

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS**  
**Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas**

**Dissertação de mestrado**

**“Rotas de processo para minérios goethíticos”**

**Autor: Aloísio Sá Cabral**  
**Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres**  
**Março /2010**

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS**  
**Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas**

**Aloísio Sá Cabral**

**ROTAS DE PROCESSO PARA MINÉRIOS GOETHÍTCOS**

**Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em  
Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais**

**Área de concentração: Tecnologia Mineral**

**Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres**

**Março / 2010**

## AGRADECIMENTO

Agradeço a VALE por ter permitido a publicação dos dados contidos neste trabalho,

À Eng<sup>a</sup>. Maria de Lourdes, mais conhecida como Dedé, por ter me alertado de um potencial adormecido e mostrar-me uma luz no fim de um túnel,

Ao amigo, chefe e companheiro de trabalho Paulo Horta, por acreditar e criar condições favoráveis para que eu pudesse continuar os meus estudos de pós-graduação,

Ao colega de trabalho, Doutor Leonardo Queiroz, por ser o meu consultor para o desenvolvimento deste trabalho,

Ao meu orientador Professor Antonio Eduardo Clarck Peres, pelo seu empenho e dedicação para a minha orientação. O seu conhecimento me ajudou a percorrer um caminho longo e árduo que ao final do percurso me proporcionou um conhecimento que jamais pensaria em chegar,

À minha esposa Maria Regina, por ter me dado condições e proporcionar um ambiente favorável aos meus dias e noites de estudo,

À minha mãe Dona Zélia, ao meu pai Dudu Cabral, por iniciarem todo o processo da minha educação,

Aos meus filhos André e João Vitor pela compreensão por me faltar em momentos difíceis em que passaram durante a minha ausência, ora por motivo dos estudos, ora por trabalho fora de casa,

Aos irmãos e amigos por compreenderem a minha ausência nos momentos marcantes da vida de um ser humano.

## SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO .....	01
2. OBJETIVO.....	03
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....	04
3.1 Mineralogia do minério de ferro.....	04
3.1.1 Minerais portadores de ferro .....	04
3.1.2 Principais minerais de ganga .....	08
3.2 Mineralogia do minério de ferro no Brasil.....	09
3.2.1 Abordagens nos processos genéticos e aplicados na extração do minério.....	09
3.2.2 Liberação de fases minerais.....	10
3.3 Técnicas aplicadas à caracterização mineralógica.....	10
3.4 Concentração de minério de ferro por flotação.....	14
3.4.1 Mecanismos de adsorção de aminas em minerais oxidados de ferro e em quartzo.....	15
3.4.2 Utilização do amido como depressor de minerais de ferro na flotação catiônica do quartzo.....	17
3.4.3 Cinética de flotação.....	19
3.5 Teoria sobre processo de cominuição.....	20
3.5.1 Relação entre energia consumida e granulometria do produto.....	21
3.5.2 Mecanismos de fragmentação de uma partícula.....	24

3.6	Métodos de concentração atualmente usados no Brasil.....	28
3.6.1	Dados históricos.....	28
3.6.2	Métodos normalmente aplicados.....	29
4.	METODOLOGIA.....	32
4.1	Caracterização mineralógica.....	32
4.2	Testes em escala de bancada.....	32
4.3	Testes em escala piloto.....	33
4.4	Trabalhos de projeto.....	33
4.5	Técnicas analíticas.....	33
4.6	Estudos granuloquímicos.....	34
4.7	Estudos mineralógicos e microestruturais .....	34
4.8	Procedimentos experimentais.....	34
4.8.1	Preparação das amostras.....	35
4.9	Separação magnética (fração -1,0 +0,15mm ).....	36
4.10	Deslamagem (fração -0,15mm).....	36
4.11	Flotação em bancada (fração -0,15mm).....	36
4.12	Estudos de simulação e balanço de massa.....	37
5.	RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	38
5.1	Caracterização mineralógica.....	38
5.2	Circuito de peneiramento e britagem quaternária.....	44
5.2.1	Peneiramento quaternário 1.....	44
5.2.2	Britador quaternário.....	47
5.2.3	Peneiramento quaternário 2.....	49
5.3	Classificação da fração -1,0 mm.....	52

5.3.1 Classificação em ciclones de 26 polegadas.....	53
5.3.2 Classificação em classificador espiral.....	57
5.4 Concentração magnética de baixa intensidade.....	60
5.5 Concentração magnética de alta intensidade.....	64
5.6 Circuito de deslamagem.....	65
5.6.1 Deslamagem 1.....	68
5.6.2 Deslamagem 2.....	69
5.6.3 Deslamagem 3.....	70
5.7 Circuito flotação.....	73
6. CIRCUITO INDUSTRIAL.....	78
6.1 Balanço de massa industrial.....	80
7. CONCLUSÃO.....	85
8. SUGESTÕES FUTURAS.....	87
8.1 Rota de processo para o rejeito da concentração magnética de alta intensidade WHC.....	87
8.2 Rota de processo para recuperação de lamas.....	89
9. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS.....	91
10. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	93
11. ANEXOS.....	95

## LISTA DE FIGURAS

Figuras	Título da figura	Página
3.1	Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos	05
3.2	Minérios de ferro com cristais tipicamente compactos	06
3.3	Esquema geral do microscópio eletrônico de varredura	13
3.4	Estruturas das moléculas de glicose, amilose e amilopectina	18
3.5	Relação entre a energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição	24
3.6	Esquema de fratura por abrasão	25
3.7	Esquema de fratura por compressão	25
3.8	Esquema de fratura por impacto	26
3.9	Distribuição de tamanhos em função do tipo de fragmentação	26
5.1	Fotomicrografias com as principais texturas/microestruturas e associações minerais presentes no ROM rico – microscopia ótica de luz refletida	40
5.2	Fotomicrografias com as principais texturas/microestruturas e associações minerais presentes no ROM goethítico – microscopia ótica luz refletida	41
5.3	Fotomicrografias com as principais texturas/microestruturas e associações minerais presentes no ROM pobre – microscopia ótica de luz refletida	41
5.4	Fluxograma de processo para os testes de peneiramento e britagem quaternária	45
5.5	Eficiência de britagem real do HP 400 versus eficiência adotada	49
5.6	Rota de processo para o peneiramento quaternário 1 e 2	51

5.7	Rota de processo adotada para o circuito de classificação	53
5.8	Curvas de partição do ciclone de 26".	56
5.9	Curvas de partição do classificador espiral.	59
5.10	Curva de partição do ciclone de 26" comparada à curva do classificador espiral	61
5.11	Recuperação em massa e % de massa magnética .	62
5.12	Correlação de recuperação em massa versus massa magnética	63
5.13	Valores dos teores de $Al_2O_3$ na alimentação e do underflow – testes em bancada	66
5.14	Correlação entre o teor de ferro da alimentação versus teor de ferro do underflow	67
5.15	Rota de processo adotada para o circuito de deslamagem	67
5.16	Correlação entre $Al_2O_3$ na alimentação e do underflow – testes em bancada	72
5.17	Rota de processo para o estudo em escala piloto	74
5.18	Balanço de massa simulado para o circuito de flotação	75
5.19	Nova rota de processo para o circuito de flotação	76
5.20	Rota de processo e balanço de massa da flotação adotados	77
6.1	Fluxograma de processo do circuito industrial	78
6.2	Legenda de valores adotados no balanço de massa	81
6.3	Composição do sinter feed	82
6.4	Fluxograma de processo e balanço de produtos	83
8.1	Rota de processo com simulação de balanço de massa para o rejeito WHC	87
8.2	Rota de processo para a recuperação de lamas e rejeito WHC	89



## LISTA DE TABELAS

Tabela	Título da tabela	Página
3.1	Fórmula química, composição e propriedades dos minerais portadores de ferro	07
3.2	Fórmula química, composição e propriedades dos principais minerais de ganga	09
5.1	Teores globais das amostras de pequeno volume comparados aos teores apresentados pelo modelo geológico preliminar, por tipo de <i>Run of Mine</i>	39
5.2	Quantificação mineralógica e proporção entre os minerais de ferro, por tipo de <i>Run of Mine</i>	39
5.3	Quantificação mineralógica e proporção entre ganga e minerais acessórios, por tipo de <i>Run of Mine</i>	40
5.4	Características dos equipamentos de processo adotados para os testes	44
5.5	Granulometria dos testes do peneiramento quaternário 1	46
5.6	Partição e eficiência de passantes no peneiramento quaternário 1	46
5.7	Referência da taxa de peneiramento – t/h/m <sup>2</sup>	47
5.8	Resultados de testes de britagem, britador HP400 – Usina de Brucutu	48
5.9	Eficiência de britagem simulada	48
5.10	Referência de taxa de peneiramento	49
5.11	Resultados dos testes piloto, peneiramento quaternário 2	50
5.12	Partição e eficiência de passantes, peneiramento quaternário 2	50
5.13	Resumo do balanço de massa, peneiramento quaternário 1 e 2	51
5.14	Cálculo da carga circulante	54
5.15	Memória de cálculo partição do hidrociclone de 26 polegadas	54
5.16	Balanço de massa, modelo de Plitt	55
5.17	Balanço granulométrico, modelo de Plitt	55
5.18	Valores memória de cálculo, modelo de Plitt	55
5.19	Resultados do software de simulação Usimpac	56
5.20	Resultados de granulometria do classificador espiral - Usimpac	57
5.21	Granulometria da fração 0,15mm do circuito de classificação-Usimpac	57
5.22	Teores circuito de classificação	58

5.23	Memória de cálculo da partição classificador espiral – balanço redudante	59
5.24	Resultados de testes em bancada de concentração magnética de baixa intensidade	61
5.25	Resultado piloto da concentração magnética de baixa intensidade-WDRE	63
5.26	Fator de enriquecimento, concentração magnética baixa intensidade	64
5.27	Resultados teste piloto de concentração magnética de alta intensidade (amostra teor pobre)	64
5.28	Resultados teste piloto de concentração magnética de alta intensidade (amostra teor médio)	65
5.29	Fator de enriquecimentoconcentração magnética de alta intensidade	65
5.30	Resultados de testes de bancada para o circuito de deslamagem	66
5.31	Resultados da simulação para o circuito de deslamagem 1	68
5.32	Resultados da simulação para o circuito de deslamagem 2	70
5.33	Resultados da simulação para o circuito de deslamagem 3	70
5.34	Resultado global da simulação do circuito de deslamagem	71
5.35	Balanço metalúrgico simulado do circuito de deslamagem	72
5.36	Resultados cinética de flotação em teste de bancada	73
5.37	Dosagem de reagentes adotada para o teste de referência em bancada	73
5.38	Resultados testes de cinética em escala piloto	74
6.1	Qualidade do ROM goethítico rico	79
6.2	Valores de recuperações para o desenvolvimento do balanço de massa	79
6.3	Índices de processo e volume de produção	80
6.4	Qualidade do sínter feed	81
6.5	Qualidade e distribuição da massa de sínter fedd e pellet feed	82

## RESUMO

O estudo proposto teve por objetivo desenvolver uma rota de processo para beneficiar um corpo de minério de ferro com previsão de 14 anos de operação. O empreendimento está localizado no estado de Minas Gerais, aproximadamente 40km a sudeste de Belo Horizonte. Ocupará uma área aproximada de 1.600 hectares, situada parcialmente nos municípios de Rio Acima, Raposos, Caeté e Santa Bárbara, sendo a empresa empreendedora a Vale. O corpo de minério estudado foi denominado de ROM goethítico rico e possui uma mineralogia constituída de hematita, magnetita, hematita martítica e goethita. A metodologia adotada para o desenvolvimento do trabalho considerou um tratamento específico para cada fase do projeto, caracterização mineralógica, testes em escala de bancada e testes em escala piloto. Os resultados da caracterização mineralógica indicaram que os minérios contidos na jazida são hidratados, sendo a hematita martítica o mineral de ferro mais abundante, apresentando partículas em processo de martitização com grande participação de magnetita. O fluxograma de processo adotado para a britagem contou com estágios de britagem primária, secundária e terciária. O produto da britagem é o material menor que 38,0mm . A rota de processo para a usina de concentração contou com estágio duplo de peneiramento a 8,0mm e 1,0mm, um circuito de britagem quaternária, um circuito duplo de classificação em hidrociclones seguido de classificadores espirais. Não houve necessidade de concentrar as frações -8,0+1,0mm e -1,0 + 0,15mm. Ambas compuseram o sinter feed. Devido à presença da magnetita, houve a necessidade de um circuito de concentração magnética de baixa intensidade como proteção do circuito magnético de alta intensidade. Ambos os concentrados foram combinados para compor o sinter feed. O rejeito da concentração magnética de baixa intensidade alimentou o circuito concentração magnética de alta intensidade. Fez-se necessário o uso de um estágio triplo de deslamagem com injeção de NaOH, opcionalmente. Para o circuito de flotação foi adotado o circuito convencional nos estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger*. No circuito *scavenger* adotaram-se dois estágios denominados de *scavenger* 1 e 2. No circuito de espessamento e filtração foram adotados espessadores convencionais para a lama e concentrado, filtros de esteira para o sinter feed gerado na concentração magnética e filtros a disco para o pellet feed. O resultado final do empreendimento contou com uma produção de 24Mta de produto, sendo 72% de sinter feed e 28% de pellet feed.

## ABSTRACT

The proposed study aimed at developing a process route to process an iron ore body with 14 years of predicted operation. The enterprise, belonging to VALE, is located in Minas Gerais, at approximately 40km southeast from Belo Horizonte, occupying 1,600 ha in the municipalities Rio Acima, Raposos, Caeté, and Santa Bárbara. The ore body was designated as rich and contains the minerals hematite, magnetite, martitic hematite, and goethite. Specific methodologies were adopted to each project phase: mineralogical characterization, laboratory scale experiments, and pilot scale tests. The results from the mineralogical characterization indicated the presence in the deposit of hydrated minerals, martitic hematite being the predominant iron bearing species, presenting particles in a martitization process with significant participation of magnetite. The adopted crushing flowsheet included primary, secondary, and tertiary stages. The crushing product is in the size range passing 38.0mm. The concentrator process route started with double stage screening at 8.0mm and 1.0mm, a quaternary crushing circuit, a double hydrocyclones classification circuit followed by spiral classifiers. The fractions -8.0+1.0mm and -1.0 + 0.15mm did not require concentration and were combined as sinter feed. Due to the magnetite presence, a low intensity magnetic separation circuit is required, as protection for the high intensity magnetic circuit. The use of a triple desliming stage with optional NaOH injection was necessary. A conventional flotation circuit with rougher, cleaner, double scavenger stages was selected. Conventional thickeners were adopted for slimes and concentrate. Belt filters were chosen for the sinter feed from the magnetic concentration and disc filters for the pellet feed. The final result was 24Mta of product consisting of 72% sinter feed and 28% pellet feed.

## 1. INTRODUÇÃO

O estudo proposto teve por objetivo desenvolver uma rota de processo para beneficiar um corpo de minério de ferro com previsão de início de operação em janeiro de 2013 e exaustão em 2026, totalizando 14 anos de operação.

O empreendimento denominado Mina Apolo será implementado no estado de Minas Gerais, aproximadamente 40 km a sudeste de Belo Horizonte. Ocupará uma área aproximada de 1.600 hectares, situada parcialmente nos municípios de Rio Acima, Raposos, Caeté e Santa Bárbara, sendo a Vale a empresa empreendedora.

O aproveitamento do potencial econômico da área enquadra-se no perfil do Quadrilátero Ferrífero, região com marcante vocação mineradora, devido à diversidade de recursos minerais, aliada ao volume de material disponível em suas jazidas e infra-estrutura capacitada para transportar o produto final.

A metodologia de lavra a ser adotada será a céu aberto por meio de bancadas. Esta escolha foi baseada nas características geológicas e físicas dos minérios e estéreis, na geometria da jazida e na movimentação anual requerida.

Os depósitos de minério de ferro da estrutura geológica denominada Sinclinal Gandarela são reconhecidamente uma das maiores jazidas ainda parcialmente exploradas do mundo. Os diversos trabalhos de pesquisa e prospecção geológica já realizados nesta área confirmam a abundância deste recurso mineral e estimam uma reserva de 601,519 milhões de toneladas de minério de ferro.

O projeto Mina Apolo terá como premissa uma capacidade produtiva de 24Mta com as seguintes visões:

- manter o patamar de produção de 160 Mtpa das minas localizadas na região sudeste do país devido a exaustão de outras unidades;
- proporcionar benefícios da economia de escala tornando o empreendimento competitivo;

- aproveitar os recursos naturais existentes com o mínimo de impacto ambiental, sócio-econômico e cultural, isto é, ser um empreendimento sustentável;
- ter uma rentabilidade compatível com os níveis de investimentos requeridos, agregando valores aos acionistas;
- alavancar o fortalecimento da posição estratégica do Brasil e da empreendedora no mercado mundial de minério de ferro.

Com a redução da granulometria natural dos minérios das minas localizadas na região sudeste do país, tornou-se prioritário o desenvolvimento de projetos que apresentem potencial para produção de minérios granulados ou sinter feed . Daí a importância do projeto Mina Apolo, pois possui um potencial para produção de um maior volume de sinter feed.

O minério estudado foi dividido em dois grupos e possui uma caracterização mineralógica com a seguinte constituição:

- ROM rico : 10,4% de hematita, 16% de magnetita, 60,6% de hematita martítica e 13% de goethita;
- ROM goethítico: 6,5% de hematita, 5,1% de magnetita, 49,8% de hematita martítica e 38,6% de goethita.

As amostras caracterizadas exibem ainda elevada porosidade. A hematita martítica e a goethita são portadores de contaminantes,  $Al_2O_3$  e P, que ficam alojados nos poros interconectados.

A característica mineralógica do ROM da Mina Apolo é apresentar baixa resistência mecânica com tendência à geração de finos por abrasão.

## **2. OBJETIVO**

Esta proposta de dissertação teve por objetivo desenvolver uma rota de processo de beneficiamento mineral, capaz de absorver variação granulométrica e química do ROM, garantir uma operação contínua inserindo soluções tecnológicas de maneira que a planta tenha uma disponibilidade sustentável para a produção de 24Mta.

### 3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

#### 3.1 Mineralogia do minério de ferro

##### 3.1.1. Minerais portadores de ferro (Dana, 1974)

Hematita:

A hematita é o mais importante mineral de ferro e, também, o mineral de maior significado encontrado nos minérios pré-cambrianos. Em termos químicos, a hematita é considerada como  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  puro, com 69,94% de ferro e 30,06% de oxigênio.

Goethita :

A goethita é um mineral muito comum e se forma, sob condições de oxidação, como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro. Forma-se, também, como precipitado direto, inorgânico ou biogênico, sendo amplamente disseminado, como depósito em pântanos e fontes. Em termos químicos, a composição da goethita pode ser expressa da seguinte forma: 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de água. O manganês está muitas vezes presente em quantidades acima de 5,0%. A goethita que ocorre nos minérios de ferro apresenta estrutura variável, que vai desde um material maciço até um material celular de cor amarelo-ocre.

As cavidades dos minérios de ferro são frequentemente preenchidas com uma fina camada de goethita, que apresenta bandamento coliforme ou mamilar. Essas camadas sugerem deposição coloidal e essa estrutura é conhecida como goethita metacoloidal. A origem coloidal da maior parte da goethita presente nos minérios de ferro é responsável por importantes relacionamentos geoquímicos.

Goethita-terrosa :

É o nome que se aplica aos hidróxidos de ferro hidratados, de baixa cristalinidade ou amorfos, representados pela fórmula  $\text{FeO.OH.nH}_2\text{O}$ .



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

Magnetita :

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

As figuras 3.1 e 3.2 ilustram os minérios de ferro tipicamente porosos e compactos.

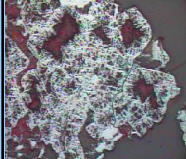
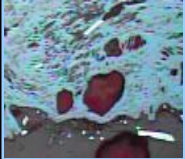


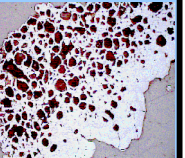
Mineral	Hematita Martítica	Goethita	Goethita Terrosa	Goethita Anfibolítica	Goethita Alveolar
Ilustração					

Figura 3.1 – Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos.

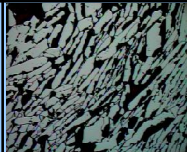
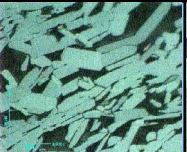
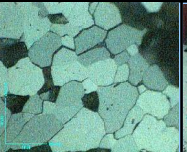
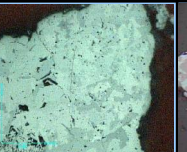
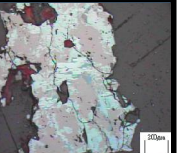
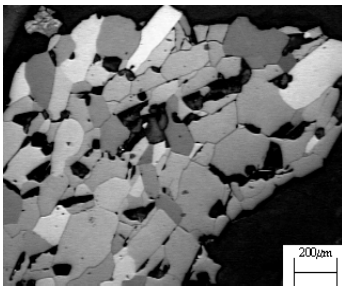
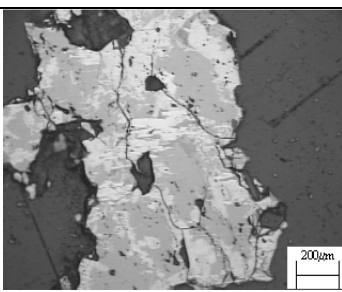
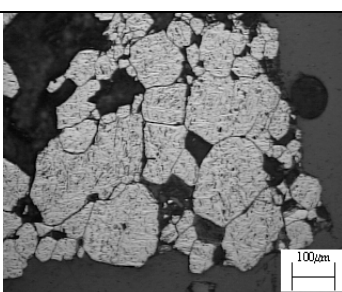
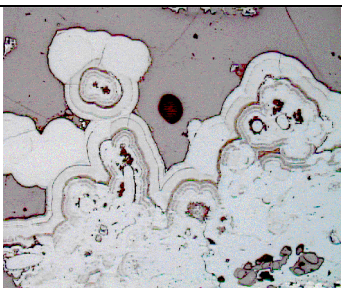
	Hematita Especular	Hematita Lamelar	Hematita Granular	Hematita Sinuosa	Magnetita
Ilustração					

Figura 3.2 – Minérios de ferro com cristais tipicamente compactos.

A tabela 3.1 mostra, baseada nos principais tipos texturais de cristais de óxidos/ hidróxidos de ferro (Queiroz et al., 2003), a fórmula química, composição e propriedades dos minerais portadores de ferro,

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

MINERAL	FÓRMULA / COMPOSIÇÃO	ILUSTRAÇÃO	CARACTERÍSTICAS
HEMATITA - Especular - Lamelar - Granular rescristalizada	$\text{Fe}_2\text{O}_3$  %FeT 67,75 a 69,61		Textura: varia de porosa a compacta. Formato: irregulares inequidimensionais, regulares equidimensionais, inequidimensionais com hábito tabular e granular.
MAGNETITA	$\text{Fe}_3\text{O}_4$  %FeT 71,68 a 72,19		Cristais euédricos, isolados ou em agregados. Cristais compactos. Apresenta alta susceptibilidade magnética.
HEMATITA MARTÍTICA	$\text{Fe}_2\text{O}_3$  %FeT 67,75 a 69,61		Hematita com hábito de magnetita. Oxidação segundo os planos cristalográficos da magnetita. Geralmente porosa.
GOETHITA	$\alpha\text{-FeO.OH}$  %FeT 58,02 a 62,70 %PF 9,97 a 10,98		Cristais aciculares. Maciça a porosa. Reniforme, estalactítica em agregados fibrosos radiais.

### 3.1.2. Principais minerais de ganga (Dana, 1974)

Quartzo :

O quartzo é o principal mineral de ganga presente nos minérios ricos, sendo encontrado em uma grande variedade de ambientes geológicos. Ocorre como um componente importante nas rochas ígneas e metamórficas, sendo extremamente resistente tanto ao ataque químico como físico. A desintegração das rochas ígneas que o contem produz grãos de quartzo que, ao se acumularem, formam a rocha denominada arenito. Em termos químicos o quartzo é considerado como  $\text{SiO}_2$  puro com 46,7% de silício e 53,3% de oxigênio.

Caulinita :

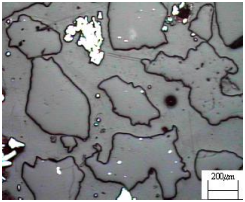
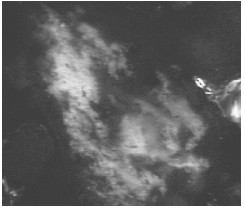
A caulinita é um silicato de alumínio hidratado. Ocorre como um produto de intemperização química dos feldspatos, sendo que, nesses casos, processos sedimentares transportam, classificam e redepositam a caulinita em leitos de grande extensão. Ocorre, também, como produto de alteração hidrotermal de silicatos em torno de veios de sulfetos, fontes quentes e “geysers”. Em termos químicos, a caulinita é considerada como sendo  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$  com 39,5% de alumina, 46,5% de sílica e 14,0% de água.

Gibbsita:

A gibbsita é considerada como sendo  $\text{Al}(\text{OH})_3$ , com 62,8 a 65,3% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e 31,8 a 34,12% de perda ao fogo. É insolúvel. Assume a cor azul quando é umedecida com nitrato de cobalto e posteriormente aquecida (alumínio).

A tabela 3.2 mostra a fórmula química e propriedades dos principais minerais de ganga.

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

MINERAL	FÓRMULA	ILUSTRAÇÃO	CARACTERÍSTICAS
QUARTZO	100% SiO <sub>2</sub>		Fratura concóide, brilho vítreo (às vezes gorduroso). Incolor, branco ou colorido por impurezas. Granulometria dos cristais variando de fina a maticos.
CAULINITA	Al <sub>4</sub> [Si <sub>4</sub> O <sub>10</sub> ](OH) <sub>8</sub> %PF 13,47 a 13,92 % SiO <sub>2</sub> 45,48 a 46,07 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 38,07 a 39,82		Brilho terroso, opaco; as placas de cristal são de brilho nacarado. Apresenta cor branca ou muitas vezes colorida por impurezas.

### 3.2 Mineralogia do minério de ferro no Brasil, Araujo et al. (2003)

#### 3.2.1 Abordagens nos processos genéticos e aplicados da extração de minério

As duas principais áreas produtoras de minério de ferro no Brasil são: o Quadrilátero Ferrífero, localizado no sudeste do país no Estado de Minas Gerais, e a Província Mineral de Carajás, no Norte do país, no Estado do Pará.

Ambas as áreas representam enriquecimento de formações bandadas de ferro datadas do período arqueano e proterozóico. A mineralogia de tais depósitos de minério de ferro é geralmente estudada por geólogos com o objetivo de entender sua gênese. Em tais casos

a descrição mineralógica é focada em fases minerais portadoras de ferro e sua interrelação com os processos geológicos diversos.

Embora relevante para a compreensão de parâmetros geológicos usados para modelamento dos depósitos, o conhecimento mineralógico unido à gênese do minério pode não servir para prever o desempenho do processamento de um determinado minério de ferro.

### **3.2.2 Liberação de fases minerais**

Atualmente, operações de moagem, aplicadas ao beneficiamento do minério de ferro no Brasil, são limitadas ao ajuste de granulometria para obtenção do grau de liberação desejado. Os tipos de minérios atualmente beneficiados não incluem os itabiritos compactos com grande proporção de partículas mistas. Em termos gerais, as partículas alimentadas em todo processo de concentração aplicado apresentam elevados graus de liberação entre minerais portadores de ferro e os não ferrosos, especialmente em relação a minerais portadores de silício e a alumínio. Esses graus de liberação, com certeza, aumentam com a diminuição do tamanho. Nos casos em que a concentração é aplicada com sucesso em partículas grosseiras com *top size* de 8mm verifica-se um alto grau de liberação das partículas de interesse.

A presença de contaminantes não-liberados, representados por sílica, alumina e fósforo, por exemplo, pode estar associada a goethita. Especialmente em relação à remoção de fósforo, vários programas de pesquisa realizados entre 1980 e 1990 mostraram que apenas rotas de hidrometalurgia podem reduzir efetivamente os teores de fósforo. (Fonseca,1992). Emprego da atrição na deslamagem também pode contribuir para a redução de fósforo no concentrado da flotação (Queiroz et al., 2003).

### **3.3 Técnicas aplicadas à caracterização mineralógica (Sant'Agostinho e Kahn, 1997)**

As técnicas aplicadas à caracterização mineralógica foram revistas por Sant'Agostinho e Kahn (1977). As mais usuais, aplicadas à caracterização, estão resumidas na Tabela 3.3.

Tabela 3.3 - Técnicas de uso mais difundido na caracterização de minérios (Sant'Agostinho e Kahn,1977)

Técnica	Equipamentos	Observações
Microscopia Óptica	microscópios estereoscópicos	forma, cor, alterações,
	microscópios óticos de polarização	associações, propriedades ópticas
Difração de Raios-X	método do pó	estrutura cristalina,
	câmara de monocristal	composição mineralógica
Microscopia Eletrônica de Varredura	microscópio eletrônico de varredura (MEV)	forma, associações, liberação
Sistemas de Microanálise	dispersão de energia (EDS)	composição química
	dispersão de comprimento de onda (WDS)	
Recursos Diversos	análise termodiferencial	composição química
	análise termogravítica	
	análise por infravermelho	
Luminescência	catodoluminescência	excitação por elementos
	fluorescência	ativadores

A microscopia ótica é o recurso mais básico e tradicional, tanto utilizando microscópios estereoscópicos ou lupas binoculares como petrográficos. A mineralogia de apoio à caracterização é essencialmente relacionada com partículas minerais, monominerálicas ou não, sendo menos frequente a análise em fragmentos de rocha.

Observações podem ser feitas tanto em luz refletida, recurso adequado para minerais opacos, quanto em luz transmitida, usada para minerais transparentes.

A difratometria de raios-X corresponde a uma das principais técnicas de caracterização microestrutural de materiais cristalinos, encontrando aplicações em diversos campos do conhecimento. É uma técnica que permite a determinação das fases a partir de espectro gerado pela estrutura cristalina, sendo uma ferramenta extremamente útil na identificação das espécies minerais. É comumente aplicada em duas modalidades básicas: método do pó e câmaras de monocristal.

A microscopia eletrônica de varredura é a técnica de caracterização microestrutural mais versátil hoje disponível, encontrando aplicações em diversos campos do conhecimento. Produz a imagem resultante da interação de um feixe de elétrons com a amostra, permitindo aumentos de 30 a 100.000 vezes.

A interação de um fino feixe de elétrons focalizado sobre a área ou o volume a ser analisado gera uma série de sinais que podem ser utilizados para caracterizar propriedades da amostra, tais como composição, superfície topográfica, cristalografia etc.

O microscópio eletrônico de varredura, quando conjugado com detectores de elétrons retroespalhados, permite a distinção entre espécies minerais pela diferença de número atômico médio dos elementos constituintes, através de tons de cinza.

Na microscopia eletrônica de varredura os sinais de maior interesse referem-se usualmente às imagens de elétrons secundários e de elétrons retroespalhados, ao passo que na microsonda eletrônica o sinal de maior interesse corresponde aos raios-X característicos, resultantes do bombardeamento do feixe de elétrons sobre a amostra, permitindo a definição qualitativa ou semiquantitativa dos elementos químicos presentes no microvolume.

A figura 3.3 ilustra os volumes das amostras afetadas pelas fontes de elétrons secundários, elétrons retroespalhados e fonte de raios-X característicos.



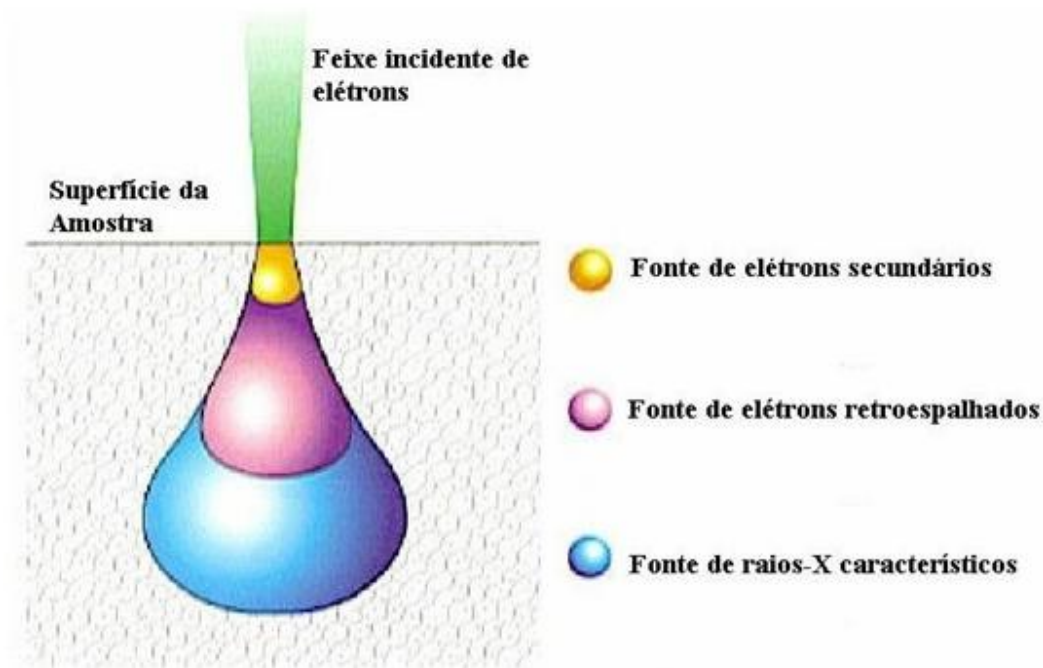


Figura 3.3- Volume da amostra afetados pelos feixes de elétrons (USP, Laboratório de Filmes Finos, Instituto de Física).

Elétrons retroespalhados são fáceis de detectar, devido a sua elevada energia, sendo de difícil coleta face a sua elevada velocidade (caminham em linha reta).

Elétrons secundários possuem energia muito baixa (menor que 50eV) e exigem detectores especiais para captação, podendo ser facilmente coletados dado a sua baixa velocidade. erença de potencial.

Dois diferentes tipos de espectrômetros são empregados para a detecção dos raios-X característicos, ambos permitindo a realização de microanálises qualitativas e quantitativas. São eles o espectrômetro de dispersão de comprimento de onda (WDS), no qual cristais analisadores e difração são empregados para a discriminação dos raios-X segundo o comprimento de onda da radiação (monocromador), e o espectrômetro de dispersão de energia (EDS), com discriminação de todo o espectro de energia através de um detector do estado sólido de Si(Li) ou Ge. Além de informações sobre composição química pontual, estas técnicas permitem as análises segundo uma dada direção da

amostra (linhas) ou a geração de imagens de raios-X de múltiplos elementos, bem como mapeamento quantitativo.

### **3.4 Concentração de minérios de ferro por flotação**

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

Os fundamentos das técnicas que exploram características de superfície estão em um campo da ciência conhecido como “Físico-química das Interfaces”, “Química de Superfície”, “Química das Interfaces” ou “Propriedades das Interfaces”, (Peres,1999).

Iwasaki (1983), analisando o papel estratégico ocupado pela flotação na concentração de minérios de ferro, destaca três fatores:

- a flotação é o principal processo a ser utilizado para a concentração de minérios oxidados de baixos teores;
- o processo possibilita a redução dos teores em sílica de concentrados magnéticos obtidos por separação magnética, principalmente quando a liberação de quartzo fino impede o bom desempenho da separação magnética;
- a flotação é o processo mais indicado para a produção de super-concentrados, utilizados em processos metalúrgicos de redução direta.

A flotação, no caso de minérios de ferro, é denominada direta ou reversa, se os minerais flotados forem, respectivamente, os minerais oxidados de ferro ou o quartzo (sílica). A flotação é dita aniônica ou catiônica, de acordo com a natureza da parte polar dos coletores utilizados.

A flotação de minério de ferro pode ser realizada basicamente de quatro formas distintas:

- flotação de minerais oxidados de ferro, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos e sulfatos), em pH na faixa neutra a ácida;

- flotação de quartzo/silicatos, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos) em pH alcalino, ativado por cálcio;
- flotação catiônica de minerais oxidados de ferro, utilizando aminas como coletores e ativação por flúor, em pH ácido;
- flotação catiônica de quartzo, utilizando aminas, em pH na faixa neutra e alcalina.

A flotação catiônica de quartzo, com a utilização de aminas, é usualmente realizada na faixa de pH alcalino, onde as propriedades de dissociação e hidrólise deste grupo de reagentes lhe confere características de coletor e espumante.

O tamanho máximo de partículas é fixado, primordialmente, pela liberação do mineral de interesse cuja recuperação é o objetivo do tratamento. O tamanho máximo das partículas na alimentação é governado pela granulometria de liberação que não deve ser maior que aquela que possibilite o transporte das partículas pelas bolhas de ar. O limite inferior da faixa granulométrica está associado com o conceito de "lamas", que refere-se a materiais de granulometria fina (geralmente abaixo de 10 $\mu$ m) que podem causar efeitos deletérios ao sistema, (Peres, 1999).

Seguramente, um dos maiores problemas que o processo de flotação de minério de ferro enfrenta é a recuperação de minerais-minério na presença de lamas. As propriedades superficiais das lamas influenciam a criação de recobrimentos de lamas sobre as partículas ("slimes coating"), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha-mineral e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lamas que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério, (Peres, 1999).

#### **3.4.1 Mecanismos de adsorção de aminas em minerais oxidados de ferro e em quartzo, (Iwasaki,1983 e Leja, 1982)**

Os reagentes utilizados como coletores na flotação podem ser classificados em duas classes, Leja (1982):

- tio-compostos;

- surfatantes ionizáveis não-tio.

As características comuns a todos os reagentes ionizáveis não-tio são (Leja, 1982):

- tendência à dissociação, ionização e hidrólise, em extensão governada pelo pH da solução aquosa;
- abaixamento pronunciado na tensão interfacial, nas interfaces ar/água e óleo/água, em soluções diluídas;
- tendência à formação de agregados coloidais (micelas), quando a concentração do reagente excede o valor denominado concentração micelar crítica (CMC) e a temperatura excede certo nível mínimo, denominado ponto Krafft.

