complexo que engloba três fases (sólidos, água e espuma) e leva a muitos subprocessos e interações (Wills e Napier-Munn, 2007).

Os minerais representam a fase sólida, com superfície polar ou apolar. A água é a fase líquida, cujas moléculas apresentam um dipolo permanente, portanto, de natureza polar. E a fase gasosa, o ar, é composta basicamente por moléculas apolares (Baltar, 2008).

Os minerais que apresentam superfície apolar são hidrofóbicos – repelentes à água - enquanto as partículas minerais hidrofílicas – afinidade com a água - apresentam superfície polar. Não ocorre atração entre substâncias polares e apolares. O processo de flotação baseia-se no fato de que alguns minerais apresentam superfície polar e têm afinidade com a água, enquanto outros, com superfície apolar, preferem a fase gasosa (Baltar, 2008).

As bolhas de ar introduzidas na polpa no processo de flotação atraem as partículas hidrofóbicas e são carregadas até a camada de espuma e separadas das partículas hidrofílicas (Figura 3.1). O processo exige diferenças na molhabilidade das partículas. Fuerstenau e Somasundaran (2003) acrescentam que as partículas a serem flotadas devem, seletivamente, ligar-se às bolhas de ar, como resposta à hidrofobicidade.



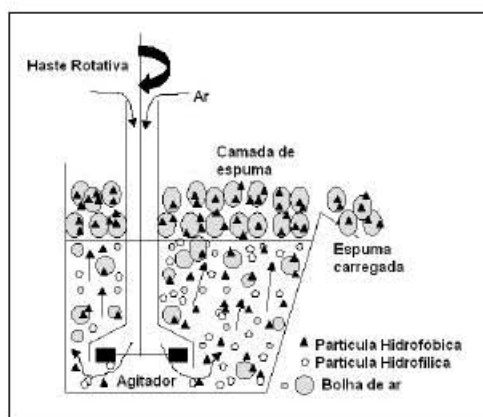


Figura 3.1- Princípio de flotação (modificado de Chaves e Leal Filho, 2004)

O processo fundamenta-se em dois parâmetros: energia e potencial de superfície (Peres, 2004; Leja, 1982). Os fatores físicos e químicos regem a flotação. Fatores químicos incluem a química de interface - tensão interfacial e cargas da superfície - e ocorrem nas três fases do sistema de flotação. A química da interface é conduzida pelos reagentes de flotação: coletores, depressores, espumantes, ativadores e modificadores de pH. Já os fatores físicos incluem o arranjo da célula, hidrodinâmica, configuração dos bancos de flotação e componentes operacionais tais como taxa de alimentação, mineralogia, distribuição granulométrica e densidade de polpa. Uma partícula para ser flotada precisa atender a três requisitos: liberação, diferenciabilidade e separabilidade dinâmica (Peres *et al.*, 2002).

Os minérios são formados por partículas de diferentes minerais, umas representam espécies minerais a serem concentradas (mineral minério) e outras, de menor valor, compõem a ganga a ser rejeitada (Luz *et al.*, 2004). O grau de liberação de um dado mineral, ou seja, a exposição dos grãos do mineral de interesse é um parâmetro de grande importância para a flotação (Gay, 2004). Para o aumento do grau de liberação, o material deve ser submetido a operações de cominuição, tais como britagem e moagem.

De modo geral, o tamanho da partícula deve estar entre 1mm e 5 microns, com o tamanho máximo determinado pelo grau de liberação da partícula (Peres, 2004). Mesmo que os minerais a serem flotados não estejam totalmente liberados dos outros minerais que compõem a polpa, a flotação pode ocorrer desde que uma porcentagem da fase de interesse esteja na superfície da partícula determinada como mista. Nesse caso, o processo não será completamente seletivo e, provavelmente, pedirá um novo estágio de flotação e talvez uma etapa de cominuição intermediária.

A diferenciabilidade é determinada pelos diferentes graus de hidrofobicidade de cada mineral. Estes são medidos de forma indireta pelo ângulo de contato entre a partícula e a gota de ar, formado a partir da deposição da gota sobre uma superfície plana do sólido (mineral) imerso na água (Baltar, 2008).

Na Figura 3.2, é mostrada como é feita a medida do ângulo de contato para situação em que uma bolha de ar é colocada em contato com a superfície sólida imersa no líquido.

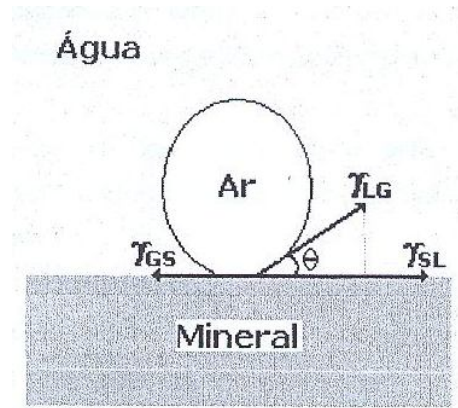


Figura 3.2 - Ângulo de contato para gota de ar em contato com superfície sólida imersa no líquido (Baltar, 2008)

A forma da bolha é variável: esférica, no caso de um sólido hidrofóbico; espalhada parcialmente na superfície do sólido, no caso desse ser menos hidrofóbico; completamente espalhada como uma fina camada de água, no caso de partículas hidrofílicas (Baltar, 2008).

Segundo (Wills e Napier-Munn, 2007), a flotação pode ser dividida em:

- Flotação direta – o mineral minério é transferido à espuma, fração que flutua, a ganga se deposita na polpa ou rejeito. Exemplo: flotação de minérios de cobre, chumbo e zinco etc.;
- Flotação reversa – na qual a ganga é separada na fração que flutua, sendo retirada na fase de espuma. Exemplo: flotação de minério de ferro.

Além de flotação direta e reversa, Baltar (2008) cita que a flotação pode ser diferencial (flotação de um único mineral) ou coletiva (flotação de mais de uma espécie mineral).

Apenas alguns minerais são naturalmente hidrofóbicos, por exemplo: enxofre, grafita, talco, molibdenita e carvão. Este seleto grupo de minerais poderia ser flotado diretamente, segundo Fuerstenau & Somasundaran (2003). Porém, como a maioria das partículas é naturalmente hidrofílica, há a necessidade de adicionar reagentes para que a flotação

aconteça, seja ela direta ou reversa. A adição de reagentes é feita de acordo com as propriedades das espécies minerais a serem separadas.

### **3.2.2 Reagentes de Flotação**

Os principais reagentes utilizados na flotação são: coletores, espumantes e agentes modificadores (reguladores ou moduladores) – ativadores, depressores e reguladores de pH. Kelly & Spottiswood (1982) mencionam a inclusão de dispersantes. Inúmeros reagentes – orgânicos e inorgânicos - são usados na flotação com o objetivo de controlar as características das interfaces (Rao, 2004).

#### **3.2.2.1 Coletores**

São reagentes químicos de superfície ativa – surfatantes, usados para tornar a superfície das partículas minerais hidrofóbicas. Rao (2004) afirma que esses reagentes são assim chamados quando eles coletam minerais do minério e que agem pela interação na superfície mineral pela adsorção ou por reação química.

Kelly & Spottiswood (1982) consideram o coletor como o mais crítico dos reagentes de flotação. Eles são constituídos de moléculas orgânicas ou íons que adsorvem, seletivamente, nas superfícies minerais. O coletor deve reduzir o tempo de indução a fim de garantir que a adesão ocorra na colisão partícula-bolha.

Baltar (2008) define o tempo de contato como o período decorrido para a colisão e o movimento da partícula sobre a superfície da bolha. O tempo de indução deve ser menor ou igual ao tempo de contato. O tempo de indução é o tempo necessário para que dois eventos ocorram: o primeiro, o afinamento da película de água e o segundo é a ruptura da película de água, ao atingir uma determinada espessura, denominada espessura crítica.

Na ação do coletor, é importante salientar que, ao adicionar o coletor à polpa em suspensão, há a exigência de um intervalo de tempo, conhecido como período de condicionamento (Baltar, 2008).

Os coletores ionizáveis têm estrutura complexa e são heteropolares: as moléculas possuem um grupo hidrocarbônico não-polar e um grupo polar. Kelly & Spottiswood (1982) afirmaram que a maioria dos coletores é ácidos fracos, bases ou sais deles. Podem ser heteropolares e, neste caso, possuem duas “extremidades funcionais”: uma iônica, que pode ser absorvida na superfície mineral (ou por reação química com os íons da superfície mineral -

“*chemisorption*”) ou por atração eletrostática à superfície mineral (adsorção física); a outra, uma cadeia orgânica ou grupo, que torna as partículas minerais hidrofóbicas. Registre-se que alguns coletores são não-ionizáveis; os compostos não-ionizáveis, uma vez adsorvidos, tornam o mineral hidrofóbico da mesma forma que os coletores heteropolares.

Wills e Napier-Munn (2007) observam que coletores anfotéricos possuem uma função aniônica e catiônica dependendo do pH de trabalho e têm sido utilizados no processamento de depósitos sedimentares de fosfato e, também, para acelerar a seletividade da flotação de cassiterita, como exemplo prático.

A Figura 3.3 exemplifica a adsorção do coletor na superfície mineral:

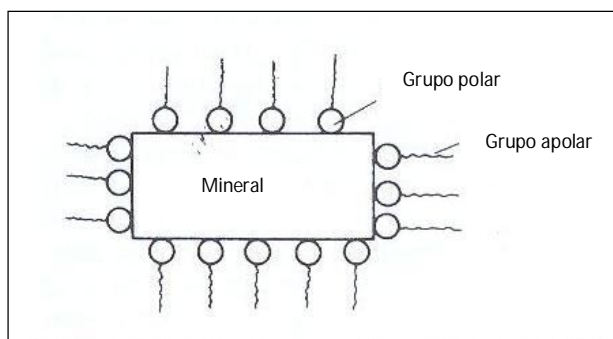


Figura 3.3 - Adsorção do coletor na superfície mineral (Wills e Napier-Munn, 2007)

Ao analisar a figura acima (Wills e Napier-Munn, 2007) conclui-se que, em função da atração química, elétrica e física entre as partes polares e a superfície, a parte polar da molécula é solidofílica e hidrofílica. Segundo Baltar (2008), o grupo polar (parte inorgânica) tem a função de interagir com a superfície mineral, propícia à adsorção. Portanto, este grupo é responsável pela seletividade e intensidade da ligação com a superfície mineral. Por outro lado, o grupo não polar (orgânico) - hidrofóbico - tem a sua extremidade orientada em direção à solução, logo concede hidrofobicidade às partículas.

#### *Coletores aniônicos:*

São os coletores mais utilizados na flotação de minerais: os oxidrílicos e os sulfidrílicos. Os oxidrílicos são classificados em ácidos carboxílicos e seus sais, sulfatos, sulfonatos e sulfosuccinatos (Wills e Napier-Munn, 2007).

Os carboxilatos – conhecidos como ácidos graxos - são encontrados em óleos vegetais e gorduras de origem animal, dos quais são extraídos por destilação e cristalização. Os mais utilizados são o oleato de sódio e o ácido linoleico (Wills e Napier-Munn, 2007).

Os ácidos graxos e seus sais são empregados como coletores na flotação de minerais oxidados, não-metálicos e minerais salinos. Geralmente, os reagentes usados têm entre 8 e 12 átomos de carbono na cadeia hidrocarbônica. No Brasil são largamente usados na flotação de fosfatos e fluorita (Barros, 2009).

Os carboxilatos são utilizados na flotação de minerais, tais como: calcita, barita, magnesita, celestita, fluorita e carbonatos de metais não-ferrosos etc (Pearse, 2005).

Sabe-se que, quanto maior o número de carbonos na cadeia hidrocarbônica, mais forte é a repulsão à água – hidrofobização - o que possibilita maiores recuperações, porém com redução da solubilidade. Como os ácidos carboxílicos – de cadeia longa -, apresentam baixa solubilidade, é prática comum utilizá-los na forma de sal (carboxilato) (Pearse, 2005).

Os sulfatos e sulfonatos são raramente usados. Segundo Wills e Napier-Munn (2007), eles possuem propriedades similares as dos ácidos graxos, embora possuam mais baixo poder como coletores. Contudo, apresentam maior seletividade e são usados na flotação de barita, celestita, fluorita, apatita, cromita, cassiterita, etc.

Na Figura 3.4 aparecem os coletores aniônicos típicos.

$\begin{array}{c} \text{S} \\    \\ \text{ROC-S}^-\text{M}^+ \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{S} \\    \\ \text{RO}-\text{P}-\text{S}^-\text{M}^+ \\   \\ \text{RO} \end{array}$	$\begin{array}{cc} \text{O} & \text{O} \\    &    \\ \text{RC-OH, RC-O}^-\text{M}^+ \end{array}$
Xantato	Ditiofosfato	Ácidos graxos

Figura 3.4 - Coletores aniônicos típicos (Klimpel, 1998).

Os sulfidrílicos, segundo Baltar (2008), são representados por mercaptantes, tiocarboxílicos, tiocarbônicos, tiocarbâmicos e tiosfórico.

Os coletores sulfidrílicos são muito poderosos e seletivos na flotação de minerais sulfetados. Os mercaptantes são os mais simples dos tiocompostos e marcam presença como coletores seletivos para alguns dos mais refratários minerais que contenham enxofre. Os coletores mais usados são os xantatos e os ditiofosfatos (coletores Aerofloat). Os xantatos são os mais importantes coletores para a flotação de minerais sulfetados (Wills e Napier-Munn, 2007).

Segundo Wills e Napier-Munn (2007) o processo de flotação, sempre que possível, deve ser conduzido em um meio alcalino, quando muitos coletores, inclusive xantatos, são estáveis sob essas condições e a corrosão das células e tubulações é minimizada.

### *Coletores catiônicos:*

Esses coletores apresentam um grupo polar carregado positivamente associado com o grupo hidrocarbônico hidrofóbico (Kelly & Spottiswood, 1982). São representados pelas aminas, sendo as aminas primárias as mais importantes: R-NH<sub>2</sub> (Bulatovic, 2007). Usualmente em flotação, utilizam-se aminas com 8 a 12 átomos de carbono.

Diferentemente dos xantatos, as aminas são adsorvidas nas superfícies minerais, principalmente devido à atração eletrostática entre a extremidade polar do coletor e a carregada dupla camada elétrica na superfície mineral. Tais forças não são tão fortes ou irreversíveis como as forças químicas, características dos coletores aniônicos, que tendem a ser relativamente fracos em termos de poder de coletor (Wills e Napier-Munn, 2007).

Wills e Napier-Munn (2007) concluíram que uma das características dos coletores catiônicos é sua alta sensibilidade ao pH do meio, com ação mais efetiva em soluções ligeiramente ácidas e inativos em soluções altamente alcalinas e meio ácido.

São empregados na flotação de óxidos, carbonatos, silicatos e na flotação reversa de minérios de ferro etc. Na Figura 3.5 são apresentados os principais coletores catiônicos.

<b>RNH<sub>3</sub>Cl</b>	<b>R'R''NH<sub>2</sub>Cl</b>	<b>RR'R''R'''NCl</b>
Sal de Amina Primária	Sal de amina Secundária	Sal de amônio quaternário

Figura 3.5 - Coletores catiônicos típicos (Klimpel, 1998).

### **3.2.2.2 Espumantes**

Em flotação, outro reagente de superfície ativa – surfatante - comumente usado é o espumante, responsável pela formação de uma espuma estável. Kelly e Spottiswood (1982) definem espumantes como reagentes orgânicos que adsorvem na interface água-ar. São moléculas heteropolares, com um grupo polar para prover solubilidade da água, e um grupo hidrocarbônico não-polar. Alguns tipos de espumantes podem ser observados na Figura 3.6.

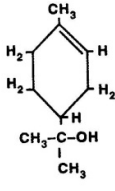
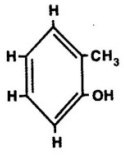
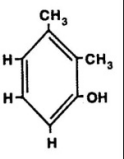
Cíclico	Alifático	Poliglicol	Aromático	
 $\alpha$ -Terpinol	$\begin{array}{c} \text{CH}_3-\text{CH}-\text{CH}_2-\text{CH}-\text{CH}_3 \\   \quad   \\ \text{CH}_3 \quad \text{OH} \end{array}$ Metil Isobutil Carbinol (MIBC) $\begin{array}{c} \text{CH}_3-\text{CH}_2-\text{CH}_2-\text{CH}_2-\text{CH}_2-\text{CH}_2-\text{OH} \\   \\ \text{CH}_3-\text{CH}_2 \end{array}$	$\text{R}-(\text{O}-\text{C}_3\text{H}_6)_n-\text{OH}$ Onde R=H ou CH <sub>3</sub> n=3 a 7	 c-Cresol	 2,3-Xilenol

Figura 3.6 - Espumantes típicos (Kelly & Spottiswood, 1982)

De acordo com Kelly & Spottiswood (1982), o espumante é requerido para fornecer uma espuma acima da polpa que seja estável o bastante para prevenir indevida quebra da bolha e subsequente retorno de partículas à polpa, antes que a espuma seja removida. A espuma deve quebrar rapidamente uma vez removida; do contrário, problemas podem ocorrer no bombeamento e em subseqüentes etapas de processamento. O espumante não deve adsorver nas partículas minerais, isto porque, se um espumante fosse agir como um coletor, a seletividade do coletor em uso seria reduzida. Ainda conforme Kelly & Spottiswood (1982), os espumantes têm duas funções: melhorar a dispersão das finas bolhas na polpa e controlar as características da espuma.

Wills e Napier-Munn (2007) acrescentam que os espumantes são adicionados para estabilizar a formação da bolha na fase de polpa. Rao (2004) salienta que a função básica do espumante é produzir um agregado de bolhas de ar, que permaneça suficientemente estável, para que as partículas minerais hidrofóbicas sejam capturadas por elas. Assim, quando a polpa dentro da célula se torna adequadamente aerada, os minerais hidrofóbicos aderem às bolhas de ar e são conduzidos por elas à superfície da polpa.

Os espumantes são adsorvidos na interface água-ar. Quando as moléculas – de superfície ativa – reagem com água, os dipolos de água combinam com o grupo polar e o hidratam, mas não há, praticamente, reação com o grupo apolar, daí volta à fase de ar (Baltar, 2008).

Bulatovic (2007) também define os espumantes como compostos heteropolares de superfície ativa, com um grupo polar (OH, COOH, C=O, OSO<sub>2</sub> e SO<sub>2</sub>OH) e um radical hidrocarbônico, capazes de adsorver na interface ar-água. As moléculas dos espumantes são dispostas na interface ar-água, de tal maneira que os grupos polares ou hidrofílicos são orientados na fase de água e o grupo não-polar de hidrocarboneto hidrofóbico na fase de ar. A Figura 3.7 mostra a ação do espumante.

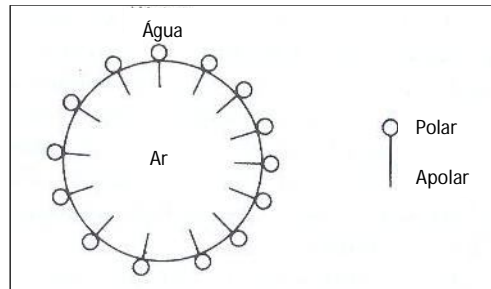


Figura 3.7 - Ação do espumante (Wills, 2007).

Sabe-se que os espumantes geram condições favoráveis para a formação da espuma. Bulatovic (2007) observa que o espumante se concentra na interface de água e bolhas de ar e forma um envelope em volta das bolhas; evita toque e/ou colisão. Os espumantes, também, baixam a tensão superficial da água. As forças criadas em volta da bolha de ar, na presença de um espumante, previnem a quebra das bolhas.

### 3.2.2.3 Agentes Modificadores (Reguladores ou Moduladores)

Estes compostos químicos compreendem: ativadores, depressores, reguladores de pH e dispersantes. Os ativadores promovem a adsorção do coletor na superfície mineral. O depressor faz o contrário: inibe a ação do coletor na superfície da partícula mineral. O dispersante, como o próprio nome indica, dispersa as finas partículas. O regulador de pH é reagente inorgânico para o controle de pH. Conclui-se que a função básica desses compostos é propiciar a mudança na ação do coletor nas superfícies das partículas minerais, ou seja, promover a seletividade na flotação (Baltar, 2008).

Os ativadores são compostos químicos que interagem com a superfície mineral, alteram sua natureza química e promovem sua interação com o coletor. Os depressores são definidos como compostos químicos que alteram a superfície mineral a fim de prevenir ou retardar a ação de coletores, exigidos para deprimir certos minerais e, assim, favorecer a flotação seletiva de alguns minerais. O controle da concentração de depressores é um relevante parâmetro na flotação seletiva. Em relação aos reguladores de pH, o pH de flotação é frequentemente crítico em determinar a separação seletiva de minerais (Rao, 2004).

O controle de pH é efetuado com a utilização de ácidos e bases, tais como: carbonato de sódio (“soda ash”), cal (óxido de cálcio) ou soda cáustica que elevam o pH; e ácido sulfúrico que abaixa o pH (Pereira, 2004).



Bulatovic (2007) classifica os reagentes modificadores como inorgânicos (ácidos, álcalis e sais de metais) e modificadores orgânicos (polímeros orgânicos e ácidos orgânicos), como mostra a Figura 3.8.

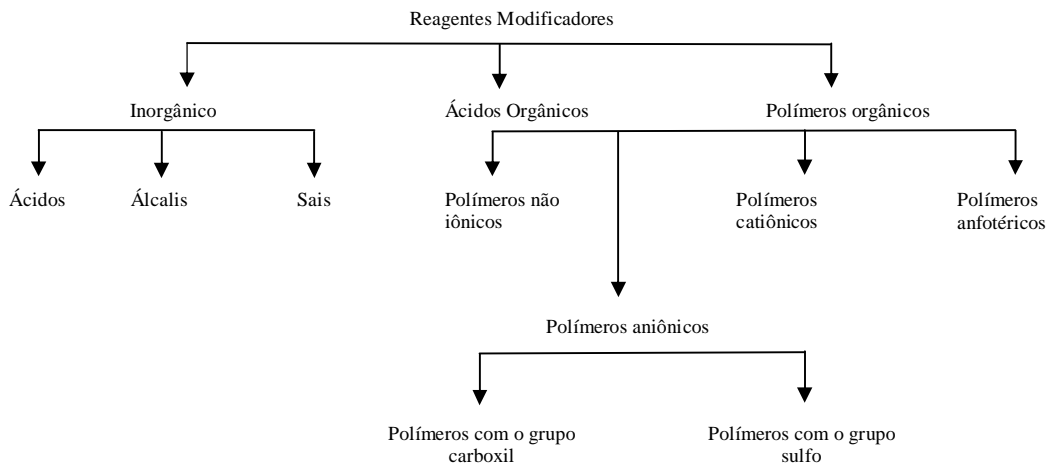


Figura 3.8 Classificação dos reagentes modificadores (Bulatovic, 2007)

Baltar (2008) enfatiza que os reagentes moduladores apresentam composição, estrutura e propriedades bem distintas e podem ser classificados como reagentes orgânicos ou inorgânicos.

A ação dos reguladores ocorre:

- diretamente sobre a superfície mineral;
- provoca a precipitação do coletor;
- anula a ação de outros íons presentes no sistema;
- promove a dispersão das partículas, entre outras.

Wills e Napier-Munn (2007) completam que os agentes reguladores podem ser usados para modificar a ação do coletor, aumentar ou diminuir seu efeito repelente à água na superfície mineral. Logo, estes reagentes propiciam mais seletividade na ação do coletor em certos minerais. Eles alteram a natureza química das superfícies minerais e as tornam hidrofóbicas devido à ação do coletor.

Os ativadores são, geralmente, sais solúveis que ionizam em solução os íons, então, reagindo com a superfície mineral. Estes reagentes, quando usados, proporcionam o aumento da recuperação (Wills e Napier-Munn, 2007).

Conforme Baltar (2008), os ácidos e bases, utilizados para controle do pH, podem ser considerados como ativadores, nos casos em que a mudança de pH favoreça a adsorção do coletor.

O uso de depressores aumenta a seletividade da flotação e favorece o aumento do teor do concentrado. Estes reagentes tornam alguns minerais hidrofílicos (ávidos por água), logo, inibem a flotação deles, devem ser adicionados antes do coletor (Peres e Araujo, 2006).

As principais substâncias químicas inorgânicas e orgânicas usadas como agentes depressores no tratamento de minérios são (Peres e Araujo, 2006):

- o inorgânicos: silicato de sódio, sulfeto de sódio, cromato e dicromato de potássio, cianeto de sódio e outros sais;
- o orgânicos: polissacarídeos - amido, dextrina, Carboximetilcelulose (CMC) e goma-guar, e polifenóis.

### **3.2.3 Estágios do processo de flotação**

Quanto ao processo de flotação, King (2001) define o comportamento da partícula segundo quatro possíveis estados (Figura 3.9):

Estado 1 – partículas suspensas na fase de polpa;

Estado 2 – partículas ligadas à fase de bolha;

Estado 3 – partículas ligadas à fase de espuma;

Estado 4 – partículas suspensas na borda do plateau (“*plateau border*”) da fase de espuma.

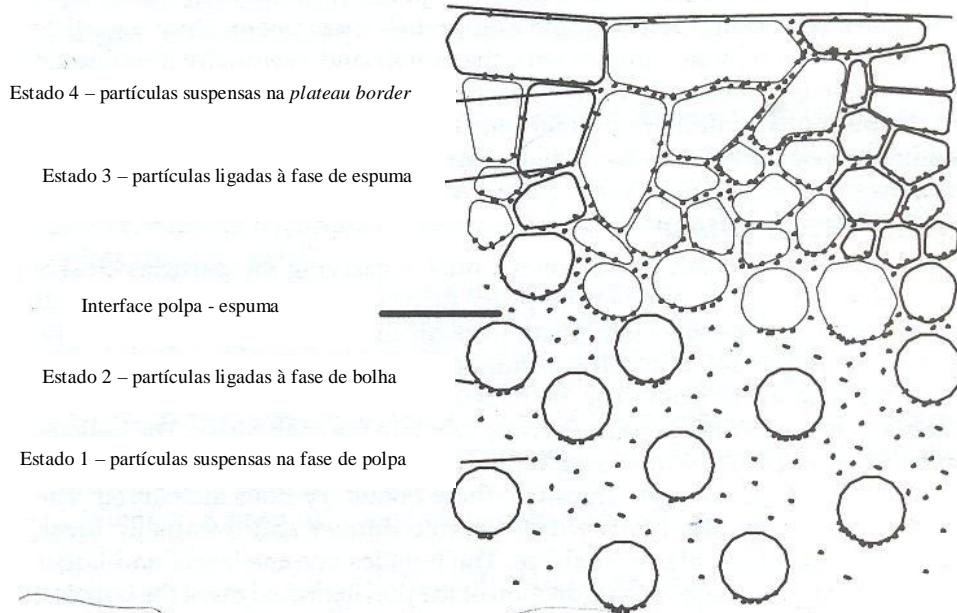


Figura 3.9 Estágios do processo de flotação (modificado de King, 2001)

A probabilidade de flotação ( $P_f$ ) para uma determinada espécie mineral pode ser expressa por (Baltar, 2008):

$$P_f = P_c \times P_a \times P_t \quad 3.1$$

Onde:

$P_c$  é a probabilidade de colisão;

$P_a$  é a probabilidade de adesão;

$P_t$  é a probabilidade de transporte.

Baltar (2008) afirma que a ocorrência de todas as fases do processo de flotação determina o sucesso da operação. Qualquer falha leva à probabilidade de flotação zero, conforme mostra a equação acima. Então, todas devem ser realizadas plenamente.

Normalmente o processo de flotação requer mais de um estágio, assim como em outros processos de concentração/separação. O primeiro estágio é denominado *rougher* (desbaste) que objetiva a máxima recuperação dos minerais que se deseja concentrar. Estágios subsequentes de limpeza (*cleaner*) e recuperação adicional de partículas não concentradas no estágio *rougher* (*scavenger*) podem ser introduzidos para a máxima recuperação metalúrgica e teor compatível com as especificações desejadas (Araujo e Peres, 1995).

### 3.2.4 Flotação de minério de ferro

Iwasaki (1983) assegura que para o sucesso da flotação de minérios de ferro, três observações são imprescindíveis: apresenta melhor desempenho na concentração de minérios oxidados de baixos teores; possibilita a redução dos teores em sílica de concentrados magnetíticos obtidos por separação magnética; é o processo mais indicado para a produção de concentrados destinados aos processos metalúrgicos de redução direta.

O quartzo é o principal mineral de ganga presente em minérios de ferro. Na faixa granulométrica de *pellet feed* a flotação é o método mais empregado. As rotas que podem ser utilizadas são (Araujo *et al*, 2006):

- Flotação catiônica reversa de quartzo;
- Flotação aniônica direta de óxidos de ferro;
- Flotação aniônica reversa de quartzo ativado.

A flotação catiônica reversa de quartzo é a rota mais comumente utilizada: o quartzo é flotado com éter aminas parcialmente neutralizadas com ácido acético e o minério de ferro é deprimido por amidos não modificados (Yang, 1988 e Araujo *et al*, 2005).

A flotação aniônica direta de óxidos de ferro é uma rota atraente para minérios de baixo teor e para os rejeitos depositados nas bacias de rejeito (Araujo *et al*, 2006).

A flotação aniônica reversa de quartzo ativado foi utilizada na época em que as aminas não estavam disponíveis para o beneficiamento de minérios (Araujo *et al*, 2006).

Grande parte dos depósitos brasileiros de minérios de ferro contém porções altamente intemperizadas, o que gera quantidades significativas de partículas minerais finas. Além dos finos naturais, presentes em grandes quantidades nos itabiritos friáveis, há a geração de partículas finas durante as operações de lavra, bem como nos processos de cominuição (Mapa, 2006).

Geralmente a deslamagem antecede a flotação reversa e em certos tipos de minérios itabiríticos, o uso da atrição aumenta a recuperação de massa e reduz os teores tanto de ferro quanto de contaminantes, com ganho da seletividade de Gaudin. A atrição melhora o desempenho e reduz o consumo do coletor (Krishnan e Isawaki, 1984 e Araujo *et al*, 2006).

As partículas finas retiradas no processo de deslamagem normalmente são ricas em sílica e alumina, além de outros elementos indesejáveis como fósforo, pois a concentração de minerais friáveis como goethita e caulinita é maior na fração mais fina. Portanto o processo de deslamagem aumenta o teor de ferro total do minério a ser flotado (Queiroz, 2003, Donksoi *et al*, 2008 e Totou, 2010).

As partículas finas e ultrafinas têm interferido negativamente nos processos de concentração, bem como nos processos que atuam nas diferenças existentes entre as propriedades físico-químicas de superfície dos minerais no processo de flotação (Braga Júnior, 2010 e Lima *et al*, 2011).

Segundo Braga Júnior (2010) as partículas podem ser classificadas do ponto de vista da escala industrial nas operações de processo e beneficiamento no seguinte:

- partículas finas: 0,150mm a 0,010 mm;
- partículas ultrafinas: 0,010mm a 0,001 mm;
- partículas coloidais: abaixo de 0,001 mm

Sabe-se que a taxa de flotação decresce com a diminuição do tamanho das partículas em uma dada granulometria, na qual são classificadas como lamas (Fuerstenau, 1980, Rocha *et al*, 2010).

Segundo Rabelo (1994), pequenas proporções de lamas na alimentação causam uma perda elevada de ferro no rejeito, enquanto o efeito na sílica no concentrado só começa a ser significativo para maiores quantidades de lama.

#### **3.2.4.1 Flotação catiônica reversa de quartzo**

A flotação catiônica reversa de quartzo em minérios de ferro, ou simplesmente flotação reversa, é a rota de flotação consagrada para os minérios de ferro, onde os minerais-minérios são deprimidos e a ganga silicática é flotada (Figura 3.10). Esta rota não somente é utilizada devido à alta seletividade alcançada, mas também pelo fato de os minerais minérios estarem em maior proporção que a ganga, minimizando o consumo de coletor (Costa, 2009). Outro fato relevante na flotação reversa é a alta densidade dos minerais de interesse em comparação com a ganga. Importante comentar que para melhor flutuação com a espuma, os minerais minérios deveriam ser moídos finamente (Chaves e Leal Filho, 2004).



Figura 3.10- Flotação com uma espuma rica em minério de ferro ( Disponível em [http://min-eng.blogspot.com/2011\\_09\\_01\\_archive.html](http://min-eng.blogspot.com/2011_09_01_archive.html), acessado em 18/02/2012)

Na flotação catiônica reversa de minério de ferro, os efeitos provocados pela presença de partículas finas e ultrafinas podem ser (Castro, 2002 e Santos, 2010):

- mudança no comportamento cinético das partículas, ocasionando recobrimentos preferenciais sobre a superfície de partículas maiores (*slimes coating*);
- mudança no comportamento hidrodinâmico das partículas, podendo quase atingir o tempo de residência da fase líquida dentro das células de flotação, podendo ser direcionada tanto para o flotado quanto para o afundado;
- a elevada reatividade das partículas pode levá-las a reagir quimicamente com as espécies coletoras e depressoras do sistema, proporcionando redução da coleta dos minerais de interesse, além de proporcionar o aumento do consumo desses reagentes envolvidos no processo;
- aumento da solubilização, principalmente de determinados minerais, em especial da classe dos argilo-minerais contidos nos minérios de ferro.

Braga Júnior (2010) estudou o efeito da retirada de partículas grosseiras de quartzo antes da etapa de flotação. Os resultados da amostra peneirada em 0,150mm apresentaram desempenho superior na flotação em relação aos obtidos com a amostra global. Teores menores de sílica no concentrado, eficiência de separação mais alta, maiores valores de índices de seletividade, recuperações mássicas maiores, teores de ferro no rejeito inferiores e cinética de flotação foram observados.

O grupo das aminas são os coletores catiônicos mais utilizados na flotação da ganga silicática (Cassola e Bartalini, 2010). Os principais tipos de aminas utilizadas na flotação de

minério de ferro são apresentados na Tabela 3.3. Em solução aquosa, a reação das aminas acontece conforme equação a seguir (Leja, 1982):



Tabela 3.3 – Tipos de aminas utilizadas na flotação de ferro (Leja, 1982)

Coletor	Fórmula estrutural
Sal de amina graxa primária	$\text{RNH}_3^+\text{Cl}^-$
Sal de amina graxa secundária	$\text{RR}^+\text{NH}_2^+\text{Cl}^-$
Sal de amina graxa terciária	$\text{R}(\text{R}')_2\text{NH}^+\text{Cl}^-$
Diamina graxa	$\text{R-NH}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}_2$
Éter-diamina	$\text{R-O}(\text{CH}_2)_3-\text{NH}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}_2$
Eteramina	$\text{R-O}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}_2$
Sal de eteramina	$[\text{R-O}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}^+][\text{CH}_2\text{COO}^-]$
Sal de amônio quaternário	$\text{R}(\text{R}')_3\text{NCl}$
Sal de sulfônio	$\text{RS}(\text{R}')_2\text{Cl}$

R= cadeia hidrocarbônica com 10 átomos de C e R'= cadeia alquílica curta

O amido de milho, em uso no Brasil desde 1978, é um dos depressores universais de óxidos de ferro na flotação de minérios de ferro (Pinto *et al*, 1992). Segundo Houot (1983) os óxidos de ferro são deprimidos por amido em decorrência de:

- Hidrofilização das superfícies;
- Maior afinidade dos reagentes pelos óxidos de ferro do que pela ganga silicática;
- Interação da amilose com o coletor.

A composição básica de um amido é dada por (Peres e Correa, 1996):



Onde n é número de D-glucose e são maiores que 100.

Altos teores de óleo em amido de milho podem comprometer a estabilidade da espuma. Já o amido de mandioca apresenta menores teores de óleo e de proteínas que o do milho, porém a sua utilização esbarra em problemas comerciais (Araujo *et al*, 2006).

Há outros depressores pesquisados, alternativas ao amido, como o carboximetilcelulose – CMC. Para que seja financeiramente competitivo a dosagem do CMC deve ser no mínimo 5 vezes inferior à do amido (Araujo *et al*, 2006).. A utilização de ácidos

húmicos também indica potencial como substitutivos do amido (Santos e Oliveira, 2007). A goma guar foi utilizada com sucesso por Turrer e Peres (2010) como substituto do amido de milho.

#### **3.2.4.2 Flotação aniônica direta de óxidos de ferro**

A flotação direta dos óxidos de ferro apresenta potencialidade de aplicação em minérios de baixo teor, minérios marginais que devem ser flotados para diminuir a relação estéril/minério, e na recuperação de material sedimentado em barragens. (Araujo *et al*, 2006 e Ma *et al*, 2011).

Segundo Houot (1983) a flotação aniônica de óxidos de ferro deve respeitar algumas premissas como: a deslamagem em ciclone com corte na faixa de 15 $\mu$ m; condicionamento da polpa de 5 a 8 minutos com concentração de sólidos na faixa de 65 a 70% para se obter alta recuperação sem a necessidade de adicionar grande volume de coletor e a utilização de ácido graxo seletivo.

O uso do oleato de sódio como coletor de minério de ferro na flotação direta também aparece como possibilidade alternativa. Segundo Lopes e Lima (2009) o oleato adsorve-se quimicamente na superfície dos oximinerais, que são coletados na espuma de flotação. Esta adsorção química se dá pela formação de ligações químicas covalentes entre a superfície da hematita e o ânion coletor.

