

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

AVALIAÇÃO TÉCNICA E ECONÔMICA SOBRE A APLICAÇÃO DE COLUNAS DE
FLOTAÇÃO PARA AUMENTO DA RECUPERAÇÃO METALÚRGICA DA FLOTAÇÃO
CATIÔNICA REVERSA DE MINÉRIO DE FERRO DO SISTEMA MINAS-RIO

Autor: Emerson Rosa Silva
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte, Dezembro de 2016

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Emerson Rosa Silva

AVALIAÇÃO TÉCNICA E ECONÔMICA SOBRE A APLICAÇÃO DE COLUNAS DE
FLOTAÇÃO PARA AUMENTO DA RECUPERAÇÃO METALÚRGICA DA FLOTAÇÃO
CATIÔNICA REVERSA DE MINÉRIO DE FERRO DO SISTEMA MINAS-RIO

Dissertação de Mestrado apresentada ao Programa de
Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e
de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de Concentração: Tecnologia Mineral.
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres.

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
2016

A minha esposa e amigos que me apoiaram e entenderam minha ausência.

AGRADECIMENTOS

Primeiramente a DEUS pois a ele é toda a honra, toda a glória e todo o poder para todo o sempre, Amém.

A Anglo American Minério de Ferro Brasil pela oportunidade e confiança depositada no meu trabalho.

Ao meu orientador Antônio Eduardo Clark Peres pela paciência, disponibilidade, sugestões e ensinamentos, que sempre foram valiosos.

A meus maiores incentivadores e apoiadores deste trabalho, José Cabelo Russo, Henrique Turrer e Douglas Mazzinghy, pelo constante direcionamento e orientações técnicas.

A minha família e amigos, que sempre demonstraram o seu amor, amizade e companheirismo por aquilo que eu faço.

Gostaria de expressar também o meu agradecimento a todos aqueles não mencionados diretamente, mas que contribuíram de alguma forma para a realização deste trabalho.

SUMÁRIO

CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO	1
CAPÍTULO 2 - OBJETIVO	3
CAPÍTULO 3 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
3.1. Minério de Ferro	4
3.2. Mineralogia	4
3.3. Reservas e Produção Brasileira	5
3.4. Aspectos Gerais Sobre Concentração Mineral	6
3.5. Conceitos Fundamentais Sobre Flotação	7
3.6. Rotas e Parâmetros Praticados na Flotação de Minério de Ferro	12
3.7. Principais Reagentes Utilizados na Flotação de Minério de Ferro	13
3.7.1. Amido	13
3.7.2. Amina.....	14
3.8. Colunas de Flotação	15
3.8.1. Breve Histórico	15
3.8.2. Princípios Básicos do Processo de Flotação em Coluna.....	16
3.9. Sistema Minas-Rio	19
CAPÍTULO 4 - METODOLOGIA	20
4.1. Material	20
4.1.1. Amostras Minerais	20
4.1.2. Reagentes	20
4.2. Métodos.....	21
4.2.1. Preparação da Amostra 1	21
4.2.2. Preparação da Amostra 2	26
4.3. Análises Auxiliares	31
CAPÍTULO 5 – RESULTADOS E DISCUSSÕES	32
5.1. Análise Técnica - Amostra 1	32
5.1.1. 1ª Simulação – Circuito de Flotação em Colunas – Amostragem dos Fluxos Principais do Processo.....	32
5.1.2. 2ª Simulação – Circuito de Flotação em Colunas - Amostragem de Todos os Fluxos do Processo.....	34
5.2. Análise Técnica - Amostra 2	38
5.2.1. Testes de Laboratório	38
5.2.2. Teste Integrado.....	46
5.3. Análise Comercial	49
5.3.1. Oportunidade de Retorno Financeiro	49

5.3.2.	Benefícios Indiretos	50
5.3.3.	CAPEX - Custo de Capital	54
5.3.4.	OPEX - Custo Operacional	59
5.3.5.	Avaliação Econômica	61
5.3.6.	Análise de Sensibilidade	63
CAPÍTULO 6 – CONCLUSÕES		65
CAPÍTULO 7 – RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS		66
CAPÍTULO 8 – SUGESTÕES TRABALHOS FUTUROS.....		67
CAPÍTULO 9 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS		68
CAPÍTULO 10 – ANEXOS		73

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1: Representação típica de um surfatante (coletor) usado na flotação.....	8
Figura 3.2: Processo de adsorção de coletores na superfície mineral (WILLS et al., 2006).....	9
Figura 3.3: Hidrofobização mineral e adesão partícula-bolha (Adaptado de GUPTA et al., 2006).	9
Figura 3.4: Fenômeno de adesão bolha-partícula hidrofílica e hidrofobizada (VERAS, 2010). .	10
Figura 3.5: Estrutura da α -D-(+)-glucopirranose. Átomos de hidrogênio ligados aos carbonos C-2 e C-5 não estão apresentados (adaptado de LEJA, 1982).	13
Figura 3.6: Perfil esquemático de uma coluna de flotação (OLIVEIRA E AQUINO, 2006).	17
Figura 4.1: Circuito teórico estabelecido para o circuito de flotação em colunas (estágio recleaner).	24
Figura 4.2: Circuito integrado teórico projetado e estabelecido para o Sistema Minas-Rio.....	27
Figura 4.3: Fluxograma representativo do circuito integrado, referente aos testes em escala piloto e respectivos pontos de amostragem.	29
Figura 5.1: Dosagem de amina versus teor de ferro obtido para o concentrado e rejeito, para o circuito de flotação em células convencionais.	40
Figura 5.2: Dosagem de amina versus teor de ferro obtido para o concentrado e rejeito, para o circuito de flotação em colunas.....	42
Figura 5.3: Dosagem de amina versus constante cinética de flotação para o quartzo e hematita, para o circuito de flotação em colunas.....	43
Figura 5.4: Configuração de dois cenários distintos de flotação, baseado nos testes de laboratório.	43
Figura 5.5: Comparativo entre a recuperação metalúrgica do cenário atual do Sistema Minas-Rio ($ReFe_{convl} = 80,2\%$) versus implantação do cenário 2 ($RFe_{conv+recl} = 87,8\%$).	45
Figura 5.6: Desempenho global final reconciliado, referente aos testes integrado em escala piloto, simulando o circuito integrado.....	48

Figura 5.7: Estimativa para taxa de disposição de rejeitos na barragem – Período 2018-2039.	52
Figura 5.8: Fluxograma e balanço de massa / metalúrgico para o cenário atual.	60
Figura 5.9: Fluxograma e balanço de massa / metalúrgico para o cenário com a implantação das colunas de flotação (estágio recleaner).	60
Figura 5.10: Comparação do FCFF entre o cenário para implantação do circuito de flotação em colunas (estágio recleaner) e o cenário atual.	62
Figura 5.11: Análise de Sensibilidade para o VPL referente a implantação do circuito de flotação em colunas, variando receita e custo.	64

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1: Minerais de ferro com importância econômica (Adaptado de MOHR et al., 2015) ..	5
Tabela IV.1: Equipamentos e parâmetros operacionais utilizados na preparação do pré-concentrado através da amostra 1.....	22
Tabela IV.2: Equipamentos e parâmetros operacionais utilizados no teste com colunas de flotação (estágio recleaner), para simular o circuito teórico estabelecido para o Sistema Minas-Rio	25
Tabela IV.3: Parâmetros operacionais para o circuito de flotação em células convencionais, referente ao circuito integrado em escala piloto	30
Tabela IV.4: Parâmetros operacionais para circuito de flotação em coluna, referente ao circuito integrado em escala piloto	31
Tabela V.1: Resultados experimentais alcançados na 1ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner), amostrando somente os fluxos principais do processo	33
Tabela V.2: Resultados experimentais esperados teoricamente (Figura 4.1) versus resultados consolidados alcançados para a 1ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner)	33
Tabela V.3: Condição 1 - resultados experimentais alcançados na 2ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner), amostrando todos os fluxos do processo	35
Tabela V.4: Condição 2 - resultados experimentais alcançados na 2ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner), amostrando todos os fluxos do processo	35
Tabela V.5: Condição 3 - resultados experimentais alcançados na 2ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner), amostrando todos os fluxos do processo	35
Tabela V.6: Resultados experimentais esperados teoricamente (Figura 4.1) versus resultados consolidados alcançados para 2ª simulação do circuito de flotação em coluna nas condições 1 e 2.....	37
Tabela V.7: Composição química da amostra 2	38

Tabela V.8: Resultados experimentais esperados teoricamente (Figura 4.2) versus resultados consolidados obtidos para o teste de deslamagem em bancada.....	39
Tabela V.9: Recuperações metalúrgicas para o cenário atual e cenário 2	45
Tabela V.10: Desempenho do teste integrado em escala piloto para os circuitos de flotação em células convencionais e colunas.....	47
Tabela V.11: Expectativa para o underflow do espessador de lamas para o cenário atual e o cenário com a implantação do estágio recleaner	51
Tabela V.12: Diferença entre a movimentação total na Mina para o cenário atual e cenário com a implantação do circuito de flotação em colunas - Período de 2018-2064.....	54
Tabela V.13: Estimativa de investimento (CAPEX) baseado no projeto conceitual para implantação do circuito de flotação em colunas (estágio recleaner)	55
Tabela V.14: Estimativa de custos operacionais (OPEX) contemplando o cenário atual e cenário com a implantação do circuito de flotação em colunas - Período de 2017-2021	59

LISTA DE ANEXOS

Anexo 1: Distribuição granulométrica do pré-concentrado obtido através dos circuitos de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais e remoagem.	73
Anexo 2: Parâmetros operacionais registrados durante a 2ª simulação do circuito de flotação em coluna para as condições 1, 2 e 3.	74
Anexo 3: Resultados consolidados para a 2ª simulação do circuito de flotação em colunas (estágio eecleaner).....	75
Anexo 4: Tempo de residência, capacidade de carregamento e velocidade do ar para circuito de flotação em coluna para as condições 1 e 2.....	77
Anexo 5: Parâmetros e resultados experimentais obtidos no teste de moagem em laboratório.	78
Anexo 6: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para o teste de deslamagem em laboratório.	79
Anexo 7: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para os testes de flotação em células convencionais em laboratório.	80
Anexo 8: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para determinar a cinética de flotação em células convencionais em laboratório.	81
Anexo 9: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para o teste de remoagem em laboratório.	85
Anexo 10: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para os testes de flotação em colunas em laboratório.	86
Anexo 11: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para determinar a cinética de flotação em colunas em laboratório.	87
Anexo 12: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de moagem.....	93
Anexo 13: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de flotação em células convencionais.....	95
Anexo 14: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de remoagem.....	97
Anexo 15: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de flotação em colunas.	98

Anexo 16: Resultados das amostragens do teste integrado em escala piloto, referente aos dias 2 e 3 de fevereiro de 2016.	99
Anexo 17: Resultados das amostragens do teste integrado em escala piloto, referente aos dias 09, 10, 11 e 12 de março de 2016.	100
Anexo 18: Resumo dos valores obtidos para o hold up das colunas de flotação.	102
Anexo 19: Principais parâmetros determinados para os testes piloto em colunas de flotação.	103
Anexo 20: Resultados do processo de reconciliação para avaliação global de desempenho do circuito integrado.	104
Anexo 21: Análise de Sensibilidade para TIR e VPL referente a implantação do circuito de flotação em colunas, variando receita e custo.	105

RESUMO

Flotação é um importante processo de concentração de minério de ferro. Um dos grandes problemas encontrados nas instalações que a utilizam é a baixa recuperação metalúrgica associada aos finos. A presença de partículas finas na flotação é um dos principais fatores redutores de sua efetividade.

Neste trabalho, inicialmente realizou-se uma avaliação técnica para verificar a viabilidade técnica de se aumentar a recuperação metalúrgica do processo atual de concentração do Sistema Minas-Rio, de 80% para 88%, através da recuperação de finos, sem que ocorra perda de qualidade do produto final. Posteriormente, uma avaliação econômica foi elaborada, para verificar sobre o potencial retorno financeiro referente a implantação da solução técnica proposta.

Na avaliação técnica, vários testes de bancada em laboratório e testes em escala piloto foram realizados, com o intuito de comparar o desempenho do circuito atual de flotação do Sistema Minas-Rio, o qual é realizado em células convencionais de flotação (estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger*) obtendo uma recuperação metalúrgica de 80%, versus, o desempenho pretendido após a implantação de um circuito de flotação adicional ao existente, realizado em colunas de flotação (estágio *re-cleaner*), possibilitando alcançar assim a recuperação metalúrgica de 88%, através da recuperação da fração mais fina, a qual é encaminhada atualmente direto para barragem de rejeitos.

Na avaliação econômica, estimativas de investimentos de Capital (CAPEX) e Operacional (OPEX) foram elaboradas contemplando a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *re-cleaner*), possibilitando assim realizar simulações para avaliar a potencialidade de ganho financeiro desta implantação.

Esta maximização da recuperação metalúrgica significa proporcionar diversos efeitos positivos para o Sistema Minas-Rio, tais como, melhor aproveitamento dos recursos minerais disponíveis, possibilitar o aumento da capacidade produtiva, redução na produção de rejeitos e maior flexibilidade operacional.

ABSTRACT

Flotation is an important concentration process for iron ore. A major problem found in beneficiation plants, which use this process, is the low metallurgical recovery associated with the fine fraction. The presence of fine particles in the flotation is one of the main factors that reduce its effectiveness.

In this work, It was carried out a technical evaluation to verify the technical feasibility of increasing the metallurgical recovery for the current concentration process of Minas-Rio System from 80% to 88%, by increasing the fines metal recovery without losing quality at the final product. Subsequently, an economic evaluation was prepared to check on potential financial returns regarding the implementation of the proposed technical solution.

In the technical evaluation, several bench tests in the laboratory and tests on a pilot scale were performed in order to compare the performance of the current flotation circuit for Minas-Rio System, which is carried out in conventional flotation cells (rougher, cleaner and scavenger stages) obtaining a metallurgical recovery of 80%, versus the expected performance after the implementation of an additional flotation to the existing circuit, in column flotation (*re-cleaner* stage), enabling the achievement of 88% of the metallurgical recovery through the metal recovery of the finest fraction, which is currently sent straight to tailings dam.

In the economic part, estimates of capital (*CAPEX*) and operating (*OPEX*) expenditure were prepared considering the implementation of the flotation circuit in columns (*re-cleaner* stage), making it possible to perform simulations to assess the potential financial gains of this implementation.

This maximizing metallurgical recovery means, provides many positive effects for the Minas-Rio System, such as better use of available mineral resources, enabling the increase of productive capacity, reducing waste and greater operational flexibility.

CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO

O crescente consumo de minério de ferro obrigou as mineradoras a elevar a capacidade de produção. No entanto, este aumento de capacidade não deve impactar negativamente na qualidade do produto. Em alguns casos, o aumento da capacidade de uma planta pode ser obtido através de otimizações dos processos já existentes e/ou da instalação de novos equipamentos.

A recuperação metalúrgica de um processo de concentração é um parâmetro de extrema importância quando se trata de aumento de capacidade de produção e qualidade dos produtos. Deve-se sempre procurar maximizá-la, objetivando-se aumentar a produção de carga metálica por unidade de minério alimentado, tal que seja traduzida em maior margem de lucro.

Maximizar esse parâmetro operacional significa alcançar também outros efeitos positivos para o negócio além do aumento da capacidade produtiva, tais como, melhor aproveitamento dos recursos minerais disponíveis, redução da taxa de produção de rejeitos e maior flexibilidade operacional.

O crescimento acelerado das demandas por recursos minerais não renováveis tem acarretado a exaustão dos jazimentos mais ricos e mais simples de serem concentrados, colocando a indústria mineral frente ao desafio de tratar minérios cada vez mais complexos, finos e com baixos teores. Além disso, devido à globalização da economia mundial, as unidades industriais têm sido obrigadas a produzir concentrados com especificações cada vez mais severas e custos menores.

Considerando essa realidade e a importância da flotação como processo de concentração de minerais, têm sido realizados esforços no sentido de desenvolver novas tecnologias e equipamentos, dentre os quais podemos destacar a aplicação de colunas de flotação, especialmente para o tratamento de finos.

A utilização de colunas de flotação é uma prática bem estabelecida na concentração de minério de ferro, buscando o aumento da recuperação metalúrgica de bens minerais. Esta tecnologia teve uma demanda significativa na década de 90 do século passado. De 1990 a 2005 praticamente todos os novos circuitos de concentração de minério de ferro comissionados no Brasil possuíam colunas em sua configuração.

No entanto, após os anos 90 as células de flotação de grande volume passaram a ocupar certo espaço das colunas, em alguns projetos de expansão e até mesmo em projetos *greenfield*. Hoje em dia o usual é adotar um circuito misto, ou seja, com a combinação de células e colunas, onde geralmente utilizam-se células para o tratamento do material mais grosseiro e colunas para tratamento de finos, o que se deve a diferença na hidrodinâmica e tipo de bolhas geradas, características de cada tipo de equipamento.

CAPÍTULO 2 - OBJETIVO

O Sistema Minas-Rio foi projetado inicialmente para recuperar 80% da unidade metálica alimentada na Planta de Beneficiamento, através de células convencionais de flotação composto pelos estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger*.

Este trabalho tem como objetivo realizar uma análise técnica / econômica sobre a viabilidade de implementação de um circuito de flotação em colunas (estágio *re-cleaner*), para aumentar a recuperação metalúrgica do processo atual de concentração de 80% para 88%, através do aumento da recuperação metálica de finos, sem que ocorra perda de qualidade do produto final (*Pellet Feed* com 68% de Fe contido).

CAPÍTULO 3 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão de literatura relativa aos tópicos pertinentes ao presente estudo. Este compreende aspectos gerais sobre minérios de ferro, uma abordagem característica dos processos de flotação e fatos relevantes sobre a aplicação de colunas e células de flotação.

3.1. Minério de Ferro

O minério de ferro possui grande importância na economia mundial, pois é o principal insumo para a indústria siderúrgica. As estimativas dos recursos mundiais de minério de ferro são superiores a 800 bilhões de toneladas, com mais de 230 bilhões de toneladas de ferro contido (TUCK, 2015). A produção mundial de minério de ferro no ano de 2012, por exemplo, foi de aproximadamente 1,85 bilhões de toneladas (WORLDSTEEL, 2015).

A grande utilização do minério de ferro é para a fabricação de aço. Cerca de 99% de todo minério de ferro explorado é usado na indústria siderúrgica. O restante é utilizado na indústria de ferro-ligas, cimento e eventualmente na construção de estradas (QUARESMA, 2001).

3.2. Mineralogia

A ocorrência de ferro nativo é rara, sendo encontrado somente em meteoritos, basaltos da ilha de Disko, a oeste da Groenlândia, e sedimentos carbonáceos do Missouri, EUA (CRISTIE & BRATHWAITE, 1997). O ferro (Fe) é o quarto elemento mais abundante na crosta terrestre, atrás do oxigênio, silício e alumínio (VLACH, 2015).

Grande parte das rochas e solos contêm pelo menos traços do elemento ferro, sendo que a maior parte do ferro na crosta terrestre está presente na forma de Fe^{2+} , mas é rapidamente oxidada na superfície a Fe^{3+} (OLIVEIRA et al., 2013). O elemento ferro normalmente está associado ao oxigênio, carbono, enxofre ou silício formando respectivamente os óxidos, carbonatos, sulfetos e silicatos.

Dos mais de 300 minerais que possuem o elemento ferro, as seis fontes primárias de minerais usados na produção de aço são hematita, magnetita, goethita, siderita, ilmenita e pirita. A composição mineral dessas fontes está apresentada na Tabela III.1.

Tabela III.1: Minerais de ferro com importância econômica (Adaptado de MOHR et al., 2015)

	Hematita	Magnetita	Goethita	Siderita	Ilmenita	Pirita
Nome químico	Óxido férrico	Óxido ferroso férrico	Óxido de ferro hidratado	Carbonato de ferro	Óxido de ferro-titânio	Sulfeto de ferro
Formula química	Fe_2O_3	Fe_3O_4	HFeO_2	FeCO_3	FeTiO_3	FeS_2
%Fe	69,94	72,36	62,85	48,2	36,8	46,55
Cor	Cinza aço até vermelho	Cinza escuro até preto	Amarelo ou marron até quase preto	Branco ao cinza esverdeado até preto	Preto	Pálido bronze-amarelo
Cristal	Hexagonal	Cúbico	Ortorrômbico	Hexagonal	Hexagonal	Cúbico
Gravidade específica	5,24	5,18	3,3 - 4,3	3,83 - 3,88	4,72	4,95 - 5,10
Dureza de Mohs	6,5	6	5 - 5,5	3,5 - 4	5 - 6	6 - 6,5
Ponto de Fusão, °C	1565	1600	-	-	1370	-

Atualmente, a maior parte da produção mundial de minério de ferro é obtida a partir da hematita, seguida pela magnetita e depois, em menor escala, pela goethita. Esses três minerais ocorrem em grandes quantidades e são economicamente lavráveis (MOHR et al., 2015).

3.3. Reservas e Produção Brasileira

O Brasil ocupa uma posição mundial de destaque tanto como detentor de reservas quanto como produtor. Essas reservas se caracterizam pelo elevado teor metálico e se encontram praticamente em três Estados, Minas Gerais, Pará e Mato Grosso do Sul (WALDE, 1986).

O minério de ferro ocupa um lugar de destaque para a economia brasileira devido aos grandes volumes exportados e consumidos pelo mercado nacional. De acordo com WALDE (1986), a maioria dos minérios de ferro brasileiros são formados predominantemente por óxidos e hidróxidos de ferro, principalmente hematita, e quartzo.

O Brasil possui a segunda maior produção de minérios de ferro no mundo, ficando atrás somente da China. Entretanto, como a produção da China deve referir-se à produção sem tratamento, o Brasil é, provavelmente, o maior produtor de minério beneficiado.

3.4. Aspectos Gerais Sobre Concentração Mineral

A concentração é a etapa do tratamento de minérios onde ocorre a separação da espécie útil (mineral-minério), a qual possui valor econômico, da espécie não útil (mineral de ganga), ou seja, sem valor econômico.

A concentração de minerais requer três requisitos fundamentais: 1) liberação dos grãos dos diferentes minerais constituintes do minério, obtido através de operações de cominuição (britagem, prensagem e moagem); 2) existência de propriedade diferenciadora entre os minerais, o que é a base da seletividade do método de concentração a ser empregado; e 3) separabilidade dinâmica, que está ligada aos equipamentos empregados no processo de concentração (PERES et al., 2009; PERES et al., 2012, WILLS et al., 2006).

PERES et al. (2012) cita que os métodos de concentração podem ser divididos entre densitários, magnéticos, elétricos, flotação, dentre outros. Cada um desses métodos explora alguma propriedade diferenciadora entre os minerais envolvidos.

3.5. Conceitos Fundamentais Sobre Flotação

TAGGART (1921) definiu o termo flotação como sendo aquele utilizado em tecnologia mineral para designar o processo de separação de um dos constituintes do minério dos restantes, fazendo com aquele constituinte flutue acima da superfície da polpa que é formada por partículas minerais e água.

O processo de flotação é um método de concentração mineral que utiliza a diferença entre as propriedades de superfície das partículas minerais como meio de separação. Foi desenvolvido no início do século XIX e tem sido economicamente utilizado para concentração de minérios complexos, com baixos teores dos minerais de interesse, levando a bons rendimentos metalúrgicos. Pode-se definir a flotação como um processo de separação físico-químico que explora diferenças nas propriedades de superfície (que podem ser naturais ou induzidas) dos minerais presentes na polpa como a sua propriedade diferenciadora (WILLS et al., 2006).

Flotação é um processo seletivo que tem permitido o aproveitamento desses minérios complexos e de baixo teor que, de outro modo, seriam considerados economicamente inviáveis (WILLS et al., 2006). A seletividade do processo de flotação se baseia no fato de que a superfície das diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade. O conceito de hidrofobicidade de uma partícula está associado à sua umectabilidade ou “molhabilidade” pela água (PERES et al., 2012).

Na natureza, os compostos químicos são classificados como polares ou apolares, em função de apresentarem ou não um dipolo permanente. Substâncias polares têm afinidade com outras substâncias polares. Da mesma forma, substâncias apolares têm afinidade entre si. Entretanto, não há afinidade entre uma substância polar e outra apolar. Em um sistema de flotação, a fase líquida é a água (uma espécie polar) e a fase gasosa é o ar (constituído basicamente por moléculas apolares) (PERES et al., 2012). Assim como a água (polar) e o ar (apolar), os minerais também são classificados como polares ou apolares, de acordo com suas características de superfície (WILLS et al., 2006).

Minerais hidrofóbicos são aqueles cuja superfície é essencialmente não polar, apresentando assim maior afinidade com o ar do que com a água. De forma contrária, os minerais hidrofílicos são aqueles cuja superfície é polar, tendo assim maior afinidade com a água do que com o ar (PERES et al., 2012).

O processo de flotação acontece em equipamentos que, além de manterem a polpa (minerais + água) em suspensão, promovem a sua aeração (com bolhas de ar em ascensão). Dessa forma, a separação entre os minerais ocorre quando os minerais hidrofóbicos são carregados junto com o fluxo de ar, enquanto os minerais hidrofílicos permanecem na polpa.

Como a grande maioria dos minerais não são hidrofílicos em seu estado natural, a aplicação da flotação como técnica de concentração de minérios só é possível graças à ação de surfatantes, conhecidos como coletores, que transformam minerais hidrofílicos em hidrofóbicos através da sua adsorção na superfície mineral. Em outras palavras, a propriedade diferenciadora da flotação pode ser induzida (PERES et al., 2012). Surfatantes são compostos orgânicos que contêm um grupo polar hidrofílico e um grupo apolar hidrofóbico (Figura 3.1).



Figura 3.1: Representação típica de um surfatante (coletor) usado na flotação.

Os surfatantes, quando adicionados à polpa, têm o seu grupo polar adsorvido na superfície do mineral que se deseja flotar. A adsorção pode ser por atração química, eletrostática ou física. Após sua adsorção, o grupo apolar fica exposto para a solução, hidrofobizando assim a superfície deste mineral (Figura 3.2).

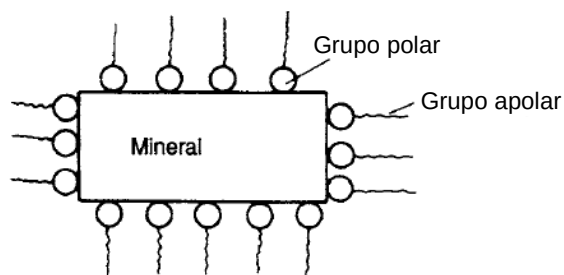


Figura 3.2: Processo de adsorção de coletores na superfície mineral (WILLS et al., 2006).

Os surfatantes são geralmente usados em pequenas quantidades, apenas a necessária para formação de uma camada monomolecular na superfície das partículas (WILLS et al., 2006). A Figura 3.3 ilustra o processo de adsorção de coletores na superfície de um mineral, tornando-o hidrofóbico. Na sequência, ocorre a etapa de adesão da partícula na bolha.

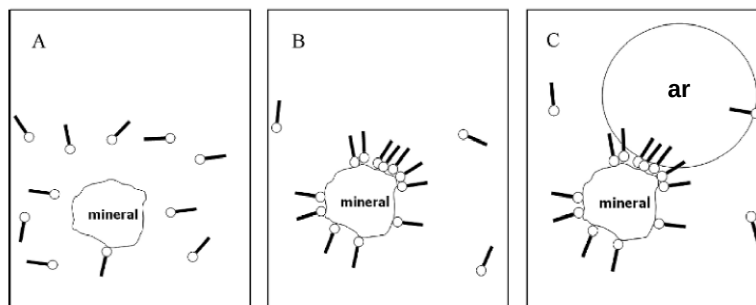


Figura 3.3: Hidrofobização mineral e adesão partícula-bolha (Adaptado de GUPTA et al., 2006).

Além dos coletores, espumantes e modificadores podem ser necessários no processo de flotação. Espumantes são compostos orgânicos que reduzem a tensão superficial da água, estabilizando as bolhas na camada de espuma no topo da célula de flotação. Modificadores são compostos orgânicos ou inorgânicos usados para modificar as condições da polpa, reforçando a diferenciação da química de superfície entre os minerais de valor e os minerais de ganga. Estes podem possuir diferentes ações: depressores, ativadores, ajuste de pH, dispersantes, sequestrantes, etc. (GUPTA et al., 2006; PERES et al., 2012; WILLS et al., 2006).

BALAJEE & IWASAKI (1969) concluíram, através de estudos de adsorção de amido, em minérios de ferro, que a flotação seletiva entre o quartzo e a hematita em pH 10,5, usando amido como depressor da hematita e amina como coletor do quartzo, é possível porque o amido adsorve-se preferencialmente sobre a superfície da hematita, em relação ao quartzo e a densidade de adsorção da amina sobre a superfície do quartzo é maior que a densidade de adsorção deste reagente sobre a superfície da hematita. Estudos semelhantes realizados por LIMA (1997) indicaram ainda que a quantidade de amina que se adsorve na superfície da hematita, contendo amido previamente adsorvido, é insuficiente para torná-la hidrofóbica e a quantidade de amido adsorvido sobre o quartzo, também, é insuficiente para manter o caráter hidrofílico do mineral, após adsorção da amina.