Essas propriedades são determinantes, em maior ou menor extensão, quanto aos mecanismos de adsorção desta classe de reagentes na superfície de partículas minerais.

O pH constitui-se numa variável importante nos sistemas de flotação de minerais oxidados de ferro e quartzo, tanto por governar a dissociação e hidrólise dos reagentes coletores, quanto pela dependência das cargas de superfície das partículas desses minerais às concentrações dos íons  $H^+$  e  $OH^-$ , em solução. Esses íons são íons determinadores de potencial, ou seja, íons responsáveis pela carga de superfície, em meio aquoso, dos minerais oxidados de ferro e quartzo.

A adsorção e a imobilização de reagentes coletores na superfície de minerais ocorre segundo três mecanismos (Leja, 1982):

- quimissorção ou adsorção química é caracterizada pelo desenvolvimento de ligações químicas primárias (iônica/covalente) entre a parte polar do coletor e a superfície mineral;
- adsorção específica no Plano Interno de Helmholtz, sem transferências de cargas entre adsorvente e adsorvato. A adsorção específica pode ser definida como aquela em que predominam mecanismos que independam de atração eletrostática. Segundo esse conceito, a adsorção química é, certamente, uma adsorção específica;
- adsorção eletrostática sobre uma rede de íons (complexos) contrários, pré-adsorvidos. Certamente, a ação de um surfatante como coletor em um determinado sistema de flotação não pode ser atribuída a um único mecanismo ou a um único tipo de ligação.

Sempre há um efeito cooperativo entre dois ou mais tipos de ligações para o desenvolvimento do grau de ionização do coletor e hidrofobicidade da superfície mineral, necessários à flotação.

Aceita-se atualmente que o mecanismo atuante na adsorção de aminas em superfícies minerais é predominantemente eletrostático. São inúmeras as correlações estabelecidas entre curvas de potencial zeta e as regiões de flotabilidade de minerais oxidados de ferro e silicatos com aminas, em função do pH (Leja, 1982).

### **3.4.2 Utilização do amido como depressor de minerais de ferro na flotação catiônica do quartzo**

A componente eletrostática do mecanismo de adsorção de aminas conduz à flotação indistinta de minerais oxidados de ferro e quartzo, em solução alcalina.

A seletividade na flotação catiônica de quartzo em minérios de ferro é alcançada através da adição de um reagente modificador que, adsorvendo-se seletivamente nos minerais oxidados de ferro, mantém sua superfície hidrofílica. Os reagentes modificadores mais utilizados neste sistema de flotação são o amido e seus derivados.

O amido é um polímero natural (polissacarídeo), formado pela condensação de moléculas de  $\alpha$ -D (+) glicose, através de ligações do tipo  $\alpha$ -1,4 (amilose) e  $\alpha$ -1,6 (amilopectina). A figura 3.4 ilustra as estruturas das moléculas de glicose, amilose e amilopectina.

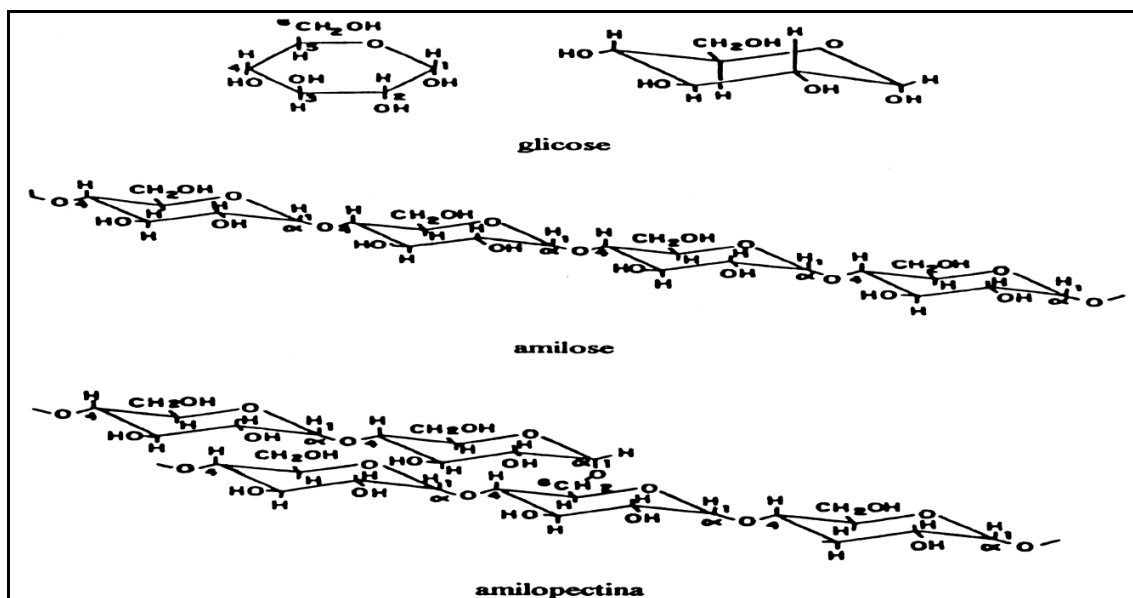


Figura 3.4 Estruturas das moléculas de glicose, amilose e amilopectina, Leja (1982) .

O comprimento da cadeia e peso molecular do amido dependem da fonte (espécie botânica) da qual foi extraído. O número  $n$  de unidades de D-glicose para a amilose permanece na faixa de 200 a 1000 e para a amilopectina supera 1500.

No caso do amido de milho amarelo comum prevalece a relação 3:1, aproximadamente 25% de amilose e 75% de amilopectina. Os números mostram variações no conteúdo de amilose, entre amidos de diferentes espécies vegetais, desde 0% até 67% (Araujo,1988).

A amilopectina e a amilose se adsorvem preferencialmente na hematita, em relação ao quartzo.

Entre os mecanismos propostos para explicar a adsorção de amidos, a interação através de pontes de hidrogênio parece ser o mais plausível.

O fato da superfície do quartzo ser mais negativa que a hematita também contribui para a seletividade, já que, apesar dos componentes do amido serem moléculas neutras, a adsorção de  $\text{OH}^-$  confere um caráter levemente negativo às misturas.

A seletividade do processo de flotação catiônica de quartzo em minérios de ferro é obtida quando a diferença entre as densidades de adsorção de amido nos minerais de ferro e

quartzo for máxima, isto é, quando a maior adsorção possível em minerais de ferro corresponder à menor adsorção no quartzo.

### 3.4.3 Cinética de flotação (Queiroz, 2003)

A cinética de flotação é o estudo da variação na quantidade do produto do “overflow” da espuma em relação ao tempo de flotação, e a identificação quantitativa de todas as variáveis de controle de taxa. Mantendo cada variável constante, a relação algébrica entre a proporção do mineral flotado e o tempo de flotação é a equação da taxa de flotação.

A equação representando a cinética de flotação pode ser assim expressa:

$$dC(t)/dt = KC^{-n}(t) \quad (3.1)$$

$$C = M / V \quad (3.2)$$

$C(t)$  : concentração de sólidos no tempo  $t$ ;

$t$  : tempo de flotação;

$n$  : ordem do processo;

$K$  : constante da taxa de flotação;

$M$  : massa de sólidos;

$V$  : volume de polpa.

A cinética de flotação normalmente é classificada como uma reação de primeira ordem. A equação de taxa de primeira ordem é usualmente expressa como:

$$R = 1 - e^{-Kt} \quad (3.3)$$

onde:

$R$  : recuperação acumulada após o tempo  $t$ ;

$K$  : constante da taxa de primeira ordem (tempo-1);

$t$  : tempo (acumulado) de flotação.

Plotando o  $\ln(1-R)$  em função  $f(t)$  deverá ser produzida uma função linear, mas tais gráficos são frequentemente côncavos (concavidade para cima), o que normalmente sugere a presença de componentes de flotação rápido e lento.

### **3.5 Teoria sobre processo de cominuição, (Beraldo, 1987)**

A fragmentação ou cominuição é a operação, ou conjunto de operações, que se caracteriza pela redução das dimensões físicas de um dado conjunto de blocos ou partículas através do rompimento de ligações estruturais. Considera-se o desmonte de rochas, por explosivo, quando utilizado na lavra de mina, como sendo o primeiro estágio de fragmentação. Na usina de beneficiamento a cominuição é realizada em etapas que podem ser divididas, de forma geral, em britagem e moagem. Os principais objetivos da cominuição são:

- atingir o grau de liberação necessário para que se possa efetuar a concentração de espécies que têm interesse econômico;
- atingir as especificações granulométricas exigidas pelo mercado;
- preparar o material para os processos subsequentes, como é o caso da pelotização do minério de ferro.

Os parâmetros conseguidos nas operações de separação dos minerais, quais sejam teor do concentrado e recuperação do material útil, variam em função do grau de cominuição efetuado. Por outro lado, as operações de cominuição, em especial a moagem fina, são as mais dispendiosas de um circuito de concentração.

Assim sendo, o grau de cominuição do minério deve ser fixado, tendo em vista a otimização de uma função econômica que considere os custos de moagem, a taxa de produção, a recuperação do mineral útil e o teor do concentrado.



### 3.5.1 Relação entre energia consumida e granulometria do produto

Durante muito tempo, os processos de cominuição foram amplamente estudados em relação a energia consumida, o que é lógico devido ao fato da energia representar uma parcela importante nos custos de cominuição.

Foi então observado, experimentalmente, que a relação entre a variação de diâmetro das partículas e a energia consumida é inversamente proporcional a uma função-potência do diâmetro, ou seja:

$$dE = -Kdx/x^n \quad (3.4)$$

em que:

$E$  : energia aplicada a uma massa unitária de minério;

$x$  : diâmetro das partículas;

$K, n$  : constantes dependentes do material.

Vários estudiosos deram diferentes interpretações a esta relação, que, integrada dá origem a duas outras expressões.

Para  $x \neq 1$ , vem:

$$E = K[1/x_2^{(n-1)} - 1/x_1^{(n-1)}] \quad (3.5)$$

Esta é a conhecida expressão de Charles.

Para  $n = 1$ , vem:

$$E = K \ln(x_1 / x_2) \quad (3.6)$$

Esta expressão é conhecida como Lei de Kick.

Adotando-se valores de  $n = 2$  e  $n = 1,5$ , respectivamente, e levando-se à expressão de Charles, resultam novas expressões.

Para  $n = 2$ :

$$E = K (1/x_2 - 1/x_1) \quad (3.7)$$

Esta é a expressão da chamada Lei de Rittinger.

Para  $n = 1,5$ :

$$E = K(1/\sqrt{x_2} - 1/\sqrt{x_1}) \quad (3.8)$$

Esta é a expressão da Lei de Bond.

Assim, para expressar a relação entre a energia consumida no processo e a granulometria do produto têm sido empregadas, ao longo do tempo, as leis cujas expressões foram apresentadas.

Lei de Rittinger:

É a mais antiga, tendo sido desenvolvida em 1867. Sugere que a energia consumida na cominuição é proporcional a nova superfície produzida. Por outro lado, a área superficial dos materiais granulares é inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, do que se origina a expressão (3.7).

Lei de Kick:

Desenvolvida em 1885, estabelece que a energia consumida na cominuição depende apenas da relação de redução, sendo independente da granulometria original. É representada pela expressão (3.6).

Lei de Bond:

Foi desenvolvida em 1952, após uma intensa campanha de ensaios de laboratório e correlações industriais. É uma lei empírica, à qual Bond pretendeu dar um apoio teórico ao preconizar que a energia consumida na cominuição seja proporcional ao comprimento das fissuras iniciais que se desenvolvem no fraturamento. Após sua formulação e, devido ao fato de levar a resultados ajustados aos reais, a Lei de Bond passou a ser amplamente utilizada na seguinte expressão:

$$W = WI(10/\sqrt{P} - 10/\sqrt{F}) \quad (3.9)$$

em que:

$W$  : energia aplicada, em *kWh/t curta*;

$WI$  : designado como *Work Index*, em *kWh/t curta*;

$P, F$  : tamanho em micrometros, em que passam 80% da massa do produto e da alimentação, respectivamente.

O *Work Index*, segundo Bond, é uma constante do material representando a energia necessária para cominuir de uma granulometria representada por um diâmetro infinito a uma representada por 80% passante em 100 micrometros.

A consideração da energia como uma função do trabalho de moagem, entretanto, tem validade em condições bastante limitadas. Deve-se considerar, primeiramente, que o trabalho útil de moagem, ligado a uma função do diâmetro, é uma fração muito reduzida da energia consumida nos equipamentos de cominuição. Assim, a maior parte da energia consumida é devido a perdas nos equipamentos, o que vem demonstrar a estreita aplicabilidade das chamadas leis de cominuição.

Entretanto, para um mesmo tipo de equipamento em condições semelhantes de operação, essas leis podem ter aplicações, como ocorre, por exemplo, com a Lei de Bond em relação aos moinhos de barras e de bolas.

Hukki (1961) verificou que as leis da cominuição tinham aplicação a certos intervalos de granulometria e propôs a seguinte expressão:

$$dE = -K \left[ \frac{d_x}{x^{f(x)}} \right] \quad (3.10)$$

A figura 3.5 mostra a relação estabelecida para o consumo de energia de cominuição em função da granulometria do produto e, também, que as três leis seriam aplicáveis para certos intervalos granulométricos, mas a Lei de Bond seria aplicável no intervalo granulométrico em que normalmente se desenvolve a operação de moagem de minério.

Embora a Lei de Bond tenha grande aplicação na moagem de minério, ela pode levar a grandes discrepâncias em função de condições de operação algo distintas das

normalmente usadas. Bond e posteriormente Rowland procuraram corrigir algumas dessas discrepâncias preconizando a adoção de alguns fatores de correção.

Entretanto o problema mais sério da aplicação da Lei de Bond é não considerar o WI como função das variáveis de processo. As novas tentativas de se procurar definir os resultados da cominuição em função do regime de aplicação de forças as partículas, que é definido pelas variáveis de processo, ora em franco desenvolvimento, poderão vir a sanar essa dificuldade.

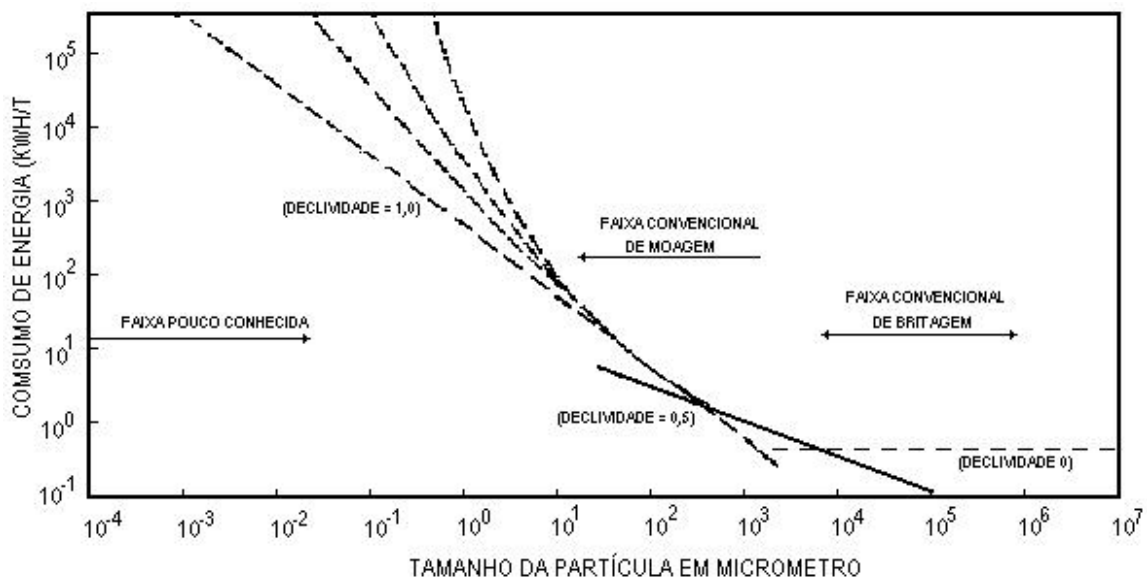


Figura 3.5 - Relação entre a energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição, (Beraldo,1987).

### 3.5.2 Mecanismos de fragmentação de uma partícula (Beraldo,1987).

Para que uma partícula seja fraturada é necessário que seja submetida a uma força que exceda sua resistência. A forma pela qual a partícula se fratura depende de sua natureza e do modo como a força é aplicada.

Ha três tipos principais de fragmentação: abrasão, compressão e impacto.

Abrasão :

Ocorre quando a força é insuficiente para provocar uma fratura em toda a partícula. Há a concentração local de esforços, que provoca o aparecimento de pequenas fraturas, com o surgimento de uma distribuição granulométrica de partículas finas ao lado da partícula original, cujo diâmetro é pouco diminuído. Esse tipo de fratura pode ser provocado por atrito entre as partículas ou de bolas com as partículas. A figura 3.6 ilustra a propriedade de abrasão



Figura 3.6 – Esquema de fratura por abrasão (Kelly e Spottiswood, 1982).

Compressão :

Ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim, a força é pouco superior à resistência da partícula. Desse tipo de fratura resultam poucos fragmentos de grande diâmetro. Esse tipo de fratura ocorre em britadores de mandíbulas, giratórios, cônicos e em moinhos quando as partículas são comprimidas entre dois ou mais corpos moedores, ou partículas maiores. A figura 3.7 ilustra fragmentação por compressão.



Figura 3.7 – Esquema de fratura por compressão (Kelly e Spottiswood, 1982).

Impacto:

Ocorre quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior a resistência da partícula, como acontece, por exemplo, com britadores de impacto ou em

moinhos, nas zonas de queda das bolas ou barras. Resulta dessa fratura uma distribuição granulométrica de partículas finas. É representada esquematicamente pela figura 3.8



Figura 3.8 – Esquema de fratura por impacto (Kelly e Spottiswood, 1982).

A figura 3.9 mostra esquematicamente a distribuição por tamanhos para os três modelos de fragmentação.

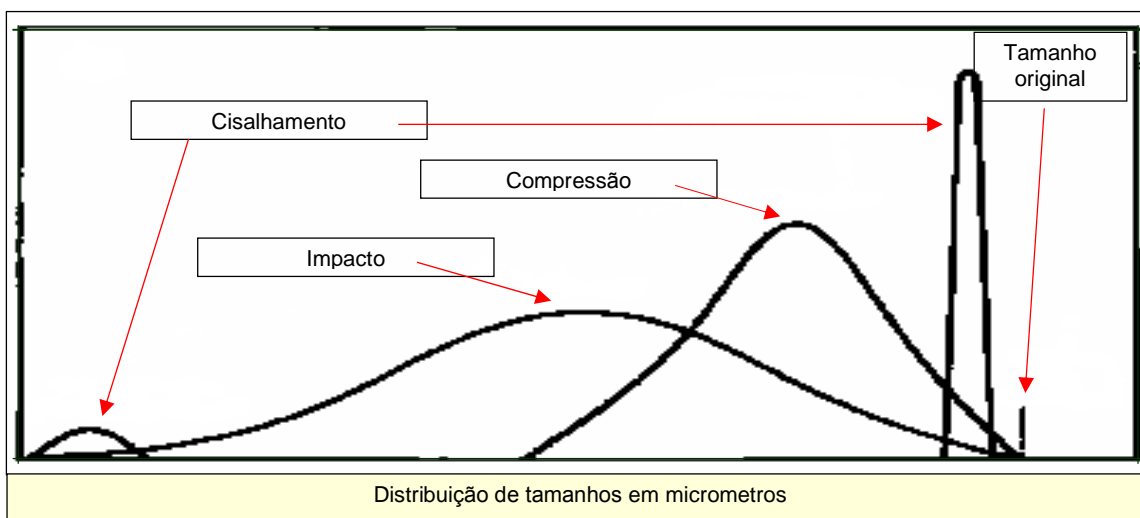


Figura 3.9 - Distribuição de tamanhos em função do tipo de fragmentação (Kelly e Spottiswood, 1982).

Nos moinhos tubulares ocorrem simultaneamente os diversos tipos de fratura, sendo a predominância de um ou outro tipo função das variáveis de processo.

A distribuição granulométrica dos fragmentos produzidos pelo fraturamento de uma partícula depende do tipo de fratura. Gilvarry mostrou que, para fraturamento por choque, vale a expressão:

$$Y = 1 - \exp \left[ - \left( \frac{d}{K_1} \right) - \left( \frac{d}{K_2} \right)^2 - \left( \frac{d}{K_3} \right)^3 \right] \quad (3.11)$$

em que:

$Y$  : Fração acumulada passante em  $d$ ,

$K_1, K_2, K_3$  : Constantes dependentes das ativações de fissuras, da superfície e do volume, respectivamente.

Quando se considera como dominante o efeito das fissuras, para partículas pequenas a expressão (3.11) reduz-se a equação de Rosin-Rammler:

$$Y = 1 - \exp[-(d/\bar{d})^s] \quad (3.12)$$

Nessa expressão,  $\bar{d}$  é o módulo de tamanho e  $s$  é conhecido como índice da distribuição de Rosin-Rammler ou índice de Weibull.

Para partículas finas, a curva granulométrica se aproxima da equação de Gaudin-Schumann:

$$Y = \left(\frac{d}{\bar{d}}\right)^n \quad (3.13)$$

em que:

$\bar{d}$  : Módulo de tamanho

$n$  : Módulo da distribuição

Usando uma aproximação estatística, Gaudin e Melloy derivaram a expressão:

$$Y = 1 - (1 - d/\bar{d})^n \quad (3.14)$$

Esta expressão é aplicável a distribuição granulométrica dos maiores fragmentos de uma fratura.

As expressões (3.11) e (3.14) podem ser derivadas dando origem a equação mais geral, das quais outras decorrem:

$$Y = 1 - [1 - d/\bar{d}]^{n_1} \times [1 - (d/\bar{d})^2]^{n_2} \times [1 - (d/\bar{d})^3]^{n_3} \quad (3.15)$$

em que:

$n_1, n_2, n_3$  : constantes dependentes das atividades de fissuras, superfície e volume.

Para granulometria grossa, na qual poucas partículas são produzidas, a equação de Klimpel e Austin passa a:

$$Y = 1 - [1 - (d/\bar{d})^3]^{n_3} \quad (3.16)$$

Derivando-se a equação de Rosin-Rammler surge outra equação para representar a distribuição granulométrica discreta, que tem sido bastante usada na análise matemática de operações de cominuição.

$$Y = \frac{1 - \exp[-(d/\bar{d})^n]}{1 - \exp(-1)} \quad (3.17)$$

Nesta expressão,  $Y$  é a fração retida em peneiras de uma série geométrica.

### **3.6 Métodos de concentração atualmente usados no Brasil (Araujo et al., 2003)**

#### **3.6.1 Dados históricos**

A produção de minério de ferro no Brasil restringiu-se a minérios de ferro de altos teores até os anos setenta, quando o primeiro grande projeto baseado exclusivamente na concentração de minérios itabiríticos de baixo teor foi colocado em operação pela Samarco na Mina de Germano em Mariana, Minas Gerais (começou em 1977 a mineração, beneficiamento, transporte por mineroduto e pelotização).

Antes disso, a Vale com operações em Itabira (Cauê e o Conceição) já vinha utilizando, de modo pioneiro, separadores magnéticos de alta intensidade/gradiente (separação magnética de alta intensidade a úmido (WHIMS)) para o beneficiamento de itabiritos junto com hematitas de alto teor ainda disponíveis naquele complexo de mineração.

As demais operações que utilizavam concentração de minério de ferro naquele momento eram a mina da Fabrica (antiga Ferteco, atualmente unidade da Vale) em Congonhas no



estado de Minas Gerais, e Vale, mina de Piçarrão (já exaurida), em Nova Era, também em Minas Gerais onde jigues e espirais de Humphrey foram utilizados no beneficiamento de itabiritos.

Todas operações realizadas em minério de ferro naquele momento beneficiavam hematitas de altos teores que era lavadas, classificadas granulometricamente, mantendo-se elevados rendimentos mássicos nas usinas. Um excelente exemplo dessa usina foi: Águas Claras - MBR (início de operação em 1973 e exaustão em julho de 2001). Esta usina que alcançou cume de produção em 1993, com produção total de 13 milhões de toneladas por ano, entre granulados, sinter feed e pellet feed, era uma das maiores instalações de beneficiamento operando no Quadrilátero Ferrífero.

### **3.6.2 Métodos normalmente aplicados (Araujo et al., 2003) .**

A concentração gravítica, a separação magnética e a flotação são métodos empregados em separado, ou, mais comumente, combinados, para a concentração de minérios de ferro no Brasil. Na região do Quadrilátero Ferrífero, as frações de sinter feed e pellet feed são submetidas a concentração. Em algumas usinas, as de menor porte, a escrubagem também é utilizada para melhorar os teores dos granulados removendo partículas de ganga porosa.

Entre os maiores produtores de minério de ferro, apenas em Carajás (Vale, Estado do Pará) uma usina de beneficiamento baseada exclusivamente em um circuito de cominuição, lavagem e classificação granulométrica permanece em operação. Esta usina trata mais de 100Mt por ano de hematita de alto teor produzindo granulado, *sinter feed* e *pellet feed*.

As mais recentes inovações em beneficiamento para produção de *pellet feed* incluem a utilização do *ferrous wheel* (concentrador magnético de alto gradiente de imã permanente - FWMS), implementado em 2000 na MBR - Mina da Mutuca, e um separador magnético de terras raras na mina de Córrego do Feijão pertencente à antiga Ferteco. A seleção do método de concentração é baseada principalmente na assembléia mineralógica.

Para concentração do *pellet feed* da mina da Mutuca, separadores magnéticos FWMS foram selecionados por causa da necessidade de separar principalmente as partículas de gibsita das de hematita (martita com alguns traços de magnetita estão frequentemente presentes). O quartzo também está presente nesse material, mas em menor proporção (2 - 6%). O minério alimentado nesta usina é um minério de alto teor produzindo granulado e *sinter feed* sem a necessidade de métodos de concentração, mas o *pellet feed* necessita de concentração. Confrontado com a gibsita, o mineral de ganga mais importante, a aplicação da flotação catiônica reversa é dificultada uma vez que este mineral também é deprimido pelo amido que deve ser usado para assegurar a seletividade da flotação de quartzo pela amina. Por conseguinte, a seleção de um método de separação magnético se tornou necessária neste caso. Por causa das capacidades envolvidas, a melhor escolha, em termos de dispêndio de capital e custo operacional, era o separador magnético ferrous wheel. Esta foi a primeira aplicação deste tipo no Brasil e a terceira no mundo.

Minério de ferro silicoso é o mais simples para concentrar e pode geralmente ser beneficiado por uma combinação de métodos gravimétricos para a fração granulométrica mais grosseira, concentração magnética para uma granulometria intermediária e flotação reversa para a fração de *pellet feed*.

Remoção parcial de um pouco de fósforo pode ser alcançada, em certos casos, através do emprego de métodos convencionais de concentração como separação magnética para minérios de granulometria entre 1,0mm e 0,15 mm e concentração gravítica para minérios mais grosseiros e porosos.

O sucesso da aplicação de qualquer método de concentração é, com certeza, medido pelo grau de liberação das fases minerais presentes, mas também é afetado por uma série de aspectos sobrepostos percorrendo desde a distribuição granulométrica à presença de relictos de magnetita em partículas de martita.

Em determinados minérios contendo um teor acima de 10% de magnetita é usada uma concentração magnética de baixa intensidade antes da concentração de alta intensidade (WHIMS).

Cada vez mais, em um futuro próximo, as usinas estarão aplicando uma combinação apropriada de métodos de concentração para cada minério, apontado para a maximização da recuperação e redução de custos operacionais.

Há uma tendência de aumento da participação de itabirito e minérios de ferro goethíticos na alimentação das usinas, especialmente no Quadrilátero do Ferrífero, dessa forma as usinas de beneficiamento serão cada vez mais complexas.

A seleção de um determinado método de concentração também depende da qualidade esperada do produto final, por exemplo, a flotação é o método de concentração usualmente selecionado (só ou em combinação) sempre que se requer um nível inferior a 1% de sílica no *pellet feed*.

Devido à maior presença de minério de ferro goethítico na formação das pilhas que servirão de alimentação para as usinas, o manuseio torna-se um fator preponderante para que se tenha uma operação contínua no circuito. Para suprir este impacto é necessário desenvolver soluções de engenharia capazes de minimizar ou eliminar esses gargalos nos processos de tratamento de minérios. Outro fato marcante é a geração de lamas contidas no minério por meio de degradação ou até mesmo pela sua própria característica.

A lama gerada torna-se um problema para a qualidade final do pellet feed. Requer deslamagem e separação sólido-liquído mais eficiente (Queiroz, 2003). Dessa maneira, o processo de beneficiamento de minérios virá contribuir com soluções inteligentes para a superação desses problemas, tornando as usinas mais eficientes e aumentando a vida útil das barragens de contenção de rejeitos.

## **4. METODOLOGIA**

A metodologia adotada, considerou um tratamento específico para cada fase do projeto:

- caracterização mineralógica;
- testes em escala de bancada;
- testes em escala piloto.

### **4.1 Caracterização mineralógica**

A caracterização mineralógica geralmente acompanhou todas as fases do projeto. Serviu para identificar e quantificar as texturas e microestruturas dos diversos minerais que constituíram as litologias estudadas. A interpretação mineralógica focou na identificação das operações unitárias potenciais para o beneficiamento de cada tipo de minério existente e auxiliou no desenvolvimento de rotas de processo de beneficiamento mineral.

### **4.2 Testes em escala de bancada**

Foram realizados em equipamentos de laboratório nas fases de fragmentação, classificação, concentração magnética e flotação. Para cada teste realizado foram quantificados os valores químicos e granulométricos dos produtos. Mediram-se também os índices de processo como:

- grau de redução;
- recuperação em massa;
- recuperação metalúrgica;
- índice de seletividade.

Os testes de bancada serviram para estabelecer os parâmetros mais adequados para cada operação unitária de beneficiamento e fornecer subsídios para o desenvolvimento preliminar do fluxograma de processo, balanço de massas, balanço de água, pré-dimensionamento dos equipamentos de processo e parâmetros de regulação no circuito de concentração magnética e flotação.

### **4.3 Testes em escala piloto**

Foram realizados com amostras de grande volumes seguindo o fluxograma de processo estabelecido no estudo conceitual. Contavam com uma infra-estrutura capaz de desenvolver estudos em circuitos contínuos e/ ou em bateladas em todos os tipos de equipamentos clássicos de beneficiamento de minério de ferro. As capacidades dos testes piloto variaram de 100 kg/h a 50 t/h.

As realizações dos testes piloto serviram também para avaliar o comportamento do minério dentro do circuito com relação ao manuseio ou seja, entupimento de chutes, caixas de peneiras e segregação do minério.

### **4.4 Trabalhos de projeto**

Consistiu na elaboração final do fluxograma de processo, balanços de massa e água, e forneceram subsídios para o dimensionamento dos equipamentos que foram informações básicas para o desenvolvimento do projeto de engenharia. Englobaram também análises críticas referentes a qualidade e *splits* dos produtos gerados.

### **4.5 Técnicas analíticas**

Os procedimentos de caracterização mineralógica e estudos de concentração foram realizados no Laboratório de Caracterização Mineralógica nos centros de pesquisas da Vale:

- CDM - Centro de Desenvolvimento Mineral, em Santa Luzia - MG;
- CPT - Centro e Pesquisa Tecnológica, em Itabira - MG;
- CPT - Centro e Pesquisa Tecnológica, em Mariana – MG.

#### **4.6 Estudos granulométricos**

As análises granulométricas foram efetuadas por peneiramento a úmido, em peneiras de laboratório, malhas de 38 mm a 0,044 mm (série Tyler).

As análises químicas quantitativas foram executadas em amostras globais, bem como por faixas granulométricas, utilizando a fluorescência de raios-X. Os elementos/compostos analisados foram : Fe total, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P , Mn e PPC.

#### **4.7 Estudos mineralógicos e microestruturais**

A lupa estereoscópica foi empregada nos estudos mineralógicos de caráter qualitativo e de liberação para as frações mais finas: -0,500 +0,250mm; -0,250 +0,125mm; -0,125 +0,074mm; -0,074 +0,044mm e -0,044mm.

Além dos estudos de liberação, as amostras globais foram caracterizadas em termos de composição mineralógica e de aspectos texturais, que envolveram basicamente a estimativa da porcentagem de minerais presentes (minerais metálicos e minerais de ganga), dos tipos morfológicos e da granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de ferro. Todos estes resultados foram obtidos por microscopia ótica, através de preparação de seção polida de grãos.

Foi usado a microscopia ótica de luz refletida para a identificação dos minerais opacos, especialmente os portadores de ferro e na investigação das associações mineralógicas e texturais. A microscopia ótica de luz transmitida foi utilizada para identificação dos minerais translúcidos, ou seja, minerais de ganga.

#### **4.8 Procedimentos experimentais**

As faixas adotadas para os procedimentos experimentais foram divididas da seguinte forma:

- -32,0 +8,0 mm;
- -8,0 + 1,0 mm;
- -1,0 + 0,15 mm;
- -0,15 mm.

A faixa -32,0 +8,0 mm serviu para estudos da britagem quaternária.

A faixa -8,0+1,0 mm serviu para estudo de separação em líquido denso.

A faixa -1,0+0,15 mm serviu para estudo de concentração magnética e espirais concentradoras e a faixa -0,15 mm para estudos de deslamagem e flotação.

Os elementos de análises químicas globais foram % Fe, % SiO<sub>2</sub>, %Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, %P, % Mn e % PPC. As análises físicas foram os percentuais retidos nas frações +8,0 mm; +6,3 mm, +4,0 mm, +2,0mm, +1,0 mm, +0,5mm, +0,25 mm, +0,15 mm, +0,104mm, +0,075mm, +0,045 mm e -0,045mm.

#### **4.8.1 Preparação das amostras**

A preparação das amostras seguiu as seguintes etapas:

- Reduzir a amostra inicial abaixo de 32mm em circuito fechado de peneiramento e britagem, utilizando-se um britador de mandíbula. Homogeneizou o produto em pilha alongada.
- Peneirar o produto britado, a úmido, (peneiras 50x50mm), individualizando as frações -8 +1mm, -1,0 +0,15mm e -0,15mm.
- À fração -1,0+0,15mm foi adicionada parte da fração -0,15mm (12%) para simular a eficiência da classificação industrial, que geralmente é realizada em hidrociclones de 26" de diâmetro.
- Filtrara fração -0,15 mm.
- Secar cada fração em estufa a 100°C.

- Cada fração foi homogeneizada em pilha.
- Quartejar a amostra, utilizando um quarteador Jones para obter alíquotas com massas adequadas para realização dos ensaios de bancada para cada fração.

#### **4.9 Separação magnética (fração -1,0 +0,15mm )**

Essas amostras foram submetidas a ensaios de separação magnética em um separador eletromagnético, (L4-Inbrás), com placas de 2,5mm e 3,8 mm de espaçamento. Cada produto foi analisado granulometricamente em 2, 1, 0,5, 0,25, 0,15, 0,104, 0,075, 0,044 e -0,044mm e a composição química foi determinada: Fe total, SiO<sub>2</sub>, P, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Mn e PPC.

#### **4.10 Deslamagem (fração -0,15mm)**

A deslamagem em bancada da fração -0,15mm foi realizada em hidrociclone de 40mm (1,57") de diâmetro, com *inlet* 16 x 3mm (0,63 x 0,12"), *vortex* de 10mm (0,39") e *apex* de 3mm (0,12"). A pressão na alimentação da ciclonagem foi de 1,7 kg/cm<sup>2</sup> e a percentagem de sólidos na alimentação de 6% em massa.

#### **4.11 Flotação em bancada (fração -0,15mm)**

Após a deslamagem da fração -0,15mm das amostras, foram realizados os ensaios de flotação em escala de bancada. Utilizou-se o griz de milho ou fubá como depressor dos minerais de ferro e como coletor do quartzo a amina Flotigan EDA da Clariant. As condições de operação foram as seguintes:

- célula: Denver, 1200rpm, cuba 2,5 litros;
- polpa: 60% sólidos em massa, água destilada;
- dosagem de amido: 600g/t, gelatinizado na relação amido/soda 6:1;
- dosagem específica de amina : 250 g/t SiO<sub>2</sub> na alimentação;
- tempos de condicionamento : 3 minutos para o amido, 1 min para a amina,
- pH: 10,2.



Os parâmetros dos modelos foram definidos baseados em experiência operacional e/ou por tentativa e erro.

Os valores obtidos foram otimizados no decorrer das realizações dos testes.

#### **4.12 Estudos de simulação e balanço de massa**

Após a determinação do fluxograma de processo foram feitas simulações de balanço de massa. Foram usados os valores de partição provenientes do software *USIMPAC 3.0.3.4* desenvolvido pela *BRGM - Environment & Process Division, Orleans - França* e comparados com valores obtidos em planilhas Excel desenvolvidas especialmente para simulações de balanço de massa.

## 5.0 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste capítulo são apresentados os resultados obtidos referente às análises de caracterização mineralógica, testes em bancada, testes piloto e simulações de balanço de massa.

### 5.1 Caracterização mineralógica

Realizou-se a quantificação mineralógica para o conjunto de amostras de pequeno volume coletadas para o desenvolvimento dos trabalhos iniciais, por tipo de *run of mine*. Classificou-se este conjunto de amostras em três tipos de *run of mine*:

- ROM rico;
- ROM goethítico;
- ROM pobre.

Estabeleceu-se somente amostras de pequeno volume, coletadas a partir de afloramentos, galerias e furos de sonda para representar as diversas litologias identificadas no modelo geológico. Desta forma, as amostras de pequeno volume ofereceram uma visão preliminar das respostas de cada minério frente ao beneficiamento mineral e da qualidade dos produtos gerados.

A tabela 5.1 contém os teores globais das amostras de pequeno volume das jazidas que compõem o Projeto para 24Mta, comparadas aos teores apresentados pelo modelo geológico preliminar.