Rao (2004) cita o silicato de sódio como depressor da ganga silicatada. As espécies altamente hidrofílicas formadas pela dissolução do silicato de sódio em água são responsáveis pelo aumento da hidrofílicidade do mineral e, conseqüentemente, pela depressão da ganga silicatada.

Lopes (2009) observou, em estudos efetuados com amostras de hematita e quartzo, com uso de coletor oleato de sódio, que a flotabilidade máxima para a hematita era obtida com a concentração de 50mg/L, pH 7 e 4 minutos como tempo de condicionamento. Já a flotabilidade máxima obtida para o quartzo foi obtida com a concentração de 70mg/L, pH 9 e 6 minutos como tempo de condicionamento. No estudo o metassilicato de sódio não se mostrou eficiente como depressor do quartzo, deprimindo maior quantidade de hematita do que de quartzo.

Lopes (2009) estudou a concentração de minério da Serra da Serpentina, considerado de baixo teor, por flotação direta. Os reagentes utilizados foram o oleato de sódio PA, hidroxamato comercial (AERO 6493) e sulfonato comercial (AERO 825). O hidroxamato foi



o que forneceu um concentrado com maior teor de Fe (61,5%) e menor teor de SiO<sub>2</sub> (9,8%). Enquanto que os concentrados gerados utilizando o oleato de sódio foram de 58,1% de Fe e 14,4% de SiO<sub>2</sub> e 57,9% de Fe e 13,3% de SiO<sub>2</sub> utilizando o sulfonato.

Nascimento (2010) testou ensaios de flotação direta com uso do depressor fluorsilicato de sódio e metassilicato de sódio juntamente com o coletor oleato de sódio, porém os produtos obtidos apresentaram valores muito fora da especificação de mercado. Mesmo com ativação prévia com MnCl<sub>2</sub> da ganga silicática os resultados obtidos não foram satisfatórios.

Não houve seletividade entre a hematita e a ganga do minério de ferro no estudo de Nascimento (2010). Os melhores resultados obtidos foram com minério não deslamado, com 60% de sólidos, 2400g/t de fluorsilicato de sódio e 1200g/t de oleato de sódio. O teor de ferro no concentrado foi de 46,71% e o teor de sílica foi de 28,85%.

#### 4. METODOLOGIA

O estudo foi conduzido com uma amostra de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero (MG) de aproximadamente 60 kg e os ensaios tecnológicos foram realizados no Laboratório de Processo do Centro de Desenvolvimento Mineral (CDM) da Vale em Santa Luzia, MG.

Primeiramente foi realizada a preparação da amostra e a deslamagem. Com uma parte da amostra deslamada foi realizada a flotação reversa em condições tradicionalmente utilizadas para projetos de minério de ferro no Laboratório de Processo.

Com o restante da amostra deslamada foi testada uma rota alternativa para o minério, com um corte em 74 $\mu$ m no ciclone, sendo que com as partículas grossas foi realizada a flotação reversa e com as partículas finas foi realizada a flotação direta.

Os resultados obtidos no teste tradicional foram comparados com os resultados obtidos no circuito alternativo em termos de recuperação de massa e teores do concentrado para avaliação da rota proposta.

As análises mineralógicas foram conduzidas pela equipe do Laboratório de Mineralogia e as análises químicas pela equipe do Laboratório Químico, ambas localizadas no CDM.

A metodologia aplicada para a caracterização mineralógica é apresentada a seguir (Lemos, 2012 e Avelar, 2012).

A caracterização mineralógica e a caracterização textural foram conduzidas em microscópio ótico (Zeiss – modelo AXIOPLAN), com o objetivo de quantificar as fases minerais presentes, e definir os tipos de hematita e granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe e quartzo.

Os resultados foram refinados em microscópio eletrônico de varredura (MEV) e Qemscan (MEV FEI Quanta 650 operando a 25kV e 10nA equipado com dois EDS Bruker SDD 5030). A composição mineralógica foi devidamente aferida a partir de análise química. Também foram realizadas microanálises pontuais por EDS (Energy Dispersive Spectrometry), a fim de se determinar a presença de elementos contaminantes nos óxidos/hidróxidos de Fe e verificação de fases minerais não definidas em microscópio ótico.

Para o estudo de liberação foi utilizado o método de Gaudin, para o qual é necessária a contagem de no mínimo quinhentas partículas e estimativa da composição do mineral de interesse nestas. A porcentagem volumétrica de partículas livres é expressa pela equação 4.1:

$$GL = \frac{\text{mineral \acute{u}til livre}}{\text{total de mineral \acute{u}til}} \times 100\%$$

4.1

Quanto maior o valor do grau de liberao, mais liberado encontra-se o mineral de interesse. O comportamento de partculas mistas contendo mais de 95% do mineral de interesse pode ser semelhante ao de partculas 100% liberadas. Sendo assim, foram englobadas, alm das partculas totalmente livres, aquelas com mais de 95% do mineral de interesse e um volume menor que 5% de outra espcie.

O grau de liberao dos xidos/ hidrxidos de ferro e dos minerais de ganga foi determinado nas fraes granulomtricas abaixo de 1mm, que representam a faixa mais fina do *sinter feed* (-1,00 +0,15mm) e a faixa do *pellet feed* natural (<0,15mm). Do ponto de vista operacional, faixas granulomtricas mais grossas (>1mm) so difceis de serem analisadas ao microscpio tico ou ao microscpio eletrnico em funo da massa e do elevado nmero de seoes polidas para se atingir a contagem de 500 partculas ou mais.

As amostras *in natura* foram preparadas em *stubs* e analisadas em microscpio eletrnico de varredura (MEV, modelo Philips –XL30) e aferidas com resultados obtidos no Qemscan (MEV FEI Quanta 650 operando a 25kV e 10nA equipado com dois EDS Bruker SDD 5030). Isto permitiu a contagem de mais de quinhentas partculas e definio da composio entre xidos/hidrxidos de Fe e minerais ganga.

As anlises por Difracao de Raios-X (DRX), pelo mtodo do p, foram executadas em difratmetro de raios X, marca PANalytical, modelo X'Pert PRO com detector X'Celerator nas seguintes condioes operacionais: radiao Co K-alfa (35kV/40mA), com passo de 0,02 2θ, tempo de contagem de 93 segundos por passo, coletados de 2° a 80°2θ.

A identificao das fases cristalinas foi obtida por comparao dos difratogramas com o banco de dados PDF02 (ICDD – International Centre for Diffraction Data, 2006) no *software HighScore Plus*.

Os seguintes elementos foram analisados quimicamente neste trabalho: Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, Fe, FeO, MgO, Mn, P, PF, SiO<sub>2</sub> e TiO<sub>2</sub>. Os mtodos de anlises utilizados foram:

- Para as anlises de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO, Mn, P, SiO<sub>2</sub> e TiO<sub>2</sub> o mtodo foi o de fuso com Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> e Na<sub>2</sub>B<sub>4</sub>O<sub>7</sub> e leitura no ICP – Espectometria de plasma;
- Para as anlises de FeO foi feita solubilizao com HCl em atmosfera inerte de CO<sub>2</sub> e titulao com K<sub>2</sub>Cr<sub>2</sub>O<sub>7</sub>;

- Para as análises de Fe foi feita solubilização com HCL e titulação com  $K_2Cr_2O_7$
- E para análises de PF foi feita calcinação a  $100^\circ C$  por 2h e análise por gravimetria, com correção de FeO.

O fluxograma simplificado das duas rotas de beneficiamento testadas neste trabalho é apresentado na Figura 4.1.

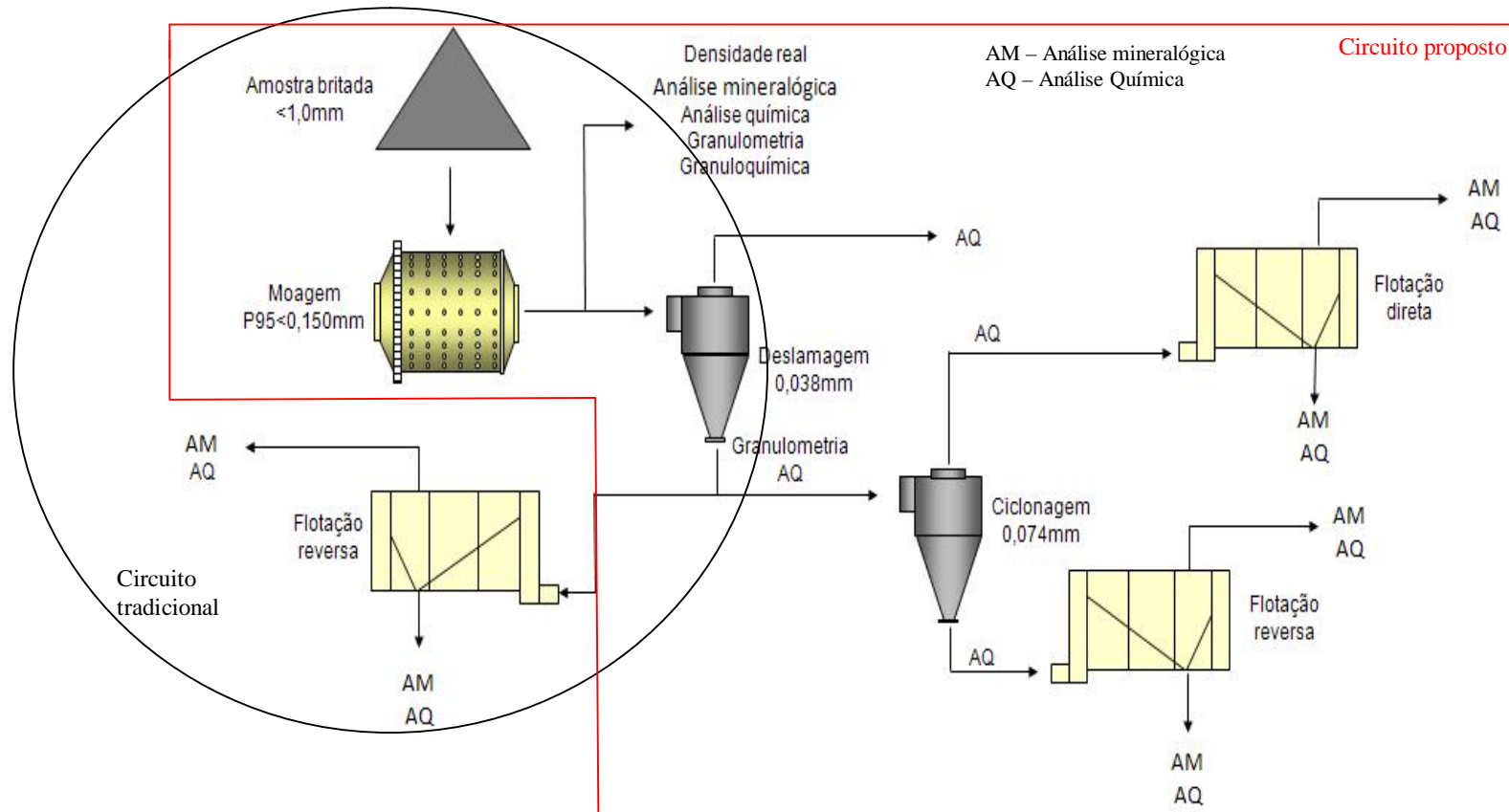


Figura 4.1 - Fluxograma simplificado da metodologia aplicada

#### 4.1 Preparação da amostra

Inicialmente a amostra foi peneirada em 1mm e o retido foi britado em britador cônico com abertura de 4 mm; procedimento repetido três vezes. O retido no peneiramento da terceira britagem foi britado em britador de rolo com abertura de 0,6 mm. Este é o procedimento padrão utilizado no Laboratório de Processo do CDM para minimização de finos durante a etapa de cominuição.

A amostra de aproximadamente 60kg britada foi homogeneizada e quarteada através da utilização de mesa homogeneizadora e divisor carrossel em alíquotas de 2kg para posterior moagem.

Uma alíquota da amostra britada foi quarteada, pulverizada e enviada para análise química.

Uma das alíquotas de 2kg, foi quarteada em quarteador rotativo e feita a análise granulométrica inicial a úmido em peneiras nas seguintes malhas: 0,212; 0,150, 0,106, 0,075, 0,045 e 0,038mm com o objetivo de estimar o tempo inicial de moagem.

Foi feita a curva de moagem para determinação do tempo de moagem necessário para obtenção de amostras com granulometria de *pellet feed*, ou seja, com o  $P_{95} < 0,150$  mm. A moagem foi conduzida nas seguintes condições:

- Moinho da jarra de 20 x 30 cm;
- 20 barras de 1 polegada;
- Massa: aproximadamente 2 kg;
- Polpa a 60% de concentração de sólidos.

Após a determinação do tempo de moagem, o restante das alíquotas de 2kg foram moídas nas condições estabelecidas e foram reservadas.

Uma das alíquotas moídas foi homogeneizada e quarteada em quarteador rotativo para as seguintes análises:

- 01 alíquota de aproximadamente 50g para determinação da densidade real em picnômetro a gás da marca e modelo *Quatachrome* 1200;
- 01 alíquota de aproximadamente 250g para análise mineralógica;
- 01 alíquota com o restante do material para análise granuloquímica. Análise granulométrica em peneiras a úmido nas malhas de 0,150mm, 0,106mm, 0,075mm, 0,044mm e 0,038mm. Pulverização e envio das alíquotas das 05 faixas geradas para análise química por faixa.

## 4.2 Deslamagem

Metade das alíquotas moídas foi homogeneizada e composta: aproximadamente 30 kg de amostra para deslamagem das mesmas. Esta etapa de deslamagem foi realizada para retirar as partículas “não flotáveis”, ou seja, o material fino que recobre as partículas a serem flotadas e impedem, assim, a ação dos reagentes adicionados na flotação. Normalmente nesta etapa há a retirada de materiais argilosos e friáveis, como a goethita e a caulinita, com redução dos teores de elementos indesejados como sílica, alumina e fósforo.

A deslamagem foi efetuada em ciclone, com corte de 38  $\mu\text{m}$  nas seguintes condições:

- 6% de concentração de sólidos
- ciclone de 40 mm;
- inlet de 10 x 3 mm;
- vórtex de 10 mm;
- ápex de 3 mm;
- pressão 1,75  $\text{kg}/\text{cm}^2$ ;

Os produtos foram armazenados na forma de polpa, para evitar aglomeração da amostra durante o processo de secagem e/ou perda da exposição das superfícies das partículas destinadas à flotação.

Após o registro das massas, foi quarteada uma alíquota a úmido de aproximadamente 300g, pelo método de sifonamento, dos produtos gerados (*underflow* e *overflow*) e foram realizados ensaios de análise granulométrica a úmido em peneiras nas seguintes malhas 0,150mm, 0,106mm, 0,075mm, 0,044mm e 0,038mm e análise granulométrica em *cyclosizer* do passante na malha de 0,038mm.

Duas alíquotas, de aproximadamente 150g, de cada um dos produtos gerados, foram quarteadas a úmido, pelo método de sifonamento e secas em estufa. Em uma alíquota da amostra deslamada e outra do *overflow* foi realizada a análise mineralógica e as outras alíquotas foram pulverizadas e enviadas para análise química.

Foram quarteadas a úmido 04 alíquotas da amostra deslamada de aproximadamente 2kg cada para realizar ensaios de flotação reversa.

Com o restante da amostra deslamada foi realizado um corte em 74 $\mu\text{m}$  no ciclone para posterior flotação reversa das partículas grossas e direta das partículas finas.

### 4.3 Flotação reversa da amostra deslamada

Uma das alíquotas de 2kg da amostra deslamada foi submetida a ensaio cinético de flotação catiônica reversa. As condições operacionais para o ensaio de flotação reversa foram:

- célula Denver D12;
- 50% de concentração de sólidos;
- cuba de 2,5 Litros;
- rotação de 1200 rpm;
- depressor: amido de milho da Santa Amália com dosagem de 550 g/t, com gelatinização prévia com NaOH;
- coletor: amina Flotigan EDA 3C da Clariant com dosagem de 400 g/t de SiO<sub>2</sub>;
- pH 10,5 (ajuste com soda);

Os estágios de condicionamento foram de acordo com os descritos na Tabela 4.1.

NOTA: a dosagem da amina foi condicionada à análise química de SiO<sub>2</sub> da amostra deslamada.

Tabela 4.1 - Condicionamento dos reagentes na flotação reversa da amostra deslamada

Estágio	Tempo	Rotação	Reagentes		
			Amido (g/t)	Amina (g/t SiO <sub>2</sub> )	Soda
Cond 1	3 min	1200	550	-	-
Cond 2	30 seg	1200	-	-	Ajuste pH 10,5
Cond 3	1 min	1200	-	400	-
Espuma	Até esgotar	1200	-	-	-

Os tempos de coleta foram determinados ao longo do teste. Após a determinação das condições no ensaio cinético foram realizados ensaios de flotação em duplicata com as condições estabelecidas.

Os produtos gerados (concentrado e rejeitos) foram quarteados em três alíquotas:

- 01 alíquota de aproximadamente 100g foi pulverizada e enviada para análise química;
- 01 alíquota foi enviada para análise mineralógica;
- E 01 alíquota reserva.

#### 4.4 Ciclonagem

Com o restante da amostra deslamada foi feito um corte em ciclone nas seguintes condições operacionais:

- corte em 74  $\mu\text{m}$ ;
- 30% de concentração de sólidos;
- ciclone de 40 mm;
- inlet de 16 x 4 mm;
- vórtex de 12 mm;
- ápex de 5 mm;
- pressão 0,25  $\text{kg}/\text{cm}^2$ ;

Após o registro das massas, foi quarteada uma alíquota a úmido de aproximadamente 300g, pelo método de sifonamento, dos produtos gerados (*underflow* e *overflow*) e foram realizados peneiramento na malha de 0,075mm.

Duas alíquotas, de aproximadamente 150g cada, de cada um dos produtos gerados, foram quarteadas a úmido, pelo método de sifonamento e secas em estufa. Em uma alíquota do *underflow* (partículas grossas  $>74\mu\text{m}$ ) e outra do *overflow* (partículas finas  $<74\mu\text{m}$ ) foram realizadas análises mineralógicas e as outras alíquotas foram pulverizadas e enviadas para análise química.

Posteriormente, outras 04 alíquotas das partículas grossas foram quarteadas em aproximadamente 2kg cada para realizar ensaios de flotação reversa e 04 alíquotas das partículas finas de aproximadamente 2kg cada para realizar ensaios de flotação direta.

#### 4.5 Flotação catiônica reversa das partículas grossas

Com uma das alíquotas de 2kg das partículas grossas ( $>74\mu\text{m}$ ) gerada na ciclonagem foi realizado ensaio cinético de flotação catiônica reversa. As condições operacionais para o ensaio de flotação reversa foram:

- célula Denver D12;
- 50% de concentração de sólidos;
- cuba de 2,5 Litros;
- rotação de 1200 rpm;
- depressor: amido de milho da Santa Amália com dosagem de 550 g/t, com gelatinização prévia com NaOH;



- coletor: amina Flotigan EDA 3C da Clariant com dosagem de 400 g/t de SiO<sub>2</sub>;
- pH 10,5 (ajuste com soda e ácido acético);

Os estágios de condicionamento foram de acordo com os descritos na Tabela 4.2.

NOTA: a dosagem da amina está condicionada à análise química de SiO<sub>2</sub> das partículas grossas separadas na etapa da ciclonagem.

Tabela 4.2 - Condicionamento dos reagentes na flotação reversa das partículas grossas

Estágio	Tempo	Rotação	Reagentes		
			Amido (g/t)	Amina (g/t SiO <sub>2</sub> )	Soda
Cond 1	3 min	1200	550	-	-
Cond 2	30 seg	1200	-	-	Ajuste pH 10,5
Cond 3	1 min	1200	-	400	-
Espuma	Até esgotar	1200	-	-	-

Os tempos de coleta foram definidos ao longo do teste. Após a determinação das condições no ensaio cinético foram efetuados ensaios de flotação em duplicata com as condições estabelecidas.

Os produtos gerados (concentrado e rejeitos) foram quarteados em três alíquotas:

- 01 alíquota de aproximadamente 100g foi pulverizada e enviada para análise química;
- 01 alíquota foi enviada para análise mineralógica;
- E 01 alíquota reserva.

#### 4.6 Flotação aniônica direta dos óxidos de ferro das partículas finas

Com uma das alíquotas de 2kg das partículas finas (<74µm) separadas na etapa de ciclonagem foi realizado ensaio cinético de flotação aniônica direta dos óxidos de ferro. As condições operacionais para o ensaio de flotação reversa foram:

- célula Denver D12;
- 50% de sólidos;
- cuba de 2,5 Litros;
- rotação de 1200 rpm;

- depressor: Genamin PQ7 (cloreto de quaternário de amônio e acrilamida) da Clariant com dosagem de 600 g/t;
- coletor: Flotigam 5806-25 (ácido graxo) da Clariant com dosagem de 600 g/t;
- pH 7 (ajuste com HCl);

Nota: pelo fato de os reagentes utilizados nos trabalhos pesquisados (Lopes (2009) e Nascimento (2010)) sobre flotação aniônica direta de óxidos de ferro não chegarem a resultados satisfatórios, a empresa Clariant (fornecedora de reagentes diversos) foi consultada para desenvolvimento e pesquisa de reagentes para flotação direta e proposta de condições dos ensaios. As condições pré-estabelecidas neste trabalho assinalam o esforço conjunto entre Vale e Clariant e foram aqui testadas.

Os estágios de condicionamento ocorreram como os descritos na Tabela 4.3.

Tabela 4.3 - Condicionamento dos reagentes na flotação direta das partículas finas

Estágio	Tempo	Rotação	Reagentes		
			PQ7(g/t)	5806-25 (g/t)	HCl
Cond 1	5 min	1200	600	-	-
Cond 2	30 seg	1200	-	-	Ajuste pH 7
Cond 3	2 min	1200	-	600	-
Espuma	Até esgotar	1200	-	-	-

Os tempos de coleta foram definidos ao longo do teste. Após a determinação das condições no ensaio cinético foram realizados ensaios de flotação em duplicata com as condições estabelecidas.

Os produtos gerados (concentrado e rejeitos) foram quarteados em três alíquotas:

- 01 alíquota de aproximadamente 100g foi pulverizada e enviada para análise química;
- 01 alíquota foi enviada para análise mineralógica;
- E 01 alíquota reserva.

## 5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

### 5.1 Caracterização inicial

A análise granulométrica inicial após a britagem da amostra é apresentada na Tabela 5.1 e o gráfico com a distribuição de tamanho é apresentado na Figura 5.1.

Tabela 5.1 – Distribuição de tamanho da amostra britada

Malha (Microns)	Massa g	Retido (%)		Passante (%)
		Simples	Acumulado	Acumulado
212	13	9,04	9,04	90,96
150	18	12,22	21,26	78,74
106	24	16,18	37,44	62,56
75	23	15,34	52,78	47,22
45	24	16,11	68,89	31,11
38	11	7,54	76,44	23,56
<	35	23,56	100,00	

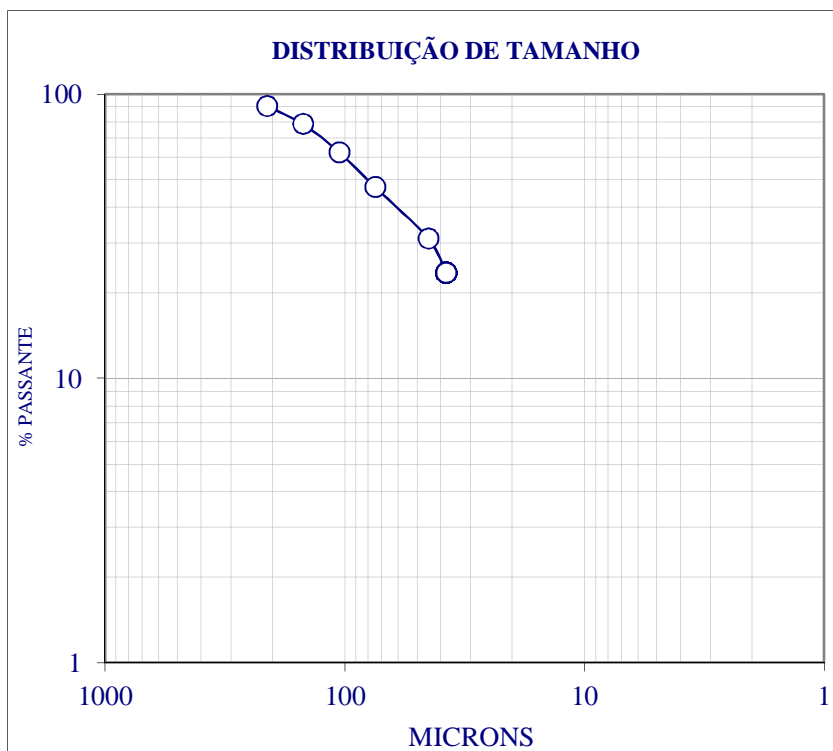


Figura 5.1 – Distribuição de tamanho da amostra britada

A partir da análise da granulometria inicial da amostra, estimou-se um tempo de moagem de aproximadamente 10 minutos para obter a granulometria de *pellet feed*, ou seja, com o P95<0,150 mm. Com este tempo obteve-se uma amostra com 97% passante na malha de 0,150mm, conforme é apresentado na Tabela 5.2 e na Figura 5.2.

Tabela 5.2 – Distribuição de tamanho da amostra moída

Malha (Microns)	Massa g	Retido (%)		Passante (%)
		Simples	Acumulado	Acumulado
150	5	2,93	2,93	97,07
106	32	17,49	20,42	79,58
75	38	20,66	41,07	58,93
45	38	20,73	61,81	38,19
38	15	8,14	69,95	30,05
<38	55	30,05	100,00	

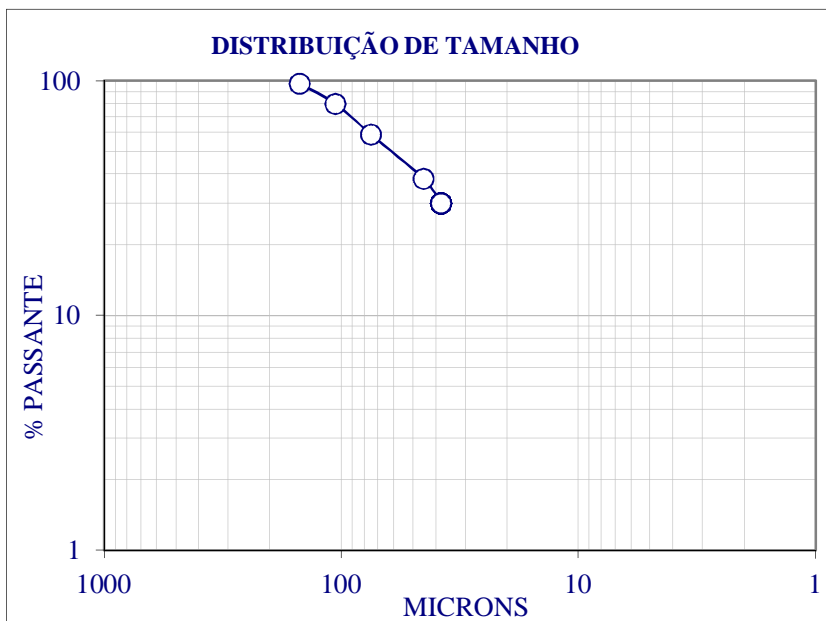


Figura 5.2 – Distribuição de tamanho da amostra moída

Na Tabela 5.3 são apresentados os resultados da análise granuloquímica. Observa-se que o teor inicial da amostra é de 44% de Fe e 34,9% de SiO<sub>2</sub>, teores condizentes com os encontrados nas amostra de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Embora a fração <0,038mm tenha um alto teor de ferro (51,5%), os teores dos elementos deletérios são muito

elevados comparados com as demais frações (1,091% de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,059% de CaO, 0,148% de MgO, 586ppm de P e 2,18% de PF). Por este motivo adotou-se o corte da deslamagem em 38µm com o objetivo de reduzir os teores dos elementos indesejáveis.

Tabela 5.3 – Granuloquímica da amostra moída

Amostra	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Mn	P	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	FeO	Fe	PF
	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
Amostra Global	0,485	0,041	0,082	0,192	374,34	34,9	0,029	1,68	44,0	1,43
0,150 mm	0,257	0,042	0,084	0,268	367,86	39,3	0,023	2,87	41,5	1,44
0,106 mm	0,183	< 0,031	0,035	0,182	296,86	46,7	0,016	2,30	36,1	1,14
0,075 mm	0,186	< 0,031	0,034	0,141	275,67	46,0	0,016	2,48	36,8	0,99
0,045 mm	0,205	< 0,031	0,043	0,135	282,08	38,3	0,022	2,27	42,2	1,02
0,038 mm	0,239	< 0,031	0,063	0,135	298,47	28,8	0,031	1,96	48,5	1,00
< 0,038 mm	1,091	0,059	0,148	0,290	585,98	21,8	0,049	1,42	51,5	2,18

A densidade real da amostra em estudo é de 4,28g/cm<sup>3</sup>, condizente com os valores encontrados nos minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero.

A caracterização mineralógica inicial da amostra em estudo mostrou que a hematita é a principal fonte de ferro total, respondendo por quase 80% do ferro total da amostra. A magnetita é responsável por 12% do ferro total da amostra e a goethita pelo restante do FeT.

O quartzo responde por quase 100% do teor de sílica. Logo, hematita e quartzo são os principais constituintes minerais. O conteúdo de goethita e magnetita é de cerca de 7%.

A caulinita que, em geral, aparece com mais de 30% do teor de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, é traço. A goethita corresponde a aproximadamente 70% do conteúdo de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Os demais são anfíbios e talcos que são raros na amostra.

A composição mineralógica é apresentada na Tabela 5.4 e a contribuição dos minerais para os principais elementos é apresentada na Figura 5.3. A forma de ocorrência destes minerais é mostrada na imagem eletrônica da Figura 5.4.

Tabela 5.4 – Composição mineralógica da amostra inicial

Minerais	Fórmula estrutural	Composição Mineralógica
		%
Hematita	$Fe_2O_3$	49
Goethita/Limonita	$FeO.OH$	7
Magnetita	$Fe_{3+2}Fe_{2+}O_4$	7
Óxidos/hidróxidos de Mn	$MnO_x$	<1
Quartzo	$SiO_2$	37
Caulinita	$Al_2Si_2O_5(OH)_4$	Traço
Talco	$Mg_6Si_8O_{20}(OH)_4$	Raro
Anfibiólio	$(Mg,Ca, Na, K)_{2-3}(Mg,Fe,Al,Ti,Mn,Cr,Li,Zn)_5(Si,Al)_8(OH)_2$	Raro

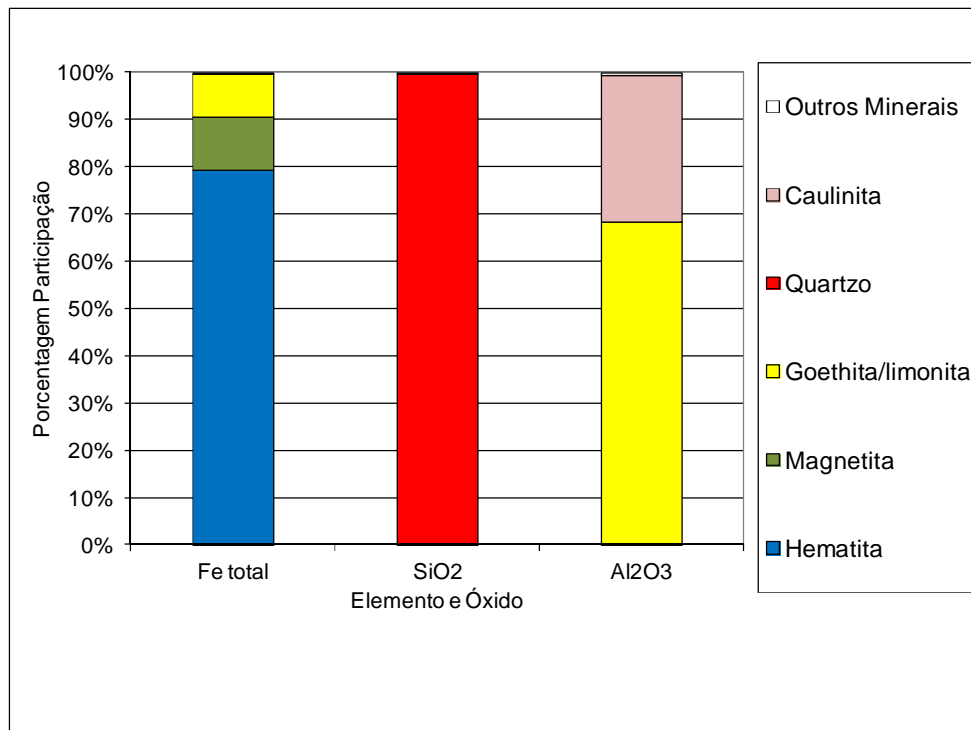


Figura 5.3 - Distribuição do teor de Fe Total, SiO<sub>2</sub> e Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> pelos minerais

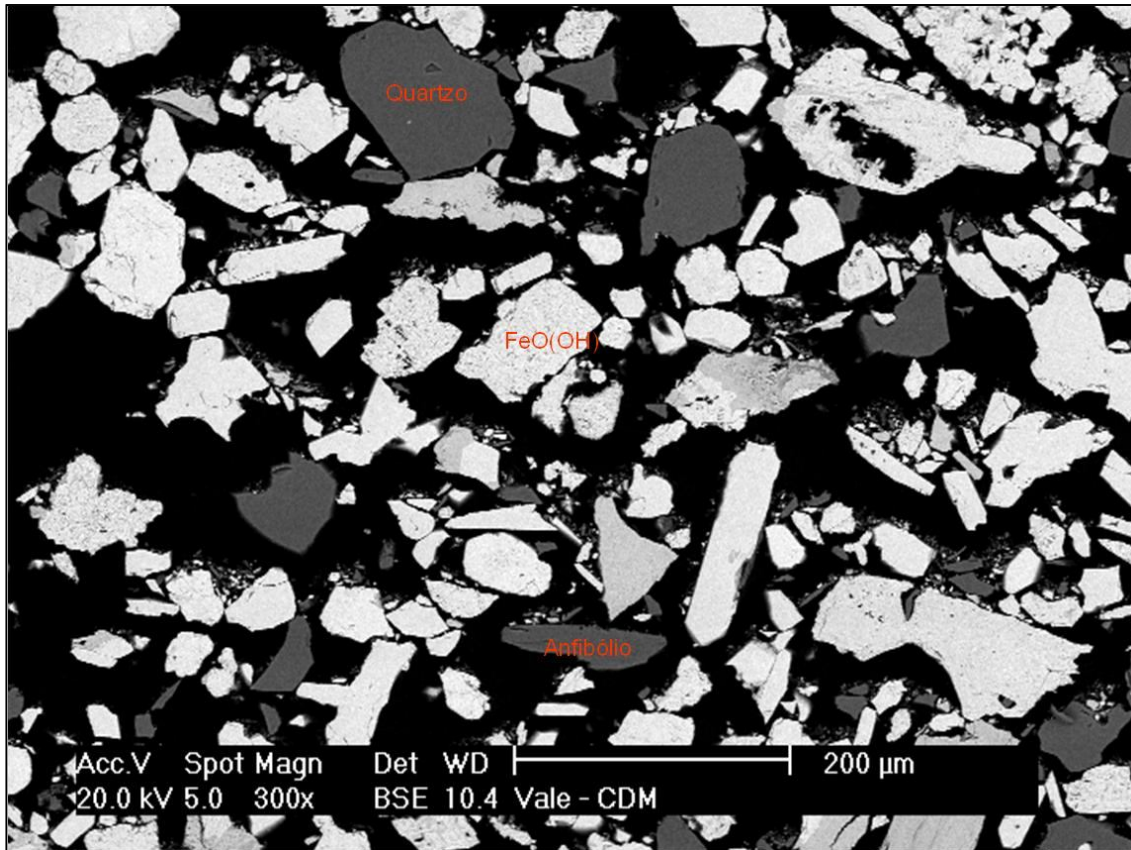


Figura 5.4 – Imagem eletrônica da amostra inicial

Em termos texturais, as amostras caracterizam-se pela presença de cristais de hematita granular de granulação “média” e “fina” com pequenas variações relativas a martita e hematita lamelar e lobular, de acordo com a Tabela 5.5 e com a Figura 5.5.

Tabela 5.5 - Tipos morfológicos dos cristais de óxidos/ hidróxidos de Fe (%vol.)