MARTINS (2009) menciona que minerais de baixa molhabilidade, provocada pela adsorção de coletores em sua superfície, aliada a condições hidrodinâmicas adequadas à colisão, adesão e preservação do agregado partícula-bolha conduzem à sua flotabilidade. A Figura 3.4 elucida as etapas de colisão e adesão entre bolha e uma partícula hidrofobizada e outra hidrofílica. A partícula hidrofílica colide com a bolha, mas não se fixa na interface, enquanto a partícula hidrofobizada colide e adere espontaneamente (VERAS, 2010).

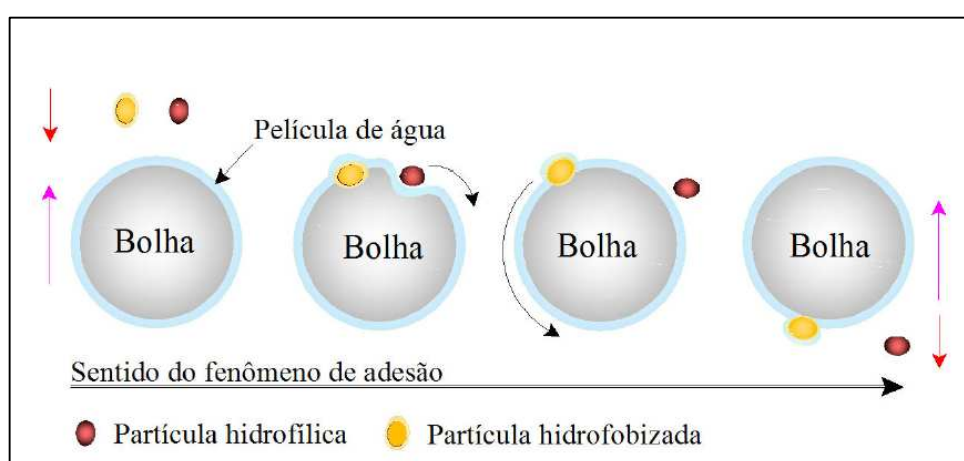


Figura 3.4: Fenômeno de adesão bolha-partícula hidrofílica e hidrofobizada (VERAS, 2010).

O processo de flotação só é aplicável para partículas minerais com granulometria relativamente fina. Se forem muito grandes, a adesão entre a partícula e a bolha será menor que o peso das partículas, assim, a bolha perderá a sua carga. Há uma faixa de tamanhos ótima para uma flotação bem sucedida (WILLS et al., 2006).

A concentração de minérios de ferro por flotação é uma técnica já mundialmente consolidada para partículas minerais na faixa de 10 μm a 250 μm . O tamanho máximo da alimentação para um sistema de flotação pode ser estabelecido em função do tamanho de liberação do mineral útil. Porém, em muitos casos, este tamanho é limitado pela força de adesão entre partícula e bolha (LEJA, 1982). Ou seja, o fluxo ascendente de bolhas não é capaz de levantar partículas muito grandes. O limite inferior da faixa granulométrica é fixado em função do tamanho em que começam a ocorrer efeitos deletérios ao sistema, como o recobrimento de partículas maiores por lamas ou o consumo excessivo de reagentes devido à grande área superficial específica das partículas menores (MONTE & PERES, 2002).

A concentração via flotação pode ser considerada como direta ou reversa. Flotação direta significa que os minerais-minério compõem a fração flotada, enquanto que flotação reversa a fração flotada é composta por minerais de ganga (WILLS et al., 2006). No Brasil, todas as grandes unidades produtoras de *pellet-feed* utilizam a flotação reversa, sendo o rejeito constituído predominantemente de quartzo e o concentrado de óxidos e hidróxidos de ferro.

As corretas seleções de reagentes, bem como das condições do processo, são responsáveis pelo sucesso da concentração mineral via flotação. Os reagentes mais utilizados para flotação de minério de ferro são amina e amido, que atuam, respectivamente, como coletor/espumante e depressor (ARAUJO & PERES, 1995; MONTE & PERES, 2002).

3.6. Rotas e Parâmetros Praticados na Flotação de Minério de Ferro

O processo de concentração via flotação para minério de ferro pode ser realizada pelas seguintes rotas:

- i. Flotação catiônica reversa (onde o quartzo é flotado);
- ii. Flotação aniônica direta (onde os minerais de ferro são flotados)
- iii. Flotação aniônica reversa (onde o quartzo ativado é flotado).

O termo “reversa” da flotação catiônica reversa de minérios de ferro se deve ao fato de estar-se flotando um mineral de ganga (quartzo) ao invés do mineral-minério (minerais de ferro), enquanto que o termo “catiônico” se deve ao fato da utilização de coletores catiônicos para hidrofobizar o quartzo.

De modo geral, os parâmetros de processo do circuito de flotação catiônica reversa quando o mineral-minério é a hematita são muito diferentes de quando o mineral-minério é a magnetita. Este presente trabalho tem foco na separação do mineral de ganga quartzo do mineral-minério hematita, sendo abordados aqui detalhes deste tipo de separação apenas.

A flotação catiônica reversa de hematita ocorre normalmente nas seguintes condições (com algumas exceções):

- estágio de concentração anteriores: inexistente ou via métodos gravimétricos
- deslamagem prévia para remover partículas inferiores a $\sim 10 \mu\text{m}$
- pH da polpa: 9,5 - 10,5
- porcentagem de sólidos: 30 - 55%
- depressor de hematita necessário
 - Amido de milho/mandioca/arroz gelatinizado com NaOH
 - Dosagem: 300 - 1000 g/t
- o coletor de quartzo: éter monoaminas
 - Dosagem típica: 30 -100 g/t

3.7. Principais Reagentes Utilizados na Flotação de Minério de Ferro

Na flotação catiônica reversa de minérios de ferro, o amido e a amina são os principais reagentes utilizados. O amido é amplamente utilizado como depressor de hematita, enquanto a amina atua como coletor do quartzo, atuando ao mesmo tempo como espumante. Aspectos gerais destes dois reagentes serão apresentados a seguir.

3.7.1. Amido

O amido é um polímero natural, formado pela condensação de moléculas de glicose geradas por fotossíntese através de ligações α -1,4 e α -1,6. A fórmula química simplificada do amido é $(C_6H_{10}O_5)_n$, onde n representa o número de moléculas α -D (+) glicose que compõem a macromolécula de amido (LEJA, 1982), Figura 3.5.

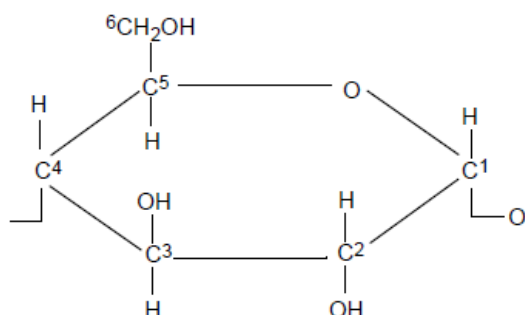


Figura 3.5: Estrutura da α -D-(+)-glucopirranose. Átomos de hidrogênio ligados aos carbonos C-2 e C-5 não estão apresentados (adaptado de LEJA, 1982).

A maior parte dos amidos constitui-se, basicamente, de dois componentes principais, amilose e amilopectina, em proporções variáveis. Testes de flotabilidade com amostras naturais puras de hematita e quartzo realizados, por PINTO (1989) e ARAUJO (1988), indicaram que amidos compostos por maiores participações de amilopectina proporcionam maior seletividade na depressão da hematita. Outros constituintes podem ocorrer no amido, dependendo do processo de extração utilizado. São eles: óleos, proteínas, lipídios e compostos inorgânicos

O amido se adsorve na hematita através de ligações de hidrogênio entre os grupos alcoólicos COH do anel glicose e do grupo metanol ligado ao anel com os grupos FeOH da superfície da hematita, enquanto que a adsorção no quartzo ocorre através do metanol ligado ao anel de glicose (BALAJEE & IWASAKI, 1969; LIMA, 1997).

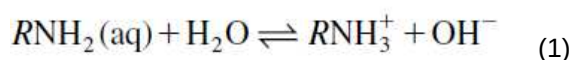
O caráter hidrofílico da molécula de amido é devido à presença de um grande número de radicais OH⁻ nas unidades α-D(+) glicose (PERES & CORRÊA, 1996). Os principais tipos de amido utilizados industrialmente como depressores de hematita são o amido de milho, mandioca ou arroz.

3.7.2. Amina

Aminas são compostos derivados da amônia (NH₃), onde um, dois ou três átomos de hidrogênio são substituídos por grupos alifáticos monovalentes, gerando, respectivamente, aminas primária, secundária e terciária. O quarto hidrogênio também pode ser substituído por um grupo de hidrocarbônico, gerando um sal quaternário de amônio (NEDER & LEAL, 2005).

PERES et al. (2012) mencionam que uma das principais propriedades das aminas é a propensão à hidrólise ou dissociação, governada pelo pH da solução, afetando fortemente a atividade superficial através da predominância da espécie iônica ou da molecular.

A amina se ioniza em solução aquosa segundo a Equação 1 sendo que; em pH 10,5 cerca de 50% da amina se encontra na forma ionizada (LEJA, 1982).



O mecanismo atuante na adsorção de aminas em superfícies minerais é predominantemente eletrostático. O desenvolvimento de ligações hidrofóbicas entre as cadeias hidrocarbônicas das aminas, e a consequente formação de hemimicelas em superfície, também é fundamental para atingir-se o grau de hidrofobicidade necessário à flotação com este reagente coletor (LEJA, 1982).

3.8. Colunas de Flotação

3.8.1. Breve Histórico

A flotação é um dos processos de concentração mais utilizado na indústria mineral, possibilitando o aproveitamento de minérios complexos e/ou de baixo teor de forma econômica e com rendimentos satisfatórios. A importância desse processo tem motivado o desenvolvimento de novos equipamentos dentre os quais se destaca a coluna de flotação.

A concepção do processo de flotação em coluna teve início na década de 60 do século passado quando BOUTIN & TREMBALY (1962) registraram uma patente referente à técnica de flotação em coluna. As primeiras descrições do equipamento e ensaios em escala piloto foram feitas em meados da década de 60. A partir de então, foram realizados diversos esforços no sentido de viabilizar a implantação dessa tecnologia em escala industrial, dentre os quais se destacam as aplicações realizadas por WHEELER (1966), considerado o pai da Coluna Canadense.

Finalmente, COFFINN & MISZCZAK (1982) relataram que as primeiras colunas de flotação industrial, com 0,91 m de diâmetro, foram instaladas em Les Mines Gaspé em Quebec, no Canadá, para flotação *cleaner* de molibdênio. Essas colunas foram utilizadas nos estudos hidrodinâmicos das seções de coleta e de limpeza conduzidos pelos pesquisadores Glenn Dobby e Juan Yianatos sob orientação do professor Finch na Universidade de McGill, Canadá (FINCH & DOBBY, 1990). A versão final desse circuito, em 1987, era um estágio com coluna de 0,91 m de diâmetro, seguida por flotação em outra coluna de 0,46 m de diâmetro.

A partir de então, as colunas industriais de flotação se espalharam rapidamente pelo Canadá, Austrália, África do Sul e América do Sul, principalmente Chile e Brasil.

A primeira utilização industrial de colunas de flotação no Brasil ocorreu nos anos 80 em pequenas plantas de produção de ouro. Posteriormente colunas de flotação de grande porte entraram em operação em 1991, na Samarco Mineração, Mina do Germano, Mariana-MG, com colunas de 3,66 m e 2,44 m de diâmetro para flotação de quartzo em minério de ferro.

Posteriormente, outras empresas do setor instalaram colunas industriais de grandes dimensões com mesmo objetivo, ou seja, concentração de minério de ferro pela flotação reversa de quartzo. Atualmente, existem no país diversas colunas industriais em operação (Samarco, CSN, Vale, etc.).

A flotação em coluna está presente também em instalações industriais de concentração de cobre, feldspato, grafite, zinco, chumbo, talco, prata e nióbio.

3.8.2. Princípios Básicos do Processo de Flotação em Coluna

Embora tenham sido desenvolvidas diferentes concepções para as colunas de flotação, o tipo comumente conhecido como “Coluna Canadense” apresenta as características básicas utilizadas nas unidades industriais. Este tipo de coluna é amplamente aplicado no Brasil e no mundo, cujo desenho esquemático típico é apresentado na Figura 3.6.

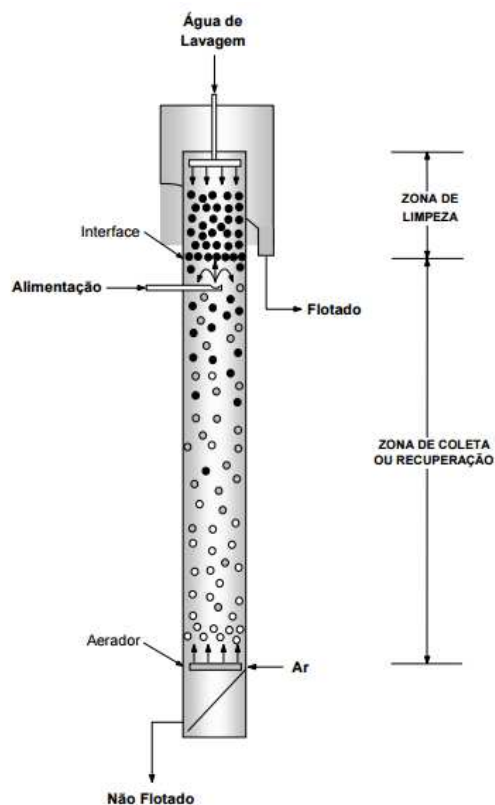


Figura 3.6: Perfil esquemático de uma coluna de flotação (OLIVEIRA E AQUINO, 2006).

No perfil da coluna representada na Figura 3.6, é possível identificar duas regiões distintas:

- Zona de Coleta ou Recuperação: compreendida entre o ponto de injeção de ar e a interface polpa-espuma. Sua função é recuperar o mineral a ser flotado, através de um contato eficiente entre as partículas minerais e as bolhas de ar.
- Zona de Limpeza: compreendida entre a interface polpa-espuma e o transbordo do material flotado. Nesta seção mantém-se constante a altura da camada de espuma, que é lavada através de um fluxo de água em contracorrente, eliminando as partículas hidrofílicas arrastadas.

As colunas de flotação diferem das células mecânicas convencionais nos seguintes aspectos:

- Geometria (relação altura x diâmetro);
- Presença de água de limpeza na camada de espuma;
- Ausência de agitação mecânica;
- Sistema de geração de bolhas.

A polpa é alimentada a aproximadamente dois terços da altura total da coluna na seção de recuperação ou coleta. As partículas minerais interagem com as bolhas de ar ascendente, introduzido na base da coluna, resultando no processo de coleta das partículas hidrofóbicas. O agregado partícula-bolha formado é então transportado até a seção de limpeza, onde é contactado em contracorrente com a água de lavagem introduzida no topo da coluna. A água de lavagem tem o objetivo de promover a estabilidade e limpeza da espuma, eliminando as partículas carregadas por arraste mecânico. As partículas minerais hidrofóbicas coletadas constituem a fração flotada, sendo separadas das partículas hidrofílicas, que saem pela base da coluna e constituem a fração não flotada.

Em princípio, colunas são a melhor opção para o tratamento de finos, pois melhoram colisão e a coleta das partículas finas. As principais desvantagens das colunas são a mistura no eixo da coluna, o entupimento dos aspersores e problemas quanto à altura final das instalações (JENA et al., 2008). Porém, o aumento do tamanho das células, ocorrido nos últimos anos, está tornando o tratamento de finos por células um cenário mais promissor.

A comparação entre colunas e células para a flotação de finos começou há muitos anos, como no artigo publicado por EL-SHALL e ZUCKER (1982). A maioria dos trabalhos publicados neste sentido está relacionada com a flotação de carvão (JENA et al., 2008; DEY et al., 2013) os quais apontam o desempenho das colunas para finos como sendo melhor do que a das células. No que diz respeito à flotação de finos de minério de ferro, a maior parte dos trabalhos publicados apresentam o desempenho somente de um tipo de equipamento (SANTANA et al., 1996; TURRET et al., 1996; MATIOLO et al., 2012), sendo raro encontrar trabalhos comparando os dois tipos de equipamentos.

Trabalhos realizados no Peru demonstraram que colunas e células apresentaram uma qualidade do concentrado bastante similar na flotação catiônica reversa de minério de ferro. No entanto, as colunas apresentaram uma recuperação de ferro na ordem de 2 a 4% maior do que nas células (MCKAY e FOOT, 1990).

FLINT et al. (1993) atribuíram um melhor desempenho das colunas de flotação para tratar o minério de ferro devido ao processo de lavagem de espuma. Em um estudo realizado pelos mesmos, células produziram um concentrado com um teor de 0,9% de sílica contida, recuperação em massa de 74,1 % e recuperação metalúrgica de 91,7%. Por sua vez, estas mesmas variáveis obtidas em colunas foram de 0,8%, 78,2% e 96,7%.

3.9. Sistema Minas-Rio

A Anglo American possui no Brasil um sistema denominado Minas-Rio, o qual é uma operação de exportação de minério de ferro totalmente integrado, com Mina, Planta de Beneficiamento, Mineroduto, Filtragem e Porto.

Este sistema integrado abastece o mercado mundial de pelotas de minério de ferro com dois tipos de *Pellet Feed* de alto teor de ferro (67 - 68%). Este *Pellet Feed* com alto teor de Ferro e baixo nível de contaminantes é considerado por vários como sendo o melhor do mundo.

O Minas-Rio está localizado nos estados de Minas Gerais e Rio de Janeiro. O minério de ferro é transportado da Mina (cava a céu aberto), localizada em Conceição do Mato Dentro, para a Planta de Beneficiamento, localizada em Alvorada de Minas (MG), via transportadores de correia. O concentrado final deste processo é então conduzido ao longo de um Mineroduto de 529 quilômetros, que atravessa 33 municípios mineiros e fluminenses até chegar na Planta de Filtragem e Porto, localizados em São João da Barra (RJ).

O primeiro embarque de minério de ferro do Sistema Minas-Rio foi realizado em outubro de 2014. A Anglo American possui 100% do Sistema Minas-Rio, com exceção da instalação portuária, a qual detém 50%, em joint venture com a Ferroport a qual detém os outros 50%.

CAPÍTULO 4 - METODOLOGIA

Neste capítulo, são apresentados os materiais, métodos e procedimentos utilizados na realização da parte experimental deste trabalho.

4.1. Material

4.1.1. Amostras Minerais

Duas amostras distintas de minério de ferro, denominadas amostra 1 e amostra 2, foram utilizadas para realização da parte experimental deste trabalho, a qual inclui testes de laboratório em bancada e testes em escala piloto.

Amostra 1 - Composta por 1.000 kg de minério de ferro friável, provenientes de furos de sondagem para certificação da reserva da Serra do Sapo, pertencente à empresa Anglo American Minério de Ferro Brasil.

Amostra 2 - Composta por 30 toneladas de minério de ferro, coletadas na pilha pulmão, situada anteriormente ao processo industrial de moagem, também pertencente à empresa Anglo American Minério de Ferro Brasil.

4.1.2. Reagentes

Na execução dos testes, foram utilizados os seguintes reagentes:

- Coletor catiônico comercial, fornecido pela empresa Clariant Mining (EDA-C);
- Depressor comercial, fornecido pela empresa Kowalski (Flokit 415).

4.2. Métodos

4.2.1. Preparação da Amostra 1

A amostra 1, composta por minério de ferro friável (1.000 kg) proveniente de furos de sondagem, foi inicialmente enviada a um laboratório industrial externo, sendo devidamente britada e peneirada com o propósito de se obter um produto menor do que 6,3 mm. Este tipo de material é normalmente utilizado para certificação de reservas, neste caso tratava-se da certificação da reserva da Serra do Sapo.

O material excedente desse processo de certificação, foi retornado à Planta Piloto do Sistema Minas-Rio, onde o mesmo foi processado, em escala piloto, nos circuitos de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais, remoagem e flotação em colunas.

Inicialmente, a amostra 1 foi processada somente nos circuitos de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais e remoagem. O objetivo desse processamento foi obter um pré-concentrado com cerca de 55% de Fe contido, o qual fosse utilizado como alimentação nova de um circuito de flotação em colunas (estágio *re-cleaner*).

Os equipamentos e parâmetros operacionais utilizados na preparação do pré-concentrado, estão apresentados na Tabela IV.1.

Tabela IV.1: Equipamentos e parâmetros operacionais utilizados na preparação do pré-concentrado através da amostra 1

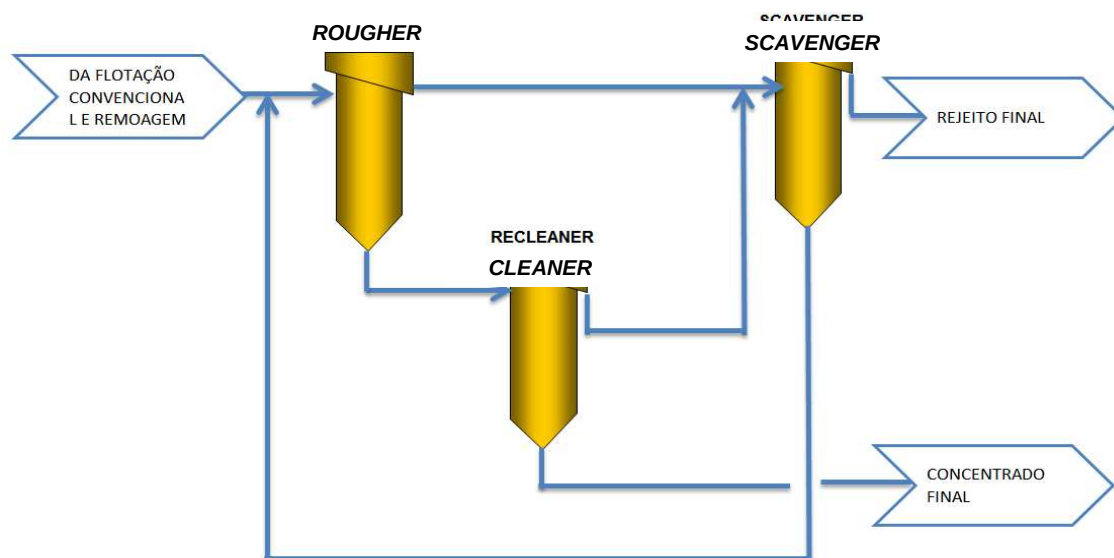
Etapas	Equipamentos	Parâmetros
Moagem	Moinho	Diâmetro = 0,650 m Comprimento = 0,950 m Enchimento = 20% Velocidade critica = 76% Tamanho/distribuição das bolas 50 mm - 41% 38 mm - 44% 25 mm - 15%
	Ciclones Classificação	Diâmetro = 100 mm Inlet = 41 mm Altura = 1.200 mm Vortex = 40 mm Apex = 7 mm
Deslamagem	Ciclones Primário	Diâmetro = 50 mm Inlet = 21 mm Altura = 800 mm Vortex = 13 mm Apex = 6,5 mm
	Ciclones Secundário	Diâmetro = 38 mm Inlet = 20 mm Altura = 570 mm Vortex = 11 mm Apex = 2 mm

Etapas	Equipamentos	Parâmetros
Flotação	Células Convencionais	Linhas = 2 *Estágio = <i>Rougher</i> Tamanho = 28 Litros pH = 10,5 Amina = 70 g/t Amido = 500 g/t *OBS. Para atingir o teor satisfatório de sílica no pré-concentrado, o que poderia ser maior do que o usual, somente o estágio <i>rougher</i> foi considerado neste teste
Remoagem	Moinho	Diâmetro = 1,05 m Comprimento = 1,165 m Enchimento = 36,8% Velocidade crítica = 76% Tamanho/distribuição das bolas 50 mm - 41% 38 mm - 44% 25 mm - 15%
	Ciclones Classificação	Diâmetro = 35 mm Inlet = 10 mm Altura = 50 mm Vortex = 4 mm Apex = 9 mm

Após o processamento da amostra 1 através dos circuitos de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais e remoagem, foram realizados testes em colunas de flotação simulando o estágio *re-cleaner*.

O objetivo deste teste foi avaliar o desempenho do circuito de flotação em colunas quanto a um potencial aumento da recuperação metalúrgica do processo atual de concentração do Sistema Minas-Rio através da recuperação da fração mais fina, produzindo um concentrado final com 68% de Fe contido.

Para este teste, inicialmente, um circuito teórico que representasse o circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) foi estabelecido, baseado em simulações da equipe de processo e sugestões de especialistas / fornecedores. Este circuito teórico está apresentado na Figura 4.1.



Descrição	Alim. nova flot. limpeza	Alim. flot. limpeza cleaner	Conc. flot. limpeza cleaner	Rej. flot. limpeza cleaner	Conc. flotação de limpeza	Rej. flot. limpeza recleaner	Alim. cleaner scavenger	Conc. cleaner scavenger	Rej. limp. cleaner scavenger
ref. Granulométrica	- 0,044 mm	- 0,044 mm	- 0,044 mm	- 0,044 mm	- 0,044 mm	- 0,044 mm	- 0,044 mm	- 0,044 mm	- 0,044 mm
t/h sólidos	3.743	4.679	3.275	1.404	2.722	554	1.957	936	1.021
% sólidos em peso	34,6%	34,2%	34,3%	34,1%	34,0%	35,8%	34,6%	32,8%	36,3%
t/h polpa	10.830	13.680	9.561	4.119	8.015	1.545	5.665	2.850	2.815
peso específico dos sólidos	4,51	4,46	4,70	3,98	4,90	3,91	3,96	4,26	3,72
m ³ /h água	7.087	9.001	6.285	2.716	5.294	992	3.707	1.914	1.793
m ³ /h sólidos	830	1.050	697	353	555	141	494	220	275
m ³ /h sólidos + água	7.917	10.051	6.982	3.069	5.849	1.133	4.202	2.134	2.068
densidade aparente - t/m ³	-	-	-	-	-	-	-	-	-
densidade da polpa - t/m ³	1,37	1,36	1,37	1,34	1,37	1,36	1,35	1,34	1,36
distribuição de massa	40,1%	50,2%	35,1%	15,0%	29,2%	5,9%	21,0%	10,0%	11,0%
Teor Fe	52,70%	51,16%	62,85%	23,87%	68,00%	37,54%	27,74%	45,00%	11,93%
distribuição de Fe	68,2%	82,8%	71,19%	11,6%	64,0%	7,2%	18,8%	14,6%	4,2%

Figura 4.1: Circuito teórico estabelecido para o circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*).

Posteriormente, o teste de flotação em escala piloto simulando o circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), conforme estabelecido na Figura 4.1, foi devidamente conduzido por uma equipe técnica de processos. Os equipamentos e parâmetros operacionais, utilizados neste teste, estão apresentados na Tabela IV.2.

Tabela IV.2: Equipamentos e parâmetros operacionais utilizados no teste com colunas de flotação (estágio *re-cleaner*), para simular o circuito teórico estabelecido para o Sistema Minas-Rio

Itens		Unidade	<i>Rougher</i>	<i>Cleaner</i>	<i>Scavenger</i>
Ø Coluna	Pol.		6	4	4
	mm		152,4	101,6	101,6
Comprimento		mm	4191	4191	4191
Volume coluna		m ³	0,076	0,034	0,034
<i>Hold up</i>		%	30	30	30
Volume efetivo coluna		m ³	0,054	0,024	0,024
% Sólidos		%	33,8	33,9	34,2
d80 alimentação		µm	40	40	40
%Fe alimentação		%	50,6	62,2	27,5
Densidade	Sólidos	t/m ³	4,5	4,9	3,7
	Água	t/m ³	1,0	2,0	3,0
	Polpa	t/m ³	1,4	2,5	3,2
Vazão sólidos		t/h	0,070	0,049	0,030
		m ³ /h	15,6	10,0	8,2
Recuperação em Massa		%	100	70	43
Vazão polpa		t/h	0,207	0,145	0,088
		m ³ /h	0,2	0,1	0,0
		l/min	2,5	1,0	0,5
Tempo de residência		h	0,3505	0,4120	0,8655
		min	21,03	24,72	51,93
Vazão ar		LPM	16	9	7
		m ³ /h	0,96	0,54	0,42
Capacidade de carregamento		kg _{sólidos} /m ³	100	100	100
		kg/h	96	54	42

Os dados estabelecidos teoricamente para o circuito de flotação em colunas foram utilizados para definir a vazão de ar necessária a ser utilizada durante o teste em escala piloto. Essas informações, juntamente com a capacidade de carregamento sugerida pelo fornecedor Eriez (2012), foram utilizados para calcular a taxa de alimentação de polpa durante o teste em escala piloto (ver Tabela IV.2).

A alimentação nova (material pré-concentrado) do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) foi condicionada com 500g/t de amido gelatinizado com hidróxido de sódio (5/1) por um tempo de 5 minutos. O pH da alimentação nova foi ajustado com uma solução de hidróxido de sódio em 10,5. Amina foi dosada na coluna *rougher* a uma taxa de 35g/t. Desta forma, o teste em escala piloto simulando o desempenho do estágio de flotação *recleaner* foi devidamente realizado.

4.2.2. Preparação da Amostra 2

A amostra 2 composta por 30 toneladas de minério de ferro foi coletada na pilha pulmão, situada anteriormente ao processo industrial de moagem. Esta amostra foi processada em escala piloto no circuito de britagem/peneiramento da planta piloto do Sistema Minas-Rio, com o propósito de se obter um produto menor do que 6,3 mm.