Tabela 5.1 Teores globais das amostras de pequeno volume comparados aos teores apresentados pelo modelo geológico preliminar, por tipo de *Run of Mine*

ROM rico – 12 amostras de pequeno volume						
Teores	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn	%PPC
Mínimos	59,79	0,71	0,53	0,023	0,032	0,78
Máximos	65,63	7,56	4,33	0,323	0,154	4,90
Média	63,86	2,77	2,40	0,081	0,068	2,86
Expectativa	63,98	2,55	2,26	0,068	0,320	3,20
ROM goethítico – 9 amostras de pequeno volume						
Teores	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn	%PPC
Mínimos	54,91	1,10	1,02	0,031	0,041	0,94
Máximos	60,35	14,38	5,82	0,111	1,486	10,77
Média	58,69	6,00	3,53	0,060	0,239	5,77
Expectativa	56,53	7,65	2,81	0,104	0,430	7,32
ROM pobre – 4 amostras de pequeno volume						
Teores	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn	%PPC
Mínimos	37,82	20,70	0,46	0,035	0,069	0,61
Máximos	53,73	44,61	2,03	0,049	0,160	1,80
Média	44,29	34,26	1,18	0,041	0,109	1,17
Expectativa	46,46	29,32	0,95	0,042	0,171	1,01

A quantificação mineralógica por tipo de *run of mine* encontra-se nas tabelas 5.2 e 5.3.

Tabela 5.2 Quantificação mineralógica e proporção entre os minerais de ferro, por tipo de *Run of Mine*

ROM	Hematita	Magnetita	Hematita martítica	Goethita
Rico	10,4%	16,0%	60,60%	13,0%
Goethítico	6,5%	5,1%	48,8%	38,6%
Pobre	14,5%	20,9%	59,5%	5,1%

Tabela 5.3 Quantificação mineralógica e proporção entre ganga e minerais acessórios, por tipo de *Run of Mine*

ROM	Quartzo livre	Quartzo misto	Caulinita	Gibbsita
Rico	2,4%	0,2%	0,4%	1,3%
Goethítico	5,5%	0,7%	0,1%	1,1%
Pobre	32,0%	1,8%	-	0,1%

As figuras 5.1, 5.2 e 5.3 apresentam fotomicrografias com as principais texturas/microestruturas e associações minerais presentes em tipos distintos de *Run of Mine*.

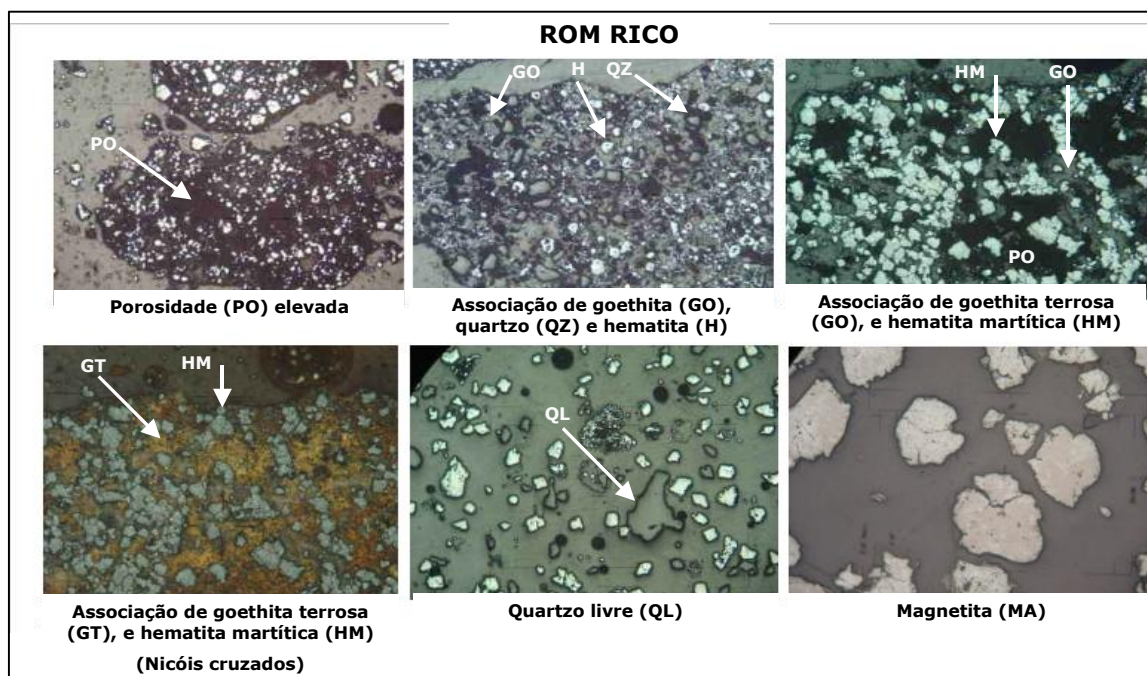


Figura 5.1 Fotomicrografias com as principais texturas/microestruturas e associações minerais presentes no ROM rico – microscopia ótica de luz refletida,

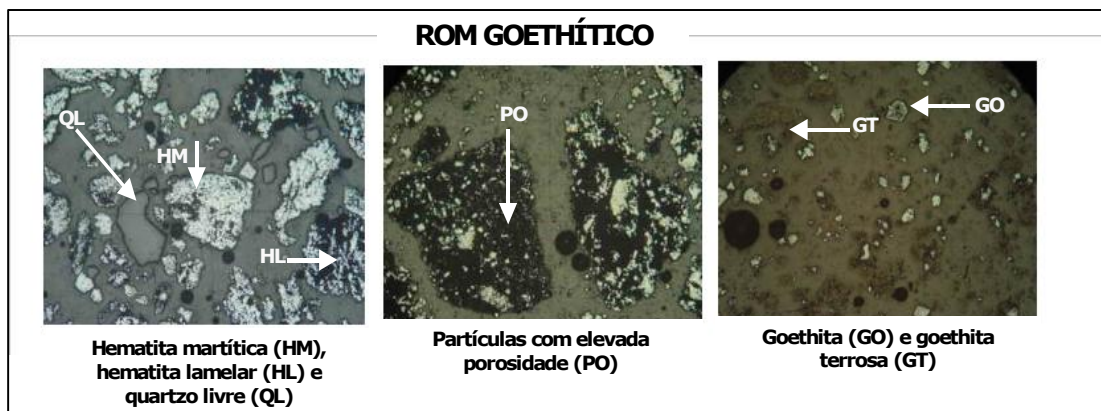


Figura 5.2 Fotomicrografias com as principais texturas/microestruturas e associações minerais presentes no ROM goethítico – microscopia ótica de luz refletida.

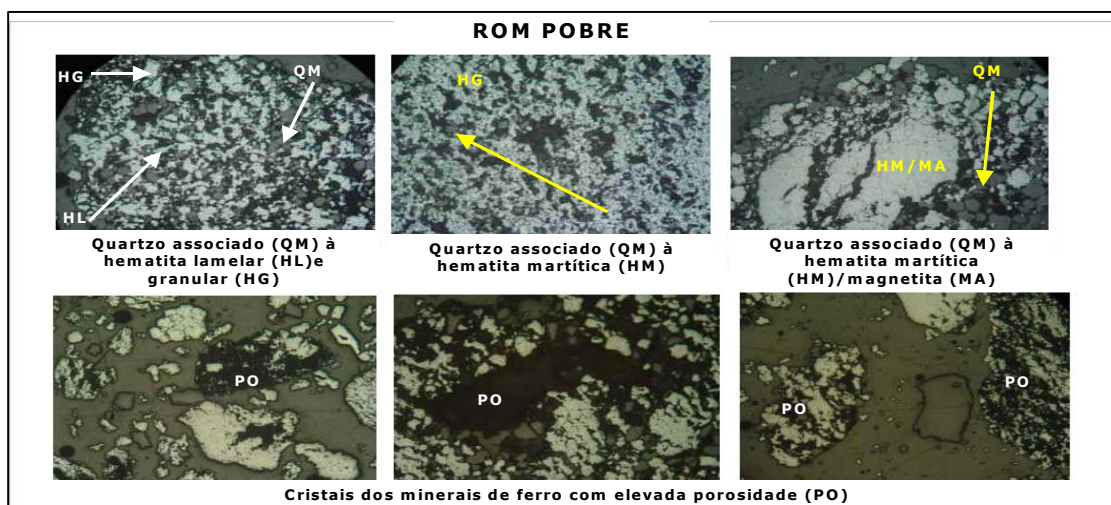


Figura 5.3 Fotomicrografias com as principais texturas/microestruturas e as associações minerais presentes no ROM pobre – microscopia ótica de luz refletida.

Em relação às características mineralógicas dos minérios existentes na jazida, destacam-se os seguintes aspectos:

- são minérios hidratados, sendo a hematita martítica o mineral de ferro mais abundante, apresentando partículas em processo de martitização com grande participação de magnetita;

- a participação de goethita é relativamente elevada, principalmente no *run of mine* denominado goethítico. Grande parte da goethita existente apresenta-se na forma terrosa;
- tanto a goethita quanto a hematita martítica apresentam minerais aluminosos associados, geralmente em poros e interstícios das microestruturas, em frações granulométricas extremamente finas;
- caulinita e gibbsita são mais abundantes no *run of mine* designado por rico, seguido pelo goethítico.
- as hematitas são designadas por cristais compactos (hematita especular, lamelar, granular e sinuosa – que dão caráter especularítico ao minério), e que geralmente apresentam menores níveis de contaminação, apresentam-se como a fase mineral de menor proporção entre os minerais de ferro presentes;
- o quartzo apresenta-se tipicamente livre nas amostras de *run of mine* designadas como ROM rico e o ROM goethítico, sendo que o grau de liberação de quartzo torna-se menor para o grupo de amostras que constituem o rom pobre. Neste último caso, as frações granulométricas maiores que 0,15mm não apresentam liberação de quartzo que permita a geração de sinter feed com qualidade adequada de sílica, mesmo após o emprego de processos de concentração. Verifica-se a necessidade de cominuição para atingir a adequação do grau de liberação;

Quanto à interpretação mineralógica focada na definição de rotas de processo de beneficiamento dos minérios existentes na jazida, destacam-se os seguintes aspectos:

- produção de granulados (faixa + 8,0mm): baixa resistência física em função da porosidade elevada existente nas partículas minerais de ferro, sendo que estes poros apresentam elevada conexão, além da grande participação de goethita terrosa. A fração correspondente aos granulados tende a gerar elevada proporção de finos por abrasão no manuseio e transporte de materiais, devida principalmente à pela presença de bordas irregulares nas diversas partículas minerais existentes;

- produção de sinter feed (faixa - 8,0 + 0,15mm): tende-se a produzir *sinter feed* com teor elevado de alumina, em função da presença de caulinita (~39%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) e gibbsita (63% a 65%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) nos poros e interstícios dos minerais de ferro, ou mesmo associadas às goethitas;
- o quartzo livre existente cria condições adequadas para a geração de concentrados com teores de sílica aceitáveis, caso sejam necessárias operações de concentração. Parte da sílica será proveniente da caulinita (~46%  $\text{SiO}_2$ ) e goethita terrosa (2,9% a 4,8%  $\text{SiO}_2$ );
- deve-se esperar a geração de produtos com teores de ferro mais baixos no sinter feed, mesmo para os casos em que o teor de sílica seja pequeno, devido à grande participação de goethita e goethita terrosa, que têm teores de PPC da ordem de 13% em massa;
- para a fração – 1+ 0,15mm, os processos de concentração gravítica tendem a ser menos seletivos que os magnéticos, em função da elevada porosidade dos minerais de ferro (hematita martítica e goethita);
- em função da grande participação de magnetita, exige-se um estágio *rougher* de média intensidade, a fim de evitar entupimentos na concentração magnética de alta intensidade, a qual terá a função de fazer a adequação da qualidade do sinter feed;
- o ROM pobre não apresenta liberação de quartzo adequada para a produção de sinter feed com teor de sílica menor que 4,5%;
- produção de pellet feed (faixa - 0,15mm): tende a produzir grande quantidade de lama, em função da participação elevada de caulinita, gibbsita e goethita terrosa;
- deve-se trabalhar com um número maior de estágios de deslamagem e, possivelmente, com adição de dispersantes para diminuir o *by pass* de finos para o *underflow* da deslamagem, melhorando assim a limpeza da superfície do quartzo, que por vez apresenta-se recoberto por massas terrosas, o que é um impedimento para processos de flotação subsequentes;

- a atrição aplicada antes da deslamagem pode ser uma rota alternativa para a limpeza da superfície do quartzo rugoso e preenchido por massas terrosas;
- observa-se a liberação de quartzo na fração abaixo de 0,15mm nas amostras do ROM rico e goethítico.

## 5.2 Circuito de peneiramento e britagem quaternária

O circuito de peneiramento e britagem quaternária compreende um peneiramento à úmido em 8,0mm e 1,0mm, denominado de peneiramento quaternário 1. Um circuito de britagem quaternária seguido de um segundo peneiramento em 8,0mm e 1,0mm, chamado de peneiramento quaternário 2. Este circuito recebe a fração -38,0mm da pilha de homogeneização.

### 5.2.1 Peneiramento quaternário 1

Para o circuito de peneiramento a úmido e britagem quaternária foi adotado um circuito industrial existente e procurou-se um minério similar ao proposto para fazer os testes de partição e eficiência de britagem. A tabela 5.4 caracteriza os equipamentos de processo adotados.

Tabela 5.4 Características dos equipamentos de processo adotados para os testes

Equipamentos	Modelo	Fabricante
Peneiras	8' x 20' – SLK246	Shenck
Britadores quaternários	HP400	Metso

Para o circuito de peneiramento a úmido foram adotadas peneiras de duplo *deck* e telas de 8,0mm e 1,4mm para fazer a separação nas seguintes faixas:

- fração +8,0mm;
- fração -8,0+1,0mm;
- fração -1,0mm.



A fração +8,0mm destinou-se a britagem quaternária. A fração -8,0+1,0mm foi considerada como final e a fração -1,0mm destinou-se ao circuito de classificação secundária. A figura 5.4 ilustra a rota de processo para o circuito de peneiramento e britagem quaternária.

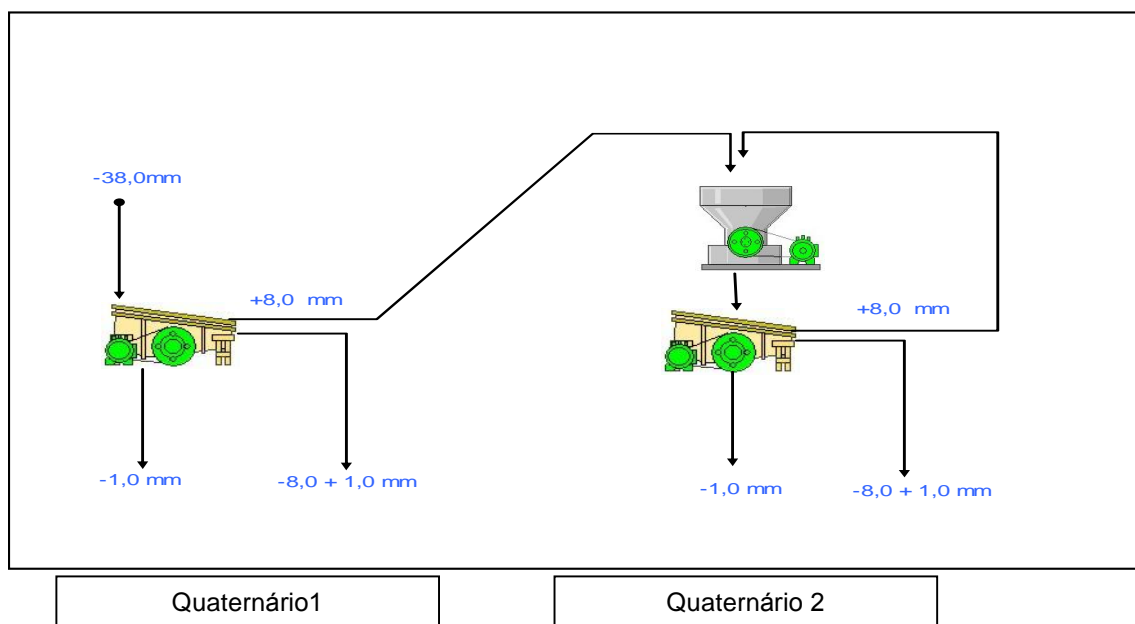


Figura 5.4 - Fluxograma de processo para os testes de peneiramento e britagem quaternária.

O peneiramento da fração -38,0mm foi denominado “quaternário 1”. Os resultados das análises granulométricas encontram-se na tabela 5.5.

Tabela 5.5 Granulometria dos testes do peneiramento quaternário 1

Peneiramento Quaternário 1 – Fração - 38,0mm					
Fluxos	%retido simples				
Malhas	-38,0mm	+ 8,0mm	-8,0mm	-8+1,0mm	-1,0mm
8000	15,12	93,99	2,38	9,65	0,00
2000	13,20	3,44	14,78	59,86	0,00
1000	6,84	0,25	7,91	15,31	5,48
500	3,36	0,12	3,89	0,79	4,90
250	5,31	0,19	6,14	1,24	7,74
150	1,43	0,05	1,66	0,34	2,09
106	6,02	0,22	6,95	1,41	8,77
75	4,72	0,17	5,46	1,11	6,89
45	11,75	0,42	13,58	2,75	17,12
-45	32,24	1,16	37,26	7,55	47,01
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

As partições e eficiência de passante encontram-se na tabela 5.6 e as memórias de cálculos no Anexo 1 e Anexo 2.

Tabela 5.6 – Partição e eficiência de passantes no peneiramento quaternário 1

Fluxos	Partição	Eficiência de Passante
+ 8,0mm	13,96%	93,22%
+1,0mm	24,69%	81,59%
-1,0mm	61,35%	-

As taxas de peneiramento foram baseadas em valores praticados em peneiras de deck único, tamanho 10`x 20` e 8`x 20` com telas de 8,0mm e 1,4mm em operação nas usinas de Conceição e Brucutu, respectivamente. A baixa eficiência na fração -8,0mm+1,0mm gerou uma maior massa de finos na fração +1,0mm e, como consequência, um afinamento do sínter feed. A tabela 5.7 mostra os valores das taxas de peneiramento praticadas.

Tabela 5.7 – Referência da taxa de peneiramento – t/h/m<sup>2</sup>

Referência	malha de corte(mm)	tamanho da peneira	capacidade t/h	área de peneiramento m <sup>2</sup>	taxa t/h/m <sup>2</sup>
Conceição	8,00	10` x 20`	550	18,58	29,60
	1,00	-	-	-	-
Brucutu	8,00	8` x 20`	450	14,86	30,30
	1,00	8` x 20`	283	14,86	19,04

Para o peneiramento quaternário 1 adotaram-se as taxas de peneiramento de 30t/h/m<sup>2</sup> para o corte em 8,0mm e 19t/h/m<sup>2</sup> para o corte em 1,0mm.

### 5.2.2 Britador Quaternário

Optou-se por uma curva de britagem existente para o britador HP400 e foi adotada uma menor eficiência de britagem para o dimensionamento do circuito. Através da granulometria do produto, calculou-se a eficiência de britagem por malha, usando-se a fórmula abaixo:

$$Eficiência\ de\ britagem\ (\%) = 1 - \left[ \frac{\% \text{ ret acumulado do produto}}{\% \text{ ret acumulado na alimentação}} \times 100 \right]$$

A tabela 5.8 contém os valores obtidos em testes realizados com o britador HP400 no circuito da britagem quaternária de Brucutu. Notou-se uma baixa eficiência de britagem para a fração +8,0mm.

Tabela 5.8 – Resultados de testes de britagem, britador HP400 – Usina de Brucutu

Fluxos	Alimentação do britador (+8,0mm)		Produto do britador (-8,0mm)		HP400 BR
	% retido simples	% retido acumulado	% retido simples	% retido acumulado	
Malha ( $\mu\text{m}$ )					Eficiência Britagem
19000	5,50	5,50	1,7	1,70	69,09%
12500	28,60	34,10	13,3	15,00	56,01%
10000	18,60	52,70	10,3	25,30	51,99%
8000	23,40	76,10	15,1	40,40	46,91%
6300	14,00	90,10	10,6	51,00	43,40%
1000	7,60	97,70	26,5	77,50	20,68%
150	0,70	98,40	9,3	86,80	11,79%
( - )	1,60	100,00	13,2	100,00	0,00%

Foi efetuada uma calibração no modelo de forma que a eficiência de britagem para o britador HP400 ficasse próxima aos valores apresentados na tabela 5.8. A tabela 5.9 contém os valores da simulação de eficiência de britagem adotada para o minério em estudo.

Tabela 5.9 Eficiência de britagem simulada

Fluxos	Alimentação do britador (+8,0mm)		Produto do britador (-8,0mm)		HP 400
	% retido simples	% retido acumulado	% retido simples	% retido acumulado	
Malha( $\mu\text{m}$ )					Eficiência Britagem
19000	19,14	19,14	4,74	4,74	75,24%
12500	29,08	48,22	15,91	20,65	57,18%
10000	20,58	68,80	14,07	34,72	49,53%
8000	25,40	94,20	19,24	53,96	42,72%
6300	1,55	95,75	3,19	57,15	40,31%
1000	1,40	97,15	16,41	73,56	24,28%
150	0,93	98,08	11,02	84,58	13,76%
( - )	1,92	100,00	15,42	100,00	0,00%

Comparando as tabelas 5.8 e 5.9, observa-se que a eficiência de britagem adotada para o projeto é coerente com os valores obtidos industrialmente. A figura 5.5 confirma a

afirmativa. Foi adotada a eficiência de 40% para a malha de 8,0mm.

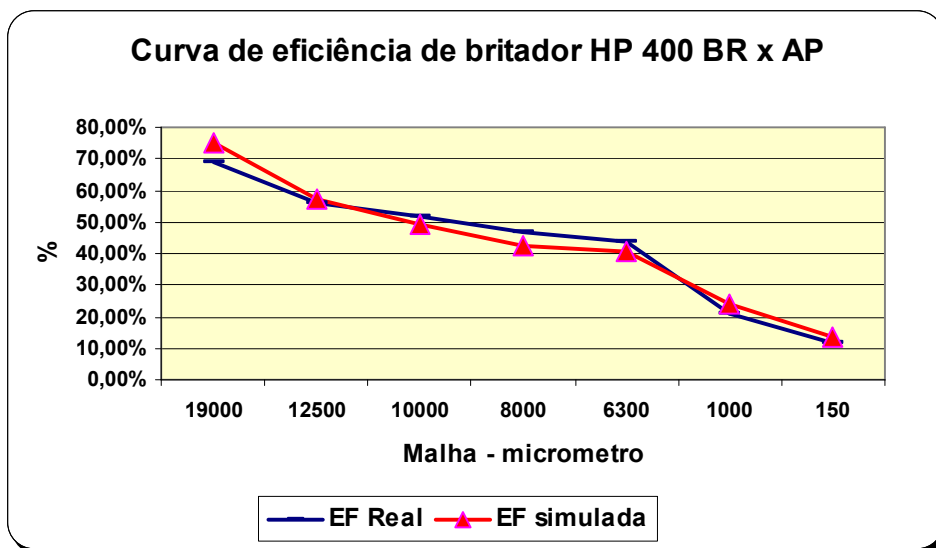


Figura 5.5 Eficiência de britagem real do HP 400 versus eficiência adotada.

### 5.2.3 Peneiramento quaternário 2

O produto do britador quaternário alimentou o peneiramento quaternário 2. Baseou-se em modelos de peneira de tamanho 7' x 16', horizontal e *deck* único, para ser a referência com relação à taxa de peneiramento. A tabela 5.10 contém os valores adotados para a taxa de peneiramento. Foram adotados os valores de 20t/h/m<sup>2</sup> e 7t/h/m<sup>2</sup> para as malhas de 8,0mm e 1,0mm.

Tabela 5.10 Referência de taxa de peneiramento

Referência	malha de corte(mm)	tamanho da peneira	capacidade t/h	área de peneiramento m <sup>2</sup>	taxa t/h/m <sup>2</sup>
Peneiras horizontais	8,00	7' x 16'	200	10,41	19,21
	1,00	7' x 16'	80	10,41	6,72

Os valores resumidos de granulometrias obtidas nos testes piloto encontram-se na tabela 5.11. No Anexo 4 encontram-se as granulometrias completas.

Tabela 5.11 Resultados dos testes piloto, peneiramento quaternário 2

Peneiramento Quaternário 2					
Fluxos	%retido simples				
Malhas	Britado	+8,0mm	-8,0mm	-8+1,0mm	-1,0mm
8000	53,96	94,36	0,00	0,00	0,00
2000	12,40	1,52	26,94	64,49	0,00
1000	7,19	0,88	15,63	27,26	7,28
500	4,69	0,57	10,19	1,46	16,46
250	4,78	0,59	10,39	1,49	16,77
150	1,55	0,19	3,37	0,48	5,45
106	1,56	0,19	3,40	0,49	5,49
75	1,33	0,16	2,88	0,41	4,65
45	1,87	0,23	4,05	0,58	6,55
-45	10,66	1,30	23,15	3,32	37,38
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Notou-se uma partição alta para o *oversize*, 57,18%, tabela 5.12, devido à baixa performance de britagem atingida no HP400. O percentual elevado de *near size* nas malhas de corte 8,0mm e 1,0mm, 53,96% e 73,55% contribuiu para esta partição. As memórias de cálculos estão no Anexo 5.

Tabela 5.12 Partição e eficiência de passantes, peneiramento quaternário 2

Fluxos	Partição	Ef.Passantes
+ 8,0mm	57,18%	93,01%
-8,0 +1,0mm	17,89%	91,28%
-1,0mm	24,93%	-

Percebeu-se um ponto crítico no peneiramento quaternário 2. O valor retido na fração >8,0mm de 57,2% proporciona uma maior carga circulante e exige um maior número de máquinas em operação.

A fração -8,0 +1,0mm do peneiramento quaternário 1 e 2 constituiu uma das parcelas do *sinter feed*, denominadas SF1 e SF2. A fração <1,0mm foi direcionada ao circuito de classificação em ciclone e classificador espiral. A figura 5.6 ilustra a rota de processo adotada.

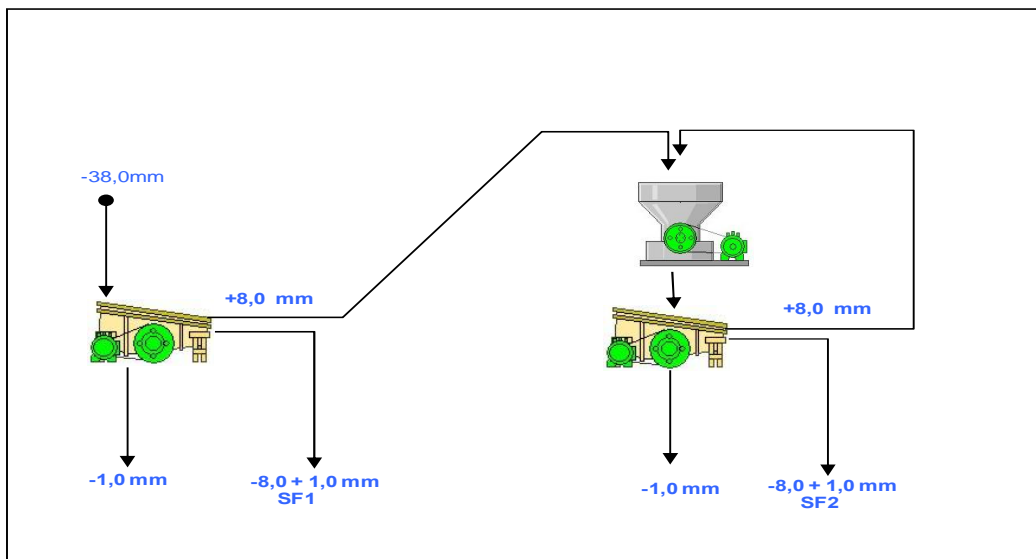


Figura 5.6 Rota de processo para o peneiramento quaternário 1 e 2.

O balanço de massa do circuito de peneiramento quaternário 1 e 2 encontra-se na tabela 5.13.

Tabela 5.13 Resumo do balanço de massa, peneiramento quaternário 1 e 2

Peneiramento Quaternário 1				
Fluxo	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% massa	Eficiência Passantes (%)
-38,0 mm	61,41	4,69	100,00	100,00
+8,0 mm	61,69	2,68	13,96	93,22
-8,0 +1,0 mm	62,11	3,30	24,69	81,59
-1,0 mm	61,08	5,77	61,35	94,62
Peneiramento Quaternário 2				
Fluxo	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% massa	Eficiência Passantes (%)
- 38,0 mm	61,69	2,68	100,00	100,00
+8,0 mm	62,01	2,50	57,18	93,01
-8,0 +1,0 mm	61,90	2,60	17,89	91,28
1,0 mm	61,54	2,73	24,93	94,29

Notou-se que no peneiramento quaternário 2, todas as faixas granulométricas possuem baixo teor de sílica, devido à migração da sílica no peneiramento quaternário 1 para a fração <1,0mm. Esta migração está relacionada à primeira adição de água ao circuito.

A carga circulante do circuito de britagem foi 49%, calculada pela fórmula do circuito reverso de britagem e mostrada na tabela 5.14.

$$CC = (1/Y) * ((10^6)/E) - 100Z \quad (\text{Valadão et al., 2007})$$

- CC - % de carga circulante;
- Y - % de passante presente na descarga do britador;
- E - eficiência do peneiramento quaternário 1;
- Z - % passante na alimentação nova do peneiramento quaternário 1.

Tabela 5.14 – Cálculo da carga circulante

Cálculo Carga Circulante			
Y	E	Z	CC
46,04	93,01	84,8	49,34

Os valores de partição, eficiência de britagem e peneiramento mostrados neste capítulo serviram como base para a elaboração final do balanço de massa.

### 5.3 Classificação da fração -1,0mm

Para a classificação da fração -1,0mm foi adotado um circuito em dois estágios com o objetivo de garantir um corte mais fino na fração -0,15mm para alimentar o circuito de flotação, mínimo de 95% passante, e obter um corte mais grosso na fração -1,0+0,15mm para gerar um produto de *underflow* com 50% passante na fração +0,15mm. A rota de processo adotada foi um circuito em ciclones convencionais de 26 polegadas associado a um segundo estágio em classificador espiral. A figura 5.7 indica a rota de processo adotada.



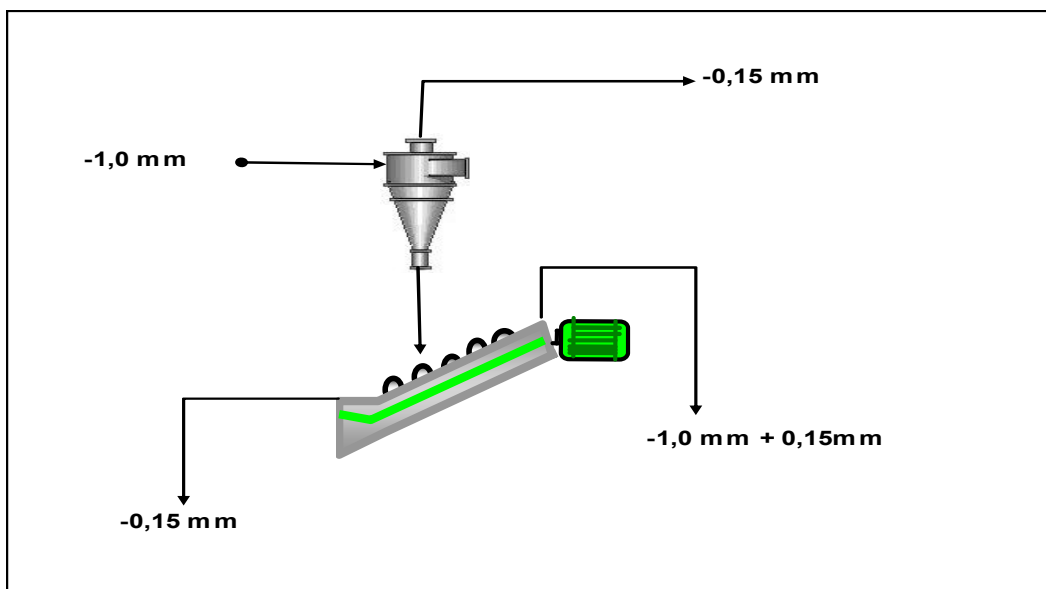


Figura 5.7 Rota de processo adotada para o circuito de classificação.

### 5.3.1 Classificação em ciclones de 26 polegadas

Para o circuito de classificação em ciclones foi adotado ciclone convencional com as seguintes características:

- diâmetro do ciclone – 26 polegadas;
- diâmetro vortex – 10 polegadas;
- diâmetro apex – 6 polegadas;
- pressão na alimentação –  $0,8 \text{ kg/cm}^2$ ;
- altura livre – 72 polegadas;
- área de entrada –  $56 \text{ pol}^2$ .

A tabela 5.15 indica os resultados de partição do teste em escala piloto do hidrociclone de 26 polegadas. Os valores de densidade adotados serviram como referência para a realização do balanço de massa definitivo.

Tabela 5.15 Memória de cálculo partição do hidrociclone de 26 polegadas

Memória de Cálculo Partição em Hidrociclones - Balanço Redundante / Balanço de Água													
Fluxo: Fração -1,0 mm proveniente do peneiramento quaternário 1													
Dados Medidos / Entrada				Dados Calculados Balanço Redundante				Balanço de Água					
Malha (mm)	Retido Simples (%)			a-e	c-e	(a-e)(c-e)	(c-e)^2	Corrigida			Curva partição		
	AL	UF	OF					OF	UF	AL	UF Real	UF Corrigido	
4000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0	0	0	0	0	100%	100,0%
2000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0	0	0	0	0	100%	100,0%
1000	5,48	8,39	0,00	5,48	8,39	45,995284	70,44748489	0,00	5,48	5,48	0,00	100%	100,0%
500	4,90	7,50	0,00	4,90	7,50	36,76715	56,30251225	0,00	4,90	4,90	0,00	100%	100,0%
250	7,74	11,85	0,01	7,73	11,85	91,62639198	140,3348237	0,00	7,74	7,74	0,00	100%	100,0%
150	2,09	3,17	0,04	2,05	3,13	6,40837257	9,81130329	0,01	2,07	2,09	0,01	99%	99,0%
106	8,77	12,89	1,01	7,76	11,88	92,1464208	141,0773818	0,35	8,42	8,77	0,35	96%	94,3%
75	6,89	9,13	2,66	4,23	6,48	27,41055984	41,96707524	0,92	5,96	6,89	0,92	87%	80,9%
45	17,12	18,03	15,41	1,71	2,62	4,47795496	6,87278656	5,35	11,78	17,12	5,35	69%	55,5%
-45	47,01	29,02	80,87	-33,86	-51,85			28,06	18,95	47,01	28,06	40%	15,0%
	a	c	e	304,8321342 466,8133677									
Dados de Entrada Processo : Balanço de Água				ds AL	4,40	Partição OF 35% OF							
Alimentação: 1,45 t/m3				ds UF	4,55	Partição UF 65% UF							
Underflow: 1,85 t/m3				ds OF	4,13								
Overflow: 1,24 t/m3				Deve ser considerado apenas a densidade da alimentação no Balanço de Água									
ds: 4,40 t/m3													
Passo 1: Cálculo da Concentração de Sólidos (% cw)				Passo 2: Cálculo da diluição - %ma/ %ms									
	%cw		% H2O		% ma / %ms	(u-o)	(a-o)	Partição					
AL	40,2%		59,8%	AL	149%			100%					
UF	59,5%		40,5%	UF	68%	-231,1%	-150%	65%					
OF	25,0%		75,0%	OF	299%			35%					
Passo 3: Cálculo Partição e Balanço de água				Passo 4 Cálculo By-pass - R									
A/U =	65% Partição para o UF			R = 29,8%									
A/O =	35% Partição para o OF												
A=	100,00%												

As tabelas 5.16, 5.17 e 5.18 mostram os resultados do balanço de massa obtido pelo modelo de Plitt.

Os valores de partição obtidos no balanço redundante e no modelo de Plitt são coerentes, 65% e 62,21 % de recuperação para o *underflow*, respectivamente. Pode-se considerar que o cálculo de partição pelo balanço redundante leva em consideração os resultados de teste piloto e o modelo de Plitt é uma simulação de partição onde os dados de entrada são valores teóricos. Isto significa que os resultados do teste piloto confirmaram a partição simulada pelo modelo de Plitt.

Tabela 5.16 Balanço de Massa, modelo de Plitt

DADOS DE PROCESSO	ALIMENTAÇÃO	UNDERFLOW	OVERFLOW
Massa de Sólidos (t/h)	100,00	62,21	37,79
Partição em Massa (%)	100,00	62,21	37,79
Vazão de Polpa (m³/h)	193,05	70,91	122,14
Densidade do Sólido (t/m³)	4,39	4,39	4,39
Massa de Polpa (t/h)	270,27	118,95	151,32
Vazão de Água (m³/h)	170,27	56,74	113,53
Densidade da Polpa (t/m³)	1,40	1,68	1,24
% de Sólidos em Peso	37,00	52,30	24,97
% de Sólidos em Volume	11,80	19,98	7,05

Tabela 5.17 Balanço granulométrico, modelo de Plitt

μm	MALHA		ALIMENTAÇÃO		Y Corrigid	Y Real	UNDERFLOW		OVERFLOW		Partição Real	Partição Corrigida
	DMP	Di/D <sub>50</sub>	% Ret.	t/h			% Ret.	t/h	% Ret.	t/h		
2000,00	2414,21	36,63	0,00	0,00	1,00	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
1000,00	1500,00	22,76	5,48	5,48	1,00	1,00	8,81	5,48	0,00	0,00	100,00	100,00
500,00	750,00	11,38	4,90	4,90	1,00	1,00	7,88	4,90	0,00	0,00	100,00	100,00
250,00	375,00	5,69	7,74	7,74	1,00	1,00	12,44	7,74	0,00	0,00	100,00	100,00
150,00	200,00	3,03	2,09	2,09	1,00	1,00	3,36	2,09	0,00	0,00	100,00	100,00
100,00	125,00	1,90	8,77	8,77	0,97	0,98	13,78	8,57	0,53	0,20	97,72	96,59
75,00	87,50	1,33	6,89	6,89	0,75	0,84	9,25	5,75	3,01	1,14	83,51	75,27
45,00	60,00	0,91	17,12	17,12	0,42	0,62	16,93	10,53	17,44	6,59	61,50	42,26
0,00	22,50	0,34	47,01	47,01	0,05	0,36	27,57	17,15	79,02	29,86	36,48	4,73
TOTAL			100,00	100,00	0,43	0,62	100,00	62,21	99,99	37,79		

Tabela 5.18 Valores memória de cálculo, modelo de Plitt

Número de ciclones	1		Correção do fator m	1,00
D <sub>50</sub> corrigido	65,91	μm	Eficiência de separação m	2,47
D <sub>50</sub> Real	46,21	μm	Partição de polpa / volume (R <sub>v</sub> )	36,73%
Vazão de polpa por ciclone	364,12	m³/h	Partição por classificação	43,33%
Split de polpas	0,58		Partição total	62,21%
Fator de hopper	54,36	%	By-pass (%)	33,32%

Notou-se um valor alto de by-pass, 33,32%, indicado na tabela 5.18. Este valor garante uma granulometria adequada para a flotação e foi influenciado diretamente pelo diâmetro do apex de 6 polegadas. Em consequência, houve um arraste de finos para o underflow, 69,1% passante na tabela 5.19, 67,5% passante em 0,15mm indicado na tabela 5.18. A tabela 5.19 mostra os resultados da simulação no software de simulação Usimpac onde o percentual passante na fração 0,15mm indicado é 69,1%. Portanto, existe uma coerência entre os três modelos de cálculo adotados.