Tipos morfológicos	Amostra global (%)
<b>Hematita total</b>	<b>78</b>
Microcristalina	-
Martita	14
Lobular	4
Granular	52
Lamelar	8
<b>Magnetita</b>	<b>11</b>
<b>Goethita/Limonita</b>	<b>11</b>

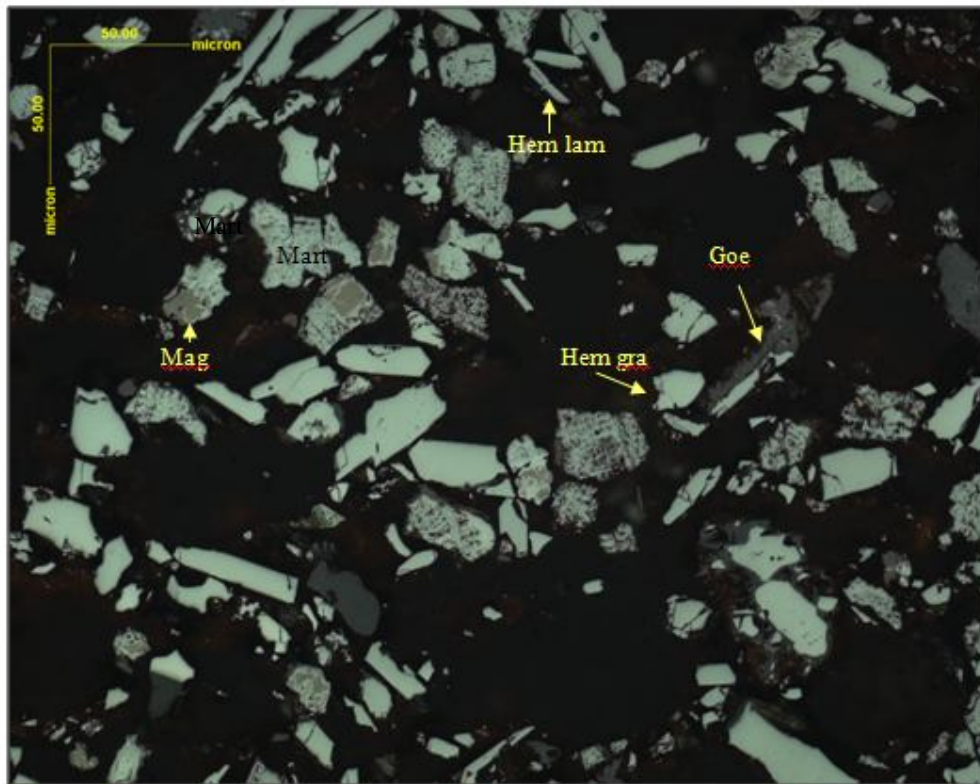


Figura 5.5. Cristais de hematita e s morfologias. Hem lam: hematita lamelar; Hem gra: hematita granular; Mart: martita; Goe: goethita.

Em geral, o grau de liberação médio dos óxidos/hidróxidos e da ganga (GL 95%-100%) das amostras ficou acima de 90% (Figura 5.6).



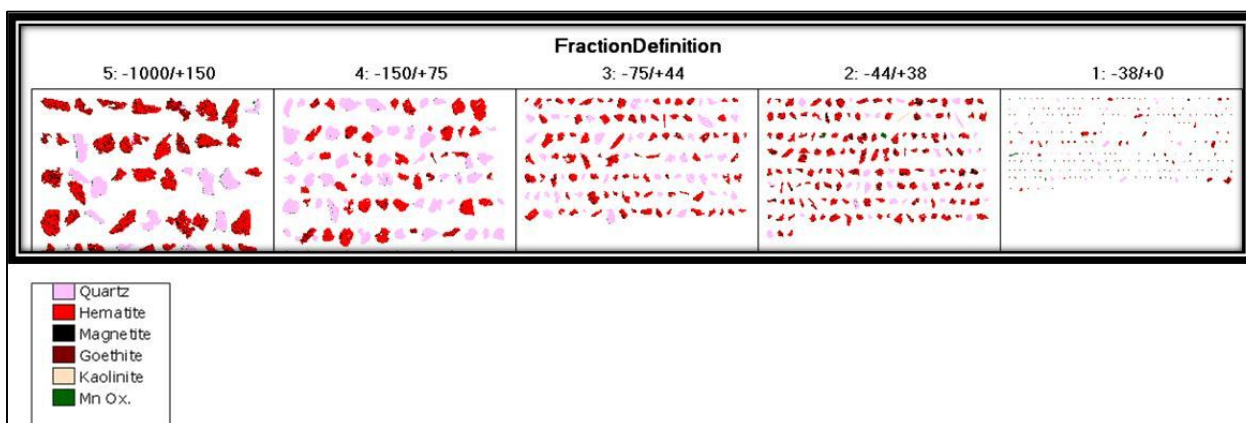
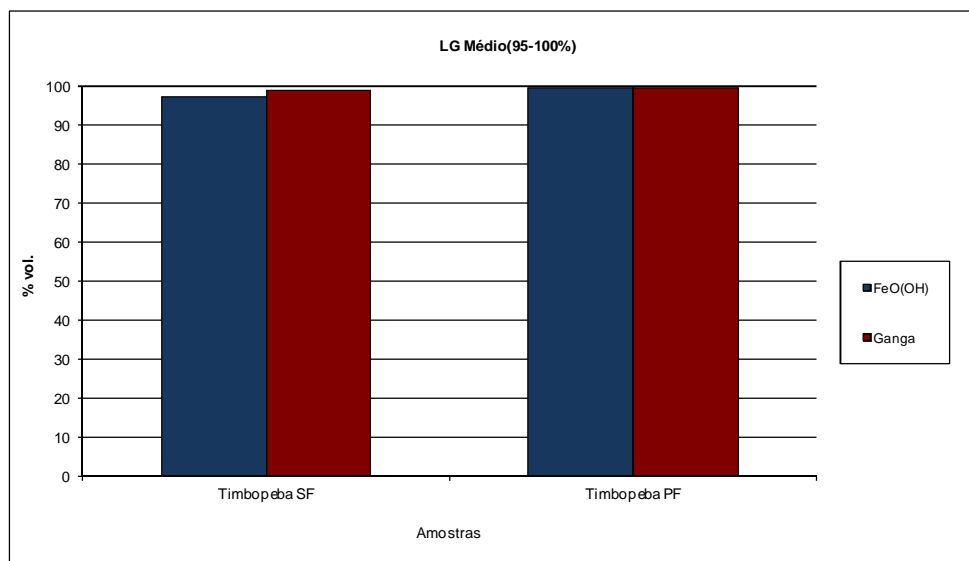


Figura 5.6 - A. Grau de liberação dos óxidos/hidróxidos de Fe nas frações SF e PF. B. Imagens do QS por fração granulométrica.

Os teores de  $\text{SiO}_2$  e Fe, em geral são acima de 40% (com exceção da fração +0,075mm). Os maiores valores determinados encontram-se na fração +0,038mm e -0,038mm. Em consequência, o conteúdo de  $\text{SiO}_2$  é menor nestas últimas frações (Figura 5.7).

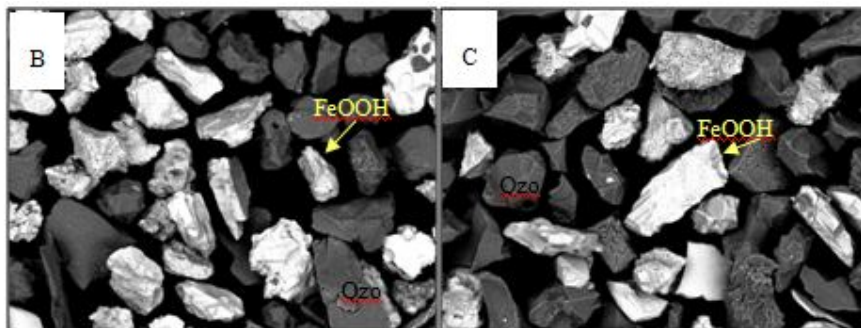
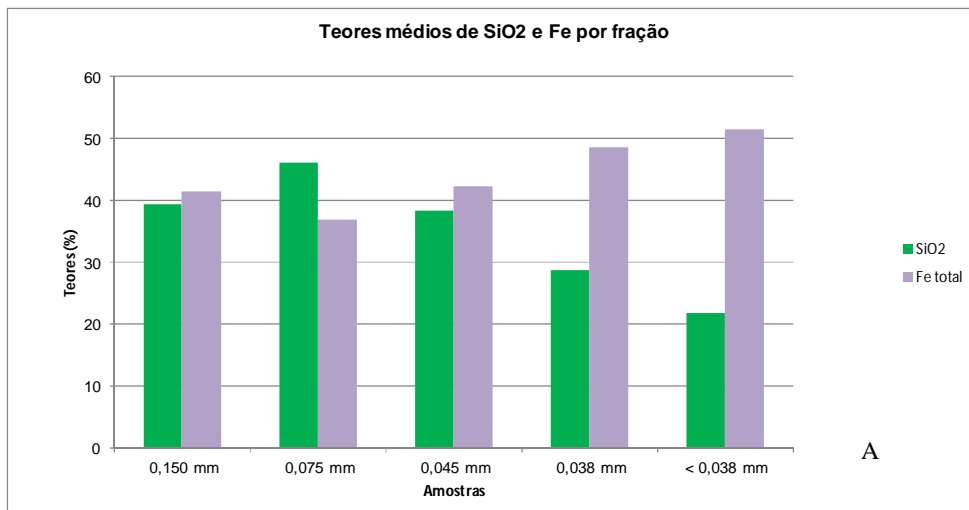


Figura 5.7 - A. teores médios de SiO<sub>2</sub> e Fe para frações B. Imagens eletrônicas -0,25+0,15mm. C. Imagens eletrônicas -0,075 +0,045mm

Na fração granulométrica do *pellet feed* natural (<0,15mm), o grau de liberação dos óxidos/hidróxidos de ferro e dos minerais de ganga atinge valores médios acima de 95%. Na Figura 5.8 pode-se verificar o grau de associação e liberação destas frações.

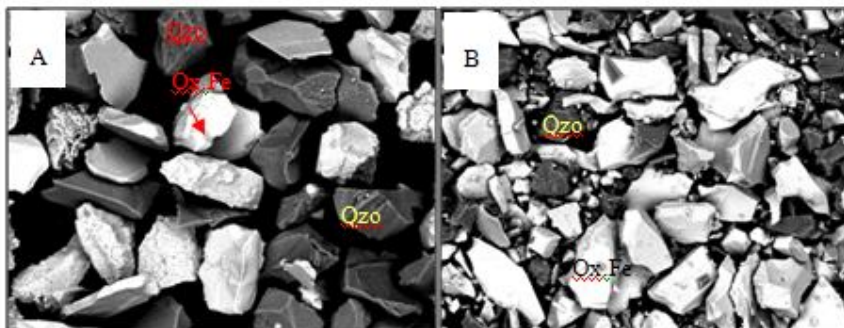


Figura 5.8 - Imagens eletrônicas faixa do PF. A. -0,045+0,038mm. B. -0,075+0,044mm

## 5.2 Deslamagem

Com a deslamagem 6,5% da amostra foi para o *overflow* e não foi utilizada nas etapas seguintes do estudo. Mais de 90% da amostra foi para o *underflow*, conforme Tabela 5.6.

Tabela 5.6 – Partição da deslamagem

Descrição	Tempo	Massa alimentação	Recuperação de Massa	Concentração de sólidos
	s	kg	%	%
<i>Underflow</i>	600,68	30,00	93,5	73,76
<i>Overflow</i>			6,5	0,42

O teor de Fe da amostra de alimentação para a flotação reversa da amostra deslamada, permaneceu semelhante ao da amostra global, porém os teores dos elementos deletérios ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ , CaO, P) diminuíram consideravelmente.

A porção que foi retirada da amostra a ser flotada, ou seja, o *overflow* tem teores muito altos de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , P e PF, evidenciando que as partículas argilosas, não flotáveis, foram minimizadas nesta etapa, conforme Tabela 5.7.

Tabela 5.7 – Composição química da amostra global e dos produtos da deslamagem (*overflow* e *underflow*)

Amostra	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO	Mn	P	$\text{SiO}_2$	$\text{TiO}_2$	FeO	Fe	PF
	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
Amostra Global	0,485	0,041	0,082	0,192	374,34	34,9	0,029	1,68	44,0	1,43
<i>Underflow</i>	0,220	0,033	0,058	0,162	305,55	34,7	0,027	2,07	44,3	1,19
<i>Overflow</i>	4,140	0,051	0,357	0,688	1218,04	27,0	0,058	0,77	42,9	5,11

Nas Tabela 5.8 e Tabela 5.9 e nas Figura 5.9 e Figura 5.10 são apresentadas as análises granulométricas da amostra deslamada e do *overflow* respectivamente.

Tabela 5.8 – Distribuição de tamanho da amostra deslamada

Malha (Microns)	Massa g	Retido (%)		Passante (%)
		Simples	Acumulado	Acumulado
150	4,59	4,04	4,04	95,96
106	22,37	19,69	23,73	76,27
75	24,35	21,43	45,16	54,84
45	29,11	25,62	70,78	29,22
38	15,87	13,97	84,75	15,25
27	3,42	3,01	87,76	12,24
20	4,60	4,05	91,81	8,19
14	5,09	4,48	96,29	3,71
10	1,03	0,91	97,20	2,80
8	0,61	0,54	97,74	2,26
<8	2,57	2,26	100,00	

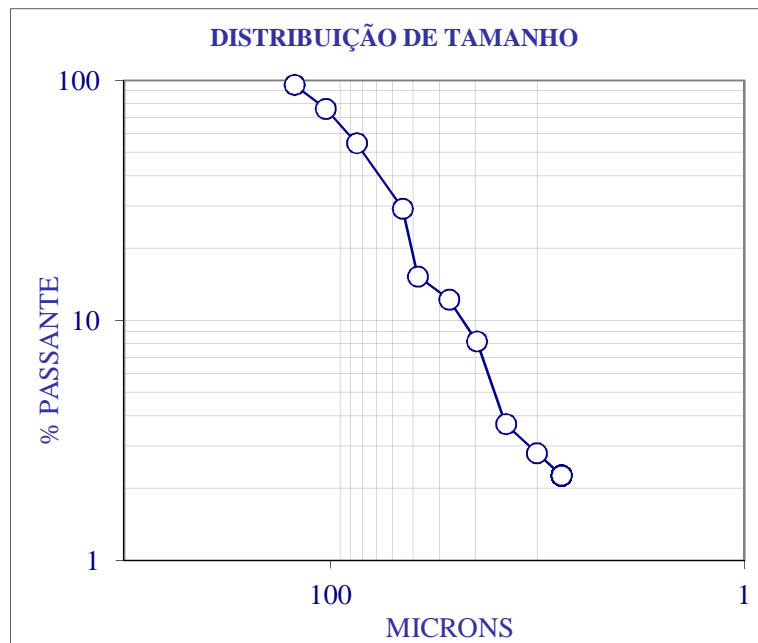


Figura 5.9 – Distribuição de tamanho da amostra deslamada

Tabela 5.9 – Distribuição de tamanho do *overflow*

Malha (Microns)	Massa g	Retido (%)		Passante (%)
		Simples	Acumulado	Acumulado
38	0,01	0,03	0,03	99,97
37	0,01	0,03	0,06	99,94
27	0,01	0,03	0,09	99,91
20	0,01	0,03	0,12	99,88
14	0,54	1,58	1,70	98,30
11	1,38	4,04	5,74	94,26
<11	32,18	94,26	100,00	

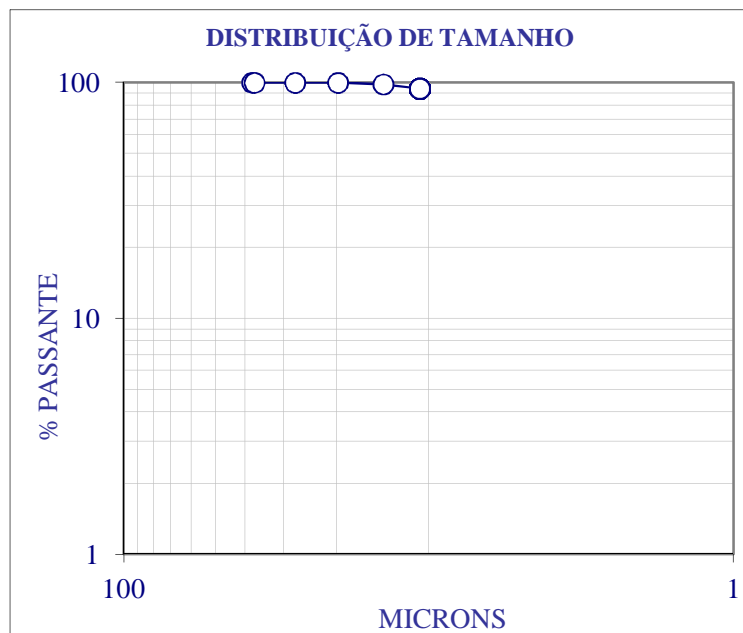


Figura 5.10 – Distribuição de tamanho do *overflow*

A partir da caracterização mineralógica observa-se que a amostra de *overflow* ficou enriquecida em goethita, talco e caulinita, enquanto na amostra deslamada, os teores de goethita são menores e o talco e a caulinita não foram detectados conforme difratogramas das Figura 5.11 a Figura 5.13.

Portanto, conclui-se a partir da composição mineralógica e dos resultados de análises químicas que a deslamagem foi satisfatória ao minimizar os teores de elementos e minerais não desejáveis.

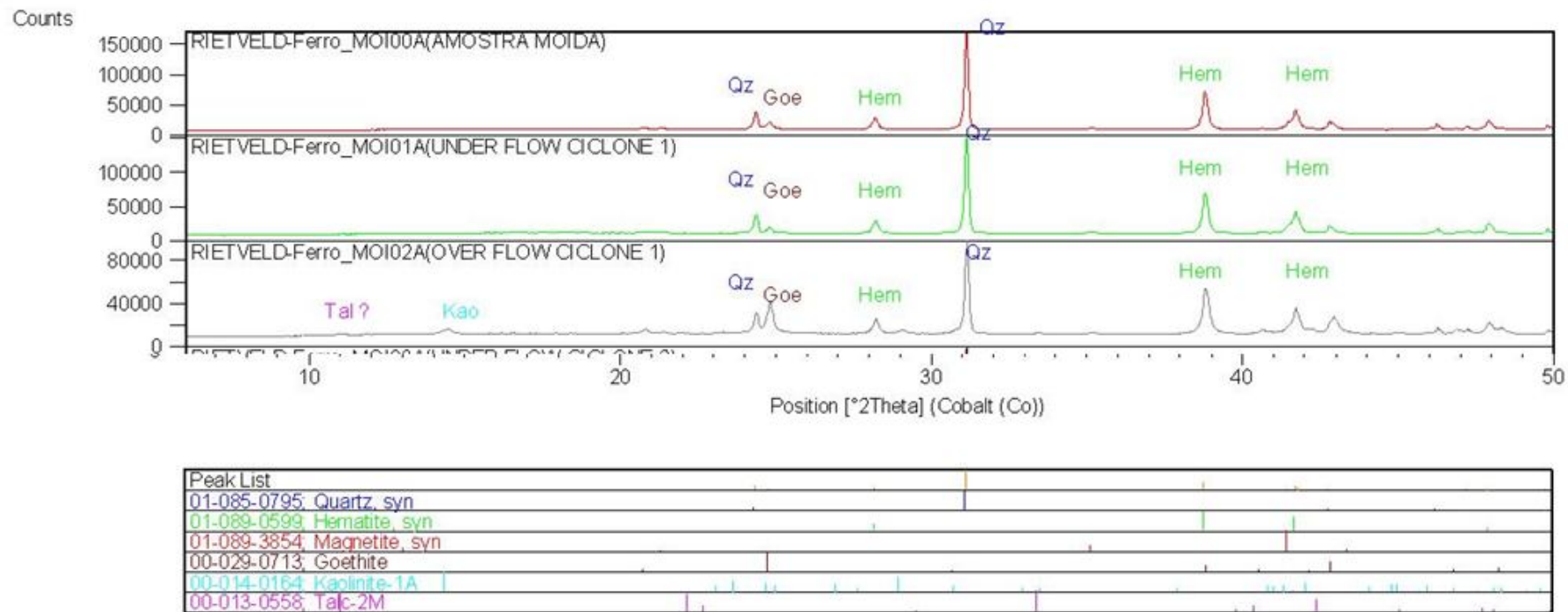
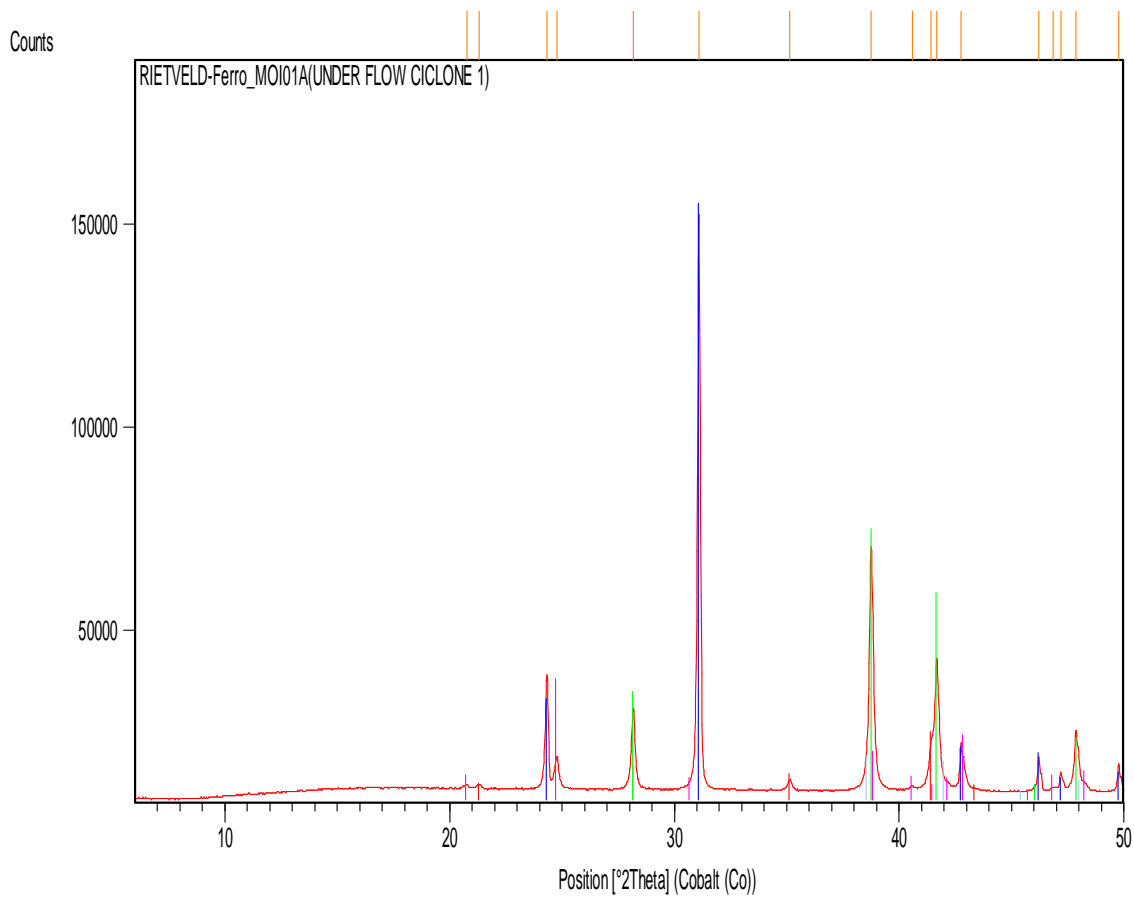
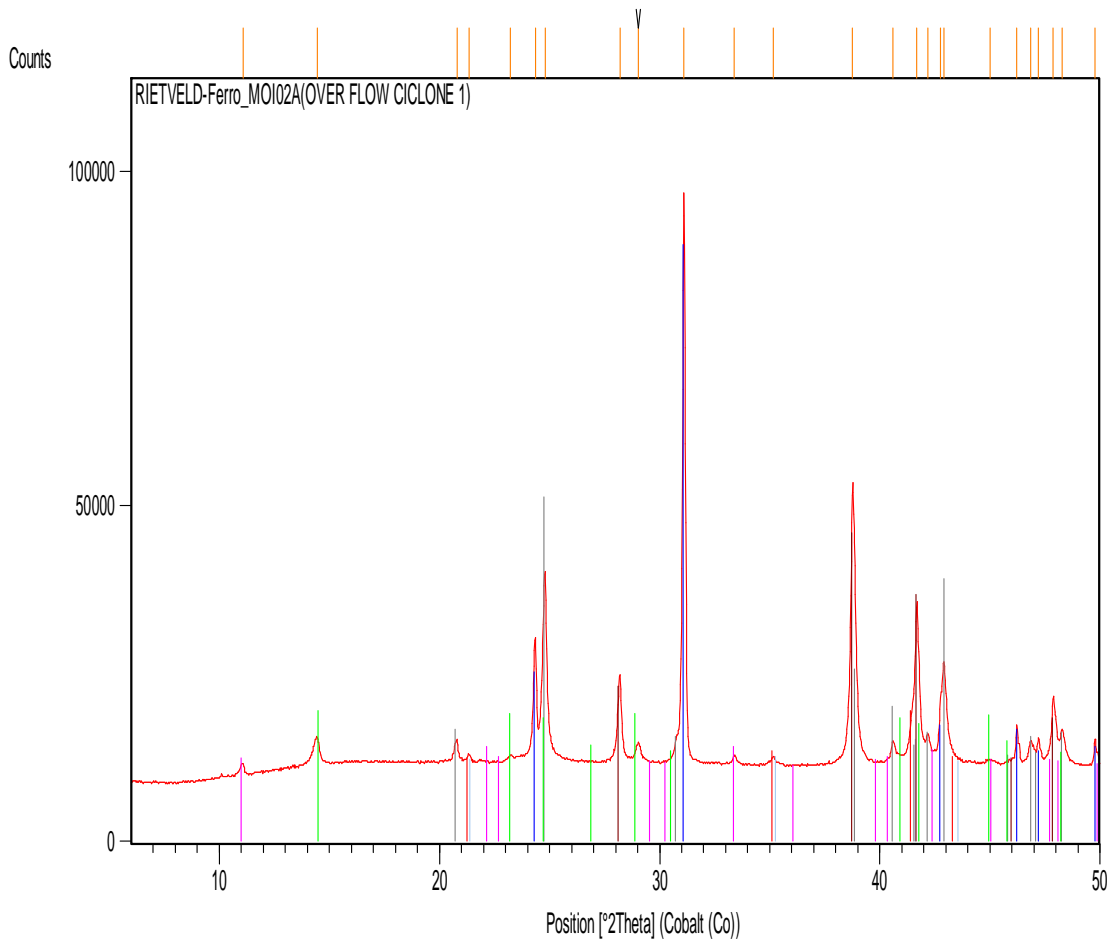


Figura 5.11 – Comparação entre os difratogramas da amostra global e dos produtos da deslamagem



Peak List
01-085-0795; Quartz, syn
01-089-0599; Hematite, syn
01-089-3854; Magnetite, syn
00-029-0713; Goethite

Figura 5.12 – Difratoograma interpretado da amostra deslamada



Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-075-5065; Goethite
01-073-0603; Hematite, syn
00-013-0558; Talc-2M
00-019-0629; Magnetite, syn
00-003-0052; Kaolinite

Figura 5.13 – Difratoograma interpretado do *overflow*



### 5.3 Flotação catiônica reversa da amostra deslamada

Na Tabela 5.10 são apresentados os dados da alimentação da flotação reversa da amostra deslamada e da duplicata e na Tabela 5.11, os dados de dosagem dos reagentes.

Tabela 5.10 – Dados da alimentação da flotação reversa da amostra deslamada

Amostra	Teor de SiO <sub>2</sub>	Volume da cuba	Rotação	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação
	%	L	rpm	%	g/cm <sup>3</sup>	g
Amostra deslamada	34,70	2,39	1200	56,32	1,76	2368,18
Amostra deslamada - duplicata				55,00	1,70	2237,45

Tabela 5.11 – Dosagem dos reagentes da flotação reversa da amostra deslamada

Amostra	Tipo	pH	Coletor	Depressor
	Identificação	NaOH	Amina	Amido
	Dos. (g/t)	-	400	550
Amostra deslamada	g - dos.	-	32,87	130,25
Amostra deslamada - duplicata			31,06	123,06

Os tempos de condicionamento e coleta do ensaio cinético da amostra deslamada e a duplicata são apresentados na Tabela 5.12.

Tabela 5.12 – Condições do ensaio da flotação reversa da amostra deslamada

Etapa do processo	Tempo
Cond 1	3'
Cond 2	30"
Cond 3	1'
Rej 1	30"
Rej 2	60"
Rej 3	90"
Rej 4	3'
Rej 5	5'

Na Tabela 5.13 são apresentados os dados de recuperação de massa e os teores dos produtos gerados na flotação reversa padrão da amostra deslamada.

Tabela 5.13 – Recuperação de massa e teores dos produtos da flotação reversa padrão da amostra deslamada

Produto	Recuperação de Massa		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		CaO		MgO		Mn		P		SiO <sub>2</sub>		TiO <sub>2</sub>		FeO		Fe		PF	
	%	%	%		%		%		%		ppm	%		%		%		%		%		
Alimentação real	100	100	0,220		0,033		0,058		0,162		305,546		34,718		0,027		2,072		44,284		1,187	
Alimentação calculada	100	100	0,220	0,217	0,034	0,036	0,060	0,061	0,161	0,160	359,489	348,453	35,39	36,17	0,03	0,029	1,90	2,02	43,63	43,08	1,14	1,13
CONC	53,95	55,53	0,201	0,204	0,035	0,039	0,033	0,037	0,257	0,256	468,921	448,171	0,68	0,68	0,034	0,038	2,98	3,11	67,68	67,71	1,74	1,72
Rej -1	28,40	26,55	0,164	0,175	0,031	0,031	0,061	0,062	0,042	0,041	<230,00	<230,0	81,51	81,94	0,014	0,014	0,63	0,82	11,65	10,85	0,34	0,40
Rej -2	12,26	11,68	0,274	0,264	0,031	0,031	0,099	0,103	0,044	0,046	<230,0	<230,0	74,91	76,51	0,021	0,020	0,53	0,51	16,45	16,05	0,46	0,40
Rej -3	4,81	5,19	0,555	0,426	0,049	0,042	0,223	0,173	0,088	0,075	<230,0	<230,0	53,76	63,55	0,042	0,032	0,86	0,82	30,46	24,30	0,83	0,71
Rej -4	0,38	0,83	0,855	0,763	0,087	0,074	0,434	0,348	0,176	0,178	309,923	340,103	19,02	17,15	0,078	0,075	1,62	1,47	54,05	55,95	1,52	1,48
Rej -5	0,19	0,23	0,780	0,783	0,097	0,094	0,318	0,290	0,203	0,199	382,219	404,660	10,05	10,85	0,082	0,082	1,65	1,77	60,41	59,86	1,72	1,92

Legenda: Amostra deslamada

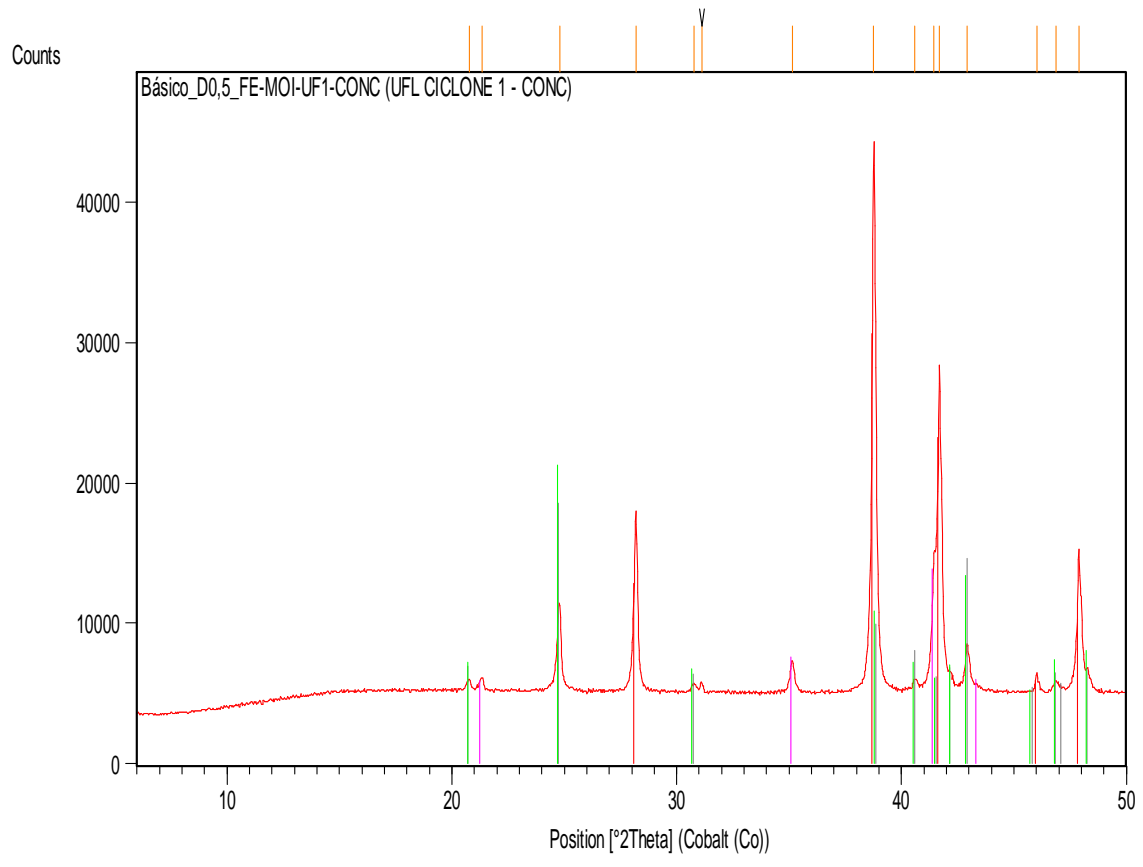
Amostra deslamada - duplicata

O teor de ferro do concentrado foi de 67,70% e o de sílica de 0,68%, dentro dos parâmetros de qualidade exigidos pelo mercado, porém os teores de fósforo permaneceram elevados (459ppm), ficando fora da especificação de mercado (180ppm). A recuperação de massa do concentrado foi de 54,74% e a recuperação metalúrgica foi de 85,5%.

Para o rejeito, a recuperação de massa foi de 45,26% e os teores de Fe foram de 15,16% e de SiO<sub>2</sub> foram 76,41%.

Os resultados obtidos a partir do circuito tradicional foram dentro do esperado e serviram de base de comparação para os resultados obtidos no circuito proposto.

De acordo com a caracterização mineralógica dos produtos gerados na flotação, o concentrado é composto de goethita, magnetita e hematita. A presença da goethita justifica os altos teores de P no concentrado. A mineralogia predominante nos rejeitos é quartzo, hematita e goethita, conforme pode ser observado nos difratogramas das Figura 5.14 e Figura 5.15.



Peak List	
01-075-5065; Goethite	
00-019-0629; Magnetite, syn	
00-033-0664; Hematite, syn	
00-029-0713; Goethite	

Figura 5.14 – Difratoograma interpretado do concentrado da flotação reversa da amostra deslamada

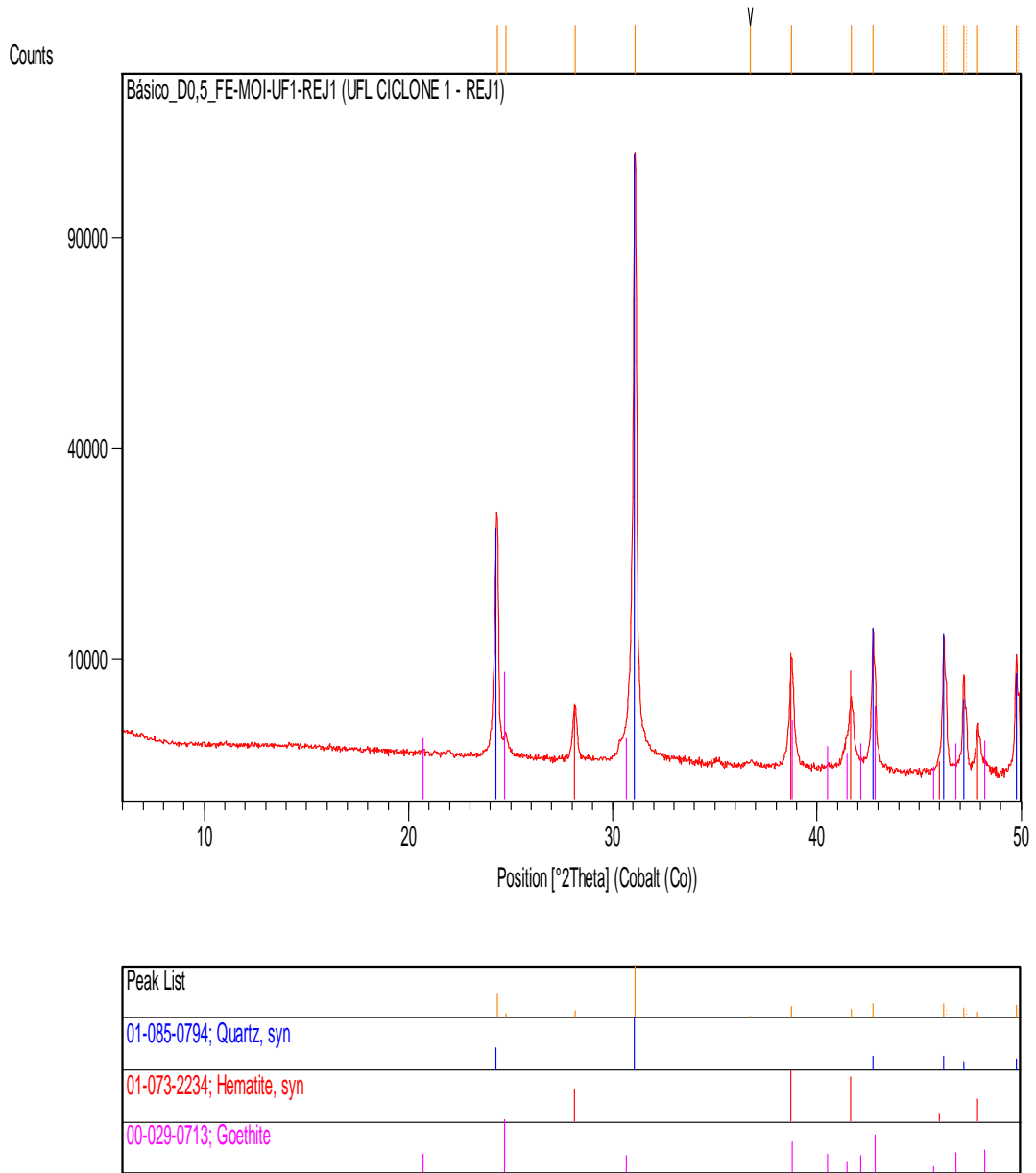


Figura 5.15 – Difratoograma interpretado do rejeito da flotação reversa da amostra deslamada

## 5.4 Ciclonagem

A ciclonagem, com um corte em 74  $\mu\text{m}$ , foi realizada com o restante da amostra deslamada e obteve partições semelhantes entre partículas grossas (*underflow*) e partículas finas (*overflow*), conforme Tabela 5.14.

