

THALITA MENDONÇA DE RESENDE

**USO DE BIOPOLÍMERO SUSTENTÁVEL COMO DEPRESSOR SELETIVO
DA HEMATITA NA FLOTAÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO**

Dissertação apresentada à
Universidade Federal de Viçosa,
como parte das exigências do
Programa de Pós-Graduação em
Agroquímica, para obtenção do título
de *Magister Scientiae*.

**VIÇOSA
MINAS GERAIS - BRASIL
2013**

**Ficha catalográfica preparada pela Biblioteca Central da
Universidade Federal de Viçosa - Câmpus Viçosa**

T

R433u
2013
Resende, Thalita Mendonça de, 1986-
 Uso de biopolímero sustentável como depressor
 seletivo da hematita na flotação de minério de ferro /
Thalita Mendonça de Resende. - Viçosa, MG, 2013.
 viii, 83 f. : il. (algumas color.) ; 29 cm.

Inclui anexos.

Orientador : Jorge Luiz Colodette.

Dissertação (mestrado) - Universidade Federal de
Viçosa.

Referências bibliográficas: f. 48-51.

1. Biopolímeros. 2. Flotação. 3. Minérios de ferro.
4. Beneficiamento de minério. I. Universidade Federal de
Viçosa. Departamento de Química. Programa de
Pós-Graduação em Agroquímica. II. Título.

CDD 22. ed. 547.7

THALITA MENDONÇA DE RESENDE

**USO DE BIOPOLÍMERO SUSTENTÁVEL COMO DEPRESSOR SELETIVO
DA HEMATITA NA FLOTAÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO**

Dissertação apresentada à
Universidade Federal de Viçosa,
como parte das exigências do
Programa de Pós-Graduação em
Agroquímica, para obtenção do título
de *Magister Scientiae*.

APROVADA: 16 de agosto de 2013.

Cláudio Ferreira Lima
(UFV)

Marcelo Moreira Costa
(Kemira Chemicals do Brasil)

Jorge Luiz Colodette
(Orientador)

AGRADECIMENTOS

À Deus por me dar força e coragem a cada dia.

Aos meus pais, Sonia e Raymundo pelo amor e companheirismo de sempre estar ao meu lado.

À Sula e ao Leo, pelos estímulos e ensinamentos.

Ao David pelo amor e carinho.

Aos meus avós que não importa onde eles estejam sempre estarão ao meu lado, me guiando sempre, sei que estão muito felizes com esta conquista!

Ao meu orientador professor Jorge Colodette pelos ensinamentos e principalmente pela confiança e oportunidade.

Ao Marcelo Costa pelos ensinamentos, confiança e oportunidade.

Ao Cláudio Lima e ao DEQ pela oportunidade de realização de mestrado.

À todos os meus amigos do Laboratório de Celulose e Papel que sempre me ajudaram, obrigada pela amizade e apoio.

À todos meus amigos da Kemira e VTT, especialmente ao Jorge, que tiveram muita importância neste trabalho.

Às amigas, Camila, Paula, Bianca, Carla, Simone, Flávia, que sempre me estimularam e sempre estiveram ao meu lado, em conversas intermináveis e com longas horas de estudos.

À Maria Tereza, Bárbara e Mariana que mesmo distantes sempre estiveram presentes.

À Universidade Federal de Viçosa (UFV) e à FAPEMIG pelo financiamento desta pesquisa e pela concessão de bolsa de mestrado.

Enfim, a todos que participaram desta conquista, MUITO OBRIGADA!!

RESUMO

RESENDE, Thalita Mendonça, M.Sc., Universidade Federal de Viçosa, Agosto de 2013. **Uso de biopolímero sustentável como depressor seletivo da hematita na flotação de minério de ferro** Orientador: Jorge Luiz Colodette.

A flotação é responsável por uma significativa parcela na economia do Brasil. Todas as instalações brasileiras que usam a flotação de minério de ferro utilizam o amido como depressor. Há vários outros polímeros sintéticos e naturais que estão sendo estudados e empregados com sucesso na flotação de outros bens minerais. O objetivo deste trabalho é estudar a possibilidade de concentração do minério de ferro de uma mina situada em Minas Gerais, considerada de baixo teor de ferro utilizando um biopolímero do bagaço de cana (XMC) como alternativa de depressor do ferro em substituição ao amido. O amido está na cadeia alimentar humana e de animais e é utilizado industrialmente para muitos outros fins há milênios, sendo extraído comercialmente de várias fontes: milho; mandioca; trigo, batata e arroz, entre as mais comuns. O foco deste trabalho foi voltado para a substituição do amido no processo de flotação catiônica reversa do minério de ferro itabirítico. A flotação catiônica reversa é definida como uma tecnologia mineral de separação de um dos constituintes do minério dos restantes, fazendo com que o constituinte indesejado flutue acima da superfície da polpa, que é formada pela ganga (minerais indesejados) e água. Assim, para este trabalho, foi realizada revisão da literatura sobre minério de ferro, flotação e os reagentes utilizados para a indústria mineral e foi avaliado um depressor alternativo, classificado como XMC. Testes de flotação em bancada indicaram que o pH 10,5 foi o que apresentou melhor performance e que a XMC foi mais seletiva que o amido. Observa-se resultados semelhantes ao amido quando se utilizou a dosagem de 1500g/t de XMC, havendo uma redução de consumo de amina no processo (redução é na faixa de 70%). Assim, a substituição do amido pela XMC se torna uma alternativa atraente, pois além de apresentar maior grau de sustentabilidade e redução do uso de aminas, irá retirar o amido do processo industrial; preservando-o para a cadeia alimentar humana e animal.

ABSTRACT

RESENDE, Thalita Mendonça, M.Sc., Federal University of Viçosa, August 2013. **Sustainable use of biopolymer as a depressant in the selective flotation of hematite iron ore.** Advisor: Jorge Luiz Colodette.

Flotation is responsible for a significant portion of the economy in Brazil. All Brazilian facilities that use iron ore flotation apply starch as depressant. There are several other synthetic and natural polymers that have been studied and successfully employed in the flotation of other minerals. The objective of this work is to study the possibility of concentrating iron ore, from a mine located in Minas Gerais considered low iron content, using a biopolymer from sugar cane bagasse (XMC) as an hematite depressant alternative instead of starch. Starch is in animal and human food chain and is used industrially for many other purposes for millennia, being extracted commercially from several sources such as corn, cassava, wheat, potatoes and rice, among the most common. The focus of this work was on the replacement of starch in the process of reverse cationic flotation of itabirite iron ore. The reverse cationic flotation technology is defined as a mineral separation process that the unwanted constituents of the ore, gangue, from the valuable ones. The process makes the unwanted constituents float above the surface of the pulp, which is formed by gangue and water. Thus, for this work, we reviewed the literature on iron ore flotation, reagents used for the mining industry and a depressant alternative, classified as XMC. Bench scale flotation tests indicated that the pH 10.5 showed the best performance and that the XMC was more selective than starch. It can be observed that similar results to starch were obtained when using XMC dosage of 1500 g / t (the reduction in the consumption of amine in flotation process, (the reduction was in the range of 70%). Thus, the replacement of starch by XMC becomes an attractive alternative, as well as the higher degree of sustainability and the amine reduction usage. Also, it should be take in account that starch is going to be removed from the process, preserving it for the food and feed chain.

ÍNDICE

RESUMO.....	iii
ABSTRACT.....	iv
1. Justificativa	1
2. Introdução	3
3. Revisão de literatura.....	5
3.1 Biorrefinaria	5
3.2 Minério de Ferro	6
3.3 Reservas e produção brasileira	7
3.4 Princípios da flotação	9
3.5 Depressores.....	12
3.5.1 Amido	12
3.5.2 Interações intermoleculares	14
3.5.3 Depressores alternativos	18
3.6 Coletores	18
3.7 Espumantes	20
3.8 Desempenho da Flotação.....	20
3.9 Outras aplicações do amido no setor de Mineração.....	23
4. Material e métodos.....	24
4.1 Material.....	24
4.1.1. Amostra	24
4.1.2. Reagentes	24
4.2 Métodos.....	24
4.3 Flotação – Testes exploratórios	25
4.4 Análise de Ferro	26
4.5 Caracterização mineralógica	27
4.6 Granulometria.....	28
4.7 Análise de perda ao fogo	28
4.8 Determinação da ganga.....	28
4.9 Preparação dos reagentes	28
4.9.1 Preparação da amina EDA C a 1% m/v	29
4.9.2 Preparação do amido de milho gelatinizado a 1% m/v	29
4.9.3 Preparação da XMC a 1% m/v	29
4.9.4 Preparação de Hidróxido de sódio a 1% m/v	29
4.9.5 Preparação Ácido clorídrico a 1% m/v.....	29
4.10 Planejamento dos ensaios de flotação em bancada	30
5. Resultados e discussão	32
5.1. Fluorescência de RX.....	32
5.2. Distribuição granulométrica	32
5.3. Densidade do minério.....	34
5.4. Difração de RX.....	34
5.5. Flotação.....	35
5.5.1. Planejamento preliminar	35
5.5.2. Estudo do efeito do depressor	38
5.5.3. Estudo do efeito do coletor.....	40
5.5.4. Estudo do pH	42
5.5.5. Comparação da XMC com amido	43

5.5.6. Resultados Simulados para comparação entre XMC e amido	45
5.5.7. Melhores resultados obtidos	46
6. Conclusão.....	47
7. Sugestões para trabalhos futuros	47
8. Referências Bibliográficas	48
Anexo 1.....	52
Anexo 2.....	55
Anexo 3.....	59
Anexo 4.....	62
Anexo 5.....	73

FIGURAS

Figura 1: Propriedades de alguns minerais que contém ferro (TURRER 2007).....	6
Figura 2: Potencial Zeta para a hematita e quartzo em função do pH (BICALHO 2010).	10
Figura 3: Diferenças entre as hidrofílicidades (LANGSCH 2012)	11
Figura 4: a) Estrutura da molécula de amilose, b) Estrutura da molécula de amilopectina.	13
Figura 5: Gelatinização do amido	14
Figura 6: Interação por ligação de hidrogênio e complexo de oito membros entre amido e hematita proposto por (WEISSENBORN 1995) ...	15
Figura 7: Complexo de grupo terminal redutor entre amido e hematita proposto por (RAVISHANKAR; et al. 1994).....	16
Figura 8: Efeito da dosagem de amina em g/tSiO ₂ na distribuição de concentrado em 2 níveis de dosagem de amido, pH e rotação	23
Figura 9: Célula de flotação CDC	25
Figura 10: Peneira vibratória.....	28
Figura 11: Distribuição granulométrica do minério bruto	33
Figura 12: Peneira VS % Ferro.....	33
Figura 13: DRX do minério bruto	34
Figura 14: % Fe conc vs pH; XMC e Amina	35
Figura 15: % Rec Met vs pH; XMC e Amina	35
Figura 16: % ganga vs pH; XMC e Amina	36
Figura 17: Efeito da % Rec met VS % Ganga.....	37
Figura 18: % Fe conc vs dosagem de XMC	38
Figura 19: % rec met vs dosagem de XMC	38
Figura 20: % ganga vs dosagem de XMC	39
Figura 21: % ganga vs dosagem de amina.....	40
Figura 22: % Fe conc vs dosagem de amina.....	40
Figura 23: % Rec Met vs dosagem de amina.....	41
Figura 24: Dosagem de amina vs % Ganga para diferentes valores de pH.42	
Figura 25: Dosagem de amina vs % Rec Met para diferentes valores de pH42	
Figura 26: Dosagem de amina vs % Fe para diferentes valores de pH.....	43
Figura 27: Amina vs % Fe conc	44
Figura 28: Amina vs % Rec Met.....	44
Figura 29: Amina vs % ganga	44
Figura 30: Gráfico comparativo dos melhores resultados.....	45

TABELAS

Tabela 1: Estimativa de produção de minério de ferro.....	7
Tabela 2: Reservas brasileiras de minério de ferro em 2007, adaptado (BOGUZ 1997).....	8
Tabela 3: Análise química e granulométrica de <i>sinter feed</i> (VALE 2009) ..	22
Tabela 4: Análise química e granulométrica de <i>pellet feed</i> (VALE 2009)...	22
Tabela 5: Fatores e níveis usados no planejamento preliminar	30
Tabela 6: Planejamento preliminar	30
Tabela 7: Análise química por FRX da amostra do minério bruto.....	32
Tabela 8: Fe ₂ O ₃ ; Ganga e PF do minério bruto.....	32
Tabela 9: Comparativos dos resultados simulados	45
Tabela 10: Comparativos dos melhores resultados	55
Tabela 11: Distribuição granulométrica do minério.....	52
Tabela 12: % Fe e % Ganga nas diversas faixas granulométricas	52
Tabela 13: Resultados do planejamento preliminar (2 ³)	53
Tabela 14: Efeito da dosagem de XMC, amina = 50g/t e o pH= 10,5.....	53
Tabela 15: Efeito da dosagem da amina, XMC = 2000g/t e o pH= 10,5.....	53
Tabela 16: Efeito da dosagem de amina, XMC = 1500g/t e o pH= 10,5.....	53
Tabela 17: Efeito da dosagem de amina, XMC = 1500g/t e o pH= 9,5.....	54
Tabela 18: Efeito da dosagem de amina, Amido = 1500g/t e o pH= 10,5...	54

1. Justificativa

O bagaço e a palha da cana-de-açúcar são os principais subprodutos gerados pela indústria sucroalcooleira, estes são materiais abundantes, de baixo custo e compostos por materiais lignocelulósicos (principalmente celulose, hemicelulose, e substâncias de baixa massa molecular como, extrativos e cinzas) o que é altamente vantajoso para a produção de celulose, especialmente quando associada a processos de biorrefinaria (WOLF 2011; SANTOS 2013).

Diversas são as áreas voltadas para a pesquisa e desenvolvimento de produtos químicos a partir da desconstrução de material lignocelulósico (polímeros de lignina, celulose e hemicelulose). Assim, a biorrefinaria agrega às cadeias produtivas da biomassa, reduzindo muito os impactos ambientais (JUNIOR 2011).

O bagaço é constituído aproximadamente de 70% de celulose e hemicelulose. A lignina está ligada covalentemente à hemicelulose, entrelaçada em torno desses açúcares. Hoje em dia, a maior fração de bagaço de cana (60-90%) é queimada para produzir vapor/energia para manter as usinas de açúcar e etanol. Considerando que o poder calorífico dos carboidratos é cerca da metade da lignina e que é baixa a eficiência de queima, seria benéfico desenvolver um caminho econômico para a melhor utilização dos carboidratos (MCKENDRY 2002).

A produção de concentrados de ferro nas usinas implicam em expansões das instalações de tratamento, reformulação de fluxogramas e/ou otimização dos processos de tratamento. Assim, uma das aplicações da produção de biopolímeros a partir de fontes renováveis pode ser uma alternativa inovadora com maior sustentabilidade para substituir a aplicação industrial do amido, que faz parte da base da cadeia alimentar humana e animal. Este é um segmento que deve ser devidamente estudado, melhorando o desempenho, pela sua troca total ou parcial. (GIANNINI 2011).

Essa substituição pode resultar em vantagens econômicas, além de propiciar um aumento de opções. A escolha do depressor não deve ser baseada somente em seu desempenho, mas também por fatores externos

como, preço, disponibilidade, biodegradabilidade, toxicidade, além de variáveis do processo, como características do minério e do coletor, entre outras (TURRER 2007).

Além de disponibilizar ao mercado um substituto ao amido para aplicações industriais, o desenvolvimento dos biopolímeros proporcionará economia de água. A agricultura é um dos principais setores consumidores de água. Na produção agrícola do milho ou mandioca (principais fontes de amido do Brasil), são necessários 1m^3 de água para irrigação por kg de milho produzido. Portanto, isso significa 1.000m^3 de água/t de amido de milho produzida. O Brasil produz cerca de 40.000 t de milho por ano, os quais correspondem a um consumo de água de 40 milhões m^3 /ano (AGRICULTURA 2008).

No Brasil o setor industrial sucroalcooleiro é altamente competitivo, indicando forte potencial de crescimento nos próximos anos. (GIANNINI 2011). Conseqüentemente, a produção de biopolímeros a partir do bagaço de cana pode ser uma alternativa importante com maior sustentabilidade substituindo o amido em algumas aplicações industriais.

2. Introdução

O esgotamento dos depósitos de minério de ferro de altos níveis requer o uso de métodos de concentração para a obtenção de produtos que atendam as especificações para a indústria do aço, o principal consumidor de minério de ferro concentrado. A qualidade final do concentrado é, sem dúvida, o parâmetro mais importante no processamento de minerais. Produção de concentrados fora das especificações de compradores pode levar ao declínio do preço de venda, com base no percentual de ferro, aplicação de penalidades ao produtor, além da quebra de confiança e a perda de contratos futuros.

Recuperação metalúrgica de um processo de concentração é um parâmetro crucial para determinar o nível do aproveitamento de ferro no processo. Deve-se sempre procurar maximizar a produção de carga metálica por unidade de minério alimentado, de modo que se traduz em maior rentabilidade para a indústria. No entanto, isto deve ser feito com um planejamento apropriado para que não haja qualquer perda de qualidade do produto final. Outra consequência do aumento da recuperação metalúrgica é a diminuição do volume de material descartado como rejeito, este é jogado em bacias hidrográficas apresentando alto custo de capital e custos operacionais, além de gerar problemas ambientais (TURRER 2007).

Como mencionado anteriormente, minérios de ferro de baixo grau tem que ser processado para um determinado nível de teor de ferro para atender aos requisitos estabelecidos pelos produtores de aço. Há sempre um limite mineralógico que define o grau máximo e mínimo possível de ferro, o que difere entre os minérios de diferentes depósitos. Dependendo da distribuição do tamanho de partícula e o conteúdo do minério, três métodos de concentração são industrialmente utilizados com sucesso, são eles: concentração por gravidade, concentração magnética e flotação (LOPES 2009). Em muitos casos estas concentrações não são suficientes para dar a qualidade desejada do concentrado de minério de ferro.