O circuito de britagem/peneiramento foi composto por um britador de mandíbulas (posição aberta de 25 mm) e uma peneira de dois *decks* (abertura de 25 mm e 6,35 mm). O material britado alimentava a peneira de dois *decks*, onde o material retido retornava para o britador fechando o circuito (carga circulante). O material passante nas peneiras, fração menor 6,3 mm, foi estocado para ser utilizado posteriormente em testes de laboratório em bancada e testes em escala piloto.

Inicialmente, um circuito integrado teórico composto pelos circuitos de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais, remoagem e flotação em colunas, foi projetado e estabelecido, baseado em baseado em simulações da equipe de processo e sugestões de especialistas, conforme apresentado na Figura 4.2.

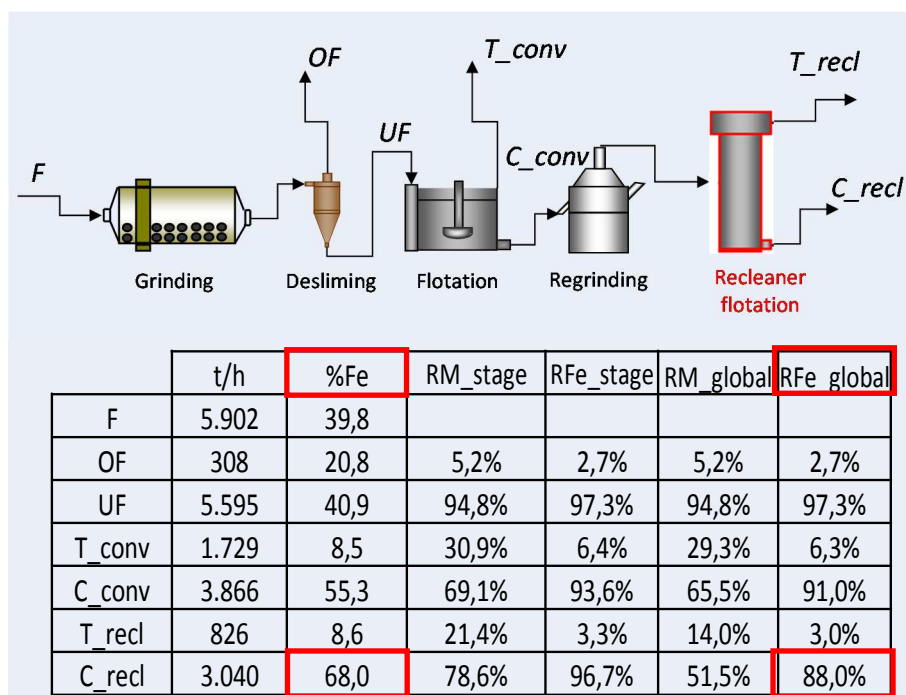


Figura 4.2: Circuito integrado teórico projetado e estabelecido para o Sistema Minas-Rio.

Este circuito integrado teórico teve como premissa a condição de obter uma recuperação metalúrgica global de 88%, com 68% de Fe contido no concentrado final.

Após a definição do circuito integrado teórico, parte do produto da britagem / peneiramento, fração menor 6,3 mm, foi utilizada para realizar testes de laboratório em bancada, objetivando avaliar alguns parâmetros operacionais (consumo energético, cinética de flotação, dosagem de reagentes, recuperação em massa e metalúrgica, etc.) das operações unitárias apresentados na Figura 4.2.

Posteriormente, um teste integrado em escala piloto foi realizado, com o objetivo de verificar a viabilidade técnica e potencialidade de se alcançar um desempenho industrial similar ao definido no circuito integrado teórico da Figura 4.2.

Ambos os testes foram conduzidos por uma equipe técnica de processos no laboratório industrial e na planta piloto do Sistema Minas-Rio.

4.2.2.1 Testes de Laboratório

Um teste de moagem foi realizado em um moinho de laboratório com o objetivo de determinar o consumo energético para atingir um P80 de 118 μm .

Na sequência, um teste de deslamagem foi realizado através da adição de água ao produto moído no laboratório até que a concentração de sólidos da polpa atingisse 20%. Hidróxido de sódio foi adicionada à polpa para ajustar o pH em 10,5. Após mistura manual, a polpa foi descansada e o *overflow* extraído, adicionando-se novamente água até atingir o volume original e esta operação repetida mais uma vez. Os tempos de descanso foram determinados pela equação de Stokes para extrair do *overflow* partículas menores que 21 μm . O objetivo deste teste foi preparar o produto moído para os testes de flotação, bem como verificar as recuperações em massa e metalúrgica desta etapa.

Posteriormente, o produto da deslamagem foi utilizado para realização de testes de flotação, através de células de laboratório de 4,5 L. A porcentagem de sólidos da polpa deslamada foi ajustada para 60% no condicionamento e 40% na flotação. Amina Clariant EDAC e amido Kowalski Flokit 415 foram preparados com concentração de 1%. O amido foi dosado a 500g/t tendo sido gelatinizado com hidróxido de sódio (5/1), enquanto a amina foi adicionada com diferentes dosagens. O pH da flotação foi ajustado em 10,5. Os tempos de condicionamento do amido e amina foram de 5 e 1 minuto respectivamente. O nível de agitação foi controlado em 1.200 rpm no condicionamento e 1.500 rpm na flotação. O *overflow* das células foi coletado aos 0,5, 1, 2, 4 e 8 minutos e o nível de aeração mantido em 2 LPM. Este teste teve como objetivo determinar a cinética de flotação da hematita e quartzo, bem como a quantificar a dosagem de reagentes necessária para alcançar as premissas estabelecidas na Figura 4.2.

Logo após, um teste de remoagem foi realizado com o produto obtido nos testes de flotação. O concentrado gerado nas células de flotação foi remoído em um moinho de laboratório para determinar o consumo energético para atingir um P80 de 44 μm .

Finalmente, o produto da remoagem foi utilizado para realização de testes de flotação em colunas, objetivando determinar a cinética de flotação da hematita e quartzo, bem como quantificar a dosagem de reagentes necessária para garantir uma recuperação metalúrgica global de 88%, com 68% de Fe contido no concentrado final, conforme definido teoricamente na Figura 4.2.

4.2.2.2 Teste Integrado

Após os testes de laboratório em bancada, um teste com um circuito integrado em escala piloto foi realizado, simulando o circuito teórico estabelecido na Figura 4.2. O objetivo principal deste teste foi verificar a viabilidade técnica e potencialidade de se alcançar um desempenho industrial, similar ao definido teoricamente.

O detalhamento do circuito integrado pode ser visualizado no fluxograma apresentado na Figura 4.3, onde são indicados os pontos de amostragem de água (círculos azuis) e polpa (círculos vermelhos), utilizados para o fechamento dos balanços de água, massa e metalúrgico.

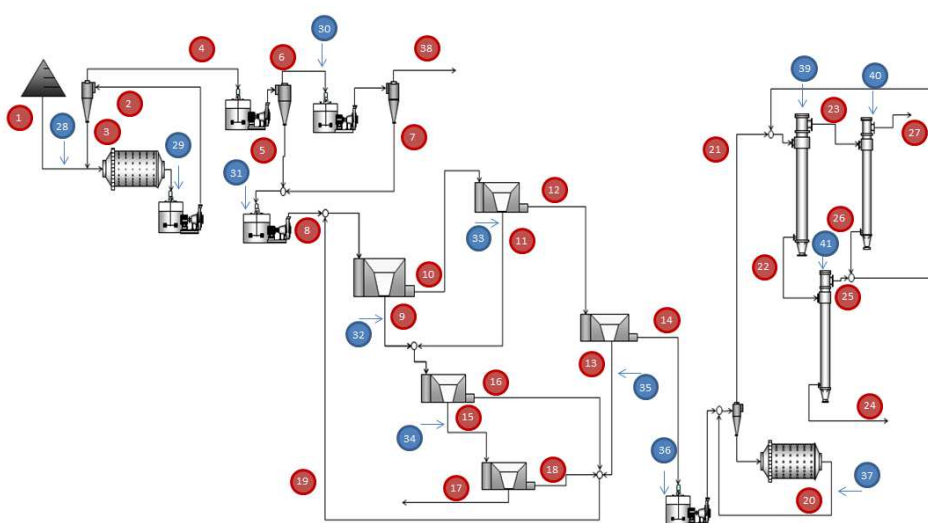


Figura 4.3: Fluxograma representativo do circuito integrado, referente aos testes em escala piloto e respectivos pontos de amostragem.

A amostra 2, preparada no processo de britagem e peneiramento da planta piloto do Sistema Minas-Rio, fração menor que 6,3 mm, foi utilizada como alimentação nova deste circuito integrado, composto pelas operações unitárias de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais (estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger*), remoagem e flotação em colunas (estágio *recleaner*). Os equipamentos e parâmetros utilizados nos processos de moagem, deslamagem e remoagem estão descritos na Tabela IV.1.

Para a flotação em células convencionais, destaca-se que para o teste do circuito integrado com a amostra 2, os estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger* foram considerados, diferentemente dos testes com a amostra 1, onde somente o estágio *rougher* foi considerado. Os equipamentos e parâmetros operacionais utilizados para o circuito de flotação em células convencionais estão descritos na Tabela IV.3.

Tabela IV.3: Parâmetros operacionais para o circuito de flotação em células convencionais, referente ao circuito integrado em escala piloto

Estágios	5 (1 <i>rougher</i> , 2 <i>cleaner</i> , 2 <i>scavenger</i>)
Tamanho da célula <i>rougher</i> (litros)	42
Tamanho da célula <i>cleaner and scavenger</i> (litros)	28
Taxa de alimentação (kg/h)	269
Porcentagem de sólidos em peso na alimentação (%)	54
pH da alimentação	10,5
Amina – <i>rougher</i> (g/t)	12,5
Amina – <i>cleaner</i> (g/t)	5,0
Amido (g/t)	500

Para a flotação em colunas (estágio *recleaner*), os equipamentos e parâmetros estabelecidos para o circuito integrado estão apresentados na Tabela IV.4.

Tabela IV.4: Parâmetros operacionais para circuito de flotação em coluna, referente ao circuito integrado em escala piloto

Estágios	3 (<i>rougher, cleaner, scavenger</i>)
Tamanho da coluna <i>rougher</i> (litros)	76.4
Tamanho da coluna <i>cleaner and scavenger</i> (litros)	34.0
Taxa de alimentação (kg/h)	70 – 140
Porcentagem de sólidos em peso na alimentação (%)	30
pH da alimentação	10.5
Amina – <i>rougher</i> (g/t)	35
Amido (g/t)	500

4.3. Análises Auxiliares

Análises granulométricas foram realizadas em peneiramento a úmido com peneiras circulares de 20 mm de diâmetro até a fração de 0,038 mm. Abaixo dessa fração a análise granulométrica foi realizada em cyclosizer.

Análises da composição química foram determinadas por espectroscopia de raios-X em pó prensado.

A densidade dos sólidos foi determinada por picnometria manual, enquanto a densidade da polpa foi determinada por balança Marcy.

CAPÍTULO 5 – RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste capítulo, são apresentados os resultados e discussões referente à parte experimental, realizada durante a elaboração deste trabalho.

5.1. Análise Técnica - Amostra 1

O processamento da amostra 1 através dos circuitos de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais e remoagem, originou um produto denominado pré-concentrado, o qual apresentou P80 igual a 40,4 μm , conforme anexo 1.

Este pré-concentrado foi utilizado como alimentação nova nos testes do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), o qual foi realizado através de duas simulações distintas, conforme apresentado a seguir:

- 1ª Simulação – Circuito de Flotação em Colunas – Amostragem dos Fluxos Principais do Processo
- 2ª Simulação – Circuito de Flotação em Colunas - Amostragem de Todos os Fluxos do Processo

5.1.1. 1ª Simulação – Circuito de Flotação em Colunas – Amostragem dos Fluxos Principais do Processo

Nesta 1ª simulação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), somente os fluxos principais do processo (alimentação nova, concentrado final e rejeito final) foram amostrados. Os resultados experimentais alcançados neste teste estão apresentados na Tabela V.1.

Tabela V.1: Resultados experimentais alcançados na 1ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio *recleaner*), amostrando somente os fluxos principais do processo

Fluxo	Tempo (s)	Polpa (g)	Sólidos (g)	Taxa kg/h	% Sólidos	%Fe	%Al ₂ O ₃	%SiO ₂	%P
Alimentação	150	6.915	2.245	54	32,5	50,89	0,314	26,87	0,014
Rejeito	360	3.040	1.365	14	44,9	9,95	0,293	83,43	0,008
Concentrado	360	12.405	3.735	37	30,1	68,67	0,11	0,29	0,018

Um comparativo entre os resultados esperados teoricamente para o circuito de flotação em colunas (*estágio recleaner*), conforme estabelecido na Figura 4.1, e os resultados consolidados alcançados nesta 1ª simulação, estão apresentados na Tabela V.2.

Tabela V.2: Resultados experimentais esperados teoricamente (Figura 4.1) versus resultados consolidados alcançados para a 1ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio *recleaner*)

Fluxo	Resultados Esperados (Teórico)			Resultados Alcançados (Experimental)		
	%Fe	%RM	%RFe	%Fe	%RM	%RFe
A	52,7	-	-	52,1	-	-
R	11,9	27,3	6,4	9,8	27,6	5,2
C	68,0	72,7	95,1	68,3	72,4	94,8

Os resultados da Tabela V.2, demonstram uma boa aderência entre os resultados alcançados nesta 1ª simulação e os resultados esperados teoricamente conforme Figura 4.1. Além disto, pode-se observar que a recuperação metalúrgica de ferro no concentrado foi igual a 94,8%, o que determina um ótimo desempenho para o circuito testado.

No entanto fluxos intermediários não foram amostrados nesta 1ª simulação, o que impede a determinação de outros parâmetros importantes (recuperação metálica por etapa, taxa de carregamento, carga circulante, etc.) para uma análise mais profunda do desempenho deste circuito de flotação.

5.1.2. 2ª Simulação – Circuito de Flotação em Colunas - Amostragem de Todos os Fluxos do Processo

Na 2ª simulação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), amostras foram coletadas em todos os fluxos do processo considerando três condições diferentes.

- Condição 1: Representa a condição padrão, similar a 1ª simulação. Nesta condição o nível de espuma foi ajustado com base na experiência de operadores e especialistas.
- Condição 2: O fluxo de alimentação nova foi aumentado significativamente.
- Condição 3: O nível de espuma foi ajustado conforme faixa sugerida pelo fornecedor Eriez (2012).

Os parâmetros operacionais registrados durante a realização desta 2ª simulação estão detalhados no anexo 2, enquanto que os resultados experimentais alcançados estão apresentados nas Tabelas V.3, V.4 e V.5.

Tabela V.3: Condição 1 - resultados experimentais alcançados na 2ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner), amostrando todos os fluxos do processo

	Fluxo	Tempo (s)	Polpa (g)	Sólidos (g)	Taxa kg/h	% Sólidos	%Fe	%Al ₂ O ₃	%SiO ₂	%P
<i>Rougher</i>	Alimentação	50	2750	1022	74	37,2	55,34	0,271	21,82	0,01
	Rejeito	180	2900	1059	21	36,5	13,52	0,497	78,79	0,009
	Concentrado	120	5950	1963	59	33,0	69,16	0,215	0,6	0,016
<i>Cleaner</i>	Rejeito	300	602	280	3	46,5	64,65	0,578	4,41	0,029
	Concentrado	200	10800	3172	57	29,4	69,08	0,182	0,39	0,013
<i>Scavenger</i>	Rejeito	200	4650	1227	22	26,4	9,87	0,521	83,37	0,008
	Concentrado	240	3900	375	6	9,6	68,81	0,292	0,94	0,018

Tabela V.4: Condição 2 - resultados experimentais alcançados na 2ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner), amostrando todos os fluxos do processo

	Fluxo	Tempo (s)	Polpa (g)	Sólidos (g)	Taxa kg/h	% Sólidos	%Fe	%Al ₂ O ₃	%SiO ₂	%P
<i>Rougher</i>	Alimentação	60	6550	2403	144	36,7	52,5	0,277	25,31	0,009
	Rejeito	120	3950	1555	47	39,4	18,35	0,446	70,94	0,01
	Concentrado	60	5800	2037	122	35,1	69,32	0,222	0,55	0,016
<i>Cleaner</i>	Rejeito	300	800	395	5	49,4	63,95	0,543	4,78	0,029
	Concentrado	110	10500	3442	113	32,8	69,37	0,197	0,4	0,014
<i>Scavenger</i>	Rejeito	110	4200	1196	39	28,5	15,52	0,449	74,12	0,009
	Concentrado	180	2850	1359	27	47,7	69,02	0,243	0,54	0,017

Tabela V.5: Condição 3 - resultados experimentais alcançados na 2ª simulação do circuito de flotação em coluna (estágio recleaner), amostrando todos os fluxos do processo

	Fluxo	Tempo (s)	Polpa (g)	Sólidos (g)	Taxa kg/h	% Sólidos	%Fe	%Al ₂ O ₃	%SiO ₂	%P
<i>Rougher</i>	Alimentação	30	3100	1129	135	36,4	51,51	0,281	26,85	0,009
	Rejeito	40	2300	829	75	36,0	19,09	0,432	69,6	0,01
	Concentrado	50	4450	1341	97	30,1	69,06	0,244	0,66	0,017
<i>Cleaner</i>	Rejeito	100	1050	263	9	25,0	66,61	0,481	2,32	0,028
	Concentrado	110	10350	3432	112	33,2	69,26	0,191	0,34	0,015
<i>Scavenger</i>	Rejeito	110	2450	672	22	27,4	11,87	0,372	79,75	0,008
	Concentrado	60	4250	574	34	13,5	66,44	0,574	2,61	0,029

Os resultados consolidados alcançados durante esta 2ª simulação para o circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) estão detalhados no anexo 3.

Durante a condição 3, problemas operacionais diversos foram identificados pela equipe técnica responsável pelo teste, afetando a estabilidade do processo o que pode ter afetado a confiabilidade dos resultados obtidos durante o mesmo.

Além disso, a condição 3 apresentou a pior reconciliação dos resultados dentre todas as condições testadas, com uma quantidade muito pequena de material flotado no estágio *cleaner*.

Por último, foi observado para a condição 3 que a alteração no nível de espuma nas colunas *cleaner* e *scavenger* não resultou no comportamento esperado pela equipe técnica. A causa pode ter sido a instabilidade operacional que ocorreu durante o teste devido a problemas operacionais diversos.

Sendo assim, foi definido que para uma avaliação geral de desempenho do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), o teste da condição 3 seria desconsiderado.

Os testes realizados para as condições 1 e 2 apresentaram tempo de residência, capacidade de carregamento e velocidade do ar de acordo com os números sugeridos pelo fornecedor Eirez (2012), conforme apresentado no anexo 4. Apenas a coluna *scavenger* para a condição 2 apresentou capacidade de carregamento da espuma e ar próximo ao limite máximo recomendado pelo fornecedor.

Um comparativo entre os resultados esperados teoricamente para o circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), conforme estabelecido na Figura 4.1, e os resultados consolidados alcançados nesta 2ª simulação teste estão apresentados na Tabela V.6.

Tabela V.6: Resultados experimentais esperados teoricamente (Figura 4.1) versus resultados consolidados alcançados para 2ª simulação do circuito de flotação em coluna nas condições 1 e 2

Fluxo	Resultados Esperados (Teórico)			Resultados Alcançados (Condição 1)			Resultados Alcançados (Condição 2)		
	%Fe	%RM	%RFe	%Fe	%RM	%RFe	%Fe	%RM	%RFe
A	52,7	-	-	53,8	-	-	54,3	-	-
R	11,9	27,3	6,4	10,0	26,5	4,9	15,3	27,9	7,9
C	68,0	72,7	95,1	69,6	73,6	95,1	69,5	72,1	92,1

Os resultados da Tabela V.6 demonstram uma boa aderência entre os resultados alcançados na 2ª simulação e os resultados esperados teoricamente. Além disso, pode-se observar que as recuperações metalúrgicas de ferro no concentrado alcançadas para as condições 1 e 2, 95,1% e 92,1% respectivamente, determinam um ótimo desempenho para o circuito testado.

As condições 1 e 2 apresentaram resultados similares para qualidade do concentrado final, 69,6% e 69,5% respectivamente. Porém a condição 1 apresentou recuperação metalúrgica de Fe no concentrado maior que a condição 2. O fato da recuperação metalúrgica de Fe no concentrado para condição 1 (95,1%) ser maior que a recuperação metalúrgica de Fe no concentrado para a condição 2 (92,1%), se deve provavelmente ao fato do tempo de residência adotado durante o teste para condição 1 ser maior que o tempo de residência adotado para condição 2, conforme apresentado no anexo 4.

O *hold up*, o qual foi considerado inicialmente através da tabela IV.2 como sendo 30%, foi alterado para 20%, após discussões com fornecedores de colunas de flotação e revisão da literatura (SANTANA et al., 1996), o que contribuiu para os dados consolidados alcançados na Tabela V.6.

Por último, pode-se verificar que os resultados consolidados (anexo 3) apontam a possibilidade de não usar as colunas *cleaner*, desde que as colunas *rougher* produzam um concentrado com boa qualidade e alta recuperação metalúrgica.

No entanto, a opção de utilizar colunas *cleaner* deve ser considerada com cautela, uma vez que aumentaria drasticamente o risco de não produzir concentrado com a qualidade final esperada, devido a alguma variação no processo devido a qualidade do minério alimentado ou problemas operacionais.

5.2. Análise Técnica - Amostra 2

A amostra 2, proveniente da pilha pulmão do Sistema Minas-rio, apresentava a composição química demonstrada na tabela V.7.

Tabela V.7: Composição química da amostra 2

%Fe	%Al ₂ O ₃	%SiO ₂	%P	%CaO	%MgO	%Mn	%TiO ₂
40,2	1,82	39,9	0,05	0,031	0,0006	0,072	0,044

Este material foi utilizado para os testes de laboratório em bancada e testes em escala piloto composto por um circuito integrado de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais (estágio *rougher*, *cleaner* e *scavenger*), remoagem e flotação em colunas (estágio *recleaner*), na planta piloto do Sistema Minas-Rio.

5.2.1. Testes de Laboratório

Parte da amostra 2 foi utilizada para realizar testes de laboratório em bancada, objetivando avaliar alguns parâmetros operacionais (consumo energético, consumo de reagentes, cinética de flotação, recuperação em massa e metalúrgica, etc.) das operações unitárias apresentados na Figura 4.2.

5.2.1.1 Moagem

Um teste de moagem foi realizado em moinho de laboratório, utilizando como alimentação o produto da britagem/peneiramento, fração menor 6,3 mm, com o objetivo de determinar o consumo energético necessário para atingir um P80 de 118 μm .

O resultado deste teste demonstra um consumo energético necessário de 5,4 kWh/t, para alcançar o P80 de 118 μm , conforme apresentado no anexo 5. Este resultado nos possibilitará a determinar da taxa de alimentação necessária para o teste do circuito integrado em escala piloto.

5.2.1.2 Deslamagem

O teste de deslamagem teve como objetivo principal preparar o produto da moagem para os testes de flotação, sendo realizado através da adição de água ao produto moído, até que a concentração de sólidos da polpa atingisse 20%. Hidróxido de sódio foi adicionado à polpa para ajustar o pH em 10,5. O tempo de descanso necessário foi determinado pela equação de Stokes para extrair do *overflow* partículas menores que 21 μm , conforme apresentado no anexo 6.

Um comparativo entre os resultados teóricos esperados para a Figura 4.2 e os resultados consolidados obtidos no teste para as recuperações em massa e metalúrgica, estão apresentados na Tabela V.8.

Tabela V.8: Resultados experimentais esperados teoricamente (Figura 4.2) versus resultados consolidados obtidos para o teste de deslamagem em bancada

Resultados Esperados (Teórico)		Resultados Alcançados (Experimental)	
%RM (<i>Underflow</i>)	%RFe (<i>Underflow</i>)	%RM (<i>Underflow</i>)	%RFe (<i>Underflow</i>)
94,8	97,3	87,5	91,2

Observa-se que as recuperações mássica e metalúrgica obtidas através do teste de deslamagem foram inferiores às definidas teoricamente na Figura 4.2, o que pode ter ocorrido devido ao método utilizado no teste (balde), o qual é mais eficiente que ciclones. No entanto, este fato não afetará o resultado dos testes seguintes.

5.2.1.3 Flotação em Células Convencionais

Testes de flotação foram realizados em células de laboratório de 4,5L, utilizando o produto da deslamagem, objetivando quantificar a dosagem de reagentes necessária para garantir um pré-concentrado com 55% de Fe contido, conforme figura 4.2, bem como determinar a cinética de flotação do quartzo e hematita.

Os parâmetros e resultados experimentais, obtidos para os testes de flotação em células convencionais e testes de cinética, estão detalhados no anexo 7 e 8 respectivamente.

Um resumo dos resultados dos testes de flotação em células convencionais é apresentado na Figura 5.1, demonstrando que para garantir um pré-concentrado com teor de ferro de 55% seria necessário realizar uma dosagem de amina na ordem de 17,5 g/t.

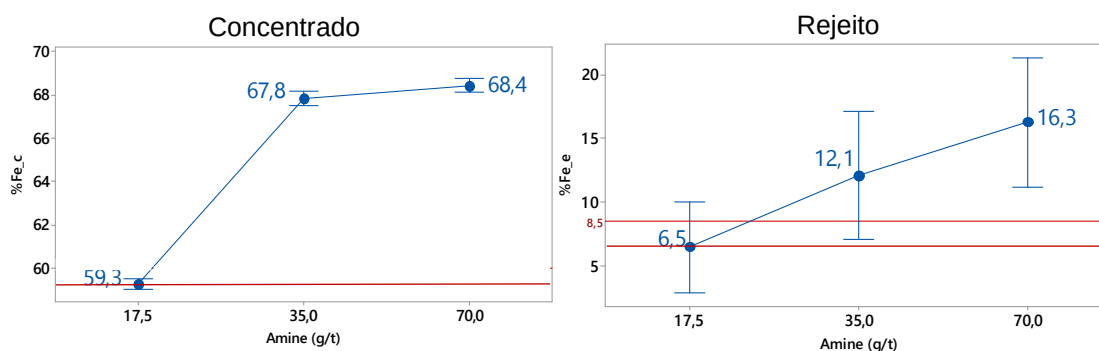


Figura 5.1: Dosagem de amina versus teor de ferro obtido para o concentrado e rejeito, para o circuito de flotação em células convencionais.

A dosagem de 17,5 g/t de amina ocasionou um teor de ferro no rejeito na ordem de 6,5% o qual atende ao limite superior de ferro no rejeito, estabelecido em 8,5%.

Com relação a cinética de flotação, observou-se que a constante cinética do quartzo e hematita apresentam valores similares, 0,53 e 0,51, respectivamente, para uma dosagem de amina de 17,5 g/t..

5.2.1.4 Remoagem

O teste de remoagem foi realizado em um moinho de laboratório, utilizando o produto da flotação em células convencionais, com o objetivo de determinar o consumo energético necessário para atingir um P80 de 44 μm .

O resultado deste teste demonstra um consumo energético necessário de 6,9 kWh/t, para alcançar o P80 de 44 μm , conforme apresentado no anexo 9.

No entanto, levando em consideração que o Sistema Minas-Rio utiliza moinhos verticais para o processo de remoagem, os quais apresentam um melhor rendimento de energia quando comparados com o tipo de moinho utilizado no teste, faz-necessário utilizar o fator de correção de 0,65 (MAZZINGHY et al., 2013) para corrigir o valor obtido experimentalmente.

Aplicando este fator de correção estabelecido, observamos que o consumo energético necessário para alcançar o P80 igual a 44 μm é de 4,5 kWh/t.

5.2.1.5 Flotação em Colunas

Testes de flotação em colunas foram realizados em laboratório, utilizando o produto da remoagem, para quantificar a dosagem de reagente necessária para garantir um concentrado com 68% de ferro, bem como determinar a cinética de flotação do quartzo e hematita, conforme estabelecido teoricamente na Figura 4.2.

Os parâmetros e resultados experimentais, obtidos para os testes de flotação em colunas e testes de cinética, estão detalhados no anexo 10 e 11 respectivamente.

Um resumo dos resultados dos testes de flotação em coluna é apresentado na figura 5.2, demonstrando que para obter-se o concentrado com teor de ferro de 68% foi necessário realizar uma dosagem de amina na ordem de 35 g/t.

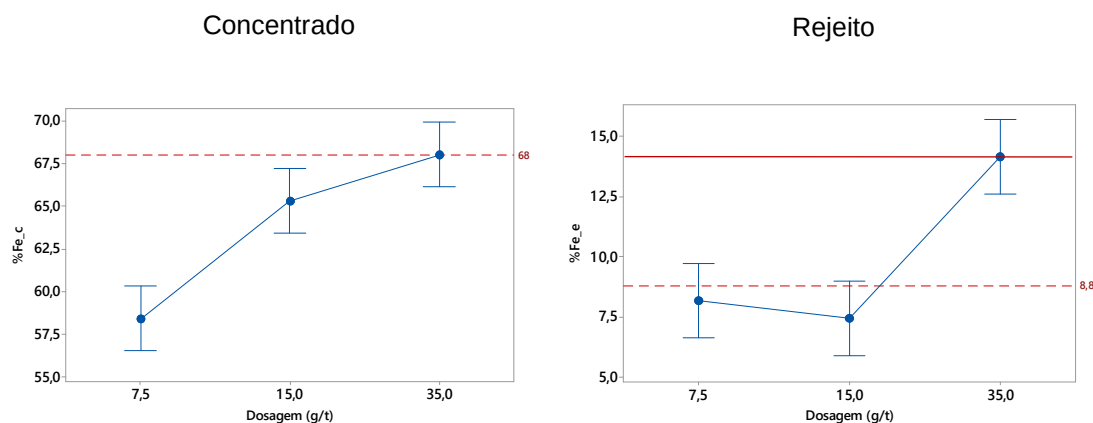


Figura 5.2: Dosagem de amina versus teor de ferro obtido para o concentrado e rejeito, para o circuito de flotação em colunas.