Tabela 5.19 Resultados do software de simulação Usimpac

Tam (mm)	AL			OF			UF		
	%passante	%ac	%ret	%passante	%ac	%ret	%passante	%ac	%ret
50	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
44	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
40	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
38	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
31,5	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
25	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
19	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
16	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
12,5	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
10	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
8	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
6,35	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
5,6	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
4,8	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
3,4	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
2,4	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
1	94,52	5,48	5,48	100,00	0,00	0,00	91,61	8,39	8,39
0,84	93,92	6,08	0,59	100,00	0,00	0,00	90,70	9,30	0,91
0,71	92,44	7,56	1,48	100,00	0,00	0,00	88,43	11,57	2,26
0,6	91,10	8,90	1,35	100,00	0,00	0,00	86,37	13,63	2,06
0,5	89,62	10,38	1,48	100,00	0,00	0,00	84,10	15,90	2,26
0,42	87,53	12,47	2,09	100,00	0,00	0,00	80,91	19,09	3,20
0,3	84,70	15,30	2,83	100,00	0,00	0,00	76,58	23,42	4,33
0,21	81,87	18,13	2,83	99,99	0,01	0,01	72,25	27,75	4,33
0,15	79,79	20,21	2,09	99,95	0,05	0,04	69,08	30,92	3,17
0,105	71,01	28,99	8,77	98,94	1,06	1,01	56,19	43,81	12,89
0,075	64,13	35,87	6,89	96,28	3,72	2,66	47,05	52,95	9,13
0,053	55,50	44,50	8,63	89,74	10,26	6,54	37,31	62,69	9,74
0,045	47,00	53,00	8,50	80,87	19,13	8,87	29,02	70,98	8,30
0,037	45,04	54,96	47,00	78,47	21,53	80,87	27,30	72,70	29,02
-0,037		100,00	45,04						

Os valores de granulometria apresentados na tabela 5.17 e tabela 5.19 confirmam a necessidade de um segundo estágio de classificação para garantir a qualidade granulométrica do sinter feed.

A figura 5.8 ilustra as curvas de partição real e corrigida da classificação em ciclone de 26".

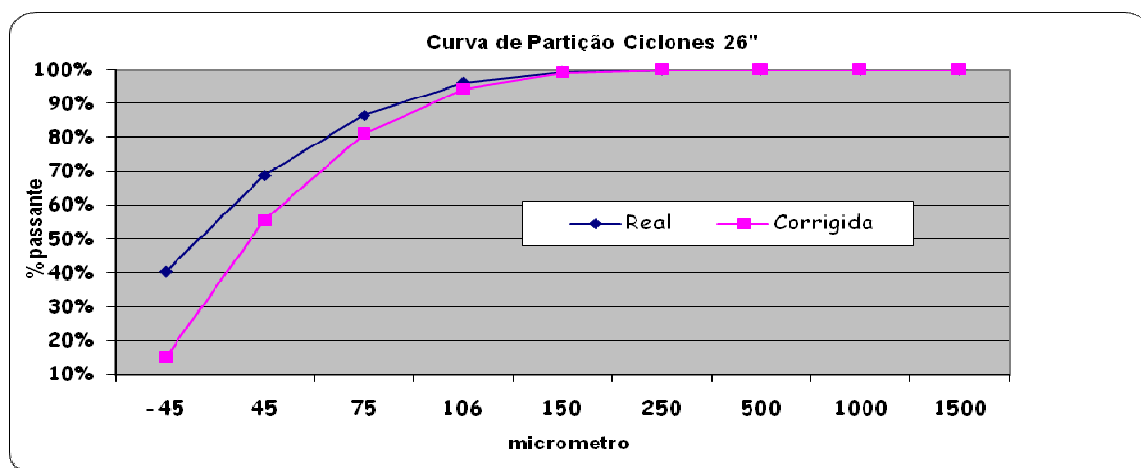


Figura 5.8 Curvas de partição do ciclone de 26".

### 5.3.2 Classificação em classificador espiral

Devido à quantidade de finos contida no *underflow* do ciclone de 26 polegadas, 69% <0,15mm, houve a necessidade de uma reclassificação. O equipamento de classificação escolhido foi um classificador espiral. Outro fator importante desta reclassificação é manter 95% passante no *overflow*.

A adoção do ciclone juntamente com classificador espiral se justifica pelo fato do classificador amortecer possíveis variações na qualidade do ROM, mantendo uma eficiência de corte mais constante em 0,15mm, e garantir uma qualidade física adequada para o circuito de flotação.

A tabela 5.20 contém os resultados de granulometria gerados no software de simulação Usimpac. Ressalte-se a qualidade do *overflow*, 95,7% passante na fração >0,15mm. Com relação à qualidade do *underflow*, o passante em 0,15mm foi reduzido de 69% para 49,4%. A tabela 5.21 contém valores comparativos das frações passante e retida em 0,15mm no circuito duplo, ciclone e classificador. A recuperação em massa foi de 58% para *underflow* e 42% para o *overflow*. Memória de cálculo é mostrada no anexo 8.

Tabela 5.20 Resultados de granulometria do classificador espiral - Usimpac

Granulometria circuito classificador espiral						
Fluxos	AL		OF		UF	
Mm	%ret	%ac	%ret	%ac	% ret	%ac
4,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1,000	8,39	8,39	0,00	0,00	14,58	14,58
0,500	7,50	15,89	0,04	0,04	13,00	27,58
0,250	11,85	27,74	2,07	2,11	19,06	46,64
0,150	3,17	30,91	2,18	4,29	3,91	50,55
0,106	12,89	43,80	12,96	17,25	12,85	63,40
0,075	9,13	52,93	11,40	28,65	7,47	70,87
0,045	18,03	70,96	25,76	54,41	12,34	83,21
-0,045	29,04	100,00	45,59	100,00	16,79	100,00

Tabela 5.21 Granulometria da fração 0,15mm do circuito de classificação- usimpac

Circuito de Classificação						
Fração	% >0,15mm			% <0,15mm		
Fluxos	AL	OF	UF	AL	OF	UF
Ciclone	20,21	0,05	30,92	79,79	99,95	69,08
Classificador	30,92	4,29	50,55	69,08	95,71	49,45
Rec.Global (%)	100	35	65	100	42	58

A recuperação em massa indicada na tabela 5.21 refere-se à recuperação global para o *underflow* do circuito de classificação. A tabela 5.22 indica um enriquecimento nos fluxos de *underflow* da classificação dupla. Ocorre uma migração de sílica para as frações mais finas conforme ocorrido no peneiramento quaternário 1 e 2. O teor de SiO<sub>2</sub> na alimentação do circuito foi 5,84%, e de 3,83% no *underflow* do classificador espiral.

A recuperação em massa foi de 58% e 42% para *underflow* e *overflow*, respectivamente.

Tabela 5.22 Teores circuito de classificação

Fluxos / Teores	Ciclone 26"		Classificador espiral	
	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% Fe	% SiO <sub>2</sub>
AL	60,85	5,84	62,13	4,72
OF	58,43	7,96	60,88	5,90
UF	62,13	4,72	63,05	3,83

A memória de cálculo para partição foi baseada nos resultados obtidos em teste piloto usando o balanço redundante como referência, indicado na tabela 5.23.

Tabela 5.23 Memória de cálculo da partição classificador espiral – balanço redudante

Memória de Cálculo classificador espiral - Balanço Redundante / Balanço de Água												
Fluxo: Fração -1,0 + 0,15 mm												
Dados Medidos / Entrada				Dados Calculados Balanço Redundante				Balanço de Água				
Malha (mm)	Retido Simples (%)			a-e	c-e	(a-e)(c-e)	(c-e)^2	Corrigida			Curva partição	
	AL	UF	OF					OF	UF	AL	UF Real	UF Corrigido
4000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0	0	0	0	100%	100,0%
2000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0	0	0	0	100%	100,0%
1000	8,39	14,58	0,00	8,39	14,58	122,3499734	212,4918444	0,00	8,39	8,39	100%	100,0%
500	7,50	13,00	0,04	7,46	12,96	96,6816	167,9616	0,02	7,49	7,50	100%	99,7%
250	11,85	19,06	2,07	9,78	16,99	166,1622	288,6601	0,88	10,97	11,85	93%	90,6%
150	3,17	3,91	2,18	0,99	1,73	1,7127	2,9929	0,92	2,25	3,18	71%	63,1%
106	12,89	12,85	12,96	-0,07	-0,11	0,0077	0,0121	5,50	7,40	12,90	57%	46,0%
75	9,13	7,47	11,40	-2,27	-3,93	8,9211	15,4449	4,84	4,30	9,14	47%	32,9%
45	18,03	12,34	25,76	-7,73	-13,42	103,7366	180,0964	10,93	7,10	18,03	39%	23,2%
-45	29,04	16,79	45,59	-16,55	-28,80			19,34	9,67	29,01	33%	15,5%
	a	c	e			499,5718734	867,6598444					

Dados de Entrada Processo :		
Balanço de Água		ds AL 4,55
Alimentação:	1,45 t/m3	ds UF 4,60
Underflow:	2,00 t/m3	ds OF 4,55
Overflow:	1,26 t/m3	
ds:	4,55 t/m3	

Deve ser considerado apenas a densidade da alimentação no Balanço de Água

Partição OF	42% OF
Partição UF	58% UF

Passo 1: Cálculo da Concentração de Sólidos (% cw)

	%cw	% H2O
AL:	39,8%	60,2%
UF:	64,1%	35,9%
OF:	26,4%	73,6%

Passo 2: Cálculo da diluição - %ma / %ms

	% ma / %ms	(u-o)	(a-o)	Partição
AL:	151%			
UF:	56%	-222,1%	-127%	57%
OF:	278%			43%

Passo 3: Cálculo Partição e Balanço de água

A/U =	57% Partição para o UF
A/O =	43% Partição para o OF
A =	100,00%

Passo 4 Cálculo By-pass - R

R = 21,1%

A figura 5.9 ilustra as curvas de partição do classificador espiral.

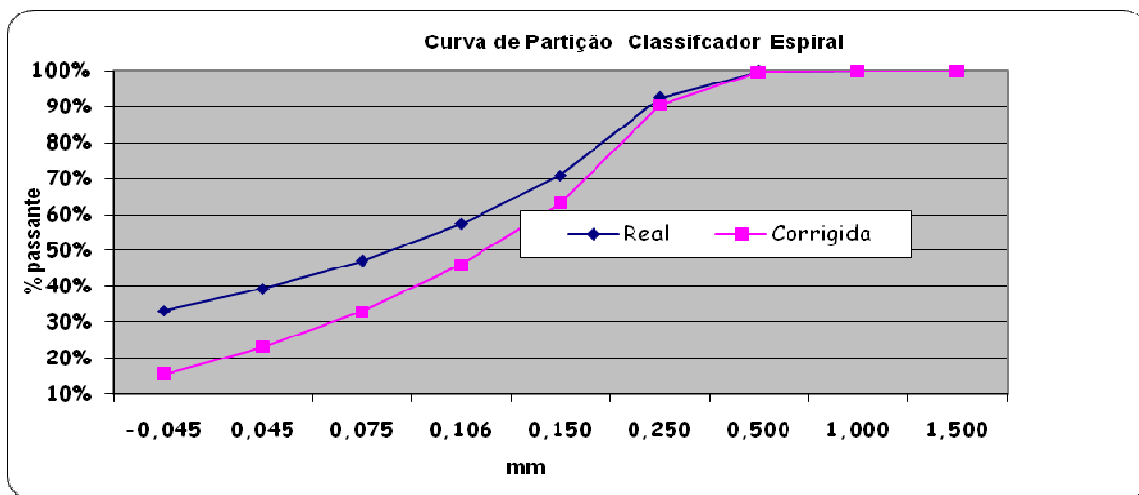


Figura 5.9 Curvas de partição do classificador espiral.

A figura 5.10 ilustra a comparação da curva de partição do ciclone de 26 polegadas em relação a curva de partição do classificador espiral. Nota-se duas fases distintas de classificação. O ciclone de 26" prioriza um corte mais fino para o overflow e o classificador espiral corrige em parte, o *by-pass* ocasionado pelo hidrociclone.

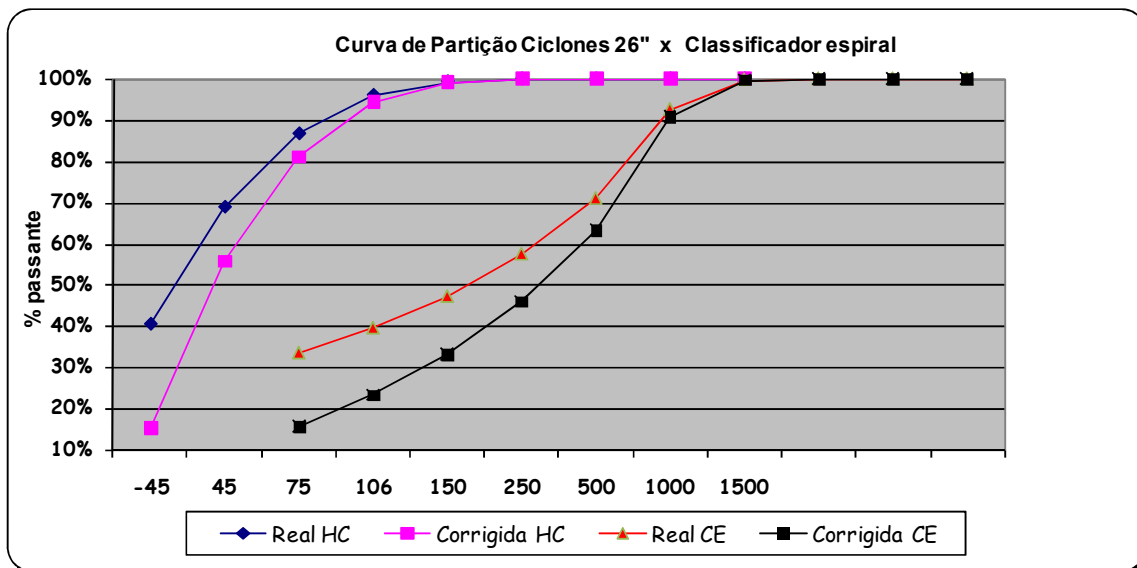


Figura 5.10 Curva de partição do ciclone de 26" comparada à curva do classificador espiral.

#### 5.4 Concentração magnética de baixa intensidade

Para o estudo da concentração magnética foram selecionadas 80 amostras para estudo de variabilidade, sendo caracterizadas da seguinte forma:

- hematita compacta – HC;
- hematita friável - HF;
- itabirito compacto - IC;
- itabirito friável - IF;
- itabirito goethítico – IGO.

Após a caracterização foram realizados estudos de quantificação de massa magnética e testes de recuperação em massa em escala de bancada em concentrador magnético de baixa intensidade. A tabela 5.24 indica os valores de massa magnética e recuperação em massa de cada litologia.



Tabela 5.24 Resultados de testes em bancada de concentração magnética de baixa intensidade

Amostras	Litologia	M.Magnética	HM + MA	RM / Peso	%Fe AL	%Fe conc	%Fe Rejeito	RM Calculado	Pontuação
EVMQ 31	HC	68,36	65,96	82,40	62,17	65,64	46,68	81,70%	1
EVMQ 32	HC	64,26	65,73	83,59	63,54	66,09	46,64	86,9%	1
EVMQ 33	HC	27,00	1,54	73,30	66,32	66,99	64,48	73,3%	1
EVMQ 36	HC	77,72	62,65	93,43	66,17	66,68	60,51	91,7%	1
EVMQ 37	HC	95,58	87,15	95,83	67,29	68,25	59,42	89,1%	1
EVMQ 25	HF	5,26	50,78	17,60	64,54	65,57	64,32	17,60%	1
EVMQ 38	HF	82,28	53,11	94,59	64,55	66,45	29,03	94,9%	1
EVMQ 39	HF	92,45	55,21	94,60	66,20	67,03	58,13	90,7%	1
EVMQ 40	HF	24,73	48,26	57,17	62,74	66,54	57,61	57,4%	1
EVMQ 41	HF	74,53	57,39	81,11	64,91	66,75	58,50	77,7%	1
EVMQ 42	HF	57,02	72,18	68,30	64,75	65,39	63,75	61,0%	1
EVMQ 43	HF	92,69	82,51	96,74	65,11	65,93	27,98	97,8%	1
EVMQ 44	HF	53,91	61,47	72,33	64,72	66,68	56,71	80,3%	1
EVMQ 45	HF	56,74	58,64	83,62	67,44	67,58	63,26	96,8%	1
EVMQ 46	HF	51,94	75,21	93,99	65,01	66,39	60,00	78,4%	1
EVMQ 53	HF	56,91	52,43	75,61	46,36	52,59	41,84	42,0%	1
EVMQ 56	HF	28,60	27,43	44,48	34,38	44,67	30,24	28,7%	1
EVMQ 57	HF	4,36	11,10	12,96	42,41	49,42	42,08	4,5%	0
EVMQ 58	HF	40,61	29,06	57,11	36,89	40,95	34,55	36,6%	1
EVMQ 64	HF	57,71	34,15	52,49	39,90	50,41	28,87	51,2%	1
EVMQ 65	HF	58,67	52,12	88,07	62,68	65,46	39,12	89,4%	1
EVMQ 66	IC	14,23	36,71	8,31	40,36	60,96	40,12	1,2%	0
EVMQ 68	IC	7,96	52,20	17,68	49,55	57,93	48,73	8,9%	0
EVMQ 70	IC	0,60	6,92	25,05	57,61	67,74	49,98	43,0%	1
EVMQ 71	IC	6,09	66,88	78,76	63,84	66,15	57,44	73,5%	1
EVMQ 72	IC	1,81	62,21	79,54	60,19	65,93	41,18	76,8%	1
EVMQ 03	IF	4,37	33,92	32,57	64,31	67,21	63,94	11,3%	1
EVMQ 04	IF	6,63	51,55	59,94	60,43	66,12	49,03	66,7%	1
EVMQ 10	IF	13,40	37,08	9,74	49,48	62,71	46,55	18,1%	1
EVMQ 18	IF	24,21	36,40	32,13	59,02	63,48	57,36	27,1%	1
EVMQ 19	IF	60,30	28,69	78,27	57,87	62,68	44,31	73,8%	1
EVMQ 27	IF	58,21	37,56	80,85	61,05	62,61	52,68	84,3%	1
EVMQ 28	IF	7,05	41,01	38,90	64,16	67,03	62,52	36,4%	1
EVMQ 29	IF	90,51	93,70	98,52	66,75	67,66	14,87	98,3%	1
EVMQ 73	IF	39,40	34,12	38,10	44,18	49,84	40,69	38,1%	1
EVMQ 74	IF	21,69	61,33	81,48	58,54	60,51	41,10	89,9%	1
EVMQ 75	IF	50,54	68,69	86,81	63,01	65,35	47,14	87,1%	1
EVMQ 77	IF	80,49	76,32	95,47	62,12	64,77	29,37	92,5%	1
EVMQ 78	IF	76,96	64,01	87,03	59,18	63,57	23,16	89,1%	1
EVMQ 79	IF	85,35	77,82	95,95	65,10	67,68	49,47	85,8%	1
EVMQ 81	IF	91,49	60,73	91,95	49,11	51,47	15,77	93,4%	1
EVMQ 82	IF	57,65	83,57	94,41	66,52	66,69	46,37	99,2%	1
EVMQ 83	IF	27,24	76,65	82,91	59,95	63,91	39,94	83,5%	1
EVMQ 84	IF	10,92	56,05	28,39	60,23	67,42	58,26	21,5%	1
EVMQ 85	IF	31,54	37,01	42,99	60,45	64,42	56,88	47,3%	1
EVMQ 86	IF	29,95	63,47	58,14	58,97	66,02	45,33	65,9%	1
EVMQ 87	IF	97,50	50,43	94,88	65,45	67,10	26,67	95,9%	1
EVMQ 90	IF	54,55	63,11	93,49	65,73	67,48	38,86	93,9%	1
EVMQ 17	IF / IC	36,91	16,61	36,24	62,28	65,38	61,61	17,8%	1
EVMQ 01	IGO	14,86	14,87	41,67	62,83	65,19	59,58	57,9%	1
EVMQ 02	IGO	29,13	34,61	60,87	63,09	64,94	60,49	58,4%	1
EVMQ 06	IGO	3,84	35,04	9,55	62,99	68,12	62,42	10,0%	1
EVMQ 07	IGO	14,56	53,91	17,48	63,31	66,55	63,11	5,8%	0
EVMQ 08	IGO	3,20	10,71	3,83	60,19	66,12	59,32	12,8%	1
EVMQ 11	IGO	21,26	34,05	9,06	41,12	51,05	38,05	23,6%	1
EVMQ 12	IGO	11,06	30,27	9,63	36,71	54,11	34,05	13,3%	1
EVMQ 13	IGO	2,05	40,64	14,20	49,55	65,98	45,60	19,4%	1
EVMQ 14	IGO	0,00	36,07	1,43	61,09	62,53	60,10	40,7%	1
EVMQ 15	IGO	19,16	24,13	23,64	61,36	64,27	60,31	26,5%	1
EVMQ 16	IGO	19,71	14,70	34,77	60,58	63,57	60,50	2,6%	0
EVMQ 20	IGO	0,00	57,61	17,04	57,45	64,65	50,84	47,9%	1
EVMQ 21	IGO	36,23	62,08	75,78	55,77	60,34	38,98	78,6%	1
EVMQ 23	IGO	90,42	84,78	98,71	67,03	68,14	42,45	95,7%	1
EVMQ 26	IGO	85,01	49,73	96,00	63,38	63,59	47,20	98,7%	1
EVMQ 91	IGO	64,67	73,76	95,26	68,00	68,89	50,06	95,3%	1
EVMQ 92	IGO	27,98	47,42	34,31	58,97	66,91	58,74	2,8%	0
EVMQ 93	IGO	32,46	38,18	44,29	58,32	64,61	54,04	40,5%	1
EVMQ 94	IGO	16,58	25,86	12,04	58,54	63,47	46,99	70,1%	1
EVMQ 96	IGO	72,00	31,10	87,81	59,02	60,76	54,17	73,6%	1
EVMQ 97	IGO	22,45	56,35	28,30	63,30	66,10	61,27	42,0%	1
EVMQ 98	IGO	23,96	38,63	31,37	55,72	65,09	48,30	44,2%	1
EVMQ 99	IGO	88,81	57,02	91,28	65,79	66,39	57,28	93,4%	1
EVMQ 101	IGO	47,76	45,15	54,67	56,73	60,48	51,99	55,8%	1
EVMQ 102	IGO	32,87	33,07	34,23	40,43	62,08	32,10	27,8%	1
EVMQ 104	IGO	29,94	38,66	35,76	47,37	56,61	45,29	18,4%	1
EVMQ 105	IGO	72,33	11,73	63,30	57,45	63,28	54,65	32,4%	1
EVMQ 106	IGO	4,84	11,65	16,36	50,44	63,77	50,01	3,1%	0
EVMQ 107	IGO	11,13	32,13	40,77	47,44	65,19	39,45	31,0%	1
EVMQ 05	IGO / IF	17,57	48,27	49,21	55,02	65,12	41,02	58,1%	1
EVMQ 09	IGO / IF	14,49	49,84	15,98	60,51	65,52	58,95	23,7%	1
Mínimo		0,00	1,54	1,43	34,38	40,95	14,87	1,15%	
Média		40,53	47,80	56,46	58,43	63,18	48,47	55,66%	
Máximo		97,50	93,70	98,71	68,00	68,89	64,54	99,16%	

O estudo de variabilidade teve como objetivo quantificar a recuperação em massa em relação à presença de massa magnética da amostra em concentração magnética de baixa intensidade, para adotar um valor de referência no balanço de massa. Nota-se uma correlação entre recuperação em massa e o percentual de massa magnética e uma variação na recuperação em massa de 10% a 99%, ilustrada pela figura 5.11.

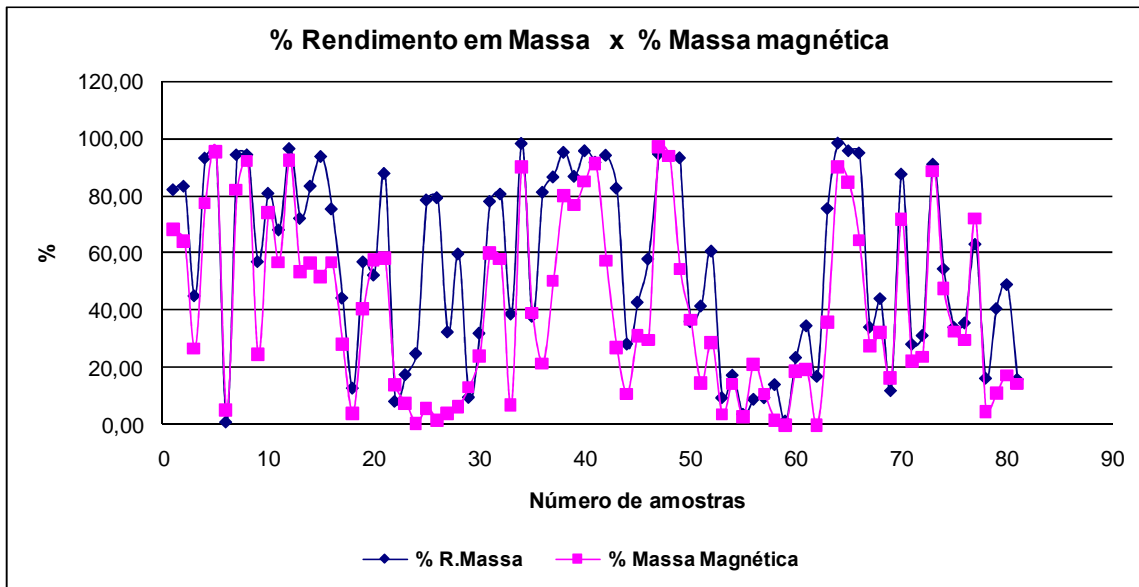


Figura 5.11 Recuperação em massa e % de massa magnética.

A correlação entre as duas variáveis pode ser quantificada na figura 5.12. Pode-se observar que a porcentagem da massa magnética da amostra tende acompanhar a recuperação em massa.

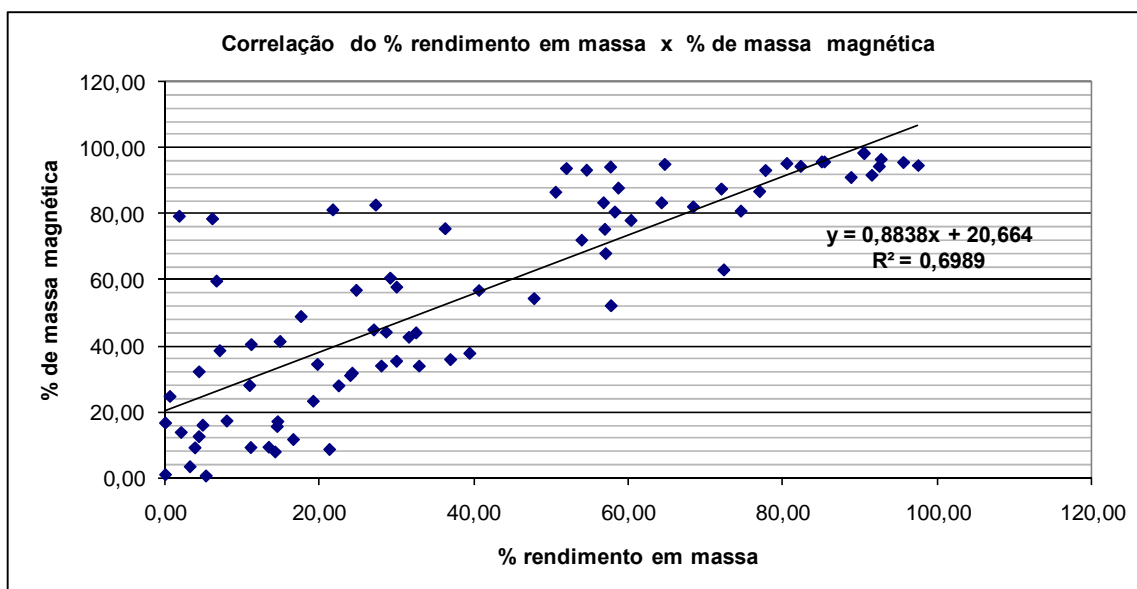


Figura 5.12 Correlação de recuperação em massa versus massa magnética.

Para adotar um valor de recuperação em massa como referência foi feito um estudo estatístico tomando como base o resultado do teste piloto, mostrado na tabela 5.25, onde a recuperação em massa foi de 9,97%.

Tabela 5.25 Resultado piloto da concentração magnética de baixa intensidade-WDRE

Fluxos	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	%P	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% PPC	% Recuperação
Alimentação	62,40	3,78	0,087	2,29	3,59	100,00
Concentrado	65,76	2,17	0,053	1,66	1,51	9,97
Rejeito	62,03	3,96	0,090	2,36	3,82	90,03

Foi adotado peso 1 para valores de recuperação em massa acima de 9,97% e peso ZERO para valores inferiores a 9,97%, mostrados na tabela 5.24. Desta forma, foram contabilizados 7 valores ZERO e 75 valores acima do valor obtido no teste piloto. Os valores de recuperação em massa encontrados nos testes de variabilidade contabilizam 93,75% maiores que o valor do teste piloto. A tabela 5.26 indica os valores do fator de enriquecimento obtido.

Tabela 5.26 Fator de Enriquecimento, concentração magnética baixa intensidade

Teores	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% P	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% PPC
Fator de enriquecimento	1,053	0,574	0,609	0,725	0,421

Os resultados acima justificam a necessidade de uma concentração magnética de baixa intensidade para fazer o desbaste da magnetita e também garantir um teor de ferro mais rico para o sinter feed. O rejeito deste estágio de concentração foi destinado à concentração magnética de alta intensidade.

### 5.5 Concentração magnética de alta intensidade

Os testes de concentração magnética de baixa intensidade mostraram uma grande variabilidade na recuperação em massa, dessa forma, a concentração magnética de alta intensidade também foi afetada por essa variação. Foram adotadas como premissa as seguintes variáveis de processo para o concentrador magnético de alta intensidade :

- GAP – 2,5mm;
- Campo magnético- 15.000 Gauss;
- Densidade na alimentação – 1,5t/m<sup>3</sup>.

Foram executados dois testes para servir como referência e os resultados são mostrados nas tabelas 5.27 e 5.28. A tabela 5.27 é referente a uma amostra mais pobre para refletir uma possível variação do ROM e a tabela 5.28 se refere a uma amostra coerente com os resultados obtidos na concentração magnética de baixa intensidade.

Tabela 5.27 Resultados teste piloto de concentração magnética de alta intensidade (amostra teor pobre)

Fluxos	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% P	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% PPC	% Recuperação
Alimentação	58,62	6,35	0,107	3,08	5,34	100,00
Concentrado	63,89	1,92	0,084	1,88	3,67	66,66
Rejeito	55,99	8,57	0,118	3,69	6,17	33,34

Tabela 5.28 Resultados teste piloto concentração magnética de alta intensidade (amostra teor médio)

Fluxos	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% P	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% PPC	% Recuperação
Alimentação	62,16	3,84	0,090	2,34	3,78	100,00
Concentrado	65,07	2,15	0,070	1,42	2,58	71,78
Rejeito	54,76	8,16	0,140	4,69	6,82	28,22

Notou-se que em ambos os testes os valores de porcentagem de ferro encontrados para o rejeito ficaram bem elevados. A princípio, pensou-se em uma moagem seguida de flotação. Concluiu-se que o alto teor de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> elevaria o teor final de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> do pellet feed para níveis não compatíveis com o mercado.

Os valores de enriquecimento para a concentração magnética de alta intensidade são indicados na tabela 5.29

Tabela 5.29 Fator de enriquecimento concentração magnética de alta intensidade

Amostra	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% P	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% PPC
pobre	1,089	0,302	0,785	0,6103	0,687
rica	1,047	0,559	0,777	0,6068	0,6825

Observou-se que os circuitos de concentração magnética de baixa e alta intensidade trazem redução no teor de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e PPC agregando valor metálico ao sinter feed.

Para o balanço de massa industrial foram adotados a recuperação em massa de 70% e os valores de enriquecimento da amostra rica para fazer as simulações de qualidade dos produtos.

## 5.6 Circuito de deslamagem

Para o desenvolvimento do circuito de deslamagem, tomou-se como premissa valor inferior a 1% de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> para o *underflow* e o percentual retido na fração em 10µm menor que 10%. Estes valores são referências para a alimentação do circuito de flotação.

Para tanto, foram selecionadas 33 amostras para realização dos testes em bancada. A tabela 5.30 contém os teores e recuperação em massa obtidos nos testes e a figura 5.13 as variações dos teores de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  para os fluxos de alimentação, *underflow* e *overflow*.

Tabela 5.30 Resultados de testes de bancada para o circuito de deslamagem

Teores Testes	% Fe			% $\text{Al}_2\text{O}_3$			% Rec Massa
	AL	UF	OF	AL	UF	OF	
1	60,66	64,34	59,53	2,25	0,91	3,16	40,40
2	62,45	64,92	60,04	2,27	1,82	2,81	54,38
3	46,71	48,52	40,28	1,43	0,53	2,43	52,55
4	36,22	37,05	32,79	0,67	0,29	7,57	94,78
5	32,00	34,23	30,05	0,70	0,28	5,33	91,69
6	61,68	63,35	59,12	1,83	1,46	2,33	57,46
7	61,72	63,48	57,82	1,53	1,00	2,31	59,65
8	59,14	59,57	58,86	1,77	1,78	1,73	81,77
9	48,86	48,02	57,78	0,75	0,44	1,88	78,51
10	44,39	43,36	53,35	0,67	0,30	3,05	86,54
11	35,22	32,95	46,25	0,51	0,26	1,86	84,39
12	35,09	34,65	45,02	0,53	0,25	3,82	92,15
13	45,10	44,64	48,24	0,61	0,28	3,40	89,44
14	61,05	61,90	59,37	1,53	1,35	1,67	43,98
15	58,99	60,27	58,26	0,83	0,53	1,24	58,00
16	57,56	56,18	57,51	0,79	0,49	1,48	69,57
17	61,20	62,29	58,13	0,80	0,46	1,86	75,67
18	44,32	44,73	47,90	1,65	1,16	4,19	83,83
19	29,26	28,77	35,55	0,52	0,25	13,84	98,01
20	27,10	26,21	29,99	0,78	0,39	6,71	93,83
21	64,68	67,90	64,03	1,50	0,67	4,15	76,14
22	64,03	64,95	54,70	0,63	0,34	1,69	78,54
23	64,91	66,58	54,21	0,46	0,24	1,49	82,40
24	62,22	64,82	53,38	3,00	2,28	4,46	67,00
25	60,62	65,99	50,76	3,17	0,97	10,34	76,53
26	64,65	66,98	55,58	1,93	0,63	4,48	66,26
27	65,09	67,91	61,87	1,32	0,46	3,72	73,58
28	66,33	67,58	65,22	1,36	1,25	1,43	40,03
29	64,46	66,98	60,22	0,82	0,43	1,79	71,50
30	63,91	66,86	57,71	1,53	0,24	4,24	67,75
31	65,77	68,02	61,12	1,66	0,67	3,98	70,13
32	61,12	65,06	68,00	3,45	2,29	5,35	62,10
33	59,99	63,29	63,51	1,89	1,06	4,46	75,60
<b>Média</b>	<b>54,44</b>	<b>55,83</b>	<b>53,52</b>	<b>1,37</b>	<b>0,78</b>	<b>3,77</b>	<b>72,55</b>
<b>Desvio Médio</b>	<b>11,58</b>	<b>12,54</b>	<b>9,08</b>	<b>0,62</b>	<b>0,46</b>	<b>1,78</b>	<b>13,72</b>

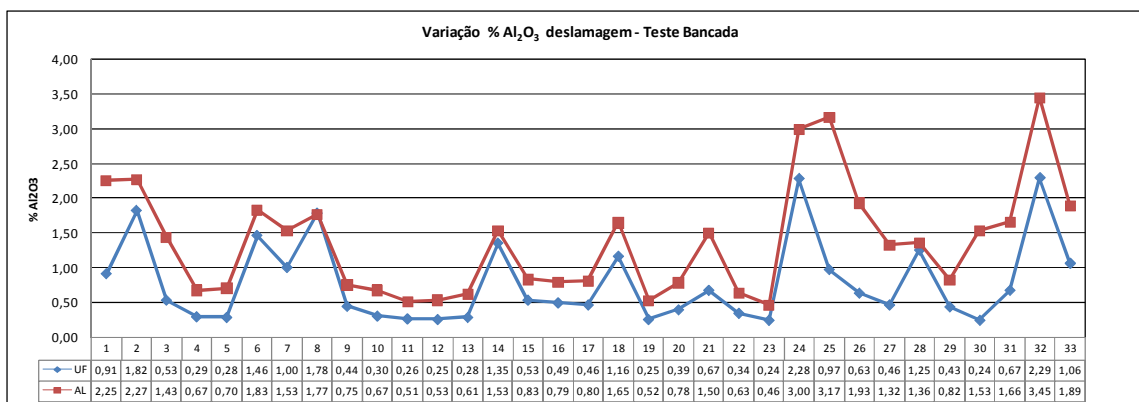


Figura 5.13 – Valores dos teores de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  da AL e do UF – Testes em bancada.