A flotação é uma técnica bem conhecida de concentração que dá a oportunidade de obter mais purificação. Sílica e Alumínio são as duas impurezas mais importantes a serem reduzidas. A flotação de minério de ferro

pode ser realizada por duas rotas: direta ou reversa. Na primeira, o óxido de ferro é flotado, usando reagentes aniônicos como sulfonatos ou ácidos graxos.

Na flotação reversa, a sílica é flotada com o auxílio de reagentes catiônicos (aminas) e depressores (amido). Os produtos que possuem maior valor agregado como os pellets, apresentam em média 67% de Fe (principalmente a hematita, mineral desejável) e 1,5% de ganga (minerais indesejáveis), além destes fatores, são levados em consideração qualidades estruturais do minério, com estas características são mais valorizados, pois evitam que gastos adicionais de impurezas no transporte, fundição e refino do aço (LOPES 2009).

Hoje em dia, o amido é o depressor mais utilizado no processo de flotação catiônica reversa de minério de ferro. A produção de biopolímeros a partir de fontes renováveis pode ser uma alternativa inovadora para substituir a aplicação industrial do amido, o qual faz parte da base da cadeia alimentar humana e animal. No Brasil, a indústria sucroalcooleira utiliza largamente a cana-de-açúcar e gera uma grande quantidade de resíduos, sendo o bagaço e a palha os mais representativos. Estes resíduos contêm um grande teor de materiais fibrosos lignocelulósicos, os quais apresentam uma alternativa sustentável para a produção de biopolímeros a partir do bagaço de cana-de-açúcar, valorizando o resíduo disponível no país, utilizando o conceito de biorrefinaria. (CARASCHI 1996; ANDRADE 2001; TITA 2002; CANILHA 2007).

A escolha do depressor não deve basear-se apenas em seu desempenho, mas também por fatores externos, tais como preço, disponibilidade, toxicidade, biodegradabilidade e processo de variáveis, tais como as características do minério e do coletor, entre outros (TURRER 2007).

O objetivo deste trabalho é isolar um biopolímero, chamado XMC a partir do bagaço de cana-de-açúcar, e investigar sua potencialidade em substituir a aplicação industrial do amido utilizado na flotação do minério de ferro.

3. Revisão de literatura

3.1 Biorrefinaria

O conceito de biorrefinaria surgiu na década de 1920 onde se teve a necessidade de transformar os resíduos agrícolas em produtos químicos, porém, apenas teve grande desenvolvimento pouco depois da Segunda Guerra Mundial, quando o petróleo se tornou muito competitivo, este que por décadas foi o maior fornecedor de materiais e produtos químicos. A partir daí, novos pensamentos e tecnologias, a fim de focar na sustentabilidade, foram aumentando. Assim, o rompimento com a dependência do petróleo foi necessária, surgindo o conceito de Biorrefinaria, onde se têm por objetivo utilizar a biomassa como matéria-prima para a produção de químicos, derivados, combustíveis, minimizando assim, a geração de resíduos e valorizando a utilização dos multiprodutos gerados (SACRAMENTO-RIVERO 2010; NREL 2013; SANTOS 2013). A XMC, é um biopolímero que foi estudado neste trabalho, é originário da parede celular de materiais lignocelulósicos podendo ser inserida na biorrefinaria, pode ser obtida além do bagaço de cana, por exemplo, da polpa de eucalipto.

As indústrias de biorrefinarias possuem futuro promissor, já que muitas são as disponibilidades dos insumos biológicos como matéria prima e a tendência é transformar estes insumos de baixo valor em produtos de alto valor agregado, como: biocombustíveis (etanol, metanol, etc.); bioenergia (vapor, energia elétrica etc.); produtos químicos (ácido acético, amido, xilitol, etc); e outros materiais (biopolímeros ex: XMC, produtos sólidos de bambu, etc.) (NREL 2013; SANTOS 2013).

A indústria sucroalcooleira se destaca quando se refere em geração de resíduos industriais, que são constituídos de biomassa lignocelulósicas, sendo possível a geração de multiprodutos dentro da indústria de biorrefinaria. Diversos são os fatores que contribuem para o fato: a organização da produção já é bem estabelecida, assim como o custo de transporte. Os resíduos que são produzidos em grande quantidade ficam armazenados em um só local e quando descartados já foram moídos (PELLEGRINI 2002).

3.2 Minério de Ferro

O ferro é o quarto elemento mais abundante da crosta terrestre, depois do oxigênio, silício e alumínio. Possui concentração na litosfera de 4,2 %. É maleável e dúctil, tem densidade específica de 7,87, é muito raro encontrá-lo em sua forma nativa, ocorrendo somente em alguns basaltos e meteoritos. Cerca de 300 minerais têm o ferro como componente essencial, mas somente os óxidos e hidróxidos apresentam grandes concentrações (WALDE 1986).

Destacam-se como minerais do minério de ferro a hematita (Fe_2O_3), a magnetita (Fe_3O_4), a goethita ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$), a siderita (FeCO_3) (CRISTIE 1997). Algumas características desses minerais podem ser visto na Figura 1.

Nome, Fórmula	Cor	Dureza	Densidade	Brilho	Sistema cristalino	Transparência	Fratura
Ferro, Fe nativo	cinza	4-5	7,3-7,8	metálico	cúbico	opaco	dentilhada
Hematita, Fe_2O_3	cinza a preto	5,5-6,5	4,9-5,3	metálico (terroso quando amorfo)	hexagonal	opaco	subconchoi-dal ou irregular
Magnetita, Fe_3O_4	preto	6,0	5,2	metálico ou submetálico	cúbico	opaco	subconchoi-dal
Goethita, $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	preto amarronzado, amarelado ou avermelhado	5,0-5,5	4,0-4,4	adamantino	ortorrômbico	opaco	fibrosa, quebradiça
Siderita, FeCO_3	amarelo pálido a amarelo amarronzado e preto a vermelho amarronzado	3,5-4,5	3,7-3,9	perláceo ou vítreo	hexagonal	opaco, raramente translúcido	Irregular, quebradiça

Figura 1: Propriedades de alguns minerais que contém ferro (TURRER 2007)

A maioria dos minérios de ferro brasileiros é constituída por óxidos de ferro (principalmente a hematita) e hidróxidos de ferro. Dependendo da mina, o minério de ferro pode apresentar diferentes composições mineralógicas. Neste trabalho será estudado o minério de uma mina em Minas Gerais. Este tipo de minério no passado, não era explorado devido ao baixo teor de ferro e à sua granulometria muito fina. (SAMPAIO 2001; ARAUJO 2003)

A mineração de ferro brasileiro ocupa posição de destaque no cenário mundial, levando em consideração os principais mercados, tanto em volume

quanto em qualidade. O investimento previsto para a expansão da produção do minério de ferro no Brasil, cuja capacidade chegará a cerca de 751 milhões de toneladas por ano em 2015 (Tabela 1), vai garantir a liderança absoluta do Brasil no mercado mundial. A competitividade da mineração brasileira será favorecida pela melhor qualidade dos produtos. O aumento nas dimensões dos navios irá melhorar a participação brasileira nos mercado mundial, em particular, a China (IBRAM 2013).

Tabela 1: Estimativa da produção de minério de ferro

Ranking	Empresa / Ano	2011	2012	2015	2016
1	Vale	311.800	360.000	425.000	425.000
2	CSN	20.100	30.000	89.000	89.000
3	Samarco	23.223	24.000	30.500	30.500
4	Ferrous Resources	-	3.000	23.000	40.000
5	Outros	-	-	15.000	20.000
6	MMX	7.500	13.000	42.500	42.500
7	Usiminas	6.300	12.000	29.000	29.000
8	Namisa	-	8.000	-	-
9	Anglo American	-	5.500	35.000	35.000
10	Mineração Corumbaense	-	5.000	10.000	10.000
11	V&M	-	5.000	5.000	5.000
12	Arcelor Mittal	-	4.300	15.000	15.000
13	Mhag	-	1.000	12.000	12.000
14	Bahia Mineração	-	-	20.000	20.000
15	Bemisa	-	-	2.000	5.000
16	Manabi	-	-	-	31.000
TOTAL		368.923	470.800	751.000	809.000

Fonte: Estimativa IBRAM (figura em milhões de toneladas)

3.3 Reservas e produção brasileira

O Brasil tem lugar de destaque no cenário mundial de minério de ferro. Está entre os maiores detentores de reservas mundiais (7,2%), totalizando cerca de 28,9 bilhões de toneladas de minério de ferro (reservas medidas mais indicadas) (DNPM 2009). Os minérios de ferro brasileiros são de elevado teor, em especial a hematita no Pará (60-67% Fe), que devido ao alto teor de ferro não precisa passar por processo de concentração. Os itabiritos (35-60% Fe), encontrados predominantemente em Minas Gerais, apresentam o problema da

baixa qualidade e precisam passar pelo processo de flotação para atingir os requisitos da indústria siderúrgica. Esse estado é o principal produtor (70%) (DNPM 2011) e detentor (67%) (DNPM 2009) das reservas de minério de ferro brasileiras (Tabela 2) com percentagem de ferro contido variando de 43,6% (DNPM 2011) a 51,5% (DNPM 2009), de modo que é preciso concentrar esforços para melhorar a qualidade do minério da região.

Tabela 2: Reservas brasileiras de minério de ferro em 2007, adaptado (BOGUZ 1997)

Unidade da Federação	MEDIDA		
	Minério (t)	Teor (% Fe)	Conteúdo (t Fe)
Alagoas	209.005	54,95	114.848
Amazonas	11.856.115	65,92	7.815.551
Bahia	234.600	56,00	131.376
Ceará	7.948.043	35,69	2.836.657
Distrito Federal	1.189.610	50,00	594.805
Goiás	4.469.208	50,00	2.134.604
Minas Gerais	10.775.189.338	51,53	5.552.455.066
Mato Grosso do Sul	3.142.749.710	55,09	1.731.340.815
Pará	3.231.140.438	67,37	2.176.819.313
Pernambuco	3.860.367	60,62	2.340.154
Rio Grande do Norte	1.086.925	57,91	629.438
São Paulo	203.495.171	31,91	64.935.309
TOTAL	17.383.428.530	54,89	9.542.147.937

Esse crescimento é impulsionado pelo fato do ferro ser um dos componentes fundamentais no processo de industrialização de qualquer país. Por ser o elemento principal na composição do aço, está presente na fabricação de máquinas e equipamentos empregados na indústria em geral.

Os concentrados de ferro destinam-se principalmente (98%) à indústria siderúrgica para a produção do aço através do alto forno, técnica tradicional, ou redução direta, cujo consumo de minério de ferro é inferior a 5% (RAO 2007). Os concentrados de ferro são os *lumps* ou granulados (6-25 mm), prontos para adição no alto forno, e os finos *sínter feed* (0,15-6,35 mm) e *pellet feed* (<0,15 mm), que necessitam passar pelos processos de sinterização e pelletização, gerando os aglomerados do tipo *sínter* e *pelotas* (10-15 mm), estes adicionados ao alto forno (BRASILEIRO 2001).

3.4 Princípios da flotação

A flotação é uma operação industrial de grande importância para o setor mineral. É um dos principais processos de concentração mineral, cuja importância se torna cada vez mais evidente conforme cresce a demanda pelo processamento de minérios finamente particulados e de menor qualidade.

Atualmente, a flotação é o processo dominante no tratamento de quase todos os tipos de minérios, devido à sua grande versatilidade e seletividade, permitindo a obtenção de concentrados com elevados teores e expressivas recuperações. É aplicado no beneficiamento de minérios com baixo teor e granulometria fina.

Atualmente, a rota estabelecida industrialmente é a flotação catiônica reversa de minério de ferro, em que, primeiro se adiciona o depressor, que auxilia permanência da hematita na polpa, o mais usado atualmente é o amido de milho. O amido age como um depressor do óxido de ferro neste processo, evitando que ele seja flotado pelo coletor catiônico (BALAJEE 1969). Dessa forma, os depressores têm como função diminuir as chances de determinado mineral interagir com os coletores e ser flotado. Isso se dá através do aumento da hidrofilicidade do mineral de interesse. Em seguida, adiciona-se o coletor catiônico que pode atuar como espumante. Os rejeitos são flotados em um pH em torno de 10,5. Os ativadores aumentam ou tornam possível a atuação dos coletores, pois existem casos em que a adição apenas do coletor não é suficiente para permitir a flotação da ganga mineral.

Os reguladores de pH são importantes em muitos casos para melhorar ou mesmo tornar possível a flotação. Os floculantes são substâncias que agregam as partículas finas de minério. Os dispersantes aumentam a repulsão das partículas minerais da polpa e são utilizados quando se deseja retirar as partículas finas da polpa no processo de deslamagem. Isso aumenta a flotabilidade e seletividade do mineral e diminui o consumo de coletores, aumentando a eficiência do processo. A boa escolha dos reagentes é um dos fatores que levam a uma boa seletividade.

O amido natural, ou não modificado, apresenta baixa solubilidade em água em temperatura ambiente e por isso precisa passar pelo processo de gelatinização para tornar-se solúvel. Os principais meios de gelatinização se

dão por adição de soda cáustica ou por efeito térmico. No Brasil, para a flotação de minério de ferro, a rota por adição de soda cáustica é a única aplicada industrialmente (BATISTELI 2007).

Através de estudos de adsorção de amido em minérios de ferro, concluíram que a flotação seletiva entre o quartzo e a hematita é da ordem de 9,5 a 10,5, em que a superfície de quartzo é altamente negativa e concentra-se a maior diferença de cargas de superfície entre a hematita e quartzo. No entanto, estas diferenças não são suficientes para uma flotação seletiva, tornando-se necessária a adição de reagentes. Sendo explicado pelo potencial zeta da hematita e quartzo em diferentes valores de pH, mostrado na Figura 2 (SANTOS 2006; LANGSCH 2012).

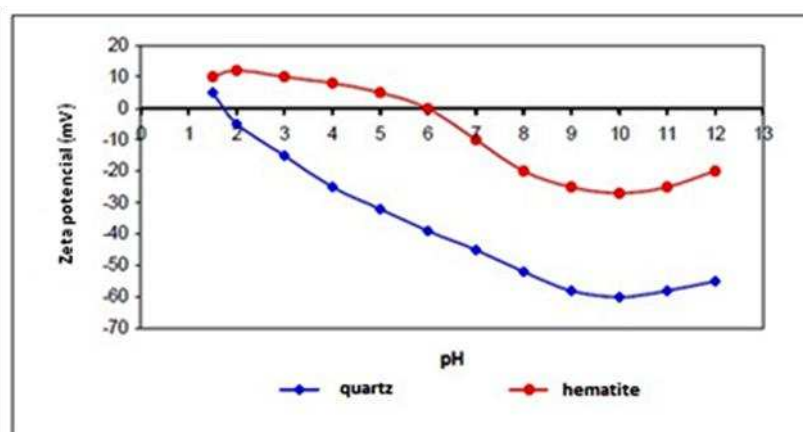


Figura 2: Potencial Zeta para a hematita e quartzo em função do pH (BICALHO 2010).

O potencial zeta já é bem estabelecido para a hematita e o quartzo, variando pouco de região para região, estabelecido desde 1965 (TURRER 2007), os pontos isoelétricos do quartzo e da hematita situam-se em pH próximo de 3 e entre 6 e 7, respectivamente, o que está coerente com o apresentado por Bicalho (2010). Já Yuhua (2005) foi encontrado valores de carga zero da magnetita e quartzo em pH 6,65 e 2,21, respectivamente. Assim, percebe-se que o potencial zeta da magnetita é similar com o da hematita.

Segundo Rabockai (1979), a flotação consiste em fazer flutuar sobre uma fase líquida um material de natureza hidrofóbica, enquanto que o material de natureza hidrofílica se deposita no fundo do recipiente. Agita-se a suspensão ou borbulha-se ar na mesma. As partículas hidrofóbicas aderem às

bolhas que as transportam até a superfície da suspensão (Figura 3). Faz-se necessária a formação de uma espuma estável, que é obtida através da ação de reagentes conhecidos como espumantes, os quais diminuem a tensão superficial na interface líquido/ar dentre outras características (ARAUJO 2006).

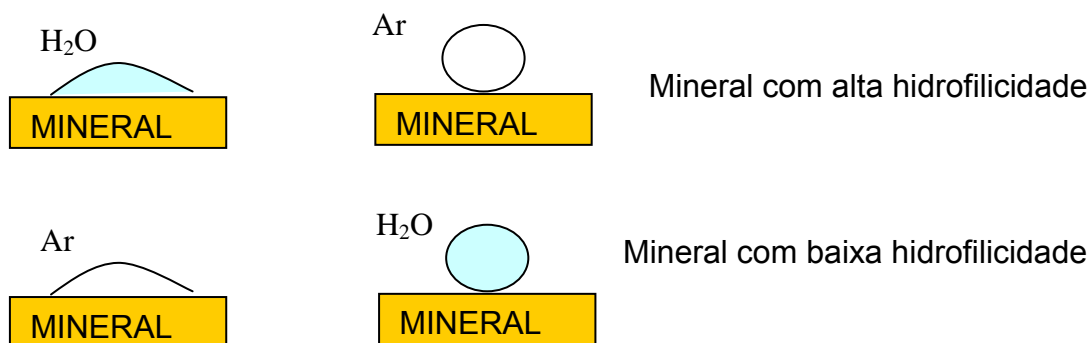


Figura 3: Diferenças entre as hidrofiliabilidades (LANGSCH 2012)

Existem diferenças na composição química, na estrutura cristalina e na solubilidade em água, com maior grau de diversidade entre os minerais oxidados, além de uma grande diversidade de comportamento na presença de coletores aniônicos e catiônicos que possuem propriedades químicas diferentes.