Tabela 5.14 – Partição do corte em ciclone

Identificação do teste	Descrição	Tempo	Massa alimentação	Recuperação de Massa	Concentração de sólidos
		s	kg	%	%
Ciclonagem	Partículas grossas ( $>74\mu\text{m}$ )	87,03	15,31	55,76	73,84
	Partículas finas ( $<74\mu\text{m}$ )			44,24	15,23

Os teores de Fe das partículas grossas, ou seja  $>74\mu\text{m}$ , aumentaram quando comparado com a amostra deslamada e os teores de sílica e demais elementos indesejáveis diminuíram conforme Tabela 5.15.

Observa-se uma inversão nos teores de Fe e  $\text{SiO}_2$  na amostra com partículas finas ( $<74\mu\text{m}$ ), ou seja os teores de sílica são maiores que os teores de ferro, fator importante para a realização da flotação direta com esta amostra.

Tabela 5.15 – Composição química da amostra deslamada e da amostra classificada em ciclone (partículas grossas e finas)

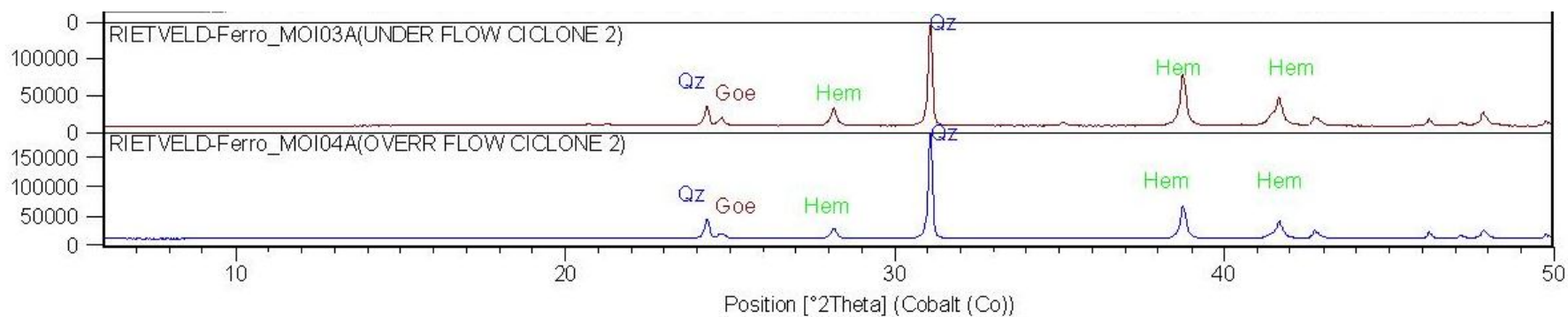
Amostra	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO	Mn	P	$\text{SiO}_2$	$\text{TiO}_2$	FeO	Fe	PF
	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
Amostra deslamada	0,220	0,033	0,058	0,162	305,55	34,7	0,027	2,07	44,3	1,19
Partículas grossas	0,155	$< 0,031$	0,034	0,160	303,64	29,7	0,025	2,42	48,3	1,02
Partículas finas	0,310	0,034	0,088	0,163	333,66	44,0	0,031	1,43	37,1	1,18

Na Tabela 5.16 é apresentado o peneiramento na malha de 0,075mm das partículas grossas e finas geradas na ciclonagem.

Tabela 5.16 – Distribuição de tamanho das partículas grossas e finas

Amostra	Malha	Massa	Retido (%)	Passante (%)
	(Microns)	g	Simples	Acumulado
Partículas grossas	75	55	55,91	44,09
Partículas finas		19	24,38	75,62

Observa-se nos difratogramas da Figura 5.16 que não há diferença significativa entre as partículas grossas e partículas finas quanto à composição mineralógica, apenas que a amostra com partículas finas apresenta uma maior quantidade de hematita.



Peak List
01-085-0795; Quartz, syn
01-089-0599; Hematite, syn
01-089-3854; Magnetite, syn
00-029-0713; Goethite
00-014-0164; Kaolinite-1A
00-013-0558; Talc-2M

Figura 5.16 – Comparação entre os difratogramas das amostras de *underflow* (partículas grossas) e *overflow* (partículas finas)

### 5.5 Flotação catiônica reversa das partículas grossas (>74 $\mu$ m)

Na Tabela 5.17 são apresentados os dados da alimentação da flotação reversa das partículas grossas (>74 $\mu$ m) e da duplicata e na Tabela 5.18 os dados de dosagem dos reagentes.

Tabela 5.17 – Dados da alimentação da flotação reversa das partículas grossas

Amostra	Teor de SiO <sub>2</sub>	Volume da cuba	Rotação	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação
	%	L	rpm	%	g/cm <sup>3</sup>	g
Partículas grossas	29,70	2,39	1200	56,32	1,73	2330,42
Partículas grossas - duplicata				54,23	1,69	2326,12

Tabela 5.18 – Dosagem dos reagentes da flotação reversa das partículas grossas

Amostra	Tipo	pH	Coletor	Depressor
	Identificação	NaOH	Amina	Amido
	Dos. (g/t)	-	400	550
Partículas grossas	g - dos.	-	27,69	128,17
Partículas grossas - duplicata			27,63	127,94

Os tempos de condicionamento e coleta do ensaio cinético para da amostra com partículas grossas e a duplicata são apresentados na Tabela 5.19.

Tabela 5.19 – Condições do ensaio da flotação reversa das partículas grossas

Etapas do processo	Tempo
Cond 1	3'
Cond 2	30"
Cond 3	1'
Rej 1	30"
Rej 2	60"
Rej 3	90"
Rej 4	3'
Rej 5	5'

Na Tabela 5.20 são apresentados os dados de recuperação de massa e os teores dos produtos gerados na flotação reversa das partículas grossas.

Tabela 5.20 – Recuperação de massa e teores dos produtos da flotação reversa das partículas grossas (>74µm)

Produto	Recuperação de Massa		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO		MgO		Mn		P		SiO <sub>2</sub>		TiO <sub>2</sub>		FeO		Fe		PF		
	%	%	%	%	%	%	%	%	ppm	ppm	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	
Alimentação real	100	100	0,155		0,031		0,034		0,160		303,641		29,693		0,025		2,424		48,342		1,016	
Alimentação calculada	100	100	0,176	0,196	0,032	0,034	0,039	0,046	0,161	0,158	341,328	318,596	29,41	27,82	0,03	0,027	2,20	2,25	47,76	48,81	1,13	1,20
CONC	60,90	61,31	0,193	0,191	0,031	0,031	0,034	0,033	0,247	0,241	412,813	375,477	0,90	0,86	0,030	0,030	3,29	3,29	67,60	67,83	1,64	1,69
Rej -1	20,20	23,49	0,133	0,212	0,034	0,047	0,043	0,068	0,025	0,025	<230,00	<230,00	83,17	81,89	0,014	0,018	0,54	0,72	10,36	10,69	0,28	0,34
Rej -2	14,26	12,69	0,114	0,140	0,031	0,031	0,038	0,045	0,025	0,025	<230,00	<230,00	74,27	69,58	0,018	0,020	0,38	0,43	16,61	19,19	0,30	0,40
Rej -3	3,46	1,54	0,305	0,351	0,033	0,036	0,080	0,102	0,048	0,053	<230,00	<230,00	39,82	19,63	0,042	0,056	0,76	0,82	40,16	54,89	0,67	0,85
Rej -4	0,94	0,68	0,401	0,438	0,038	0,043	0,124	0,139	0,077	0,076	<230,00	<230,00	6,85	12,60	0,064	0,062	0,53	0,94	63,70	59,66	0,90	1,00
Rej -5	0,24	0,29	0,443	0,494	0,045	0,043	0,155	0,159	0,085	0,094	<230,00	231,916	11,97	12,27	0,064	0,065	1,06	1,07	61,17	59,60	1,09	1,12

Legenda: Amostra com partículas grossas

Amostra com partículas grossas - duplicata

O teor de ferro do concentrado foi de 67,71% e o de sílica de 0,88%, dentro dos parâmetros de qualidade exigidos pelo mercado, porém os teores de fósforo permaneceram elevados (394ppm), assim como os da flotação reversa padrão. A recuperação de massa do concentrado foi de 61,1% e a recuperação metalúrgica foi de 85,4%.

A recuperação de massa no rejeito foi de 38,9% e o teor de Fe foi de 16,66% e o de SiO<sub>2</sub> de 73,73%.

Comparando os resultados obtidos na flotação reversa da amostra com partículas grossas com os da amostra deslamada, a recuperação de massa da flotação de partículas grossas foi maior (12%), o teor de Fe se manteve e o teor de SiO<sub>2</sub> foi um pouco maior, porém dentro da especificação de mercado.



De acordo com a caracterização mineralógica dos produtos gerados na flotação da amostra com partículas grossas (difratogramas das Figura 5.17 e Figura 5.18), o concentrado é composto por goethita, magnetita, hematita e quartzo. A presença da goethita, assim como no circuito tradicional, justifica os altos teores de P no concentrado. A mineralogia predominante nos rejeitos é quartzo e hematita.

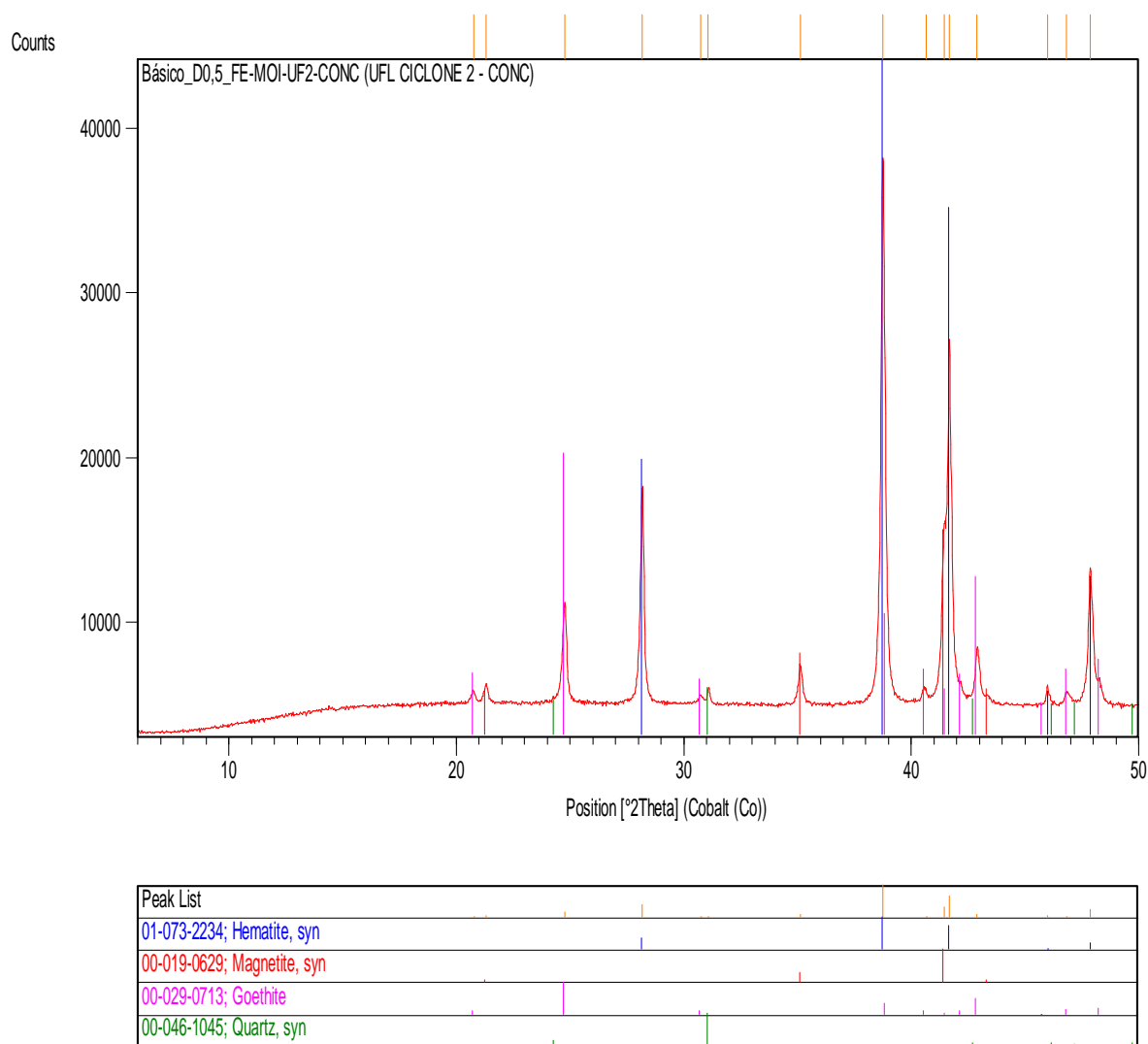


Figura 5.17 – Difratograma interpretado do concentrado da flotação reversa das partículas grossas

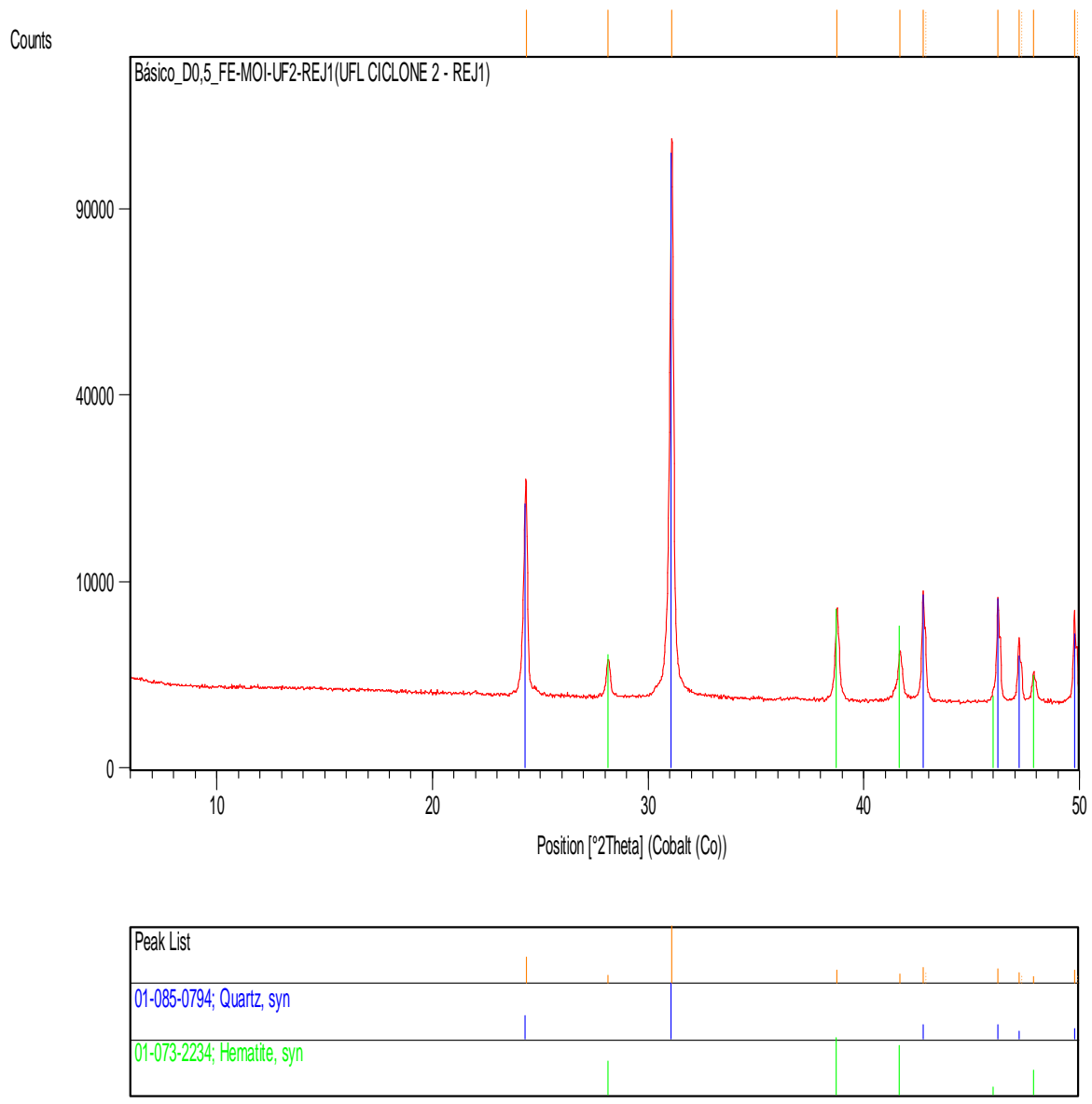


Figura 5.18 – Difratoograma interpretado do rejeito da flotação reversa das partículas grossas

### 5.6 Flotação aniônica direta dos óxidos de ferro das partículas finas

Na Tabela 5.21 são apresentados os dados da alimentação da flotação direta das partículas finas (<74 $\mu$ m) e a sua duplicata e na Tabela 5.22 os dados de dosagem dos reagentes.

Tabela 5.21 – Dados da alimentação da flotação direta das partículas finas

Amostra	Teor de SiO <sub>2</sub>	Volume da cuba	Rotação	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação
	%	L	rpm	%	g/cm <sup>3</sup>	g
Amostra com partículas finas	44,0	2,39	1200	57,10	1,70	2317,18
Amostra com partículas finas - duplicata				56,63	1,69	2337,23

Tabela 5.22 – Dosagem dos reagentes da flotação direta das partículas finas

Amostra	Tipo	pH	Coletor	Depressor
	Identificação	HCl	5806-25 Flotigan	PQ7
	Dos. (g/t)	-	600*	600
Amostra com partículas finas	g - dos.	-	139,03	139,03
Amostra com partículas finas - duplicata			140,23	140,23

\* Na primeira amostra flotada foi utilizada a dosagem de 1200g/t do coletor 5806-25, porém ocorreu espumação excessiva, com muito arraste de ganga para o concentrado. Na segunda amostra foi utilizada a dosagem de 600g/t e os resultados foram visivelmente melhores. Por este motivo apenas os resultados da amostra de duplicata foram utilizados neste trabalho.

Os tempos de condicionamento e coleta do ensaio cinético para a amostra com partículas finas e a duplicata são apresentados na Tabela 5.23.

Tabela 5.23 – Condições do ensaio da flotação direta das partículas finas

<b>Etapa do processo</b>	<b>Tempo</b>
Cond 1	5'
Cond 2	30"
Cond 3	2'
Rej 1	30"
Rej 2	60"
Rej 3	90"
Rej 4	3'
Rej 5	5'

Na Tabela 5.24 são apresentados os dados de recuperação de massa e os teores dos produtos gerados na flotação direta da amostra com partículas finas.

Tabela 5.24 – Recuperação de massa e teores dos produtos da flotação direta das partículas finas (<74µm)

Produto	Recuperação de Massa		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		CaO		MgO		Mn		P		SiO <sub>2</sub>		TiO <sub>2</sub>		FeO		Fe		PF	
	%	%	%		%		%		%		ppm		%		%		%		%		%	
Alimentação real	100	100	0,310		0,034		0,088		0,163		333,660		44,00		0,031		1,43		37,10		1,18	
Alimentação calculada	100	100	0,296	0,282	0,017	0,019	0,087	0,095	0,167	0,169	347,364	368,484	44,07	40,16	0,029	0,033	1,81	1,79	37,46	40,65	1,30	1,26
Conc 1	18,57	17,94	0,306	0,305	0,035	0,040	0,126	0,098	0,168	0,167	368,573	384,323	31,62	25,53	0,037	0,041	1,80	1,69	45,91	50,86	1,41	1,21
Conc 2	15,91	15,37	0,299	0,302	0,033	0,035	0,085	0,097	0,168	0,169	369,074	378,290	35,29	30,15	0,034	0,039	1,94	1,80	43,52	47,77	1,36	1,34
Conc 3	16,64	18,57	0,296	0,298	0,031	0,033	0,084	0,100	0,164	0,171	349,678	375,551	41,14	36,66	0,031	0,035	1,85	1,82	39,36	42,89	1,42	1,43
Conc 4	42,21	22,77	0,257	0,263	< 0,031	< 0,031	0,075	0,097	0,168	0,170	342,724	371,605	50,42	48,11	0,025	0,029	1,80	1,86	33,22	35,21	1,22	1,23
Conc 5	5,45	13,39	0,279	0,188	< 0,031	< 0,031	0,054	0,062	0,167	0,160	318,534	322,799	64,77	59,40	0,019	0,019	1,53	1,69	23,46	26,76	1,15	1,15
Rejeito	1,22	11,96	1,519	0,500	0,037	< 0,031	0,095	0,049	0,133	0,168	< 230,00	< 230,00	76,66	80,45	0,021	0,014	1,47	1,27	13,25	12,29	1,40	0,80

Legenda: Amostra com partículas finas – valores não utilizados

Amostra com partículas finas - duplicata

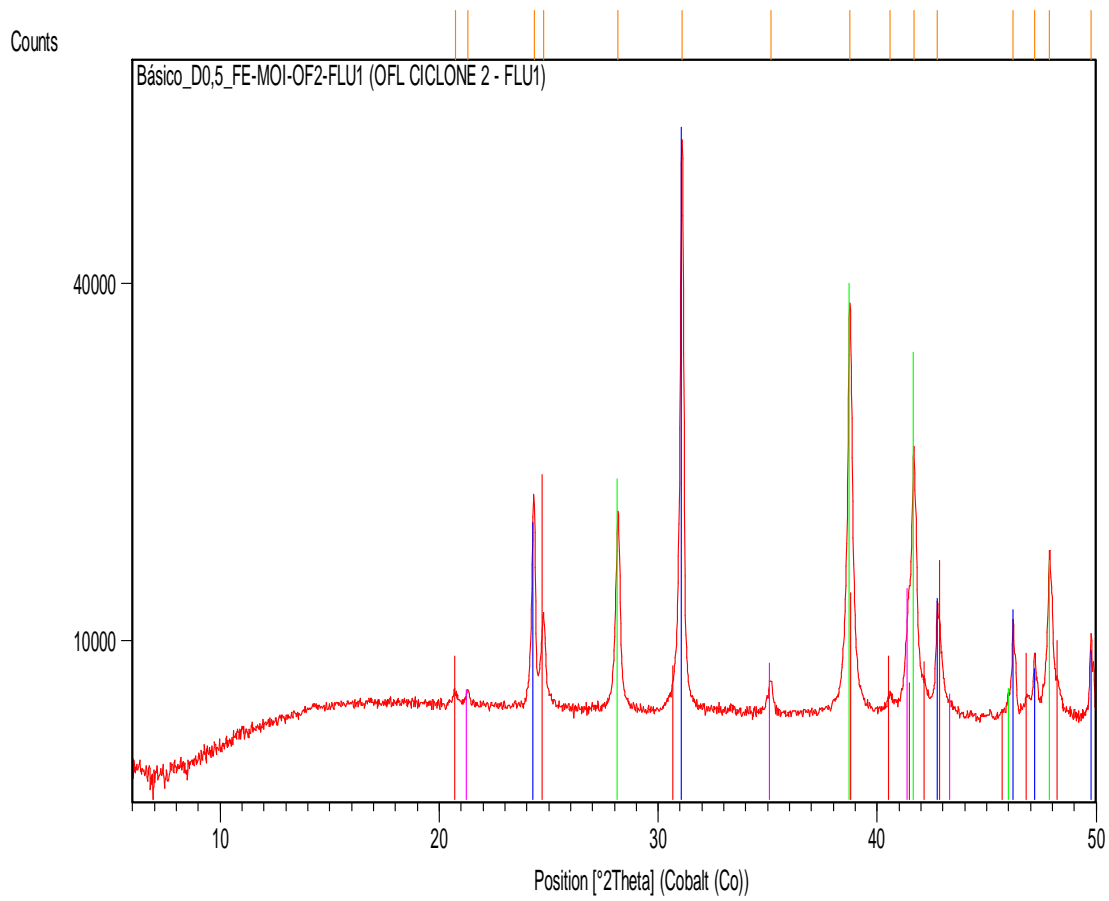
O teor de ferro do concentrado foi de 40,93% e o de sílica de 39,67%, valores muito fora dos parâmetros de qualidade exigidos pelo mercado. A recuperação de massa do concentrado foi de 88,04% e a recuperação metalúrgica foi de 89%.

O teor de ferro do rejeito foi de 12,29% e o de SiO<sub>2</sub> de 80,45%, a recuperação de massa foi de 11,96%.

Apesar da elevada recuperação de massa, os teores obtidos na flotação direta das partículas finas foram insatisfatórios.

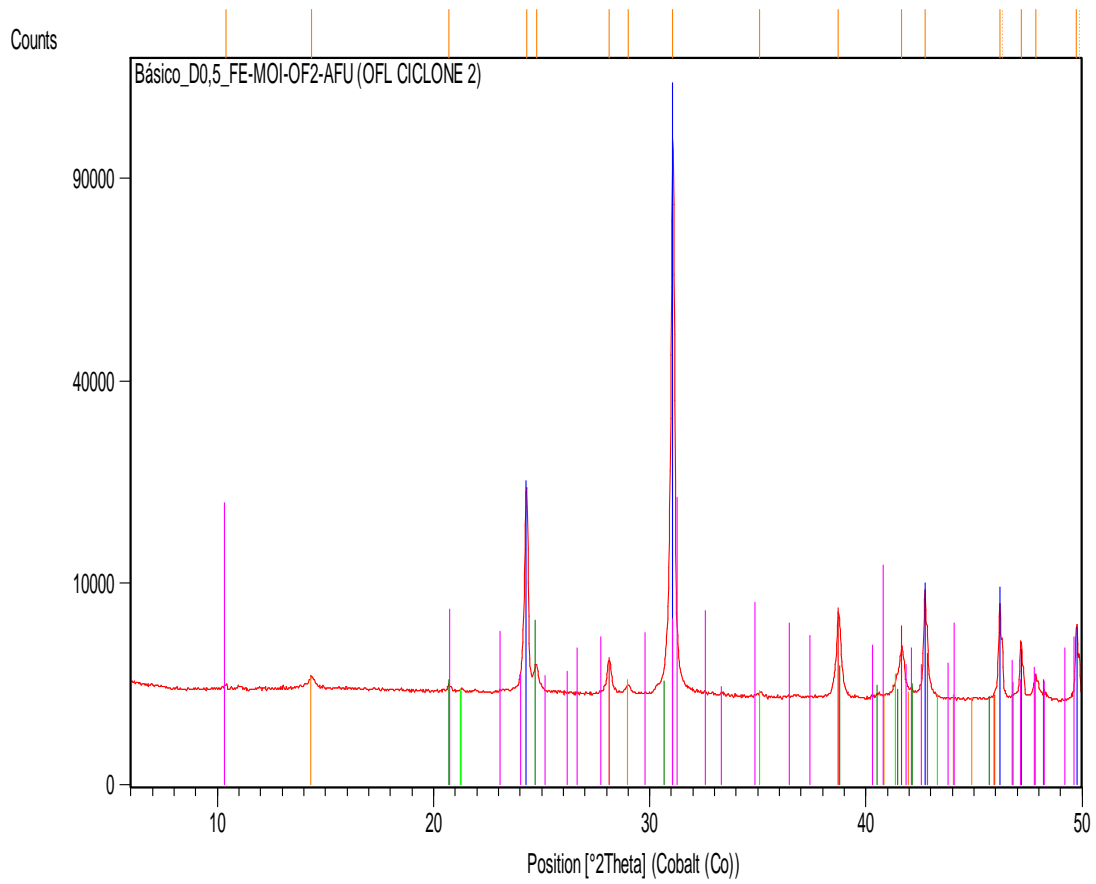
De acordo com a caracterização mineralógica dos produtos gerados na flotação da amostra com partículas finas (difratogramas das Figura 5.19 e Figura 5.20), os concentrados são compostos predominantemente por goethita, magnetita, hematita e quartzo. A mineralogia no rejeito é quartzo, hematita, caulinita, goethita, magnetita e muscovita (possível presença).

A elevada presença de quartzo no concentrado demonstra que não houve seletividade na flotação, fazendo com que muitas partículas de quartzo fossem flotadas junto com os minerais de ferro, justificando os elevados teores de SiO<sub>2</sub>.



Peak List
01-085-0795; Quartz, syn
01-073-2234; Hematite, syn
00-019-0629; Magnetite, syn
00-029-0713; Goethite

Figura 5.19 – Difratoograma interpretado do concentrado da flotação direta das partículas finas



Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-0603; Hematite, syn
00-058-2006; Kaolinite-1Ad
00-029-0713; Goethite
00-006-0263; Muscovite-2M1
00-019-0629; Magnetite, syn

Figura 5.20 – Difratoograma interpretado do rejeito da flotação direta das partículas finas

## 5.7 Considerações finais

Na Figura 5.21 é apresentado o balanço de massa e teores obtidos no circuito tradicional e no circuito alternativo proposto. Observa-se que a recuperação de massa do circuito proposto foi muito superior (68,27%) à do circuito padrão (51,18%), porém os teores de Fe e SiO<sub>2</sub>, ao contrário do circuito padrão, ficaram abaixo das especificações de mercado. Para o circuito tradicional os valores de Fe e SiO<sub>2</sub> foram de 67,7% e 0,7% respectivamente, enquanto para o circuito proposto foi de 53,4% e 21,6%, respectivamente. Os valores de P permaneceram altos em ambos os circuitos: 459ppm para o circuito tradicional e 381ppm para o circuito proposto, não atendendo a especificação de mercado que é de 180ppm.

Analisando individualmente as etapas do circuito alternativo proposto, é possível observar que os resultados obtidos na flotação reversa das partículas grossas (>74µm) foram satisfatórios, tanto em termos de recuperação de massa (61,1%), quanto em termos de teores de Fe e SiO<sub>2</sub> (67,71% e 0,88%, respectivamente). Ao comparar esses resultados com os obtidos na flotação da amostra deslamada, verifica-se que ambos atendem aos padrões estabelecidos pelo mercado e que na flotação de partículas grossas a recuperação de massa foi 12% maior.

No entanto ao analisar os resultados obtidos na flotação direta das partículas finas (<74µm) nota-se que os mesmos não foram dentro do esperado. Apesar da elevada recuperação de massa, de 88%, os teores do concentrado ficaram fora da especificação: o teor de Fe foi de 40,9% e o de SiO<sub>2</sub> de 39,7%. Observou-se muito arraste de quartzo para a espuma do concentrado da flotação direta, elevando, assim, o teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado.

Desta forma conclui-se que os reagentes utilizados nesta etapa não promoveram seletividade na flotação, fazendo com que minerais de ganga fossem flotados junto com os minerais minério.

Comparando os resultados do circuito proposto com os melhores resultados dos estudos de flotação direta sem separação entre partículas grossas e finas, realizados por Lopes (2009) e Nascimento (2010) (Tabela 5.25), nota-se mais efetividade e eficiência nos estudos de Lopes (2009), que conseguiu o maior teor de Fe e o menor teor de SiO<sub>2</sub> nos concentrados gerados, porém fora da especificação de mercado.

Quando comparado com os estudos de Nascimento (2010), os resultados do circuito proposto obtiveram um concentrado de melhor qualidade, porém, também, fora da especificação de mercado.



Tabela 5.25 – Comparação dos resultados do circuito proposto e dos estudos de flotação direta

Identificação	Coletor	Depressor	Fe	SiO <sub>2</sub>
Circuito proposto	Ácido graxo (600g/t)	Cloreto de amônio e acrilamida (600g/t)	53,4%	21,6%
Nascimento (2010)	Oleato de sódio (2400 g/t)	Fluorsilicato de sódio (1200g/t)	46,71%	28,85%
Lopes (2009)	Hidroxamato comercial (AERO 6493) (1200g/t)	Silicato de sódio (1500g/t)	61,5%	9,8%

A não obtenção de resultados dentro da especificação nos três estudos demonstra que o assunto flotação direta ainda demanda maiores pesquisas e esforços para se alcançar concentrados com teores coerentes aos exigidos pelo mercado.

Com isso o circuito alternativo proposto neste trabalho não obteve os resultados esperados e para que este circuito possa ser viabilizado, maiores estudos e testes se fazem necessários em termos de reagentes na flotação direta, para que se alcance a seletividade necessária para produzir concentrados com teores satisfatórios.

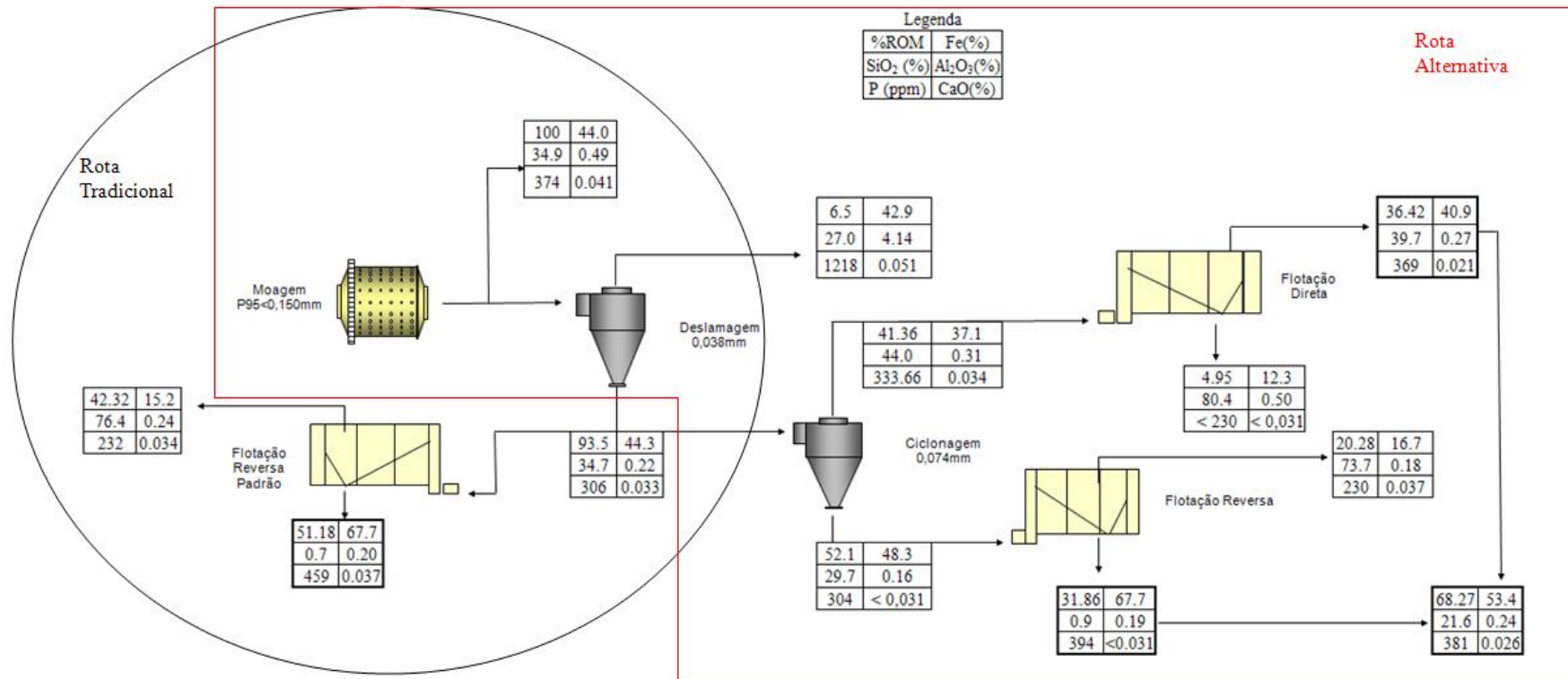


Figura 5.21 – Fluxograma com os teores e balanço de massa do circuito padrão e do circuito alternativo proposto

## 6. CONCLUSÃO

Os testes em escala de bancada realizados neste trabalho atingiram o objetivo de aumentar a recuperação de massa, porém a qualidade dos concentrados gerados não foi satisfatória.