A figura 5.14 indica a correlação entre o teor de ferro na alimentação e o teor de ferro no *underflow*.

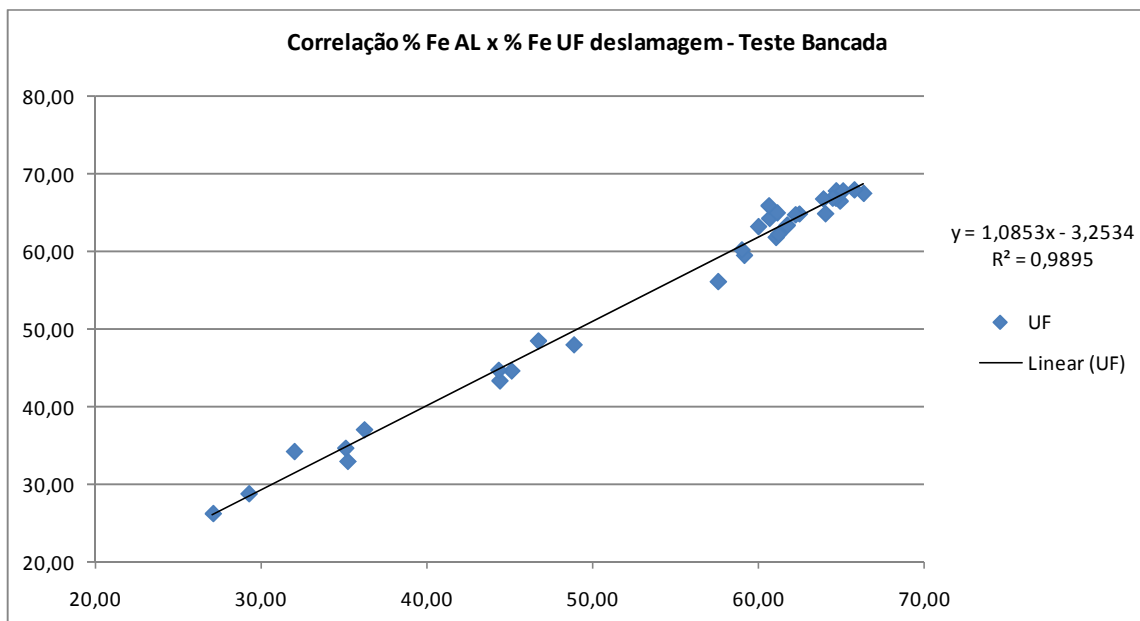


Figura 5.14 Correlação entre o teor de ferro da alimentação versus teor de ferro do *underflow*.

Devido à grande variação dos teores, conforme mostrado na tabela 5.30, optou-se por circuito triplo de deslamagem, ilustrado pela figura 5.15

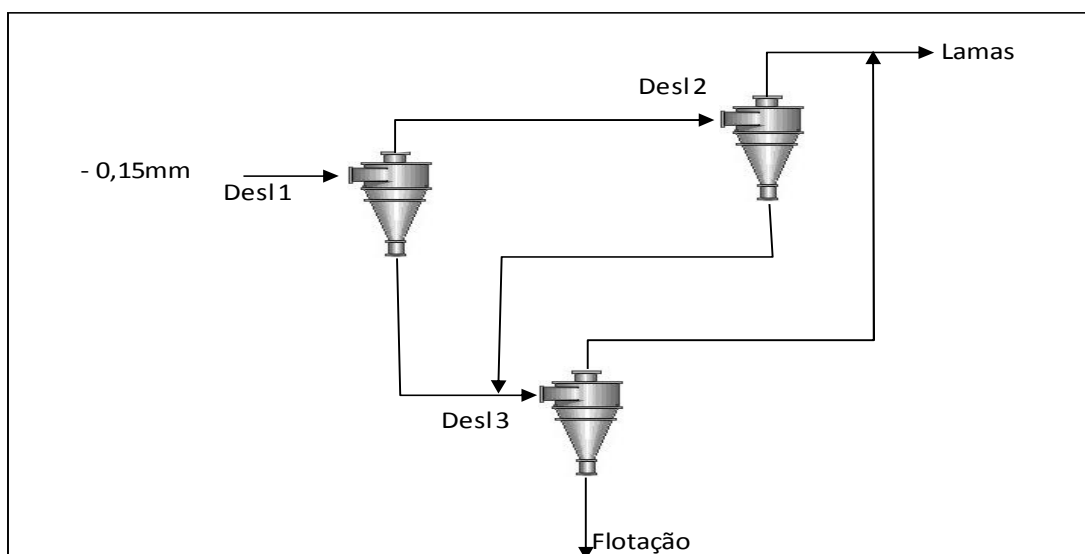


Figura 5.15 Rota de processo adotada para o circuito de deslamagem.

Foram realizados simulações para cada estágio do circuito triplo, chegando a um resultado compatível para alimentar o circuito de flotação.

### 5.6.1 Deslamagem 1

Para a deslamagem 1 foram adotadas as seguintes premissas:

- modelo ciclone - GMAX 15;
- diâmetro apex - 2,5 polegadas;
- diâmetro do vortex - 4,5 polegadas;
- área do inlet - 15pol<sup>2</sup>;
- pressão de trabalho - 1,76kg/cm<sup>2</sup>;
- taxa de alimentação - base 1000t/h;
- densidade de polpa na alimentação - 1,18t/m<sup>3</sup>.

Os valores da simulação para o circuito da deslamagem 1 estão indicados na tabela 5.31.

A tabela 5.31- Resultados da simulação para a circuito de deslamagem 1

	ALIMENTAÇÃO		OVERFLOW		UNDERFLOW			Partição
Ms - t/h	1000		286		714			<b>71,4</b>
RECUPERAÇÃO - %	100,0		28,6		71,4			71,4
<b>Microns</b>	<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>% AC.</b>	<b>% Passante</b>
210,0	9,8	0,98	0,00	0,00	9,80	1,37	1,37	98,63
150,0	10,8	1,08	0,00	0,00	10,80	1,51	2,89	97,11
105,0	61,6	6,16	0,00	0,00	61,60	8,63	11,51	88,49
75,0	64,3	6,43	0,00	0,00	64,30	9,01	20,52	79,48
53,0	94,3	9,43	0,06	0,02	94,24	13,20	33,71	66,29
45,0	98,4	9,84	0,30	0,11	98,10	13,74	47,45	52,55
37,0	25,7	2,57	0,35	0,12	25,35	3,55	51,00	49,00
25,0	187,1	18,71	21,62	7,56	165,48	23,17	74,18	25,82
15,0	165,0	16,50	70,42	24,63	94,58	13,25	87,42	12,58
<b>10,0</b>	<b>133,00</b>	<b>13,30</b>	<b>80,46</b>	<b>28,14</b>	<b>52,54</b>	<b>7,36</b>	<b>94,78</b>	<b>5,22</b>
6,0	30,0	3,00	21,13	7,39	8,87	1,24	96,02	3,98
5,0	10,0	1,00	7,23	2,53	2,77	0,39	96,41	3,59
4,0	10,0	1,00	7,38	2,58	2,62	0,37	96,78	3,22
3,2	10,0	1,00	7,49	2,62	2,51	0,35	97,13	2,87
-3,0	90,0	9,00	69,50	24,30	20,50	2,87	100,00	0,00
	<b>979,4</b>	<b>100,0</b>	<b>286,0</b>	<b>100,0</b>	<b>714,0</b>	<b>100,0</b>		

Percebeu-se uma partição de 71,4% para o *underflow*, valor próximo à média dos testes em bancada de 72,5% indicado na tabela 5.30. O valor retido na malha de 10µm está compatível com o valor requerido para o circuito, menos de 10% retido.



### 5.6.2 Deslamagem 2

A deslamagem 2, alimentada pelo o *overflow* da deslamagem 1, contém um valor alto de lamas em sua alimentação 28,14%. Parte desta massa de lamas pode ser recuperada sem comprometer a qualidade física para alimentar o circuito de flotação. Desta forma, a deslamagem 2 recupera parte das partículas acima de 10 $\mu$ m contidas no *overflow* da deslamagem 1 e aumenta também a recuperação em massa do circuito.

Foram adotadas as seguintes premissas para este estágio:

- modelo ciclone - GMAX 10;
- diâmetro apex – 1,25 polegadas;
- diâmetro do vortex – 2,5 polegadas;
- área do inlet – 8,4pol<sup>2</sup>;
- pressão de trabalho – 2,11kg/cm<sup>2</sup>;
- taxa de alimentação base –286t/h;
- densidade de polpa na alimentação – 1,07t/m<sup>3</sup>.

Os valores desta simulação são mostradas na tabela 5.32. Percebeu-se uma recuperação em massa da lama, contida no *overflow* da deslamagem 1, em 51%. O valor de 14,36% retido em 10 $\mu$ m no *underflow* está acima do requerido, 10%. Desta forma, é justificado o terceiro estágio de deslamagem.

Tabela 5.32- Resultados simulação para o circuito de deslamagem 2

Fluxos	ALIMENTAÇÃO			OVERFLOW			UNDERFLOW			Partição	
Ms - t/h		286			152			134		46,8	
RECUPERAÇÃO- %	100,0				53,2			46,8		46,8	
<b>Microns</b>		<b>t/h</b>	<b>% ret</b>		<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>% Ac.</b>	<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>% Ac.</b>	<b>%Passante</b>
210,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	100,00
150,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00
105,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00
75,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00
53,0	0,06	0,02		0,00	0,00	0,0	0,06	0,05	0,05	0,05	99,95
45,0	0,30	0,11		0,00	0,00	0,0	0,30	0,23	0,28	0,28	99,72
37,0	0,35	0,12		0,00	0,00	0,0	0,35	0,26	0,54	0,54	99,46
25,0	21,62	7,56		0,70	0,46	0,5	20,92	15,64	16,18	16,18	83,82
15,0	70,42	24,63		17,38	11,42	11,9	53,04	39,64	55,82	55,82	44,18
<b>10,0</b>	<b>80,46</b>	<b>28,14</b>		<b>40,57</b>	<b>26,66</b>	<b>38,5</b>	<b>39,89</b>	<b>29,82</b>	<b>85,64</b>	<b>85,64</b>	<b>14,36</b>
6,0	21,13	7,39		15,08	9,91	48,5	6,06	4,53	90,16	90,16	9,84
5,0	7,23	2,53		5,46	3,59	52,0	1,76	1,32	91,48	91,48	8,52
4,0	7,38	2,58		5,86	3,85	55,9	1,52	1,13	92,61	92,61	7,39
3,2	7,49	2,62		6,15	4,04	59,9	1,34	1,00	93,62	93,62	6,38
-3,0	69,50	24,30		60,96	40,06	100,0	8,54	6,38	100,00	100,00	0,00
	<b>286,0</b>	<b>100,0</b>		<b>152,2</b>	<b>100,0</b>		<b>133,8</b>	<b>100,0</b>			

### 5.6.3 Deslamagem 3

A alimentação da deslamagem 3 foi composta pelo *underflow* da deslamagem 1 adicionada com o *underflow* da deslamagem 2. A finalidade da deslamagem 3 é garantir uma maior recuperação do circuito com um percentual mínimo de lamas retido em 10 $\mu$ m. A tabela 5.33 indica os valores obtidos nas simulações.

Tabela 5.33 – Resultados teste piloto para o circuito de deslamagem 3

Ms - t/h		847,8	<b>847,83</b>		160,6			687,2			<b>81,1</b>
RECUPERAÇÃO- %	100				19			81			81,1
<b>Microns</b>		<b>t/h</b>	<b>% ret</b>		<b>t/h</b>	<b>% ret</b>		<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>% Ac.</b>	<b>% Passante</b>
210,0	9,80	1,16	0,00	0,00	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,00	100,00
150,0	10,80	1,27	0,03	0,00	0,00	0,00	0,23	0,03	0,04	0,04	99,96
105,0	61,60	7,27	0,37	0,00	0,00	0,00	3,12	0,45	0,49	0,49	99,51
75,0	64,30	7,58	2,98	0,00	0,00	0,00	25,26	3,68	4,17	4,17	95,83
53,0	94,30	11,12	10,61	0,09	0,05	0,05	89,87	13,08	17,24	17,24	82,76
45,0	98,40	11,61	18,78	0,60	0,37	0,37	158,62	23,08	40,33	40,33	59,67
37,0	25,70	3,03	24,51	3,09	1,92	1,92	204,71	29,79	70,12	70,12	29,88
25,0	186,40	21,99	12,06	10,85	6,75	6,75	91,40	13,30	83,42	83,42	16,58
15,0	147,62	17,41	10,22	33,42	20,80	20,80	53,23	7,75	91,16	91,16	8,84
<b>10,0</b>	<b>92,43</b>	<b>10,90</b>	<b>10,35</b>	<b>50,42</b>	<b>31,39</b>	<b>31,39</b>	<b>37,33</b>	<b>5,43</b>	<b>96,60</b>	<b>96,60</b>	<b>3,40</b>
6,0	14,92	1,76	4,59	27,20	16,93	16,93	11,71	1,70	98,30	98,30	1,70
5,0	4,54	0,53	2,52	15,47	9,63	9,63	5,90	0,86	99,16	99,16	0,84
4,0	4,14	0,49	1,28	8,10	5,04	5,04	2,75	0,40	99,56	99,56	0,44
3,2	3,85	0,45	0,38	2,46	1,53	1,53	0,77	0,11	99,67	99,67	0,33
-3,0	29,04	3,43	1,32	8,93	5,56	5,56	2,27	0,33	100,00	100,00	0,00
	<b>847,8</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>160,6</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>686,9</b>	<b>100,0</b>			

Os valores indicam que não houve um comprometimento da qualidade física do *underflow*. O valor retido na malha de 10 $\mu$ m ficou em 3,4%.

Após os testes individuais para as deslamagens 1, 2 e 3 foi feito um terceiro teste onde simulou-se o circuito como um todo. Os valores da tabela 5.34 indicam os resultados desta simulação.

Tabela 5.34 – Resultado global da simulação do circuito de deslamagem

Ms - t/h		1000,0			312,8	4510,5		687,2		%	<b>68,7</b>
RECUPERAÇÃO- %		100,0			31,3			68,7		MTPA	
<b>Microns</b>		<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>% ret ac.</b>	<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>% Ret. A</b>	<b>t/h</b>	<b>% ret</b>	<b>% ret ac</b>	<b>%passante</b>
210,0		9,8	0,98	1,0	0,00	0,00		0,01	0,00	0,0	100,0
150,0		10,8	1,08	2,06	0,00	0,00		0,23	0,03	0,0	100,0
105,0		61,6	6,16	8,22	0,00	0,00		3,12	0,45	0,5	99,5
75,0		64,3	6,43	14,65	0,00	0,00		25,26	3,68	4,1	95,9
53,0		94,3	9,43	24,08	0,09	0,03		89,87	13,08	17,2	82,8
45,0		98,4	9,84	33,92	0,60	0,19		158,62	23,08	40,3	59,7
37,0		25,7	2,57	36,49	3,09	0,99		204,71	29,79	70,1	29,9
25,0		187,1	18,71	55,20	11,55	3,69		91,40	13,30	83,4	16,6
15,0		165,0	16,50	71,70	50,80	16,24		53,23	7,75	91,1	8,9
<b>10,0</b>		<b>133,0</b>	<b>13,30</b>	<b>85,00</b>	<b>90,99</b>	<b>29,09</b>	<b>70,91</b>	<b>37,33</b>	<b>5,43</b>	<b>96,6</b>	<b>3,4</b>
6,0		30,0	3,00	88,00	42,28	13,52		11,71	1,70	98,3	1,7
5,0		10,0	1,00	89,00	20,93	6,69		5,90	0,86	99,1	0,9
4,0		10,0	1,00	90,00	13,96	4,46		2,75	0,40	99,5	0,5
3,2		10,0	1,00	91,00	8,61	2,75		0,77	0,11	99,6	0,4
-3,0		90,0	9,00	100,00	69,88	22,34		2,27	0,33	100,0	0,0
<b>TOTAL</b>		<b>1000,0</b>	<b>100,0</b>		<b>312,8</b>	<b>100,0</b>		<b>687,2</b>	<b>100,0</b>		

A recuperação em massa global do circuito foi de 68,7%. A fração retida em 10µm obteve o valor de 3,4%. Desta forma, a porcentagem de lama contida no *underflow* ficou dentro dos valores estabelecidos.

Para o fechamento do balanço metalúrgico foram considerados os valores dos teores de %Fe e %Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Para o cálculo de %Fe contido no *underflow* foi considerada a correlação indicada na figura 5.13 e, pela regra dos três produtos, foi calculada a %Fe no *overflow*. Por analogia foi calculada a %Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> no *underflow*. A figura 5.16 indica a correlação entre a %Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> no *underflow* em relação à alimentação.

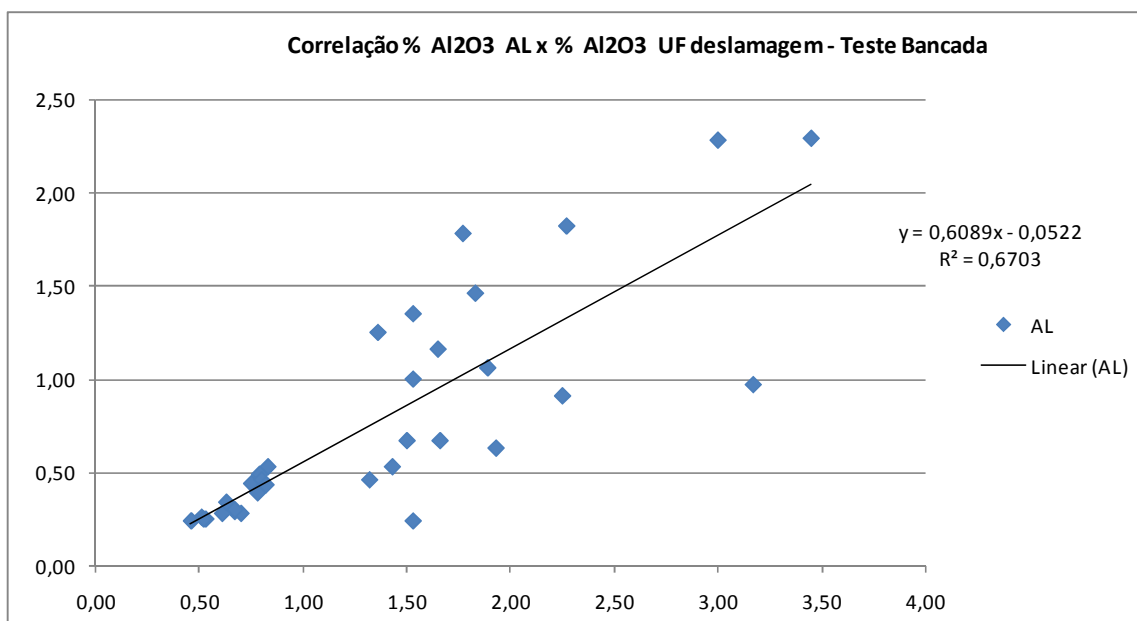


Figura 5.16 – Correlação entre %Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> na AL versus % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> no underflow – teste bancada.

O resumo do balanço metalúrgico é indicado pela tabela 5.35.

Tabela 5.35 – Balanço metalúrgico simulado do circuito de deslamagem

Fluxos	AL		UF		OF		Rec UF	Rec OF
	% Fe	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Desl. 1	54,44	1,37	55,83	0,78	50,85	2,66	72,10%	27,90%
Desl. 2	50,85	2,66	51,93	1,57	49,94	3,57	12,69%	15,21%
Desl. 3	55,83	0,90	57,34	0,49	48,99	3,79	68,76%	16,03%
Rec Global	100%		68,76%		31,24%			

O circuito triplo de deslamagem simulado à partir dos testes em bancada indica um bom desempenho para a simulação do circuito industrial. Os valores obtidos de granulometria e a %Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> no *underflow* da deslamagem 3 são compatíveis com a alimentação do circuito de flotação.

O valor de lama gerado pelo *overflow* da deslamagem 1 e 2 totalizou 31,24%. Este valor é considerado alto e, portanto, o volume de lama gerado é elevado, indicando uma maior massa para o espessamento de rejeito.

Os valores de partições obtidos, bem como as equações de correlações de % Fe e %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  serviram de base para o dimensionamento do circuito industrial.

### 5.7 Circuito de flotação

Para estudar o circuito de flotação partiu-se do princípio que os valores necessários para a adequação do teor de  $\text{SiO}_2$  no concentrado e % Fe no rejeito final seriam :

- % de  $\text{SiO}_2$  no concentrado de 0,8% ;
- % de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  no rejeito final da flotação de 12%.

Os testes de bancada serviram para determinar o tempo de residência de flotação, recuperação em massa e teores de concentrado e rejeito. Foi adotada uma rota básica de processo constituída pelas etapas *rougher* e *cleaner* . A tabela 5.36 indica os valores mais próximos da premissa e serviram também de base para prosseguir os estudos em escala piloto.

Tabela 5.36 Resultados cinética de flotação em teste de bancada

Cinética de Flotação teste em Bancada						
Estágios	TR(Minutos)	% Fe Rejeito	% $\text{SiO}_2$ Conc	% Rec Massa	dp (t/m <sup>3</sup> )	dp (t/m <sup>3</sup> )
<i>Rougher</i>	3,26	10,59	2,74	94,95	4,66	1,59
<i>Cleaner</i>	6,00	15,17	0,85	97,48	5,07	1,58

As dosagens de reagentes para o teste em bancada indicado pela tabela 5.35 estão descritas na tabela 5.37

Tabela 5.37 Dosagem de reagentes adotada para o teste de referência em bancada

Dosagens de Reagentes		
Coletor / depressor	g/t alim	g/t $\text{SiO}_2$
Amina RG	15,70	250
Amido RG	800	-
Amido SCV	800	-

Com base nos resultados do teste em bancada foi selecionada uma rota de processo para estudos em escala piloto indicada pela figura 5.17.

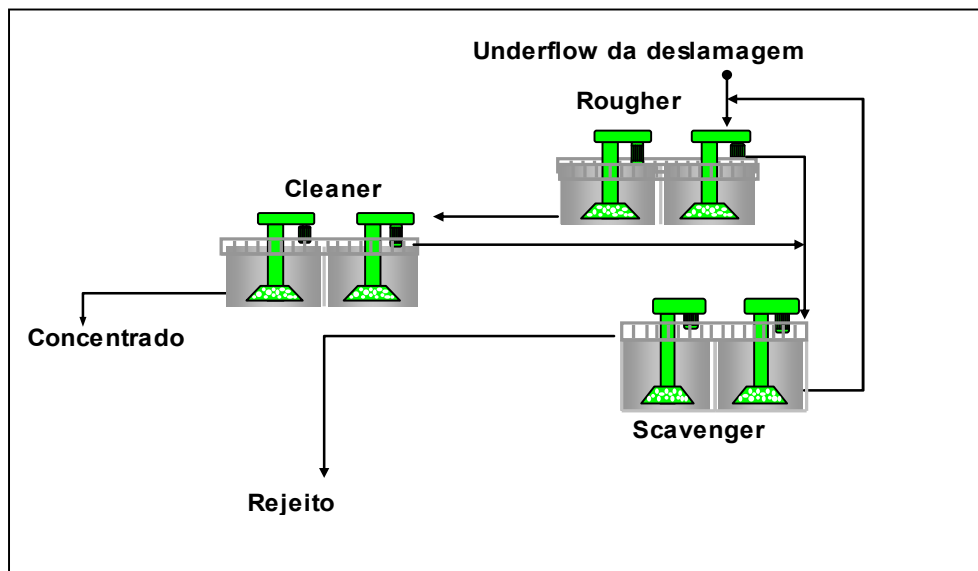


Figura 5.17 Rota de processo para estudo em escala piloto.

As dosagens de reagentes do teste em bancada foram mantidas e os resultados estão indicados na tabela 5.38

Tabela 5.38 - Resultados testes de cinética em escala piloto

Cinética de Flotação Piloto						
Estágios	TR(Minutos)	% Fe Rejeito	% SiO <sub>2</sub> conc	Rec massa	dp (t/m <sup>3</sup> )	dp (t/m <sup>3</sup> )
<b>Rougher</b>	<b>2,16</b>	<b>19,12</b>	<b>1,60</b>	<b>96,56%</b>	<b>4,66</b>	<b>1,59</b>
<b>Cleaner</b>	<b>3,59</b>	<b>52,35</b>	<b>0,80</b>	<b>92,75%</b>	<b>5,07</b>	<b>1,58</b>
<b>Scavenger</b>	<b>36,55</b>	<b>15,03</b>	<b>3,97</b>	<b>3,45%</b>	<b>3,11</b>	<b>1,45</b>

Notou-se uma semelhança na cinética de flotação entre o teste em bancada e o teste piloto para as etapas *rougher* e *cleaner*. O tempo de residência de 36,55 minutos para o etapa *scavenger* não atendeu a premissa de 12% de Fe no rejeito final.

Em seguida foi feita uma simulação do circuito proposto em escala piloto. Os resultados estão indicados na figura 5.18.

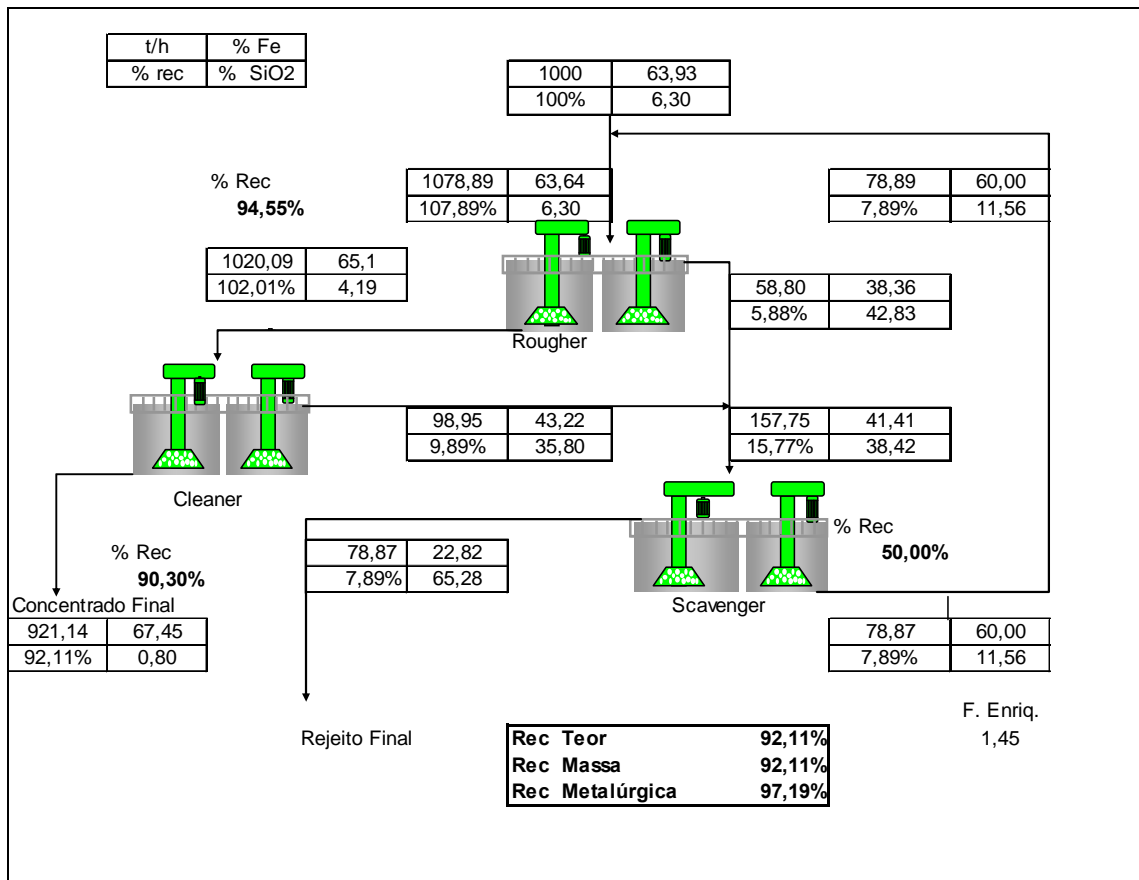


Figura 5.18 Balanço de massa simulado para o circuito de flotação.

Nota-se que a meta do teor de ferro no rejeito em 12% não foi atingida. Percebe-se também que a etapa *scavenger* teve um enriquecimento elevado. Recebeu uma alimentação com 41,41% de ferro e gerou um concentrado com 60% de ferro. Este valor para um circuito de flotação é muito elevado, portanto houve a necessidade de incluir mais um estágio de flotação, denominado *scavenger 2*. A figura 5.19 ilustra o novo circuito.

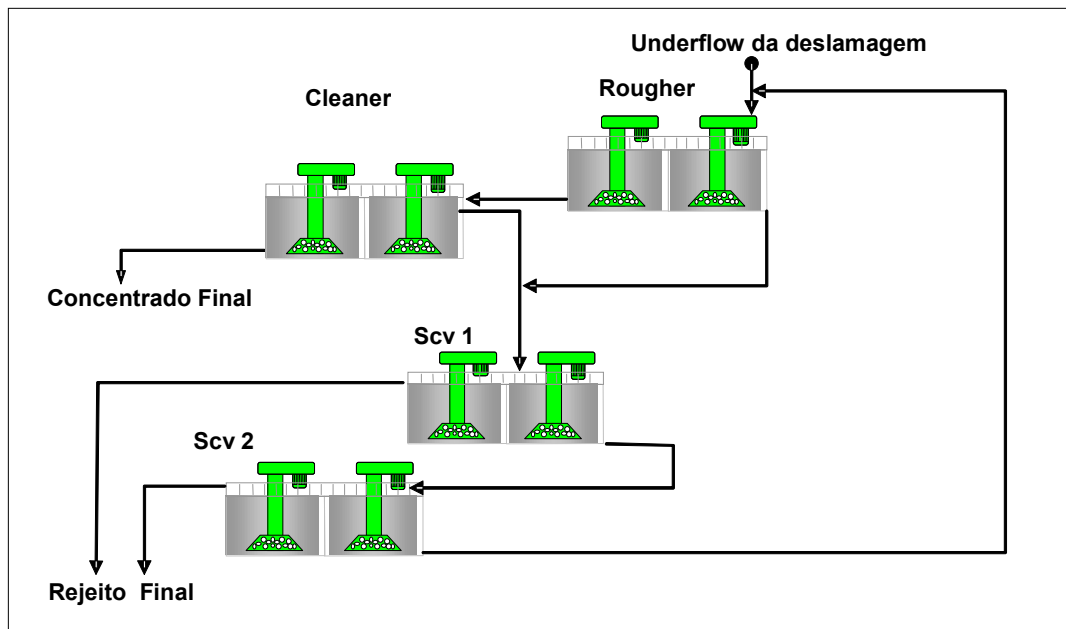


Figura 5.19 Nova rota de processo para o circuito de flotação.

Por analogia, foi desenvolvido um novo balanço de massa. Os resultados estão indicados pela figura 5.20. Nota-se que houve uma melhora significativa com a inclusão do estágio *scavenger* 2 com relação aos teores de concentrado. Obteve-se um concentrado de 50% de ferro no *scavenger* 1 e 60% de ferro no *scavenger* 2. Com esta configuração o resultado do circuito de flotação com dois estágios *scavenger* ficou mais coerente se comparado a um único estágio. Porém, o teor no rejeito final ficou com 14,30% de ferro, sendo que a meta era de 12%. Os testes em escala piloto geraram um rejeito com 15% de  $Fe_2O_3$ . Mesmo não atingindo a meta de 12% de  $Fe_2O_3$ , o resultado da simulação confirma o resultado do teste piloto.

A recuperação em massa ficou em 86,7% e a metalúrgica em 96,8% para a simulação proposta.

Para o circuito industrial foi escolhida a rota do circuito de flotação com dois estágios *scavenger*. O balanço de massa definitivo foi desenvolvido com a qualidade prevista do ROM para os primeiros anos de operação e está descrito no capítulo 7.1



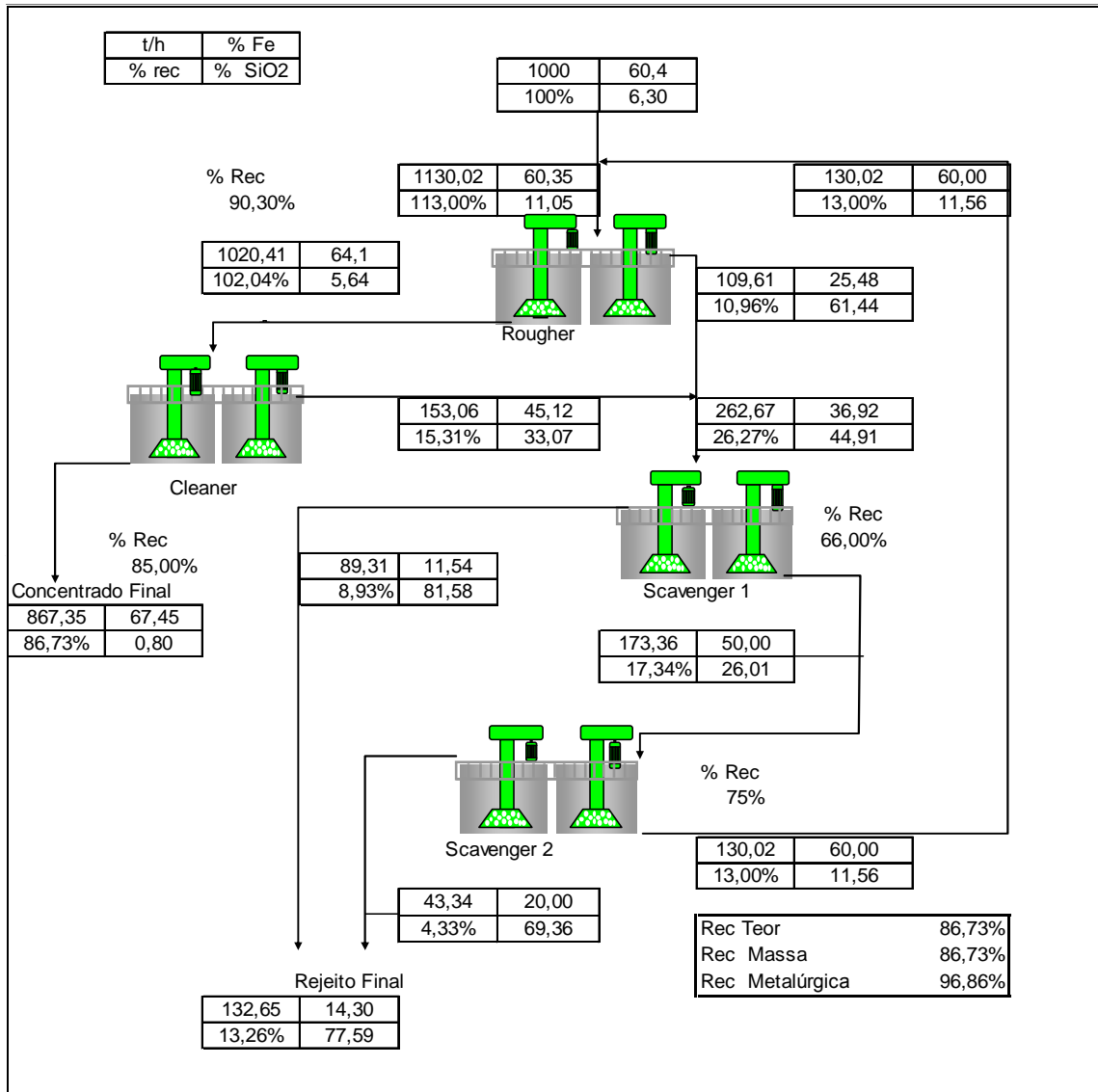


Figura 5.20 Rota de processo e balanço de massa da flotação adotados.

## 6. CIRCUITO INDUSTRIAL

Para o do circuito industrial adotou-se uma rota de processo baseada nos estudos realizados em escala piloto e foram adicionadas peneiras de alta frequência para o circuito de flotação com o objetivo de garantir a qualidade final do *pellet feed* com o teor abaixo de 0,9% de SiO<sub>2</sub>. A figura 6.1 indica o fluxograma de processo adotado.