O fato das superfícies minerais estarem sujeitas a uma carga de superfície que sofre influência do pH, a escolha do coletor e de como a flotação é realizada, é variável. Coletores aniônicos são a escolha lógica quando o pH do sistema é tal que o mineral a ser recolhido tenha uma carga líquida positiva; coletores catiônicos são selecionados quando a condição oposta da carga de superfície prevalece. No entanto, também deve notar-se que estas observações referem-se a um sistema ideal, porém em condições reais podem produzir um desvio do comportamento esperado (LANGSCH 2012).

Como há uma enorme variedade de minérios de ferro, nem todas estas variedades podem ser tratadas da mesma forma. A flotação de minério de ferro é geralmente relacionada com a separação dos minerais de óxido de ferro a partir daqueles contendo sílica. Minerais de ferro ocorrem frequentemente com titânio, fósforo, enxofre e minerais de terras alcalinas (LANGSCH 2012).

Os princípios básicos da flotação de partículas podem ser divididos em química de superfície que inclui: interações; energia; adsorção em interfaces;

hidrofilicidade natural dos minerais e uso de reagentes para tornar hidrofóbicas as superfícies minerais; e hidrodinâmica, que inclui: dispersão das bolhas de ar; suspensão de sólidos na polpa; colisão e adesão entre partículas minerais e bolhas de ar e estabilidade do agregado partícula-bolha. O tamanho da partícula tem grande influência na hidrodinâmica da polpa (LI 1993).

3.5 Depressores

Os depressores orgânicos tem basicamente a finalidade de aumentar a seletividade da flotação, eles podem ser produtos naturais ou modificados. Normalmente são de alto peso molecular. Os grupos polares e hidratados como

-OH, -COOH, -N₂H, -SO₃H, -COH é que são responsáveis pela sua ação depressora, exemplo são: goma de guar, carboximetilcelulose, poliacrilamidas, lignossulfonato e ácido húmico. Estes, na indústria mineral vem crescendo nos últimos anos.(MONTE 2002; KAWATRA 2012). Apesar das diferenças existentes entre eles, como estruturas e grupos funcionais, todos apresentam algumas características comuns que sugerem mecanismos de adsorção semelhante.

3.5.1 Amido

No Brasil, o amido é o mais utilizado como agente depressor na flotação catiônica reversa de minério de ferro desde 1978. Seu consumo é estimado em 45 Mtn/ano a um custo de R\$ 400/t. (IBRAM 2011). O amido é um polissacarídeo natural formado pela condensação de moléculas de α -D-glucose geradas por fotossíntese e tem fórmula geral $(C_6H_{10}O_5)_n$ (KHOSLA 1984). É constituído principalmente por polímeros do tipo amilose e amilopectina (Figura 4). A amilose é um polímero linear composto de ligações do tipo α -1,4, enquanto a amilopectina é um polímero ramificado contendo também ligações do tipo α -1,4 e ligações do tipo α -1,6, responsáveis pelas ramificações. A proporção amilose/amilopectina varia conforme a fonte de amido. Para o amido de milho essa relação é de 3:1 amilopectina/amilose (GAUDIN 2007). A amilose tem massa molecular variando de 40.000-65.000 Dalton (PEARSE

2005) de 200-1000 unidades D-glucose (GAUDIN 2007) e a amilopectina 10.000-100.000 Dalton (HOUOT 1983) e 1.500 unidades monoméricas (GAUDIN 2007). Essa mistura torna de difícil determinação a massa molecular dessa substância, mas estima-se que para o fubá esse número ultrapasse os 300.000 Dalton (HOUOT 1983). O teor de amilose mais amilopectina chega de 98% a 99%, em base seca, sendo o restante representado por menores teores de fibras, matéria mineral, óleo e proteínas (ARAUJO 2005).

O caráter hidrofílico da molécula de amido é devido à presença de um grande número de grupamentos OH⁻ nas unidades α-D(+) glicose (PERES 1996). O amido pode ser extraído a partir de diversas espécies vegetais, tais como o milho, mandioca, batata, trigo, arroz, araruta, etc. Na indústria mineral, amidos de milho são, de longe, o mais utilizado dentre as espécies.

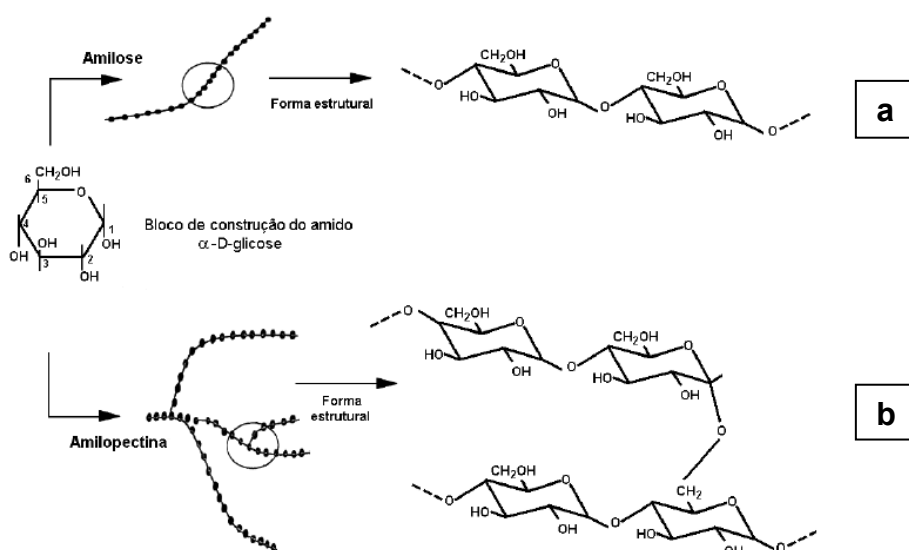


Figura 4: a) Estrutura da molécula de amilose, b) Estrutura da molécula de amilopectina.

Para liberação da amilose e amilopectina na solução (Figura 5). A gelatinização do amido é importante. Os fundamentos físico-químicos de gelatinização do amido ainda não são totalmente compreendidos e diferentes teorias surgiram.

O processo mais utilizado a adição de hidróxido de sódio tal que, parte seja adsorvida pelo amido e parte fique em solução em uma concentração adequada (BOBBIO 1995). Outra alternativa é a gelatinização térmica e ocorre

quando a temperatura aumenta na faixa de 60 a 70°C. Nas usinas de concentração, a solução de amido gelatinizado é adicionada a tanques agitados, onde ocorre o condicionamento do reagente com a polpa mineral em pH~10. No processo de gelatinização térmica, é geralmente aceito que os aumentos de temperatura façam com que moléculas de amido vibrem com mais vigor, quebrando assim a ligação de hidrogênio intermolecular e permitindo a penetração de água. (BATISTELI 2007)

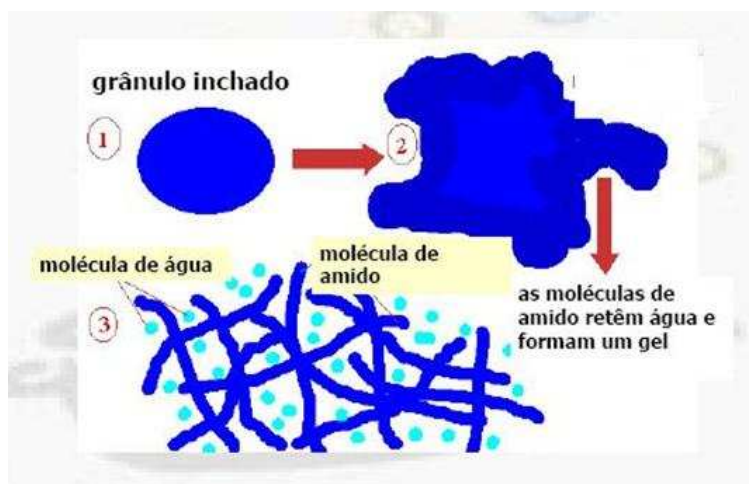


Figura 5: Gelatinização do amido

Fonte: <http://nutrio2009.blogspot.com.br/2009/11/experiencia-com-amido.html>

A base da seletividade, do ponto de vista químico, repousa no esclarecimento da interação entre a superfície mineral e os reagentes. Para a flotação de minérios de ferro, esta investigação concentra-se no sistema hematita/quartzo e amido como agente depressor, que apesar de já ter sido extensivamente investigado não apresenta consenso entre os pesquisadores gerando assim diversas discussões de mecanismos de interação entre os polissacarídeos e superfícies minerais.

3.5.2 Interações intermoleculares

Várias hipóteses sobre os mecanismos adsorção dos polissacarídeos foram propostos por diversos autores.

Para a adsorção do amido sobre a superfície da hematita, propõem-se a formação de complexos entre os oxigênios das hidroxilas dos carbonos C2 e C3 de unidades glicosídicas vizinhas constituintes do amido e a superfície

mineral provenientes de um mesmo centro de adsorção, formando anéis de oito membros (Figura 6). A formação de uma ligação forte entre amido e óxido de ferro é um consenso (WEISSENBORN 1995).

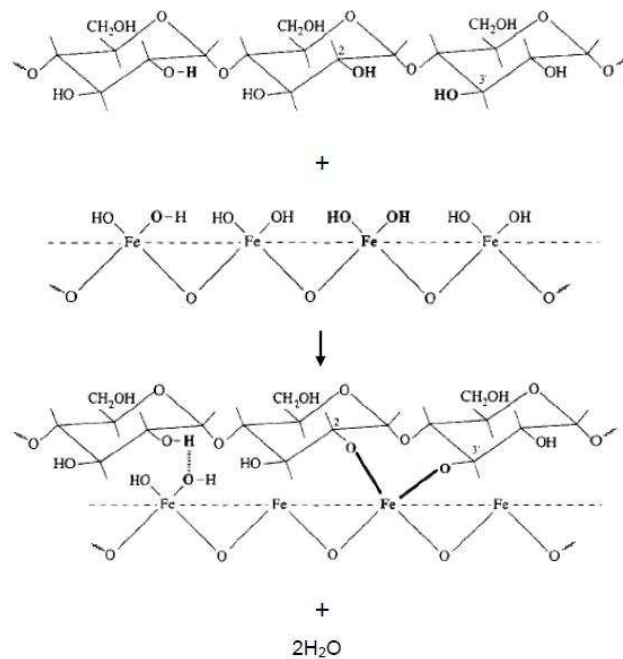


Figura 6: Interação por ligação de hidrogênio e complexo de oito membros entre amido e hematita proposto por (WEISSENBORN 1995)

Para o mesmo sistema amido-hematita Ravishankar et al. (1995) propuseram outro complexo formado pelo oxigênio de grupo terminal redutor (OH livre) do carbono C1, pelo oxigênio da hidroxila do C2 de uma mesma unidade glicosídica do amido e os centros de adsorção na superfície da hematita, formando um anel de seis membros (Figura 7). O embasamento é feito principalmente pela semelhança entre a distância de ligação dos oxigênios dos carbonos C1 e C2 de 2,85 Å e a distância dos centros de adsorção na hematita de 2,852 Å.

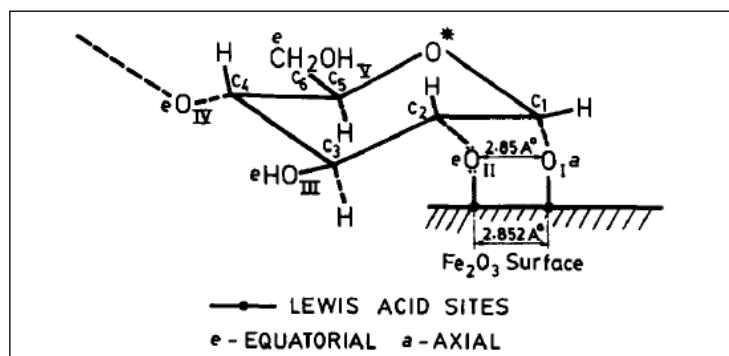


Figura 7: Complexo de grupo terminal redutor entre amido e hematita proposto por (RAVISHANKAR et al. 1994).

Já para Cabral (2010), a amilopectina e a amilose se adsorvem preferencialmente na hematita, em relação ao quartzo. Entre os mecanismos propostos para explicar a adsorção de amidos, a interação de hidrogênio parece ser o mais plausível. O fato da superfície do quartzo ser mais negativa que a da hematita também contribui para a seletividade, já que, apesar dos componentes do amido serem moléculas neutras, a adsorção de OH^- confere um caráter levemente negativo às misturas. A seletividade do processo de flotação catiônica reversa em minérios de ferro é obtida quando a diferença entre as densidades de adsorção de amido nos minerais de ferro e quartzo for máxima, isto é, quando a maior adsorção possível em minerais de ferro corresponder à menor adsorção de quartzo.

O método utilizado não era capaz de distinguir ligações de hidrogênio formadas durante a adsorção intramolecular existentes no amido. A presença de água e grupos hidroxila do mineral também complicava a detecção das ligações de hidrogênio entre amido e o mineral.

Autores mostraram que amilopectina realiza ligações químicas com Fe^{3+} . O amido se adsorve na hematita através de interações 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 a adsorção no quartzo ocorre através do metanol ligado ao anel de glicose (BALAJEE 1969; KHOSLA 1984; LIMA 1997).

Estudos feitos por Neis (1980) a respeito de adsorção de amido em hematita e quartzo mostram a influência positiva da componente eletrostática na adsorção do amido catiônico e a influência negativa do amido anionicamente substituído. Observou também que a magnitude da componente

de adsorção devida às ligações de hidrogênio é cerca de quatro vezes superior à da componente eletrostática.

Através de testes de adsorção de amido em minérios de ferro, estudos mostraram que 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, indicando 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 (BALAJEE 1969; LIMA 1997).

Apesar de serem considerados não-iônicos, a molécula de amido de milho apresenta carga negativa e esta aumenta com o aumento do pH, alcançando um máximo em valores de pH entre 9 e 10. Alguns constituintes normalmente presentes no amido, como ácidos graxos e fosfatos, também produzem carga negativa (BALAJEE 1969).

Ionização das hidroxilas dos amidos ($pK \sim 12$), especialmente nas posições C2 e C6 da unidade glicose, também contribuem para isso. Derivados aniônicos e catiônicos são obtidos pela adição de grupos carboxil e amina, respectivamente (PUGH 1989; PEARSE 2005).

Assim, o amido adsorve a interface mineral/água através de interações ácido-base, com o polissacarídeo agindo como ácido. Logo, superfícies minerais fortemente básicas, como a hematita, formarão fortes ligações ácido-base, enquanto superfícies fortemente ácidas, como o quartzo, formarão fracas ligações ácido-base, caracterizadas como ligação de hidrogênio (LASKOWSKI 2007).

Liu (2000) afirma que a adsorção de polissacarídeos em minerais se dá através do cátion metálico hidroxilizado da superfície mineral. Deste modo, a seletividade num sistema mineral seria governada por uma interação ácido/base, em que o mineral que possui o cátion metálico com menor acidez em sua rede cristalina exibe uma interação mais forte com o polissacarídeo.

3.5.3 Depressores alternativos

A utilização de outros polímeros naturais ou sintéticos — carboximetilcelulose, lignossulfonato, poliacrilamidas, goma guar e ácido húmico — na indústria mineral vem crescendo nos últimos anos. Vários estudos já comprovaram a eficácia da utilização desses reagentes para depressão de minerais em sistemas de flotação em todo o mundo. Apesar das diferenças existentes entre eles, como estruturas e grupos funcionais, todos apresentam algumas características comuns que sugerem mecanismos de adsorção semelhantes, como: cadeia hidrocarbônica capaz de formar interações hidrofóbicas, grande número de grupos hidroxila capazes de ionização e formação de ligações de hidrogênio e grupos polares hidratados capazes de interagir especificamente (MONTE 2002; SANTOS 2006; TURRER 2007).

3.6 Coletores

Coletores têm a função de tornar hidrofóbica a superfície do mineral a ser flotado. São surfactantes, e, portanto apresentam uma parte polar hidrofílica e outra parte hidrofóbica (heteropolares). A parte polar adere à superfície mineral de uma maneira tal que orienta a parte apolar para a solução aquosa e leva à formação de uma camada hidrofóbica. Assim, aumenta-se o ângulo de contato sólido/gás e permite-se que o mineral seja aderido à bolha e flotado (FUERSTENAU 1987).

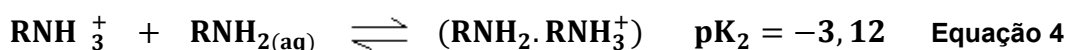
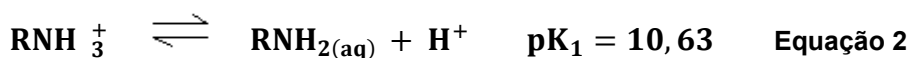
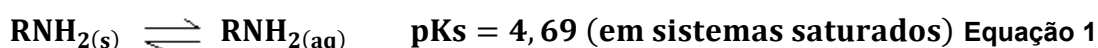
Eles podem ser divididos em diferentes grupos: aniônicos, catiônicos e não-iônicos, de acordo com a capacidade dos coletores para que se dissociem em água, e da carga resultante. O valor de pH também desempenha um papel importante nas reações de superfície da interface trifásica e deve ser definido com o valor ideal.

Para determinação da combinação ótima dos reagentes e as suas quantidades deve ser realizado um teste prévio em laboratório, para cada minério que será estudado. Outra finalidade dos coletores é que eles aumentam o ângulo de contato para que as bolhas possam aderir à superfície do mineral que se deseja flotar.

Neste trabalho foi utilizado coletor de natureza catiônica, o qual foi aqui descrito. Coletores catiônicos utilizam um grupo amina carregada positivamente para se fixar nas superfícies minerais da ganga. Uma vez que o grupo amina tem uma carga positiva, ele pode se fixar em superfícies minerais carregadas negativamente. Estes coletores são usados para flotação de silicatos e certos óxidos de metais raros (KAWATRA 2012).