A recuperação de massa do circuito tradicional, utilizado na flotação de minério de ferro, foi de 51,2%, enquanto no circuito proposto obteve-se uma recuperação de massa de 68,2%. Vê-se, de imediato, que a proposta conseguiu atingir uma recuperação de mais de 30% acima do padrão tradicional.

Quanto aos teores dos concentrados, no circuito tradicional, os teores de Fe e SiO<sub>2</sub> obtidos foram de 67,7% e 0,7% respectivamente, ou seja, dentro dos padrões de mercado. Já no circuito proposto os teores de Fe e SiO<sub>2</sub> foram de 53,4% e 21,6%, respectivamente. Em ambos os circuitos os teores de P ficaram acima das exigências do mercado.

A etapa de um corte em ciclone entre partículas grossas e finas mostra-se promissora, visto que os resultados da flotação reversa nas partículas grossas alcançaram resultados superiores em termos de recuperação de massa em relação ao circuito tradicional, sem perda da qualidade do concentrado.

Porém, em termos das partículas finas, não houve seletividade na flotação direta, com isso um grande volume de minerais de ganga foram por arraste para a espuma do concentrado, o que gerou um concentrado com elevados teores de SiO<sub>2</sub>. Isto demonstra a necessidade de mais pesquisas e trabalhos experimentais em termos de reagentes para flotação direta para o minério de ferro. Até o momento não houve trabalhos com sucesso significativo na qualidade dos concentrados por flotação direta.

Sugere-se como trabalho futuro um estudo mais detalhado em relação aos reagentes utilizados na flotação direta de minério de ferro.

## 7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Araujo, A.C., Peres, A.E.C., Froth Flotation: relevant facts and the Brazilian case. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq, 1995, 43p.

Araujo, A.C., Peres, A.E.C., Viana, P.R.M., Oliveira, J.F.. Flotação de minérios de ferro. In: Chaves, Arthur Pinto (Organizador). Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Flotação – O Estado da Arte no Brasil. São Paulo: Signus Editora, 2006, pp.01-29.

Araujo, A.C., Viana, P.R.M., Peres A.E.C.. Reagents in iron ores flotation. Minerals Engineering, vol. 18, p. 219-224. 2005.

Avelar, A. LP12-12 - Resultados difratométricos das amostras iniciais do PT KR01/12. Santa Luzia, MG, 2012, 8p.

Avelar, A. LP47-12 - Resultados difratométricos dos produtos do PT KR01/12 e KR02/12. Santa Luzia, MG, 2012, 18p.

Baltar, C. A. M.. Flotação no Tratamento de Minérios. Recife: Departamento de Engenharia de Minas – UFPE, 2008. 213p.

Barros, L. A. Notas de aulas; UFOP: Universidade Federal de Ouro Preto, 2009.

Braga Junior, M.M., Efeito do scalping de quartzo grosso na flotação catiônica reversa de minério de ferro. Belo Horizonte: Escola de Engenharia de Metalúrgica e de Minas da UFMG, 2010. 173p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas)

Bulatovic, S. M.. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice; Flotation of Sulfide Ores. Vol. 1. Amsterdam: Elsevier, 2007. 446p.

Cassola, M. S., Bartalini, N. M.. Comportamento de coletores para o tratamento dos minérios de ferro através da flotação reversa. Technol. Metal. Mater. Miner., São Paulo, v. 6, n. 4, 2010, pp. 215-219

Castro, E. B.. Influência de finos na flotação de minério de ferro: efeitos da granulometria e da mineralogia. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte – Minas Gerais, 2002. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

Chaves, A.P., Leal Filho, L.S.. Flotação In: LUZ, Adão Bemvindo da et al (ed.). Tratamento de minério. 4ª edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004, 858p.

Clark, M.E., Brake, I., Huls, B.J., Smith, B.E., Yu, M. Creating value through application of flotation science and technology. Minerals Engineering, v.19, 2005, pp.758-765.

Costa, J.L.. Seletividade na flotação de minério ferríferos dolomíticos. Ouro Preto: Escola de Engenharia de Minas da UFOP, 2009. 136p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas)

Departamento Nacional de Produção Mineral DNPM. Economia Mineral. Anuário Mineral Brasileiro 2011 (base 2009). Disponível em: <http://www.dnpm.gov.br/conteudo.asp?IDSecao=68&IDPagina=66>. Acessado em 19/02/2012.

Donskoi, E., Suthers, S.P., Campbell, J.J., Raynlyn, T. . Modelling and optimization of hydrocyclone for iron ore fines beneficiation-using optical image analysis and iron ore texture classification. Int. J. Miner. Process. 87, 2008, pp. 106–11.

Fuerstenau, D. W. Fine Particles Flotation. Proceedings of International Symposium on Fine Particles Processing, Las Vegas, Nevada, 1980.

Fuerstenau, M. C. And Somasundaran, P.. Flotation. In: Fuerstenau, M.e C.,Han, K. N. Principles of Mineral Processing. Littleton (CO): Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2003, pp.245-306.

Gay, S.L. A Liberation model for comminution based on probability theory. Minerals Engineering, v.14, 2004, pp.525-534.

Houot, R. Beneficiation of iron ore by flotation, review of industrial and potential applications. *International Journal of Mineral Processing*, 10, 183-204, 1983.

[http://min-eng.blogspot.com/2011\\_09\\_01\\_archive.html](http://min-eng.blogspot.com/2011_09_01_archive.html). Acessado em 18/02/2012.

Iwasaki, I. Iron ore flotation, theory and practice. *Minning Engineering*, Vol. 35, 1983, pp. 622-632.

Kelly, G., Spottiswood, D.J.. *Introduction to Mineral Processing*. New York: John Wiley & Sons, 1982, pp.301 – 322.

King, R.P.. *Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems*. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2001, pp.289 – 350.

Klimpel, R.R. *Introduction to Solid-Solid Separation of Fine Particles by Froth Flotation*. The NSF Engineering Research Center for Particle Science & Technology, University of Florida, 1998.

Krishnan, S.V., Iwasaki, I. Pulp dispersion in selective desliming of iron ores, *International Journal of Mineral Processing*, 12, 1984, pp. 1-13.

Leja, J. *Surface Chemistry of Froth Flotation*, New York, Plenum Press, p.61-131, 1982.

Lemos, M. *Caracterização mineralógica - textural e estudo de liberação – Itabirito*, Santa Luzia, 2012, 13p.

Lima, R.M.F, Lopes, G.M., Gontijo, C.F.. Aspectos mineralógicos, físicos e químicos na flotação catiônica inversa de minérios de ferro de baixos teores, do Quadrilátero Ferrífero-MG. *Tecnol. Metal. Mater. Miner.*, São Paulo, v. 8, n. 2, 2011, pp. 126-131

Lopes, G.M.. *Flotação direta de minério de ferro*. Ouro Preto: Escola de Engenharia de Minas da UFOP, 2009. 176p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas).

Lopes, G.M. e Lima, R.M.F. Flotação direta de minério de ferro com oleato de sódio. REM: R. Esc. Minas, Ouro Preto, 62(3), 2009, pp.323-329.

Luz, A. B., Sampaio, J. A., Almeida, S. L. M. Tratamento de Minérios, Centro de Tecnologia Mineral, 2004.

Ma, X., Marques, M., Gontijo, C.. Comparative studies of reverse cationic/anionic flotation of Vale iron ore. International Journal of Mineral Processing 100, 2011, 179–183.

Mapa, P. S. Rota de processo para o *underflow* da deslamagem de minério de ferro do concentrador da Samarco Mineração. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte – Minas Gerais, 2006. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

Nascimento, D.R.. Flotação aniônica de minério de ferro. Ouro Preto: Escola de Engenharia de Minas da UFOP, 2010. 116p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas)

Pearse, M.J. An Overview of the Use of Chemical Reagents in Mineral Processing. Minerals Engineering, v.18, p.39-149, 2005.

Pereira, S.R.N.. O uso de óleos apolares na flotação catiônica reversa de um minério de ferro. Belo Horizonte: Escola de Engenharia de Metalúrgica e de Minas da UFMG, 2004. 256p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas)

Peres, A.E.C. Flotação. Apostila do Curso de Flotação – Pós Graduação UFMG, 2004.

Peres, A. E. C. e Araujo, A. C.. A flotação como Operação Unitária no Tratamento de Minérios. In: CHAVES, Arthur Pinto (Organizador). Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Flotação – O Estado da Arte no Brasil. São Paulo: Signus Editora, 2006, pp.01-29.

Peres, A.E.C., Correa, M.L.. Depression of iron oxides with corn starches. Minerals Engineering, Vol. 9, No. 12, 1996, pp. 1227-1234.

Peres, A.E.C., Leal, L.S., Guimarães, R.C. Flotação, Programa de Educação Continuada –

USP, v 2-3, 2002.

Pinto, C.L.L., Araujo, A.C., Peres, A.E.C.. The effect of starch, amylose and amylopectin on the depression of oxi-minerals. *Minerals Engineering*, Vol. 5, Nos. 3-5, 1992, pp. 469-478.

Quaresma, L.F.. Relatório Técnico 18 Perfil da Mineração de Ferro, MME, 2009, 63p.

Queiroz, L.A.. Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2003. 176p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas)

Rabelo, P. J. B.. Estudos de caracterização e redução do teor de fósforo do minério de ferro da mina de Alegria, Mariana, MG. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1994. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas)

Rao, SR. *Surface chemistry of froth flotation*. 2ª edição. New York: Kluwer Academic/Plenum Publishers, 2004. 744p.

Rocha, L., Cançado, R.Z.L., Peres A.E.C. . Iron ore slimes flotation. *Minerals Engineering* 23, 2010, pp.842–845

Rosière, C.A, Chemale Jr, F.. Itabiritos e minérios de ferro de alto teor do Quadrilátero Ferrífero – uma visão geral e discussão. *Geonomos*, Belo Horizonte, v. 8, n. 2, 2000, pp. 27-42.

Sampaio, J.A., Baltar, C.A.M., Ensaio de Flotação. In: Sampaio, J.A et al (ed.). *Tratamento de minério – Práticas Laboratoriais*.. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007, 557p.

Santos, E.P.. Alternativas para o tratamento de ultrafinos de minério de ferro da Mina do Pico/MG por Flotação em Coluna. Porto Alegre: Escola de Engenharia da UFRGS, 2010. 136p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas)

Santos, I. D., Oliveira, J. F. Utilization of humic acid as a depressant for hematite in the reverse flotation of iron ore. *Minerals Engineering* 20, 2007, pp. 1003–1007



Schobbenhaus, C., Coelho, CES. Principais depósitos minerais do Brasil, DNPM/CVRD, v.2, Brasília, 1986, 110p.

Totou, A.R.. Efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos. Ouro Preto: Escola de Engenharia de Minas da UFOP, 2010. 96p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas)

Turrer, H.D.G., Peres, A.E.C. . Investigation on alternative depressants for iron ore flotation. Minerals Engineering 23, 2010, pp. 1066–1069.

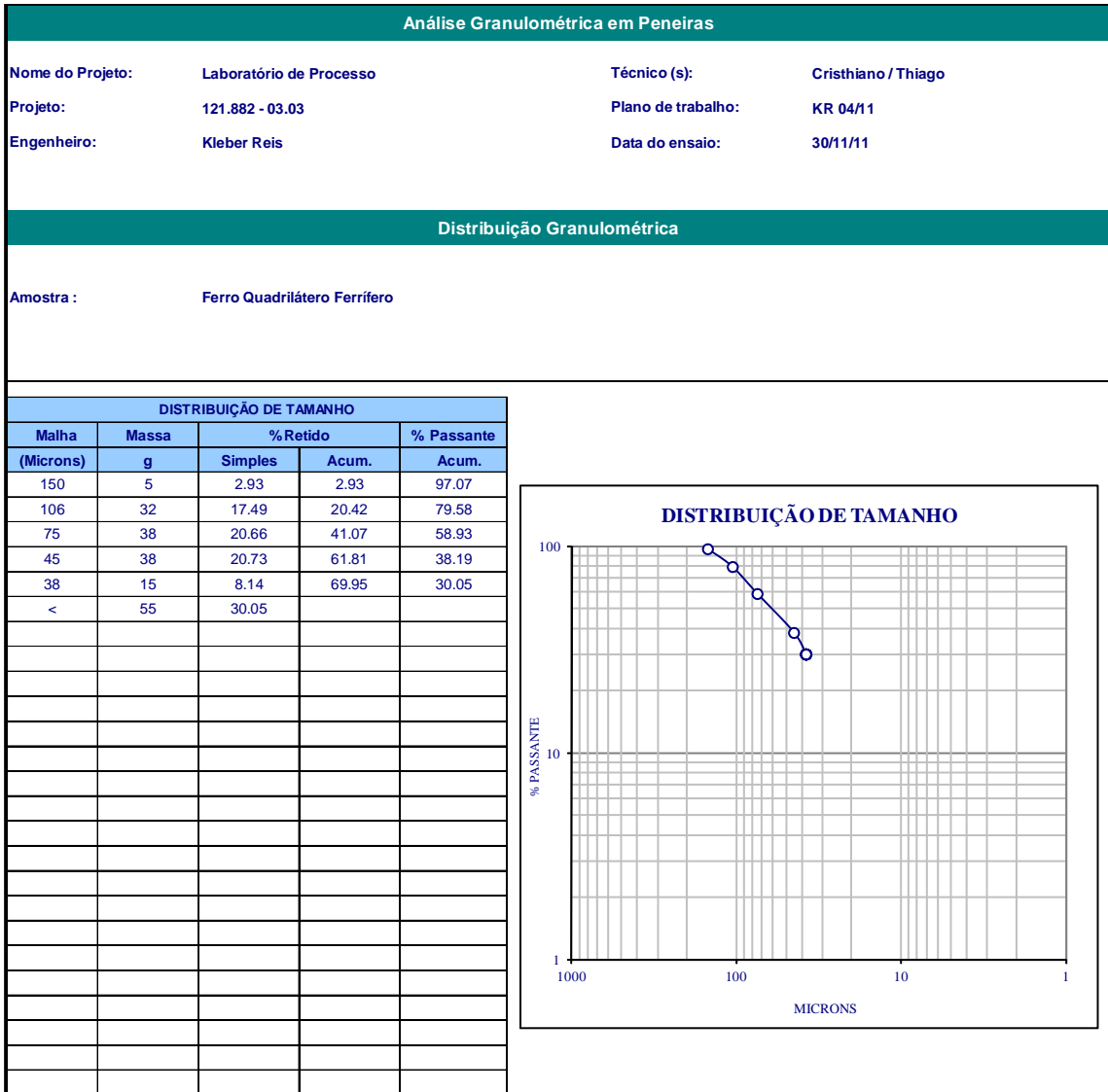
Wills, B.A., Napier-Munn, T. J.. Mineral Processing technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2007, pp.267 – 352.

Yang, D.C. Reagent in Iron Ore Processing. In: Somasundaran, P. e Moudgil, B.M.; ed. Reagents in Mineral Technology; Surfactant Science Series. New York, Marcel Dekker, vol. 27, 1988, pp. 579-640

Yianatos, J.B. Design, Modelling and Control of Flotation Equipment. Proceedings: XXII International Mineral Processing Congress, 3 October 2003, Cape Town, South Africa, 2003.



## Análise Granulométrica da amostra moída



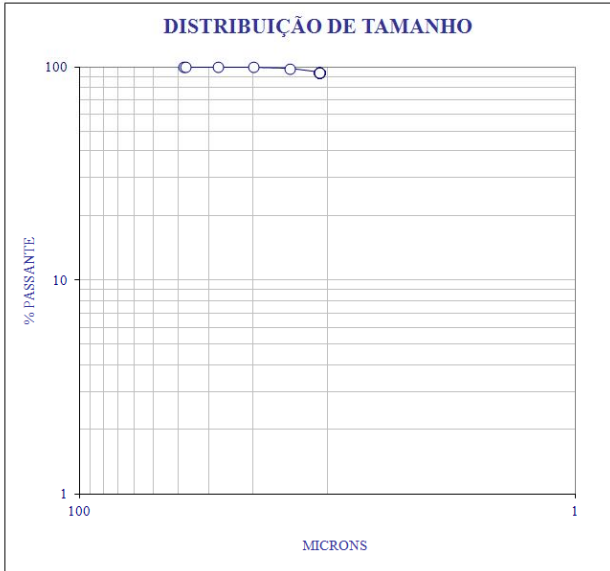


# Análise Granulométrica do *overflow* da deslamagem

Análise Granulométrica - Cyclosizer e Peneiras				
Nome do Projeto:	Laboratório de Processo	Técnico (s):	Thiago	Cristhiano Alves
Projeto:	121882-03.03	Plano de trabalho:	KR-01/12	
Engenheiro:	Kleber/Emanuela	Data do ensaio	10/01/12	

Distribuição Granulométrica	
Amostra :	Overflow da deslamagem

DISTRIBUIÇÃO DE TAMANHO				
Malha (Microns)	Massa g	%Retido		% Passante
		Simplex	Acum.	Acum.
38	0.01	0.03	0.03	99.97
37	0.01	0.03	0.06	99.94
27	0.01	0.03	0.09	99.91
20	0.01	0.03	0.12	99.88
14	0.54	1.58	1.70	98.30
11	1.38	4.04	5.74	94.26
	32.18	94.26		



## Análise Granulométrica das partículas grossas (>74 $\mu$ m)

Análise Granulométrica em Peneiras				
<b>Nome do Projeto:</b>	Laboratório de Processo	<b>Técnico (s):</b>	Thiago	
<b>Projeto:</b>	121882-03.03	<b>Plano de trabalho:</b>	KR-01/12	
<b>Engenheiro:</b>	Kleber/Emanuela	<b>Data do ensaio:</b>	12/05/12	
Distribuição Granulométrica				
<b>Amostra :</b>	Underflow da deslamagem			
DISTRIBUIÇÃO DE TAMANHO				
Malha (Microns)	Massa g	%Retido		% Passante
		Simples	Acum.	Acum.
75	55	55.91	55.91	44.09
<	43	44.09		

O gráfico apresenta o percentual de partículas que passam por peneiras de diferentes tamanhos em microns. O eixo vertical representa o % PASSANTE em escala logarítmica (1 a 100). O eixo horizontal representa o tamanho em MICRONS em escala logarítmica (1 a 100). Um único ponto de dados é plotado em aproximadamente 75 microns com um valor de % passante de 44.09.

Tamanho (microns)	% Passante
75	44.09

### Análise Granulométrica das partículas finas (<74µm)

Análise Granulométrica em Peneiras				
Nome do Projeto:	Laboratório de Processo	Técnico (s):	Thiago	
Projeto:	121882-03.03	Plano de trabalho:	KR-01/12	
Engenheiro:	Kleber/Emanuela	Data do ensaio:	12/05/12	
Distribuição Granulométrica				
Amostra :                    Overflow da ciclonagem				
DISTRIBUIÇÃO DE TAMANHO				
Malha (Microns)	Massa g	%Retido		% Passante
<		Simple	Acum.	Acum.
75	19	24.38	24.38	75.62
<	59	75.62		

**DISTRIBUIÇÃO DE TAMANHO**

## ANEXO 2 – RESULTADOS DE MOAGEM

<b>Nome da amostra</b>		Ferro QF		<b>Tipo de Moagem</b>		<b>MALHAS DE CONTROLE</b>			<b>DADOS INICIAIS</b>		
<b>Identificação do teste</b>		Am.inicial		<input checked="" type="checkbox"/> COM RETORNO DE AMOSTRA		Posição	mm	% Pass.	Conc. de solidos	pH	
						1ª	0.150	95	% P/P	Inicial	Final
						2ª			60	-	-
<b>PENEIRAMENTO INICIAL</b>				<b>REAGENTES</b>							
Malha	Massa seca	Retido	Passante	Identificação	Conc.	Consumo	Adição				
		Simplex	Acum.		%P/P	g/t	g				
mm	g	%	%	-	-	-					
0.150	31.700	21.258	78.742	-	-	-					
<	117.420	78.742		-	-	-					
				-	-	-					
<b>MOINHO</b>			<b>CORPO MOEDOR</b>								
Moinho	tag	DSL-MOI026		Tipo de Carga Moedora:	Barras						
Rotação	RPM	73		mm	25.400						
				massa	22.300						
<b>MOAGEM</b>				<b>PENEIRAMENTO / FILTRAGEM DA TORTA</b>					<b>Critério de Aceitação</b>		
Tempo Real	Tempo estimado	Minério	Água	Malha	Massa seca	Torta Úmida Filtrada	Retido	Passante			
							Simplex	Acum.			
min	min	g	g	mm	g	g	%	%	-	FAIXA	+
10.00	-	2000.00	1333.33	0.150	3.49		4.2	95.8			
				<	79.04		95.8				
									OK		



## ANEXO 3 – RESULTADOS DO CICLONE

### Deslamagem

FPGTP-CY001/01 - Boletim de Operação: Classificação em Hidrociclones - Batelada											Rev. 04
Nome do Projeto: Laboratório de Processo			Engenheiro: Kleber Reis								
Projeto: 121882-03.03			Técnico (s): Cristiano, Thiago								
Plano de trabalho: KR-01/12			Data do ensaio: 04/01/2012								
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Diâmetro			Área de entrada	Altura do corpo cilíndrico	Alimentação						
Ciclone	Apex	Vortex			Conc. de Sólidos	Pressão	Tamanho de corte				
mm	mm	mm	mm	mm	%	bar	mm				
40	3	12	10x3	40	6	1.75	0.01				
EQUIPAMENTOS											
Balança	Ciclone	Estufa/Chapa									
tag	tag	tag									
DSL-BAL-088	DSL - HID - 005	DSL - CHA - 051									
Nome da amostra	Identificação do teste	Descrição	Densidade Real	Tempo	Massa alimentação	Massa de polpa	Massa úmida	Aliquota úmida	Aliquota seca	Massa seca	Conc. Sólido
			g/cm <sup>3</sup>	s	kg	kg	kg	g	g	kg	%
Ferro QF	CICLONE 1	Underflow	3.81	600.68	30.00	36.81	30.39	149.4000	133.4800	27.15	73.76
		Overflow				446.10	2.55	15.9200	11.7700	1.89	0.42

# Ciclonagem

FPGTP-CY001/01 - Boletim de Operação: Classificação em Hidrociclones - Batelada											Rev. 04
Nome do Projeto: Laboratório de Processo			Engenheiro: Kleber Reis								
Projeto: 121882-03.03			Técnico (s): José Maria ,Cristhiano , Thiago								
Plano de trabalho: KR-01/12			Data do ensaio: 11/05/2012								
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Diâmetro			Área de entrada	Altura do corpo cilíndrico	Alimentação						
Ciclone	Apex	Vortex			Conc. de Sólidos	Pressão	Tamanho de corte				
mm	mm	mm	mm	mm	%	bar	mm				
40	5	12	16X4	40	30	0.25	0.075				
EQUIPAMENTOS											
Balança	Ciclone	Estufa/Chapa									
tag	tag	tag									
DSL-BAL-088	DSL - HID - 005	DSL - CHA - 051									
Nome da amostra	Identificação do teste	Descrição	Densidade Real	Tempo	Massa alimentação	Massa de polpa	Massa úmida	Aliquota úmida	Aliquota seca	Massa seca	Conc. Sólido
			g/cm <sup>3</sup>	s	kg	kg	kg	g	g	kg	%
Ferro QF	CICLONE 2	Underflow	3.81	87.03	15.31	11.53	9.23	146.4400	135.0800	8.51	73.84
		Overflow				44.33	7.36	147.1200	135.0000	6.75	15.23

## ANEXO 4 – RESULTADOS DE FLOTAÇÃO

### Flotação reversa da amostra deslamada

% Umidade					Estufa	Temperatura de secagem	Balança				
Massa Úmida	Massa Seca	Umidade inicial	Massa Úmida Calculada	Massa Seca Calculada	tag	°C	tag				
g	g	%	g	g							
2608.00	2330.00	10.66	2608.5	2368.2	64.4G CH-003	80	DSL-BAL 042				
Alimentação da Flotação											
Densidade real	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação	Teor de SiO2							
g/cm <sup>3</sup>	%	g/cm <sup>3</sup>	g	%							
4.00	56.3	1.73	2368.2	34.70							
Reagentes											
Tipo	pH	Coletor	Ativador	Depressor	Espumante						
Identificação	NaOH	Amina		Fécula							
%PIP	1	1		1							
Dos. (gt)	-	400		550							
g - dos.	-	32.87		130.25							
Dos. (gt)	-										
g - dos.	-	0.00		0.00							
Produtos	Massa Seca	Distribuição de massa	CRITÉRIO DE ACEITAÇÃO								
	g	%	1.76%								
CONC	1255.30	53.9									
Rej-1	680.90	28.4									
Rej-2	285.33	12.3									
Rej-3	112.01	4.8									
Rej-4	8.87	0.4									
Rej-5	4.42	0.2									
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Etapa do processo	Tempo	Reagente	Volume da cuba	Vazão de Ar	Pressão de Ar	Rotação	ph inicial	ph final	Regulador de pH	Eh inicial	Eh final
	min	g	L	L/min	Kg/cm <sup>2</sup>	rpm			mL		
Cond 1	3		2.39			1200	7.55	10.48	0.76 g		
Cond 2	1										
Conc											
Rej 1	30"										
Rej 2	60"										
Rej 3	90"										
Rej 4	3'										
Rej 5	5'										

## Flotação reversa da amostra deslamada – duplicata

Dados iniciais					EQUIPAMENTOS						
% Umidade					Estufa	Temperatura de secagem	Balança				
Massa Úmida	Massa Seca	Umidade inicial	Massa Úmida Calculada	Massa Seca Calculada	tag	°C	tag				
g	g	%	g	g	64.4G.CH-003	80	DSL-BAL 042				
2608.00	2330.00	10.66	2504.4	2237.4							
Alimentação da Flotação											
Densidade real	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação	Teor de SiO2							
g/cm <sup>3</sup>	%	g/cm <sup>3</sup>	g	%							
4.00	55.0	1.70	2237.4	34.70							
Reagentes											
Tipo	pH	Coletor	Ativador	Depressor	Espumante						
Identificação	NaOH	Amina		Fécula							
%PIP	1	1		1							
Dos. (g/l)	-	400		550							
g - dos.	-	31.06									
Dos. (g/l)	-										
g - dos.	-	0.00									
Produtos	Massa Seca	Distribuição de massa	CRITÉRIO DE ACEITAÇÃO								
	g	%	0.86%								
CONC	1253.08	55.5									
Rej-1	599.10	26.5									
Rej-2	263.51	11.7									
Rej-3	117.14	5.2									
Rej-4	18.75	0.8									
Rej-5	5.15	0.2									
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Etapa do processo	Tempo	Reagente	Volume da cuba	Vazão de Ar	Pressão de Ar	Rotação	ph inicial	ph final	Regulador de pH	Eh inicial	Eh final
	min	g	L	L/min	Kg/cm <sup>2</sup>	rpm			mL		
Cond 1	3		2.39			1200	7.47	10.46	0.69 g		
Cond 2	1										
Conc											
Rej 1	30"										
Rej 2	60"										
Rej 3	90"										
Rej 4	3'										
Rej 5	5'										

## Flotação reversa das partículas grossas (>74µm)

Dados iniciais					EQUIPAMENTOS						
% Umidade					Estufa	Temperatura de secagem	Balança				
Massa Úmida	Massa Seca	Umidade inicial	Massa Úmida Calculada	Massa Seca Calculada	tag	°C	tag				
g	g	%	g	g	64 4G.CH-003	80	DSL-BAL 042				
2608.00	2330.00	10.86	2608.5	2330.4							
Alimentação da Flotação											
Densidade real	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação	Teor de SiO2							
g/cm <sup>3</sup>	%	g/cm <sup>3</sup>	g	%							
4.00	56.3	1.73	2330.4	29.70							
Reagentes											
Tipo	pH	Coletor	Ativador	Depressor	Espumante						
Identificação	NaOH	Amina		Fécula							
%P/P	1	1		1							
Dos. (g/t)	-	400		550							
g - dos.	-	27.69		128.17							
Dos. (g/t)	-										
g - dos.	-										
Produtos	Massa Seca	Distribuição de massa	CRITÉRIO DE ACEITAÇÃO								
	g	%	0.55%								
CONC	1411.30	60.9									
Rej-1	468.22	20.2									
Rej-2	330.40	14.3									
Rej-3	80.2	3.5									
Rej-4	21.8	0.9									
Rej-5	5.6	0.2									
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Etapa do processo	Tempo	Reagente	Volume da cuba	Vazão de Ar	Pressão de Ar	Rotação	ph inicial	ph final	Regulador de pH	Eh inicial	Eh final
	min	g	L	L/min	Kg/cm <sup>2</sup>	rpm			mL		
Cond 1	3		2.39			1200	7.13	10.46	1.07g		
Cond 2	1										
Conc											
Rej 1	30"										
Rej 2	60"										
Rej 3	90"										
Rej 4	3'										
Rej 5	5'										

Flotação reversa das partículas grossas (>74µm) – duplicata

Dados iniciais					EQUIPAMENTOS						
% Umidade					Estufa	Temperatura de secagem	Balança				
Massa Úmida	Massa Seca	Umidade inicial	Massa Úmida Calculada	Massa Seca Calculada	tag	°C	tag				
g	g	%	g	g							
2608.00	2345.00	10.08	2429.7	2326.1	64.4G.CH-003	80	DSL-BAL 042				
Alimentação da Flotação											
Densidade real	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação	Teor de SiO2							
g/cm <sup>3</sup>	%	g/cm <sup>3</sup>	g	%							
4.00	54.2	1.69	2326.1	29.70							
Reagentes											
Tipo	pH	Coletor		Ativador		Depressor		Espumante			
Identificação	NaOH		Amina			Fécula					
%PIP	1		1			1					
Dos. (g/l)			400			550					
g - dos.			27.63			127.94					
Dos. (g/l)											
g - dos.			0.00			0.00					
Produtos	Massa Seca	Distribuição de massa		CRITÉRIO DE ACEITAÇÃO							
	g	%									
CONC	1418.50	61.3		0.64%							
Rej-1	543.50	23.5									
Rej-2	293.70	12.7									
Rej-3	35.6	1.5									
Rej-4	15.68	0.7									
Rej-5	6.65	0.3									
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Etapa do processo	Tempo	Reagente	Volume da cuba	Vazão de Ar	Pressão de Ar	Rotação	ph inicial	ph final	Regulador de pH	Eh inicial	Eh final
	min	g	L	L/min	Kg/cm <sup>2</sup>	rpm			mL		
Cond 1	3		2.39			1200	7.12	10.55	0,71g		
Cond 2	1										
Conc											
Rej 1	30"										
Rej 2	60"										
Rej 3	90"										
Rej 4	3'										
Rej 5	5'										

## Flotação direta das partículas finas (<74µm)

Dados iniciais					EQUIPAMENTOS						
% Umidade					Estufa	Temperatura de secagem	Balança				
Massa Úmida	Massa Seca	Umidade inicial	Massa Úmida Calculada	Massa Seca Calculada	tag	°C	tag				
g	g	%	g	g							
2608.00	2330.00	10.66	2593.7	2317.2	64 4G.CH-003	80	DSL-BAL 042				
Alimentação da Flotação											
Densidade real	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação	Teor de SiO2							
g/cm <sup>3</sup>	%	g/cm <sup>3</sup>	g	%							
3.57	57.1	1.70	2317.2	44.00							
Reagentes											
Tipo	pH	Coletor	Ativador	Depressor	Espumante						
Identificação	HCL	5806-25 Flotigan		PQ7							
%P/P	1	1		1							
Dos. (gt)	-	600		600							
g - dos.	-	139.03		139.03							
Dos. (gt)	-										
g - dos.	-										
Produtos	Massa Seca	Distribuição de massa	CRITÉRIO DE ACEITAÇÃO								
	g	%									
Conc 1	427.64	18.6	0.60%								
Conc 2	366.24	15.9									
Conc 3	383.16	16.6									
Conc 4	971.80	42.2									
Conc 5	125.42	5.4									
Rejeito	28.16	1.2									
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Etapa do processo	Tempo	Reagente	Volume da cuba	Vazão de Ar	Pressão de Ar	Rotação	ph inicial	ph final	Regulador de pH	Eh inicial	Eh final
	min	g	L	L/min	Kg/cm <sup>2</sup>	rpm			mL		
Cond 1	5		2.39			1200	7.45	7.03	0.41g		
Cond 2	2										
Conc 1	30"										
Conc 2	60"										
Conc 3	90"										
Conc 4	3'										
Conc 5	5'										

## Flotação direta das partículas finas (<74µm)– duplicata

Dados iniciais					EQUIPAMENTOS						
% Umidade					Estufa	Temperatura de secagem	Balança				
Massa Úmida	Massa Seca	Umidade inicial	Massa Úmida Calculada	Massa Seca Calculada	tag	°C	tag				
g	g	%	g	g	64.4G.CH-003	80	DSL-BAL.042				
2808.00	2330.00	10.66	2557.6	2337.23							
Alimentação da Flotação											
Densidade real	Concentração de sólidos	Densidade de polpa	Massa de alimentação	Teor de SiO2							
g/cm <sup>3</sup>	%	g/cm <sup>3</sup>	g	%							
3.57	56.6	1.69	2337.23	44.00							
Reagentes											
Tipo	pH	Coletor	Ativador	Depressor	Espumante						
Identificação	HCL	5806-25 Flotigam		PQ7							
%P/P	1	1		1							
Dos. (g/t)	-	600		600							
g - dos.	-	140.23		140.23							
Dos. (g/t)	-										
g - dos.	-										
Produtos	Massa Seca	Distribuição de massa	CRITÉRIO DE ACEITAÇÃO								
	g	%	0.71%								
Conc 1	416.40	17.9									
Conc 2	356.60	15.4									
Conc 3	430.90	18.6									
Conc 4	528.40	22.8									
Conc 5	310.7	13.4									
Rejeito	277.55	12.0									
CONDIÇÕES DO ENSAIO											
Etapa do processo	Tempo	Reagente	Volume da cuba	Vazão de Ar	Pressão de Ar	Rotação	ph inicial	ph final	Regulador de pH	Eh inicial	Eh final
	min	g	L	L/min	Kg/cm <sup>2</sup>	rpm			mL		
Cond 1	5		2.39			1200	7.49	6.97	0.61g		
Cond 2	2										
Conc 1	30"										
Conc 2	60"										
Conc 3	90"										
Conc 4	3'										
Conc 5	5'										



## ANEXO 5 – ANÁLISES QUÍMICAS

### Análises químicas da amostra inicial

	<b>Método</b>	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	<b>Unidade</b>	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
	<b>Limite Quantificação</b>	0.042	0.031	0.021	0.025	230.00	0.128	0.014	0.070	3.00	0.108
<b>Seq</b>	<b>Amostra</b>	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF
1	KR-03/11-Am Inicial---Glob AM FERRO - MESTRADO 2011	0.485	0.041	0.082	0.192	374.34	34.9	0.029	1.68	44.0	1.43

### Análises químicas da frações da amostra moída

	<b>Método</b>	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	<b>Unidade</b>	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
	<b>Limite Quantificação</b>	0.042	0.031	0.021	0.025	230.00	0.128	0.014	0.070	3.00	0.108
<b>Seq</b>	<b>Amostra</b>	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF
1	KR-04/11-Granul--Fraq AM: ITABIRITO COMPACTO - GRANULOQ - FRAÇÃO - 0,150 mm	0.257	0.042	0.084	0.268	367.86	39.3	0.023	2.87	41.5	1.44
2	KR-04/11-Granul--Fraq AM: ITABIRITO COMPACTO - GRANULOQ - FRAÇÃO - 0,106 mm	0.183	< 0,031	0.035	0.182	296.86	46.7	0.016	2.30	36.1	1.14
3	KR-04/11-Granul--Fraq AM: ITABIRITO COMPACTO - GRANULOQ - FRAÇÃO - 0,075 mm	0.186	< 0,031	0.034	0.141	275.67	46.0	0.016	2.48	36.8	0.988
4	KR-04/11-Granul--Fraq AM: ITABIRITO COMPACTO - GRANULOQ - FRAÇÃO - 0,045 mm	0.205	< 0,031	0.043	0.135	282.08	38.3	0.022	2.27	42.2	1.02
5	KR-04/11-Granul--Fraq AM: ITABIRITO COMPACTO - GRANULOQ - FRAÇÃO - 0,038 mm	0.239	< 0,031	0.063	0.135	298.47	28.8	0.031	1.96	48.5	1.00
6	KR-04/11-Granul--Fraq AM: ITABIRITO COMPACTO - GRANULOQ - FRAÇÃO - < 0,038 mm	1.09	0.059	0.148	0.290	585.98	21.8	0.049	1.42	51.5	2.18