Porém esta dosagem de 35 g/t de amina ocasionou um teor de ferro da ordem de 14,3% para o rejeito, o que é relativamente alto, uma vez que se foi estabelecido como limite superior de ferro no rejeito o valor estabelecido de 8,5%.

Com relação a cinética de flotação, observa-se que a constante cinética do quartzo é sempre maior que a constante cinética da hematita, especialmente para as dosagens de 7,5 g/t e 35 g/t de amina. Observa-se também que ambos os minerais para a dosagem de amina de 35g/t apresentaram uma cinética de flotação consideravelmente alta (quartzo = 1,1 e hematita = 0,81), conforme apresentado na figura 5.3.

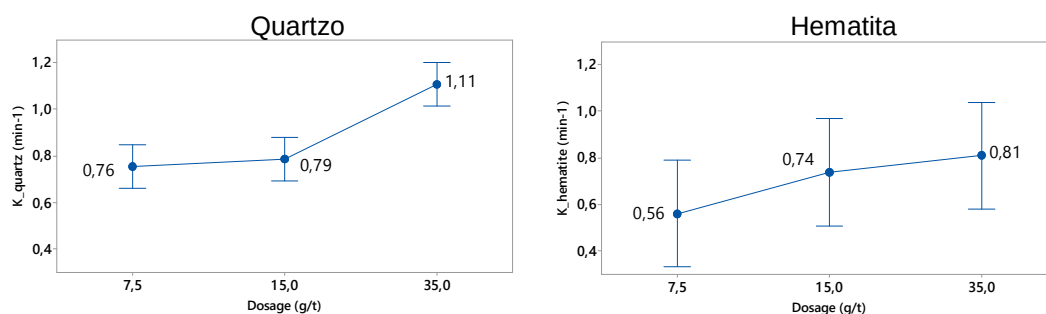


Figura 5.3: Dosagem de amina versus constante cinética de flotação para o quartzo e hematita, para o circuito de flotação em colunas.

5.2.1.6 Configuração do Circuito Flotação Misto (Células + Colunas) para o Teste Integrado

Baseado nos resultados obtidos nos testes de flotação em laboratório (dosagem de reagentes e cinética de flotação), realizados para o circuito de flotação em células convencionais e o circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), foram configurados dois cenários distintos, apresentados na figura 5.4.

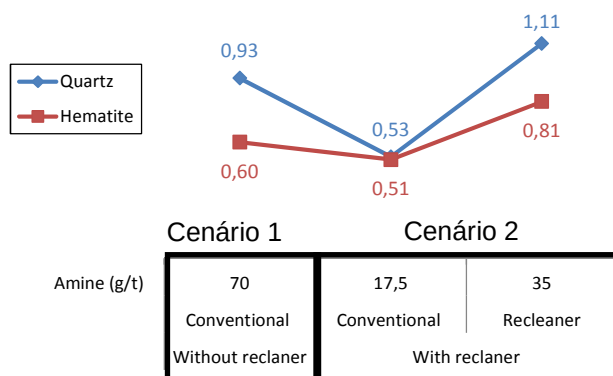


Figura 5.4: Configuração de dois cenários distintos de flotação, baseado nos testes de laboratório.

A composição desses cenários é apresentada a seguir:

- Cenário 1 (Atual): Circuito de flotação sem o estágio *recleaner*, ou seja, circuito de flotação composto somente por células de flotação convencionais (situação atual do Sistema Minas-Rio);
- Cenário 2 (Proposto): Circuito de flotação com estágio *recleaner*, ou seja, circuito de flotação misto com células de flotação convencionais e colunas de flotação (situação proposta para o Sistema Minas-Rio).

Ambos os cenários 1 e 2 tem como premissa alcançar um concentrado final com 68% de ferro contido, o que pode ser obtido mediante a dosagem de 70g/t amina para o cenário 1 (somente células convencionais), bem como a dosagem de 17,5 g/t e 35 g/t de amina no cenário 2 (circuito misto = células convencionais + colunas), conforme demonstrado através dos testes de laboratório.

Neste caso, a premissa estabelecida para o rejeito final, a qual determina que o limite superior de ferro no rejeito não ultrapassasse 8,5%, não foi atendida por nenhum dos cenários. O cenário 1 demonstra um teor de ferro no rejeito final de 16,3% mediante a dosagem de 70g/t de amina conforme Figura 5.1, enquanto que o cenário 2 demonstra um teor de ferro no rejeito de 14,3%, para a dosagem de 17,5 e 35g/t de amina no circuito misto, conforme Figura 5.2.

Vale destacar que durante os testes de laboratório, a adição de amina foi realizada somente nas colunas *rougher* para o circuito de flotação em colunas. Para sanar este problema, foi sugerido por consultores e especialistas que para o circuito integrado, constituído pelo cenário 2, contemplasse a injeção de amina também nas colunas *scavenger*, de forma a potencializar a recuperação do ferro contido no rejeito final, possibilitando assim atender a premissa estabelecida para o rejeito final.

Uma análise dos cenários apresentados pode ser realizada com relação a dosagem de reagentes, onde verificamos que o consumo de amina do cenário 2 (52,5 g/t) é consideravelmente inferior ao consumo de amina do cenário 1 (70g/t).

Uma outra análise que pode ser realizada para estes cenários é referente ao potencial aumento da recuperação metalúrgica com a implantação do cenário 2 (estágio *recleaner*). Sabe-se que o circuito de flotação atual do Sistema Minas-Rio é composto apenas por células convencionais (cenário 1), estando configurado para alcançar uma recuperação metalúrgica de 80%, com 68% Fe no concentrado final. Um comparativo entre o cenário atual do Sistema Minas-Rio e a implantação do cenário 2, composto por células convencionais e colunas, devidamente configurado para alcançar uma recuperação metalúrgica global de 88%, com 68% Fe no concentrado final é apresentado na Figura 5.5.

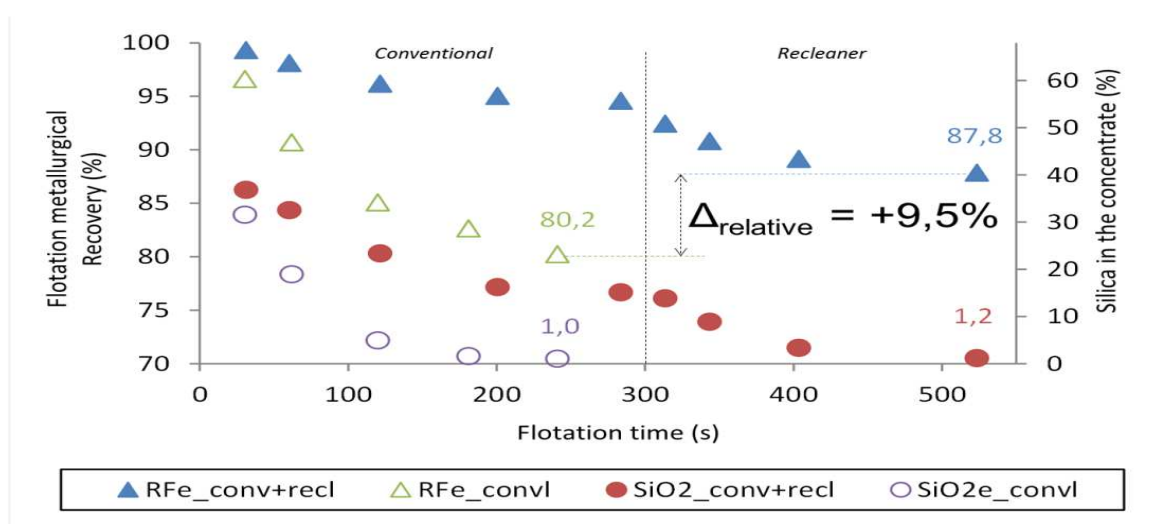


Figura 5.5: Comparativo entre a recuperação metalúrgica do cenário atual do Sistema Minas-Rio (ReFe_conv1 = 80,2%) versus implantação do cenário 2 (RFe_conv+recl = 87,8%).

Estes resultados demonstram que a implementação do cenário 2 permitirá ao Sistema Minas-Rio aumentar sua recuperação metalúrgica de atuais 80,2% para aproximadamente 87,8%, o que significa um aumento de 9,5% em valores relativos. Este aumento da recuperação metalúrgica é também apresentado na Tabela V.9.

Tabela V.9: Recuperações metalúrgicas para o cenário atual e cenário 2

	Cenário 1 (Atual) (Células Convencionais)					Cenário 2 (Porposto) (Células Convencionais + Colunas)				
	A	a	C	c	RFe	A	a	C	c	RFe
RFe Flotação	6.154	40,9	3.040	68,0	82,2	6.154	40,9	3.329	68,0	90,0
RFe Global	6.492	39,8	3.040	68,0	80,2	6.492	39,8	3.329	68,0	87,8

5.2.2. Teste Integrado

O teste integrado em escala piloto foi realizado na planta piloto do Sistema Minas-Rio em diferentes dias, procurando simular o circuito integrado composto pelas operações unitárias da moagem, deslamagem, flotação em células convencionais, remoagem e flotação em colunas (estágio *re-cleaner*). Os resultados deste teste, com informações detalhadas de cada uma das operações unitárias estão apresentados no anexo 12, 13, 14 e 15.

Diversas amostras foram colhidas durante a realização do teste integrado em escala piloto, conforme ilustrado na Figura 4.3, onde são visualizados os pontos de amostragem de água (círculos azuis) e polpa (círculos vermelhos) utilizados para o fechamento dos balanços de água, massa e metalúrgico. Os resultados com informações detalhadas obtidos nas amostragens realizadas durante o teste integrado estão apresentados no anexo 16 e 17.

Vale destacar que o *hold up* para as colunas de flotação foi determinado utilizando um sensor de pressão instalado no interior das colunas. Os valores obtidos através desta medição podem ser encontrados no anexo 18, demonstrando que o mesmo ficou entre 19,6 e 24,4%.

Um resumo dos resultados obtidos para o circuito de flotação no teste integrado é apresentado na Tabela V.10, demonstrando que o circuito integrado testado, apresentou resultados muito promissores em relação à recuperação metalúrgica, com a utilização de um circuito de flotação misto (células convencionais + colunas).

Tabela V.10: Desempenho do teste integrado em escala piloto para os circuitos de flotação em células convencionais e colunas

Flotação	Resultado Experimental							Esperado	
	Dia	% Fe	% Al ₂ O ₃	% SiO ₂	% P	%RM Estágio	%RFe Estágio	% Fe	%RFe Estágio
Células Convencionais	02/fev	59,74	0,90	11,78	0,052	65,2	92,4	60,0	92,3
	03/fev	51,2	1,03	24,13	0,054	68,8	92,5		
	9/mar	46,13	0,93	33,1	0,05	72,7	94,5		
	10/mar	65,21	0,63	4,65	0,045	54,9	88,0		
Coluna	11/mar	68,01	0,48	1,58	0,047	73,0	96,2	68,0	98,0
	12/mar	66,41	0,6	3,48	0,051	78,9	97,5		

Baseado nestes resultados experimentais, alguns parâmetros operacionais foram determinados, conforme apresentado no anexo 19. Esses parâmetros fornecem algumas indicações importantes para testes futuros, tais como, diminuição do fluxo de ar e aumento da taxa de sólidos.

Dados de amostragem obtidos durante a realização dos testes foram utilizados para a reconciliação dos valores medidos. Uma vez que algumas operações unitárias apresentaram diferente taxa de alimentação como, por exemplo, a moagem e deslamagem apresentaram o dobro de capacidade da flotação, os valores experimentais medidos da taxa de polpa e sólidos foram reconciliados. As premissas e resultados da reconciliação são apresentados integralmente no anexo 20 e resumidos na Figura 5.6.

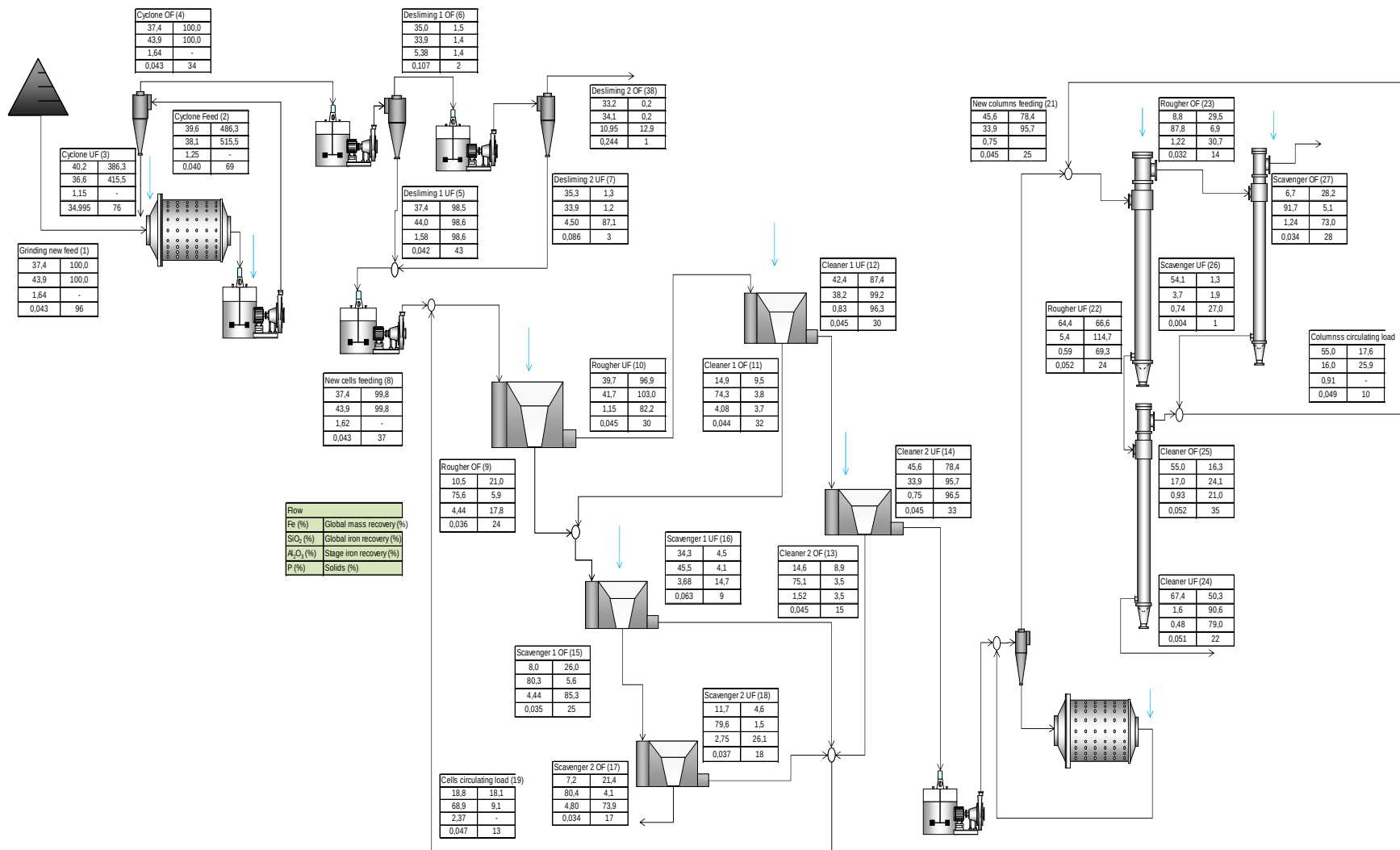


Figura 5.6: Desempenho global final reconciliado, referente aos testes integrado em escala piloto, simulando o circuito integrado.

De uma forma geral, os resultados do teste do circuito integrado em escala piloto comprova claramente que a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*) pode ser considerada tecnicamente viável, possibilitando o aumento real da recuperação metalúrgica do processo atual de concentração do Sistema Minas-Rio de 80% para 88%, através do aumento da recuperação de finos, sem que ocorra perda de qualidade do produto final.

5.3. Análise Comercial

5.3.1. Oportunidade de Retorno Financeiro

Conforme sessões anteriores, testes de laboratório e testes em escala piloto demonstraram tecnicamente que o potencial total da recuperação metalúrgica do Sistema Minas-Rio é significativamente mais elevado do que o valor praticado atualmente de 80%, obtido através do processo de concentração em células convencionais.

A fim de maximizar o retorno do investimento financeiro do Sistema Minas-Rio, foi identificada uma oportunidade real para aumentar a eficiência da recuperação metalúrgica, através da implantação de um circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*). Esta solução proposta otimizará de forma geral o processo de concentração do Sistema Minas-Rio, gerando assim ganhos financeiros diretos e consequentemente acelerando o retorno de capital investido.

Na configuração atual do Sistema Minas-Rio, o qual está localizado no município Conceição do Mato Dentro (MG), o produto final da flotação em células convencionais é totalmente liberado em um circuito de remoagem, preparando o material para bombeamento, através de um mineroduto de 532 Km de extensão, até a planta de filtração, localizada no município de São João da Barra (RJ).

No entanto, os benefícios metalúrgicos disponíveis, provenientes do processo de liberação no circuito de remoagem, não são aproveitados antes de realizar esse bombeamento. Com a introdução do circuito de flotação em colunas, certamente será possível otimizar o processo de flotação, através do aumento da recuperação metálica de finos, obtendo assim o máximo potencial da recuperação metalúrgica e, conseqüentemente, garantindo a especificação final do produto.

Através da implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*), o Sistema Minas-Rio terá a capacidade de mudar sua curva de recuperação metalúrgica, alcançando uma recuperação total de 88%, resultado consideravelmente superior ao valor atualmente praticado de 80%.

5.3.2. Benefícios Indiretos

Enquanto o aumento na recuperação metalúrgica é a principal justificativa para implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*), proporcionando o aumento do volume de produção metálica, existem outros benefícios indiretos esperados, tais como:

- aumento da capacidade final de produção, sendo esperado um aumento equivalente na recuperação em massa total da ordem de 4% (Cenário Atual = 46,8% X Cenário com a Implantação do Estágio *Releaner* = 50,8%), considerando um teor de alimentação da ordem de 39,8% de Fe (ROM);
- maior flexibilidade operacional da planta de beneficiamento para absorver variações na qualidade do material proveniente da Mina (ROM), mantendo a especificação final do produto;
- menor variabilidade e melhor estabilidade do processo operacional da planta de beneficiamento;

- probabilidade reduzida em produzir um *Pellet Feed* com teor de sílica contida além do limite superior especificado, com a existência de dois circuitos de flotação (células convencionais e colunas) em série.

Cada circuito de flotação (células convencionais e colunas) terá sua meta de teor de sílica para o concentrado. No entanto, se o objetivo não é atingido no primeiro circuito (células), ações podem ser tomadas como, por exemplo, alterar as dosagens de reagentes ou de outros parâmetros operacionais no segundo circuito (colunas), para garantir a especificação final do produto.

- menor taxa de disposição de rejeitos para a barragem. Espera-se que o volume de material enviado para barragem de rejeitos (*underflow* espessador de lamas) venha a ser reduzido, conforme apresentado na Tabela V.11.

Tabela V.11: Expectativa para o *underflow* do espessador de lamas para o cenário atual e o cenário com a implantação do estágio *recleaner*

Cenário	UF Espessador de Lamas				
	% sol	t/h	% Fe	t/m ³	m ³ /h
Cenário Atual	60	3.453	15,0	3,44	3.306
Cenário com Estágio <i>Recleaner</i>	60	2.863	9,9	3,42	2.746
Diferença (%)	-	-17	-	-	-17

- aumento da vida útil da barragem, devido ao menor volume de material enviado para mesma, implicando assim no adiamento de investimentos necessários para alteamento e extensão da barragem. A previsão de redução da taxa de disposição de rejeitos na barragem é apresentada na Figura 5.7.

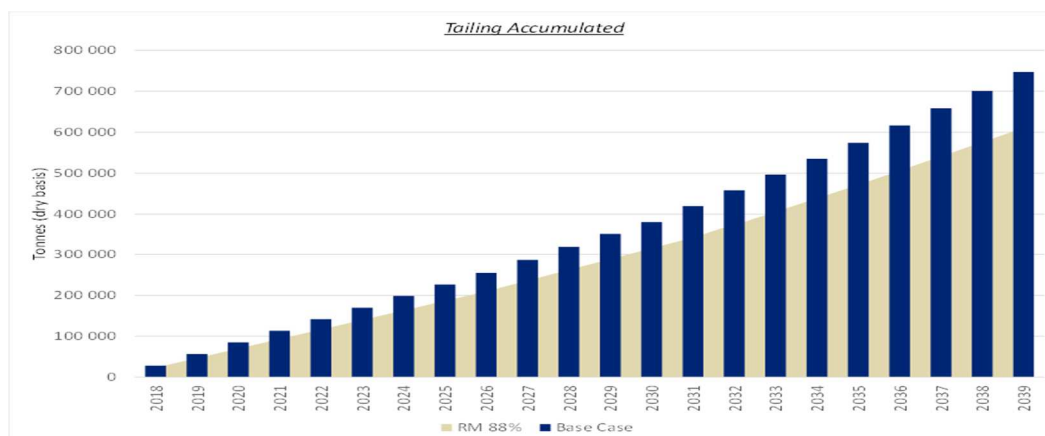


Figura 5.7: Estimativa para taxa de disposição de rejeitos na barragem – Período 2018-2039.

Caso a opção do negócio não seja aumentar a capacidade final de produção, permanecendo assim com a capacidade de produção originalmente projetada para o Sistema Minas-Rio (26,5 MTPA), o aumento da recuperação metalúrgica com a implantação do circuito de flotação em colunas irá proporcionar alguns benefícios indiretos, adicionais aos já mencionados anteriormente:

- aumento da vida útil da Mina - *LOM (Life of Mine)*;
- redução da taxa de alimentação do *ROM (Run of Mine)*;
- redução no dimensionamento da frota da mina.

5.3.2.1 Aumento do *LOM* / Redução da Taxa de *ROM* / Redução da Frota da Mina

Geralmente, a equipe de planejamento de lavra define uma sequência em que a mina será lavrada, desde seu início até a sua exaustão, sendo normalmente um software utilizado para esta função. No caso do Sistema Minas-Rio, o software adotado para realizar esta tarefa foi o *MineSight Schedule Optimizer® (MSSO)*, com algumas tarefas auxiliares sendo realizadas no *MineSight 3D*.

Inicialmente, algumas restrições para o planejamento de lavra foram definidas, a serem consideradas pelo sistema, conforme descrito a seguir:

- priorizar a extração dos recursos já indicados e medidos, para os anos iniciais do projeto objetivando reduzir o perfil de risco global;
- menor quantidade de estoque de material de baixa qualidade possível;
- canga limitada a 5% em massa para a alimentação da moagem;
- itabirito limitado a 13% em massa para a alimentação da moagem;
- estratégia de implementação de um sistema de transportador de correia, para longas distâncias, conforme necessidade de sequenciamento da mina;
- sistema de britagem semi-móvel sendo realocado em conformidade com o plano de exploração detalhada;
- inicialmente, lavrar utilizando uma cava intermediária para a Fase I (Minério Friável) e na sequência mover para a cava final (Minério Itabirito)

Desta forma, o planejamento de lavra e as restrições estabelecidas foram carregadas no *MineSight Scheduler Optimizer®* (MSSO), o qual pode lidar com o planejamento de lavra de múltiplas cavas. Os resultados dessa simulação, contemplando também a implantação do circuito de flotação em colunas de flotação (estágio *re cleaner*), o qual irá possibilitar alcançar uma recuperação metalúrgica de 88%, é demonstrado a seguir:

- aumento de 4 (quatro) anos na vida útil da mina (*LOM*);
- redução da movimentação total de material na mina, quando comparado com o cenário atual, conforme apresentado na tabela V.12, o que proporciona uma redução da taxa de alimentação de ROM para manter a taxa de produção final originalmente projetada (26,5 MTPA).

Tabela V.12: Diferença entre a movimentação total na Mina para o cenário atual e cenário com a implantação do circuito de flotação em colunas - Período de 2018-2064

Período	Diferença entre a movimentação total na Mina para o cenário atual e cenário com a implantação do circuito de flotação em colunas
2018	-8%
2019	-8%
2020	-9%
2021-2023	-8%
2024-2026	-4%
2027-2031	-16%
2032-2035	-9%
2036-2039	-4%
2040-2044	0%
2045-2049	-9%
2050-2062	-
2050-2064	-14%

- redução no dimensionamento da frota de mina necessária, em consequência da redução da movimentação total de material na mina.

5.3.3. CAPEX - Custo de Capital

Uma estimativa de investimento foi devidamente elaborada para esta fase do estudo, considerando um nível de precisão de -25% a + 50%. Esta estimativa de investimento foi baseada nos recursos necessário para implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *re-cleaner*), considerando a aquisição de equipamentos, obras civis, estrutura metálica, montagem eletromecânica, comissionamento, testes, etc.

Um projeto conceitual para avaliação da ordem de valor desta implantação foi contrato junto a uma empresa de engenharia. Os valores adotados na estimativa de investimento estão baseados neste projeto conceitual, bem como na composição de preços obtidos através de cotações orçamentais junto a grandes fornecedores do ramo ou preços provenientes de banco de dados próprio. Esta estimativa de investimento está apresentada na Tabela V.13.

Tabela V.13: Estimativa de investimento (CAPEX) baseado no projeto conceitual para implantação do circuito de flotação em colunas (estágio recleaner)

Items	%	Custo (Reais)	Custo (USD)
Equipamentos de Processo	15,50	25.333.376,00	7,238,107.43
Equipamentos Mecânico	2,31	3.778.623,00	1,079,606.57
Equipamentos para Utilidades	0,29	466.297,00	133,227.71
Equipamentos Elétrico	10,72	17.522.112,00	5,006,317.71
Instrumentação, Automação e Controle	0,76	1.243.458,00	355,273.71
Comunicação	0,38	621.729,00	177,636.86
Tubulação	2,16	3.528.779,00	1,008,222.57
Estrutura Metálica	7,98	13.043.652,00	3,726,757.71
Obras Cíveis -Infraestrutura	1,52	2.492.891,00	712,254.57
Obras Cíveis - Concreto	7,62	12.464.453,00	3,561,272.29
Montagem Eletromecânica	17,50	28.612.160,00	8,174,902.86
Subtotal 1 – CUSTOS DIRETOS	66,74	109.107.530,00	31,173,580.00
Items	%	Custo (Reais)	Custo (USD)
Frete	1,00	1.638.452,00	468,129.14
Sobressalentes	0,64	1.040.563,00	297,303.71
Apoio Fornecedores	0,38	621.730,00	177,637.14
Comissionamento e Testes	0,57	932.595,00	266,455.71
EpCM	5,88	9.600.001,00	2,742,857.43
Seguros	0,38	625.616,00	178,747.43
Outros Custos Indiretos de Campo	1,33	2.182.152,00	623,472.00
Subtotal 2 –CUSTOS INDIRETOS	10,18	16.641.109,00	4,754,602.57
Subtotal 1 + 2	76,92	125.748.639,00	35,928,182.57
Contingência	23,08	37.724.592,00	10,778,454.86
TOTAL	100,00	163.473.231,00	46,706,637.43

Notas:

1- Os valores percentuais são calculados sobre o montante total do CAPEX;

2- A taxa de câmbio considerada foi de: 1.00 USD = 3,50 R\$;

3 - Os investimentos dos equipamentos de processo, mecânica, utilidades, elétrico, instrumentação, automação, controle e comunicação foram baseadas nas listas de equipamentos / instrumentos conforme projeto conceitual, utilizando preços unitários de cotações orçamentárias;

4 - Os investimentos de obras civis (infraestrutura, concreto, etc.) e montagem eletromecânica (mão de obra, materiais, etc.), foram baseados nos principais quantitativos de serviços e taxas de produtividade padrão conforme projeto conceitual, utilizando preços unitários de cotações orçamentárias e banco de dados próprio;

5 - Os investimentos de estrutura metálica e tubulação foram baseados em lista de materiais conforme projeto conceitual, utilizando preços unitários de cotações orçamentárias e banco de dados próprio;

6 – O investimento com transporte (frete), incluindo seguros, foi considerado como sendo 2,5% do custo total da aquisição dos equipamentos de processo, mecânica, utilidades, elétrico e instrumentação, automação, controle, comunicação, tubulação e estrutura metálica.

7 – O investimento com peças sobressalentes foi contemplado para atender um período de 2 anos, sendo 2,1% do custo com equipamentos de processo, mecânica, utilidades, elétrico e instrumentação, automação, controle e comunicação.

8 – O investimento contempla o apoio de fornecedores para atender o período de montagem, testes e operação assistida, sendo aproximadamente 1,2% do custo com equipamentos de processo, mecânica, utilidades, elétrico e instrumentação, automação, controle e comunicação.