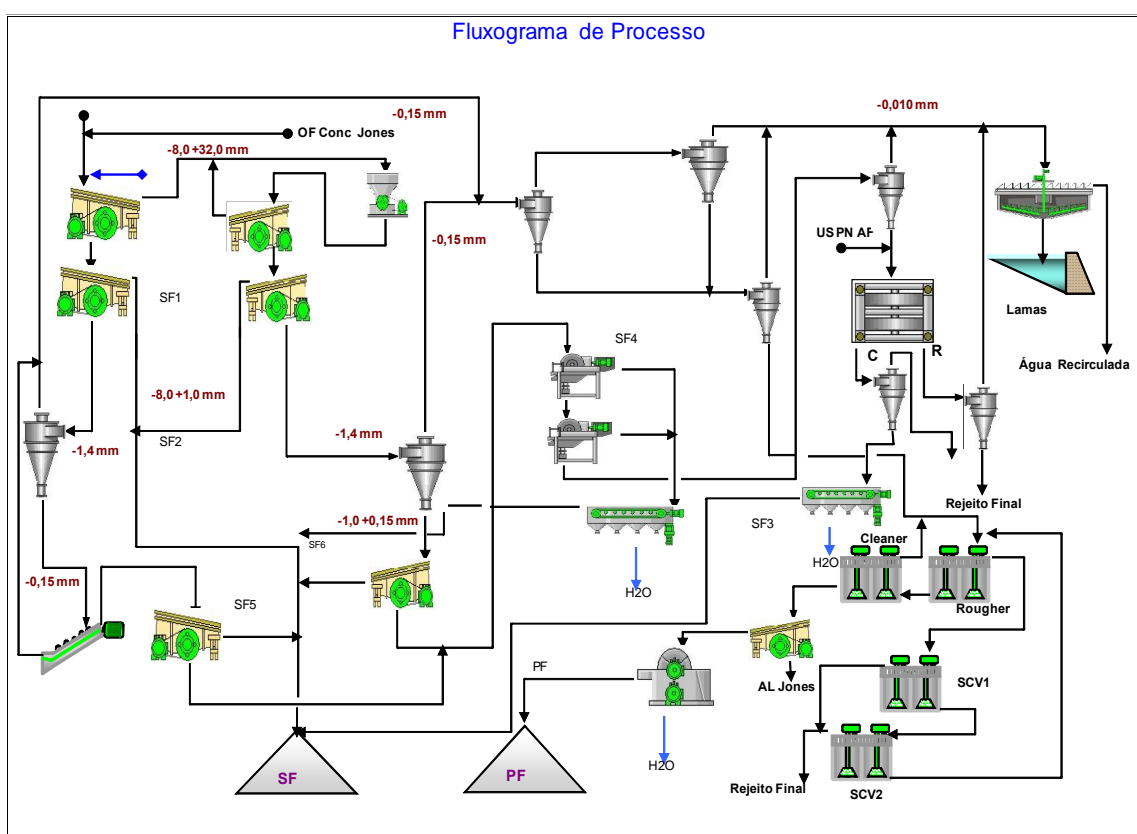


Figura 6.1 Fluxograma de processo do circuito industrial.

A qualidade do minério adotada, denominada de ROM goethítico rico, para o desenvolvimento do balanço de massa foi baseada no plano de desenvolvimento de lavra em uma ótica de 5 anos. A tabela 6.1 indica a qualidade do minério adotada.

Tabela 6.1 Qualidade do ROM goethítico rico

<b>ROM Goethítico Rico</b>						
Faixas	% Massa	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	% AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% P	% PPC
+8m m	15,20	61,69	2,68	2,59	0,090	4,87
-8m m +1m m	20,15	62,48	3,30	2,03	0,076	4,33
-1m m +0,15m m	10,16	62,59	3,39	1,94	0,074	3,82
- 0,15m m	54,49	60,72	6,00	2,09	0,080	4,25
Total	100,00	61,41	4,69	2,14	0,080	4,32
Fração	+1,0 mm	62,14	3,03	2,27	0,082	4,56

Para o desenvolvimento do balanço de massa adotaram-se as recuperações indicadas na tabela 6.2.

Tabela 6.2 Valores de recuperações para o desenvolvimento do balanço de massa

Tabela de partições /recuperações				
<b>Estação unitária</b>	<b>Peneiramento</b>			
Fluxos	Quaternário 1	Quaternário 2		
+8,0mm	13,96%	57,18%		
8,0+1,0mm	24,69%	17,89%		
-1,0 mm	61,35%	24,93%		
Total	100,00%	100,00%		
<b>Estação unitária</b>	<b>Classificação</b>			
Fluxos	Ciclones 26"	Classificador espiral		
Overflow	65,00%	42,00%		
Underflow	35,00%	58,00%		
Alimentação	100,00%	100,00%		
<b>Estação unitária</b>	<b>Concentração magnética</b>			
Fluxos	Baixa intensidade	Alta intensidade		
Rejeito	90,03%	28,22%		
Concentrado	9,97%	71,78%		
Alimentação	100,00%	100,00%		
<b>Estação unitária</b>	<b>Circuito de deslamagem</b>			
Fluxos	Deslamagem 1	Deslamagem 2	Deslamagem 3	
Overflow	28,60%	53,20%	18,90%	
Underflow	71,40%	46,80%	81,10%	
Alimentação	100,00%	100,00%	100,00%	
<b>Estação unitária</b>	<b>Circuito de flotação</b>			
Fluxos	Rougher	Cleaner	Scavenger 1	Scavenger 2
Rejeito	9,70%	15,00%	34,00%	25,00%
Concentrado	90,30%	85,00%	66,00%	75,00%

Alimentação	100,00%	100,00%	100,00%	100,00%
-------------	---------	---------	---------	---------

Com as recuperações e teores previstos nos testes de bancada e piloto mais a qualidade do ROM Goethítico Rico, desenvolveu-se o balanço de massa obtendo-se uma recuperação em massa de 76,8%.

As premissas adotadas para a disponibilidade física (DF) e utilidade física (UF) foram de 93% e 96%, respectivamente. Esses valores foram baseados no último projeto de grande porte implantado para minério de ferro, Projeto Brucutu. O rendimento operacional (RO) é o resultado da multiplicação dos dois valores acima citados DF e UF. Esse produto significa o percentual de horas disponíveis para a operação da usina de concentração.

A tabela 6.3 indica os índices de processo e volume de produção gerados para o empreendimento.

Tabela 6.3 Índices de processo e volume de produção

Índices Processo	t/a	%		
Utilização Física		96,00	Dias / ano	365,00
Disponibilidade Física		93,00	Horas Ano Disponíveis	7820,93
Rendimento Operacional		89,28		
Rendimento Massa		76,78		
Rec. Metalúrgica		81,83		
Sínter Feed	17.431.467			
Pellet Feed	6.828.970			
SF + PF	24.260.437			

## 6.1 Balanço de massa industrial

O desenvolvimento integral do balanço de massa foi baseado em resultados de testes piloto e bancada, mas também foram adotados dados práticos operacionais em minérios similares como, por exemplo, densidade de polpas de operações auxiliares.

As unidades dos valores adotados no balanço foram especificadas conforme ilustrado na figura 6.2.

Legenda	
% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m <sup>3</sup> /h
M H <sub>2</sub> O	V _ H <sub>2</sub> O
MP- t/h	Vp- m <sup>3</sup> /h
%cw	% Cv
Ds t/m <sup>3</sup>	Dp -t/m <sup>3</sup>
	% SiO <sub>2</sub>

Figura 6.2 Legenda de valores adotados no balanço de massa.

Onde:

- % AL – percentual em relação a taxa alimentada;
- Ms – massa de sólidos em t/h;
- M H<sub>2</sub>O – massa de água em t/h;
- MP – massa de polpa em t/h;
- %cw – concentração de sólidos em peso;
- Ds - densidade do sólido em t/m<sup>3</sup>;
- % Fe – teor de ferro;
- Vs – volume do sólido em m<sup>3</sup>/h;
- V H<sub>2</sub>O – volume de água em m<sup>3</sup>/h;
- %Cv – concentração de sólido em volume;
- Dp – densidade da polpa em t/m<sup>3</sup>;
- % SiO<sub>2</sub> – teor de SiO<sub>2</sub>.

O desenvolvimento completo do balanço de massa é mostrado no anexo 6.

A qualidade dos produtos também seguiu os valores dos testes piloto. A composição do sinter feed foi estabelecida pelo somatório dos SF1+SF2+SF3+SF4+ F5+SF6. A tabela 6.4 indica os valores de massa, teores de %Fe e %SiO<sub>2</sub>, bem como, a origem de cada um deles.

Tabela 6.4 Qualidade do sinter feed

Fluxo	t/h	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	Procedência
SF1	1002,38	61,80	3,99	Fração -8,0 +1,0 mm PN Quat 1
SF2	294,37	62,10	2,10	Fração -8,0 +1,0 mm PN Quat 2
SF3	641,59	65,12	1,45	Conc WHCs
SF4	105,20	66,49	2,36	Conc WDRE
SF5	142,63	63,50	2,70	UF C. espiral Quat 1
SF6	42,66	62,61	3,23	UF C. espiral Quat 2
<b>SF</b>	<b>2.229</b>	<b>63,25</b>	<b>2,91</b>	SF1+SF2+SF3+SF4+SF5+SF6
<b>PF</b>	<b>873</b>	<b>67,50</b>	<b>0,80</b>	Concentrado da flotação
<b>Total</b>	<b>3.102</b>	<b>64,45</b>	<b>2,32</b>	<b>24,26 Mt/a</b>

A figura 6.3 representa a composição percentual do Sínter Feed gerado.

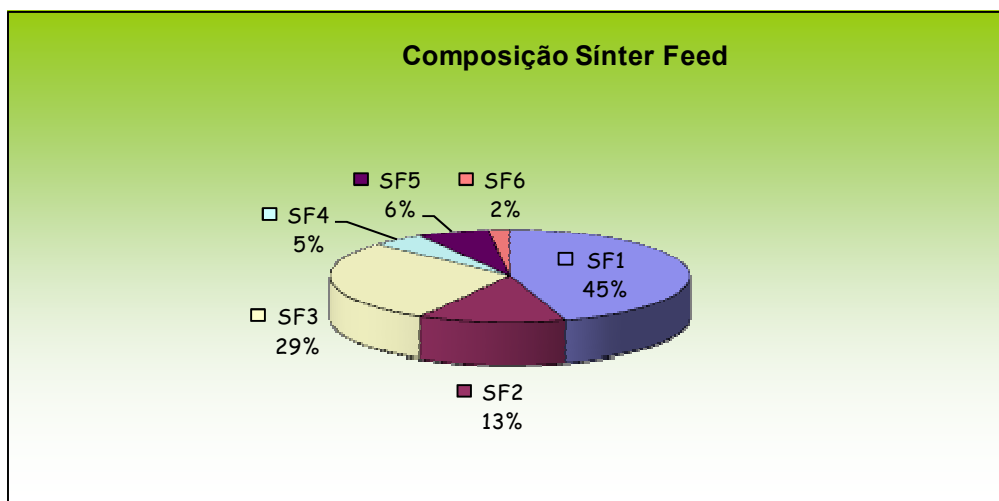


Figura 6.3 Composição de sinter feed.

A Tabela 6.5 indica a distribuição completa de massa e dos teores para o sinter feed e pellet feed.

Tabela 6.5 Qualidade e distribuição de massa do sinter feed e pellet feed

Fluxo	Massa - t/h	% Fe	% SiO <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	% P	% PPC	+6,3m m	+1,0m m	-0,15m m
SF1	1.002	62,48	3,30	2,03	0,076	4,33	35,27	88,23	9,23
SF2	294	62,10	2,10	2,59	0,090	4,87	25,2	86,64	8,41
SF3	642	65,12	1,45	1,14	0,074	3,63		4,48	48,26
SF4	105	66,49	2,36	0,86	0,058	4,63		4,39	49,26
SF5	143	63,50	2,70	1,26	0,048	3,82		77,45	2,86
SF6	43	62,61	3,23	1,68	0,058	4,87		9,63	50,44
SF	2.229	63,45	2,53	1,74	0,075	4,19	17,19	59,76	26,63
PF	873	67,50	0,80	1,16		<b>Produção</b>		<b>24.260.437 t/a</b>	

Nota-se que a qualidade final do pellet feed atendeu as exigências do mercado externo, teor de SiO<sub>2</sub> inferior a 0,80%. Como a qualidade da produção de pellet feed também pode chegar a 1,2% de SiO<sub>2</sub>, sugere-se desviar o concentrado da flotação das peneiras de alta frequência direcionando-o para o espessador de concentrado. Esta alternativa proporciona um aumento da taxa de pellet feed em 82 t/h (pg18, anexo 6).

Já o sinter feed possui um teor baixo de Fe. Este fato está relacionado com a presença da goethita, confirmada pelas análises de PPC. O resultado final do balanço de massa indicou que o empreendimento é um grande gerador de sinter feed. A porcentagem dos produtos

é de 72% para sinter feed e 28% para pellet feed. Indica, também, que o sinter feed possui baixo teor de  $\text{SiO}_2$  e também uma granulometria muito competitiva na fração retida em +1,0mm, 59,7%.

A figura 6.3 ilustra o fluxograma de processos e indica as unidades geradoras para a composição do sinter feed e pellet feed.

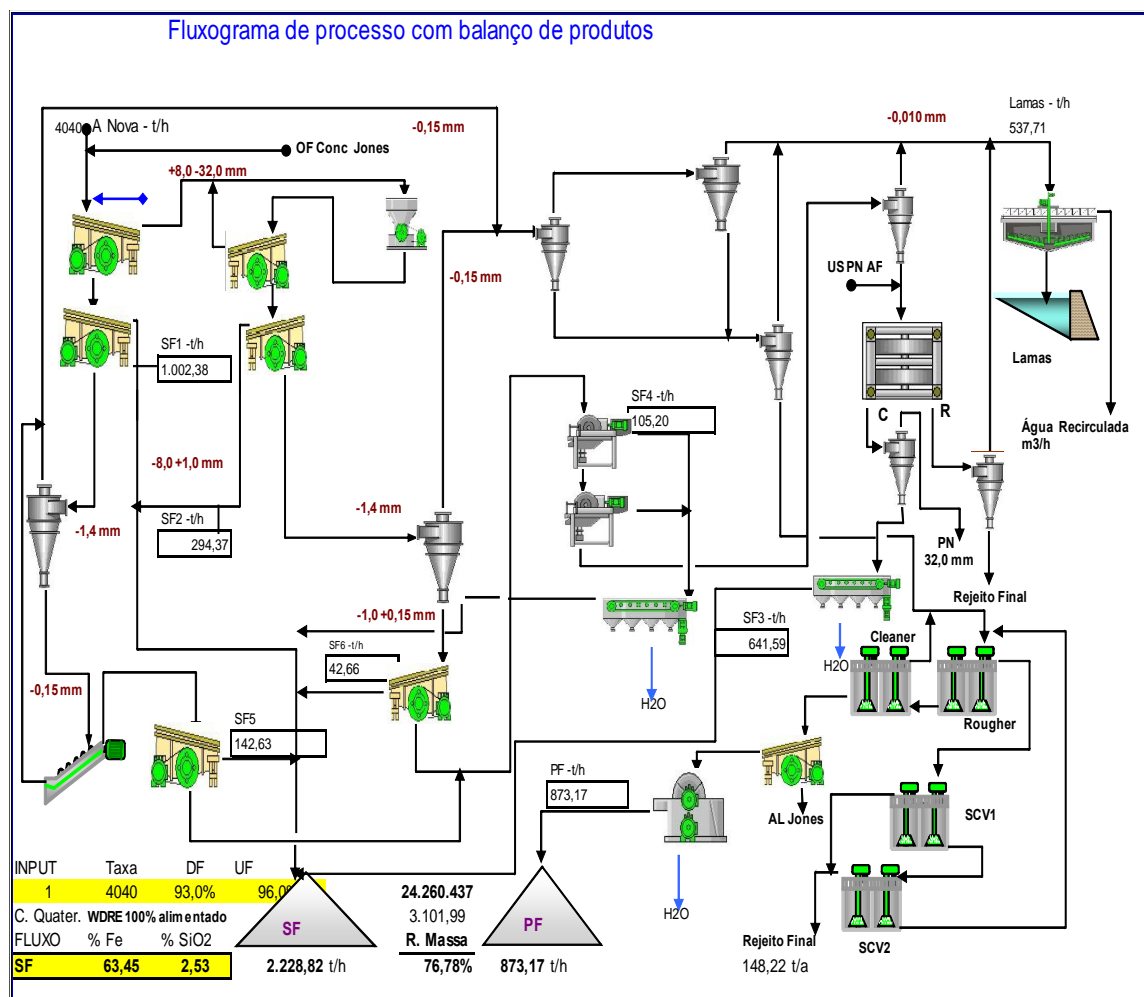


Figura 6.4 – Fluxograma de processos e balanço de produtos.

A figura 6.5 ilustra os resultados quantitativo e qualitativo dos produtos gerados, sinter feed e pellet feed.

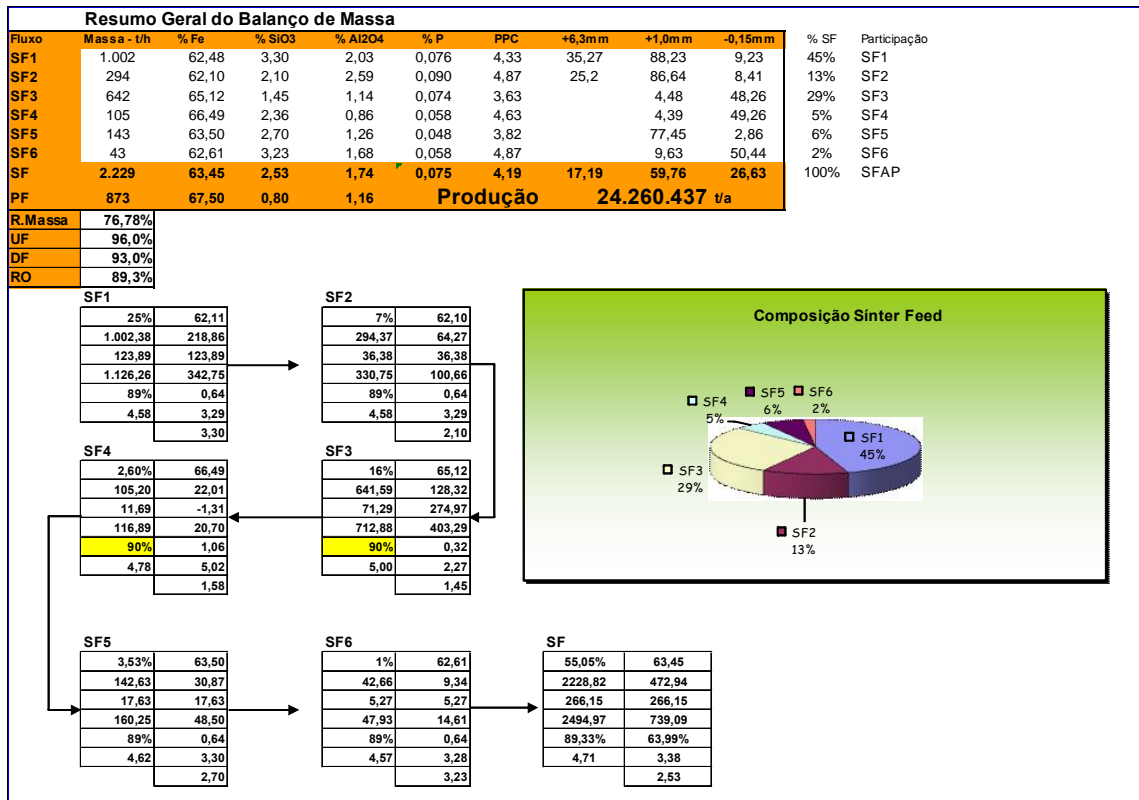


Figura 6.5 Resumo Geral do balanço de massa industrial.



## 7. CONCLUSÃO

Pode-se afirmar que o minério ROM Goethítico Rico é hidratado, sendo a hematita martítica o mineral de ferro mais abundante. Apresenta também partículas em processo de martitização com grande participação de magnetita. A goethita existente apresenta-se em forma terrosa. Tanto a goethita quanto a hematita martítica apresentam minerais aluminosos associados geralmente em poros e intertícios das microestruturas, em frações extremamente finas. Esta característica gerou uma grande quantidade de lamas (13% em relação ao ROM).

As partículas de quartzo presente estão totalmente livres.

A participação da magnetita na composição do ROM exigiu o uso de uma concentração magnética de baixa intensidade como proteção da concentração magnética de alta intensidade.

Do desenvolvimento dos testes piloto e do balanço de massa concluiu-se que:

- a britagem quaternária apresentou uma baixa eficiência na malha de 8,0mm (42,7%);
- a fração acima de 1,0 mm não requereu concentração, pois apresentou baixo teor de SiO<sub>2</sub> (3,03%);
- o rejeito da concentração magnética de alta intensidade apresentou elevado teor de Fe (55,6%) e baixo teor de SiO<sub>2</sub> (5,4%);
- a recuperação mássica do circuito de concentração magnética variou entre 9% e 90%;
- a lama direcionada para o espessador de lamas apresentou um teor de Fe alto (53,7%);
- no desenvolvimento do balanço de massa, mantendo as recuperações dos testes piloto, o circuito de flotação apresentou um teor de Fe no rejeito menor que os conseguidos nos testes piloto (10,7%);
- O *oversize* das peneiras de alta frequência possui teores compatíveis de Fe e SiO<sub>2</sub>, 66,9% e 3,12% respectivamente, para serem adicionados ao Sinter Feed.

Os valores dos índices de processo foram:

- taxa de alimentação da planta de beneficiamento: 4040 t/h;
- recuperação em massa: 76,78%;
- recuperação metalúrgica: 81,8%;
- disponibilidade física: 93%;
- utilização física: 96%;
- rendimento operacional: 89,3%;
- horas efetivas trabalhadas: 7821h;
- volume de ROM: 31,60 Mta;
- volume de produção: 24,26 Mta;
- produção de Sinter Feed: 17,43 Mta;
- produção de Pellet Feed: 6,83 Mta;
- relação do SF para o PF: 0,72.

## 8. SUGESTÕES FUTURAS

Pelo desenvolvimento do balanço de massa pode-se observar que o rejeito da concentração magnética de alta intensidade e as lamas ficaram com teores de ferro elevados para uma planta de concentração de minérios de ferro, 55% e 54%, respectivamente.

Sugere-se então duas rotas alternativas para o tratamento desses fluxos.

### 8.1 Rota de processo para o rejeito da Concentração magnética alta intensidade - WHC

Para o rejeito do WHC, sugere-se fazer uma análise mineralógica para quantificar os minerais contidos neste fluxo. Após o recebimento dos resultados das análises mineralógicas pode-se adotar duas rotas a serem pesquisadas:

- moer o rejeito em 0,44mm e passá-lo por uma concentração magnética com GAP de 1,5 mm e campo magnético em 14.000 Gauss;
- moer o rejeito em 0,44mm, fazendo um circuito fechado de moagem, deslamar o *overflow* e fazer uma concentração de finos em colunas de flotação .

A figura 8.1 indica a rota de processo com simulação de balanço de massa para as duas alternativas propostas. Os valores contidos são apenas referência e requerem testes para comprovação dos mesmos.

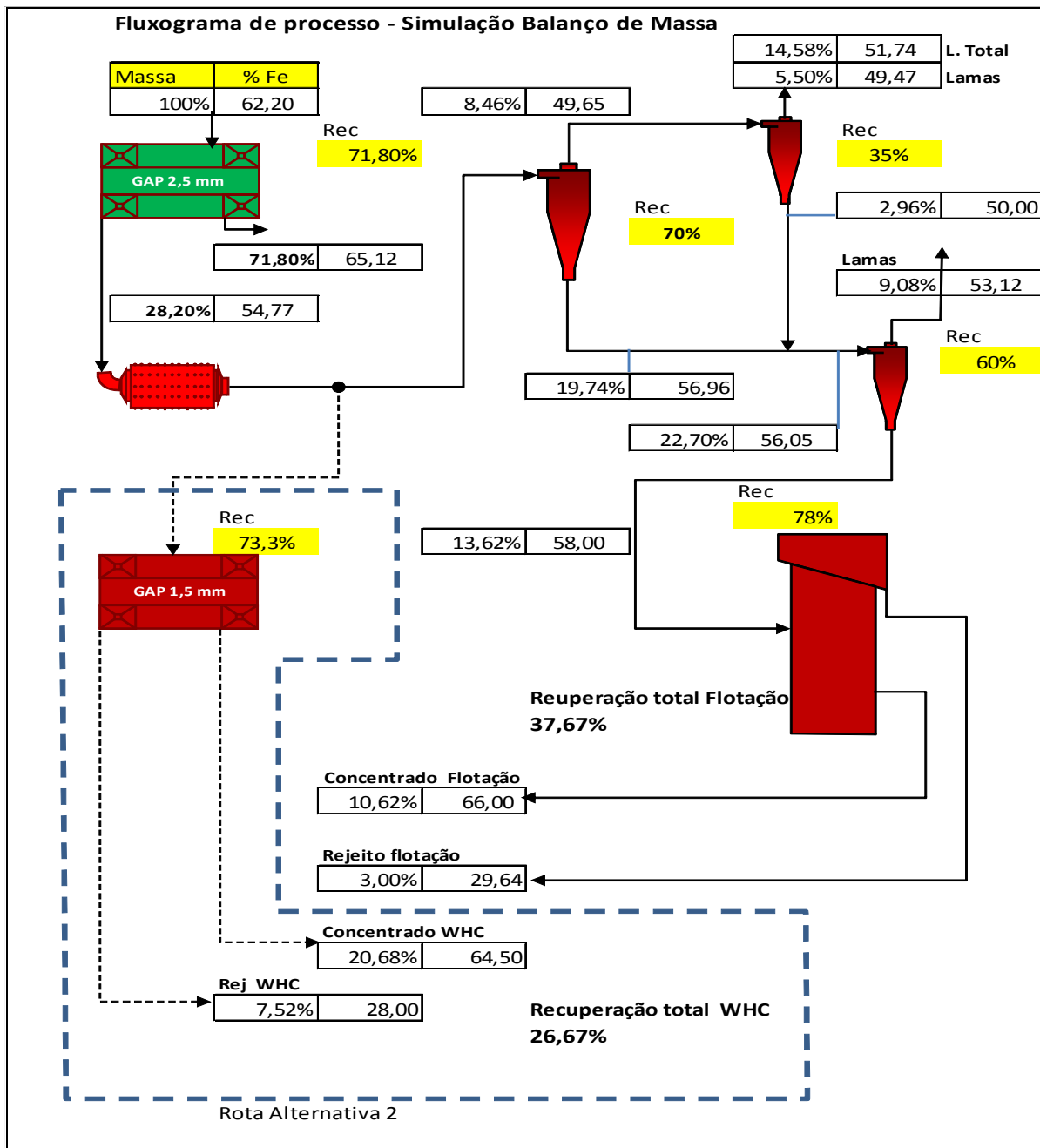


Figura 8.1 – Rota de processo com simulação de balanço de massa para o rejeito WHC.

Espera-se uma melhor recuperação no circuito de flotação em colunas desde que o circuito de deslamagem seja eficiente o bastante para a retirada da lama.

Já o circuito de concentração magnética com GAP reduzido para 1,5mm pode ser uma boa alternativa se o rejeito for portador de minerais aluminosos. Neste caso, esses minerais teriam maior facilidade de sair pelo rejeito sem comprometer o concentrado.

A simulação do balanço de massa prevê uma recuperação de 37,67% do rejeito do WHC em circuito de flotação em colunas e 26,67% no circuito com concentração magnética com o GAP reduzido para 1,5mm. A qualidade do concentrado final também atende as especificações dos produtos.

As recuperações acima citadas trazem um potencial de ganho na recuperação em massa em 1,7 pontos percentuais ou seja, a recuperação em massa passaria de 76,78% para 78,48%, considerando o circuito de concentração magnética com GAP reduzido para 1,5mm. O potencial de acréscimo na produção seria 0,54Mta de produto.

## **8.2 Rota de processo para recuperação de lamas**

Para a recuperação de lamas, também haverá necessidade de se fazer uma análise mineralógica para quantificar os minerais presentes. Pode-se adotar uma quarta deslamagem com ciclones de 4", fazendo-se em seguida uma flotação de ultrafinos com o *underflow* desta ciclonagem. A figura 8.2 indica uma rota de processo contendo as alternativas de recuperação do rejeito do WHC mais o circuito de deslamagem de ultrafinos com concentração por flotação em colunas. É uma rota mais complexa, pois trata-se de uma alternativa para o projeto conceitual da recuperação de lamas e rejeito do WHC.

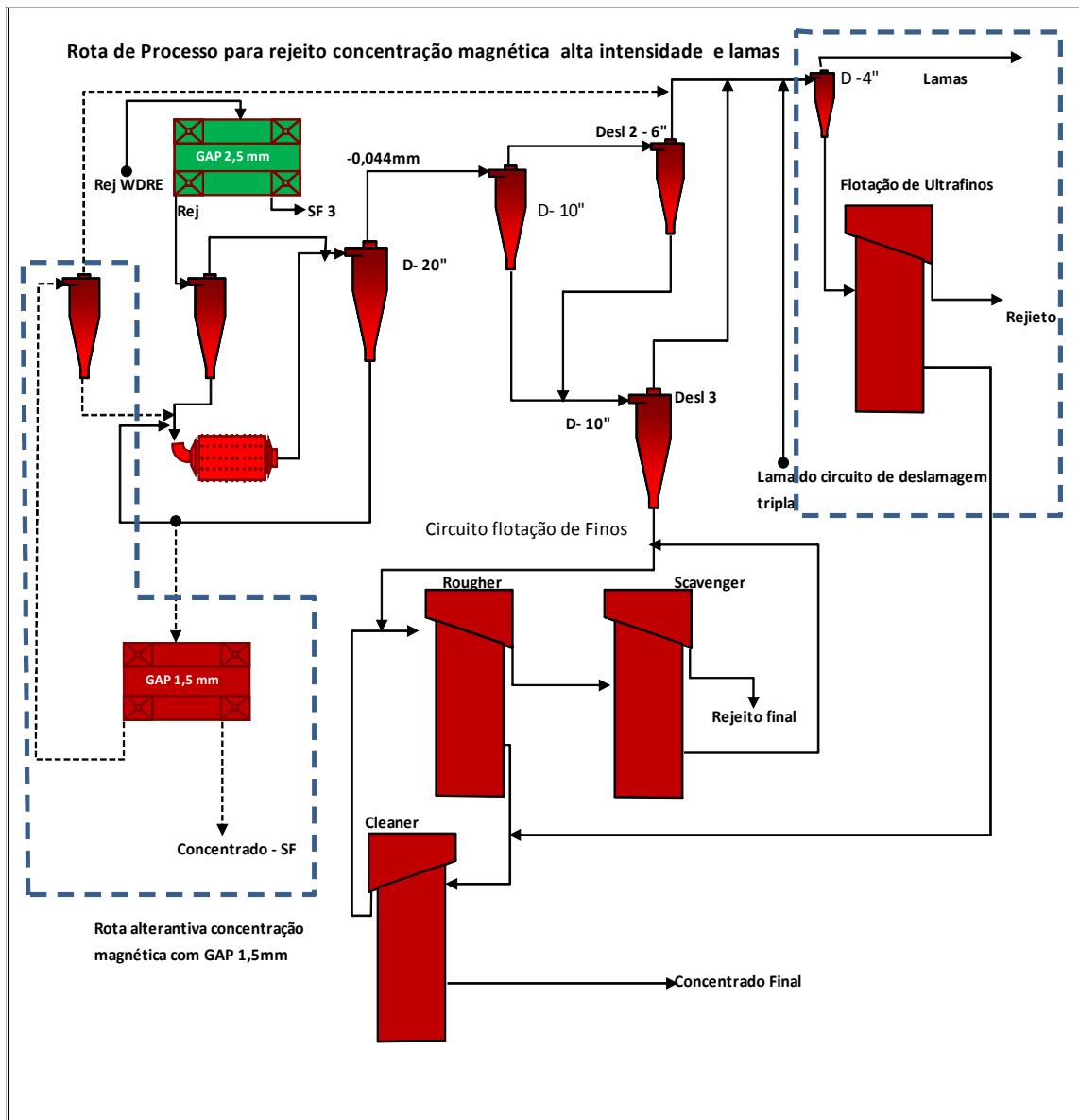


Figura 8.2 Rota de processo para a recuperação de lamas e rejeito WHC.

A simulação do balanço de massa para o circuito de ultrafinos somente será possível após caracterização mineralógica seguida de testes em bancada e posteriormente testes piloto.

As rotas sugeridas possuem potencial para recuperar em parte o rejeito da concentração magnética de alta intensidade e as lamas geradas no circuito como um todo.

## 9. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

A caracterização mineralógica é fundamental para o sucesso de um projeto de concentração de minérios. Detectou-se a presença de magnetita, goethita, hematita martítica, minerais aluminosos e terrosos. Detectou-se também que o quartzo presente no ROM rico é liberado.

De posse desses conhecimentos, o desenvolvimento da rota de processo foi direcionado para reduzir e absorver os impactos causados por esses minerais, a saber:

- para proteger a concentração magnética de alta intensidade foi adicionada uma concentração magnética de baixa intensidade para fazer a retirada da magnetita;
- para retirar os minerais aluminosos e terrosos que são geradores de lama, foi adicionado uma circuito triplo de deslamagem com opção de injeção de NaOH para fazer a dispersão da lama para garantir uma qualidade desejável para a alimentação da flotação;
- a liberação do quartzo proporcionou um circuito de flotação convencional e eficiente;
- percebeu-se que o manuseio do ROM no circuito de britagem é um complicador por possuir grande poder de aderência causado pelos minerais aluminosos, terrosos e, também, pela goethita. Desta forma, os revestimentos de chutes e casas de transferências devem contar com material anti-aderente. Deve-se contemplar também tomadas de água de serviço em pontos estratégicos no circuito de britagem.

Os testes em bancada e piloto vieram para quantificar o impacto causado por esses minerais e certificar os equipamentos necessários para as rotas de processo.

O desenvolvimento do balanço de massa é outro ponto fundamental para o sucesso de um projeto. Todos os equipamentos são dimensionados baseados nas informações

geradas pelo balanço de massa. Portanto, ele precisa ser o mais real possível e proporcionar simulações volumétricas para se fazer adequações nos equipamentos. Chama-se estas simulações de balanço de massa operacional. Ele simula as vazões necessárias para as interligações das estações unitárias de tratamento, proporcionando uma operação contínua à planta. Possibilita, também, uma análise profunda da performance nas instalações de beneficiamento identificando variações granuloquímicas do ROM. As variações granuloquímicas provocam distúrbios que passam a ser inibidores da produção.

O balanço de massa operacional passa a ser uma grande ferramenta de trabalho para a equipe de operação da planta. As equipes responsáveis pela produção e qualidade devem interagir com o balanço de massa para otimizar a recuperação, executar um planejamento qualitativo e quantitativo de curto, médio e longo prazo e simular novas rotas de processo em um regime contínuo de otimização da recuperação e qualidade dos produtos.

Para finalizar, a caracterização mineralógica, os testes piloto e o balanço de massa formam a base fundamental para sustentar um projeto de engenharia para tratamento de minérios.



## 10. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Agar, G.E., The optimization of flotation circuit design from laboratory raw data. XV Int. Miner. Process. Congr., Cannes, 1985.

Araujo, A. C. *Pesquisa e Desenvolvimento em Flotação, Curso de Métodos de Concentração de Minerais*. Fundação Cristiano Ottoni, Belo Horizonte, 1988.

Araujo, A. C., AMARANTE, S. C., SOUZA, C. C., Silva, R. R. R., Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, v.112, p54-63, Apr. 2003.

Beraldo, J. L. *Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares*. São Paulo: Editora Edgard Blucher Ltda, 1987.

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

Fonseca, D. C. Estudo Mineralógico do "Pellet Feed Fines", visando redução do teor de fósforo, Dissertação de mestrado no Curso de Pós- Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, UFMG, 1992.

Hukki, R.T., Mineral Beneficiation - Proposal for a Solomnic settlement between the theories of von Rittinger, Kick and Bond, *Trans AIME* , 1961

Iwasaki, I. *Iron Ore Flotation, Theory and Practice*. Mining Engineering, 1983, p 622-631,

Kelly,E. G.; Spottiswood,D.J. *Introduction to mineral processing*. Neww York:Jhon Wiley & Sons, 1982

Leja , J. *Surface Chemistry of Froth Flotation*, New York: Plenum Press, 1982, 758p.

Libaude, J., Morizot, G., Morin, D., G, Guillneau J. C., *New Technological Developments in Mineral Processing*, Índia: Asian Mining, 1993.

Peres, A. E. C. *Flotação*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1999, 298p.

Queiroz, L. A., Ferreira A. D., Padovezi, A. D., Purificação, E. X., Cândido, M. H. Z., Análise mineralógica aplicada ao desenvolvimento de processos e produtos de minérios de ferro. In: III Seminário de laboratórios da CVRD. 2003.

Queiroz, L.A., Emprego de atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios iatbiríticos, Dissertação de mestrado no Curso de Pós- Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, UFMG, 2003.

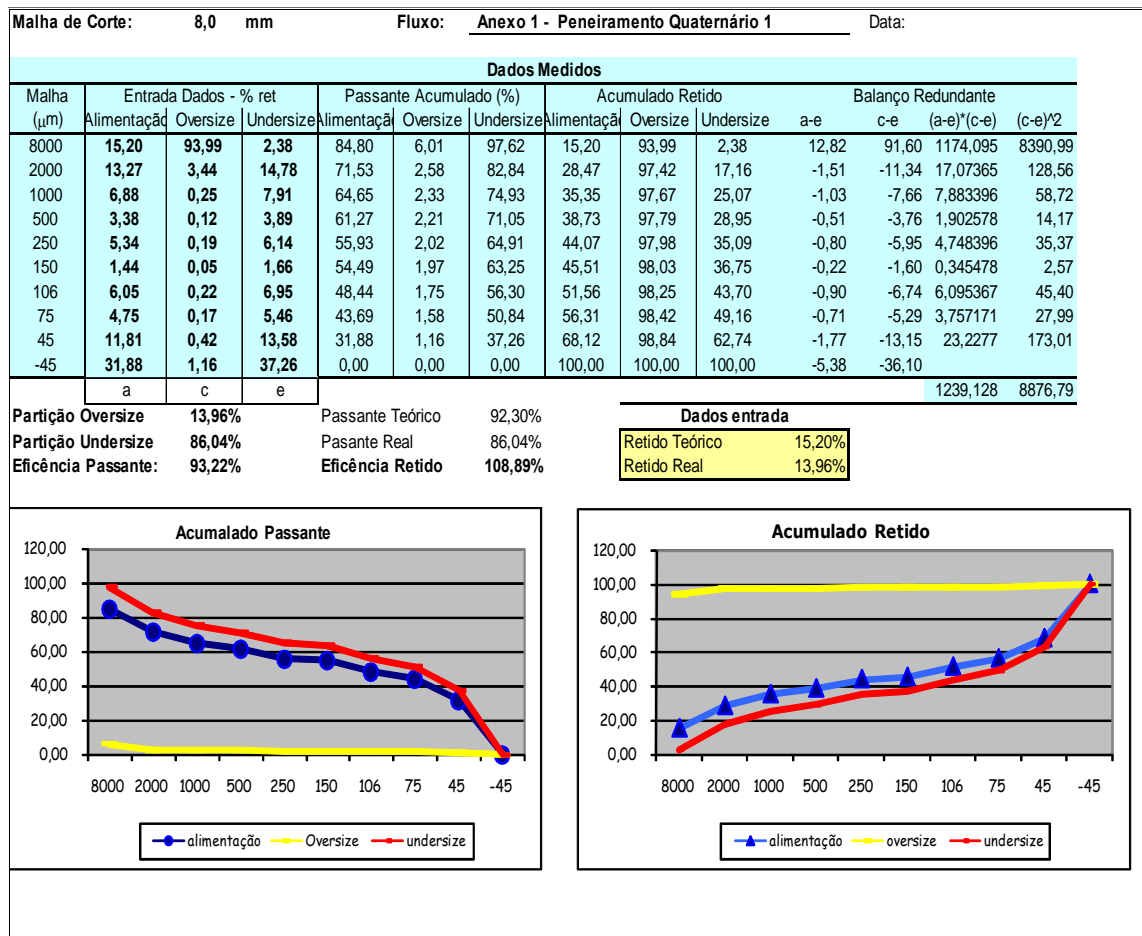
Sant'Agostinho, L.M., Kahn, H. Metodologia para Caracterização Tecnológica de Matérias Primas Mineraias. São Paulo: Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP, BT/PMI/069 Departamento de Engenharia de Minas, 1997. 29p.