### Análises químicas dos produtos da deslamagem e da ciclonagem

	<i>Método</i>	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	<i>Unidade</i>	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%	%
	<i>Limite Quantificação</i>	0.042	0.031	0.021	0.025	230.00	0.128	0.014	0.070	3.00	0.108	
<i>Seq</i>	<i>Amostra</i>	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF	
1	KR-01/12-Ciclon-...-Uf Ferro UF - Ciclone 1	0.220	0.033	0.058	0.162	305.55	34.7	0.027	2.07	44.3	1.19	
2	KR-01/12-Ciclon-...-Of Ferro OF - Ciclone 1	4.14	0.051	0.357	0.688	1218.04	27.0	0.058	0.773	42.9	5.11	
3	KR-01/12-Ciclon-...-Uf Ferro UF - Ciclone 2	0.155	<0.031	0.034	0.160	303.64	29.7	0.025	2.42	48.3	1.02	
4	KR-01/12-Ciclon-...-Of Ferro OF - Ciclone 2	0.310	0.034	0.088	0.163	333.66	44.0	0.031	1.43	37.1	1.18	

### Análises químicas dos concentrados da flotação reversa da amostra deslamada

	<i>Método</i>	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	<i>Unidade</i>	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%	%
	<i>Limite Quantificação</i>	0.042	0.031	0.021	0.025	230.00	0.128	0.014	0.070	3.00	0.108	
<i>Seq</i>	<i>Amostra</i>	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF	
1	KR-01/12-Flot--Conc AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - CONC 1		0.201	0.035	0.033	0.257	468.92	0.679	0.034	2.98	67.7	1.74
2	KR-01/12-Flot--Conc AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - CONC 1 (DUPLIC)		0.204	0.039	0.037	0.256	448.17	0.682	0.038	3.11	67.7	1.72

Análises químicas dos rejeitos da flotação reversa da amostra deslamada

	Método	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	Unidade	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%	%
	Limite Quantificação	0.042	0.031	0.021	0.025	230.00	0.128	0.014	0.070	3.00	0.108	
Seq	Amostra	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF	
1	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 1	0.164	< 0,031	0.061	0.042	< 230,00	81.5	< 0,014	0.630	11.6	0.339	
2	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 2	0.274	< 0,031	0.099	0.044	< 230,00	74.9	0.021	0.526	16.4	0.456	
3	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 3	0.555	0.049	0.223	0.088	< 230,00	53.8	0.042	0.861	30.5	0.834	
4	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 4	0.855	0.087	0.434	0.176	309.92	19.0	0.078	1.62	54.0	1.52	
5	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 5	0.780	0.097	0.318	0.203	382.22	10.0	0.082	1.65	60.4	1.72	
6	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 1 (DUPLIC)	0.175	< 0,031	0.062	0.041	< 230,00	81.9	< 0,014	0.825	10.8	0.402	
7	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 2 (DUPLIC)	0.264	< 0,031	0.103	0.046	< 230,00	76.5	0.020	0.509	16.0	0.397	
8	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 3 (DUPLIC)	0.426	0.042	0.173	0.075	< 230,00	63.6	0.032	0.818	24.3	0.712	
9	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 4 (DUPLIC)	0.763	0.074	0.348	0.178	340.10	17.2	0.075	1.47	56.0	1.48	
10	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 1 - REJ 5 (DUPLIC)	0.783	0.094	0.290	0.199	404.66	10.8	0.082	1.77	59.9	1.92	

Análises químicas dos concentrados da flotação reversa das partículas grossas (>74µm)

	Método	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	Unidade	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
	Limite Quantificação	0.042	0.031	0.021	0.025	230.00	0.128	0.014	0.070	3.00	0.108
Seq	Amostra	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF
1	KR-01/12-Flot--Conc AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - CONC 1	0.193	<0.031	0.034	0.247	412.81	0.897	0.030	3.29	67.6	1.64
2	KR-01/12-Flot--Conc AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - CONC 1 (DUPLIC)	0.191	<0.031	0.033	0.241	375.48	0.864	0.030	3.29	67.8	1.69

Análises químicas dos rejeitos da flotação reversa das partículas grossas (>74µm)

	Método	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	Unidade	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%	%
	Limite Quantificação	0.042	0.031	0.021	0.025	230.00	0.128	0.014	0.070	3.00	0.108	
Seq	Amostra	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF	
1	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 1	0.133	0.034	0.043	<0,025	< 230,00	83.2	0.014	0.539	10.4	0.281	
2	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 2	0.114	<0,031	0.038	<0,025	< 230,00	74.3	0.018	0.376	16.6	0.304	
3	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 3	0.305	0.033	0.080	0.048	< 230,00	39.8	0.042	0.758	40.2	0.666	
4	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 4	0.401	0.038	0.124	0.077	< 230,00	6.85	0.064	0.525	63.7	0.899	
5	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 5	0.443	0.045	0.155	0.085	< 230,00	12.0	0.064	1.06	61.2	1.09	
6	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 1 (DUPLIC)	0.212	0.047	0.068	<0,025	< 230,00	81.9	0.018	0.724	10.7	0.339	
7	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 2 (DUPLIC)	0.140	<0,031	0.045	<0,025	< 230,00	69.6	0.020	0.432	19.2	0.404	
8	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 3 (DUPLIC)	0.351	0.036	0.102	0.053	< 230,00	19.6	0.056	0.819	54.9	0.855	
9	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 4 (DUPLIC)	0.438	0.043	0.139	0.076	< 230,00	12.6	0.062	0.943	59.7	0.998	
10	KR-01/12-Flot--Rej AM: ITABIRITO - U.F CICLONE 2 - REJ 5 (DUPLIC)	0.494	0.043	0.159	0.094	231.92	12.3	0.065	1.07	59.6	1.12	

Análises químicas dos concentrados da flotação reversa das partículas finas (<74µm)

Seq	Método	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	Unidade	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
	Limite Quantificação	0.042	0.031	0.021	0.025	230	0.128	0.014	0.07	3	0.108
	Amostra	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF
1	KR-02/12-Flot... Afund Over Flow Ciclone 2 (1200g/t) Afundado	1.52	0.037	0.095	0.133	< 230.00	76.7	0.021	1.47	13.2	1.40
2	KR-02/12-Flot... Afund Over Flow Ciclone 2 (Duplic 600g/t) Afundado	0.500	< 0.031	0.049	0.168	< 230.00	80.4	0.014	1.27	12.3	0.798

Análises químicas dos rejeitos da flotação reversa das partículas finas (<74µm)

Seq	Método	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROPL03	PROVU03	PROVU06	PROVU28
	Unidade	%	%	%	%	ppm	%	%	%	%	%
	Limite Quantificação	0.042	0.031	0.021	0.025	230	0.128	0.014	0.07	3	0.108
	Amostra	Al2O3	CaO	MgO	Mn	P	SiO2	TiO2	FeO	Fe	PF
1	KR-02/12-Flot... Afund Over Flow Ciclone 2 (1200g/t) Afundado	1.52	0.037	0.095	0.133	< 230.00	76.7	0.021	1.47	13.2	1.40
2	KR-02/12-Flot... Afund Over Flow Ciclone 2 (Duplic 600g/t) Afundado	0.500	< 0.031	0.049	0.168	< 230.00	80.4	0.014	1.27	12.3	0.798
1	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 1 (1200g/t)	0.31	0.035	0.126	0.168	368.57	31.6	0.037	1.80	45.9	1.41
2	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 2 (1200g/t)	0.299	0.033	0.085	0.168	369.07	35.3	0.034	1.94	43.5	1.365
3	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 3 (1200g/t)	0.30	0.031	0.084	0.164	349.68	41.1	0.031	1.85	39.4	1.42
4	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 4 (1200g/t)	0.257	< 0.031	0.075	0.168	342.72	50.4	0.025	1.80	33.2	1.219
5	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 5 (1200g/t)	0.28	< 0.031	0.054	0.167	318.53	64.8	0.019	1.53	23.5	1.15
6	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 1 (Duplic 600g/t)	0.305	0.040	0.098	0.167	384.32	25.5	0.041	1.69	50.9	1.212
7	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 2 (Duplic 600g/t)	0.30	0.035	0.097	0.169	378.29	30.2	0.039	1.80	47.8	1.34
8	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 3 (Duplic 600g/t)	0.298	0.033	0.100	0.171	375.55	36.7	0.035	1.82	42.9	1.434
9	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 4 (Duplic 600g/t)	0.26	< 0.031	0.097	0.170	371.60	48.1	0.029	1.86	35.2	1.23
10	KR-02/12-Flot... Flut Over Flow Ciclone 2 Flutuado 5 (Duplic 600g/t)	0.188	< 0.031	0.062	0.160	322.80	59.4	0.019	1.69	26.8	1.146

## ANEXO 6 – LAUDO MINERALÓGICO

Caracterização mineralógica - textural e estudo de liberação da amostra global Itabirito

### INTRODUÇÃO

O estudo de caracterização mineralógica e textural, bem como a determinação do grau de liberação da amostra global Itabirito, são objetos do presente relatório.

Este estudo foi desenvolvido junto à equipe do projeto, que pertence à Gerência de Avaliação de Recurso (GAARK), da Diretoria de Desenvolvimento de Projetos Minerais (DIPM).

Os objetivos foram:

- A determinação e quantificação das fases minerais;
- Definição da textura dos óxidos/hidróxidos de Fe;
- Avaliação da granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe e quartzos;
- Estudo do grau de liberação dos óxidos/hidróxidos de Fe e silicatos.

### AMOSTRAS

A amostra, denominada por Itabirito, é um itabirito compacto no qual serão realizados estudos de flotação.

A amostra apresenta 44% de Fe e 34.9% de SiO<sub>2</sub>. Os teores de FeO e Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> são 1.68% e 0.485%, respectivamente.

*Tabela 2.1. Análise química da amostra global Itabirito*

<b>Amostra</b>	<b>Fe (%)</b>	<b>SiO<sub>2</sub> (%)</b>	<b>P (%)</b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (%)</b>	<b>FeO (%)</b>	<b>MgO (%)</b>	<b>CaO (%)</b>	<b>TiO<sub>2</sub> (%)</b>	<b>PF (%)</b>	<b>Mn (%)</b>
Am Inicial- ITABIRITO TIMBOPEBA - MESTRADO 2011	44.0	34.9	0.03	0.485	1.68	0.082	0.041	0.029	1.43	0.192

### METODOLOGIA

A preparação inicial da amostra consistiu em britagem de 100% da amostra abaixo de 1,0mm e retirada de uma alíquota para caracterização mineralógica.

Para o estudo, foi retirada outra alíquota para determinação do grau de liberação. O peneiramento a úmido consistiu na separação das seguintes faixas: -0,25 +0,15mm, -0,15 +0,075mm, -0,075 +0,045mm, -0,045+0,038mm e -0,038mm.

A caracterização mineralógica e textural foram conduzidas em microscópio ótico (Zeiss – modelo AXIOPLAN), com o objetivo de quantificar as fases minerais presentes, definir os tipos de hematita e granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe e quartzo.

Os resultados foram refinados em microscópio eletrônico de varredura (MEV) e QS (MEV FEI Quanta 650 operando a 25kV e 10nA equipado com dois EDS Bruker SDD 5030). A composição mineralógica foi devidamente comparada à análise química. Também foram realizadas microanálises pontuais por EDS (*Energy Dispersive Spectrometry*), a fim de determinar a presença de elementos contaminantes nos óxidos/hidróxidos de Fe e verificação de fases minerais não definidas em microscópio ótico.

Para o estudo de liberação foi utilizado o método de *Gaudin*, para o qual é necessária a contagem de no mínimo quinhentas partículas e estimativa da composição do mineral de interesse nestas. A porcentagem volumétrica de partículas livres é expressa pela equação abaixo:

$$GL = \frac{\text{mineral útil livre}}{\text{total de mineral útil}} \times 100\%$$

Quanto maior o valor do grau de liberação, mais liberado encontra-se o mineral de interesse. O comportamento de partículas mistas contendo mais de 95% do mineral de interesse pode ser semelhante ao de partículas 100% liberadas. Sendo assim, foi englobado, além das partículas totalmente livres, aquelas com mais de 95% do mineral de interesse e um volume menor que 5% de outra espécie.

O grau de liberação dos óxidos/ hidróxidos de ferro e dos minerais de ganga foi determinado nas frações granulométricas abaixo de 1mm, que representam a faixa mais fina do sinter feed (-1,00 +0,15mm) e a faixa do pellet feed natural (<0,15mm). Do ponto de vista operacional, faixas granulométricas mais grossas (>1mm) são difíceis de serem analisadas ao microscópio ótico ou ao microscópio eletrônico em função da massa e do elevado número de seções polidas para se atingir a contagem de 500 partículas ou mais.

As amostras *in natura* foram preparadas em *stubs* e analisadas em microscópio eletrônico de varredura (MEV, modelo *Philips* –XL30) e reconciliadas com resultados obtidos no QS (MEV FEI Quanta 650 operando a 25kV e 10nA equipado com dois EDS Bruker SDD 5030). Isto permitiu a contagem de mais de quinhentas partículas e definição da composição entre óxidos/hidróxidos de Fe e minerais ganga.



## RESULTADOS

### CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA E TEXTURAL

A composição mineralógica das amostras globais do alvo Faixa Leste é apresentada na Tabela 4.1.1.

Tabela 4.1.1. Composição Mineralógica (% massa) – amostras Faixa Leste

Minerais	Fórmula Estrutural	Am Global - Itabirito Timbopeba
<b>Minerais metálicos</b>		
Hematita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	49
Goethita/Limonita	FeO.OH	7
Magnetita	Fe <sup>3+</sup> <sub>2</sub> Fe <sup>2+</sup> O <sub>4</sub>	7
Óxidos/ hidróxidos de Mn	MnOx	<1
<b>Minerais transparentes</b>		
Quartzo	SiO <sub>2</sub>	37
Caulinita	Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub>	t
Talco	Mg <sub>6</sub> Si <sub>8</sub> O <sub>20</sub> (OH) <sub>4</sub>	r
Anfibólio	(Mg, Ca, Na,K) <sub>2-3</sub> (Mg,Fe,Al,Ti,Mn,Cr,Li,Zn) <sub>5</sub> (Si,Al) <sub>8</sub> O <sub>22</sub> (OH) <sub>2</sub>	r

Com base na abundância dos minerais e em sua respectiva composição química, é possível estimar a contribuição das espécies para o teor dos principais elementos. Estas informações estão expostas nos gráficos da Figura 4.1.1.

Os minerais principais são a hematita, a principal fonte de ferro, e o quartzo, que responde por mais de 90% do teor de sílica. O conteúdo de goethita e magnetita são de cerca de 7% (Tabela 4.1.1).

A caulinita que, em geral, contribuem com mais de 30% do teor de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, é traços (Tabela 4.1.1 e Figura 4.1.1). A goethita corresponde a aproximadamente 70% do conteúdo de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Os demais são anfibólios e talcos que são raros na amostra.

A forma de ocorrência destes minerais é mostrada na imagem eletrônica da Figura 4.1.2.

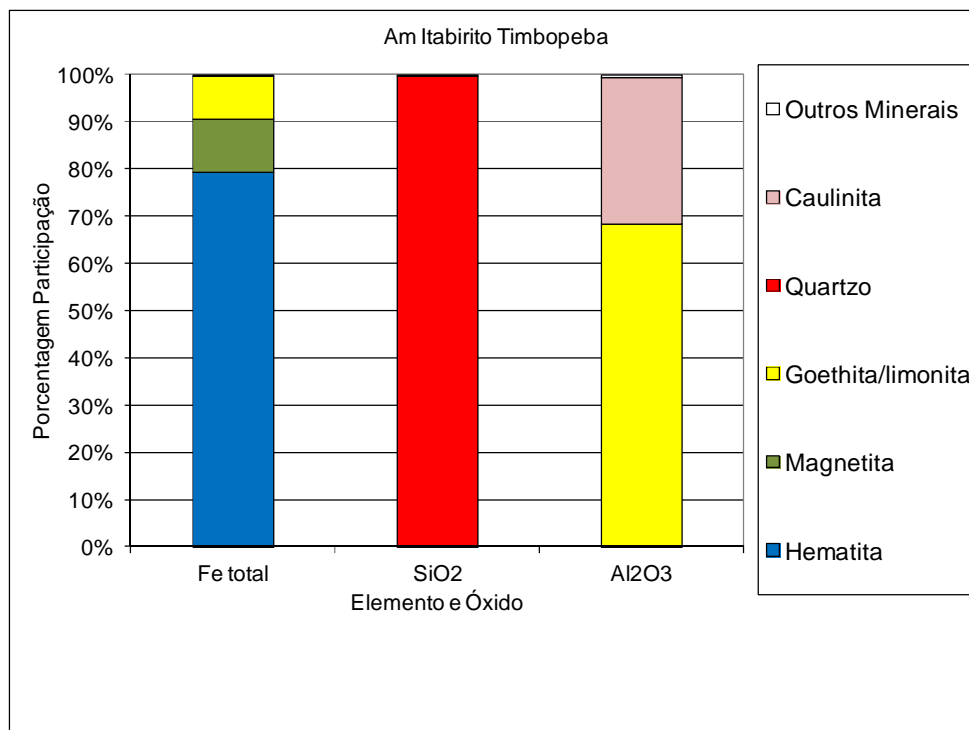


Figura 41.1. Distribuição do teor de FeT, SiO<sub>2</sub> e Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> pelos minerais

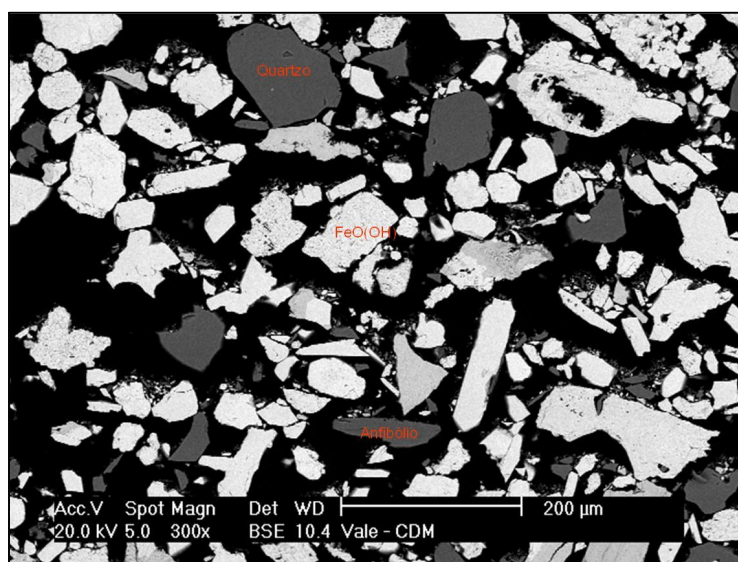


Figura 4.1.2.: Imagem eletrônica. FeO(OH):óxido/hidróxido de Fe.

Em termos texturais as amostras caracterizam-se pela presença de cristais de hematita granular de granulação “fina” e “média”. De acordo com a Tabela 4.1.2 estes cristais

representam em média 48% do total de óxidos/ hidróxidos de Fe. As demais foram encontradas são a martita, seguida de lamelar e lobular.

*Tabela 4.1.2 Tipos morfológicos dos cristais de óxidos/ hidróxidos de Fe (%vol.)*

Amostras	Am Global - Itabirito Timbopeba
<b>Óxidos de Fe</b>	
<b>Hematita Total</b>	<b>78</b>
Microcristalina	-
Martita	14
Lobular	4
Granular	52
Lamelar	8
Magnetita	11
<b>Hidróxidos de Fe</b>	
<b>Hidróxidos Total</b>	<b>11</b>
Goethita/Limonita	11
Ag. limonítico	-
Ag. criptocristalino	-

Em geral, mais de 40% dos cristais de hematita exibem diâmetro médio igual a 0,04mm e se encontram entre as classes “média” (0,04 a 0,11mm) e “fina” (0,01 a 0,03mm), conforme a Tabela 4.1.3.

Em média, 60% dos cristais de quartzo estão classificados como “médio” (0,04 a 0,11mm) e 30% (0,12 a 0,22mm) como “grosso”.

*Tabela 4.1.3. Granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe e de quartzo (em %vol.)*

Granulação	Am Global - Itabirito Timbopeba
<b>FeOx(OH)</b>	
Muito fina (<0,01mm)	11
Fina (0,01 a 0,03mm)	35
Média (0,04 a 0,11mm)	44
Grossa (0,12 a 0,22mm)	-
Muito grossa (>0,22mm)	-
Tamanho médio (mm)	0.04
Magnetita	11
<b>Quartzo</b>	
Muito fina (<0,01mm)	-
Fina (0,01 a 0,03mm)	10
Média (0,04 a 0,11mm)	62
Grossa (0,12 a 0,22mm)	28
Muito grossa (>0,22mm)	-
Tamanho médio (mm)	0.09

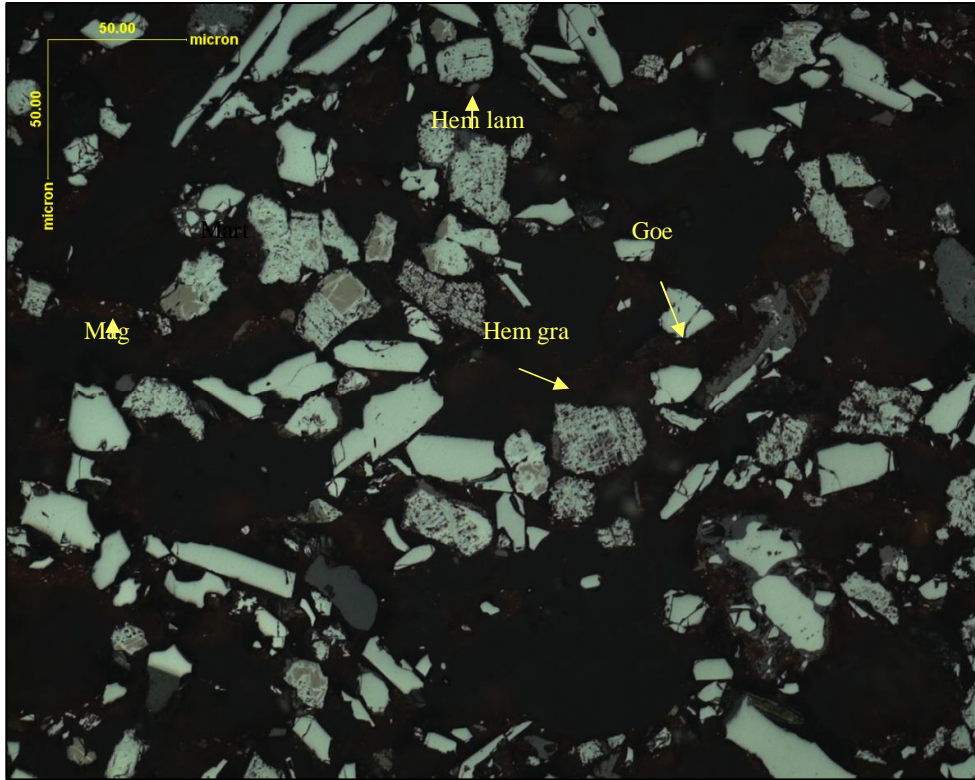


Figura 6. Cristais de hematita e s morfologias. Hem lam: hematita lamelar; Hem gra: hematita granular; Mart: martita; Goe: goethita.

#### ESTUDO DE LIBERAÇÃO

Conforme mencionado anteriormente, os resultados contemplam a liberação dos óxidos/hidróxidos de ferro, que englobam a hematita, a magnetita e a goethita/limonita, e os minerais de ganga, representados pelo quartzo, caulinita e outros.

Em geral, o grau de liberação médio dos óxidos/hidróxidos e da ganga (GL 95%-100%) das amostras é acima de 90% (Figura 4.2.1).

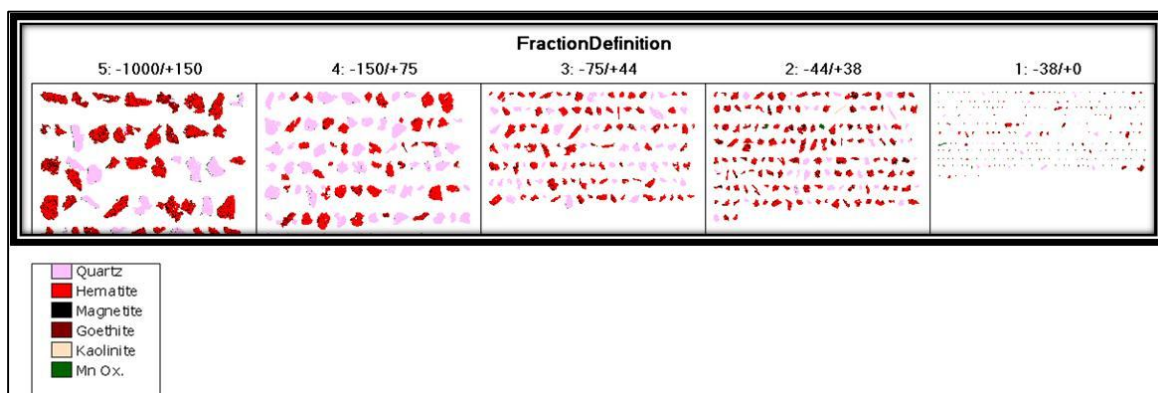
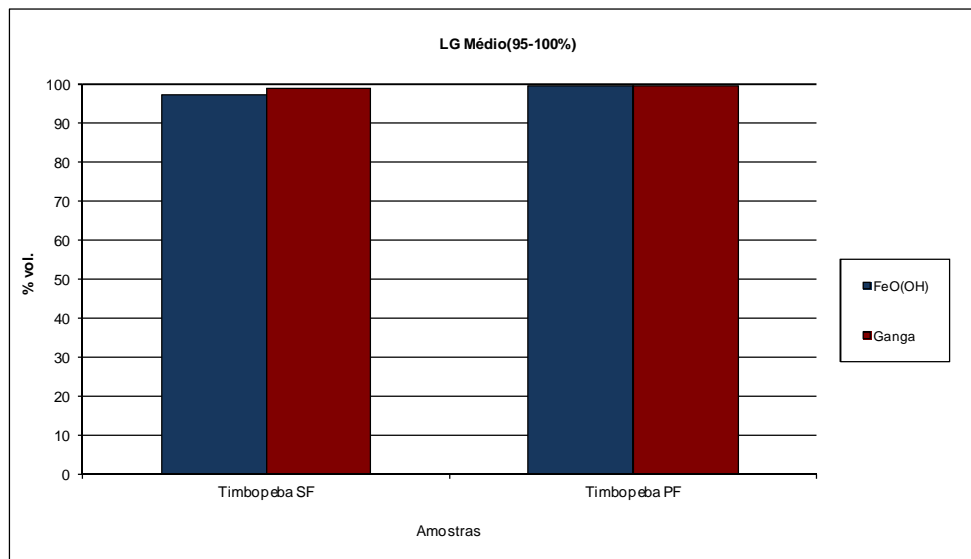


Figura 4.2.1. A. Grau de liberação dos óxidos/hidróxidos de Fe nas frações SF e PF. B. Imagens do QS por fração granulométrica.

Os teores de SiO<sub>2</sub> e Fe, geral são acima de 40% ( com exceção da fração +0,075). Os maiores valores encontrados encontram-se na fração +0,038 e -0,038mm. Em consequência, o conteúdo de SiO<sub>2</sub> é menor nestas últimas frações (Figura 4.2.2 A).

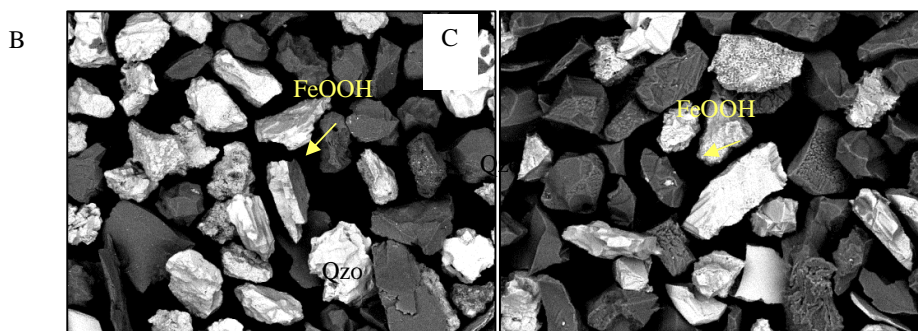
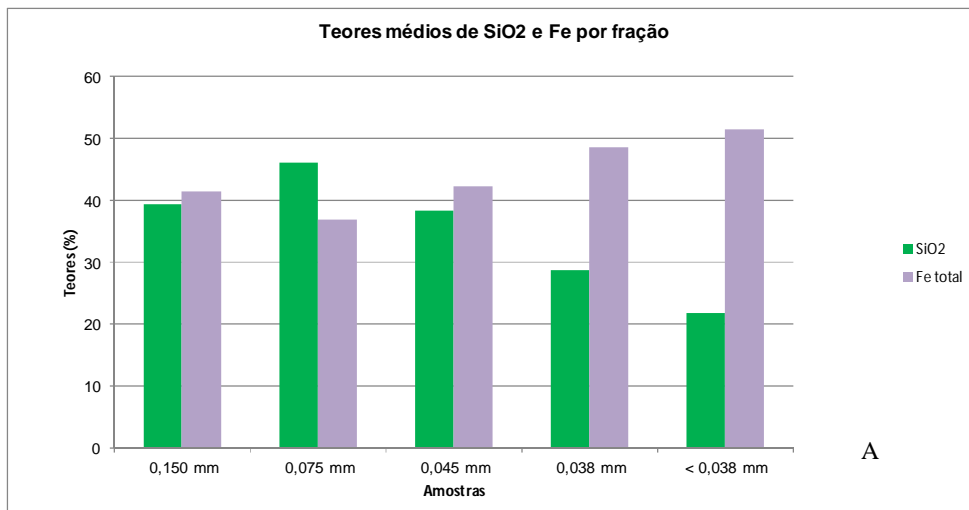


Figura 4.2.2.. A. teores médios de SiO<sub>2</sub> e Fe para frações B. Imagens eletrônicas - 0,25+0,15mm. B.Imagens eletrônicas -0,075 +0,045mm

Na fração granulométrica do pellet feed natural (<0,15mm), o grau de liberação dos óxidos/hidróxidos de ferro e dos minerais de ganga atinge valores médios acima de 95%. De acordo com as Figuras 4.2.3 e 4.2.4 pode-se verificar o grau de associação e liberação destas frações.

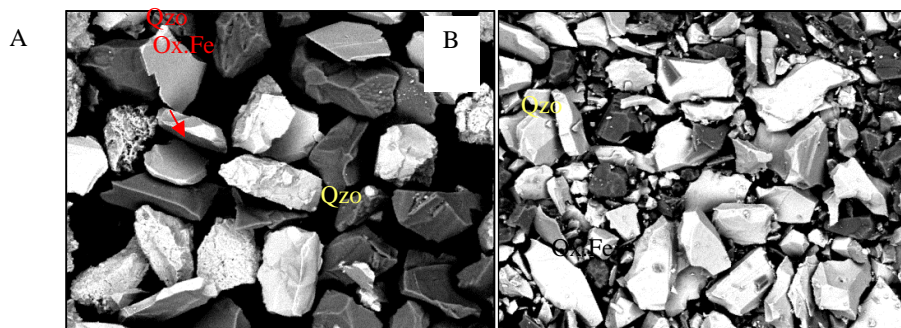
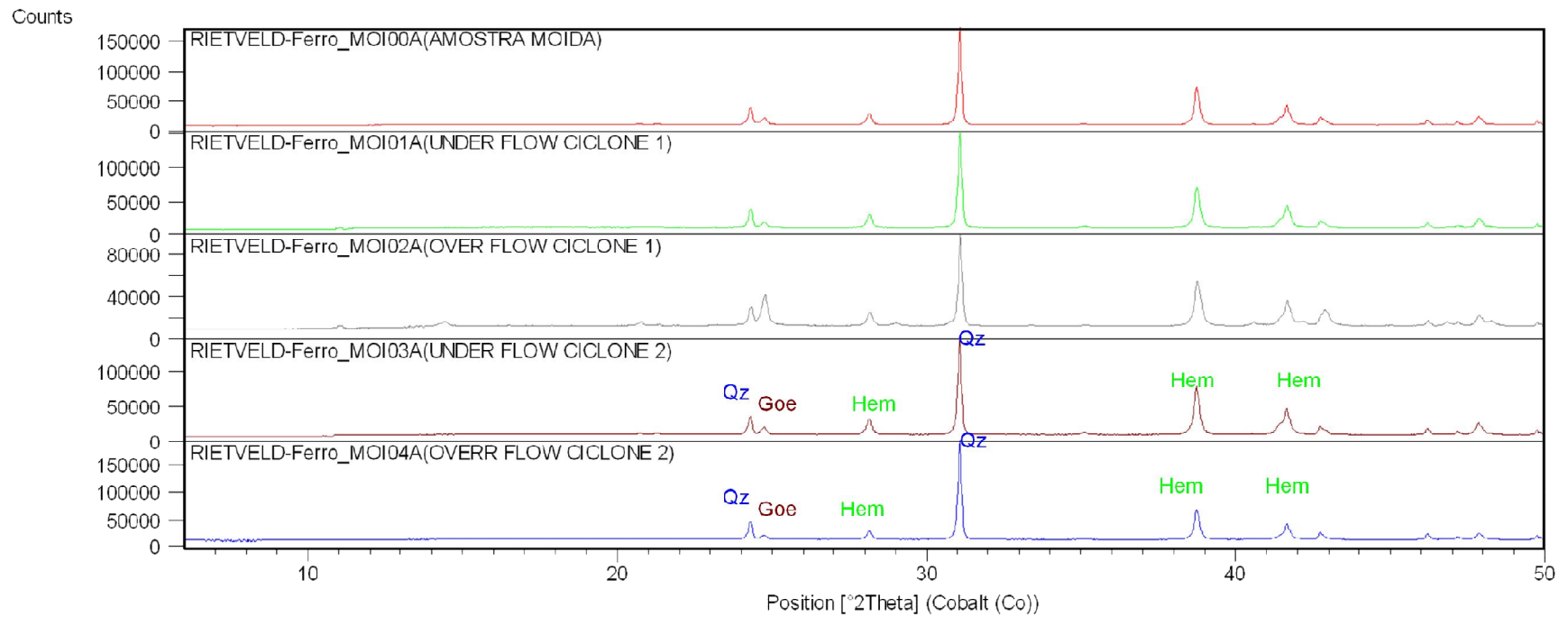


Figura 4.2.4. Imagens eletrônicas faixa do PF. A. -0,045+0,038mm. B. FAXE3. - 0,075+0,044mm

### Controle de Emissão de Documento Técnico

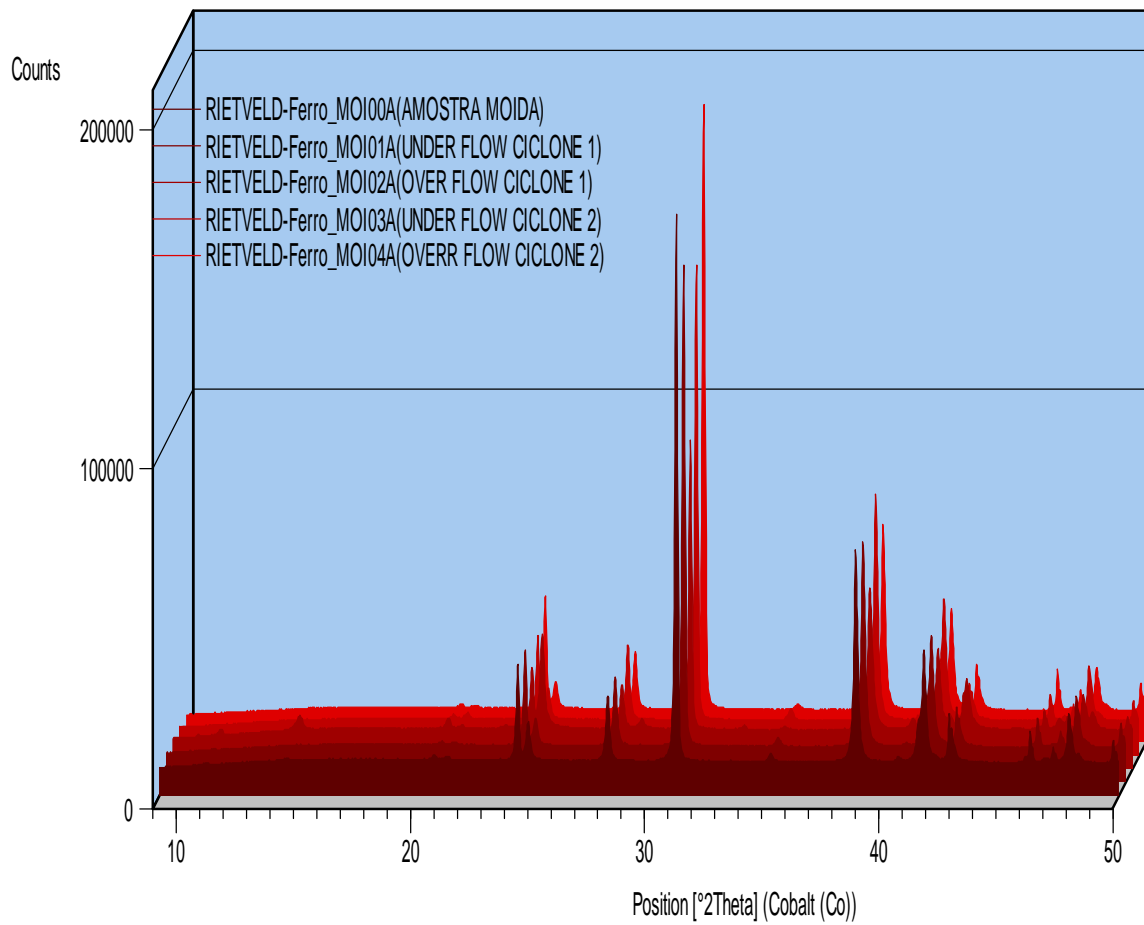
<b>ÓRGÃO EMISSOR</b>	: GAESK – Gerência de Desenvolvimento de Processos - : Américas
<b>AUTORES</b>	: Mariana Lemos
<b>TÍTULO</b>	: Caracterização mineralógica - textural e estudo de liberação : – Itabirito
<b>DATA</b>	: <b>Fevereiro/2012</b>
<b>PALAVRAS-CHAVE</b>	: Ferro, Itabirito compacto