9 – O investimento com comissionamento e testes, através de uma empresa especializada neste ramo, objetivando avaliar a qualidade da montagem eletromecânica, bem como a execução dos testes de equipamentos (individuais, em grupos, sem e com carga) foi contemplado e corresponde aproximadamente a 1,9% do custo do equipamento.

10 – Os investimentos com EpCM, correspondem a elaboração dos projetos de engenharia conceitual, básico e detalhado, gerenciamento geral do projeto (engenharia, construção, testes, etc.), incluindo todas as despesas em Belo Horizonte e serviços no campo e corresponde a 8,8% do custo direto total.

11 – Os investimentos com custos indiretos de campo, abrangendo todas as instalações, equipamentos, serviços, materiais e consumíveis exigidos para implantação do projeto foi contemplado e corresponde a 2% dos custos diretos. Este item contempla, porém, não se limitando, a itens como escritórios e equipe administrativa, equipamentos e mobiliário, seguro de engenharia, veículos, viagens, cuidados médicos, energia, água, alojamento, telefone, internet, impressão, equipamentos de proteção individual, miscelâneas, etc.

12 – Uma contingência de 30% sobre a soma dos custos diretos e indiretos foi adotada para o projeto. Esta contingência será utilizada como um subsídio para itens indefinidos do trabalho que será realizado, ou elementos de investimento direto, que não foram explicitamente previstos neste momento da estimativa por questões de indisponibilidade de informações detalhadas do projeto.

13 – Todas as taxas e impostos aplicáveis com a legislação vigente foram aplicados na compra de equipamentos e materiais, bem como na execução de serviços. Estes valores estão contemplados na estimativa de investimentos, inclusos nos valores unitários que compõem os custos diretos e indiretos.

Segue abaixo relação de alguns itens definidos que não fazem parte integrante desta estimativa de investimento:

- Custos com equipe operacional própria (*Owner's Costs*);
- Aquisição de terras;
- Gastos relacionados a licenciamento ambiental e obtenção de qualquer tipo de licenças necessárias junto a órgãos regulamentadores;
- Ensaios de caracterização tecnológica;
- Custos relacionados ao financiamento do projeto;
- Consultoria;
- Pleitos devido ao impacto no cronograma de implantação;
- Mudanças na taxa de câmbio;
- *Escalation*;
- Impactos de custos associados a qualquer tipo de riscos;
- Despesas relativas ao encerramento das instalações no fechamento da mina;
- Garantias financeiras.

5.3.4. OPEX - Custo Operacional

Uma avaliação de custos operacionais foi realizada considerando a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), objetivando comparar os custos deste novo cenário versus o cenário praticado atualmente.

Por motivo de confidencialidade de informações, as premissas consideradas na elaboração da estimativa de custos operacionais (OPEX) apresentada a seguir não serão mencionadas neste trabalho, uma vez que as mesmas estão de acordo com o *LOM* vigente do Sistema Minas-Rio para o período de 2017-2021, o qual foi definido como base para a estimativa elaborada e apresentado na Tabela V.14.

Tabela V.14: Estimativa de custos operacionais (OPEX) contemplando o cenário atual e cenário com a implantação do circuito de flotação em colunas - Período de 2017-2021

	Item	LOM	Fase 1 (Friável)	Fase 2 (Itabirito)
Cenário Atual (RMFe 80%)	Total Material Lavrado (dmt)	4.463.075,78	1.922.287,80	2.540.787,98
	Total ROM (dmt)	3.009.979,15	1.368.210,64	1.641.768,50
	Total Pellet Feed (dmt)	1.193.353,03	607.995,76	585.357,27
	OPEX Mina (USD/ton)	6,78	5,84	7,76
	OPEX Planta (USD/ton)	7,85	7,29	8,44
	OPEX Outros (USD/ton)	8,02	7,97	8,18
	OPEX Total (USD/ton)	22,66	21,10	24,38
Estágio Recleaner (RMFe 88%)	Total Material Lavrado (dmt)	4.568.963,69	1.663.906,78	2.905.046,91
	Total ROM (dmt)	3.001.181,97	1.240.222,71	1.760.959,26,
	Total Pellet Feed (dmt)	1.303.918,58	607.837,28	696.081,30,
	OPEX Mina (USD/ton)	6,66	5,64	7,54
	OPEX Planta (USD/ton)	7,84	7,30	8,33
	OPEX Outros (USD/ton)	7,89	7,97	7,84
	OPEX Total (USD/ton)	22,40	20,91	23,71

O principal motivo da variação do custo operacional entre os dois cenários, foi a diferença no consumo energético (moagem / remoagem) e reagentes (amina / amido).

Os fluxogramas apresentados nas Figuras 5.8 e 5.9 foram considerados para determinar os principais custos operacionais para o cenário atual e o cenário contemplando a implantação do circuito de flotação com colunas (estágio *recleaner*).

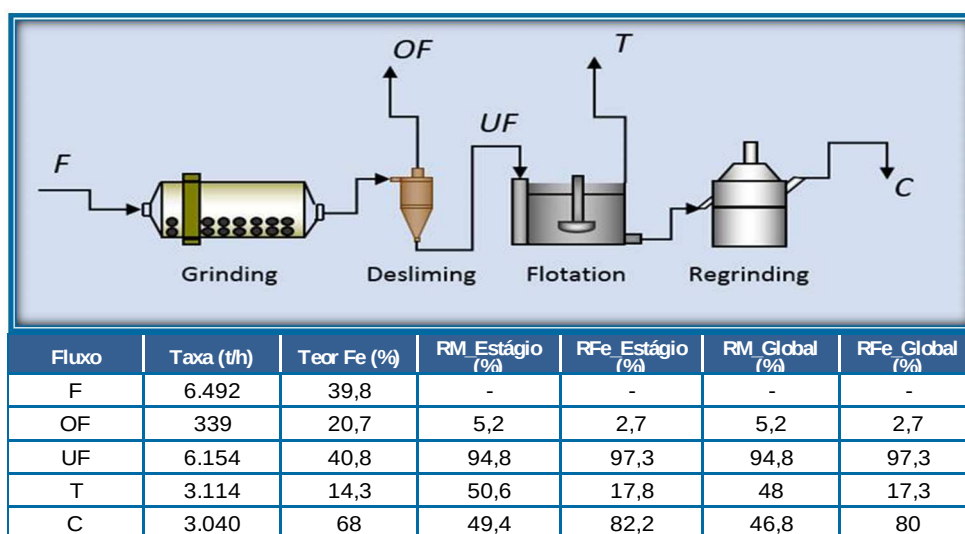


Figura 5.8: Fluxograma e balanço de massa / metalúrgico para o cenário atual.

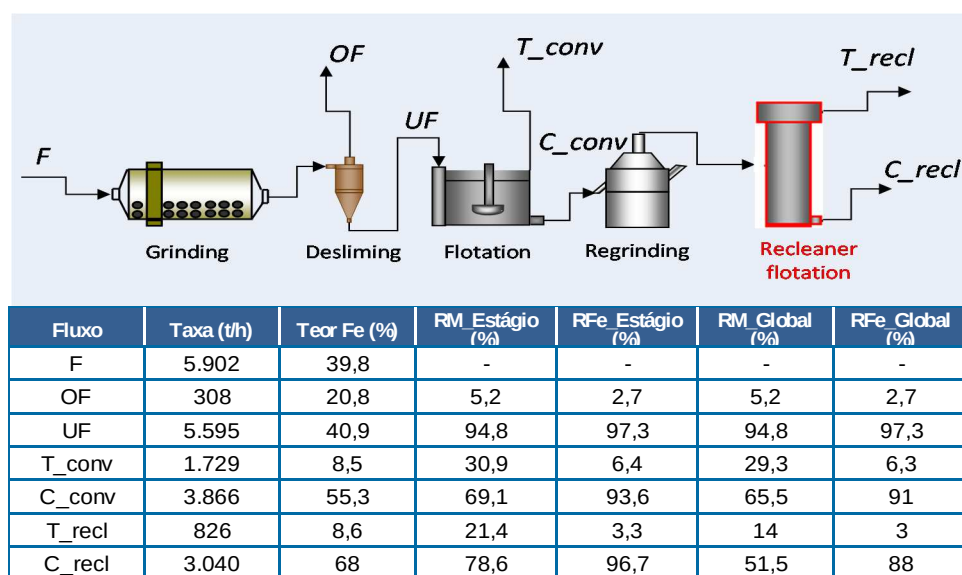


Figura 5.9: Fluxograma e balanço de massa / metalúrgico para o cenário com a implantação das colunas de flotação (estágio *recleaner*).

Além disto, a equipe de planejamento de longo prazo analisou os impactos no *OPEX* referente à redução da massa a ser alimentada (*ROM*) e dimensionamento da frota de mina necessária, caso a opção adotada seja não aumentar a capacidade de produção atua, permanecendo a mesma em 26,5 MTPA. Estes fatores impactaram positivamente na composição do *OPEX*, principalmente devido à redução nos custos com pneus, combustível e manutenção.

5.3.5. Avaliação Econômica

Uma avaliação econômica foi realizada conforme as seguintes premissas:

- Cenário Atual
 - Vida útil da Mina (*LOM*) até 2060
 - Investimentos *OPEX* baseados no orçamento corrente aprovado para o período de 2017 a 2020
 - Estágio *recleaner* sendo implantado somente em 2037, com a frente de lavra mudando de material friável para itabirito compacto
- Cenário com Estágio *Recleaner*
 - Aumento da vida útil da Mina (*LOM*) até 2064,
 - Redução da taxa de disposição de rejeitos para barragem.
 - Redução no consumo específico de reagentes e energia.
 - Estágio *recleaner* sendo implantado em 2017 / 2018

Com estas informações a equipe financeira foi capaz de simular o *FCFF* (*Free Cash Flow to the Firm*) e *NPV* (*Net Present Value*), comparando o cenário que contempla a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) versus o cenário atual. Lembrando que:

FCFF é a sigla usada para definir Fluxo de Caixa Livre para Empresas, em outras palavras, representa o dinheiro disponível para pagar os investidores após a empresa pagar os custos do negócio e investimentos

NPV é a sigla usada para definir o valor presente líquido, ou seja, *NPV* é um cálculo que compara o montante investido hoje no valor presente, com o valor previsto para recebimento futuro. Em outras palavras, o valor investido hoje é comparado com o valor futuro, após descontada uma taxa específica de retorno. Investimentos com *NPV* positivo são considerados aceitáveis, enquanto investimentos com *NPV* negativo são considerados inaceitáveis.

A simulação do *FCFF* e *NPV* para o cenário considerando a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), e o cenário atual é apresentada na Figura 5.10.

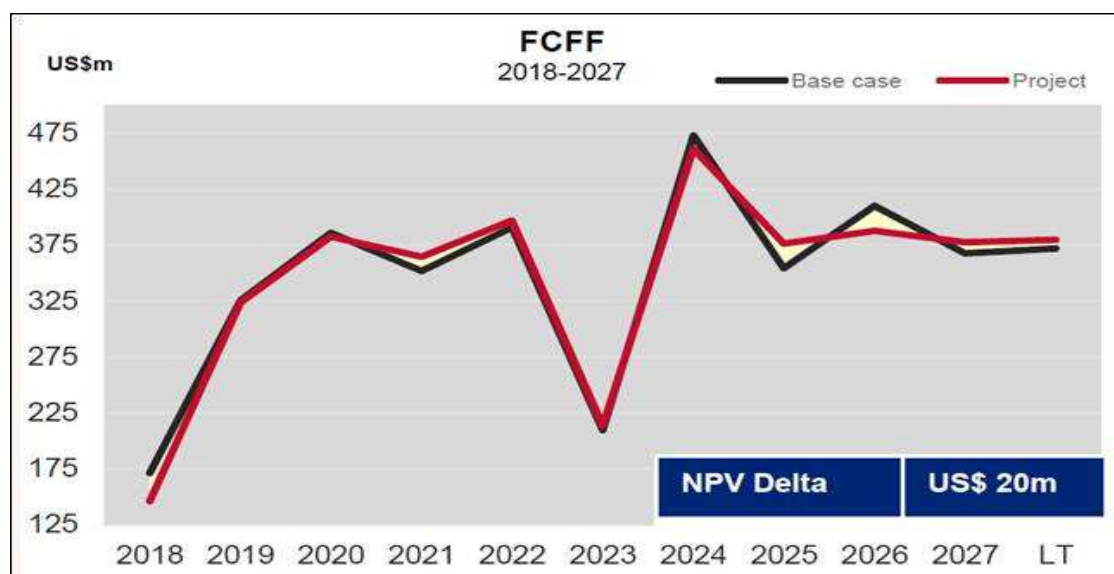


Figura 5.10: Comparação do *FCFF* entre o cenário para implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) e o cenário atual.

Neste caso, a diferença entre o *NPV* para a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) e o *NPV* para o cenário atual foi de US\$ 20 milhões, o que demonstra que a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) a é economicamente vantajosa para o Sistema Minas-Rio.

5.3.6. Análise de Sensibilidade

Análises de sensibilidade são usadas para verificar o que ocorre com o retorno do projeto (variável saída) quando um parâmetro do projeto (variável de entrada) assume valores diferentes em torno da sua “melhor estimativa”. Este cálculo permite delimitar o limite de um valor para cada variável estratégica a partir do qual o projeto é economicamente viável.

Com relação ao investimento de capital (*CAPEX*), para implantação do circuito de flotação em colunas, é esperado um investimento da ordem de 47 milhões de dólares, conforme Tabela V.13.

Conforme valores de projeto, o cenário atual do Sistema Minas-Rio tem capacidade de produção de 26,5 milhões de toneladas por ano de *Pellet Feed*. A implantação do circuito de flotação em colunas irá proporcionar um aumento na recuperação em massa na ordem de 4% ao ano (Cenário Atual = 46,8% X Cenário com a Implantação do Estágio *Recleaner* = 50,8%), elevando assim a capacidade total do Sistema Minas-Rio para aproximadamente 28,8 milhões de tonelada por ano. Este acréscimo na produção proporcionará uma receita adicional bruta da ordem de 138 milhões de dólares, considerando o preço de venda do produto a 60 dólares a tonelada.

Referente aos custos operacionais (*OPEX*), a implantação do circuito de flotação em colunas implicará em um custo adicional de aproximadamente 53 milhões de dólares por ano, considerando o acréscimo na produção total e o custo de produção de 23 dólares por tonelada.

Desta forma, uma análise de sensibilidade para o VPL foi realizada para a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*), variando receita e custo (neste caso foi considerado cenários com 5% e com 10% acima e abaixo da melhor estimativa), conforme apresentado na Figura 5.14. Maiores detalhes ver anexo 21.

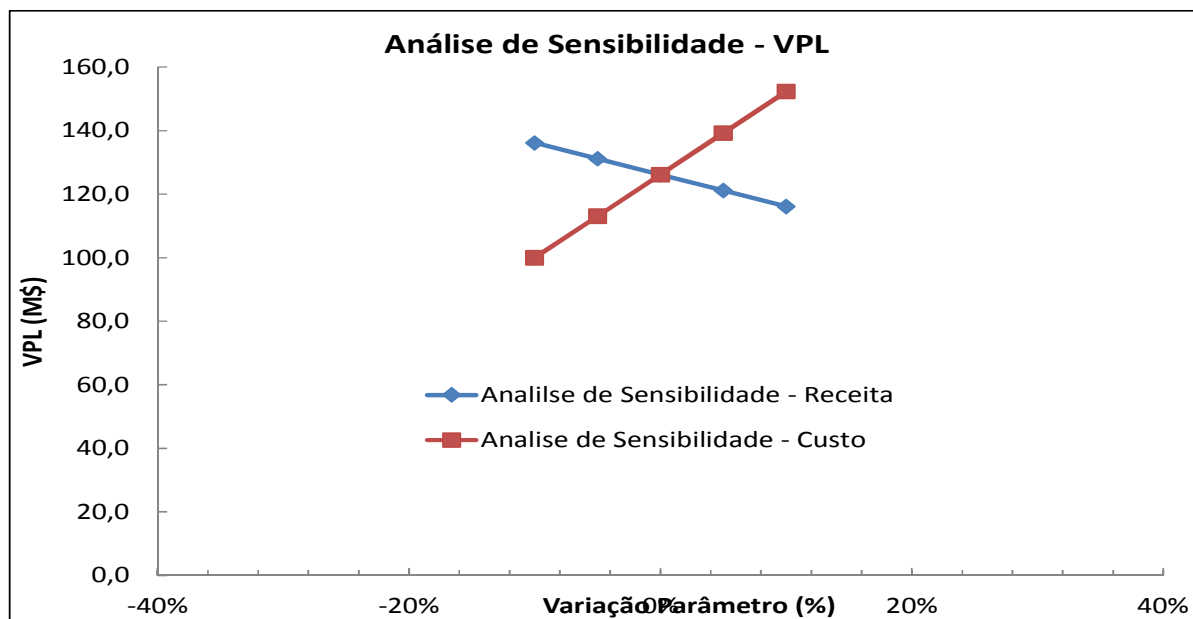


Figura 5.11: Análise de Sensibilidade para o VPL referente a implantação do circuito de flotação em colunas, variando receita e custo.

Esta análise de sensibilidade do VPL demonstra que, a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *recleaner*) é economicamente vantajosa, mesmo ocorrendo variações de preço e custo dentro de um range de 5 a 10% para cima ou para abaixo destas variáveis.

CAPÍTULO 6 – CONCLUSÕES

Vários testes em laboratório e escala piloto foram realizados, simulando a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*). Inicialmente, testes de laboratório apresentaram resultados bastante promissores, o que foi confirmado e reforçado posteriormente através do bom desempenho alcançado nos testes em escala piloto. O resultado final consolidado destes testes e apresentado abaixo:

- %Fe no concentrado: Realizado = 67,4%
- %SiO₂ no Concentrado = 1,6%
- %Recuperação de Ferro (estágio *releaner*) = 79%
- %Recuperação de Ferro (Global) = 90,6%

Esses resultados demonstram que a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*) é tecnicamente viável, possibilitando aumentar a recuperação metalúrgica do processo atual de concentração do Sistema Minas-Rio de 80% para 88%, através da recuperação da fração mais fina, produzindo um concentrado final com 68% de Fe contido.

Simulações financeiras demonstram também um cenário promissor referente ao investimento na implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*), gerando um ganho na ordem de US\$ 20 milhões dentro de um horizonte de 10 anos.

CAPÍTULO 7 – RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

Os resultados satisfatórios alcançados, através das avaliações técnicas e econômicas, contribuem para a tomada de decisão sobre o direcionamento de investimentos para a implantação do circuito de flotação em colunas (estágio *releaner*), o qual além de maximizar a recuperação metalúrgica do Sistema Minas-Rio, irá também contribuir para melhorar o aproveitamento dos recursos minerais disponíveis, possibilitar o aumento da capacidade produtiva, reduzir a produção de rejeitos (adiamento de investimento em alteamento de barragens) e aumentar a flexibilidade operacional.

CAPÍTULO 8 – SUGESTÕES TRABALHOS FUTUROS

- Avaliar outros cenários / configurações para o circuito misto de flotação (célula convencional + coluna), como por exemplo a eliminação das colunas *scavenger*, desde que as colunas *rougher* produzam um concentrado com boa qualidade e alta recuperação metalúrgica;
- Avaliar a utilização de outras tecnologias, como por exemplo células convencionais de grande volume, em substituição a utilização de colunas de flotação;
- Estudar a possibilidade de implantação de diferentes rotas de processamento, para recuperação de finos.
- Estudar a possibilidade de pré-concentração do material que alimenta o circuito de flotação atual, através do uso de peneiras de alta frequência.

CAPÍTULO 9 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARAUJO, A.C. (1988) **Starch Modifications of the Flocculation and Flotation of Apatite**. Vancouver: UBC - The University of British Columbia, PhD Thesis.

ARAUJO, A.C., PERES, A.E.C. (1995) **Froth Flotation: Relevant Facts and the Brazilian Case**. Série Tecnologia Mineral, 70. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq.

BALAJEE, S.R., IWASAKI, I. (1969) **Adsorption Mechanism of Starches in Flotation and Flocculation of Iron Ores**. Transactions AIME, v.244, p.401-406 apud PAVLOVIC, S. (2002) Adsorção de carboidratos na superfície dos minerais hematita e quartzo. Tese de Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

BOUTIN, P., TREMBLAY, R. (1962) **Canadian Patents** Nº 680576 and 680654.

COFFINN, V.L., MISZCZAK, J. (1982) **Column flotation at Mines Gaspé**, 14th Int. Mineral Processing Congress, paper IV.21, Toronto, Canadá.

CRISTIE, T., BRATHWAITE, B. (1997) **Mineral Commodity Report 15 . Iron**. New Zealand: Institute of Geological and Nuclear Sciences Ltd.

DEY, S., PAUL, G.M., PANI, S. (2013) **Flotation Behaviour of Weathered Coal in Mechanical and Column Flotation Cel. Powder Technology**, v.246, p.689-694.

EL-SHALL, H., ZUCKER, G.L. (1982) **A Comparative Study of Slime Flotation Using Electro, Column, and Mechanical Flotation Techniques**. AIME Annual Meeting and Exhibit, 19p.

ERIEZ FLOTATION DIVISION (2012) **Column Flotation Test Cell Operating and Maintenance Manual**.

FINCH, J.A., DOBBY, G.S. (1990) **Column flotation**, Pergamon Press, First edition.

FLINT, I.M., WYSLOUZIL, H.E., MURDOCKJ, D.J. (1993) **The Use of Column Flotation to Reduce Silica in Iron Ore Pellets**. SME Annual Meeting, Preprint number 93-60, 9p.

GUPTA, A., YAN, D. S. (2006) **Mineral Processing Design and Operations**; An introduction. 1st edition. Oxford: Elsevier Science & Technology Books, 693p;

JENA, M.S., BISWAL, S.K., DAS, S.P., REDDY, P.S.R. (2008) **Comparative Study of the Performance of Conventional and Column Flotation when Treating Coking Coal Fines**. *Fuel Processing Technology*, n.89, p.1409-1415.

LEJA, J. (1982) **Surface Chemistry of Froth Flotation**. New York: Plenum Press, 758p;

LIMA, R.M.F. (1997) **Adsorção de Amido e Amina na Superfície da Hematita e do Quartzo e sua Influência na Flotação**. Tese de Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

MATIOLO, E., SOUZA, A., RODRIGUES, R.T., RUBIO, J. (2012) **Treatment of a Low Grade Compact Itabirite Iron Ore From Carajás** – Brazil. In: XXVI International Mineral Processing Congress, 9p.

MARTINS, M. (2009) **Molhabilidade de Apatita e sua Influência na Flotação**. São Paulo: Escola Politécnica da USP, 119p. (Tese, Doutorado em Engenharia Mineral);

MAZZINGHY, D.B, GALÉRY, R., SCHNEIDER, C. L., (2012) **“Metodologia para Escalonamento e Simulação de Moinho Vertical**, p.133.

MCKAY, J.D., FOOT, D.G. (1990) **Recent Column Flotation Advances**. SMME, Preprint number 90-7, 5p.

MOHR, S., GIURCO, D., YELLISHETTY, M., WARD, J., MUDD, G. (2015) **Projection of Iron Ore Production**. In: *Natural Resources Research*, v.24, n.3, set.

MONTE, M.B. M., PERES, A.E.C. (2002) **Química de Superfície na Flotação**. In: LUZ, A. B., et al. Tratamento de minérios, 3a edição, c.9, p.339-407, Rio de Janeiro, CETEM/MCT.

NEDER, E.E.; LEAL FILHO, L.S. (2005) **O Uso de Aminas Graxas e Seus Derivados na Flotação de Minérios Brasileiros**. In: Anais do XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Natal, RN, v.1, p-395-404.

OLIVEIRA, L.C.A.; FABRIS, J.D.; PEREIRA, M.C. (2013) **Óxidos de Ferro e suas Aplicações em Processos Catalíticos: uma Revisão**. In: Quim. Nova, v.36, n.1, p123-130.

OLIVEIRA, M.L.M., AQUINO, J.A. (2006) **Aspectos Relevantes das Colunas de Flotação**. Trabalho apresentado no XXI ENTMME, Natal-RN, novembro.

PERES, A.E.C., ARAUJO, A.C. (2009) **A flotação como Operação Unitária no Tratamento de Minérios**. In: CHAVES, A. P.; Teoria e prática do tratamento de minérios; A Flotação no Brasil. 2ª Edição. São Paulo: Signus Editora, v.4, c.1, p.1-29;

PERES, A.E.C., CORRÊA, M.I. (1996) **Depression of Iron Oxides with Corn Starches**. Minerals Engineering, v.9, no12, p.1227-1234.

PERES, A.E.C., SALUM, M.J.G., VALADÃO, G.E.S., ARAUJO, A.C. (2012) **Métodos de Concentração**. In: VALADÃO, G.E.S., ARAUJO, A.C.; Introdução ao tratamento de minérios. 1ª Reimpressão. Belo Horizonte: Editora UFMG, c.6, p.105-139;

PINTO, C.L.L. (1989) **Efeito do Amido, Amilose e Amilopectina na Depressão de Oxi-Minerais**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

QUARESMA, L.F. (2001) **Balanço Mineral Brasileiro**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral.

SANTANA, A.N., CASTRO, E.B., SILVA, R.V.G. (1996) **Aplicação de Flotação em Coluna para um Minério de Ferro com Teor Variável de Sílica**. In: I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.351-365.

TAGGART, A.F. (1921) **A Manual of Flotation Process**. New York, 181p.

TUCK, C.A. (2015) **Mineral Commodity Summaries 2015**. U. S. Geological Survey (USGS), jan. Disponível em: <<http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/mcs/>>.

TURRER, A.D., QUEIROZ, D.S. B., DONDA, J.D. (1996) **O Uso de Flotação em Coluna para Recuperação de Fino de Lama da Usina de Concentração da Samarco**. In: I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.327-338.

VERAS, M.M. (2010) **Influência do Tipo de Espumante nas Características de Espuma Produzida na Flotação**. Recife: Centro de Tecnologia e Geociências da UFPE, 64p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Mineral);

VLACH, S.R.F. (2015) **A classe dos Tectosilicatos: Guia Geral da Teoria e Exercício**. In: Revista do Instituto de Geociências da USP. Disponível em: <<http://ppegeo.igc.usp.br/pdf/guspsd/v1/did1.pdf>>.

WALDE, D.H.G. (1986) **Geologia do ferro**. In: SCHOBENHAUS, C., COELHO, C. E. S. Principais depósitos minerais do Brasil. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, v.II, c.1, p.3-6.

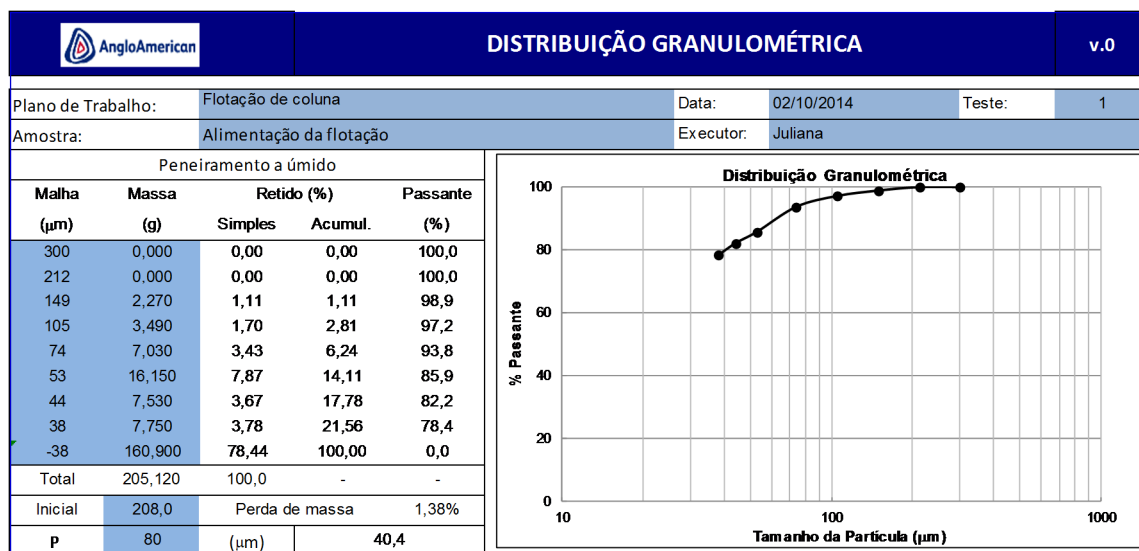
WHEELER, D.A. (1996) **Big flotation column mill tested**, Eng.& Mining Journal, Vol.167, Nº11, pp. 98-100.

WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T. J. 2006 **Mineral Processing Technology**; An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. 7th Edition, Brisbane: Elsevier Science & Technology Books, 444p;

WORLDSTEEL (2015) **World Steel in Figures 2014**. World Steel Assoc., 2014. Disponível em <https://www.worldsteel.org/dms/internetDocumentList/bookshop/World-Steel-in-Figures-2014/document/World%20Steel%20in%20Figures%202014%20Final.pdf>>.

CAPÍTULO 10 – ANEXOS

Anexo 1: Distribuição granulométrica do pré-concentrado obtido através dos circuitos de moagem, deslamagem, flotação em células convencionais e remoagem.