Eteraminas (R–O–(CH₂)₃–NH₂) são as mais usadas, pois apresentam grupo hidrofílico extra que confere ao reagente maior solubilidade, facilitando seu acesso à interface sólido-líquido e líquido-gás, aumenta a elasticidade do filme líquido em volta da bolha e afeta o momento de dipolo da cabeça polar, reduzindo o tempo de reorientação dos dipolos. A substituição parcial por diaminas é vantajosa em alguns casos. O aumento do grau de neutralização da amina causa uma maior solubilidade e piora no desempenho na flotação. (ARAUJO 2005).

As aminas em solução e dependendo do pH, encontram-se em maior ou menor extensão dissociadas nas espécies seguintes: ionizadas (RNH₃⁺), dimerizadas ((RNH₃)₂²⁺), complexas ou íons moleculares (RNH₂. RNH₃⁺), neutras (RNH_{2(aq)}) e precipitadas (RNH_{2(s)}), conforme pode ser observado nas seguintes reações (FUERSTENAU 1987; VIEIRA 1995):



Industrialmente, a flotação catiônica reversa do minério de ferro brasileiro é realizada na faixa de pH entre 10 e 11. Neste valor de pH, as aminas encontram-se presentes na forma de espécies iônicas e moleculares. Nesta condição, o íon RNH₃⁺ se adsorve na superfície do quartzo tornando-o

hidrofóbico, enquanto que a molécula RNH_2 atua como espumante (SANTOS 2006). Pelas equações acima, observa-se que a acidez favorece a forma dissociada e a alcalinidade favorece a forma molecular. A condição que leva ao equilíbrio entre as concentrações das duas espécies se situa em pH 10,5. Para valores de pH em torno de 9,5, a concentração do cátion se aproxima de 100%, o mesmo com a forma molecular a partir de valores de pH de 11,5.

3.7 Espumantes

Espumantes são compostos que atuam como estabilizadores de bolhas de ar para que estas permaneçam bem dispersas e formem uma camada de espuma que possa ser removida antes das bolhas estourarem. Os espumantes originais eram produtos naturais como óleo de pinho, ricos em agentes tensoativos, estabilizadores de bolhas de espuma e espumantes eficazes. Alguns desses compostos podem atuar como coletores através da fixação em superfícies minerais. Logo, também são fracos coletores. Os de natureza sintética possuem a vantagem de permitir o aumento da dosagem do espumante com a possibilidade de redução da quantidade de coletor do sistema, beneficiando economicamente o processo.

Os espumantes devem ter uma cadeia carbônica acima de 6 carbonos, mas não podendo ser muito longa pois assim, reduziria seu poder de solubilização.

3.8 Desempenho da Flotação

Parâmetros importantes para a análise do desempenho da flotação é o teor de ferro no concentrado, a recuperação metalúrgica e o teor de ganga no concentrado.

A recuperação metalúrgica (Anexo 12) de um processo de concentração é um parâmetro de extrema importância. Deve-se sempre procurar maximizá-lo para aumentar a produção de carga metálica por unidade de minério alimentado, tal que seja traduzida em maior lucratividade. Contudo, isso deve ser feito com o devido planejamento para que não haja perda de qualidade do

produto final. Outra importante consequência do aumento da recuperação metalúrgica é a diminuição do volume de material descartado como rejeito. O rejeito é descartado em bacias que possuem elevado custo de capital e operacional. Essas bacias, normalmente, possuem vida útil de muitos anos, logo, reduções na produção de rejeito são altamente significativas ao longo prazo.

O teor de ferro no concentrado é, sem dúvida, o parâmetro mais importante no tratamento mineral. Um concentrado, fora das especificações dos compradores, poderá acarretar em diminuição do preço de venda, baseado no percentual de ferro, aplicação de penalidades para o produtor e, além da quebra de confiança e perda de futuros contratos de compras.

A escolha do depressor não deve ser baseada somente em sua performance, mas também por fatores externos como, preço, disponibilidade, biodegradabilidade, toxicidade, além de variáveis de processo, como características do minério e do coletor, entre outras. Como consequência destes fatores, o teor de ganga no concentrado deve ser o menor possível, pois quanto menor este, mais valorizado será o concentrado.

A flotação de minério de ferro deve ser capaz de produzir um concentrado para o alto forno com teor de ferro variando de 66% (HOUOT 1983) a 67%-68% (PERES 2007) e sílica entre 1,6%-1,7% (LIU 2000) ou teores mais exigentes para redução direta com teor de ferro entre 68% a 69% (LIU 2000) ou a 70% (HOUOT 1983) e sílica inferior a 2% (DNPM 2009), podendo restringir-se a 0,6%-0,7% (LIU 2000). O Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM), no Balanço Mineral de 2001, cita um teor próximo a 65% de ferro e em torno de 3% de sílica, 3% de alumínio e baixo teor de fósforo.

A Tabela 3 e Tabela 4 mostram a análise química e granulométrica de aglomerados de *sinter feed* e *pellet feed* da VALE, respectivamente.

Tabela 3: Análise química e granulométrica de *sinter feed* (VALE 2009)

	Sinter Feed Carajás	Standard Sinter Feed Tubarão	Standard Sinter Feed Guaíba	
Chemical analysis	Fe	66.00 %	65.00 %	65.00 %
	SiO ₂	1.40 %	4.40 %	3.60 %
	Al ₂ O ₃	1.30 %	0.90 %	1.30 %
	P	0.035 %	0.049 %	0.055 %
	Mn	0.650 %	0.150 %	0.250 %
	LOI	1.90 %	1.60 %	1.70 %
	Moisture	8.5 %	6.5 %	7.5 %
Screen analysis	+ 6.3 mm	18.0 %	10.0 %	12.0 %
	+ 1 mm	55.0 %	51.0 %	51.0 %
	- 0.15 mm	18.0 %	25.0 %	28.0 %
Note	Expected results at loading port / Analysis on dry basis			

Tabela 4: Análise química e granulométrica de *pellet feed* (VALE 2009)

	Pellet Feed Carajás	Pellet Feed Fines Tubarão	Pellet Feed Fines Guaíba	
Chemical analysis	Fe	65.30 %	66.50 %	65.80 %
	SiO ₂	1.40 %	2.50 %	2.70 %
	Al ₂ O ₃	1.70 %	0.70 %	1.00 %
	P	0.040 %	0.035 %	0.055 %
	Mn	0.650 %	0.150 %	0.250 %
	LOI	2.20 %	0.70 %	1.60 %
	Moisture	12.5 %	8.0 %	10.5 %
Screen analysis	+ 1 mm	1.0 %	2.0 %	2.0 %
	- 0.15 mm	95.0 %	84.0 %	90.0 %
	- 0.045 mm	65.0 %	35.0 %	55.0 %
Note	Expected results at loading port / Analysis on dry basis			

Para que sejam atingidas as especificações de cada *site*, deve ser realizado um estudo preliminar, já que o equilíbrio entre a dosagem de coletor e depressor é o grande desafio da flotação. Um excesso ou a falta de algum reagente pode causar perda na qualidade do produto final.

Segundo Khosla et al (1984) e Lima et al (2013), o uso de maiores dosagens de coletor e depressor na flotação catiônica reversa, em pH=9,5, resulta em um aumento significativo no teor de SiO₂ no concentrado (Figura 8). Isso sugere a existência de interação entre amido e amina. Uma possível explicação, segundo os autores, se dá pela formação de clatratos, em que moléculas de coletor ficam no interior da hélice da molécula de amilose. Porém, essa explicação necessita de maiores esclarecimentos, já que a molécula de amilopectina não forma estrutura helicoidal. A intensidade da rotação durante a flotação também influenciou no aumento do teor sílica no concentrado, o que

pode ser devido ao desprendimento da sílica na bolha de ar, quando aplicada alta velocidade de rotação.

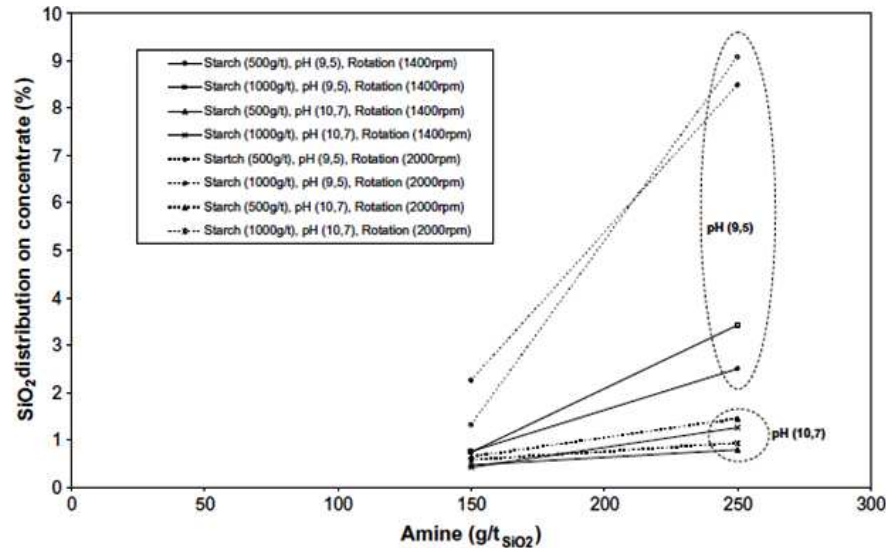


Figura 8: Efeito da dosagem de amina em g/tSiO₂ na distribuição de concentrado em 2 níveis de dosagem de amido, pH e rotação

3.9 Outras aplicações do amido no setor de Mineração

O amido é o depressor universal de óxidos de ferro na flotação de minérios de ferro (ARAUJO 2005). Na prática industrial é usado para deprimir os óxidos de ferro na flotação catiônica reversa do minério de ferro e também é aplicado na depressão e floculação da calcita, objetivando a flotação seletiva da apatita com o uso de reagentes coletores aniônicos. O amido pode ainda ser empregado como depressor do mineral de ganga (argilas) na flotação direta de concentrados de KCl. Aplicando ácidos graxos como coletores pode-se ainda utilizá-los na flotação seletiva de fluorita, calcita e barita. Nesse sistema, o amido atua como depressor da calcita, da barita e do quartzo, viabilizando a flotação seletiva da fluorita (TEIXEIRA 1985; PERES 1996).

4. Material e métodos

4.1 Material

4.1.1. Amostra

A amostra utilizada foi um minério de ferro provindo de uma mina no quadrilátero ferrífero, Minas Gerais, Brasil.

4.1.2. Reagentes

Para os ensaios de flotação utilizou-se como depressores da hematita:

- Solução de amido a 1% (m/v) (Cargil)
- Solução de XMC a 1% (m/v) (biopolímero vindo da parede celular de material lignocelulósico – isolado no Centro de pesquisa da Kemira Chemical dos Brasil)

Utilizou-se como coletor da ganga:

- Solução de amina EDA C (Clariant)

Para gelatinização do amido foi utilizada:

- Solução de NaOH a 50% na razão em massa amido/soda de 6:1

Para moduladores de pH foi utilizada:

- Solução de NaOH a 1% (m/v)
- Solução de HCl a 1% (m/v)

Para o preparo de todas as soluções foi utilizada água destilada.

4.2 Métodos

Os testes de flotação foram realizados em escala de bancada com dosagens diferentes para os reagentes (amido, XMC e amina), em diferentes valores de pH e com teor de sólidos na polpa de 50% em massa. Os resultados obtidos com as amostras fracionadas de concentrado e rejeito (afundado e flotado, respectivamente) foram comparados com o minério bruto.

Os testes tiveram o objetivo de alcançar conteúdo de Ganga no concentrado <1% e teor de Ferro acima de 65% de modo que não comprometa a recuperação metalúrgica.

Foi realizada a homogeneização e quarteamento da amostra, sendo esta separada em sacos plásticos com a quantidade necessária para realização dos testes de flotação.

4.3 Flotação – Testes exploratórios

Testes de flotação foram realizados em laboratório usando uma célula de Flotação modelo CFB-1000-E, marca CDC (Figura 9).



Figura 9: Célula de flotação CDC

O procedimento consistiu na adição de 910 g de minério de ferro na cuba, com capacidade de 1,3 L, acrescentando-se uma quantidade de água que somada com o volume dos reagentes a serem adicionados resultasse em uma polpa com 50% de sólidos (Anexo 2). A agitação da polpa com ajuste da rotação permitiu sua homogeneização. O valor de pH inicial foi medido e anotado. A seguir, adicionou o agente depressor, medindo-se o pH durante 5 minutos, ajustando-o para o valor desejado. O agente coletor foi adicionado e cronometrou 3 minutos após a sua adição. A válvula de aeração era aberta e

ligava-se o motor das pás de coleta da espuma (ganga). A flotação foi conduzida por meio da adição de uma solução de reposição com o mesmo valor de pH da flotação procurando manter o nível da polpa constante. O pH final da flotação foi então medido e anotado após o tempo desejado do processo.

A ganga foi recolhida, efetuando-se a limpeza das pás de flotação e vertendo o líquido da cuba para uma bandeja com massa conhecida. O concentrado depositado no fundo da cuba era recolhido em outra bandeja também com massa conhecida. Procedeu-se à secagem da ganga e do concentrado obtido levando-se as bandejas para a estufa a 105°C por 12 horas. Após a completa secagem, procedeu-se a pesagem do rejeito e do concentrado para se determinar a recuperação mássica. Alíquotas dos produtos de flotação foram retiradas para análise química: dosagem de ferro, da ganga e perda ao fogo.

4.4 Análise de Ferro

Para a determinação de ferro foi utilizada a técnica de titulação após redução do minério de ferro por cloreto de estanho II (SnCl_2).

Cerca de 0,100 g de amostra de minério de ferro foram pesadas em balança analítica e transferidas para um béquer de 250 mL. Na capela, 10 mL de ácido clorídrico (HCl)_{concentrado} e 3 mL de solução de SnCl_2 0,25 M foram adicionados no béquer, que era aquecido até a ebulição para a completa eliminação da coloração amarela (redução de Fe^{3+} para Fe^{2+}). Para garantir a completa redução de ferro, cerca de três gotas de solução de SnCl_2 0,25 M foram adicionadas, esperando-se o esfriamento da solução. Em seguida, 10 mL de solução cloreto de mercúrio (HgCl_2) 0,18 M eram adicionados, permanecendo um precipitado branco (sílica hidratada). Após o intervalo de tempo de 2 a 3 min, 25 mL de solução Zimmermann-Reinhardt foram adicionados, completando-se com água destilada até atingir a marca de 250 mL. Procedeu-se uma titulação com solução de permanganato de potássio 0,02 M sob agitação constante, anotando-se o volume gasto. Os cálculos efetuados podem ser acompanhados através da seguinte equação:

$$\% \text{ Fe} = \text{Vg} \times \text{M} \times \text{Fc} \times \text{me} \times 100 / \text{pa}$$

Equação 5

Onde:

Vg = volume gasto de KMnO_4

Fc = Fator de correção do KMnO_4

Me = miliequivalente do ferro 0,05585

100 = converter para %

pa = peso da amostra.

M = molaridade do KMnO_4

A solução de Zimmermann-Reinhardt foi preparada adicionando 70g de $\text{MnSO}_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ em 500 mL de água destilada e 125 mL de ácido sulfúrico concentrado, 125 mL de ácido fosfórico concentrado e diluindo a mistura a 1000 mL com água destilada.

4.5 Caracterização mineralógica

A caracterização mineralógica foi realizada no laboratório da USP, a partir do estudo através do método do pó, mediante o emprego de difratômetro de raios X, marca PANalytical, modelo X'Pert PRO com detector X'Celerator. A identificação das fases cristalinas foi obtida por comparação do difratograma da amostra com os bancos de dados PDF2 do ICDD - International Centre for Diffraction Data (2003) e PAN-ICSD – PANalytical Inorganic Crystal Structure Database (2007). As condições de análise para a obtenção dos difratogramas foram: Tubo de cobre, energia 45mA 40kV, faixa angular 2,5-70° (2theta), passo angular 0,02°, tempo/passo de 50s.

Os teores das frações dos metais foram determinados por análise quantitativa em amostra fundida com tetraborato de lítio anidro, por comparação com materiais certificados de referência na calibração Min Fe TBL, em espectrômetro por fluorescência de raios X Axios Advanced, marca PANalytical.

4.6 Granulometria

A distribuição granulométrica foi realizada por peneiras vibratórias em laboratório com as seguintes aberturas: 4000 μm , 2000 μm , 1000 μm , 500 μm , 250 μm , 125 μm , 63 μm e 45 μm , por um tempo de 10 min.



Figura 10: Peneira vibratória

4.7 Análise de perda ao fogo

As análises de perda ao fogo foram realizadas pesando-se 1 grama \pm 0,0010 de amostra em cadinhos, calcinado em mufla a 1000°C por, pelo menos, uma hora, seguida do esfriamento em dessecador e determinação do valor da perda de material.

4.8 Determinação da ganga

Como se conhece o teor de hematita (Fe_2O_3) e a perda ao fogo do material analisado, considera-se o restante como ganga; composto principalmente por SiO_2 e Al_2O_3 e com quantidades de traço de P, Mn, TiO_2 , CaO, MgO.

4.9 Preparação dos reagentes

Todos os reagentes usados nos ensaios de flotação em bancada foram preparados conforme os procedimentos descritos abaixo:

4.9.1 Preparação da amina EDA C a 1% m/v

A solução de amina foi preparada pesando 10g de amina EDA C em béquer limpo e seco com o auxílio de uma pipeta; adicionou-se água destilada e agitou-se até mistura homogênea; transferiu-se para o balão volumétrico de 1000 mL e foi feita a aferição.