Valadão, G. E. S.; Galery, R.; Peres, A. E. C. Tratamento de minérios. Escola de Engenharia/UFMG, 2007.

Wills, B.A. *Froth Flotation*. Mineral Processing Technology, Chapter 12, 6<sup>th</sup> edition, p. 258-341.

**11. ANEXOS**

Anexo 1 – Memória de cálculo de partição e eficiência do peneiramento quaternário 1, corte em 8,0mm



Anexo 2 - Memória de cálculo de partição e eficiência do peneiramento quaternário 1, corte em 1,0mm

Malha de Corte:		1,0 mm		Fluxo: Anexo 2 - Peneiramento Quaternário 1						Data:					
Dados Medidos															
Malha (µm)	Entrada Dados - % ret			Passante Acumulado (%)			Acumulado Retido			Balanço Redundante					
	Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Oversize	Undersize	a-e	c-e	(a-e)*(c-e)	(c-e) <sup>2</sup>		
8000	2,38	9,65	0,00	97,62	90,35	100,00	2,38	9,65	0,00	2,38	9,65	22,967	93,12		
2000	14,78	59,86	0,00	82,84	30,49	100,00	17,16	69,51	0,00	14,78	59,86	884,7308	3583,22		
1000	7,91	15,31	5,48	74,93	15,18	94,52	25,07	84,82	5,48	2,43	9,83	23,8869	96,63		
500	3,89	0,79	4,90	71,04	14,39	89,62	28,96	85,61	10,38	-1,01	-4,11	4,15413	16,92		
250	6,14	1,24	7,74	64,90	13,15	81,88	35,10	86,85	18,12	-1,60	-6,50	10,4	42,25		
150	1,66	0,34	2,09	63,24	12,82	79,79	36,76	87,18	20,21	-0,43	-1,75	0,758218	3,07		
106	6,95	1,41	8,77	56,29	11,41	71,02	43,71	88,59	28,98	-1,82	-7,36	13,38573	54,22		
75	5,46	1,11	6,89	50,83	10,30	64,13	49,17	89,70	35,87	-1,43	-5,78	8,251357	33,43		
45	13,58	2,75	17,12	37,25	7,55	47,01	62,75	92,45	52,99	-3,54	-14,37	50,92872	206,50		
-45	37,25	7,55	47,01	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00	100,00	-9,76	-39,46				
	a	c	e											1019,463	4129,36
Partição Oversize		24,69%		Passante Teórico		92,30%									
Partição Undersize		75,31%		Pasante Real		75,31%									
Eficência Passante:		81,59%		Eficência Retido		9,64%									
Dados entrada															
Retido Teórico										2,38%					
Retido Real										24,69%					



## Anexo 4 – Granulometria peneiramento quaternário 2

Anexo 4 - Granulometria Peneiramento Quaternário 2															
Tam (mm)	-8,0 mm			+8,0 mm			-8,0 mm			-8,0 +1,0 mm			-1,0 mm		
	% ac pass	%ret ac	%ret	% ac pass	%ret ac	%ret	% ac pass	%ret ac	%ret	% ac pass	%ret ac	%ret	% ac pass	%ret ac	%ret
50	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
44	100,00	0,00	0,00	99,99	0,01	0,01	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
40	99,90	0,10	0,10	99,82	0,18	0,18	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
38	99,85	0,15	0,04	99,74	0,26	0,08	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
31,5	99,56	0,44	0,29	99,23	0,77	0,51	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
25	98,76	1,24	0,80	97,83	2,17	1,40	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
19	95,26	4,74	3,50	91,70	8,30	6,13	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
16	89,84	10,16	5,41	82,24	17,76	9,47	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
12,5	79,35	20,65	10,50	63,88	36,12	18,35	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
10	65,28	34,72	14,06	39,29	60,71	24,60	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
8	46,04	53,96	19,24	5,64	94,36	33,65	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00
6,35	42,85	57,15	3,19	5,25	94,75	0,39	93,07	6,93	6,93	83,41	16,59	16,59	100,00	0,00	0,00
5,6	41,65	58,35	1,20	5,10	94,90	0,15	90,46	9,54	2,61	77,17	22,83	6,25	100,00	0,00	0,00
4,8	40,16	59,84	1,49	4,92	95,08	0,18	87,22	12,78	3,24	69,40	30,60	7,77	100,00	0,00	0,00
3,4	36,86	63,14	3,29	4,51	95,49	0,40	80,06	19,94	7,15	52,28	47,72	17,12	100,00	0,00	0,00
2,4	33,64	66,36	3,23	4,12	95,88	0,39	73,06	26,94	7,01	35,51	64,49	16,77	100,00	0,00	0,00
1	26,44	73,56	7,19	3,24	96,76	0,88	57,43	42,57	15,63	8,25	91,75	27,26	92,72	7,28	7,28
0,84	25,19	74,81	1,25	3,08	96,92	0,15	54,71	45,29	2,72	7,86	92,14	0,39	88,33	11,67	4,39
0,71	24,02	75,98	1,17	2,94	97,06	0,14	52,18	47,82	2,53	7,49	92,51	0,36	84,24	15,76	4,09
0,6	22,91	77,09	1,12	2,80	97,20	0,14	49,75	50,25	2,43	7,15	92,85	0,35	80,32	19,68	3,92
0,5	21,75	78,25	1,16	2,66	97,34	0,14	47,24	52,76	2,51	6,78	93,22	0,36	76,27	23,73	4,05
0,42	20,69	79,31	1,06	2,53	97,47	0,13	44,94	55,06	2,30	6,45	93,55	0,33	72,55	27,45	3,72
0,3	18,79	81,21	1,90	2,30	97,70	0,23	40,82	59,18	4,12	5,86	94,14	0,59	65,90	34,10	6,65
0,21	16,97	83,03	1,82	2,08	97,92	0,22	36,86	63,14	3,96	5,29	94,71	0,57	59,50	40,50	6,40
0,15	15,42	84,58	1,55	1,89	98,11	0,19	33,48	66,52	3,37	4,81	95,19	0,48	54,06	45,94	5,45
0,105	13,85	86,15	1,56	1,70	98,30	0,19	30,08	69,92	3,40	4,32	95,68	0,49	48,57	51,43	5,49
0,075	12,53	87,47	1,33	1,53	98,47	0,16	27,20	72,80	2,88	3,91	96,09	0,41	43,92	56,08	4,65
0,053	11,26	88,74	1,26	1,38	98,62	0,15	24,46	75,54	2,74	3,51	96,49	0,39	39,50	60,50	4,42
0,045	10,66	89,34	0,60	1,30	98,70	0,07	23,15	76,85	1,31	3,32	96,68	0,19	37,38	62,62	2,12
0,037	10,06	89,94	0,60	1,23	98,77	1,30	21,85	78,15	1,30	3,14	96,86	0,19	35,28	64,72	2,10
(-)		100,00	10,06		100,00	1,23		100,00	21,85		100,00	3,14		100,00	35,28

Anexo 5 – Memória de cálculo de partição e eficiência do peneiramento quaternário 2, corte em 8,0mm.

Malha de Corte:		8,0 mm		Fluxo:		Anexo 5 - Memória Cálculo Peneiramento Quaternário 2							
Dados Medidos													
Malha (µm)	Entrada Dados - % ret			Passante Acumulado (%)			Acumulado Retido			Balanço Redundante			
	Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Oversize	Undersize	a-e	c-e	(a-e)*(c-e)	(c-e)²
8000	53,96	94,36	0,00	46,04	5,64	100,00	53,96	94,36	0,00	53,96	94,36	5091,598	8904,46
2000	12,40	1,52	26,94	33,64	4,12	73,06	66,36	95,88	26,94	-14,54	-25,42	369,572	646,33
1000	7,19	0,88	15,63	26,44	3,24	57,43	73,56	96,76	42,57	-8,43	-14,74	124,3138	217,41
500	4,69	0,57	10,19	21,75	2,66	47,24	78,25	97,34	52,76	-5,50	-9,62	52,89862	92,51
250	4,78	0,59	10,39	16,97	2,08	36,86	83,03	97,92	63,14	-5,60	-9,80	54,91284	96,03
150	1,55	0,19	3,37	15,42	1,89	33,48	84,58	98,11	66,52	-1,82	-3,18	5,792523	10,13
106	1,56	0,19	3,40	13,85	1,70	30,08	86,15	98,30	69,92	-1,83	-3,21	5,878898	10,28
75	1,33	0,16	2,88	12,53	1,53	27,20	87,47	98,47	72,80	-1,55	-2,72	4,223951	7,39
45	1,87	0,23	4,05	10,66	1,30	23,15	89,34	98,70	76,85	-2,19	-3,83	8,367899	14,63
-45	10,66	1,30	23,15	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00	100,00	-12,49	-21,85		
	a	c	e									5717,559	9999,18
Partição Oversize		57,18%		Passante Teórico		46,04%							
Partição Undersize		42,82%		Passante Real		42,82%							
Eficiência Passante:		93,01%		Eficiência Retido		94,36%							
Dados entrada													
Retido Teórico										53,96%			
Retido Real										57,18%			

**Acumulado Passante**

Este gráfico mostra a porcentagem acumulada de material que passa por diferentes malhas. O eixo X representa o tamanho da malha em micrômetros (8000, 2000, 1000, 500, 250, 150, 106, 75, 45, -45). O eixo Y representa a porcentagem acumulada, variando de -20,00 a 120,00. Três linhas são plotadas: 'alimentação' (azul com pontos), 'Oversize' (amarelo) e 'undersize' (vermelha). A linha de alimentação começa em ~46% para 8000µm e diminui até 0% para -45µm. A linha de oversize permanece muito baixa, próxima a 0%. A linha de undersize começa em 100% para 8000µm e diminui até 0% para -45µm.

**Acumulado Retido**

Este gráfico mostra a porcentagem acumulada de material retido por diferentes malhas. O eixo X representa o tamanho da malha em micrômetros (8000, 2000, 1000, 500, 250, 150, 106, 75, 45, -45). O eixo Y representa a porcentagem acumulada, variando de 0,00 a 120,00. Três linhas são plotadas: 'alimentação' (azul com pontos), 'oversize' (amarelo) e 'undersize' (vermelha). A linha de alimentação começa em ~46% para 8000µm e aumenta até 100% para -45µm. A linha de oversize permanece muito baixa, próxima a 0%. A linha de undersize começa em 0% para 8000µm e aumenta até 100% para -45µm.

Anexo 6 – Balanço de massa industrial



### Balanço de Massa Industrial - ROM Ghoetítico Rico - Mina Apolo

ROM Ghoetítico Rico							
Faixas	t	% Massa	Fe	SiO2	AL2O3	P	PPC
+8mm	4.802.675	15,20%	61,69	2,68	2,59	0,090	4,871
-8mm +1mm	6.366.705	20,15%	62,48	3,30	2,03	0,076	4,333
-1mm +0,15mm	3.210.209	10,16%	62,59	3,39	1,94	0,074	3,825
- 0,15mm	17.216.960	54,49%	60,72	6,00	2,09	0,080	4,254
Total	31.596.549	100,00%	61,41	4,69	2,14	0,080	4,320
Taxa Usina	4.040	+1,0 mm	62,14	3,03	2,27	0,082212	4,564

Condições de Operacionais - Número de linhas : **4** **100%**

Fluxo	t/h	% Fe	% SiO2	Procedência
SF1	1002,38	62,11	3,30	Fração -8,0 +1,0 mm PN Quat 1
SF2	294,37	62,10	2,10	Fração -8,0 +1,0 mm PN Quat 2
SF3	641,59	65,12	1,45	Conc WHCs
SF4	105,20	66,49	2,36	Conc WDRE
SF5	142,63	63,50	2,70	UF C. espiral Quat 1
SF6	42,66	62,61	3,23	UF C. espiral Quat 2
SF	2.229	63,45	2,53	SF1+Sf2+Sf3+Sf4+Sf5+Sf6
PF	873	67,50	0,80	Concentrado da flotação
Total	3.102	64,59	2,04	24,26 Mt/a

Índices Processo	t/a	%
Utilização Física		0,96
Disponibilidade Física		0,93
Rendimento Operacional		0,89
Rendimento Massa		0,77
Rec. Metalúrgica		0,82
Sínter Feed	17.431.467	
Pellet Feed	6.828.970	
SF + PF	24.260.437	

Fluxos	% Fe	% SiO2	t/h	Recuperação - %
Alimentação da Usina	60,60	4,69	4.040	100%
Sínter Feed	63,45	2,53	2.229	55%
Pellet Feed	67,50	0,80	873	22%
Rejeito Total da usina	47,43	17,27	938	23%
Rejeito Final Jones	55,59	5,40	252	6%
Lamas	53,72	13,99	538	13%
Rejeito Final Flotação	10,71	49,40	148	4%

Resumo Geral do Balanço de Massa											
Fluxo	Massa - t/h	% Fe	% SiO3	% Al2O4	% P	PPC	+6,3mm	+1,0mm	-0,15mm	% SF	Participação
SF1	1.002	62,48	3,30	2,03	0,076	4,33	35,27	88,23	9,23	45%	SF1
SF2	294	62,10	2,10	2,59	0,090	4,87	25,2	86,64	8,41	13%	SF2
SF3	642	65,12	1,45	1,14	0,074	3,63		4,48	48,26	29%	SF3
SF4	105	66,49	2,36	0,86	0,058	4,63		4,39	49,26	5%	SF4
SF5	143	63,50	2,70	1,26	0,048	3,82		77,45	2,86	6%	SF5
SF6	43	62,61	3,23	1,68	0,058	4,87		9,63	50,44	2%	SF6
SF	2.229	63,45	2,53	1,74	0,075	4,19	17,19	59,76	26,63	100%	SF
PF	873	67,50	0,80	1,16							
						<b>Produção</b>		<b>24.260.437</b>	t/a		

# Balço de Massa Industrial

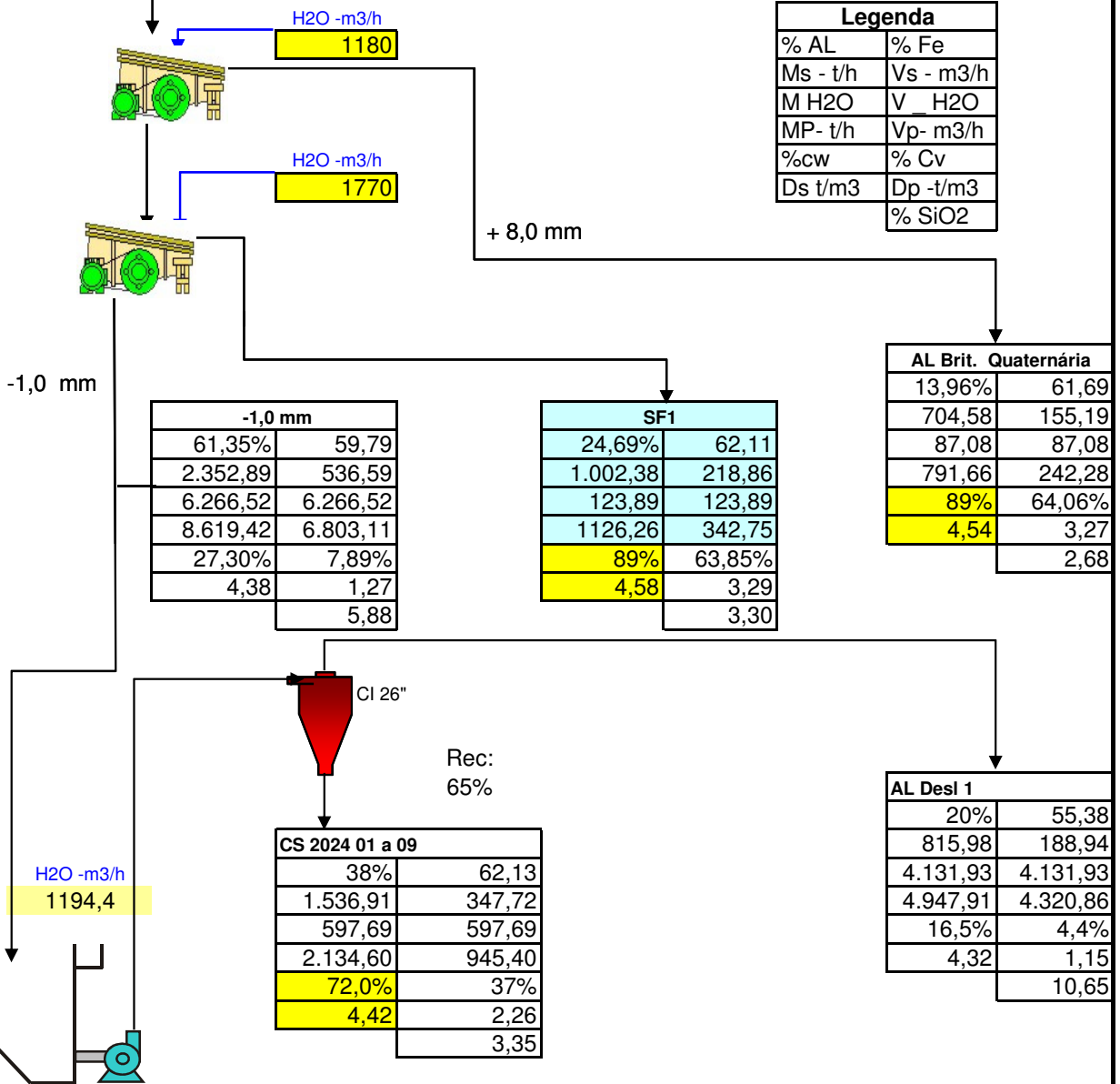
## Peneiramento quaternário 1 - Classificação Primária

Alimentador	
100,49%	60,69
4.059,8	910,28
5.283,10	5.283,10
9.342,94	6.193,37
43,45%	14,70%
4,46	1,51
	4,69

A. Nova	
100,00%	60,67
4.040,0	899,78
448,89	448,89
4.488,89	1.348,67
90,00%	66,72%
4,49	3,33
	4,32

Cic Desg. Conc WHC	
0,49%	65,12
19,84	3,97
1.884,2	1.884,2
1.904,0	1.888,2
1,04%	0,21%
5,0	1,01
	1,5

Legenda	
% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2



-1,0 mm	
61,35%	59,79
2.352,89	536,59
6.266,52	6.266,52
8.619,42	6.803,11
27,30%	7,89%
4,38	1,27
	5,88

SF1	
24,69%	62,11
1.002,38	218,86
123,89	123,89
1126,26	342,75
89%	63,85%
4,58	3,29
	3,30

AL Brit. Quaternária	
13,96%	61,69
704,58	155,19
87,08	87,08
791,66	242,28
89%	64,06%
4,54	3,27
	2,68

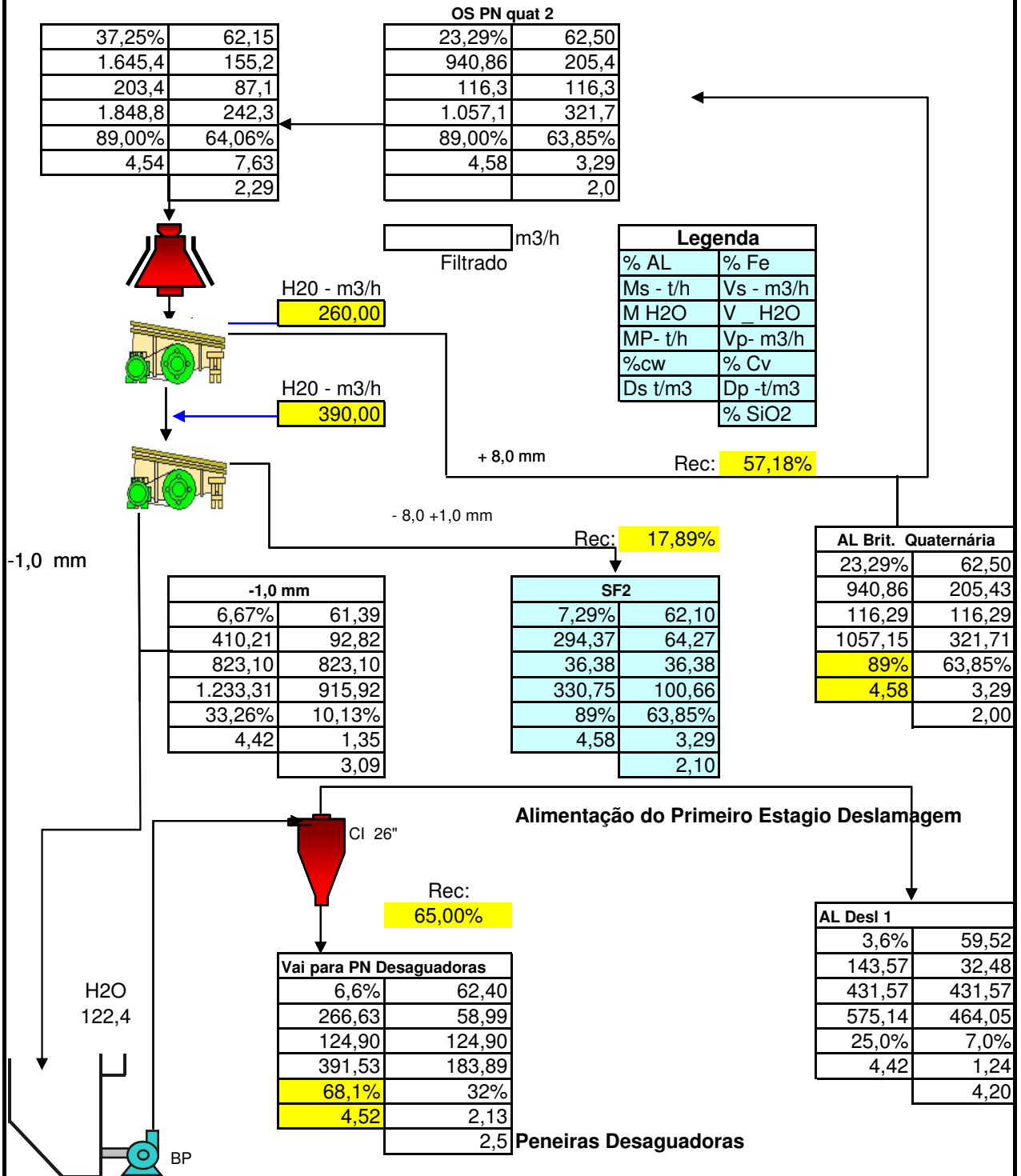
CI 26"

Rec: 65%

CS 2024 01 a 09	
38%	62,13
1.536,91	347,72
597,69	597,69
2.134,60	945,40
72,0%	37%
4,42	2,26
	3,35

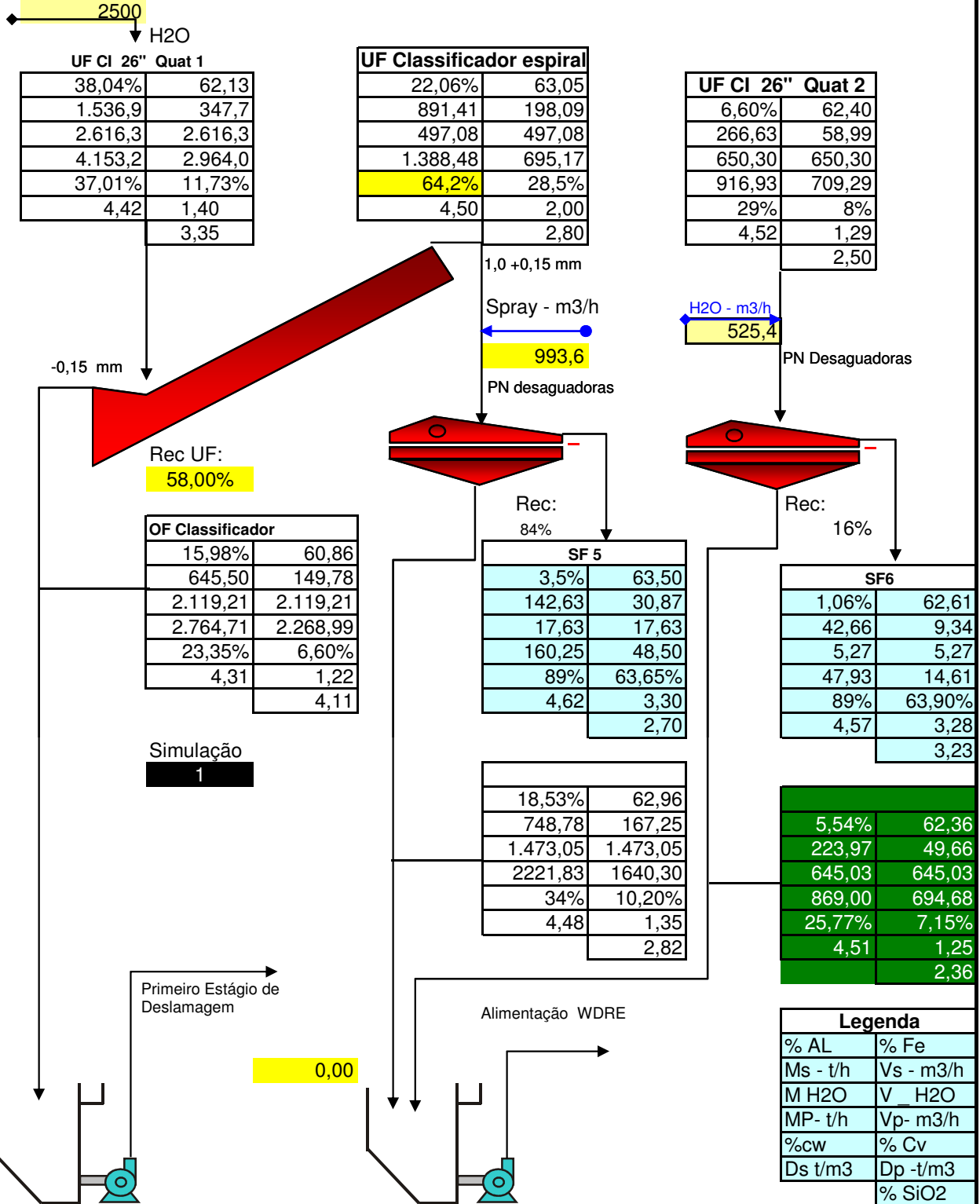
AL Desl 1	
20%	55,38
815,98	188,94
4.131,93	4.131,93
4.947,91	4.320,86
16,5%	4,4%
4,32	1,15
	10,65

Britagem quaternária e peneiramento quaternário 2



# Balço de Massa Industrial

## Reclassificação -1,0 + 0,15 mm



# Balanco de Massa Industrial

## Alimentação concentração magnética baixa intensidade - WDRE

US PN des. Quat 1	
20,57%	62,96
748,78	167,25
1473,05	1473,05
2221,83	1640,30
34%	10,20%
4,48	1,35
	2,82

OS PN Alta frequencia	
2,04%	66,92
82,26	22,0
25,4	25,4
107,6	47,4
76,44%	46%
3,74	2,27
	3,12

US PN des. Quat 2	
5,54%	62,36
223,97	49,66
645,03	645,03
869,00	694,68
25,8%	7,1%
4,51	1,25
	2,36

Legenda	
% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V_H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2

Simulação  
**1**

Distribuidor de polpa

Distribuidor de polpa

H2O -m3/h  
0

Rec:  
90,03%

Rec  
9,97%

AL WDRE	
26,1%	63,14
1.055,18	238,41
3.143,44	3.143,44
4.198,61	3.381,84
25,1%	7,0%
4,43	1,24
	2,75

Rej WDRE	
23,5%	62,10
949,97	211,58
3.144,74	3.144,74
4.094,72	3.356,32
23,2%	6,3%
4,49	1,22
	2,87

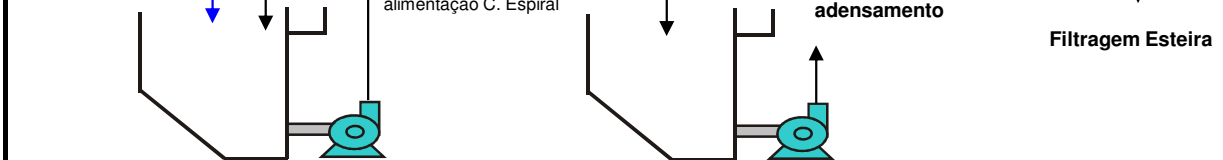
Conc WDRE	
2,6%	66,49
105,20	22,01
-1,31	-1,31
103,90	20,70
101,3%	106,3%
4,78	5,02
	1,58

H2O -m3/h  
1000

Opção de retornar  
alimentação C. Espiral

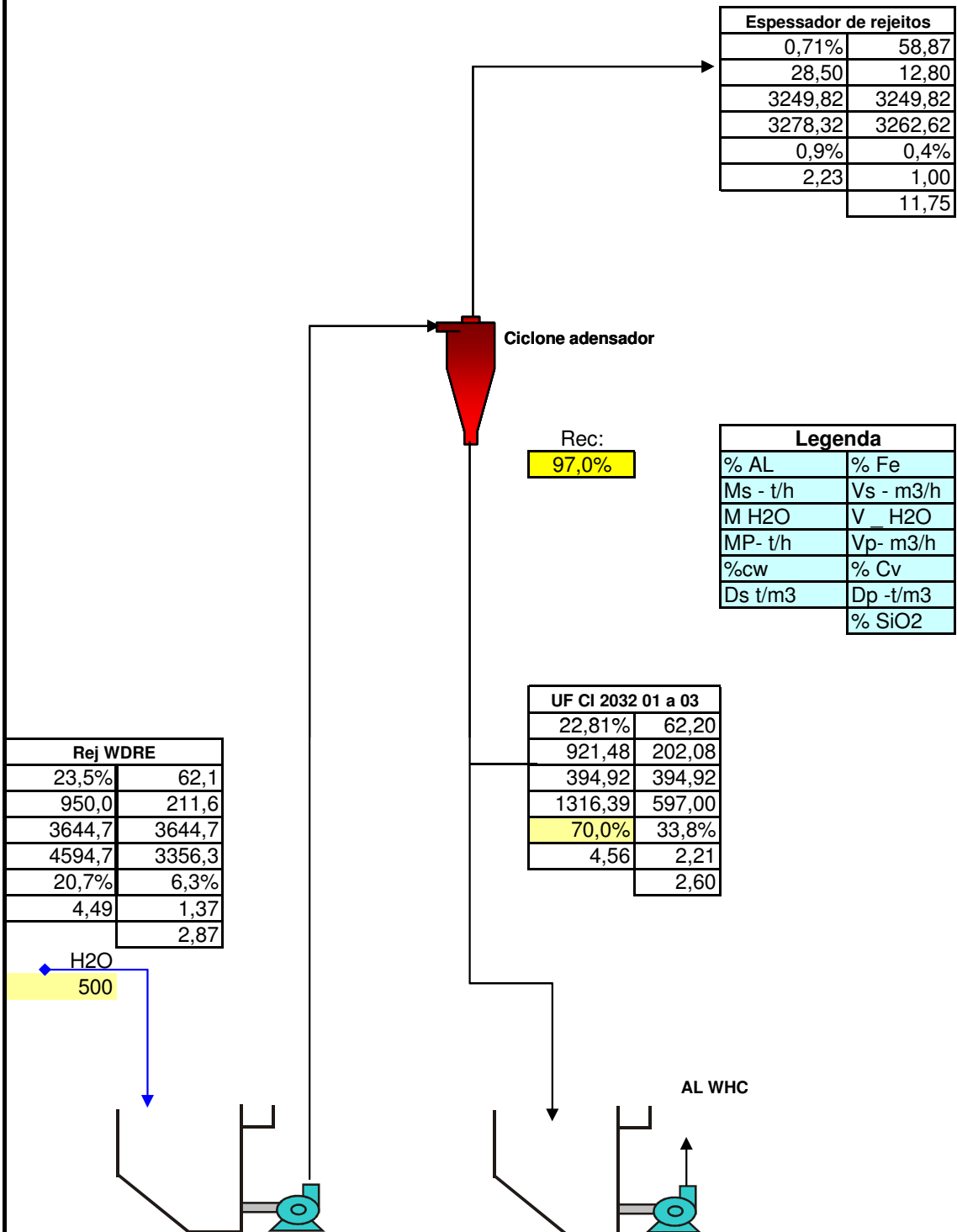
ciclones de  
adensamento

Filtragem Esteira

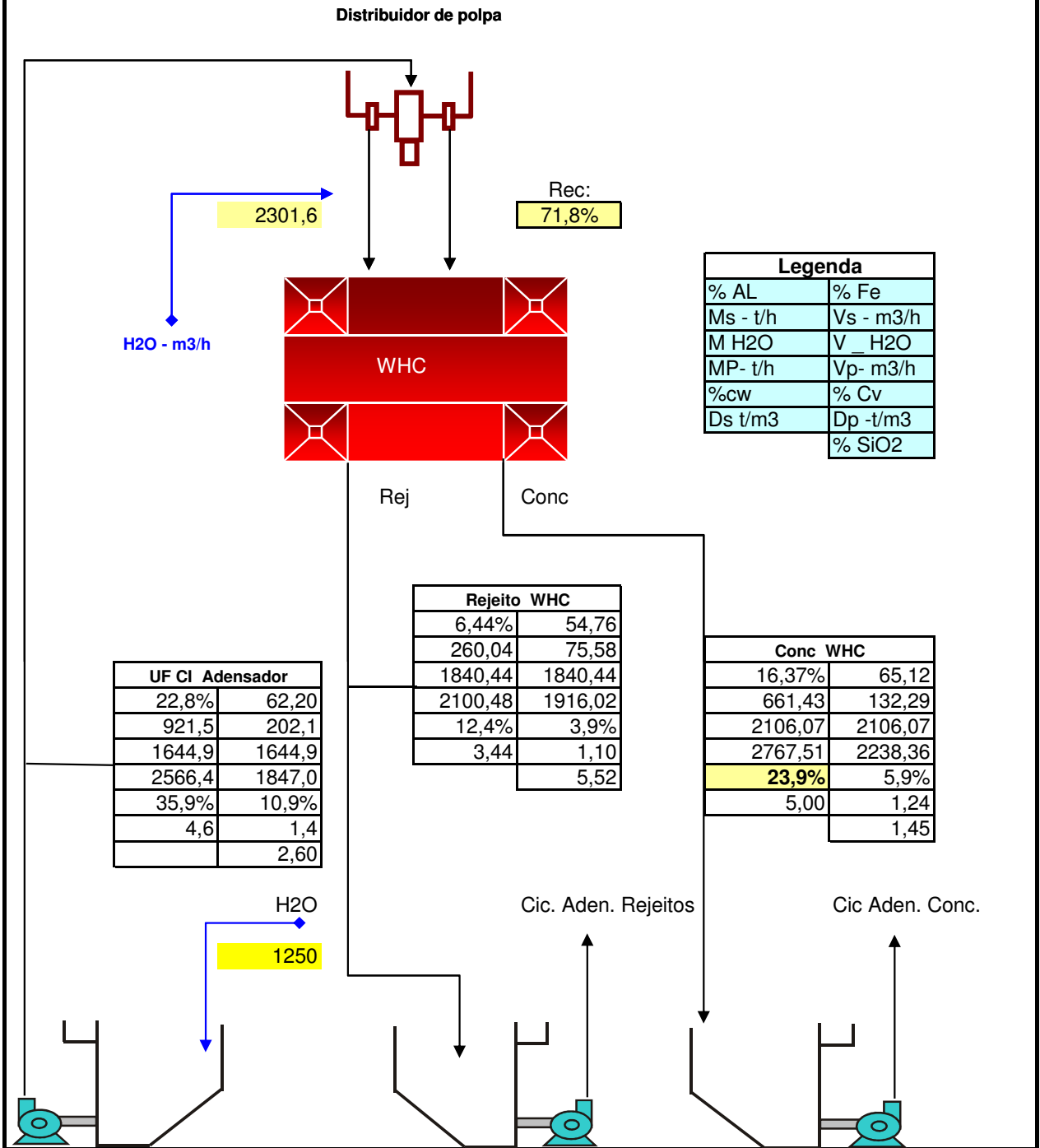


# Balço de Massa Industrial

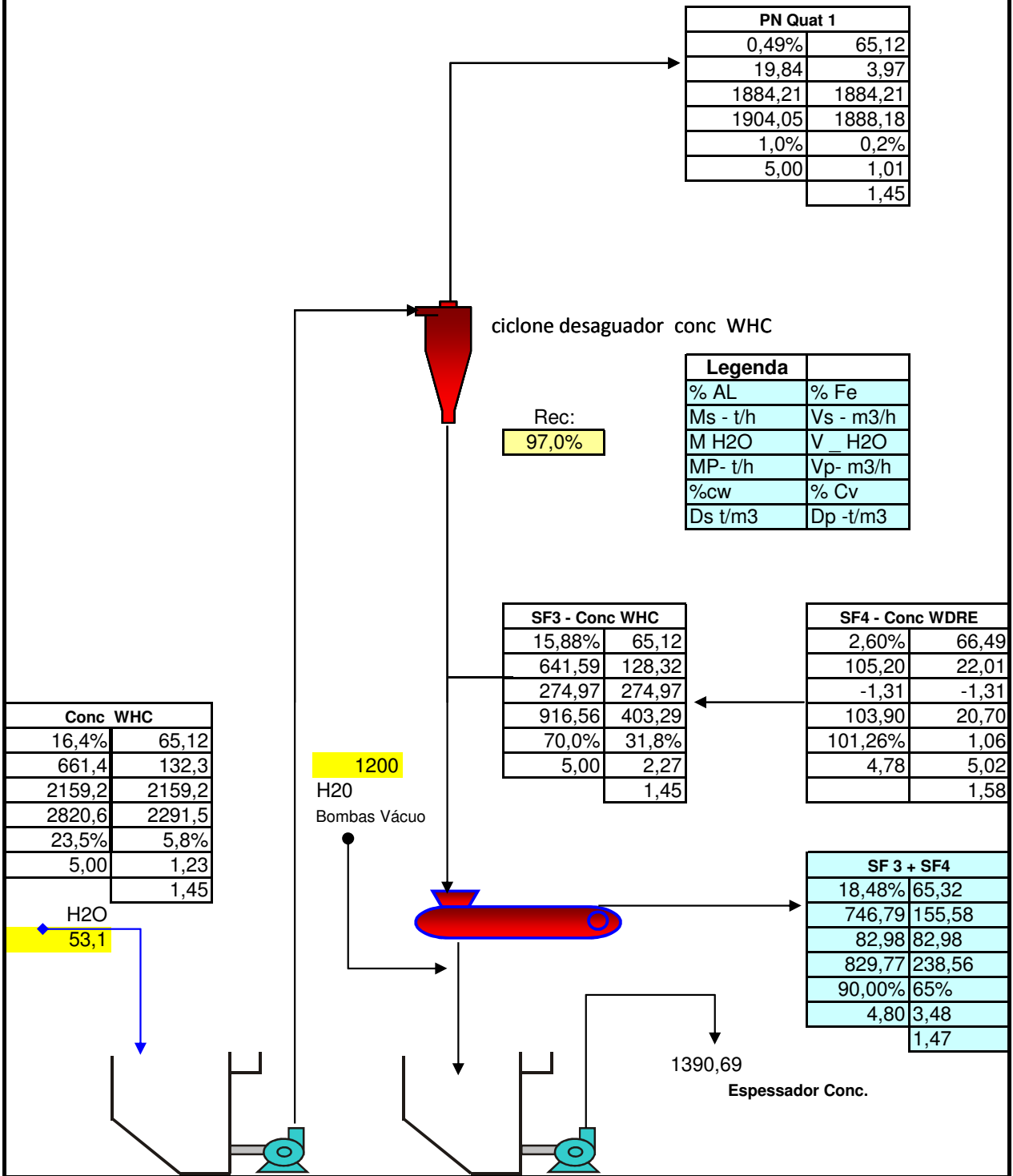
## Adensamento alimentaço concentraço magnética de alta intensidade - WHC