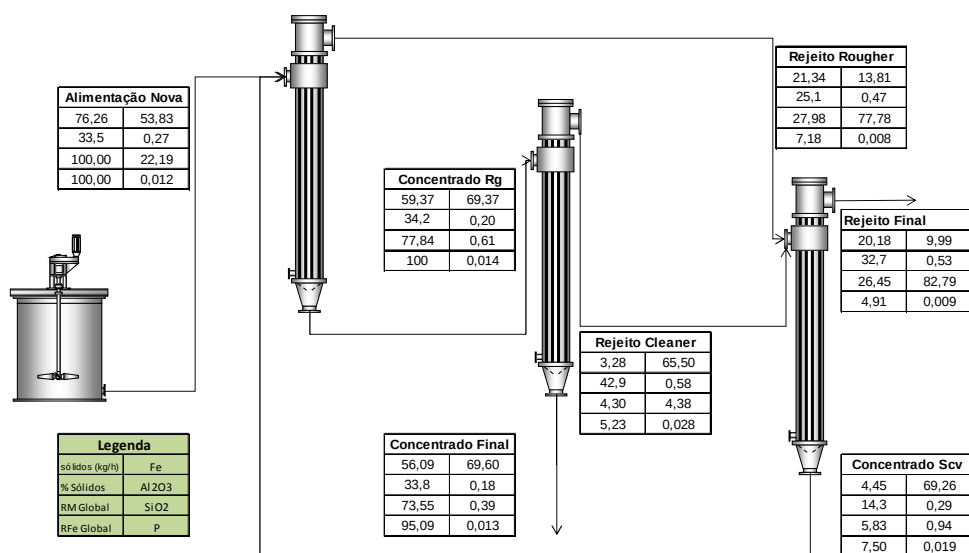


Anexo 2: Parâmetros operacionais registrados durante a 2ª simulação do circuito de flotação em coluna para as condições 1, 2 e 3.

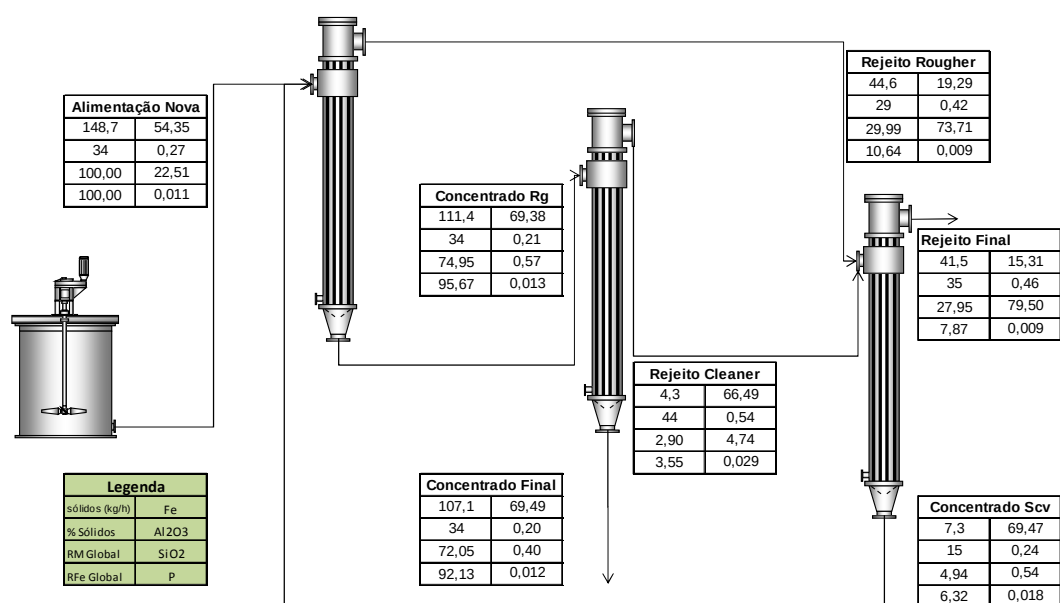
			Teste		
			Condição 1	Condição 2	Condição 3
Início			13:00	15:00	16:00
Amostragem			14:30	15:30	17:00
<i>Rougher</i>	Alimentação nova	Densidade polpa (g/cm ³)	1,37	1,37	1,37
		Vazão (l/min)	2,7	5,2	5
	Vazão ar (LPM)		16	16	16
	Água de lavagem (l/min)		0	0	0
	Altura da camada de espuma (m)		1	1	1
	Amido (g/t)		500	500	500
	Amina (g/t)		35	35	35
<i>Cleaner</i>	Vazão ar (LPM)		9	9	9
	Água de lavagem (l/min)		0	0	0
	Altura da camada de espuma (m)		0,5	0,5	0,1
	Amido (g/t)		0	0	0
	Amina (g/t)		0	0	0
<i>Scavenger</i>	Vazão ar (LPM)		7	7	7
	Água de lavagem (l/min)		0	0	0
	Altura da camada de espuma (m)		0,6	0,6	1,2
	Amido (g/t)		0	0	0
	Amina (g/t)		0	0	0

Anexo 3: Resultados consolidados para a 2ª simulação do circuito de flotação em colunas (estágio eecleaner).

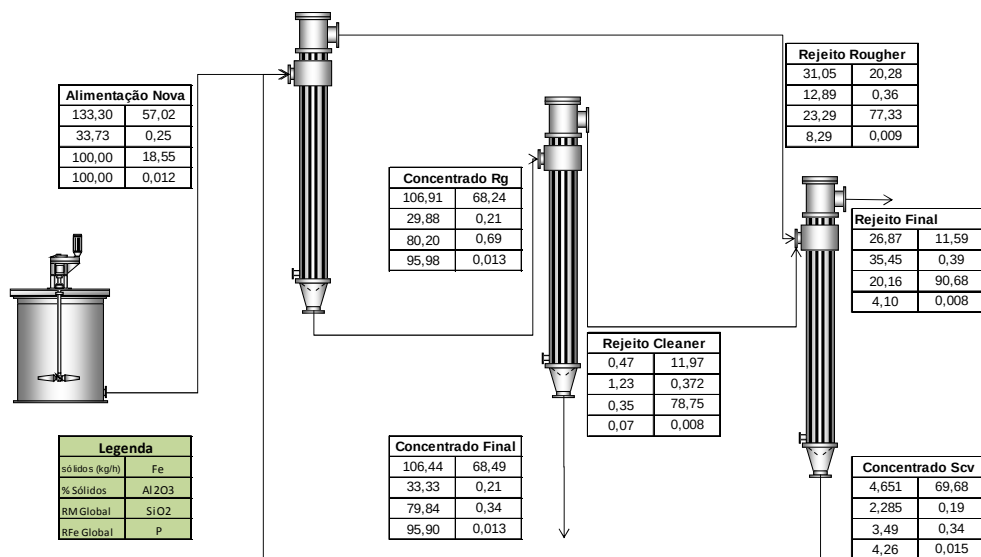
• CONDIÇÃO 1



CONDIÇÃO 2



CONDIÇÃO 3



Anexo 4: Tempo de residência, capacidade de carregamento e velocidade do ar para circuito de flotação em coluna para as condições 1 e 2.

Condição	Coluna	Tempo de Residência	Capacidade de Carregamento (Espuma)	Capacidade de carregamento (Ar)	Velocidade do Ar
		Min	t/h/m ²	kg _{solids} /m ³	cm/s
1	RG	24,9	1,2	22,2	1,5
	CL	21,3	0,4	6,1	1,9
	SCV	20,6	2,5	48,0	1,4
2	RG	13,5	2,4	46,4	1,5
	CL	11,4	0,5	8,0	1,9
	SCV	11,8	5,1	98,9	1,4

Anexo 5: Parâmetros e resultados experimentais obtidos no teste de moagem em laboratório.

AngloAmerican			MOABILIDADE						v.1		
Plano de Trabalho: Flotação Recleaner			Data: 07/01/2015			Teste:			1		
Amostra: Pilha Pulmão Planta Industrial (Dez/14)			Executor: Fabiano/Marcelo/Flávia								
Diâmetro Interno		m	0,457		Massa sólidos (seco)		kg	15,78			
Comp. Interno		m	0,381		Massa de bolas		kg	76,89			
Porosidade		%	40,0		Volume de água		L	6,137			
J - Ench. Bolas		%	27,00		Vel. do teste		rpm	50,34			
U - Ench. Material		%	100,0								
Dens. real sólidos		t/m3	3,60		Distribuição de Bolas						
Dens. apar. sólidos		t/m3	2,34		n	(mm)	(%)	(kg)			
Dens. real bolas		t/m3	7,60		1	50	41	31,5			
Conc. sólidos		%	72,0		2	38	44	33,8			
Vel. crítica adotada		%	76,1		3	25	15	11,5			
Vol. Interno		m3	0,062		4			0,0			
Velocidade crítica		rpm	66,1		5			0,0			
Potência Mecânica		kW	0,37		Total		100	76,9			
t (min)	0,0		4,0		8,0		14,0				
Size (µm)	Ret. (g)	Pas. (%)	Ret. (g)	Pas. (%)	Ret. (g)	Pas. (%)	Ret. (g)	Pas. (%)	Ret. (g)	Pas. (%)	
32000	0,00	100,00	0,00	100,00	0,00	100,00	0,00	100,00			
32000	0,00	100,00	0,00	100,00	0,00	100,00	0,00	100,00			
25400	36,00	99,76	0,00	100,00	0,00	100,00	0,00	100,00			
19050	122,00	98,94	0,00	100,00	0,00	100,00	0,00	100,00			
12700	394,00	96,30	67,00	99,56	9,00	99,94	8,00	99,95			
6350	760,00	91,21	100,00	98,91	21,00	99,80	3,00	99,93			
4750	411,00	88,45	34,00	98,69	4,00	99,77	3,00	99,91			
3350	382,00	85,89	23,00	98,54	7,00	99,73	1,00	99,90			
2360	472,00	82,73	20,00	98,41	3,00	99,71	1,00	99,89			
1700	386,00	80,14	31,00	98,21	4,00	99,68	1,00	99,89			
1180	384,00	77,57	33,00	97,99	3,00	99,66	1,00	99,88			
600	689,52	72,94	285,70	96,13	37,54	99,41	8,92	99,82			
425	326,85	70,75	299,70	94,18	103,23	98,72	14,86	99,72			
300	391,19	68,13	661,03	89,87	447,91	95,73	158,55	98,66			
212	690,99	63,50	989,68	83,41	942,74	89,43	545,01	95,02			
150	887,68	57,55	942,99	77,26	927,38	83,23	759,05	89,96			
106	1431,69	47,95	1946,67	64,57	2048,42	69,54	1940,23	77,00			
75	1405,37	38,53	1720,73	53,35	1954,58	56,48	1790,60	65,05			
53	1527,48	28,29	1911,19	40,89	1945,19	43,48	2193,91	50,40			
38	900,11	22,26	1447,17	31,46	1274,61	34,96	1325,86	41,55			
Pan	3321,12	0,00	4825,14	0,00	5232,40	0,00	6223,01	0,00			
Total	14919,00		15338,00		14965,00		14978,00		0,00		
P80 (µm)		1667,2	175,5		139,0		115,4				
Energia Esp. (kWh/t)		0,00	1,55		3,09		5,41				

Anexo 6: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para o teste de deslamagem em laboratório.

AngloAmerican		Formulário de testes de deslamagem em balde															V.1					
Data: _____		Teste: Deslamagem										Responsável: Fabiano Gonzaga										
Sólidos em peso (%)		20,0																				
Nº teste	umidade (%)	Massa sólidos natural (kg)	Massa sólidos seca (kg)	Massa de água (kg)	pH	nº de sifonadas	Fluxo	Valores medidos										Valores reconciliados				
								Massa (kg)	Fe (%)	Al2O3 (%)	SiO2 (%)	P (%)	CaO (%)	MgO (%)	Mn (%)	TiO2 (%)	K2O (%)	Massa (kg)	Fe	Al2O3	SiO2	P
1	10	4,400	4,000	16,000	10,5	3	Alimentação	-	40,24	1,82	39,89	0,05	0,031	0,0006	0,072	0,044	4	38,9	2,6	38,5	0,057	
							UF	3,5	40,61	0,98	38,5	0,031	0,006	0	0,054	0,038	3,5	40,6	1,0	38,5	0,031	
							OF	0,5	27,31	13,73	38,23	0,236	0,009	0,107	0,26	0,096	0,5	27,3	13,7	38,2	0,236	

Anexo 7: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para os testes de flotação em células convencionais em laboratório.

Formulário de testes de flotação em bancada															V.3										
Data: 22/01/2015 Teste: _____ Responsável: Fabiano Gonzaga																									
Volume da cuba (l): 4,5																									
Minério: umidade (%) 13,6 %Fe 40,2 densidade calculada (g/cm³) 3,66 medida (g/cm³) 3,7 Sólidos em peso (%) condicionamento 60,0 flotação 40,0 Concentração dos reagentes (% p/v) depressor 1,00 coletor 1,00																									
Massa de teste seca (kg) 2,030 úmida (kg) 2,348 Volume de água condicionamento (l) 1,353 flotação (l) 1,692																									
Nº teste	Material	pH	Depressor				Coletor				Fluxo	Valores medidos									Valores reconciliados				
			Fornecedor	Nome	Dosagem (g/t)	Volume da solução (ml)	Fornecedor	Nome	Dosagem (g/t)	Volume da solução (ml)		Massa (g)	Fe (%)	Al2O3 (%)	SiO2 (%)	P (%)	Ca (%)	Mg (%)	Mn (%)	Ti (%)	Massa (kg)	Fe	Al2O3	SiO2	P
1	Pilha Pulmão	10,2	Flokkit 415	500	101,5	Clariant	EDA-C	17,5	3,6	Alimentação	-	40,61	0,98	38,5	0,031	0,006	0,00	0,054	0,038	2034	42,1	0,9	38,4	0,028	
										Concentrado	1375	59,34	0,52	13,87	0,035	0,011	0,006	0,074	0,055	1375	59,3	0,52	13,87	0,035	
										Rejeito1	29	6,16	4,01	86,31	0,014	0,007146	0,048256	0,023	0,0312226	29	6,16	4,01	86,31	0,014	
										Rejeito2	124	6,03	2,16	88,88	0,013	0,0064314	0,024128	0,017	0,0222185	124	6,03	2,16	88,88	0,013	
										Rejeito3	279	6,08	1,54	89,72	0,013	0,0057168	0,006032	0,018	0,018015	279	6,08	1,54	89,72	0,013	
										Rejeito4	173	5,93	1,21	90,93	0,013	0,007146	0,0	0,018	0,0198165	173	5,93	1,21	90,93	0,013	
2	Pilha Pulmão	10,2	Flokkit 415	500	101,5	Clariant	EDA-C	17,5	3,6	Rejeito5	54	8,28	1,63	86,73	0,019	0,0100044	0,006032	0,028	0,0246205	54	8,28	1,63	86,73	0,019	
										Alimentação	-									2026	40,3	0,9	41,0	0,027	
										Concentrado	1292	59,3	0,52	13,88	0,035	0,01	0,006	0,073	0,056	1292	59,3	0,52	13,88	0,035	
										Rejeito1	153	6,35	2,09	89,1	0,014	0,0057168	0,018096	0,016	0,0222185	153	6,35	2,09	89,1	0,014	
										Rejeito2	184	6,9	1,57	88,37	0,013	0,007146	0,0	0,02	0,020417	184	6,9	1,57	88,37	0,013	
										Rejeito3	232	6,61	1,27	89,32	0,013	0,0078606	0,0	0,017	0,0198165	232	6,61	1,27	89,32	0,013	
3	Pilha Pulmão	10,2	Flokkit 415	500	101,5	Clariant	EDA-C	35	7,1	Rejeito4	130	6,83	1,37	88,59	0,014	0,0078606	0,0	0,021	0,018015	130	6,83	1,37	88,59	0,014	
										Rejeito5	35	8,89	1,76	85,12	0,02	0,0092898	0,006032	0,026	0,0270225	35	8,89	1,76	85,12	0,02	
										Alimentação	-									2044	41,8	0,9	39,2	0,029	
										Concentrado	1087	67,88	0,5	1,91	0,038	0,011	0,01	0,079	0,059	1087	67,9	0,5	1,91	0,038	
										Rejeito1	184	8,2	1,88	86,12	0,014	0,0078606	0,006032	0,018	0,022819	184	8,2	1,88	86,12	0,014	
										Rejeito2	253	10,83	1,23	83,25	0,016	0,0064314	0	0,024	0,0246205	253	10,83	1,23	83,25	0,016	
4	Pilha Pulmão	10,2	Flokkit 415	500	101,5	Clariant	EDA-C	70	14,2	Rejeito3	306	12,8	1,14	81,52	0,019	0,007146	0	0,024	0,0258215	306	12,8	1,14	81,52	0,019	
										Rejeito4	181	13,52	1,5	79,5	0,02	0,0078606	0,006032	0,027	0,0270225	181	13,52	1,5	79,5	0,02	
										Rejeito5	33	30,58	1,88	53,26	0,042	0,014292	0	0,054	0,050442	33	30,58	1,88	53,26	0,042	
										Alimentação	-									2035	41,9	1,0	39,0	0,030	
										Concentrado	997	68,47	0,51	1,04	0,039	0,01	0,01	0,083	0,058	997	68,5	0,51	1,04	0,039	
										Rejeito1	283	10,23	1,54	83,6	0,014	0,0057168	0,0112064	0,021	0,022819	283	10,23	1,54	83,6	0,014	
	Pilha Pulmão	10,2	Flokkit 415	500	101,5	Clariant	EDA-C	70	14,2	Rejeito2	369	13,72	1,21	79,53	0,018	0,0078606	0	0,023	0,027623	369	13,72	1,21	79,53	0,018	
										Rejeito3	281	17,23	1,39	74,19	0,022	0,0078606	0	0,03	0,030025	281	17,23	1,39	74,19	0,022	
										Rejeito4	68	30,3	1,66	55,22	0,038	0,0114336	0	0,046	0,046839	68	30,3	1,66	55,22	0,038	
										Rejeito5	37	55,82	1,6	16,79	0,053	0,0150066	-0,006032	0,079	0,0750625	37	55,82	1,6	16,79	0,053	

Anexo 8: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para determinar a cinética de flotação em células convencionais em laboratório.

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO				v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner						
Amostra:	Pilha Pulmão						
Técnico Responsável:	Fabiano Gonzaga						
Operador:	Junio/Juliana						
Data:	27/01/2015						
Observações:	Teste 01 17,5 g/t amina						
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS	
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo Hematita
Alim	0	2030,0	38,5	40,6	58,06	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,007 0,007
Flot. 1	31,4	29,0	86,3	6,2	8,81	Ultimate Recovery (%)	75,5 5,0
Flot. 2	61	124,0	88,9	6,0	8,62		
Flot. 3	121	279,0	89,7	6,1	8,6	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,45 0,44
Flot. 4	201	173,0	90,9	5,9	8,48	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver	
Flot. 5	287	54,0	86,7	8,3	11,84		
Flot. 6					0,00		
Flot. 7					0,00		
Flot. 8					0,00		
Cinética de Flotação do Quartzo							
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Quartzo		k = 0,007		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo	
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Quartzo	
Alim	0	0,0	0,0	0,0			
Flot. 1	31	3,2	15,8	27,7	0,636		
Flot. 2	61	14,1	17,3	27,7	0,140		
Flot. 3	121	32,0	49,3	45,0	0,009		
Flot. 4	201	20,1	69,5	58,7	0,034		
Flot. 5	287	6,0	75,5	66,7	0,017		
Flot. 6	287	0,0	75,5	66,7	0,017		
Flot. 7	287	0,0	75,5	66,7	0,017		
Flot. 8	287	0,0	75,5	66,7	0,017		
Soma Erro					0,943		
Cinética de Flotação do Hematita							
R = Rmax * [1 exp(-k*t)]		Hematita		k = 0,007		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo	
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Hematita	
Alim	0	0,00	0,00	0,00			
Flot. 1	31,4	0,2	0,22	1,02	0,619		
Flot. 2	61	0,9	1,12	1,78	0,137		
Flot. 3	121	2,1	3,18	2,91	0,009		
Flot. 4	201	1,2	4,43	3,82	0,025		
Flot. 5	287	0,5	4,97	4,35	0,020		
Flot. 6	287	0,0	4,97	4,35	0,020		
Flot. 7	287	0,0	4,97	4,35	0,020		
Flot. 8	287	0,0	4,97	4,35	0,020		
Soma Erro					0,932		

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO				v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner						
Amostra:	Pilha Pulmão						
Técnico Responsável:	Fabiano Gonzaga						
Operador:	Junio/Juliana						
Data:	27/01/2015						
Observações:	Teste 01 17,5 g/t amina Duplicata						

DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS		
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO2	Fe	Fe2O3	Phase	Quartzo	Hematita
Alim	0	2030,0	38,5	40,6	58,06	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,010	0,010
Flot. 1	31	153,0	89,1	6,4	9,08	Ultimate Recovery (%)	83,3	6,0
Flot. 2	60	184,0	88,4	6,9	9,86			
Flot. 3	122	232,0	89,3	6,6	9,45	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,60	0,58
Flot. 4	200	130,0	88,6	6,8	9,76	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver		
Flot. 5	280	35,0	85,1	8,9	12,71			
Flot. 6					0,00			
Flot. 7					0,00			
Flot. 8					0,00			

Solver

Cinética de Flotação do Quartzo

R = Rmax * [1-exp(-k*t)] Quartzo k = 0,010 **Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo**

Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro
Alim	0	0,0	0,0	0,0	
Flot. 1	31	17,4	17,4	22,4	0,048
Flot. 2	60	20,8	38,2	37,8	0,000
Flot. 3	122	26,5	64,8	59,0	0,010
Flot. 4	200	14,7	79,5	72,2	0,010
Flot. 5	280	3,8	83,3	78,4	0,004
Flot. 6	280	0,0	83,3	78,4	0,004
Flot. 7	280	0,0	83,3	78,4	0,004
Flot. 8	280	0,0	83,3	78,4	0,004

Soma Erro 0,290

Cinética de Flotação do Hematita

R = Rmax * [1-exp(-k*t)] Hematita k = 0,010 **Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo**

Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro
Alim	0	0,00	0,00	0,00	
Flot. 1	31	1,2	1,18	1,57	0,062
Flot. 2	60	1,5	2,72	2,66	0,000
Flot. 3	122	1,9	4,58	4,19	0,009
Flot. 4	200	1,1	5,66	5,17	0,009
Flot. 5	280	0,4	6,03	5,64	0,005
Flot. 6	280	0,0	6,03	5,64	0,005
Flot. 7	280	0,0	6,03	5,64	0,005
Flot. 8	280	0,0	6,03	5,64	0,005

Soma Erro 0,316

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO					v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner							
Amostra:	Pilha Pulmão							
Técnico Responsável:	Fabiano Gonzaga							
Operador:	Junio/Juliana							
Data:	27/01/2015							
Observações:	Teste 02 35 g/t amina							
DADOS DE ENTRADA					RESULTADOS			
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo	Hematita
Alim	0	2030,0	38,5	40,6	58,06	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,011	0,008
Flot. 1	30	184,0	86,1	8,2	11,72	Ultimate Recovery (%)	99,8	14,1
Flot. 2	60	253,0	83,3	10,8	15,48			
Flot. 3	122	306,0	81,5	12,8	18,33	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,63	0,50
Flot. 4	180	181,0	79,5	13,5	19,33	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver		
Flot. 5	280	33,0	53,3	30,6	43,72			
Flot. 6					0,00			
Flot. 7					0,00			
Flot. 8					0,00			
Cinética de Flotação do Quartzo								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Quartzo	k =	0,011	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo			
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro			
Alim	0	0,0	0,0	0,0				
Flot. 1	30	20,3	20,3	27,0	0,062			
Flot. 2	60	26,9	47,2	46,7	0,000			
Flot. 3	122	31,9	79,1	72,1	0,010			
Flot. 4	180	18,4	97,6	84,7	0,023			
Flot. 5	280	2,2	99,8	94,5	0,003			
Flot. 6	280	0,0	99,8	94,5	0,003			
Flot. 7	280	0,0	99,8	94,5	0,003			
Flot. 8	280	0,0	99,8	94,5	0,003			
Soma Erro					0,327			
Cinética de Flotação do Hematita								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Hematita	k =	0,008	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo			
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro			
Alim	0	0,00	0,00	0,00				
Flot. 1	30	1,8	1,83	3,13	0,172			
Flot. 2	60	3,3	5,15	5,57	0,005			
Flot. 3	122	4,8	9,91	9,02	0,010			
Flot. 4	180	3,0	12,87	10,97	0,030			
Flot. 5	280	1,2	14,10	12,74	0,011			
Flot. 6	280	0,0	14,10	12,74	0,011			
Flot. 7	280	0,0	14,10	12,74	0,011			
Flot. 8	280	0,0	14,10	12,74	0,011			
Soma Erro					0,513			

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO				v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner						
Amostra:	Pilha Pulmão						
Técnico Responsável:	Fabiano Gonzaga						
Operador:	Junio/Juliana						
Data:	27/01/2015						
Observações:	Teste 02 70 g/t amina						
Solver							
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS	
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo Hematita
Alim	0	2030,0	38,5	40,6	58,06	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,016 0,010
Flot. 1	30,5	283,0	83,6	10,2	14,63	Ultimate Recovery (%)	100,1 20,5
Flot. 2	62	369,0	79,5	13,7	19,62		
Flot. 3	120	281,0	74,2	17,2	24,63	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,93 0,60
Flot. 4	181	68,0	55,2	30,3	43,32	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver	
Flot. 5	241	37,0	16,8	55,8	79,81		
Flot. 6					0,00		
Flot. 7					0,00		
Flot. 8					0,00		
Cinética de Flotação do Quartzo							
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Quartzo		k = 0,016		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo	
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Quartzo	
Alim	0	0,0	0,0	0,0			
Flot. 1	31	30,3	30,3	37,8	0,040		
Flot. 2	62	37,5	67,8	62,0	0,009		
Flot. 3	120	26,7	94,5	84,6	0,014		
Flot. 4	181	4,8	99,3	94,1	0,003		
Flot. 5	241	0,8	100,1	97,7	0,001		
Flot. 6	241	0,0	100,1	97,7	0,001		
Flot. 7	241	0,0	100,1	97,7	0,001		
Flot. 8	241	0,0	100,1	97,7	0,001		
Soma Erro					0,260		
Cinética de Flotação do Hematita							
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Hematita		k = 0,010		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo	
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Hematita	
Alim	0	0,00	0,00	0,00			
Flot. 1	30,5	3,5	3,51	5,36	0,119		
Flot. 2	62	6,1	9,65	9,43	0,001		
Flot. 3	120	5,9	15,53	14,29	0,008		
Flot. 4	181	2,5	18,03	17,12	0,003		
Flot. 5	241	2,5	20,53	18,65	0,010		
Flot. 6	241	0,0	20,53	18,65	0,010		
Flot. 7	241	0,0	20,53	18,65	0,010		
Flot. 8	241	0,0	20,53	18,65	0,010		
Soma Erro					0,413		

Anexo 10: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para os testes de flotação em colunas em laboratório.