4.9.2 Preparação do amido de milho gelatinizado a 1% m/v

A solução de amido gelatinizado a 1% m/v foi preparada pesando 10 g do amido seco em um béquer limpo e seco; adicionou-se 200ml água destilada e agitou-se intensamente em temperatura ambiente por 20 min; adicionou-se NaOH (concentração de 50%) na proporção 6:1 e continuou a agitação por mais 10 min; adicionou-se o restante da água para completar 1000mL.

4.9.3 Preparação da XMC a 1% m/v

A solução de XMC foi preparada pesando 100g de material (umidade 90%) em béquer limpo e seco; adicionou-se água destilada e agitou-se a 60°C até mistura homogênea; transferiu para o balão volumétrico de 1000 mL e foi feita a aferição.

4.9.4 Preparação de Hidróxido de sódio a 1% m/v

A solução foi preparada pesando 10g de hidróxido de sódio em béquer limpo e seco com o auxílio de uma pipeta; adicionou-se água destilada e agitou-se até mistura homogênea; transferiu-se para o balão volumétrico de 1000 mL e foi feita a aferição.

4.9.5 Preparação Ácido clorídrico a 1% m/v

A solução foi preparada pesando 10g de ácido clorídrico em béquer limpo e seco com o auxílio de uma pipeta; adicionou-se água destilada e

agitou-se até mistura homogênea; transferiu-se para o balão volumétrico de 1000 mL e foi feita a aferição.

4.10 Planejamento dos ensaios de flotação em bancada

Para interpretação dos ensaios de flotação em bancada, foi utilizado o software JMP 10.0 para planejamento experimental, verificando assim a influência das dosagens de amina, XMC e pH na flotação das amostras. A porcentagem de sólidos da polpa foi fixada em 50%, a rotação fixada 950 rpm, aeração máxima e o rejeito foi coletado por 3 minutos.

Os experimentos de flotação reversa de minério de ferro foram realizados usando um planejamento fatorial com réplicas. O planejamento dos ensaios de flotação reversa está exposto na Tabela 5, no qual foram escolhidos dois diferentes níveis para 3 fatores: XMC, Amina e pH. De acordo com o número de fatores e de níveis, este planejamento fatorial pode ser indicado como sendo 2^3 , logo sendo realizados 8 experimentos.

Tabela 5: Fatores e níveis usados no planejamento preliminar

Reagente	Valores	
XMC	1500	3000
Amina	35	50
pH	9,5	10,5

Assim, a Tabela 6 apresenta o planejamento fatorial, bem como as condições que foram submetidas.

Tabela 6: Planejamento preliminar

experimento	Amina	XMC	pH
1	35	1500	9,5
2	50	3000	9,5
3	35	3000	9,5
4	35	1500	10,5
5	50	3000	10,5
6	35	3000	10,5
7	50	1500	10,5
8	50	1500	9,5

As variáveis de resposta analisadas em todos os planejamentos de experimentos dos ensaios de flotação em bancada foram:

Recuperação metalúrgica de Fe; Teor de Fe no concentrado e Teor de Ganga no concentrado.

Em geral, os planejamentos fatoriais 2^3 são os mais comuns. Pois dessa maneira o número de experimentos é reduzido. Torna-se óbvio que com um número reduzido de níveis não é possível explorar de maneira completa uma grande região do espaço das variáveis. Entretanto, é possível observar tendências importantes para realização de investigações posteriores.

Os testes foram realizados em duplicata e de forma aleatória a fim de evitar distorções estatísticas que pudessem comprometer a qualidade dos resultados obtidos e dos efeitos calculados para as variáveis estudadas.

Outros testes foram realizados a fim de melhorar a visualização da influência da dosagem de XMC sobre as variáveis de resposta.

5. Resultados e discussão

5.1. Fluorescência de RX

O resultado da análise química da amostra de minério de ferro está mostrado na Tabela 7.

Tabela 7: Análise química por FRX da amostra do minério bruto

Amostra	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PF*
Teor	51,8	24,8	0,15	0,07	0,10	<0,10	<0,10	<0,10	1,57

*PF = Perda ao fogo

Ganga

Pode-se perceber que a maior parte que desejamos encontrar na ganga é sílica com os demais representando menos que 1%.

Para a conversão de Fe em Hematita (Fe₂O₃), o fator 1,43 deve multiplicar o valor de Fe₂ pois esta é a relação da massa molecular Fe₂O₃/Fe₂.

Assim, o minério bruto (Tabela 8) é composto por:

Tabela 8: Fe₂O₃; Ganga e PF do minério bruto

Amostra	Fe ₂ O ₃	Ganga	PF	Total
	74,08	25,22	1,57	100,87

5.2. Distribuição granulométrica

A distribuição granulométrica da amostra do minério bruto está representada no Anexo 1 e pode ser melhor representada na Figura 11.

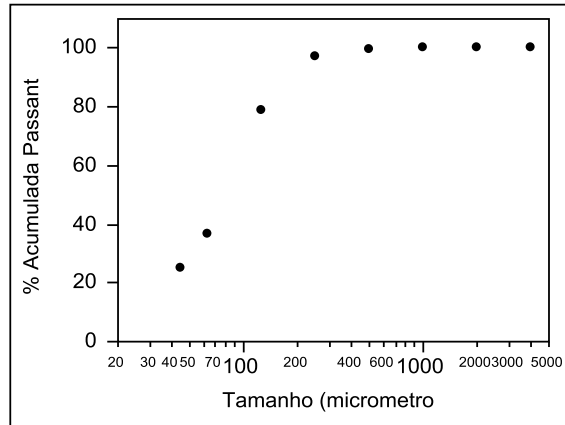


Figura 11: Distribuição granulométrica do minério bruto

Observa-se que toda a amostra apresenta-se abaixo de 4 mm e que aproximadamente 80% da amostra já se encontra abaixo de 0,15 mm que é a faixa adequada ao circuito de flotação.

Na Figura 12 mostra os teores de Ferro e da Ganga nas respectivas faixas granulométricas.

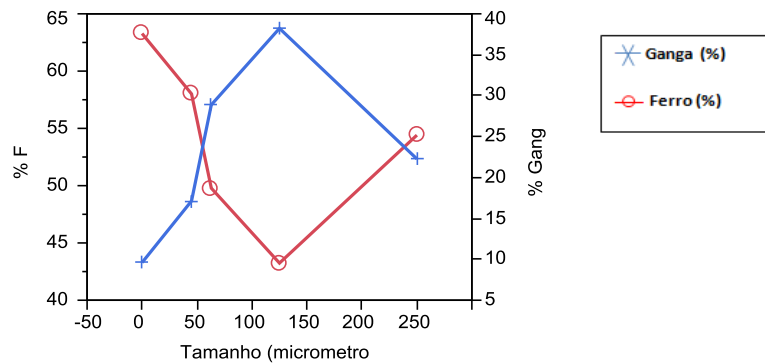


Figura 12: Peneira VS % Ferro

Os resultados das análises químicas da amostra utilizada nos testes de flotação mostraram que o material apresenta um percentual elevado de ganga na fração de 0,15mm enquanto o ferro se concentra nas frações mais finas, menores que 45 μm .

Na Figura 12 não foi mostrado os valores acima de 250 μm pois nas peneiras maiores não apresentou massa suficiente para realização da análise química.

5.3. Densidade do minério

A densidade encontrada para o minério bruto foi de 3,8 g/cm³

5.4. Difração de RX

Pela DRX (Figura 13) do minério bruto foram identificados somente os minerais: hematita (Fe₂O₃) e quartzo (SiO₂), sendo assim, os principais minerais (maiores proporções); a goethita (Fe₂O₃.H₂O) apareceu em traços. Detalhes encontram-se no anexo 5.

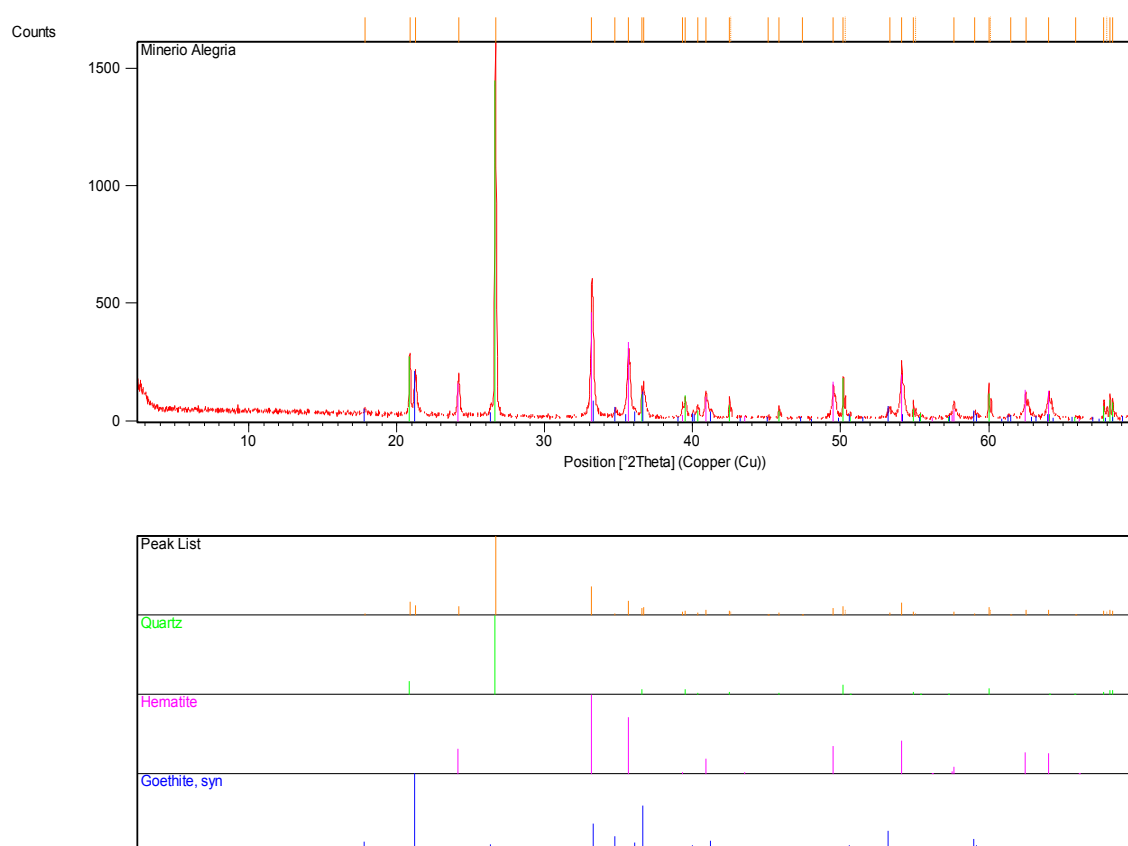


Figura 13: DRX do minério bruto

5.5. Flotação

Para estudar a performance da flotação foi avaliado a %Fe, %Ganga e a %Rec metalúrgica do concentrado, sendo este o material de interesse. Os cálculos para a % Rec Metálica e sua determinação é mostrada no anexo 2. As tabelas das médias dos planejamentos a seguir encontram-se no anexo 1 e as réplicas com os valores das massas, perda ao fogo, recuperação mássica do concentrado e rejeito encontram-se no anexo 4.

5.5.1. Planejamento preliminar

Com os resultados obtidos na flotação, através do auxílio do software JMP 10.0 para melhor visualização e interpretação dos resultados. Na Figura 14, Figura 15 e Figura 16, os % Fe e % Ganga no concentrado, bem como % rec met, podem ser melhor visualizados os resultados do planejamento preliminar para avaliar a melhor condição a ser utilizada pela XMC.

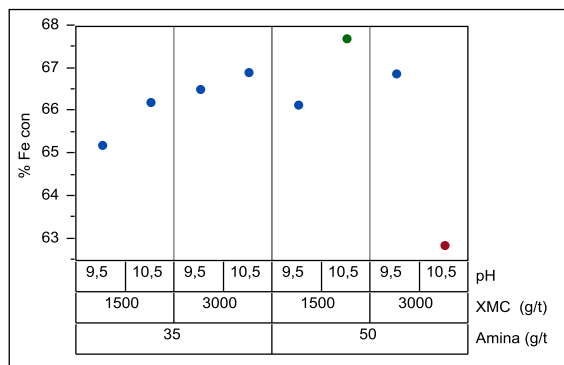


Figura 14: % Fe conc vs pH; XMC e Amina

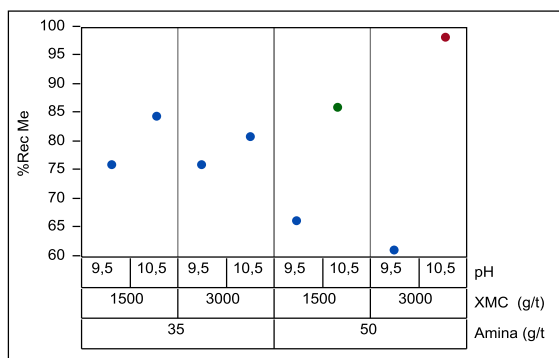


Figura 15: % Rec Met vs pH; XMC e Amina

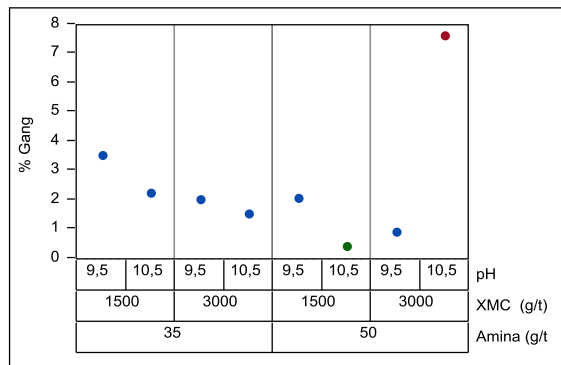


Figura 16: % ganga vs pH; XMC e Amina

Nos testes preliminares da flotação catiônica reversa da amostra de minério de ferro, foi utilizado a XMC como agente depressor. As moléculas de XMC se ligaram preferencialmente às partículas de hematita, permitindo que estas permanecessem hidrofílicas e o impedimento estérico impossibilitou a formação da ligação coletor-hematita. Assim, as partículas de hematita que permaneceram na polpa afundaram e foram recolhidas no concentrado.

O coletor amina se ligou preferencialmente às partículas de quartzo tornando sua superfície hidrofóbica e, conseqüentemente, permitindo que as mesmas fossem flotadas, ou seja, carregadas pelas bolhas de ar e direcionadas para a camada de espuma. Este fato pode ser observado pela Figura 14, Figura 15 e Figura 16 em que nos três primeiros campos temos esta tendência para todas as respostas analisadas. No último campo, porém, percebe-se uma diferença no comportamento, apresentando valores extremos. No caso da ganga e do ferro, esta tendência é invertida no quarto campo quando comparada com os demais campos.

O aumento simultâneo da dosagem de depressor e coletor, a partir de um determinado ponto (35g/t de amina e 1500 g/t de XMC), causou o aumento do teor de ganga no concentrado, destacado em vermelho, fato similar com o que ocorreu em Lima et al. (2013), assim, as partículas da ganga não são flotadas e afundaram juntamente com a hematita, resultando tanto no aumento do teor de ganga no concentrado quanto no aumento das recuperações. Já o ponto assinalado em verde é o que teve melhor comportamento quando se leva

em consideração o efeito de todas as respostas (% Fe; % Ganga e % Rec Met).

Assim, a variação do depressor e do coletor serão analisados mais detalhadamente. Já a recuperação metálica foi beneficiada pelo aumento de pH em todas as dosagens de depressor e coletor, e isto é melhor visualizado na Figura 17.

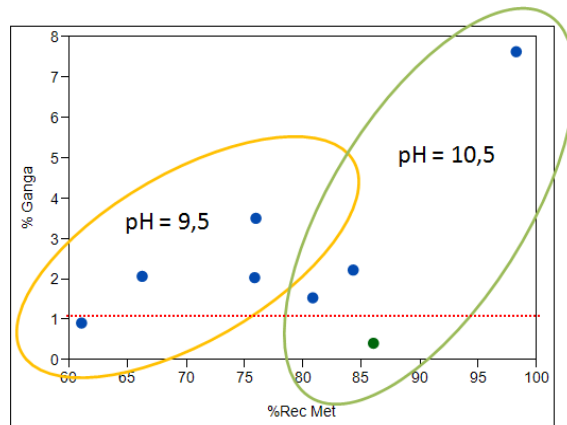


Figura 17: Efeito da % Rec met VS % Ganga

$$\% \text{ Ganga} = 14,89193 - 0,1635848 \times \% \text{ Rec Met} + 0,0033005 \times (\% \text{ Rec Met} - 78,595)^2 + 0,0009826 \times (\% \text{ Rec Met} - 78,595)^3 \quad R^2 = 90,14 \quad \text{Equação 6}$$

Assim sendo, levando em consideração a Figura 14, Figura 15, Figura 16 e Figura 17, fica comprovado o compromisso que existe entre tais variáveis de resposta.

No círculo verde podemos enfatizar a dispersão de resultados para o campo de pH = 10,5; onde temos os maiores valores de recuperação metálica para um menor teor de ganga.

O ponto em que temos % Ganga < 1% e maior recuperação metálica é o do ponto verde. Neste caso, encontrou-se 0,42% em ganga, 86,08% de recuperação metalúrgica e um teor de Fe no concentrado de 67,70% (Teste 7).

Outros experimentos foram realizados com base nos resultados obtidos no planejamento preliminar, buscando assim, estabelecer as melhores condições para a flotação usando a XMC.

Testes em torno do melhor e do pior resultado foram realizados através dos planejamentos seguintes.

5.5.2. Estudo do efeito do depressor

Neste planejamento experimental foram realizados testes para encontrar um ponto ótimo e assim, confirmar a distorção ocorrida quando se tem um aumento de XMC e de amina ao mesmo tempo, assim a dosagem de amina e o pH foram fixados e variou-se a dosagem de XMC.