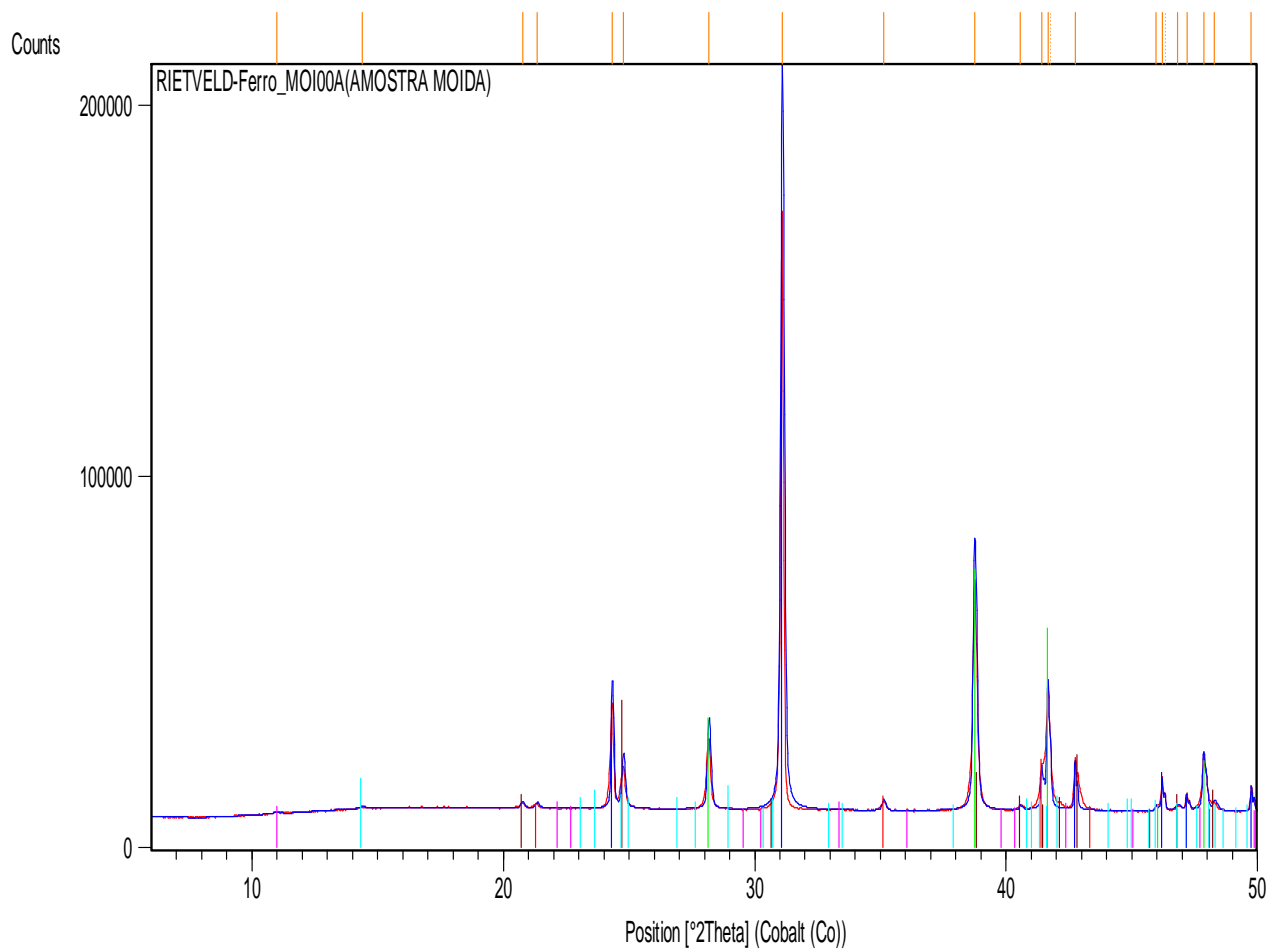
Difratogramas dos produtos das deslamagem e da cicloneagem



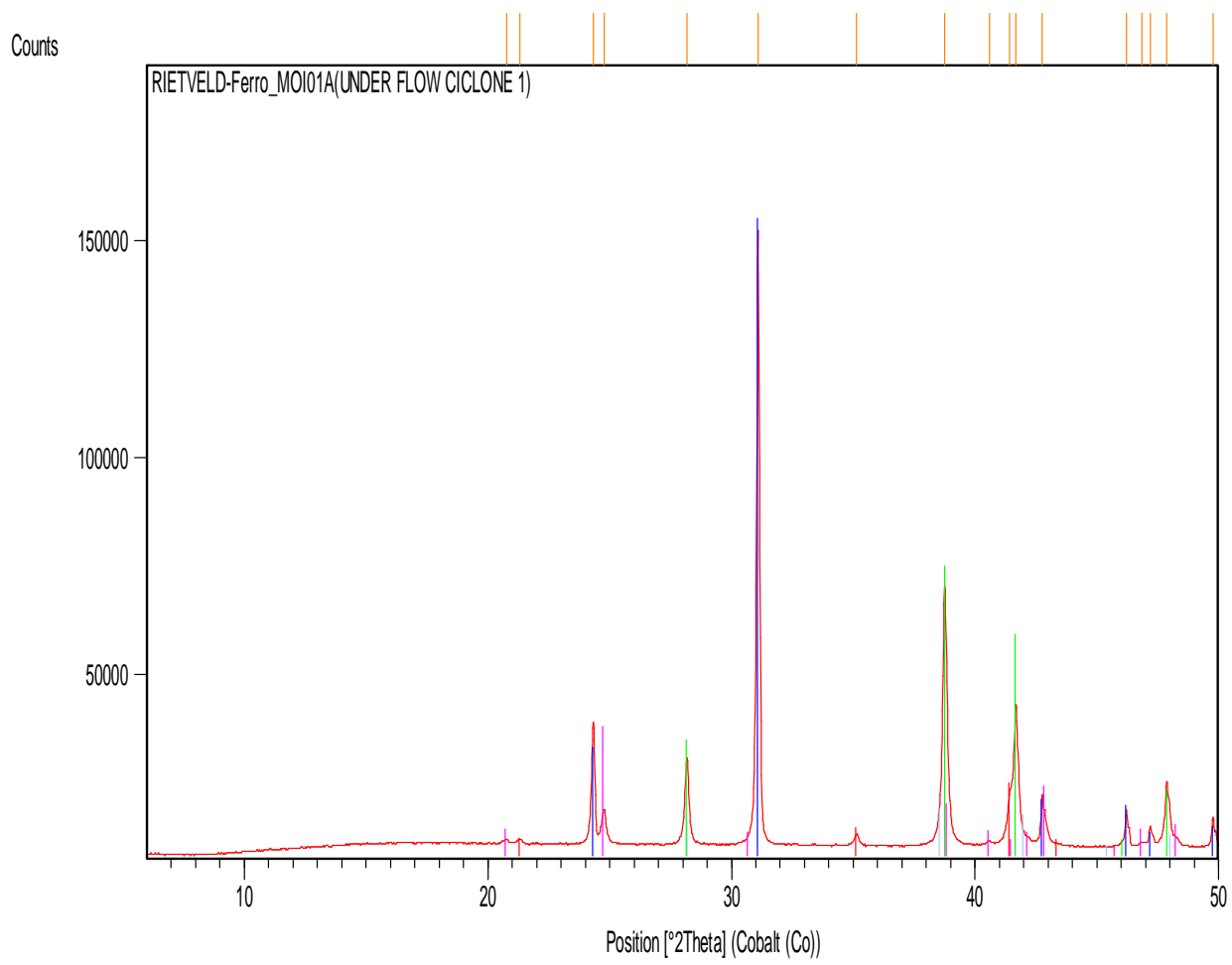
Peak List
01-085-0795; Quartz_syn
01-089-0599; Hematite_syn
01-089-3854; Magnetite_syn
00-029-0713; Goethite
00-014-0164; Kaolinite-1A
00-013-0558; Talc-2M



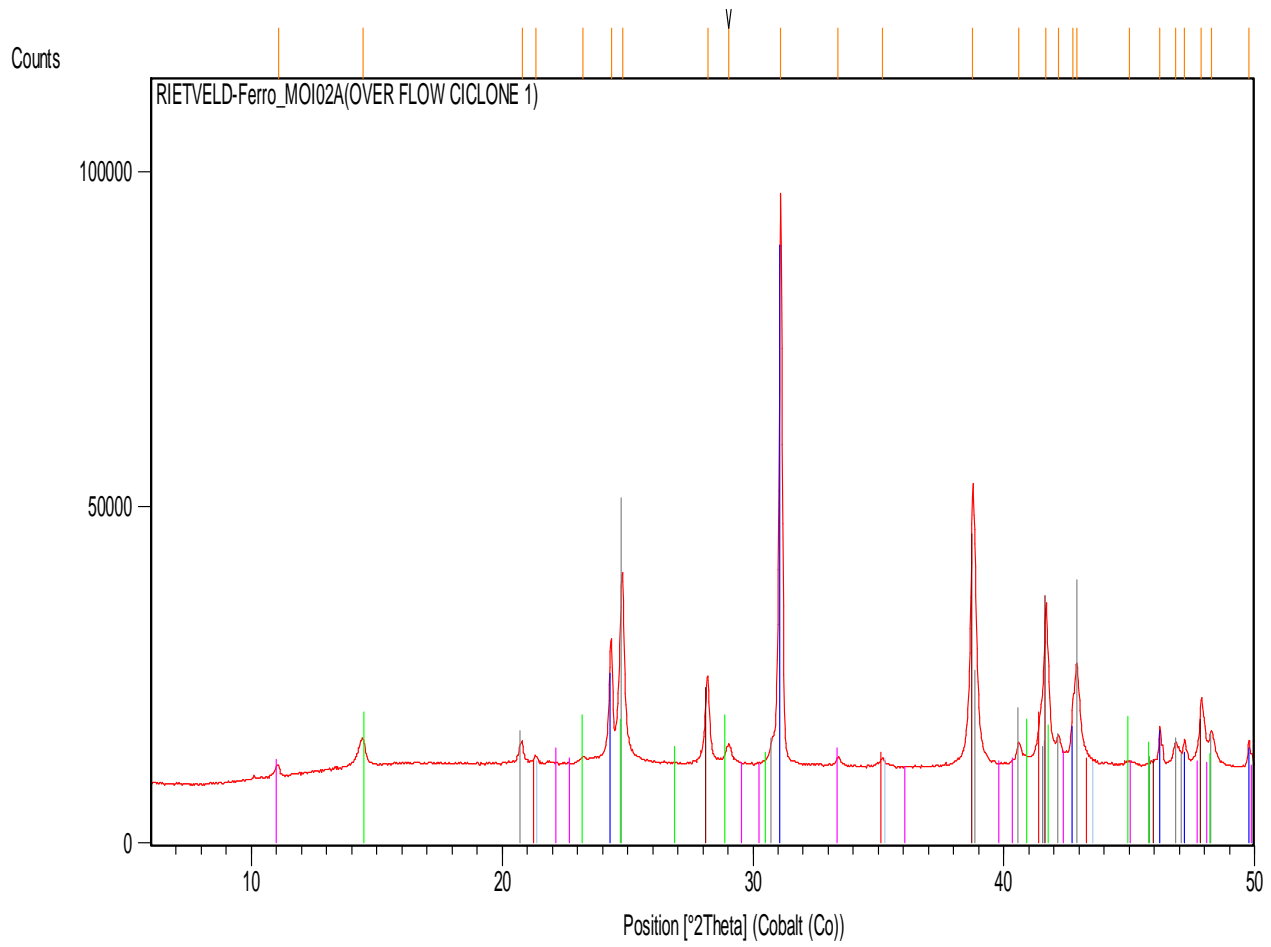




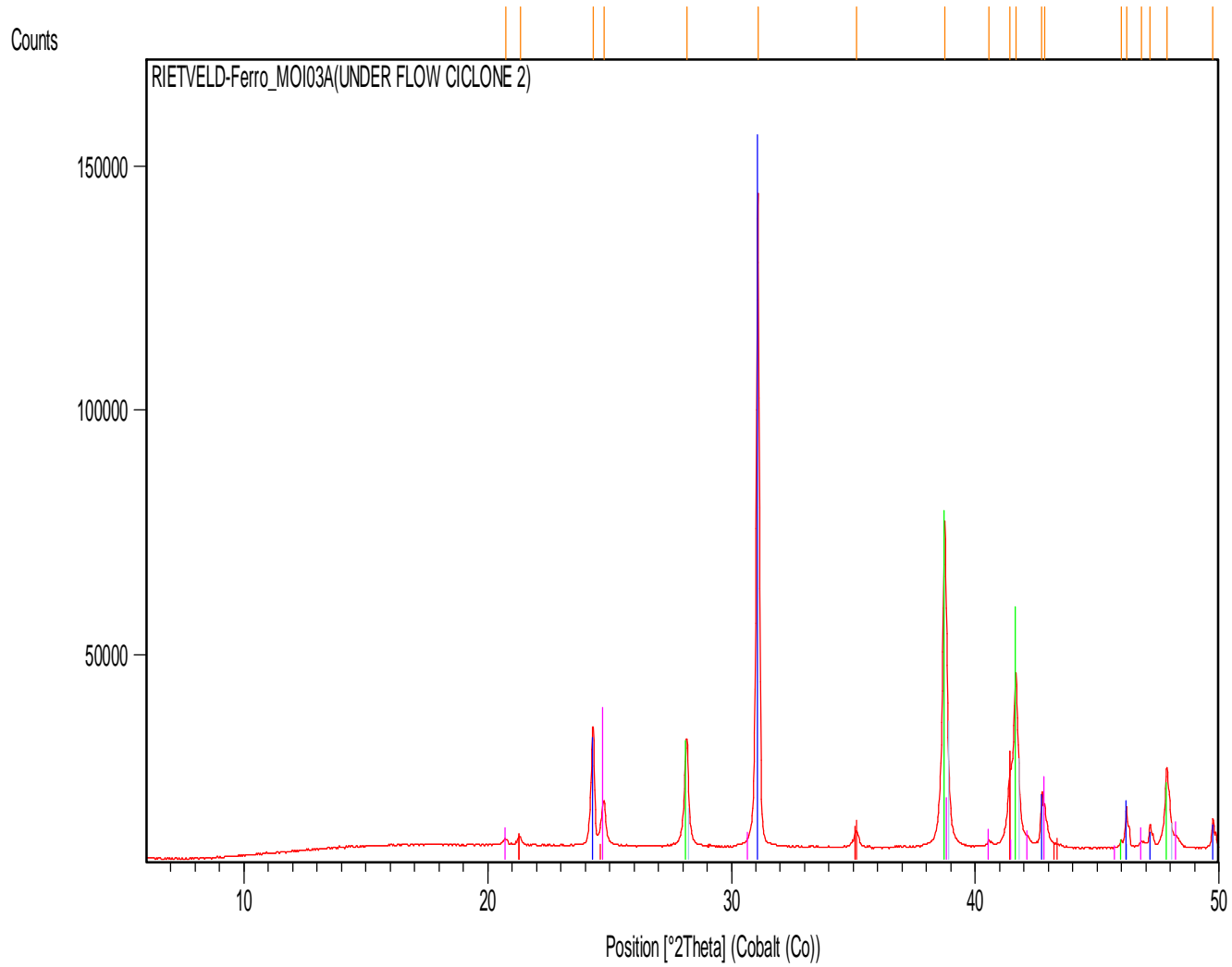
Reference ID	Phase Name
01-085-0795	Quartz, syn
01-089-0599	Hematite, syn
01-089-3854	Magnetite, syn
00-029-0713	Goethite
00-014-0164	Kaolinite-1A
00-013-0558	Talc-2M



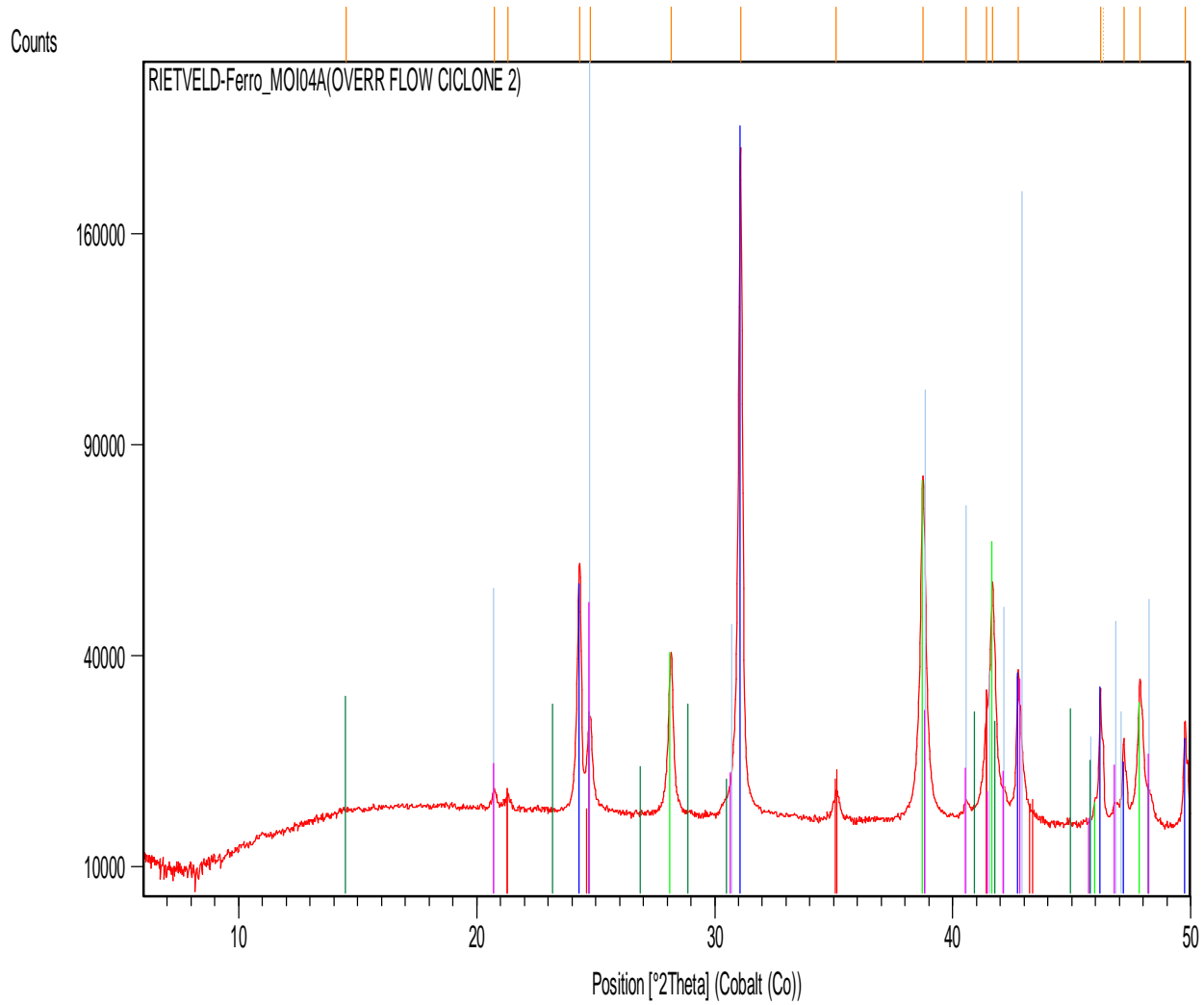
Phase
01-085-0795; Quartz, syn
01-089-0599; Hematite, syn
01-089-3854; Magnetite, syn
00-029-0713; Goethite



Phase Name	Reference ID
Quartz, syn	01-085-0794
Goethite	01-075-5065
Hematite, syn	01-073-0603
Talc-2M	00-013-0558
Magnetite, syn	00-019-0629
Kaolinite	00-003-0052

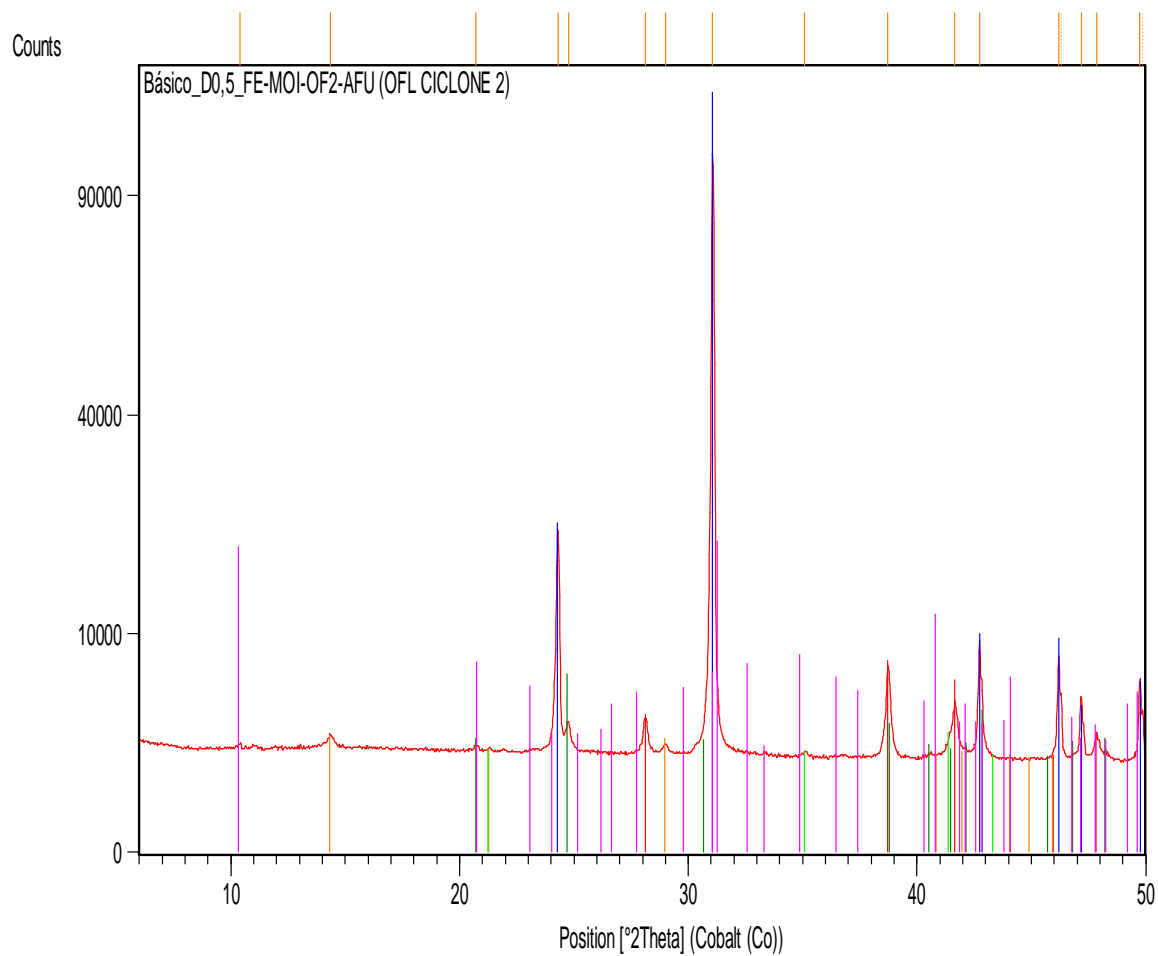


Peak List
01-085-0795; Quartz, syn
01-079-1741; Hematite, syn
01-071-6766
00-029-0713; Goethite

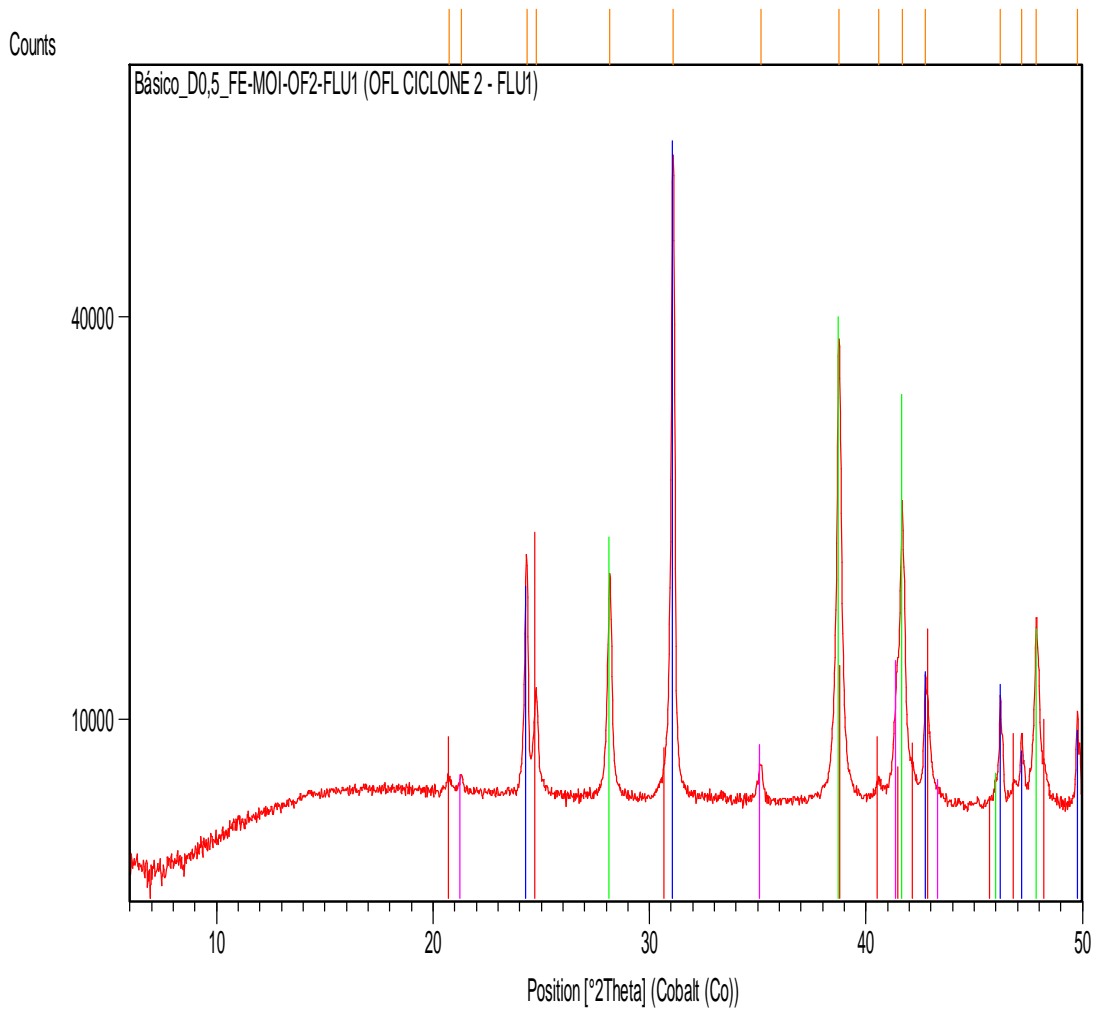


Peak List
01-085-0795; Quartz, syn
01-079-1741; Hematite, syn
01-071-6766
00-003-0052; Kaolinite
00-029-0713; Goethite

# Difratogramas dos produtos da flotação

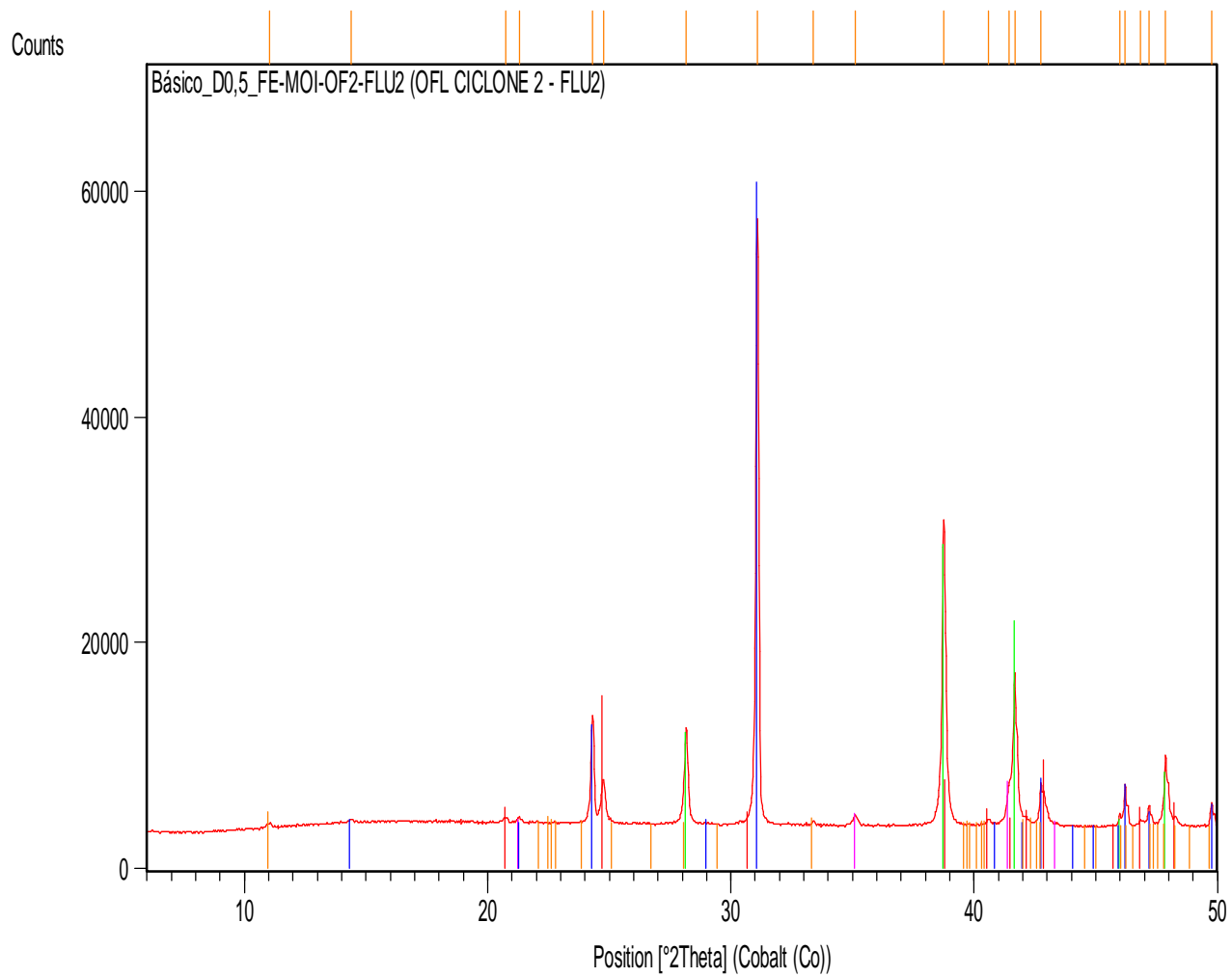


Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-0603; Hematite, syn
00-058-2006; Kaolinite-1Ad
00-029-0713; Goethite
00-006-0263; Muscovite-2M1
00-019-0629; Magnetite, syn



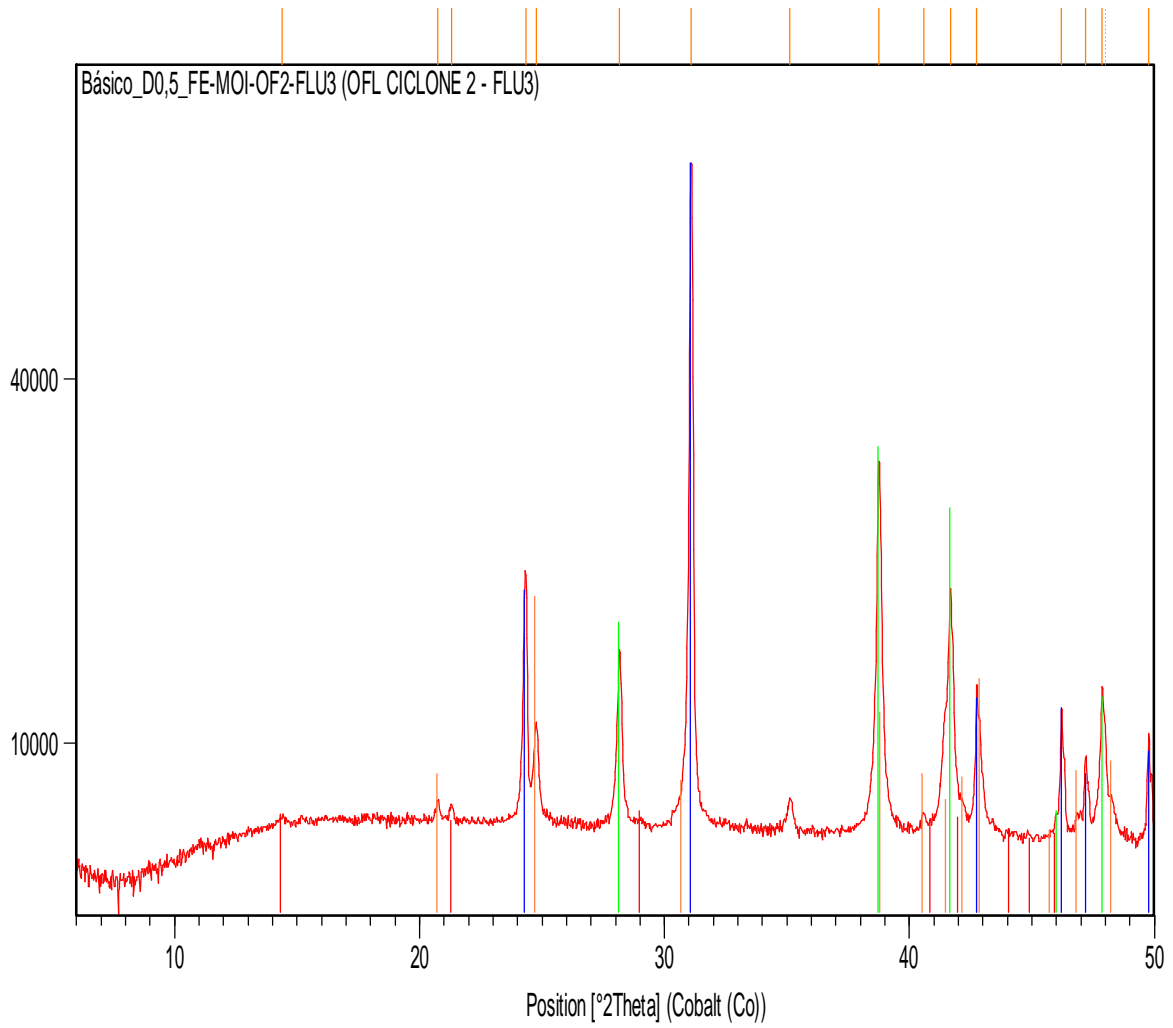
Phase	Reference
01-085-0795; Quartz, syn	Blue
01-073-2234; Hematite, syn	Green
00-019-0629; Magnetite, syn	Magenta
00-029-0713; Goethite	Red