Formulário de testes de flotação em bancada															V.3									
Data:		Teste: Flotação Recleaner					Responsável: Júlio																	
Volume da cuba (l):		4,5																						
Minério	umidade (%)	7,0																						
	%Fe																							
	densidade calculada (g/cm³)																							
Sólidos em peso (%)		condicionamento				60,0				Concentração dos reagentes (% p/v)				depressor		1,00								
		flotação				40,0								coletor		1,00								
medida (g/cm³)		4,4																						
Massa de teste	seca (kg)	2,083																						
	úmida (kg)	2,240																						
Volume de água		condicionamento (l)				1,389				flotação (l)				1,736										
Nº teste	Material	pH	Depressor				Coletor				Fluxo	Valores medidos								Valores reconciliados				
			Fornecedor	Nome	Dosagem (g/t)	Volume da solução (ml)	Fornecedor	Nome	Dosagem (g/t)	Volume da solução (ml)		Massa (kg)	Fe (%)	Al2O3 (%)	SiO2 (%)	P (%)	Ca (%)	Mg (%)	Mn (%)	Massa (kg)	Fe	Al2O3	SiO2	P
1	Recleaner	10,2	Kowalski	Flokkit 415	500	104,1	Clariant	EDAC	7,5	1,6	Alimentação	53,66	0,53	22,27	0,044	0,076	0,06	0,0157212	2031,4	53,7	1,39	280,1	0,098	
											Concentrado	1872,61	57,49	0,52	16,12	0,042	0,07	0,0594495	0,0295818	1872,6	57,5	0,52	16,1	0,042
											Rejeito1	45,43	6,58	0,78	90,21	0,2	0,033	0,01201	0,0128628	45,4	6,6	0,78	90,2	0,200
											Rejeito2	37,38	7,75	0,94	88,47	0,025	0,043	0,0138115	0,014292	37,4	7,8	0,94	88,5	0,025
											Rejeito3	44,34	8,7	1,17	87,02	0,033	0,051	0,016814	0,017865	44,3	8,7	1,17	87,0	0,033
											Rejeito4	31,62	13,86	1,61	78,6	0,047	0,08	0,025221	0,017865	31,6	13,9	1,61	78,6	0,047
2	Recleaner	10,2	Kowalski	Flokkit 415	500	104,1	Clariant	EDAC	7,5	1,6	Alimentação	53,66	0,53	22,27	0,044	0,076	0,06	0,0157212	2031,4	53,7	1,39	280,1	0,098	
											Concentrado	1872,61	57,49	0,52	16,12	0,042	0,07	0,0594495	0,0295818	1872,6	57,5	0,52	16,1	0,042
											Rejeito1	45,43	6,58	0,78	90,21	0,2	0,033	0,01201	0,0128628	45,4	6,6	0,78	90,2	0,200
											Rejeito2	37,38	7,75	0,94	88,47	0,025	0,043	0,0138115	0,014292	37,4	7,8	0,94	88,5	0,025
											Rejeito3	44,34	8,7	1,17	87,02	0,033	0,051	0,016814	0,017865	44,3	8,7	1,17	87,0	0,033
											Rejeito4	31,62	13,86	1,61	78,6	0,047	0,08	0,025221	0,017865	31,6	13,9	1,61	78,6	0,047
3	Recleaner	10,2	Kowalski	Flokkit 415	500	104,1	Clariant	EDAC	15	3,1	Alimentação	53,66	0,53	22,27	0,044	0,076	0,06	0,0157212	2031,4	53,7	1,39	280,1	0,098	
											Concentrado	1872,61	57,49	0,52	16,12	0,042	0,07	0,0594495	0,0295818	1872,6	57,5	0,52	16,1	0,042
											Rejeito1	45,43	6,58	0,78	90,21	0,2	0,033	0,01201	0,0128628	45,4	6,6	0,78	90,2	0,200
											Rejeito2	37,38	7,75	0,94	88,47	0,025	0,043	0,0138115	0,014292	37,4	7,8	0,94	88,5	0,025
											Rejeito3	44,34	8,7	1,17	87,02	0,033	0,051	0,016814	0,017865	44,3	8,7	1,17	87,0	0,033
											Rejeito4	31,62	13,86	1,61	78,6	0,047	0,08	0,025221	0,017865	31,6	13,9	1,61	78,6	0,047
4	Recleaner	10,2	Kowalski	Flokkit 415	500	104,1	Clariant	EDAC	15	3,1	Alimentação	53,66	0,53	22,27	0,044	0,076	0,06	0,0157212	2031,4	53,7	1,39	280,1	0,098	
											Concentrado	1872,61	57,49	0,52	16,12	0,042	0,07	0,0594495	0,0295818	1872,6	57,5	0,52	16,1	0,042
											Rejeito1	45,43	6,58	0,78	90,21	0,2	0,033	0,01201	0,0128628	45,4	6,6	0,78	90,2	0,200
											Rejeito2	37,38	7,75	0,94	88,47	0,025	0,043	0,0138115	0,014292	37,4	7,8	0,94	88,5	0,025
											Rejeito3	44,34	8,7	1,17	87,02	0,033	0,051	0,016814	0,017865	44,3	8,7	1,17	87,0	0,033
											Rejeito4	31,62	13,86	1,61	78,6	0,047	0,08	0,025221	0,017865	31,6	13,9	1,61	78,6	0,047
5	Flotação Recleaner	10,2	Kowalski	Flokkit 415	500	104,1	Clariant	EDAC	35	7,3	Alimentação	53,66	0,53	22,27	0,044	0,076	0,06	0,0157212	2031,4	53,7	1,39	280,1	0,098	
											Concentrado	1872,61	57,49	0,52	16,12	0,042	0,07	0,0594495	0,0295818	1872,6	57,5	0,52	16,1	0,042
											Rejeito1	45,43	6,58	0,78	90,21	0,2	0,033	0,01201	0,0128628	45,4	6,6	0,78	90,2	0,200
											Rejeito2	37,38	7,75	0,94	88,47	0,025	0,043	0,0138115	0,014292	37,4	7,8	0,94	88,5	0,025
											Rejeito3	44,34	8,7	1,17	87,02	0,033	0,051	0,016814	0,017865	44,3	8,7	1,17	87,0	0,033
											Rejeito4	31,62	13,86	1,61	78,6	0,047	0,08	0,025221	0,017865	31,6	13,9	1,61	78,6	0,047
6	Flotação Recleaner	10,2	Kowalski	Flokkit 415	500	104,1	Clariant	EDAC	35	7,3	Alimentação	53,66	0,53	22,27	0,044	0,076	0,06	0,0157212	2031,4	53,7	1,39	280,1	0,098	
											Concentrado	1872,61	57,49	0,52	16,12	0,042	0,07	0,0594495	0,0295818	1872,6	57,5	0,52	16,1	0,042
											Rejeito1	45,43	6,58	0,78	90,21	0,2	0,033	0,01201	0,0128628	45,4	6,6	0,78	90,2	0,200
											Rejeito2	37,38	7,75	0,94	88,47	0,025	0,043	0,0138115	0,014292	37,4	7,8	0,94	88,5	0,025
											Rejeito3	44,34	8,7	1,17	87,02	0,033	0,051	0,016814	0,017865	44,3	8,7	1,17	87,0	0,033
											Rejeito4	31,62	13,86	1,61	78,6	0,047	0,08	0,025221	0,017865	31,6	13,9	1,61	78,6	0,047

Anexo 11: Parâmetros e resultados experimentais obtidos para determinar a cinética de flotação em colunas em laboratório.

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO					v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner							
Amostra:	Pré-concentrado							
Técnico Responsável:	Júlio							
Operador:	Junio							
Data:	04/03/2015							
Observações:	recleaner 7,5 g/t							
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS		
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo	Hematita
Alim	0	2031,4	22,3	53,7	76,72	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,013	0,010
Flot. 1	30	45,4	90,2	6,6	9,41	Ultimate Recovery (%)	30,4	1,3
Flot. 2	60	37,4	88,5	7,8	11,08			
Flot. 3	120	44,3	87,0	8,7	12,19	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,77	0,58
Flot. 4	240	31,6	78,6	13,9	19,82	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver		
Flot. 5					0,00			
Flot. 6					0,00			
Flot. 7					0,00			
Flot. 8					0,00			
Cinética de Flotação do Quartzo								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Quartzo	k = 0,013		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo			
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro			
Alim	0	0,0	0,0	0,0	0,000			
Flot. 1	30	9,1	9,1	9,8	0,005			
Flot. 2	60	7,3	16,4	16,4	0,000			
Flot. 3	120	8,5	24,9	23,9	0,002			
Flot. 4	240	5,5	30,4	29,0	0,002			
Flot. 5	240	0,0	30,4	29,0	0,002			
Flot. 6	240	0,0	30,4	29,0	0,002			
Flot. 7	240	0,0	30,4	29,0	0,002			
Flot. 8	240	0,0	30,4	29,0	0,002			
Soma Erro					0,134			
Cinética de Flotação do Hematita								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Hematita	k = 0,010		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo			
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro			
Alim	0	0,00	0,00	0,00	0,000			
Flot. 1	30	0,3	0,27	0,33	0,026			
Flot. 2	60	0,3	0,54	0,57	0,003			
Flot. 3	120	0,4	0,89	0,89	0,000			
Flot. 4	240	0,4	1,30	1,17	0,012			
Flot. 5	240	0,0	1,30	1,17	0,012			
Flot. 6	240	0,0	1,30	1,17	0,012			
Flot. 7	240	0,0	1,30	1,17	0,012			
Flot. 8	240	0,0	1,30	1,17	0,012			
Soma Erro					0,296			

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO				v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner						
Amostra:	Pré-concentrado						
Técnico Responsável:	Júlio						
Operador:	Junio						
Data:	04/03/2015						
Observações:	recleaner 7,5 g/t - duplicata						
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS	
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo Hematita
Alim	0	2009,6	22,3	53,7	76,72	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,012 0,009
Flot. 1	30	47,9	92,2	5,4	7,65	Ultimate Recovery (%)	39,3 1,4
Flot. 2	60	55,9	91,7	5,1	7,28		
Flot. 3	120	60,8	88,4	8,5	12,14	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,74 0,54
Flot. 4	240	32,9	80,7	12,7	18,21		
Flot. 5					0,00		
Flot. 6					0,00		
Flot. 7					0,00		
Flot. 8					0,00		
						Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver	
						Solver	
Cinética de Flotação do Quartzo							
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Quartzo		k = 0,012		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo	
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro		
Alim	0	0,0	0,0	0,0			
Flot. 1	30	9,9	9,9	12,1	0,034		
Flot. 2	60	11,5	21,3	20,5	0,002		
Flot. 3	120	12,0	33,3	30,3	0,010		
Flot. 4	240	5,9	39,3	37,2	0,003		
Flot. 5	240	0,0	39,3	37,2	0,003		
Flot. 6	240	0,0	39,3	37,2	0,003		
Flot. 7	240	0,0	39,3	37,2	0,003		
Flot. 8	240	0,0	39,3	37,2	0,003		
Soma Erro					0,247		
Cinética de Flotação do Hematita							
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Hematita		k = 0,009		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo	
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro		
Alim	0	0,00	0,00	0,00			
Flot. 1	30	0,2	0,24	0,32	0,072		
Flot. 2	60	0,3	0,50	0,57	0,015		
Flot. 3	120	0,5	0,98	0,91	0,007		
Flot. 4	240	0,4	1,37	1,21	0,017		
Flot. 5	240	0,0	1,37	1,21	0,017		
Flot. 6	240	0,0	1,37	1,21	0,017		
Flot. 7	240	0,0	1,37	1,21	0,017		
Flot. 8	240	0,0	1,37	1,21	0,017		
Soma Erro					0,421		

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO				v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner						
Amostra:	Pré-concentrado						
Técnico Responsável:	Júlio						
Operador:	Junio						
Data:	04/03/2015						
Observações:	recleaner 15 g/t						
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS	
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo Hematita
Alim	0	2070,0	22,3	53,7	76,72	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,012 0,010
Flot. 1	30	111,1	91,2	5,9	8,48	Ultimate Recovery (%)	82,5 3,0
Flot. 2	60	112,2	89,0	7,5	10,77		
Flot. 3	120	138,0	89,1	7,6	10,77		
Flot. 4	240	67,4	83,5	11,1	15,93	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,74 0,62
Flot. 5					0,00	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver	
Flot. 6					0,00		
Flot. 7					0,00		
Flot. 8					0,00		
Cinética de Flotação do Quartzo							
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Quartzo	k =	0,012	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro		
Alim	0	0,0	0,0	0,0			
Flot. 1	30	22,0	22,0	25,6	0,020		
Flot. 2	60	21,7	43,6	43,3	0,000		
Flot. 3	120	26,7	70,3	63,8	0,010		
Flot. 4	240	12,2	82,5	78,3	0,003		
Flot. 5	240	0,0	82,5	78,3	0,003		
Flot. 6	240	0,0	82,5	78,3	0,003		
Flot. 7	240	0,0	82,5	78,3	0,003		
Flot. 8	240	0,0	82,5	78,3	0,003		
Soma Erro					0,212		
Cinética de Flotação do Hematita							
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Hematita	k =	0,010	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro		
Alim	0	0,00	0,00	0,00			
Flot. 1	30	0,6	0,59	0,79	0,062		
Flot. 2	60	0,8	1,35	1,37	0,000		
Flot. 3	120	0,9	2,30	2,11	0,008		
Flot. 4	240	0,7	2,98	2,72	0,009		
Flot. 5	240	0,0	2,98	2,72	0,009		
Flot. 6	240	0,0	2,98	2,72	0,009		
Flot. 7	240	0,0	2,98	2,72	0,009		
Flot. 8	240	0,0	2,98	2,72	0,009		
Soma Erro					0,337		

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO					v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner							
Amostra:	Pré-concentrado							
Técnico Responsável:	Júlio							
Operador:	Junio							
Data:	04/03/2015							
Observações:	recleaner 15 g/t - duplicata							
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS		
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo	Hematita
Alim	0	2033,3	22,3	53,7	76,72	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,014	0,014
Flot. 1	30	125,1	88,6	7,8	11,18	Ultimate Recovery (%)	78,7	2,6
Flot. 2	60	104,1	90,6	6,5	9,25			
Flot. 3	120	115,2	91,0	6,1	8,7	Flotation Rate (min ⁻¹)	0,83	0,86
Flot. 4	240	54,2	85,9	9,4	13,40	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver		
Flot. 5					0,00			
Flot. 6					0,00			
Flot. 7					0,00			
Flot. 8					0,00			
Cinética de Flotação do Quartzo								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]			Quartzo	k =	0,014	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Quartzo		
Alim	0	0,0	0,0	0,0				
Flot. 1	30	24,5	24,5	26,8	0,008			
Flot. 2	60	20,8	45,3	44,5	0,000			
Flot. 3	120	23,1	68,4	63,9	0,005			
Flot. 4	240	10,3	78,7	75,9	0,001			
Flot. 5	240	0,0	78,7	75,9	0,001			
Flot. 6	240	0,0	78,7	75,9	0,001			
Flot. 7	240	0,0	78,7	75,9	0,001			
Flot. 8	240	0,0	78,7	75,9	0,001	Soma Erro 0,141		
Cinética de Flotação do Hematita								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]			Hematita	k =	0,014	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Hematita		
Alim	0	0,00	0,00	0,00				
Flot. 1	30	0,9	0,90	0,92	0,001			
Flot. 2	60	0,6	1,51	1,52	0,000			
Flot. 3	120	0,6	2,16	2,16	0,000			
Flot. 4	240	0,5	2,62	2,54	0,001			
Flot. 5	240	0,0	2,62	2,54	0,001			
Flot. 6	240	0,0	2,62	2,54	0,001			
Flot. 7	240	0,0	2,62	2,54	0,001			
Flot. 8	240	0,0	2,62	2,54	0,001	Soma Erro 0,077		

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO					v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner							
Amostra:	Pré-concentrado							
Técnico Responsável:	Júlio							
Operador:	Junio							
Data:	04/03/2015							
Observações:	recleaner 35 g/t							
Solver								
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS		
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo	Hematita
Alim	0	2072,8	22,3	53,7	76,72	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,018	0,013
Flot. 1	30	214,3	82,0	11,8	16,91	Ultimate Recovery (%)	94,9	7,3
Flot. 2	60	153,5	82,2	12,5	17,84			
Flot. 3	120	132,8	76,7	15,8	22,62	Flotation Rate (min ⁻¹)	1,10	0,79
Flot. 4	240	58,2	58,7	27,1	38,80			
Flot. 5					0,00	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver		
Flot. 6					0,00			
Flot. 7					0,00			
Flot. 8					0,00			
Cinética de Flotação do Quartzo								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]			Quartzo	k =	0,018	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Quartzo		
Alim	0	0,0	0,0	0,0	0,002			
Flot. 1	30	38,1	38,1	40,0	0,001			
Flot. 2	60	27,3	65,4	63,2	0,001			
Flot. 3	120	22,1	87,5	84,3	0,001			
Flot. 4	240	7,4	94,9	93,7	0,000			
Flot. 5	240	0,0	94,9	93,7	0,000			
Flot. 6	240	0,0	94,9	93,7	0,000			
Flot. 7	240	0,0	94,9	93,7	0,000			
Flot. 8	240	0,0	94,9	93,7	0,000			
Soma Erro					0,077			
Cinética de Flotação do Hematita								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]			Hematita	k =	0,013	Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Hematita		
Alim	0	0,00	0,00	0,00	0,002			
Flot. 1	30	2,3	2,28	2,39	0,002			
Flot. 2	60	1,7	4,00	4,00	0,000			
Flot. 3	120	1,9	5,89	5,81	0,000			
Flot. 4	240	1,4	7,31	7,00	0,002			
Flot. 5	240	0,0	7,31	7,00	0,002			
Flot. 6	240	0,0	7,31	7,00	0,002			
Flot. 7	240	0,0	7,31	7,00	0,002			
Flot. 8	240	0,0	7,31	7,00	0,002			
Soma Erro					0,110			

AngloAmerican		DETERMINAÇÃO DE CINÉTICA DE FLOTAÇÃO					v.3	
Projeto/Estudo:	Flotação Recleaner							
Amostra:	Pré-concentrado							
Técnico Responsável:	Júlio							
Operador:	Junio							
Data:	04/03/2015							
Observações:	recleaner 35 g/t - duplicata							
Solver								
DADOS DE ENTRADA						RESULTADOS		
Fluxo	t (s)	Massa (g)	SiO ₂	Fe	Fe ₂ O ₃	Phase	Quartzo	Hematita
Alim	0	2079,2	22,3	53,7	76,72	Flotation Rate (s ⁻¹)	0,019	0,014
Flot. 1	30	213,6	83,3	11,4	16,31	Ultimate Recovery (%)	94,5	6,8
Flot. 2	60	160,0	82,0	12,2	17,43			
Flot. 3	120	118,5	78,4	14,7	20,96	Flotation Rate (min ⁻¹)	1,12	0,83
Flot. 4	240	58,1	61,6	25,3	36,20			
Flot. 5					0,00	Depois de inserir os Dados de Entrada e os valores de estimativa inicial, clicar em Solver		
Flot. 6					0,00			
Flot. 7					0,00			
Flot. 8					0,00			
Cinética de Flotação do Quartzo								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Quartzo		k = 0,019		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Quartzo		
Alim	0	0,0	0,0	0,0				
Flot. 1	30	38,4	38,4	40,6	0,003			
Flot. 2	60	28,3	66,7	63,7	0,002			
Flot. 3	120	20,1	86,8	84,5	0,001			
Flot. 4	240	7,7	94,5	93,5	0,000			
Flot. 5	240	0,0	94,5	93,5	0,000			
Flot. 6	240	0,0	94,5	93,5	0,000			
Flot. 7	240	0,0	94,5	93,5	0,000			
Flot. 8	240	0,0	94,5	93,5	0,000			
Soma Erro					0,080			
Cinética de Flotação do Hematita								
R = Rmax * [1-exp(-k*t)]		Hematita		k = 0,014		Inserir estimativa inicial até obter erro mínimo		
Fluxo	t (s)	R par. (%)	R (%)	R (%) cal	Erro	Cinética Hematita		
Alim	0	0,00	0,00	0,00				
Flot. 1	30	2,2	2,18	2,31	0,003			
Flot. 2	60	1,7	3,93	3,83	0,001			
Flot. 3	120	1,6	5,49	5,51	0,000			
Flot. 4	240	1,3	6,81	6,56	0,001			
Flot. 5	240	0,0	6,81	6,56	0,001			
Flot. 6	240	0,0	6,81	6,56	0,001			
Flot. 7	240	0,0	6,81	6,56	0,001			
Flot. 8	240	0,0	6,81	6,56	0,001			
Soma Erro					0,103			

Anexo 12: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de moagem.

AngloAmerican		Grinding Pilot Test																				v.1			
Date	2/2/15		Material			Contact			Specific Gravity (t/m ³)	3660,00		Moisture (%)	3,80		No-Load Power (kW)										
Control	Feed Ore		Mill Water		Mill Discharge		Cyclone pressure	Cyclone Water		Cyclone Underflow				Cyclone Overflow				Control	pH	Screen Control			Power		
Time	Wet	Dry	Time	Mill	Density	Density		Time	Sump	Time	Density	Density	Dry	Time	Density	Density	Dry	C.L.		Ret.	Pas.	105,0	Gross	Net	Net SE
h	(kg/h)	(kg/h)	(Sec)	(kg/h)	(kg/L)	(%)	bar	(Sec)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(%)		(g)	(g)	% Pas.	(kW)	(kW)	(kWh/t)
Proj. Ref.		425		213	2,17	72,0			519		2,41	78,0	786		1,36	36,0	425	185			75,0				
11:30	615	591	11,00	327			0,1	-	#VALOR!	4,56	2,19	54,4	940	6,17	1,32	24,2	187	503	9	30,8	308,7	96,4	0,36	0,36	0,61
12:00	354	340	11,09	325	1,90	47,4	0,1	-	#VALOR!	4,88	2,30	56,5	959	4,19	1,40	28,6	344	279	10	49,6	329,6	92,0	0,36	0,36	1,06
12:30	562	540	12,59	286	2,14	53,3	0,1	6,03	597	4,69	2,29	56,3	990	3,75	1,22	18,0	211	469	10	41,3	295,5	92,8	0,36	0,36	0,67
13:00	428	412					0,1																0,36	0,36	0,87
13:30	465	448					0,1																0,36	0,36	0,80
14:00	453	436	13,48	267	2,15	53,5	0,1	6,66	541	5,07	2,39	58,2	987	3,76	1,30	23,1	287	344	10	50,9	324,1	90,8	0,36	0,36	0,83
14:30	482	463																							
15:00	484	466	12,47	289	2,19	54,4		5,47	658	4,55	2,37	57,8	1084	3,71	1,32	24,2	311	349	10	90,3	462,0	86,3			
15:30	441	424	13,66	264	2,25	55,6		5,80	621	4,85	2,37	57,8	1017	3,43	1,30	23,1	315	323	10	87,0	460,0	86,8			
16:00	440	423	13,50	267	2,34	57,3	0,1	6,30	571	4,80	2,46	59,4	1095	3,40	1,35	25,9	371	295	10	85,2	428,0	86,2	0,33	0,33	0,78
Average	472,3	454,3		289,1		53,6			#VALOR!		2,3	57,2	1010,5		1,3	23,9	289,3	366,0	10,0	62,2	376,9	90,2	0,4	0,4	0,8
CoV	72,2	69,5	1,1	27,0	0,1	3,4		0,5	#VALOR!	0,2	0,1	1,6	59,5	1,0	0,1	3,2	67,5	86,2	0,3	24,6	72,0	3,9	0,0	0,0	0,1

AngloAmerican		Grinding Pilot Test																				v.1			
Date	3/2/15		Material			Contact	Ana Luiza P. Queiroz		Specific Gravity (t/m ³)	3660,00		Moisture (%)	3,80		No-Load Power (kW)										
Control	Feed Ore		Mill Water		Mill Discharge		Cyclone pressure	Cyclone Water		Cyclone Underflow				Cyclone Overflow				Control	pH	Screen Control			Power		
Time	Wet	Dry	Time	Mill	Density	Density		Time	Sump	Time	Density	Density	Dry	Time	Density	Density	Dry	C.L.		Ret.	Pas.	105,0	Gross	Net	Net SE
h	(kg/h)	(kg/h)	(Sec)	(kg/h)	(kg/L)	(%)	bar	(Sec)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(%)		(g)	(g)	% Pas.	(kW)	(kW)	(kWh/t)
Proj. Ref.		425		213	2,17	72,0			519		2,41	78,0	786		1,36	36,0	425	185			75,0				
10:00	433	417	11,00	327	1,87	46,5	0,2	7,50	480	4,85	2,32	56,9	980	3,91	1,30	23,1	276	355	11	29,5	206,7	95,1	0,34	0,34	0,82
11:00	401	386	10,72	336	2,10	52,4	0,1	7,38	488	5,34	2,36	57,6	917	4,34	1,32	24,2	266	345	10	80,5	455,0	87,8	0,34	0,34	0,88
12:00	431	415	11,62	310	2,17	53,9	0,1	9,88	364	4,85	2,40	58,3	1039	4,28	1,36	26,5	303	343	10	78,5	314,7	83,4	0,34	0,34	0,82
13:00	380	366	11,70	308	2,14	53,3	0,1	9,47	380	4,80	2,42	58,7	1065	4,28	1,36	26,5	303	352	10	41,8	243,3	91,1	0,34	0,34	0,93
14:30	430	414	11,70	308	2,15	53,5	0,2	6,60	545	5,50	2,41	58,5	923	4,30	1,36	26,5	301	306	10	79,0	301,6	82,7	0,34	0,34	0,82
15:30	432	416	12,70	283	2,15	53,5	0,1	6,50	554	6,00	2,38	58,0	828	3,80	1,34	25,4	322	257	10	60,0	243,2	84,8	0,34	0,34	0,82
Average	417,9	402,0		312,0		52,2			468,6		2,4	58,0	958,9		1,3	25,4	295,2	326,4	10,1	61,6	294,1	87,5	0,3	0,3	0,8
CoV	22,2	21,3	0,7	18,2	0,1	2,8		1,4	80,4	0,5	0,0	0,7	87,6	0,2	0,0	1,4	20,6	38,2	0,3	21,8	88,5	4,9	0,0	0,0	0,0

AngloAmerican		Grinding Pilot Test																							
Date	09/03/2015		Material	Pilha Pulmão		Contact	BOUVAR DUARTE		Specific Gravity (t/m ³)	3,66		Moisture (%)	3,80		No-Load Power (kW)	36,00									
Control	Feed Ore		Mill Water		Mill Discharge		Cyclone pressure	Cyclone Water		Cyclone Underflow			Cyclone Overflow			Control	pH	Screen Control			Power				
Time	Wet	Dry	Time	Mill	Density	Density		Time	Sump	Time	Density	Density	Dry	Time	Density	Density		Dry	C.L.	Ret.	Pas.	105,0	Gross	Net	Net SE
h	(kg/h)	(kg/h)	(Sec)	(kg/h)	(kg/L)	(%)	bar	(Sec)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)		(kg/h)	(%)	(g)	(g)	% Pas.	(kW)	(kW)	(kWh/t)
Proj. Ref.		425		213	2,17	72,0			519		2,41	78,0	786		1,36	36,0	425	185			75,0				
9:30	360	346	10,00	360																					
11:30	509	490																							
12:00	738	710																					38,00	2,00	2,82
12:30	446	429	11,41	316																			35,00	-1,00	-2,33
14:00	450	433	14,00	257	2,18	74,5	0,3	6,00	600	5,60	2,34	78,8	1185	4,40	1,24	26,6	270	439	10	39,1	266,9	92,8	36,00	0,00	0,00
14:30	424	408	10,38	347	2,14	73,3		7,84	459	4,34	2,37	79,5	1564	4,22	1,32	33,4	376	416	9	70,7	484,8	90,2	36,00	0,00	0,00
15:00										4,00	2,41	80,5	1746	4,06	1,39	38,6	476	367					39,00	3,00	#DIV/0
15:30	533	513	10,62	339	1,96	67,4		7,69	468	5	2,42	80,7	1398						13	64,4	313,8	86,9	37,00	1,00	1,95
16:30																							39,00	3,00	#DIV/0
Average	494,3	475,5		323,7		71,7			509,1		2,4	79,9	1473,3		1,3	32,9	373,9	407,3	10,4	58,0	355,2	90,0	37,1	1,1	#DIV/0
CoV	121,4	116,7	1,6	40,6	0,1	3,8		1,0	78,8	0,7	0,0	0,9	238,8	0,2	0,1	6,0	102,8	36,7	1,9	16,7	114,7	3,0	1,6	1,6	#DIV/0

AngloAmerican		Grinding Pilot Test																							
Date	10/03/2015		Material	Pilha Pulmao		Contact	BOLIVAR DUARTE		Specific Gravity (t/m ³)	3,66		Moisture (%)	3,80		No-Load Power (kW)	35,00									
Control	Feed Ore		Mill Water		Mill Discharge		Cyclone pressure	Cyclone Water		Cyclone Underflow				Cyclone Overflow				Control	pH	Screen Control			Power		
Time	Wet	Dry	Time	Mill	Density	Density		Time	Sump	Time	Density	Density	Dry	Time	Density	Density	Dry	C.L.		Ret.	Pas.	105,0	Gross	Net	Net SE
h	(kg/h)	(kg/h)	(Sec)	(kg/h)	(kg/L)	(%)	bar	(Sec)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(Sec)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(%)	(g)	(g)	% Pas.	(kW)	(kW)	(kWh/t)	
Proj. Ref.		425		213	2,17	72,0			519		2,41	78,0	786		1,36	36,0	425	185			75,0				
10:30	573	552	10,63	339				5,16	698													35,00	0,00	0,00	
11:00																						37,00	2,00	#DIV/0!	
11:30	455	438	10,32	349	2,24	76,2		10,96	328	4,41	2,34	78,8	1505	6,22	1,32	33,4	255	591	10	87,0	494,0	87,6	37,00	2,00	4,57
12:00																						36,00	1,00	#DIV/0!	
12:30	455	438	10,91	330	2,23	75,9		12,59	286	4,13	2,44	81,2	1727	3,22	1,49	45,2	754	229	7	149,0	670,6	83,5	37,00	2,00	4,57
Average	494,5	475,7		339,2		76,0			437,4		2,4	80,0	1616,1		1,4	39,3	504,3	409,9	8,1	118,0	582,3	85,5	36,4	1,4	#DIV/0!
CoV	68,4	65,8	0,3	9,4	0,0	0,2		3,9	226,4	0,2	0,1	1,7	157,0	2,1	0,1	8,4	352,8	255,6	2,2	43,8	124,9	2,9	0,9	0,9	#DIV/0!

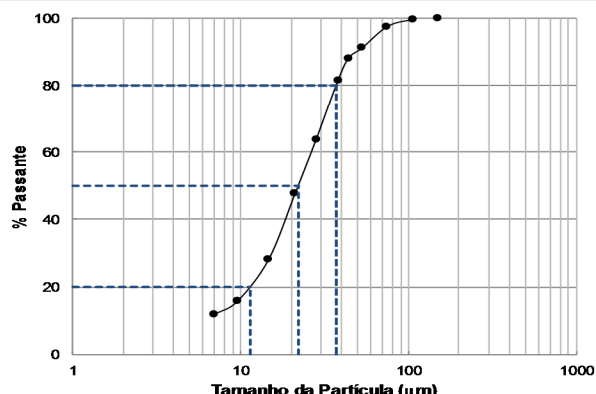
Anexo 13: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de flotação em células convencionais.