As Figuras 18, 19 e 20, as % Fe e % Ganga no concentrado, bem como % recuperação metálica, podem ser visualizados de acordo com a variação da dosagem de XMC para o pH fixo de 10,5 e com dosagem fixa de 50g/t de amina.

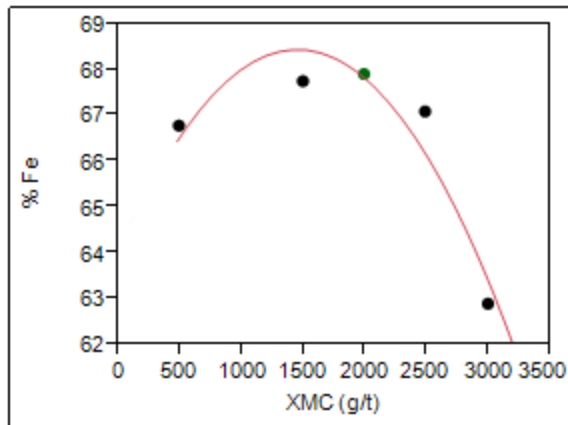


Figura 18: % Fe conc vs dosagem de XMC

A partir da Figura 18 podemos tirar a seguinte equação

$$\% \text{ Fe} = 71,59 - 0,0018 \times \text{XMC (g/t)} - 2,10 \times 10^{-6} \times (\text{XMC (g/t)} - 1900)^2 \quad R^2 = 89,82 \quad \text{Equação 7}$$

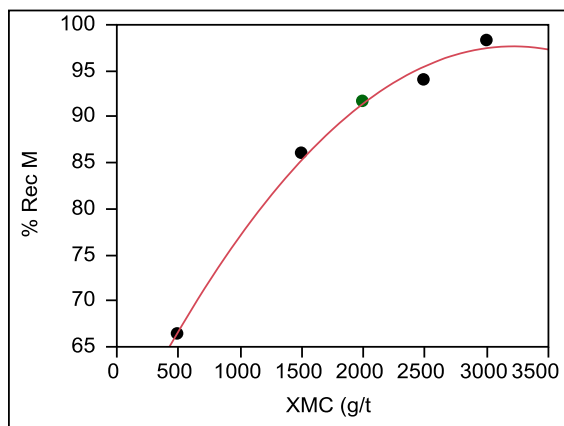


Figura 19: % rec met vs dosagem de XMC

A partir da Figura 19 podemos tirar a seguinte equação

$$\% \text{ Rec Met} = 69,41 + 0,01 \times \text{XMC (g/t)} - 0,0000042 \times (\text{XMC (g/t)} - 1900)^2 \quad R^2 = 99,41$$

Equação 8

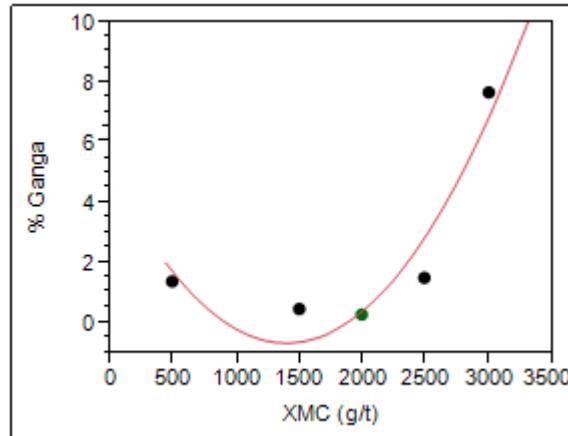


Figura 20: % ganga vs dosagem de XMC

A partir da Figura 20 podemos tirar a seguinte equação

$$\% \text{ Ganga} = -5,58 + 0,003 \times \text{XMC (g/t)} + 2,92 \times 10^6 \times (\text{XMC (g/t)} - 1900)^2 \quad R^2 = 89,63$$

Equação 9

Nas Figuras 18, 19 e 20 mostram melhor a influência do agente depressor nos processos de flotação realizados, pois compara somente a dosagem de XMC que foi variada (assinalado em verde – Teste 10). Pelas figuras, pode-se evidenciar que o aumento da dosagem de depressor, a XMC, provocou o aumento do teor de ganga e aumento na recuperação metálica a partir da dosagem de 2000g/t. A partir daí teria um excesso de amido ficando a amina vulnerável e agindo menos nas partículas da ganga. Vale ressaltar que os coeficientes de correlação de todas as curvas são bastante representativos. No anexo 3 mostra maiores detalhes das curvas de regressão.

5.5.3. Estudo do efeito do coletor

Conforme os resultados obtidos, anteriormente, foi estudado o efeito do coletor, fixando-se o pH (10,5) e a melhor dosagem de depressor obtida no segundo planejamento (2000g/t) e variou-se a dosagem de amina, como mostra nas Figuras 21, 22 e 23

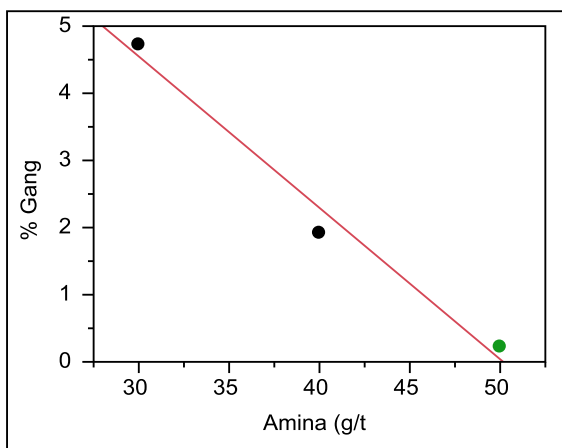


Figura 21: % ganga vs dosagem de amina

$$\% \text{ Ganga} = 11,313333 - 0,2255 \times \text{Amina (g/t)} \quad R^2 = 98,09\% \quad \text{Equação 10}$$

Se for fixado um teor de ganga de 1,2% teremos que seria necessário 45g/t de amina quando se usa XMC. Com este valor estimamos as outras variáveis.

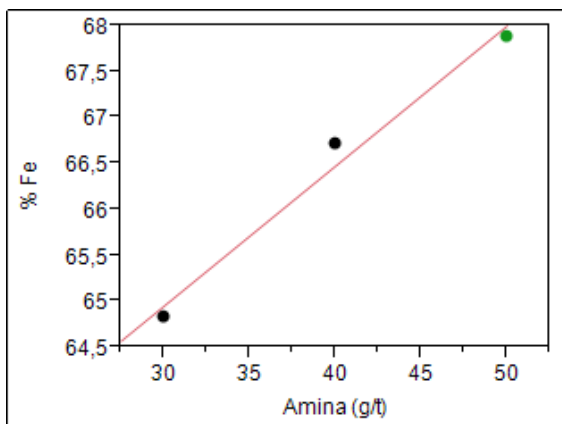


Figura 22: % Fe conc vs dosagem de amina

$$\% \text{ Fe} = 60,38 + 0,15x \text{ Amina (g/t)}$$

$$R^2 = 98,13$$

Equação 11

Para uma dosagem de amina de 45g/t teríamos uma % de Fe igual a 67,24%

sendo este um ótimo teor.

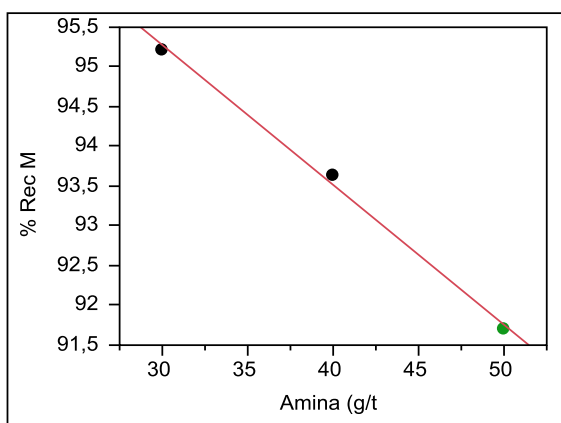


Figura 23: % Rec Met vs dosagem de amina

$$\% \text{ Rec Met} = 100,56 - 0,18 x \text{ Amina (g/t)} \quad R^2 = 99,69$$

Equação 12

A recuperação metalúrgica para o teor de amina de 45g/t seria de 92,64%

Assim pelos resultados apresentados nas Figuras 21, 22 e 23 mostra a variação do agente coletor nos processos de flotação realizados, com a mesma dosagem de XMC, novamente constata-se que o teste 10 (ponto verde) foi o que mostrou melhor desempenho, apresentando o maior teor de % de Fe no concentrado e menor teor de % de Ganga; já o valor da % de recuperação metalúrgica apesar de ter sido o menor, não chega a ser preocupante, já que seu valor está em torno de 92%. Os coeficientes de correlação calculados mostraram claramente uma tendência linear e se encontram indicados nas respectivas Figuras.

5.5.4. Estudo do pH

Como foi observado no planejamento preliminar, foram alcançados maiores teores de Fe e menores teores de ganga, sem prejuízo na recuperação metalúrgica de Fe no Teste 7, onde a dosagem foi de 1500 g/t de XMC e 50g/t de amina. Por esta razão, neste planejamento a dosagem de XMC foi fixada em 1500g/t e variou a dosagem de amina e pH.

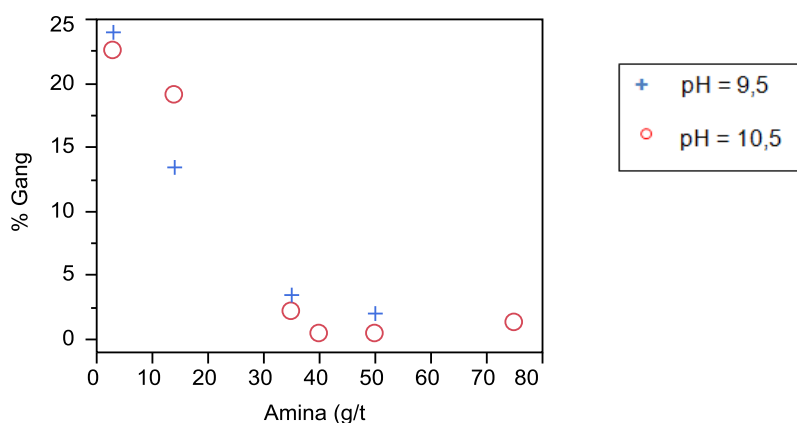


Figura 24: Dosagem de amina vs % Ganga para diferentes valores de pH.

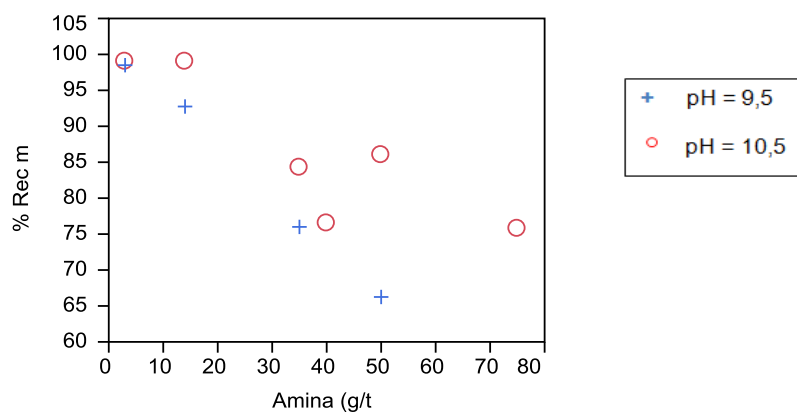


Figura 25: Dosagem de amina vs % Rec Met para diferentes valores de pH

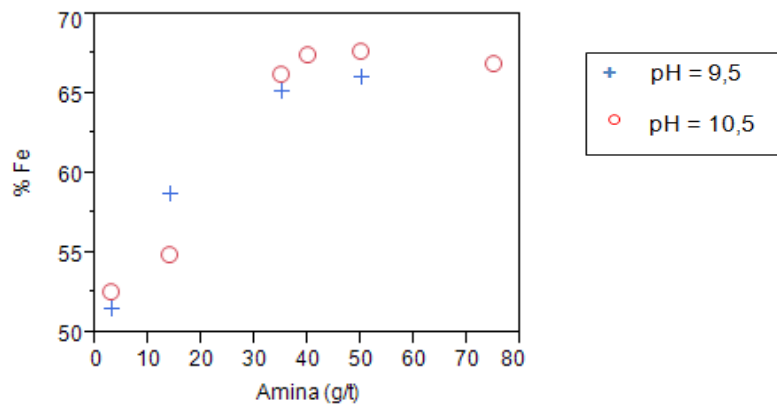


Figura 26: Dosagem de amina vs % Fe para diferentes valores de pH

Como pode ser observado na Figura 26, o teor de Fe no concentrado aumenta com o aumento da dosagem de amina até 50 g/t e começa a cair a partir desta dosagem. Com relação ao % de Ganga, este teor apresenta uma queda considerável com o aumento do coletor. Entretanto, a partir de 50g/t de amina este comportamento se inverte, prejudicando a qualidade do concentrado obtido.

O melhor resultado pode ser observado com a dosagem de amina 50 g/t, XMC 1500g/t no pH 10,5.

No pH 9,5, o objetivo da % de Ganga < 1% não foi atendido. Na dosagem de amina 50 g/t de amina, o % de Ganga estava em 2,05. Este valor poderia ser reduzido caso se usasse mais coletor, entretanto, pode ser observada uma tendência da recuperação metalúrgica também ser reduzida, inviabilizando tal procedimento para prática industrial.

5.5.5. Comparação da XMC com amido

Nesta etapa efetuou-se uma comparação da XMC no pH 10,5, com o depressor usualmente empregado no processo de flotação: o amido de milho, no mesmo pH.

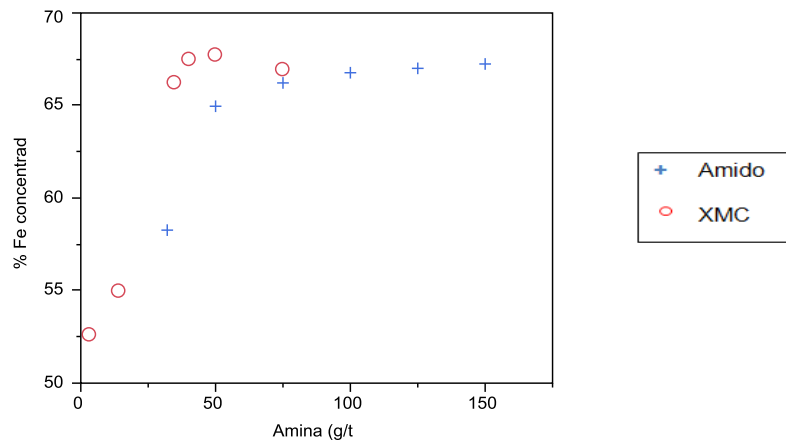


Figura 27: Amina VS % de Fe conc

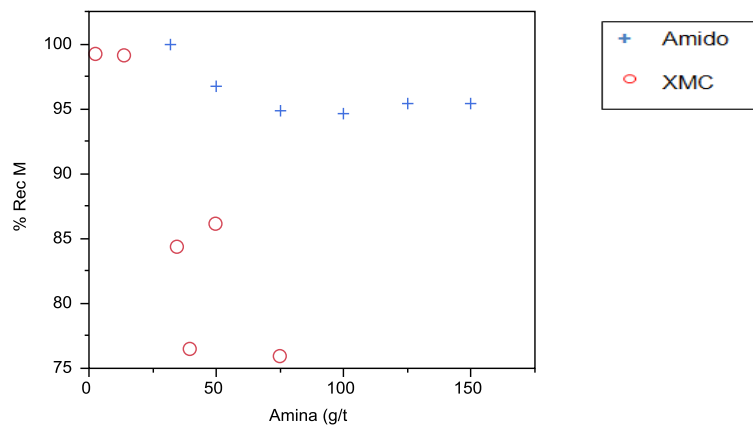


Figura 28: Amina vs % Rec Met

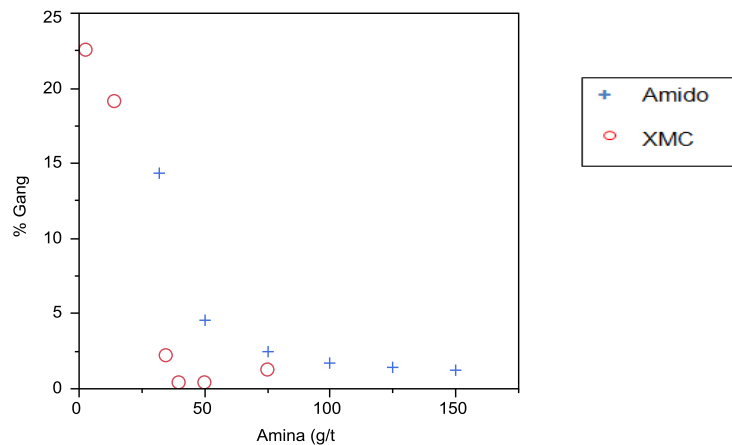


Figura 29: Amina vs % de ganga

De acordo com as Figuras 27, 28 e 29, percebe-se que a XMC é mais seletiva do que o amido, já que para menores dosagens de amina, um maior teor de ferro e uma menor % de Ganga são atingidos. Com o aumento de amina o % recuperação metalúrgica começa a cair prejudicando o processo para ambos depressores, com mais intensidade para a XMC.

Fato importante a ser percebido é em relação ao % de ganga quando se utiliza amido, dosagem de amina pode ser aumentada sem que a % de ganga seja significativamente reduzida a partir da dosagem de 100g/t. Enfatiza-se que com o uso do amido não se atingiu em nenhum momento o percentual de ganga <1%.

No caso da XMC, a % de ganga atinge um ponto ótimo (0,42%) na dosagem de 50g/t de amina.