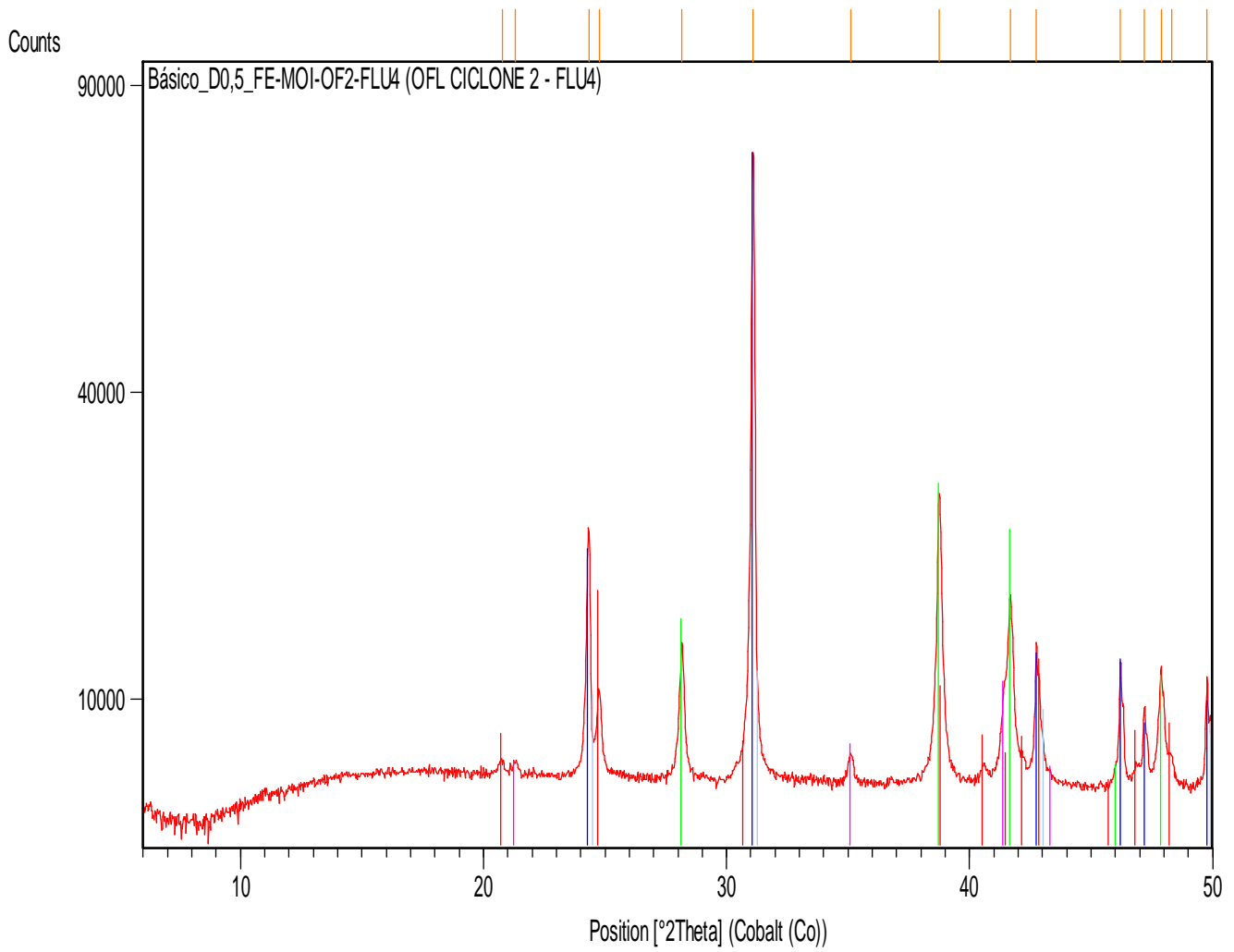


Peak List
01-085-0795; Quartz, syn
01-073-0603; Hematite, syn
00-019-0629; Magnetite, syn
00-029-0713; Goethite
00-058-2006; Kaolinite-1Ad
00-019-0770; Talc-2M

Counts

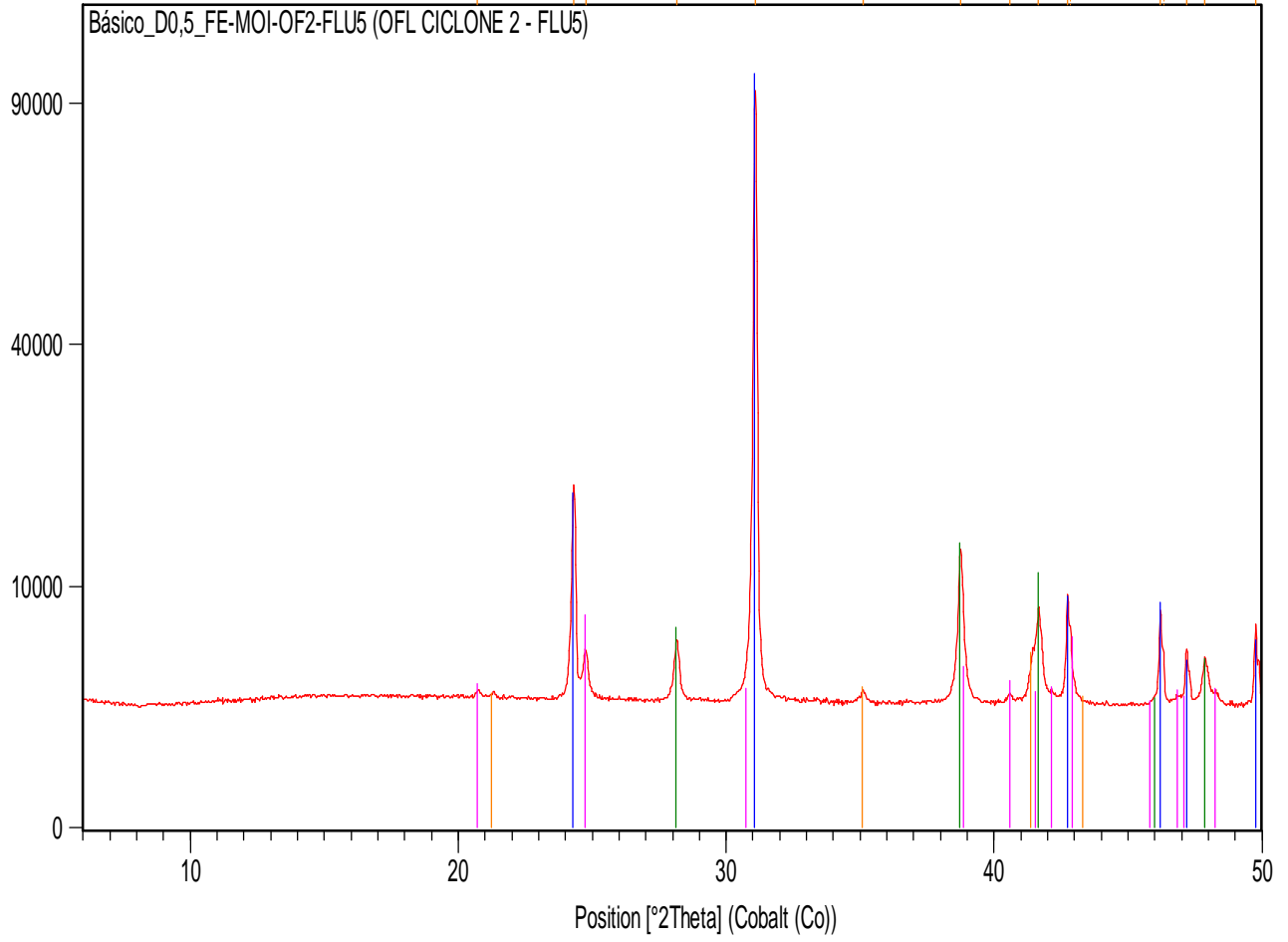


Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-2234; Hematite, syn
00-029-0713; Goethite
00-058-2006; Kaolinite-1Ad

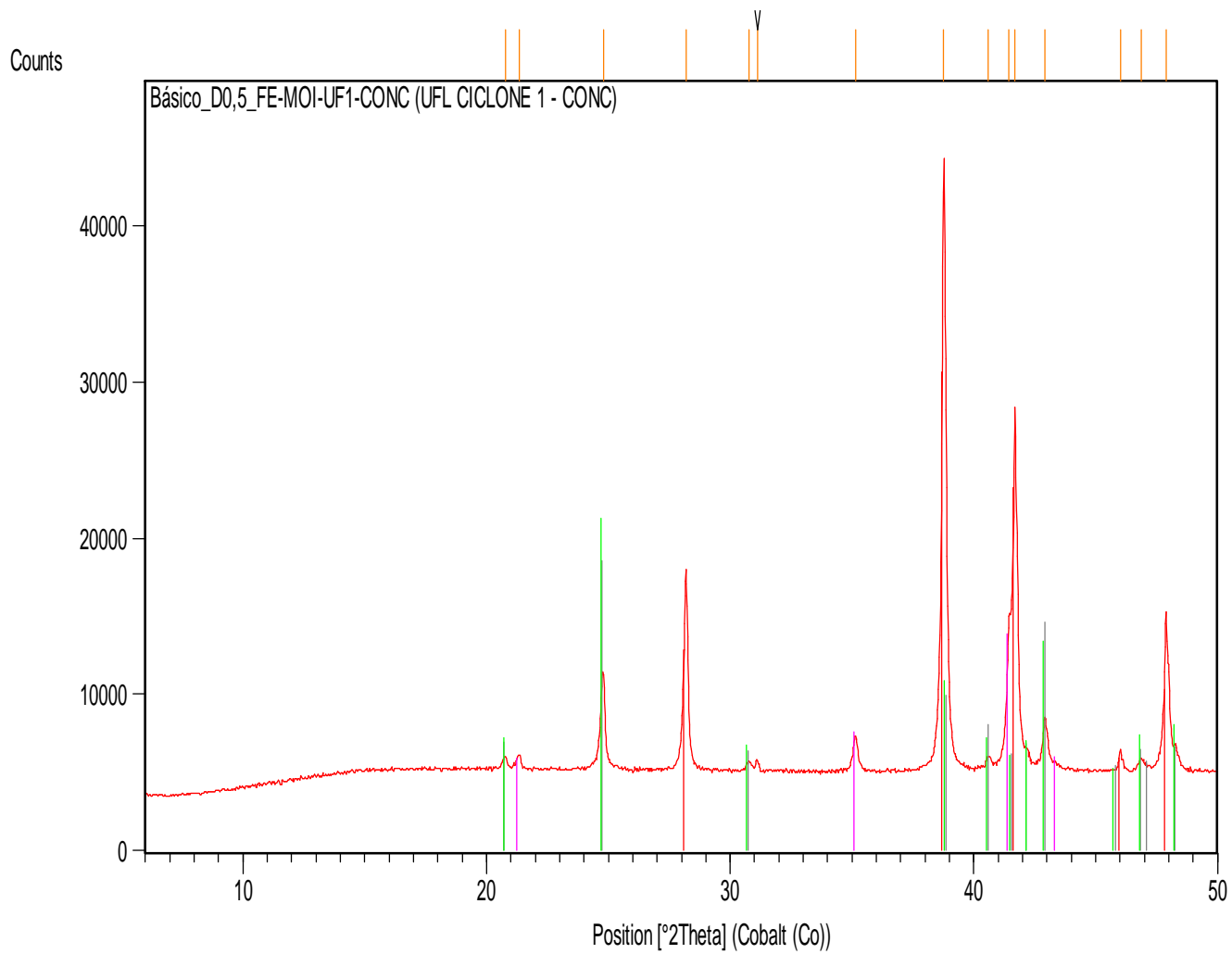


Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-2234; Hematite, syn
00-019-0629; Magnetite, syn
00-029-0713; Goethite

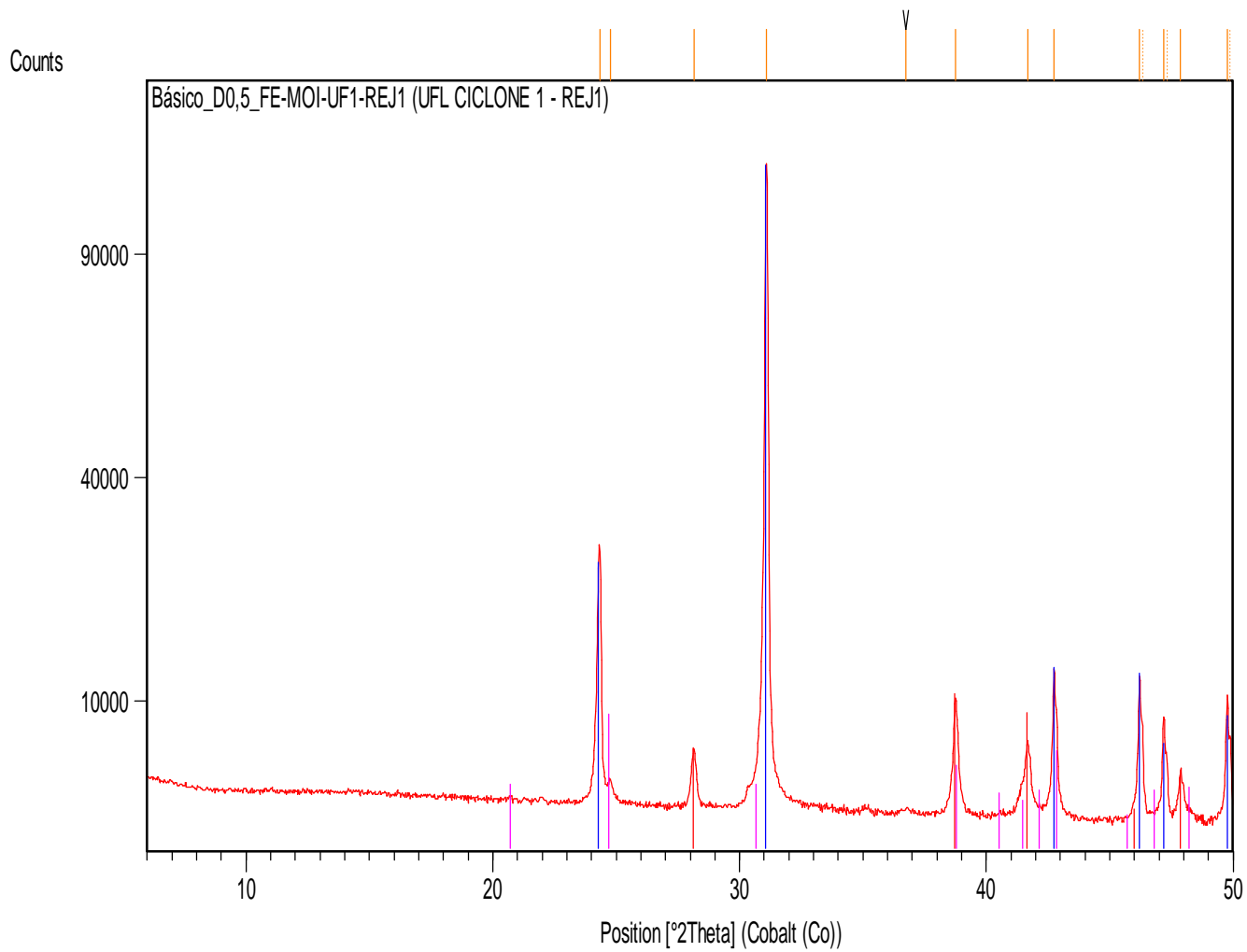
Counts



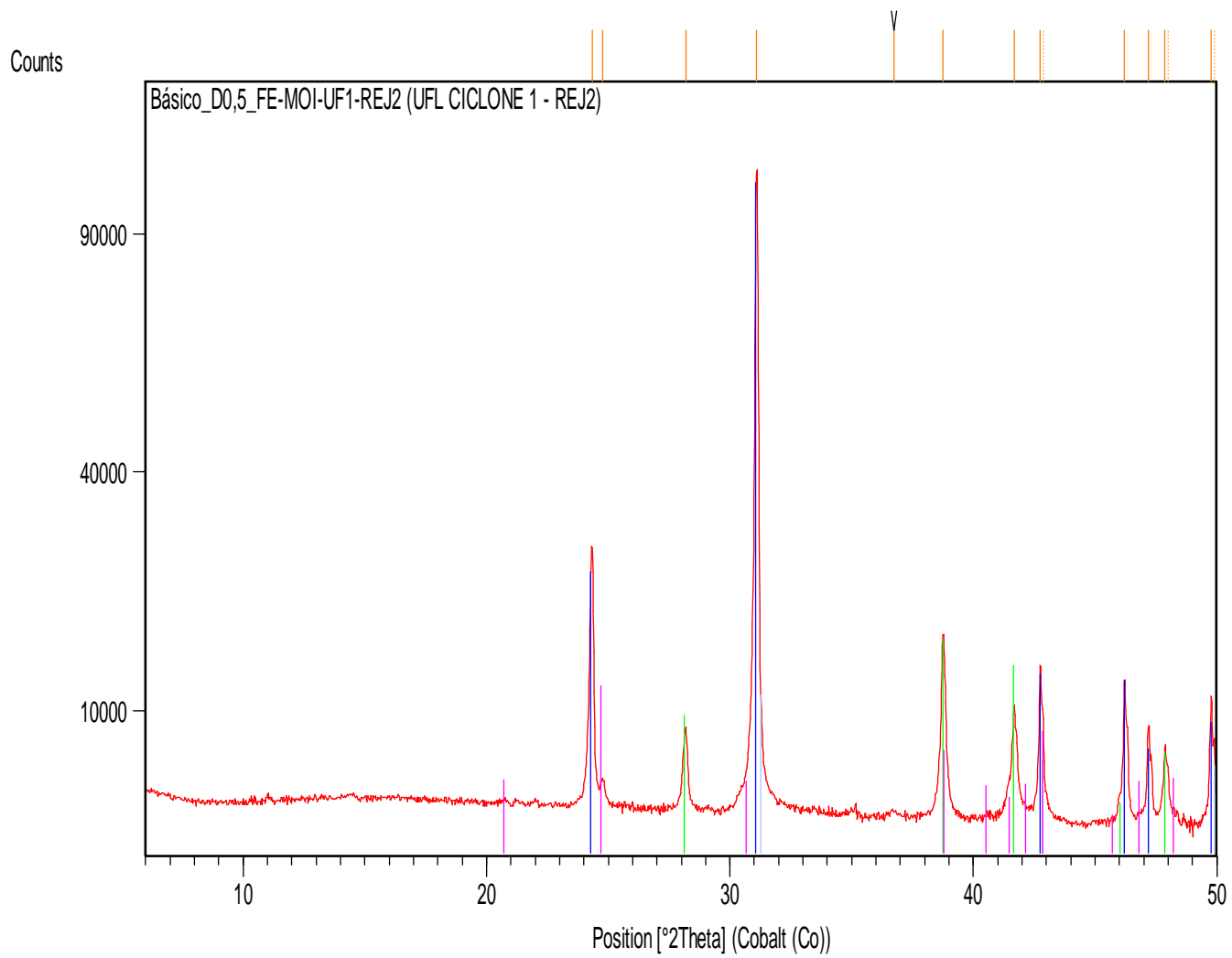
Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-2234; Hematite, syn
01-075-5065; Goethite
00-019-0629; Magnetite, syn



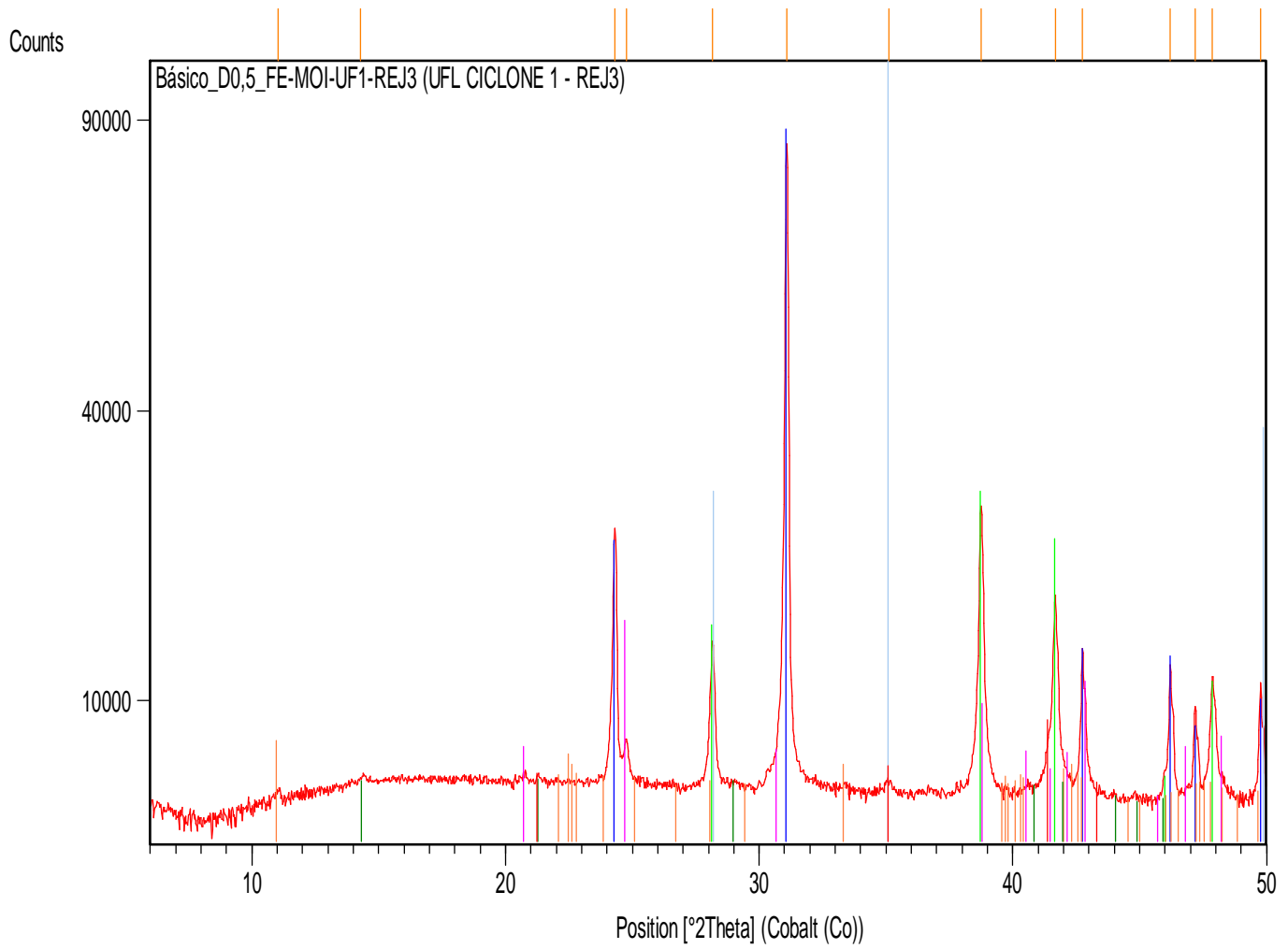
Peak List
01-075-5065; Goethite
00-019-0629; Magnetite, syn
00-033-0664; Hematite, syn
00-029-0713; Goethite



Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-2234; Hematite, syn
00-029-0713; Goethite

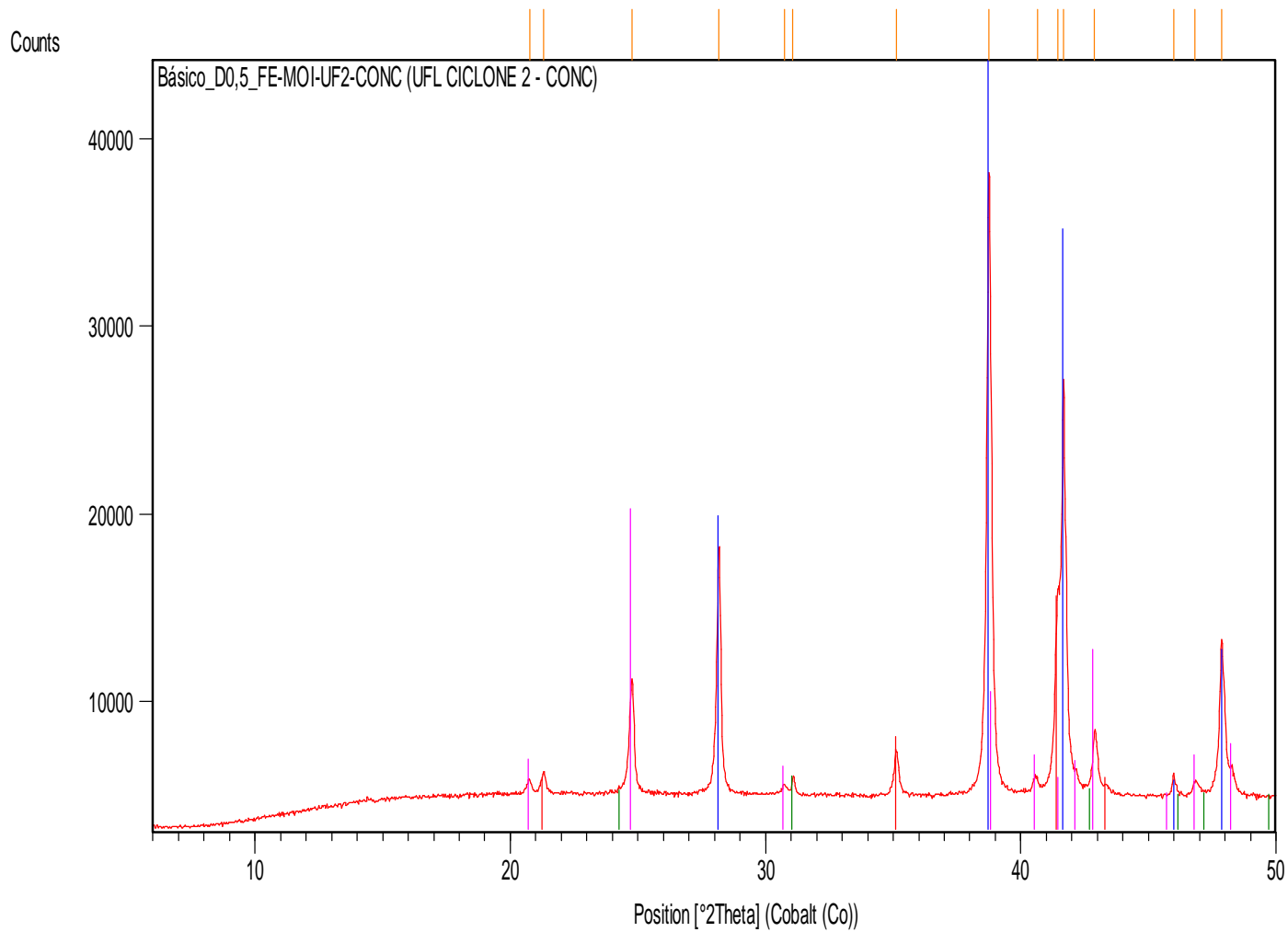


Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-089-0599; Hematite, syn
00-029-0713; Goethite



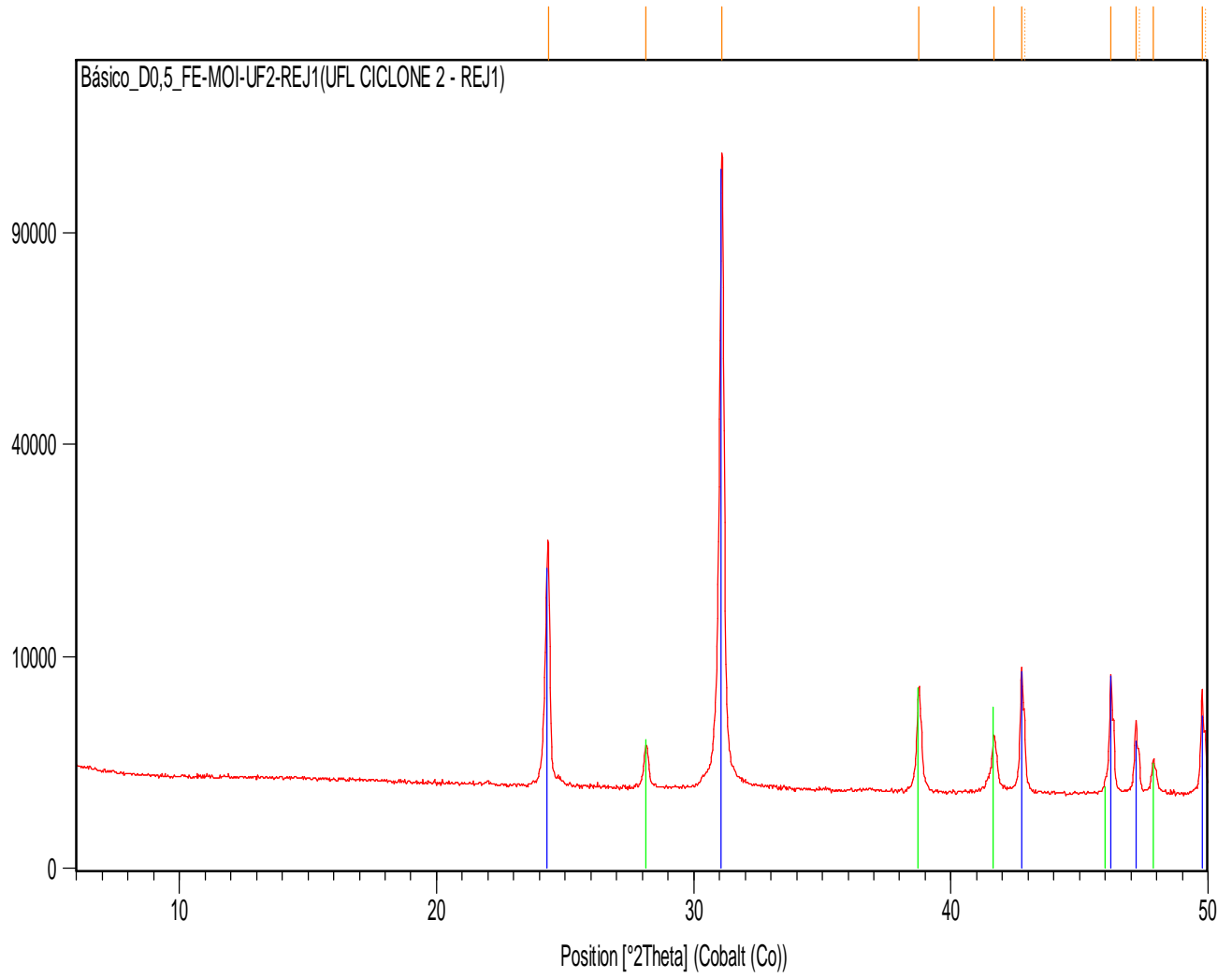
Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-2234; Hematite, syn
00-029-0713; Goethite
00-019-0770; Talc-2M
00-058-2006; Kaolinite-1Ad
00-019-0629; Magnetite, syn





Peak List
01-073-2234; Hematite, syn
00-019-0629; Magnetite, syn
00-029-0713; Goethite
00-046-1045; Quartz, syn

Counts

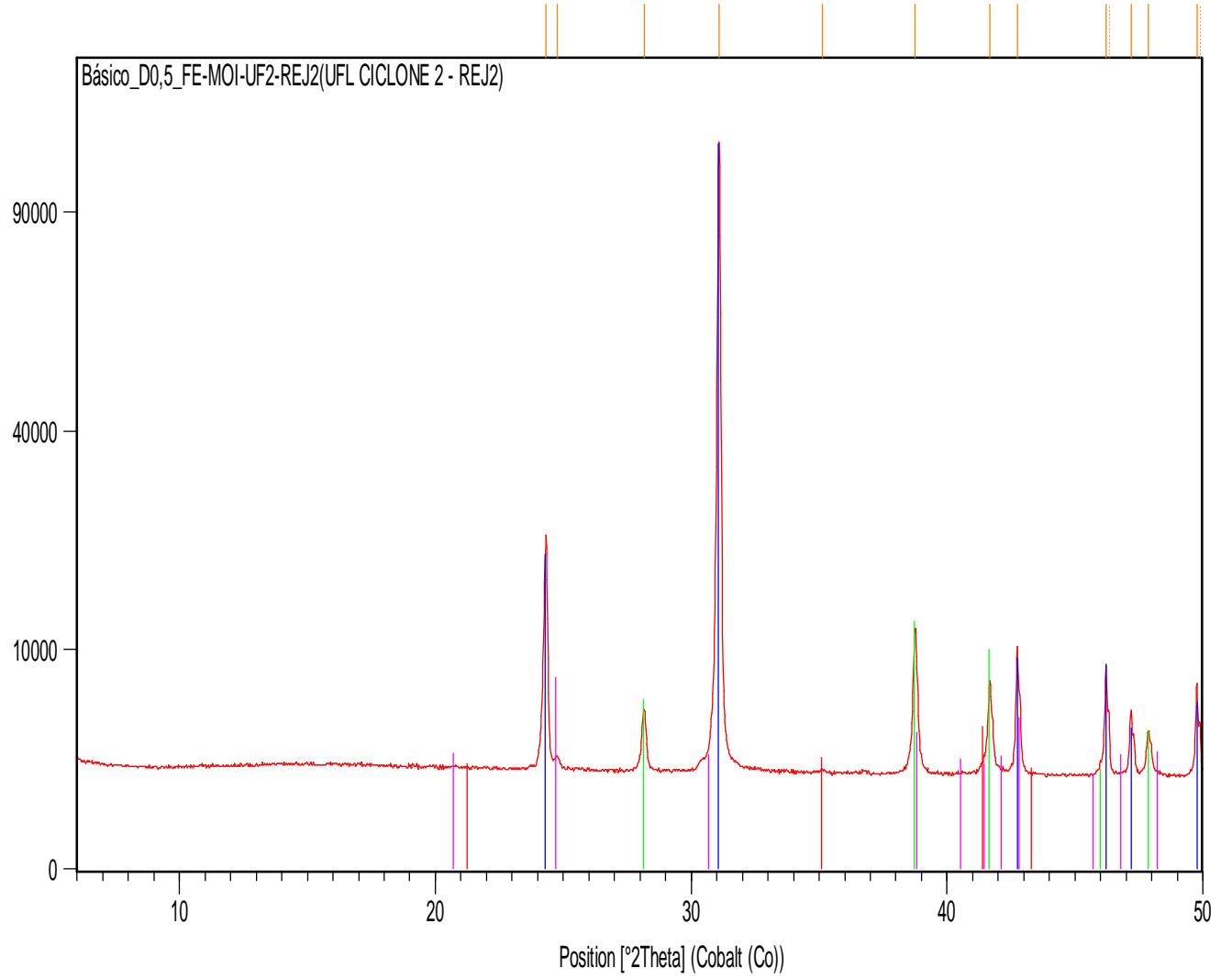


Peak List

01-085-0794; Quartz, syn

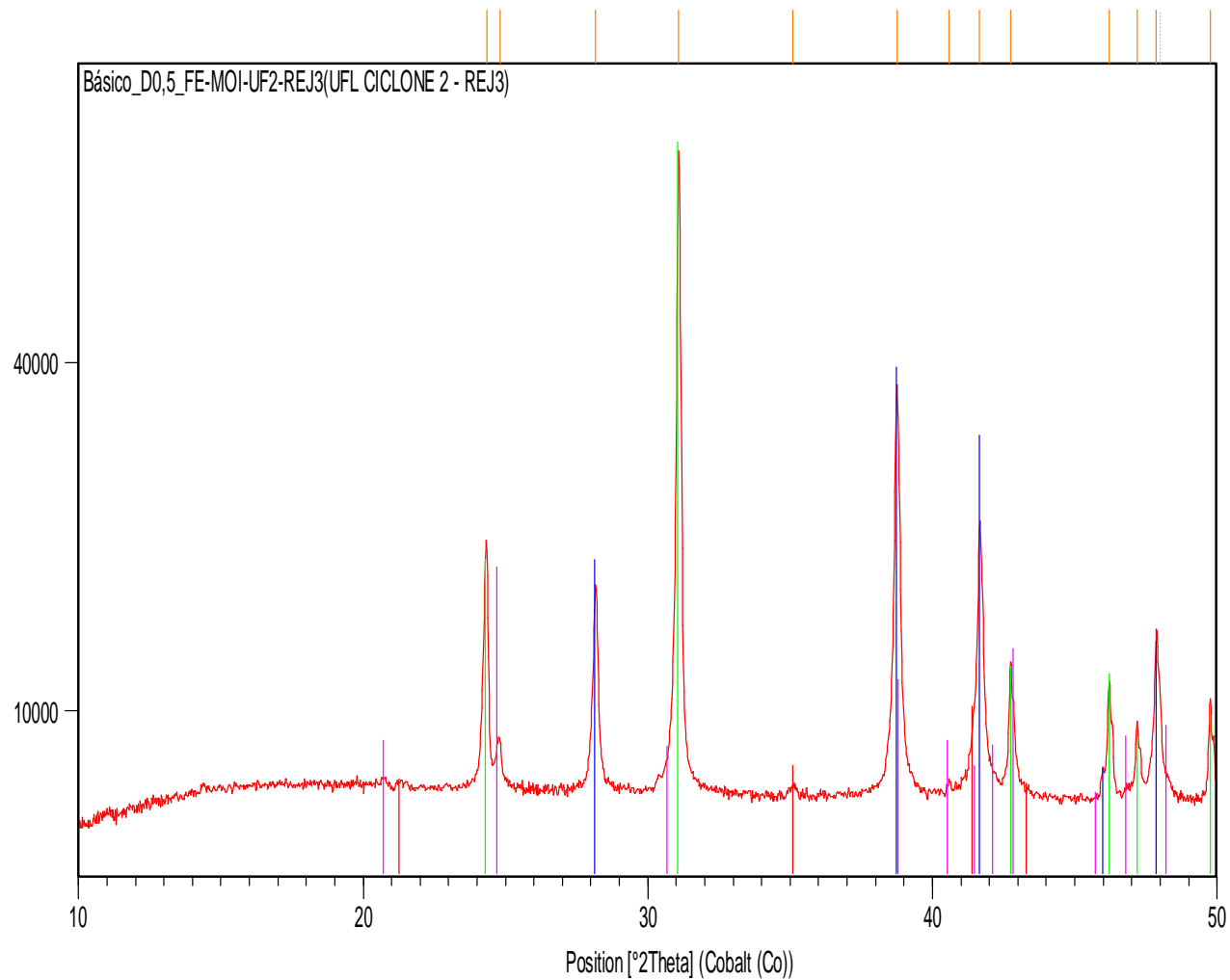
01-073-2234; Hematite, syn

Counts



Peak List
01-085-0794; Quartz, syn
01-073-2234; Hematite, syn
00-029-0713; Goethite
00-019-0629; Magnetite, syn

Counts



Peak List
01-073-2234; Hematite, syn
01-085-0794; Quartz, syn
00-029-0713; Goethite
00-019-0629; Magnetite, syn