Date		Material		Contact		Material																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																													</
------	--	----------	--	---------	--	----------	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	----

AngloAmerican																																					
Flotation Pilot Test																																					
Date	10/03/2015						Material	Pilha Pulmão						Contact	BOLIVAR DUARTE						Material																
Control	Concentrate						Tailings						CL						Feeding						Reagents flow												
	Specific Gravity (t/m³) 5,07						Specific Gravity (t/m³) 2,90						Specific Gravity (t/m³) 4,35						Specific Gravity (t/m³) 3,66						Starch						Amine						
																									Point1 450,00						Point2 50,00						
	nsity (%) 1,00						nsity (%) 0,50						nsity (%) 0,50						nsity (%)						nsity (%)												
Time	Time	Slurry				Dry	Time	Slurry				Dry	Time	Slurry				Dry	Time	Slurry				Dry	pH	Time	Volume	Dosage	Time	Volume	Dosage	Time	Volume	Dosage	Time	Volume	Dosage
h	(s)	(L)	(kg)	(g/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(g/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(g/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(g/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(mL)	(g/L)	(%)	(s)	(mL)	(g/L)	(s)	(mL)	(g/L)			
Projeto			1,72	52	133				1,62	56	136				1,32	38	50				1,60	54	260	30,5			500					17,5					
9:30													6,50	0,730	0,940	1,32	31,1	165	6,44	0,830	1,145	1,38	37,9	242	10,50	30,28	144	353,3	30,75	11	26,6		#DIV/0!				
14:00	4:00	0,780	0,880	1,13	14,2	112							6,47	0,680	0,760	1,12	13,7	58	6,50	0,690	0,860	1,25	27,2	130	10,30			#DIV/0!			#DIV/0!		#DIV/0!				
14:30	3:51	0,970	1,130	1,16	17,6	204	25,50	0,500	0,635	1,27	32,4	29	12,66	0,800	0,940	1,20	21,6	59	6,16	0,850	1,070	1,26	28,3	177	10,10	22,87	140	622,9		#DIV/0!	44,19	16	35,7				
15:30	5:66	0,590	0,760	1,29	27,9	135	26,28	1,250	1,735	1,39	42,7	101	10,31	0,730	0,855	1,17	19,0	57	6,44	0,755	1,015	1,38	38,0	215	9,36	17,72	102	481,1	12,28	25	170,2	31,18	11	28,1			
Average					19,9	150,4					37,6	65,2				21,4	84,7				32,8	130,0	10,1				#DIV/0!			#DIV/0!		#DIV/0!		#DIV/0!			
CoV					7,1	48,1					7,2	51,1				7,3	53,8				5,9	49,0	0,5				#DIV/0!			#DIV/0!		#DIV/0!		#DIV/0!			

AngloAmerican																														Flotation Pilot Test													
Date:		10/9/15		Material:		Pilha Pulmão		Contact:		BOUVAR DUARTE		Material:																															
Control	Concentrate										Tailings					C.L.					Feeding					Reagents flow																	
	Specific Gravity (t/m ³)										5,07		Specific Gravity (t/m ³)					2,90		Specific Gravity (t/m ³)					4,35		Specific Gravity (t/m ³)					3,66		Starch					Amine				
																											Point1					450,00		Point2		50,00		Point1		17,50			
	rsity (%)										2,00		rsity (%)					1,00		rsity (%)					0,50		rsity (%)																
Time	Time	Slurry					Dry	Time	Slurry					Dry	Time	Slurry					Dry	Time	Slurry					Dry	pH	Time	Volume	Dosage	Time	Volume	Dosage	Time	Volume	Dosage	Time	Volume	Dosage		
h	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(s)	(mL)	(g/h)	(s)	(mL)	(g/h)	(s)	(mL)	(g/h)							
Projeto			1,72	52	133				1,62	56	136				1,32	33	59				1,40	54	269	105			500				175												
9:30													6,50	0,730	0,960	1,32	31,1	165	6,44	0,880	1,145	1,38	37,9	242	10,50	30,28	144	706,6	30,75	11	53,2		#DIV/0!										
11:30	5,31	0,880	1,030	1,17	18,1	127	7,31	0,300	0,355	1,18	23,6	41	11,00	0,600	0,700	1,17	18,6	42	5,25	0,880	1,050	1,27	28,8	208	10,40	27,72	230	1499,0		#DIV/0!	30,50	11	31,3	30,00	8								
12:30	5,10	0,580	0,790	1,36	33,1	185	6,44	0,200	0,270	1,35	39,6	60	8,00	0,880	1,075	1,22	23,6	114	7,41	0,880	1,305	1,46	44,8	284	30,00	190	802,5	30,00	31	130,9	30,31	14	29,3	30,00	9								
Average					25,6	155,7					31,6	50,5					24,4	107,3					37,2	244,7	10,5		982,7		#DIV/0!		#DIV/0!		#DIV/0!		#DIV/0!								
CoV					10,6	41,0					11,3	13,0					6,3	61,7					8,0	38,3	0,1		398,1		#DIV/0!		#DIV/0!		#DIV/0!		#DIV/0!								

Anexo 14: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de remoagem.

AngloAmerican												DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA												v.1	
Plano de Trabalho: Recleaner						Data: 30/30/2015						Teste: 1													
Amostra: Alimentação Coluna						Executor: Juliana/Marcelo																			
Peneiramento						Cyclonizer																			
#	Tela	Massa	Retido (%)		Passante	Ciclone	di	de	Massa	Retido (%)		Passante													
i	(µm)	(g)	Simples	Acumul.	(%)	N°	(µm)	(µm)	(g)	Simples	Acumul.	(%)													
1			0,00	0,00	100,00	1	44	28	8,70	21,8	21,8	63,7													
2			0,00	0,00	100,00	2	33	21	7,85	19,6	41,4	47,7													
3			0,00	0,00	100,00	3	23	15	9,60	24,0	65,4	28,2													
4			0,00	0,00	100,00	4	15	10	6,09	15,2	80,6	15,8													
5			0,00	0,00	100,00	5	11	7	1,89	4,73	85,3	11,9													
6			0,00	0,00	100,00	<5	-	-	5,87	14,7	100,0	0,00													
7			0,00	0,00	100,00	Total								40,00	100,0	-	-								
8			0,00	0,00	100,00	Alimentação Massa Seca (g)								40,00											
9			0,00	0,00	100,00	Fator de correção (f) para as condições do teste																			
10			0,00	0,00	100,00	Temperatura (°C)						23,5	f 1	0,96											
11			0,00	0,00	100,00	Massa específica fração -38 (g/cm³)						4,45	f 2	0,70											
12			0,00	0,00	100,00	Vazão (L/h)						720	f 3	0,98											
13			0,00	0,00	100,00	Tempo (min.)						30	f 4	0,97											
14			0,00	0,00	100,00	Fator de correção (f = f1 x f2 x f3 x f4)						-	f	0,64											
15	850		0,00	0,00	100,00																				
16	600	0,00	0,00	0,00	100,00																				
17	425	0,00	0,00	0,00	100,00																				
18	300	0,00	0,00	0,00	100,00																				
19	212	0,00	0,00	0,00	100,00																				
20	150	0,00	0,00	0,00	100,00																				
21	106	0,69	0,49	0,49	99,51																				
22	75	2,81	1,98	2,47	97,53																				
23	53	9,06	6,39	8,86	91,14																				
24	44	4,26	3,00	11,86	88,14																				
25	38	9,55	6,73	18,59	81,41																				
	-38	115,46	81,41	100,00	0,00																				
Total		142	100,0	-	-																				
Inicial		145,0	Perda de massa		2,19%																				
80	Pas. (%)		44	(µm)		d80 (µm)		d50 (µm)		d20 (µm)															
37,2	(µm)		88,1	Pas. (%)		37,2		22,2		11,4															

Anexo 15: Resultados do teste integrado em escala piloto para o circuito de flotação em colunas.

AngloAmerican																												Flotation Pilot Test																	
Date		11/3/15				Material		Flotação recleaner						Contact																															
Control	Concentrate										Tailings										C.L.										Feeding														
	Specific Gravity (t/m ³)										5,00					Specific Gravity (t/m ³)										3,00					Specific Gravity (t/m ³)										4,3				
	Time	Time	Slurry				Dry	Time	Slurry				Dry	Time	Slurry				Dry	Time	Slurry				Dry	Time	Slurry				Dry	pH													
h	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)															
Projeto																																													
12:00	8,38	0,580	0,645	1,11	12,6	35	39,85	0,400	0,430	1,08	10,5	4													11,41	0,550	0,705	1,28	28,6	64															
12:30	28,91	0,410	0,600	1,46	39,6	30	29,00	0,300	0,380	1,27	31,6	15													11,87	0,635	0,890	1,40	37,3	101															
13:00	21,09	0,830	0,990	1,19	20,2	34	15,25	0,300	0,325	1,08	11,5	9													12,91	0,720	1,080	1,50	43,4	131															
13:30	12,50	0,300	0,355	1,18	19,4	20	12,50	0,370	0,400	1,08	11,3	13													9,00	0,590	0,760	1,29	29,1	89															
14:00	10,31	0,650	0,855	1,32	30,0	89	11,31	0,320	0,365	1,14	18,5	21													7,60	0,650	0,850	1,31	30,7	123															
15:00	14,62	0,800	1,110	1,39	34,9	95	11,31	0,490	0,570	1,16	21,1	38													14,50	0,950	1,220	1,28	28,8	87															
16:00	13,20	0,750	0,990	1,32	30,3	82	8,69	0,400	0,490	1,23	27,6	56													10,22	0,750	0,975	1,30	30,1	103															
Average					26,7	55,0					18,8	22,3																		32,6	99,7	#DIV/0													
CoV					9,6	32,3					8,4	18,4																		5,7	22,8	#DIV/0													

AngloAmerican Flotation Pilot Test																													
Date		12/3/15				Material		Flotação recleaner				Contact																	
Control	Concentrate							Tailings							C.L.							Feeding							
	Specific Gravity (t/m ³)							Specific Gravity (t/m ³)							Specific Gravity (t/m ³)							Specific Gravity (t/m ³)							
5,00							3,00														4,3								
Time	Time	Slurry					Dry	Time	Slurry					Dry	Time	Slurry					Dry	Time	Slurry					Dry	pH
h	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)	(s)	(L)	(kg)	(kg/L)	(%)	(kg/h)					
Projeto																													
11:50																				8,84	0,480	0,610	1,27	27,8	69				
12:00																				7,80	0,450	0,565	1,26	26,5	69				
12:30	27,00	0,800	1,260	1,58	45,6	77	20,66	0,150	0,190	1,27	31,6	10								8,31	0,650	0,830	1,28	28,3	102				
13:30	35,00	2,000	2,435	1,22	22,3	56	14,61	0,200	0,235	1,18	22,3	13								10,25	0,480	0,620	1,29	29,4	64				
14:00							6,40	0,340	0,355	1,04	6,3	13								13,63	0,430	0,530	1,23	24,6	34				
14:30	100,00	6,000	7,770	1,30	28,5	80	13,00	0,150	0,205	1,37	40,2	23								8,50	0,500	0,655	1,31	30,8	86				
15:30	19,80	0,650	0,965	1,48	40,8	72	12,07	0,150	0,170	1,13	17,6	9								16,84	0,600	0,780	1,30	30,1	50				
16:00	45,63	1,350	1,755	1,30	28,8	40	10,90	0,200	0,220	1,10	13,6	10								12,00	0,550	0,710	1,29	29,4	63				
Average					33,2	64,8					22,0	13,0							#DIV/0!	#DIV/0!				28,4	67,1	#DIV/0!			
CoV					9,6	16,6					12,3	5,1							#DIV/0!	#DIV/0!				2,0	20,4	#DIV/0!			

Anexo 16: Resultados das amostragens do teste integrado em escala piloto, referente aos dias 2 e 3 de fevereiro de 2016.

Data	Amostra	Peso					Química				
		Polpa	Seco	Fe	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P	Mn	Ti	Ca	Mg
		g	g	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
2-fev	Concentrado Teste 01	16880	3298	59,74	0,9	11,78	0,052	0,091	0,105	0,053	0,02
	Rejeito Teste 01	8785	2351	9,21	2,84	83,02	0,023	0,027	0,0228	0,0078	0,024
	Lama Teste 01	17815	61	27,92	14,56	34,96	0,289	0,407	0,166	0,118	0,12
3-fev	Concentrado Teste 02	12280	2660	51,2	1,03	24,13	0,054	0,077	0,099	0,007	-0,01
	Rejeito Teste 02	4175	1206	9,13	3,73	80,62	0,024	0,029	0,024	0,0057	0,036
	Lama Teste 02	13460	89	32,82	12,54	29,75	0,289	0,249	0,191	0,022	0,08

Anexo 17: Resultados das amostragens do teste integrado em escala piloto, referente aos dias 09, 10, 11 e 12 de março de 2016.

Data	Circuito	Fluxo	Nº	Tempo (s)	Tempo de Amostragem (s)	Polpa (g)	Sólidos (g)	Taxa kg/h	% Sólidos	% Fe	% Al ₂ O ₃	% SiO ₂	% P
09/mar	Moagem Primária	Grinding New Feed	1	12	1	1430	1420	426	99,3	37,46	2,32	43,46	0,051
		Water	28	1,6	1	140	140	315	100,0				
		Cyclone Feed	2	9,56	1	6790	4640	1747	68,3	46,19	0,99	32,72	0,035
		Cyclone UF	3	3,63	1	2375	1779	1764	74,9	36,89	1,97	44,48	0,045
		Cyclone OF	4	10	1	3635	1133	408	31,2	47,95	0,68	29,86	0,032
		Water	29	1	1	140	0	504	100,0				
	Deslamagem	First Cyclone UF	5	10	1	3095	979	352	31,6	36,46	1,02	46,53	0,032
		First Cyclone OF	6	10	1	6530	95	34	1,5	31,32	14,13	31,74	0,297
		Water	30	NA									
		Second Cyclone UF	7	30	1	1750	42	5	2,4	40,58	3,84	36,34	0,074
		Second Cyclone OF	38	27	5	2830	31	1	1,1	33,79	9,88	34,49	0,221
	Flotação em Células Convencionais	New feeding	8	15	1	2780	971	233	34,9	36,34	2,31	44,38	0,053
		Rougher UF	10	15	1	3355	814	195	24,3	39,78	1,89	40,58	0,054
		Rougher OF	9	15	1	971	190	46	19,6	8,3	3,21	83,24	0,025
		Water	32	6,9	1	100	0	52	100,0				
		Cleaner 1 UF	12	15	1	3060	804	193	26,3	43,55	1,49	35,56	0,056
		Cleaner 1 OF	11	30	1	640	143	17	22,3	12,6	3,28	77,78	0,035
		Fluxo	Nº	Tempo (s)	Tempo de Amostragem (s)	Polpa (g)	Sólidos (g)	Taxa kg/h	% Sólidos	% Fe	% Al₂O₃	% SiO₂	% P
		Water	33	7,8	1	100	0	46	100,0				
		Cleaner 2 UF	14	27	5	24080	6483	173	26,9	46,13	0,93	33,1	0,05
		Cleaner 2 OF	13	30	1	920	269	32	29,2	16,87	2,27	73,73	0,041
		Water	35	30	1	100	0	12	100,0				
		Scavenger 1 UF	16	60	1	1640	156	9	9,5	34,3	3,68	45,45	0,063
		Scavenger 1 OF	15	30	1	1065	340	41	31,9	15,31	2,01	76,31	0,03
		Water	34	3,6	1	100	100	100	100,0				
		Scavenger 2 UF	18	60	1	730	160	10	21,9	11,71	2,75	79,62	0,037
		Scavenger 2 OF	17	27	5	7905	2432	65	30,8	7,21	5,13	82,54	0,034
		Circulating load	19	15	1	1525	90	22	5,9	15,12	2,11	74,93	0,03
	Remoagem	New feeding		27	5	24080	6483	173	26,9	43,55	1,49	35,56	0,056
		Cyclone UF		10	1	5777	4210	1516	72,9	62,29	0,27	9,77	0,026
		Cyclone OF		10	1	2810	706	254	25,1	53,5	0,69	21,53	0,048
		Regrinded	20	10	1	4825	3546	1277	73,5	61,89	0,34	10,42	0,029
		Water	37	1	1	100	0	360	100,0				

10/mar	Deslamagem	Second Cyclone OF	38	60	3	7580	140	3	1,8	30,99	15,82	29,18	0,319
	Flotação em Células Convencionais	Cleaner 2 UF	14	60	3	11596	3164	63	27,3	65,21	0,63	4,65	0,045
		Scavenger 2 OF	17	60	4	10974	3462	52	31,5	10,85	1,48	82,57	0,039
11/mar	Flotação em colunas	New feeding	21	30	4	10610	4054	122	38,2	52,76	0,71	24,03	0,041
		Recleaner 1 UF	22	30	1	2670	839,06	101	31,4	65,7	0,6	4,65	0,044
		Recleaner 1 OF	23	30	1	810	310,38	37	38,3	8,49	0,87	87,33	0,02
		Recleaner 2 UF	24	60	4	17620	5778	87	32,8	68,01	0,48	1,58	0,047
		Recleaner 2 OF	25	30	1	995	201,44	24	20,2	54,82	0,92	20,15	0,055
		Reclaner scavenger UF	26	30	1	3460	76,34	9	2,2	65,64	1,05	3,72	0,068
		Reclaner scavenger OF	27	60	4	8650	2141	32	24,8	7,19	1,29	88,11	0,022
		Circulating load	28	30	1	2725	239,61	29	8,8				
		Water Recleaner 1		20	1	100	0	18	100,0				
		Water Reclaner scavenger		20	1	100	0	18	100,0				
12/mar	Column flotation	New feeding	21	30	6	10465	3562	71	34,0	55,11	0,65	19,29	0,044
		Recleaner 1 UF	22	30	1	2710	605	73	22,3	66,34	0,59	2,88	0,051
		Recleaner 1 OF	23	30	1	645	231	28	35,8	8,94	1,12	85,12	0,025
		Recleaner 2 UF	24	60	6	19405	5419	54	27,9	66,41	0,6	3,48	0,051
		Recleaner 2 OF	25	60	1	545	62	4	11,4	57,24	1,43	14,08	0,08
		Reclaner scavenger UF	26	30	1	850	91	11	10,7	48,6	1,64	28,06	0,061
		Reclaner scavenger OF	27	60	6	5825	1449	14	24,9	6,35	1,33	90,46	0,023
		Water	37	15	1	100	0	24	100,0				

Anexo 18: Resumo dos valores obtidos para o hold up das colunas de flotação.

Etapa	Variável	11 Março		12 Março			Unidade
		Valor		Valor			
		<i>recleaner1</i>	<i>scavenger</i>	<i>recleaner1</i>	<i>recleaner2</i>	<i>scavenger</i>	
1	P1	155	150	152	150	150	cmH ₂ O
		15200	14710	14906	14710	14710	Pa
	h1	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	M
	d1	1107,9	1072,2	1086,5	1072,2	1072,2	kg/m ³
	G	9,8	9,8	9,8	9,8	9,8	m/s ²
Etapa	Variável	11 march		12 march			Unidade
		Valor		Valor			
		<i>recleaner1</i>	<i>scavenger</i>	<i>recleaner1</i>	<i>recleaner2</i>	<i>scavenger</i>	
2	P2	130	125	132	120	124	cmH ₂ O
		12749	12258	12945	11768	12160	Pa
	h2	1,17	1,17	1,22	1,12	1,16	M
	d1	1107,9	1072,2	1086,5	1072,2	1072,2	kg/m ³
	g	9,8	9,8	9,8	9,8	9,8	m/s ²
3	P3	80	52	82	85	50	cmH ₂ O
		7845	5099	8041	8336	4903	Pa
	h3	0,72	0,49	0,76	0,79	0,47	m
	d1	1107,9	1072,2	1086,5	1072,2	1072,2	kg/m ³
	g	9,8	9,8	9,8	9,8	9,8	m/s ²
	H espuma	1,1	0,55	1,1	0,5	0,70	m
	H coluna	4,191	4,191	4,191	4,191	4,191	m
4	<i>Hold up</i> COLETA	16,1	16,7	13,2	20,0	17,3	%
	<i>Hold up</i> ESPUMA	38,5	58,4	37,9	29,2	59,7	%
	<i>Hold up</i> COLUNA	22,0	22,1	19,6	21,1	24,4	%

Anexo 19: Principais parâmetros determinados para os testes piloto em colunas de flotação.

Coluna	Água de Lavagem (cm/s)	Tempo de Residência (min)	Velocidade do Ar (cm/s)	Capacidade de Carregamento	
				Ar (kg/m ³)	Espuma (t/h/m ²)
<i>Rougher</i>	0,027	11,8	2,3	24,8	2,0
<i>Scavenger</i>	0,062	3,2	4,1	26,8	4,0
<i>Cleaner</i>	-	5,5	3,1	26,9	3,0
Referencia 1 – Eriez 2 - Metso	0,0-0,4 ¹	-	0,2-0,8 ¹ 0,5-2,0 ²	100-40 (d80 = 40µm) ¹	2,5-4,0 ²

Anexo 21: Análise de Sensibilidade para TIR e VPL referente a implantação do circuito de flotação em colunas, variando receita e custo..

Investimento (M\$)	47,0
Receita (M\$/a)	138,0
Custo (M\$/a)	52,9
Depreciação Linear % a.a. (Sem Valor Residual)	25%
Impostos (alíquota sobre Lucro Tributável)	35%
TMA - Taxa Mínima de Atratividade (%a.a)	14%

Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		138,0	138,0	138,0	138,0
(3) Custo		52,9	52,9	52,9	52,9
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		85,1	85,1	85,1	85,1
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	85,1	85,1	85,1	85,1
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>38,1</i>	<i>123,2</i>	<i>208,3</i>	<i>293,4</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		73,4	73,4	73,4	73,4
(7) IR [30%x(6)]		25,7	25,7	25,7	25,7
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		59,4	59,4	59,4	59,4
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	59,4	59,4	59,4	59,4
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>12,4</i>	<i>71,9</i>	<i>131,3</i>	<i>190,7</i>
VPL antes do IR	201,0				
TIR antes do IR	178,0%				
VPL após IR	126,2				
TIR após IR	121,2%				
Payback Antes do IR:	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
Payback Após do IR:	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8

Análise de Sensibilidade - Receita					
Análise de Sensibilidade - Custo	-10%	-5%	0	5%	10%
VPL antes do IR	160,7	180,9	201,0	221,1	241,2
VPL após IR	100,0	113,1	126,2	139,2	152,3
TIR antes do IR	147,7%	162,9%	178,0%	193,1%	208,1%
TIR após IR	100,7%	111,0%	121,2%	131,2%	141,2%

Análise de Sensibilidade - Custo					
Análise de Sensibilidade - Receita	-10%	-5%	0	5%	10%
VPL antes do IR	216,4	208,7	201,0	193,3	185,5
VPL após IR	136,2	131,2	126,2	121,1	116,1
TIR antes do IR	189,6%	183,8%	178,0%	172,2%	166,4%
TIR após IR	128,9%	125,0%	121,2%	117,3%	113,4%

Receita -5%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		131,1	131,1	131,1	131,1
(3) Custo		52,9	52,9	52,9	52,9
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		78,2	78,2	78,2	78,2
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	78,2	78,2	78,2	78,2
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>31,2</i>	<i>109,4</i>	<i>187,6</i>	<i>265,8</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		66,5	66,5	66,5	66,5
(7) IR [30%×(6)]		23,3	23,3	23,3	23,3
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		54,9	54,9	54,9	54,9
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	54,9	54,9	54,9	54,9
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>7,9</i>	<i>62,9</i>	<i>117,8</i>	<i>172,8</i>
VPL antes do IR	180,9				
VPL após IR	113,1				
TIR antes do IR	162,9%				
TIR após IR	111,0%				
Payback Antes do IR:	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
Payback Antes do IR:	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9

Receita -10%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		124,2	124,2	124,2	124,2
(3) Custo		52,9	52,9	52,9	52,9
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		71,3	71,3	71,3	71,3
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	71,3	71,3	71,3	71,3
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>24,3</i>	<i>95,6</i>	<i>166,9</i>	<i>238,2</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		59,6	59,6	59,6	59,6
(7) IR [30%×(6)]		20,8	20,8	20,8	20,8
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		50,5	50,5	50,5	50,5
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	50,5	50,5	50,5	50,5
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>3,5</i>	<i>53,9</i>	<i>104,4</i>	<i>154,8</i>
VPL antes do IR	160,7				
VPL após IR	100,0				
TIR antes do IR	147,7%				
TIR após IR	100,7%				
Payback Antes do IR:	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
Payback Antes do IR:	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9

Receita 5%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		144,9	144,9	144,9	144,9
(3) Custo		52,9	52,9	52,9	52,9
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		92,0	92,0	92,0	92,0
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	92,0	92,0	92,0	92,0
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>45,0</i>	<i>137,0</i>	<i>229,0</i>	<i>321,0</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		80,3	80,3	80,3	80,3
(7) IR [30%×(6)]		28,1	28,1	28,1	28,1
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		63,9	63,9	63,9	63,9
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	63,9	63,9	63,9	63,9
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>16,9</i>	<i>80,8</i>	<i>144,7</i>	<i>208,7</i>
VPL antes do IR	221,1				
VPL após IR	139,2				
TIR antes do IR	193,1%				
TIR após IR	131,2%				
Payback Antes do IR:	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Payback Antes do IR:	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7

Receita 10%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		151,8	151,8	151,8	151,8
(3) Custo		52,9	52,9	52,9	52,9
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		98,9	98,9	98,9	98,9
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	98,9	98,9	98,9	98,9
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>51,9</i>	<i>150,8</i>	<i>249,7</i>	<i>348,6</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		87,2	87,2	87,2	87,2
(7) IR [30%×(6)]		30,5	30,5	30,5	30,5
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		68,4	68,4	68,4	68,4
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	68,4	68,4	68,4	68,4
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>21,4</i>	<i>89,8</i>	<i>158,2</i>	<i>226,6</i>
VPL antes do IR	241,2				
VPL após IR	152,3				
TIR antes do IR	208,1%				
TIR após IR	141,2%				
Payback Antes do IR:	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Payback Antes do IR:	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7

Custo -5%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		138,0	138,0	138,0	138,0
(3) Custo		50,3	50,3	50,3	50,3
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		87,7	87,7	87,7	87,7
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	87,7	87,7	87,7	87,7
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>40,7</i>	<i>128,5</i>	<i>216,2</i>	<i>304,0</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		76,0	76,0	76,0	76,0
(7) IR [30%×(6)]		26,6	26,6	26,6	26,6
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		61,1	61,1	61,1	61,1
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	61,1	61,1	61,1	61,1
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>14,1</i>	<i>75,3</i>	<i>136,4</i>	<i>197,6</i>
VPL antes do IR	208,7				
VPL após IR	131,2				
TIR antes do IR	183,8%				
TIR após IR	125,0%				
Payback Antes do IR:	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Payback Antes do IR:	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8

Custo -10%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		138,0	138,0	138,0	138,0
(3) Custo		47,6	47,6	47,6	47,6
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		90,4	90,4	90,4	90,4
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	90,4	90,4	90,4	90,4
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>43,4</i>	<i>133,8</i>	<i>224,2</i>	<i>314,6</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		78,6	78,6	78,6	78,6
(7) IR [30%×(6)]		27,5	27,5	27,5	27,5
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		62,9	62,9	62,9	62,9
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	62,9	62,9	62,9	62,9
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>15,9</i>	<i>78,7</i>	<i>141,6</i>	<i>204,5</i>
VPL antes do IR	216,4				
VPL após IR	136,2				
TIR antes do IR	189,6%				
TIR após IR	128,9%				
Payback Antes do IR:	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Payback Antes do IR:	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7

Custo 5%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		138,0	138,0	138,0	138,0
(3) Custo		55,5	55,5	55,5	55,5
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		82,5	82,5	82,5	82,5
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	82,5	82,5	82,5	82,5
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>35,5</i>	<i>117,9</i>	<i>200,4</i>	<i>282,8</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		70,7	70,7	70,7	70,7
(7) IR [30%×(6)]		24,7	24,7	24,7	24,7
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		57,7	57,7	57,7	57,7
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	57,7	57,7	57,7	57,7
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>10,7</i>	<i>68,4</i>	<i>126,1</i>	<i>183,8</i>
VPL antes do IR	193,3				
VPL após IR	121,1				
TIR antes do IR	172,2%				
TIR após IR	117,3%				
Payback Antes do IR:	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
Payback Antes do IR:	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8

Custo 10%					
Item / Ano	0	1	2	3	4
(1) Investimento Fixo	-47,0				
(2) Receita		138,0	138,0	138,0	138,0
(3) Custo		58,2	58,2	58,2	58,2
(4) Lucro antes do IR [(2)-(3)]		79,8	79,8	79,8	79,8
(I) FC antes IR [(1)+(4)]	-47,0	79,8	79,8	79,8	79,8
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>32,8</i>	<i>112,6</i>	<i>192,4</i>	<i>272,2</i>
(5) Depreciação		11,8	11,8	11,8	11,8
(6) Lucro Tributável [(4)-(5)]		68,1	68,1	68,1	68,1
(7) IR [30%×(6)]		23,8	23,8	23,8	23,8
(8) Lucro após IR [(4)-(7)]		56,0	56,0	56,0	56,0
(II) FC após IR [(I)-(7)]	-47,0	56,0	56,0	56,0	56,0
<i>Linha Auxiliar - FC Acumulado</i>	<i>-47,0</i>	<i>9,0</i>	<i>65,0</i>	<i>121,0</i>	<i>177,0</i>
VPL antes do IR	185,5				
VPL após IR	116,1				
TIR antes do IR	166,4%				
TIR após IR	113,4%				
Payback Antes do IR:	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
Payback Antes do IR:	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8