5.5.6. Resultados Simulados para comparação entre XMC e amido

Para comparação da XMC com o amido, teve-se como padrão o nível de sílica fixo em 1,2. A partir daí pode-se estabelecer um padrão de comparação das outras variáveis.

Tabela 9: Comparativos dos resultados simulados

Tipo de depressor	Dep (g/t)	Amina (g/t)	pH	Fe (%)	Rec Me (%)	% Ganga
XMC	2000	45	10,5	67,24	92,64	1,20
Amido	1500	150	10,5	67,22	95,44	1,23

No gráfico da Figura 30, obtida com os dados da Tabela 9, pode-se comparar os melhores resultados deste trabalho.

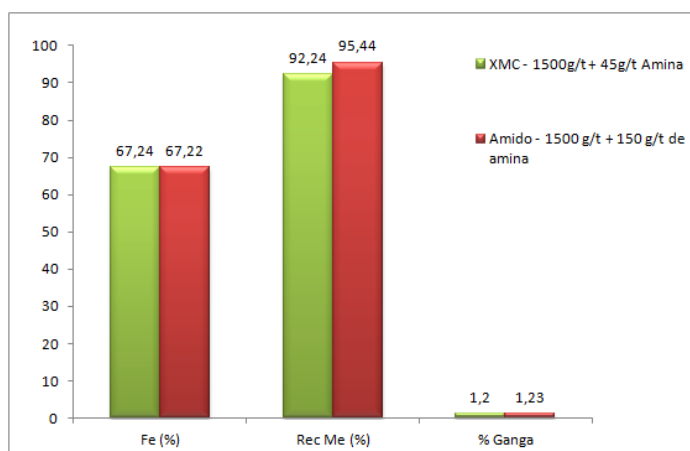


Figura 30: Gráfico comparativo dos melhores resultados.

Assim, pode-se observar que, uma performance semelhante ao amido foi atingida com o uso da XMC porém com a vantagem de que com a XMC usou-se uma quantidade de amina 3 vezes menor.

5.5.7. Melhores resultados obtidos

Tabela 10: Melhores resultados obtidos com a XMC

	Dep (g/t)	Amina (g/t)	pH	Fe (%)	Rec Me (%)	% Ganga
XMC	1500	50	10,5	67,70	86,08	0,42
	2000	50	10,5	67,88	91,70	0,22

Pela tabela 10, percebe-se que o melhor resultado obtido apresentou uma melhor performance do que o amido, já que uma porcentagem de ganga de 0,22 foi atingida. Em comparação com a dosagem de depressor, a dosagem de 1500 g/t pode ser competitivo ao amido.

6. Conclusão

A substituição do amido pela XMC se torna uma alternativa atraente, apresentando maior grau de sustentabilidade e tirando o amido do processo industrial; preservando-o para a cadeia alimentar humana e animal.

Os resultados obtidos indicam a viabilidade técnica para a aplicação da XMC na flotação de minério de ferro em substituição ao amido.

Aspectos de segurança no que diz respeito a uma menor utilização de NaOH (gelatinização do amido não necessária) precisam ser levados em consideração.

Os resultados alcançados neste estudo demonstraram que haverá uma redução de consumo de amina para a flotação, esta redução é na faixa de 70%.

Como fator negativo a essa substituição, pode-se destacar os atuais custos de aquisição, sendo mais elevada, para depressores sintéticos, devendo ser verificada a viabilidade da substituição parcial ou total do amido. Também tem que se considerar que, a crescente utilização desse novo reagente pode ocasionar a diminuição do seu custo.

7. Sugestões para trabalhos futuros

Realizar testes com coletores diferentes, a fim de testar a eficiência da XMC com outros coletores com o objetivo de aumentar a eficiência do processo de flotação.

Realizar o mesmo estudo com amostras de minério com diferentes características mineralógicas.

Avaliar a viabilidade econômica da substituição parcial ou total do amido.

Criar alternativas de fornecedores para o insumo a ser utilizado como depressor.

8. Referências Bibliográficas

- AGRICULTURA, M. (2008). acessado em 20 de março 2013, <http://www.agricultura.gov.br/>.
- ANDRADE, A. M. D., A. P. C.; BELGACEM, M.N.; MUNARO, E. R. (2001). "Produção de papeis artesanais das misturas de aparas com fibras virgens de bambu (*Dendrocalamus giganteus*) e de bagaço de cana-de-açúcar (*Saccharum officinarum*)" Floresta e Ambiente **8**(1): 143-152.
- ARAUJO, A. C., VIANA, P.R.M., PERES, A.E.C. (2005). "Reagents in iron ores flotation." Mineral Engineering, **18**: 219-224.
- ARAUJO, A. C. P., A. E. C. A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: CHAVES, A. P. (2006). "Teoria e prática do tratamento de minérios: flotação: o estado-da-arte no brasil. ." **4**: 1-29.
- ARAUJO, A. C. V., P. R. M. (2003). Minérios de ferro e seus métodos de concentração IV Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: 750-758.
- 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. Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Belo Horizonte, Escola de Engenharia da UFMG. **Tese de Doutorado**.
- BATISTELI, G. M. B. (2007). Amina residual na flotação catiônica reversa de minério de ferro. UFMG, Universidade Federal de Minas Gerais. **Mestrado**.
- BICALHO, B. e. a. (2010). " Operações de Fragmentação, Classificação e Concentração no Beneficiamento de Minério de Ferro." Universidade Federal de Minas Gerais - Belo Horizonte. Escola de Minas Engenharia - Departamento de Engenharia de Minas - Tratamento de Minérios - Laboratório 1.
- BOBBIO, P. A., BOBBIO, F. O. (1995). Química do processamento de alimentos. São Paulo.
- BOGUZ, E., BRIENNE, S.R., BUTLER, I., RAO, S.R. e FINCH, J.A. (1997). "Metal ions and dextrin adsorption on pyrite." Minerals Engineering **10**(3-4): 441-445.
- BRASILEIRO, B. M. (2001). Ferro, Quaresma, L.F. DNPM.
- CABRAL, A. S. (2010). ROTAS DE PROCESSO PARA MINÉRIOS GOETHÍTICOS. Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Belo Horizonte Universidade Federal de Minas Gerais **Mestrado** 100.
- CANILHA, L. C., W.; ROCHA, G.J.M.; ALMEIDA E SILVA, J. B. GIULIETTI, M. (2007). Caracterização do bagaço de cana-de-açúcar in natura, extraído com etanol ou ciclohexano/etanol. Bioquímica e Biotecnologia Natal - RN.
- CARASCHI, J. C. C. F., S. P.; CURVELO, A.A.S. (1996). "Preparação e caracterização de polpas para dissolução obtidas a partir de bagaço de cana-de-açúcar." Polímeros: Ciência e Tecnologia (jul/set).
- CRISTIE, T., BRATHWAITE, B. (1997). "Mineral commodity " Institute of Geological and Nuclear Sciences Ltd. New Zealand **15**

- DNPM, D. N. d. P. M. (2011).
- DNPM, D. N. d. P. M. (2009).
- FUERSTENAU, D. W. e. H.-U., R. (1987). "Flotation Fundamentals." **1**.
- GAUDIN, A. M. e. F. (2007). "Quartz flotation with anionic collectors, 1955 apud Rao, K.H. e Forssberg, K.S.E., "Chemistry of Iron Oxide Flotation" em Froth Flotation: A Century of Innovation, Fuerstenau, M.C. e Jameson, G. e Yoon, R. (Eds). 2007. ." **202**.
- GIANNINI, R. A. (2011). "Breve panorama do mercado de amidos." acessado em 25 de março, 2013, http://www.gtconsult.com.br/portugues/artigos/panorama_mercado_amido.pdf.
- HOUOT, R. (1983). "Beneficiation of Iron Ore by Flotation. Review of Industrial and Potential Applications." International Journal of Mineral Processing **10**(3): 183 - 204.
- IBRAM (2011). "Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira." Instituto Brasileiro de Mineração (6ª edição).
- IBRAM. (2013). "www.ibram.org.br/" acessado em 04 de abril de 2013.
- JUNIOR, S. V. (2011). Biorrefinarias: Cenários e Perspectivas. Embrapa, Brazil.
- KAWATRA, S. K. (2012). " Froth Flotation - Fundamentals Principles. ." acessado em 20 fev, 2013, http://www.chem.mtu.edu/chem_eng/faculty/kawatra/Flotation_Fundamentals.pdf.
- KHOSLA, N. K., Bhagat, R.P., Gandhi, K.S. e Bismas, A.K (1984). "Calorimetric and Other Interaction Studies on Mineral-Starch. Adsorption Systems." Colloids and Surfaces **8**(4): 321-336.
- KHOSLA, N. K., BHAGAT, R.P., GANDHI, K.S. e BISMAS, A.K. (1984). "Calorimetric and Other Interaction Studies on Mineral-Starch Adsorption Systems." Colloids and Surfaces **8**(4): 321-336.
- LANGSCH, J. E. (2012). "A Review of the Flotation Process as it Relates to Hematite Concentrating." Relatório interno da Kemira.
- LASKOWSKI, J. S. L., Q.; O'CONNOR, C. T. (2007). "Current understanding of the mechanism of polysaccharide dsorption at the mineral/aqueous solution interface." International Journal of Mineral Processing.
- LI, R. H., H.; SCHNEIDER, F.U. (1993). Investigations on the influence of particle size in flotation. International Mineral Processing Congress, XVIII. Sydney. **3**: 689 - 697.
- LIMA, N. P., VALADÃO, G. E. S., Peres, A. E. C.(2013). "Effect of amine and starch dosages on the reverse cationic flotation of an iron ore." Minerals Engineering **45**.
- LIMA, R. M. F. (1997). Adsorção de amido e amina na superfície da hematita e do quartzo e sua influência na flotação. Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Mina. Belo Horizonte, Escola de Engenharia da UFMG. **Tese de Doutorado**.
- LIU, Q., ZHANG, Y. LASKOWSKI, J. S. (2000). "The adsorption of polysaccharides onto mineral surfaces: an acid/base interaction." International Journal of Mineral Processing **60**: 229-245.
- LOPES, G. M. L., R. M. F. (2009). "Flotação direta de minério de ferro com oleato de sódio. ." Rev. Esc. Minas **62**(3): 323-329.

- MCKENDRY, P. (2002). "Energy production from biomass (part 1): overview of biomass." Bioresource Technology **83**: 37-46.
- MONTE, M. B. M., PERES, A. E. C. (2002). "Química de superfície na flotação." LUZ, A. B., et al. Tratamento de minérios, Rio de Janeiro, CETEM/MCT. **9**(3): 339-407.
- NEIS, U., KIEFHABER, K. P. (1980). "Differences between particle flotation and flock flotation, SOMASUNDARAN, P. Fine particles processing." American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, New York. **1**(38): 755-766.
- NREL. (2013). "National Renewable Energy Laboratory." Retrieved 06 de março, 2013.
- PEARSE, M. J. (2005). "An overview of the use of chemical reagents in mineral processing." Minerals Engineering **18**: 139-149.
- PELLEGRINI, M. C. (2002). Inserção de centrais cogeneradoras de bagaço de cana no parque energético do estado de São Paulo: exemplo de aplicação de metodologia para análise dos aspectos locacionais e de integração energética. Mestrado em energia São Paulo, Universidade de São Paulo. **Mestrado** 168.
- PERES, A. E. C., Araujo, A.C., El-Shall, H. Zhang, P. e Abdel-Khalek, N.A. (2007). "Plant Practice: Nonsulfide Minerals." Froth Flotation: A Century of Innovation, Fuerstenau, M.C., Jameson, G. e Yoon, R. .
- PERES, A. E. C., CORREA, M.I. (1996). "Depression of iron oxides with corn starches". Minerals Engineering **9**(12): 1227-1234.
- PERES, A. E. C. e C., M.I. (1996). "Depression of Iron Oxides with Corn Starches." Minerals Engineering **12**(9): 1227-1234.
- PUGH, R. J. (1989). "Macromolecular organic depressants in sulphide flotation - a review, 1. Principles, types and applications." International Journal of Mineral Processing **25**: 101-130.
- RABOCKAI, T. (1979). "Físico-Química de superfícies." Instituto de Química da Universidade de São Paulo: 128.
- RAO, K. H. e. F., K.S.E. (2007). "Chemistry of Iron Oxide Flotation." Froth Flotation: A Century of Innovation (Fuerstenau, M.C. e Jameson, G. e Yoon, R.).
- RAVISHANKAR, S. A., PRADIP., KHOSLA, N.K (1995). "Selective flocculation of iron oxide from its synthetic mixtures with clays: a comparison of polyacrylic acid and starch polymers." International Journal of Mineral Processing **43**(3-4): 235-247.
- SACRAMENTO-RIVERO, J. C. R., G.; CORTÉS-RODRÍGUEZ, E.; PECH, E.; ROSETE-BLANCO, S. (2010). "Diagnóstico del desarrollo de biorrefinerías em Mexico" Revista Mexicana de Ingeniería Química **9**(3): 261-283.
- SAMPAIO, J. A., LUZ, A.B., LINS, F.F. , Ed. (2001). Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil. Rio de Janeiro, CETEM/MCT.
- SANTOS, F. C., J.; QUEIROZ, J. H. (2013). BIOENERGIA E BIORREFINARIA: Cana-de-açúcar & Espécies Florestais Viçosa, MG, Os editores.
- SANTOS, I. D. (2006). Utilização do ácido húmico como agente depressor da hematita na flotação de minério de ferro. Engenharia Metalúrgica e de

- Materiais. Rio de Janeiro, Universidade Federal do Rio de Janeiro. **Mestrado**: 71.
- TEIXEIRA, O. C. G., OLIVEIRA, J.F., VILLAS BOAS, R.C. (1985). "Surface chemistry and flotation of scheelite, fluorite and apatite with anionic collectors." Proceedings of the 2nd Latin-American Congress on Froth Flotation; Concepción-Chile **9**: 175-183.
- TITA, S. P. S. P., J.M.F de; FROLLINI, E. (2002). "Resistência ao impacto e outras propriedades de compósitos lignocelulósicos. Matrizes termofixas fenólicas reforçadas com fibras de bagaço de cana-de-açúcar." Polímeros: Ciência e Tecnologia **12**(4): 228-239.
- TURRER, H. D. G. (2007). "aput PARKS, G. A. (1965) The Isoelectric Point of Solid Oxides, Solid Hydroxides, and Aqueous Hydroxo-Complexes Systems. Chemical Reviews, v.65, p.177-198. Engenharia Metalúrgica e de Minas
- TURRER, H. D. G. (2007). Polímeros depressores na flotação de minério de ferro
Engenharia Metalúrgica e de Minas Belo Horizonte Universidade Federal de Minas Gerais **Doutorado**: 171.
- VALE (2009). "Iron Ore Products Booklet."
- VIEIRA, E. V. (1995). Interação sinérgica em soluções mistas de surfatantes catiônicos e não-iônicos e seu efeito na hidrofobicidade de hematita e quartzo. COPPE/UFRJ. Rio de Janeiro. **Doutorado**.
- 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 II(1): 3-6.
- WEISSENBORN, P. K., Warren, L.J., Dunn, J.G. (1995). "Selective Flocculation of Ultrafine Iron Ore. 1. Mechanism of Adsorption of Starch onto Hematite. ." Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects **99**(1): 11-27.
- WOLF, L. D. (2011). Pré-tratamento organossolve do bagaço da cana-de-açúcar para a produção de etanol e obtenção de xilooligômeros. . Dissertação Mestrado em Engenharia Química na área de Pesquisa e Desenvolvimento de Processos Químicos. São Carlos, Universidade Federal de São Carlos. **Mestrado**: 147f.
- YUHUA, W., JIANWEI, R. (2005). " The flotation of quartz from iron minerals with a combined quaternary ammonium salt." International Journal of Mineral Processing **77**: 116-122.

Anexo 1

Tabelas:

Tabela 11: Distribuição granulométrica do minério

Peneira (mesh)	Peneira (μm)	Frequência simples (%)	Frequência acumulada retida (%)	Frequência acumulada passante (%)
5	4000	0,00	0,00	100,00
10	2000	0,01	0,01	99,99
18	1000	0,06	0,07	99,93
35	500	0,22	0,29	99,71
60	250	2,34	2,64	97,36
120	125	18,77	21,41	78,59
230	63	42,18	63,59	36,41
325	45	11,49	75,08	24,92
Fundo	0	24,92	100,00	0,00
	Total	100,00	100,00	

Tabela 12: % Fe e %Ganga nas diversas faixas granulométricas

Peneira	% Ferro	% Ganga
250	54,41	22,27
125	43,24	38,22
63	49,78	28,88
45	58,01	17,13
0	63,28	9,60

Tabela 13: Resultados do planejamento preliminar (2³)

Teste	Amina (g/t)	XMC (g/t)	pH	% Fe	%Rec Met	% Ganga
1	35	1500	9,5	65,20	76,03	3,51
2	50	3000	9,5	66,88	61,03	0,90
3	35	3000	9,5	66,50	75,93	2,02
4	35	1500	10,5	66,21	84,35	2,21
5	50	3000	10,5	62,85	98,23	7,62
6	35	3000	10,5	66,89	80,89	1,53
7	50	1500	10,5	67,70	86,08	0,42
8	50	1500	9,5	66,15	66,22	2,05

Tabela 14: Efeito da dosagem de XMC, amina = 50g/t e o pH= 10,5

Teste	XMC (g/t)	% Fe	%Rec Met	% Ganga
9	500	66,73	66,44	1,32
7	1500	67,70	86,08	0,42
10	2000	67,88	91,70	0,22
11	2500	67,05	93,98	1,46
5	3000	62,85	98,23	7,62

Tabela 15: Efeito da dosagem da amina, XMC = 2000g/t e o pH= 10,5

Teste	Amina (g/t)	% Fe	%Rec Met	% Ganga
12	30	64,83	95,22	4,73
13	40	66,72	93,63	1,93
10	50	67,88	91,70	0,22

Tabela 16: Efeito da dosagem de amina, mantendo XMC = 1500g/t e o pH= 10,5

Teste	Amina (g/t)	% Fe	%Rec Met	% Ganga
2	3	52,57	99,12	22,55
14	14	54,93	99,03	19,11
4	35	66,21	84,35	2,21
15	40	67,47	76,43	0,42
7	50	67,70	86,08	0,42
16	75	66,94	75,85	1,26

Tabela 17: Efeito da dosagem de amina, XMC = 1500g/t e o pH= 9,5

Teste	Amina (g/t)	% Fe	%Rec Met	% Ganga
17	3	51,56	98,38	24,02
18	14	58,76	92,83	13,40
1	35	65,20	76,03	3,51
8	50	66,15	66,22	2,05

Tabela 18: Efeito da dosagem de amina, mantendo Amido = 1500g/t e o pH= 10,5

Teste	Amina (g/t)	% Fe	% Rec Met	% Ganga
19	32	58,27	99,93	14,37
20	50	64,94	96,69	4,58
21	75	66,24	94,80	2,47
22	100	66,81	94,65	1,71
23	125	67,04	95,39	1,45
24	150	67,22	95,44	1,23

Anexo 2

- **Recuperação Metalúrgica (RMet)**

A recuperação metalúrgica traduz numericamente a quantidade do elemento útil que estava na alimentação e está presente no concentrado. Quanto maior esse valor, melhor.