Alimentação concentração magnética de alta intensidade - WHC

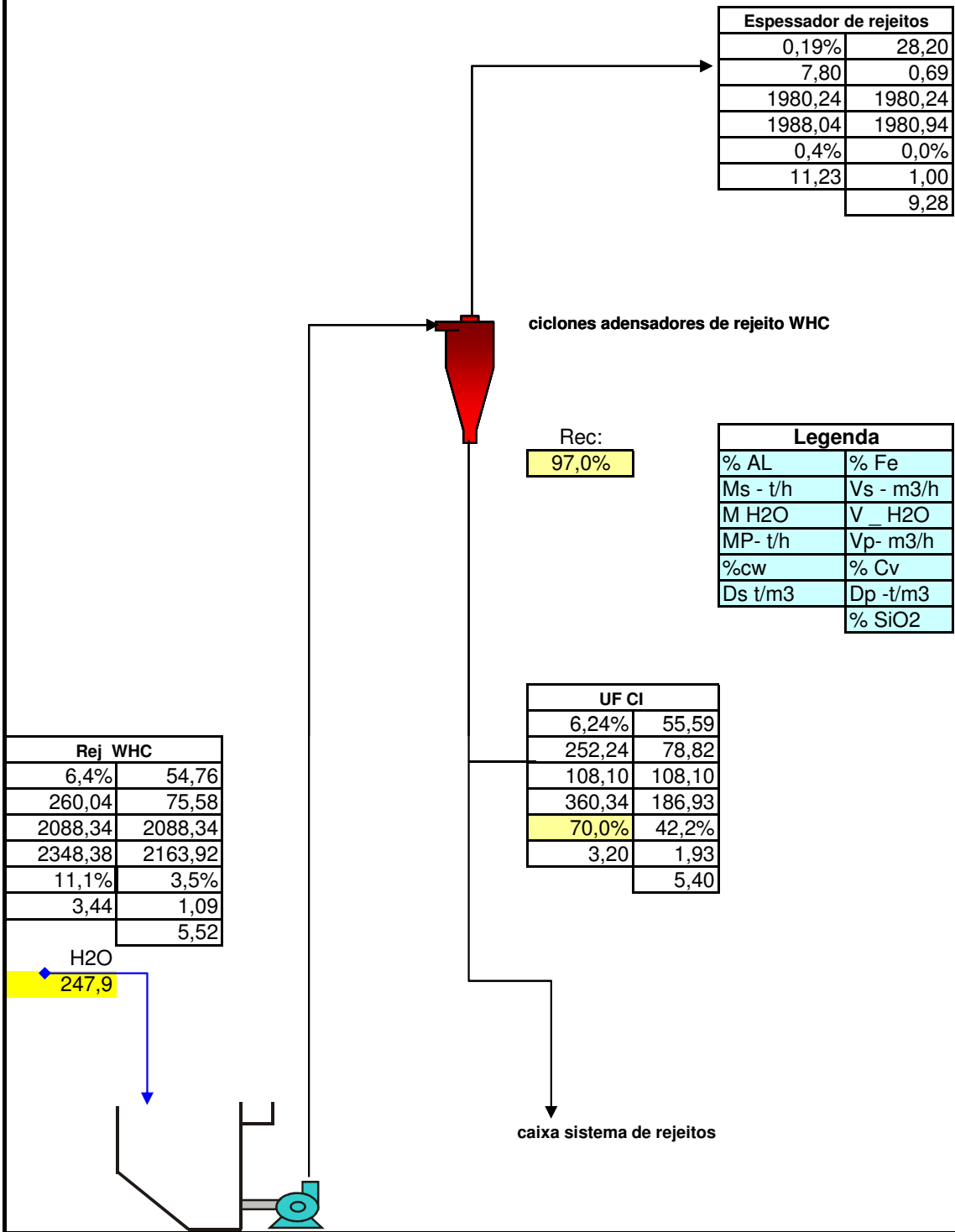


Adensamento concentrado WHC





Adensamento rejeito WHC



# Balanco de Massa Industrial

## Circuito da Deslamagem 1

Classificadoe Espiral	
15,98%	60,86
645,50	149,78
2119,21	2119,21
2764,71	2268,99
23,3%	6,6%
4,31	1,22
	4,11

OF Cic 26" Quat 1	
20%	55,38
815,98	188,94
4131,93	4131,93
4947,91	4320,86
16%	4,4%
4,32	1,15
	10,65

OF Cic 26" Quat 2	
3,6%	59,52
143,57	32,48
431,57	431,57
575,14	464,05
25,0%	0,07
4,42	1,24
	4,20

AL deslamagem 1	
39,7%	57,95
1605,06	371,18
8409,40	8409,40
10014,46	8780,59
16,0%	4,2%
4,32	1,14
	7,44

AL Deslamagem 2	
11,36%	53,73
459,05	122,89
7918,26	7918,26
8377,30	8041,15
5,5%	1,5%
3,74	1,04
	16,05

Legenda	
% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V_ H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2

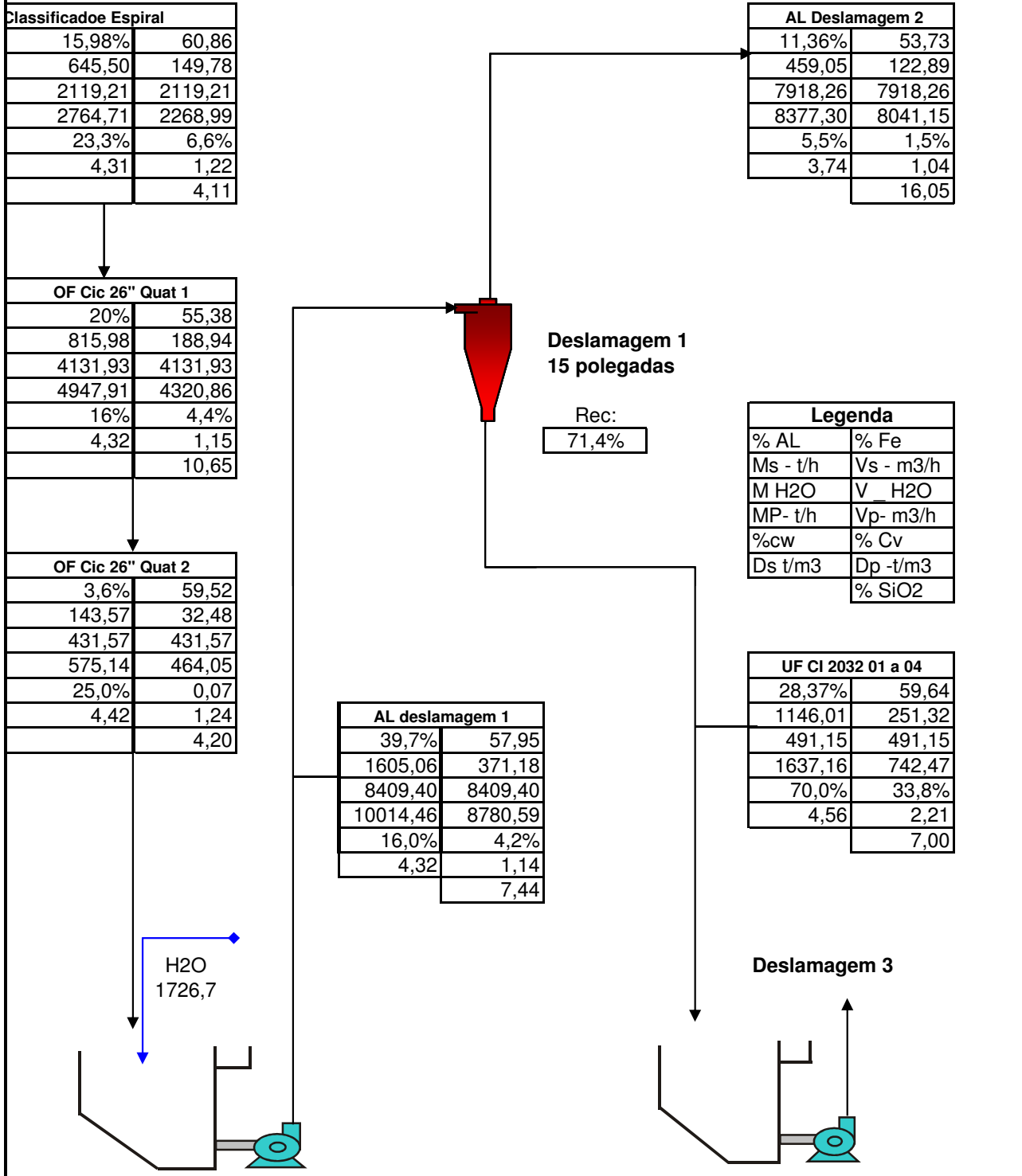
UF CI 2032 01 a 04	
28,37%	59,64
1146,01	251,32
491,15	491,15
1637,16	742,47
70,0%	33,8%
4,56	2,21
	7,00

**Deslamagem 1**  
15 polegadas

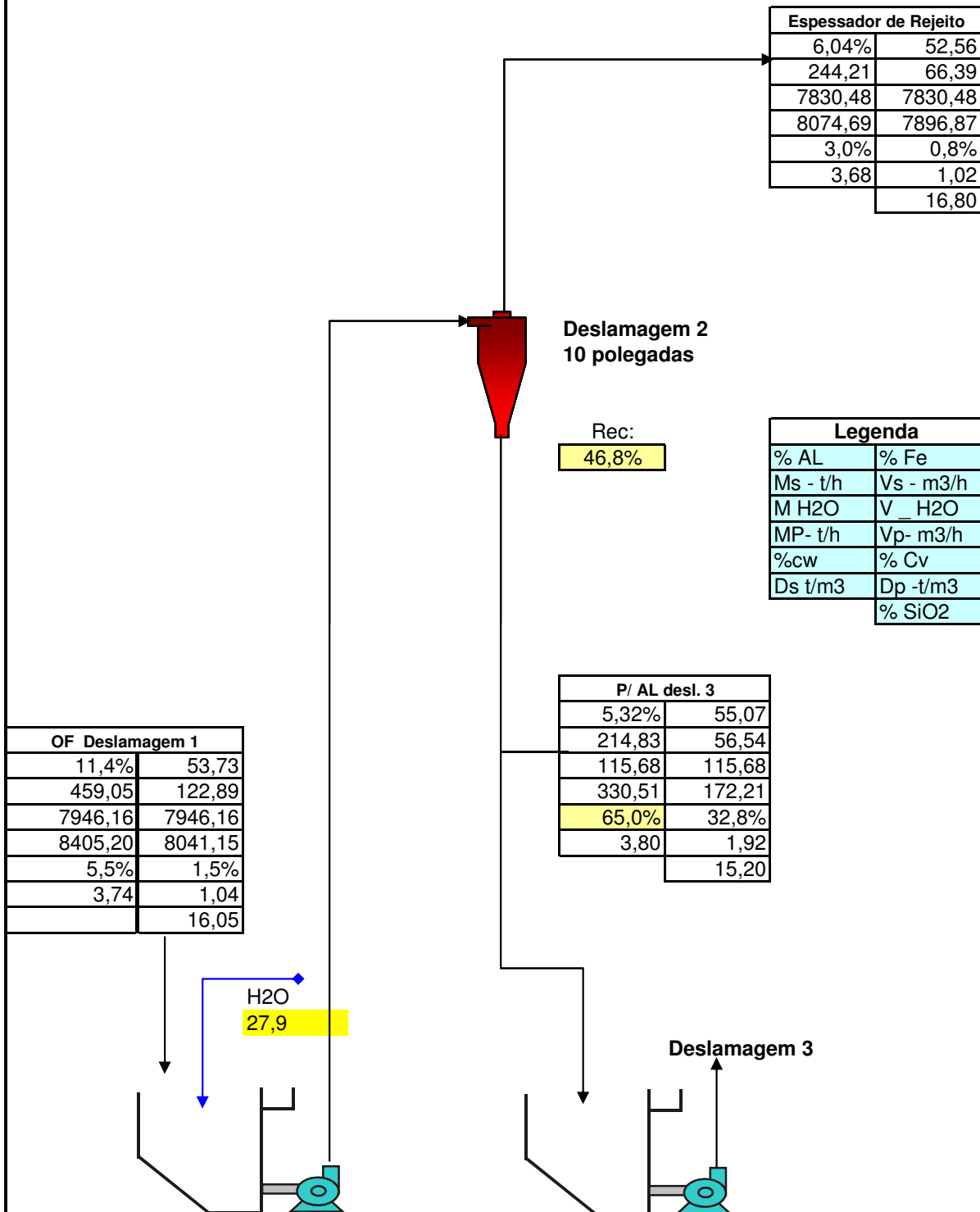
Rec:  
71,4%

**Deslamagem 3**

H2O  
1726,7

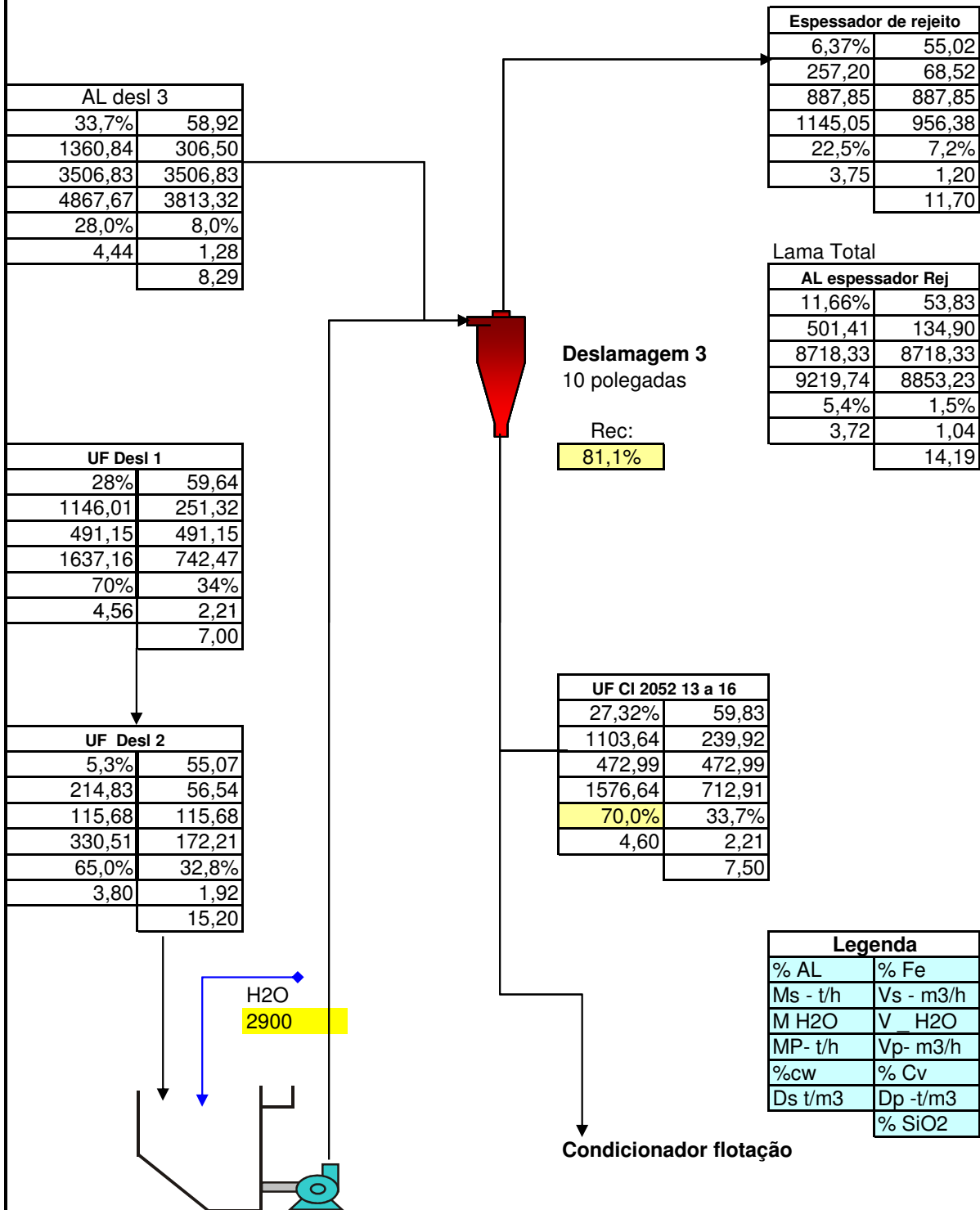


Circuito de Deslamegem 2



# Balanço de Massa Industrial

## Circuito de deslamagem 3

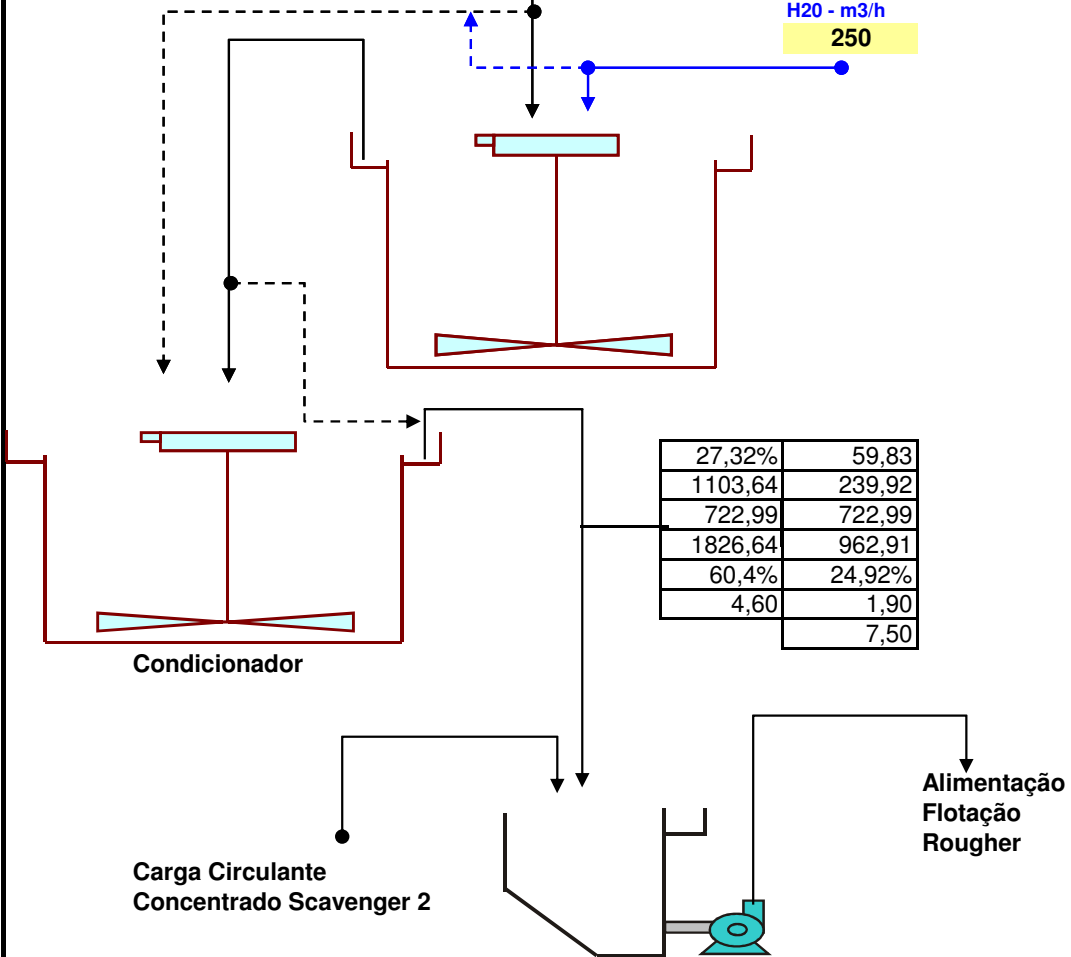


Condicionamento circuito flotação

UF Deslamagem 1 e 3

27,32%	59,83
1103,64	239,92
472,99	472,99
1576,64	712,91
70,00%	33,65%
4,60	2,21
	7,50

H2O - m3/h  
250



27,32%	59,83
1103,64	239,92
722,99	722,99
1826,64	962,91
60,4%	24,92%
4,60	1,90
	7,50

Condicionador

Carga Circulante  
Concentrado Scavenger 2

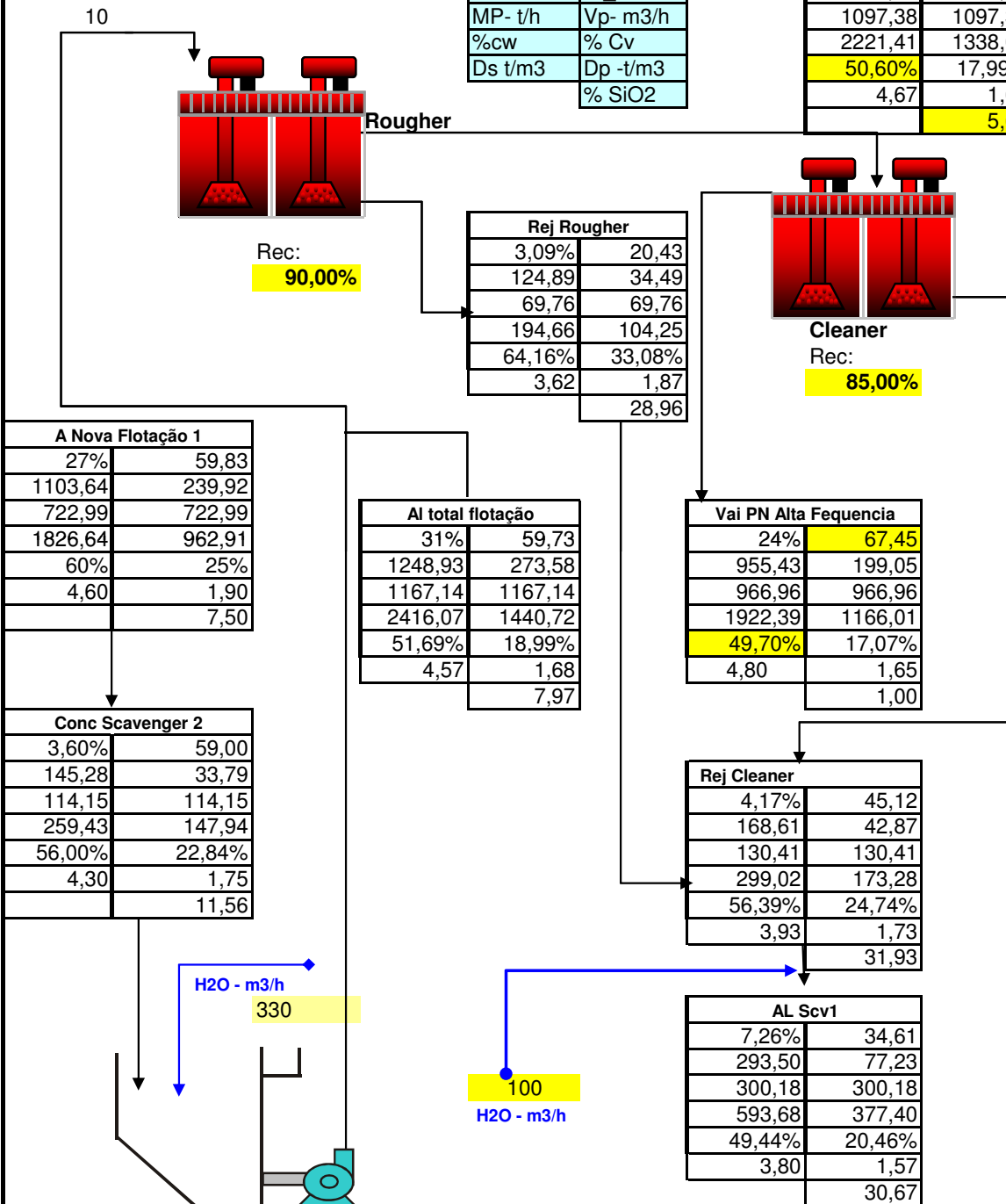
Alimentação  
Flotação  
Rougher

Circuito de Flotaço Rougher e Cleaner

Recuperaço	Massa	Teor	Metalúrgica
	86,57%	86,57%	97,60%

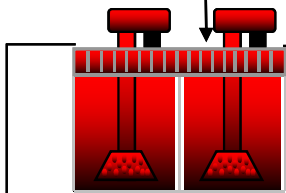
Legenda	
% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V_ H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2

Conc rougher	
28%	64,10
1124,03	240,69
1097,38	1097,38
2221,41	1338,07
50,60%	17,99%
4,67	1,66
	5,64



Circuito de Flotação Scavenger 1 e 2

AL Scv1	
7,26%	34,61
293,50	77,23
300,18	300,18
593,68	377,40
49,44%	20,46%
3,80	1,57
	30,67

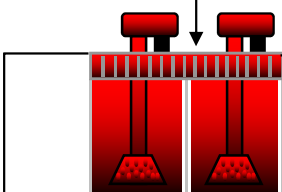


Scavenger 1

Rec:  
66,00%

Conc scv 1	
4,79%	48,00
193,71	48,43
158,49	158,49
352,20	206,92
55,00%	23,40%
4,00	1,70
	22,00

Rej scv1	
2,47%	8,63
99,79	29,24
141,69	141,69
241,48	170,93
41,32%	17,11%
3,41	1,41
	47,50



Scvanger 2

Rec:  
75,00%

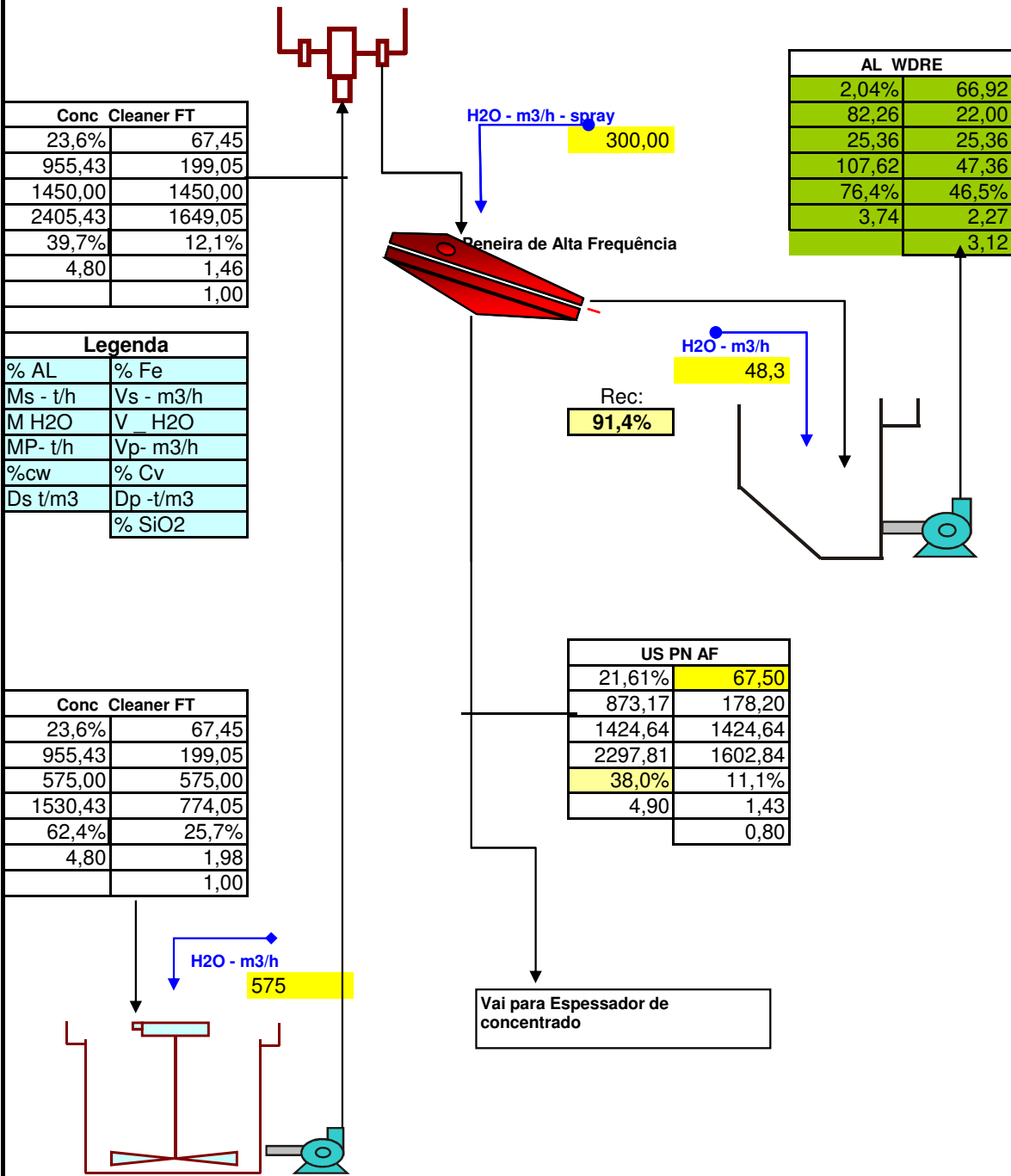
Rej scv2	
1,20%	15,00
48,43	15,62
44,34	44,34
92,77	59,96
52,20%	26,05%
3,10	1,55
	53,32

Vai AL Rougher	
3,60%	59,00
145,28	33,79
114,15	114,15
259,43	147,94
56,00%	22,84%
4,30	1,75
	11,56

Rej Final Flotação	
3,67%	10,71
148,22	44,77
186,03	186,03
334,24	230,80
44,34%	19,40%
3,31	1,45
	49,40

# Balço de Massa Industrial

## Peneiramento de Pellet Feed





**Balço de Massa Industrial**  
**Alimentação espessador de concentrado**

**USPN Alta Frequência**

22%	67,50
873,17	178,20
1424,64	1424,64
2297,81	1602,84
38,00%	11,12%
4,90	1,43

**Água Filtrado SF3 + SF4**

1390,69	

**Água Filtrado PF**

394,24	394,24



**Espessador de Concentrado**

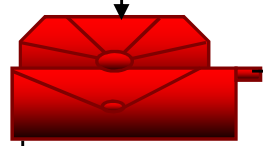
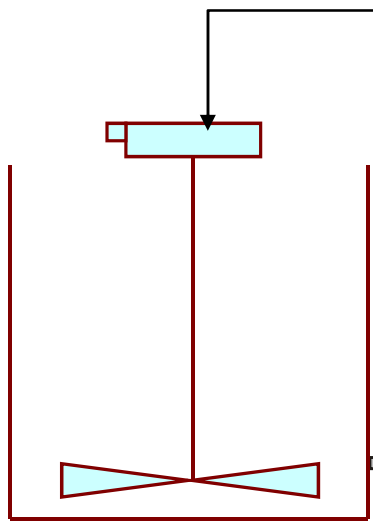
2739,40	2739,40

**Sistema de Recirculação água**

22%	67,50
873,17	178,1972
470,17	470,17
1343,33	648,36
65%	27%
4,90	2,07

**Legenda**

% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V- H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2



21,61%	67,50
873,17	178,20
75,93	75,93
949,09	254,12
92%	70%
4,90	3,73

**Páteo de Produtos**

394,24	394,24

**Água Recirculada**

Alimentação espessador de rejeitos

OF deslamagem 2

6,04%	52,56
244,21	66,39
7830,48	7830,48
8074,69	7896,87
3,02%	0,84%
3,68	1,02
16,80	

OF deslamagem 3

6%	55,02
257,20	68,52
887,85	887,85
1145,05	956,38
22,46%	7,16%
3,75	1,20
11,70	

OF desguamento rejeito WHC

0,19%	28,20
7,80	0,69
1980,24	1980,24
1988,04	1980,94
0,39%	0,04%
11,23	1,00
9,28	

OF des. Conc WHC

0,71%	58,87
28,50	12,80
3249,82	3249,82
3278,32	3262,62
0,87%	0,39%
2,23	1,00
11,75	

Legenda

% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V- H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2

OF Espessador concentrado

2739,40



13948,39

12335,26	15074,65

Água Recirculada

15074,65

13,3%	53,72
537,71	143,51
1613,14	1613,14
2150,85	1756,64
25,0%	8,17%
3,75	1,22
13,99	

Lamas:



Caixa de Rejeitos

Barragem de rejeitos

Composição dos rejeitos

UF Rej Jones

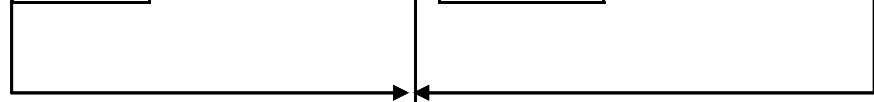
6,24%	55,59
252,24	78,82
108,10	108,10
360,34	186,93
70%	42,17%
3,20	1,93
	5,40

Rej Flotação

3,7%	10,71
148,22	44,77
186,03	186,03
334,24	230,80
44,34%	19,40%
3,31	1,45
	49,40

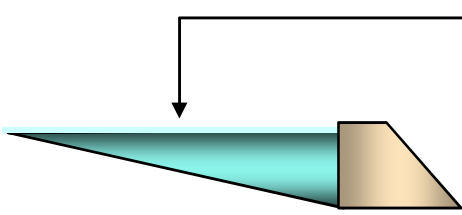
UF Esp. Rejeito

13,31%	53,72
537,71	143,51
1613,14	1613,14
2150,85	1756,64
25,00%	8,17%
3,75	1,22
	13,99



**Caixa de rejeitos**

23,8%	47,43
938,17	246,95
1907,27	1907,27
2845,44	<b>2154,22</b>
<b>3,80</b>	<b>33,0%</b>
3,80	1,32
	17,27



Legenda	
% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V- H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2

Balanço de água

Pellet Feed

21,61%	67,50
873,17	178,20
75,93	75,93
949,09	254,12
92%	70,12%
4,90	3,73
	0,80

Sínter Feed

55,2%	63,45
2228,82	472,94
266,15	266,15
2494,97	739,09
89,3%	64,0%
4,71	3,38
	2,53

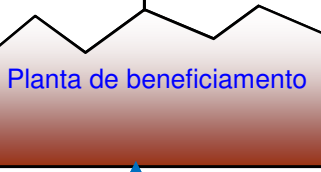
Rejeitos

23,22%	47,43
938,17	246,95
1907,27	1907,27
2845,44	2154,22
33%	11%
3,80	1,32
	17,27

723,53

H2O ROM

448,89	



Utilidades

830,80	

3080,15  
H2O - m3/h

2631,26

Legenda	
% AL	% Fe
Ms - t/h	Vs - m3/h
M H2O	V- H2O
MP- t/h	Vp- m3/h
%cw	% Cv
Ds t/m3	Dp -t/m3
	% SiO2

Aspersão	50 m3/h
Selagem BP L1	194 m3/h
Sela BP L2	168,5 m3/h
ETA	13,3 m3/h
Int. Adm	16,7 m3/h
ETE	8,3 m3/h
Perdas	380 m3/h
Total	830,8 m3/h

- 1105,44 Captação de água nova
- 1525,81 Recuperação água de barragem -80%
- 0,76 m3/ t alimentada