Por um simples balanço de massa de um dos componentes, tem-se:

$$M_{entra} = M_{sai}$$
$$C_{alim} * M_{alim} = C_{rej} * M_{rej} + C_{conc} * M_{conc}$$

A RM representa a fração de um dos componentes na corrente de interesse. Assim, caso o produto de interesse esteja no concentrado, tem-se que:

$$RM = \frac{C_{conc} * M_{conc}}{C_{alim} * M_{alim}}$$

Onde:

M: Massa do concentrado; C: Concentração do mineral; alim: Alimentação; conc: Concentrado; rej: rejeito

- **Cálculos das quantidades de reagentes a serem adicionados:**

Amina: 75g/t

75g ----- 10^6 g de minério

X ----- 910 g (massa usada na flotação reversa)

X = 0,068 g de amina

Solução-mãe: 1% m/m

1g ----- 100g

0,068g ---- y

Y = 6,8 g (volume correspondente a dosagem de 75g/t)

- **Cálculo da massa de minério necessária para a flotação reversa**

$$\% \text{ Sólidos} = \frac{\rho_{\text{min}} \cdot (\rho_{\text{polpa}} - \rho_{\text{água}})}{\rho_{\text{polpa}} (\rho_{\text{min}} - \rho_{\text{água}})}$$

$$0,5 = \frac{3,80 (\rho_{\text{polpa}} - 1)}{\rho_{\text{polpa}} (3,80 - 1)}$$

$$2,80 \times 0,5 \times \rho_{\text{polpa}} = 3,80 \rho_{\text{polpa}} - 3,80$$

$$1,4 \rho_{\text{polpa}} - 3,80 \rho_{\text{polpa}} = -3,80$$

$$-2,4 \rho_{\text{polpa}} = -3,80$$

$$\rho_{\text{polpa}} = 1,583 \text{ g/cm}^3$$

$$\rho_{\text{polpa}} = m/v$$

$$m_{\text{polpa}} = \rho_{\text{polpa}} \times 1150$$

$$m_{\text{polpa}} = 1,583 \times 1150$$

$$m_{\text{polpa}} = 1820 \text{ g}$$

Logo temos:

$$m_{\text{água}} = 910 \text{ g}$$

$$m_{\text{min}} = 910 \text{ g}$$

- **Gelatinização do amido**

Para o preparo de 1000 g de amido a 1%

- Preparar solução de hidróxido de sódio 50%;
- Pesar a massa de amido considerando a sua umidade (**Ex. cálculo 1**);
- Dissolver em água em temperatura ambiente, sendo a massa da suspensão é de 100g como mostrado no **Ex. cálculo 3**. OBS.: acrescentar o amido aos poucos para não formar aglomerados;
- Adicionar hidróxido de sódio 50% em uma relação amido : NaOH de 9:1 com agitação alta durante 10 minutos (**Ex. cálculo 2**);
- Adicionar 900g de água quente para completar 1000 g e agitar por mais 20 minutos.

Ex. Cálculo 1:

umidade = 12,55%, logo:

Teor a.s: $100 - 12,55 = 87,45\%$

87,45g amido seco -----100 g amido úmido

10 g amido seco -----X g amido **X = 11,44 g amido**

úmido

Ex. Cálculo 2:

9 g amido-----1 g NaOH

10 g amido-----x g NaOH

x = 1,1 g de

NaOH

Concentração da NaOH 50% para gelatinização:

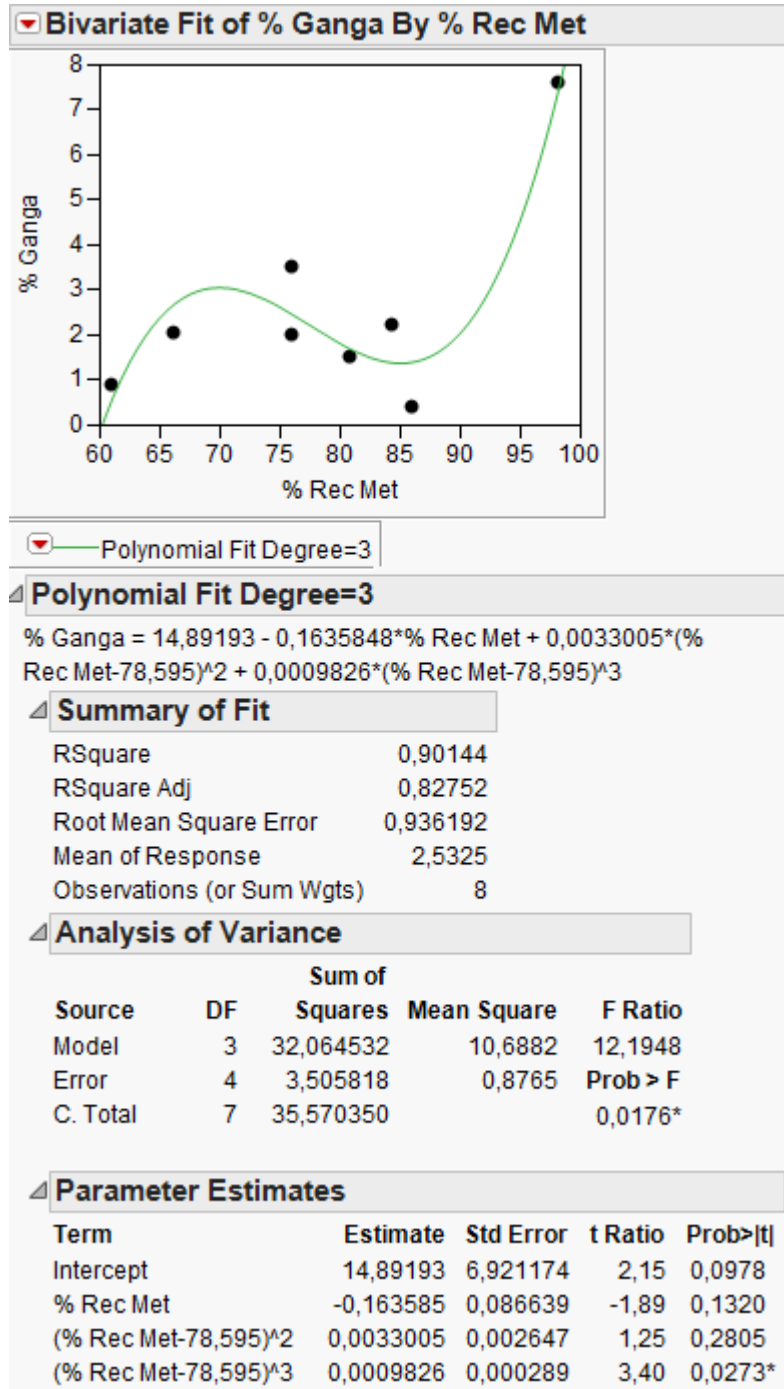
$1,1 \times 2 = 2,22 \text{ g de NaOH}$

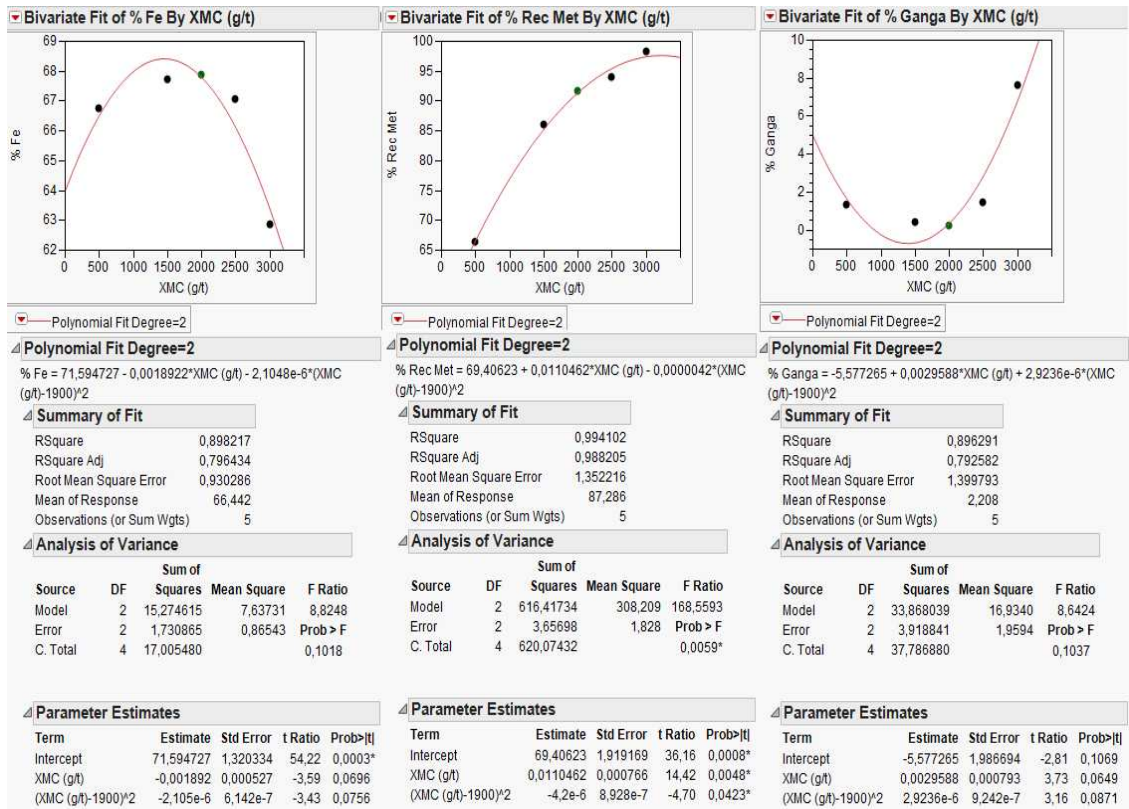
Ex. Cálculo 3:

$100\text{g} - m \text{ amido} - m \text{ NaOH} = 100\text{g} - 11,44\text{g} - 2,22 \text{ g} = 86,34 \text{ g de}$

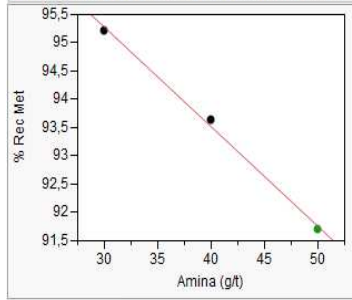
água

Anexo 3





Bivariate Fit of % Rec Met By Amina (g/t)



Linear Fit

Linear Fit

% Rec Met = 100,55667 - 0,176*Amina (g/t)

Summary of Fit

RSquare	0,9969
RSquare Adj	0,993799
Root Mean Square Error	0,138804
Mean of Response	93,51667
Observations (or Sum Wgts)	3

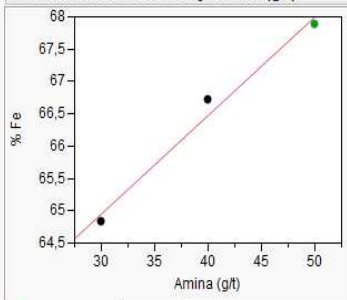
Analysis of Variance

Source	DF	Sum of Squares	Mean Square	F Ratio
Model	1	6,1952000	6,19520	321,5502
Error	1	0,0192667	0,01927	Prob > F
C. Total	2	6,2144667		0,0355*

Parameter Estimates

Term	Estimate	Std Error	t Ratio	Prob> t
Intercept	100,55667	0,400694	250,96	0,0025*
Amina (g/t)	-0,176	0,009815	-17,93	0,0355*

Bivariate Fit of % Fe By Amina (g/t)



Linear Fit

Linear Fit

% Fe = 60,376667 + 0,1525*Amina (g/t)

Summary of Fit

RSquare	0,981263
RSquare Adj	0,962525
Root Mean Square Error	0,298021
Mean of Response	66,47667
Observations (or Sum Wgts)	3

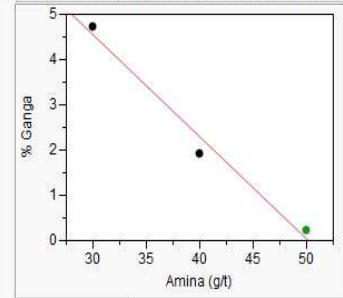
Analysis of Variance

Source	DF	Sum of Squares	Mean Square	F Ratio
Model	1	4,6512500	4,65125	52,3691
Error	1	0,0888167	0,08882	Prob > F
C. Total	2	4,7400667		0,0874

Parameter Estimates

Term	Estimate	Std Error	t Ratio	Prob> t
Intercept	60,376667	0,860313	70,18	0,0091*
Amina (g/t)	0,1525	0,021073	7,24	0,0874

Bivariate Fit of % Ganga By Amina (g/t)



Linear Fit

Linear Fit

% Ganga = 11,313333 - 0,2255*Amina (g/t)

Summary of Fit

RSquare	0,980901
RSquare Adj	0,961803
Root Mean Square Error	0,444991
Mean of Response	2,293333
Observations (or Sum Wgts)	3

Analysis of Variance

Source	DF	Sum of Squares	Mean Square	F Ratio
Model	1	10,170050	10,1700	51,3596
Error	1	0,198017	0,1980	Prob > F
C. Total	2	10,368067		0,0883

Parameter Estimates

Term	Estimate	Std Error	t Ratio	Prob> t
Intercept	11,313333	1,284577	8,81	0,0720
Amina (g/t)	-0,2255	0,031466	-7,17	0,0883

Anexo 4

T1: 1500 g/t de XMC, 35g/t de Amina, pH 9,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	536,69	58,48	65,67	93,81	2,65	3,54	74,19	58,98
REJEITO	381,12	41,52	32,83	46,90	51,59	1,51	37,09	41,88
AL. RECALC.	917,81							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	572,3	66,09	64,73	92,47	4,37	3,15	77,87	62,89
REJEITO	293,59	33,91	20,72	29,60	68,31	2,09	27,1	32,26
AL. RECALC.	865,89							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	65,20	93,14	3,51	3,35	76,03	60,93
REJEITO	26,78	38,25	59,95	1,80	32,10	37,07

T2: 3000 g/t de XMC, 50g/t de Amina, pH 9,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	433,49	47,40	66,92	95,60	0,80	3,94	61,07	47,64
REJEITO	481,05	52,60	38,20	54,57	43,95	1,16	34,86	52,86
AL. RECALC.	914,54							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	437,89	45,31	66,84	95,49	0,90	3,2	61,62	48,12
REJEITO	528,54	54,69	39,02	55,74	42,78	1,78	35,97	58,08
AL. RECALC.	966,43							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,88	95,54	0,85	3,57	61,35	47,88
REJEITO	38,61	55,16	43,37	1,47	35,42	55,47

T3: 3000g/t de XMC 35 g/t de Amina, pH 9,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	520,1	56,65	66,19	94,56	1,72	3,09	98,56	57,15
REJEITO	398	43,35	30,04	42,91	56,00	0,95	30,96	43,74
AL. RECALC.	918,1							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	542,42	59,43	66,81	95,44	2,32	2,89	97,90	59,61
REJEITO	370,24	40,57	27,80	39,71	59,4	1,03	35,08	40,69
AL. RECALC.	912,66							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,50	95,00	2,02	2,99	98,23	81,59
REJEITO	28,92	41,31	57,70	0,99	33,02	42,21

T4: 1500g/t de XMC, 35g/t de Amina, pH 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	601,6	66,16	66,98	95,69	1,49	3,1	84,82	66,11
REJEITO	307,71	33,84	24,13	34,47	64,86	0,7	30,55	33,81
AL. RECALC.	909,31							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	608,86	66,54	65,44	93,49	2,93	3,58	83,88	66,91
REJEITO	306,18	33,46	23,04	32,91	65,78	1,31	29,53	33,65
AL. RECALC.	915,04							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,21	94,59	2,21	3,34	84,35	66,51
REJEITO	23,59	33,69	65,32	1,01	30,04	33,73

T5: 3000 g/t de XMC, 50 g/t de Amina, pH 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	753,29	82,55	62,65	89,50	7,94	2,57	99,34	82,78
REJEITO	159,27	17,45	9,15	13,07	84,78	2,35	14,51	17,50
AL. RECALC.	912,56							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	731,56	80,09	63,06	90,09	7,31	2,61	97,11	80,39
REJEITO	181,84	19,91	9,93	14,19	80,39	1,90	15,30	19,98
AL. RECALC.	913,40							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	62,86	89,79	7,63	2,59	98,23	81,59
REJEITO	9,54	13,63	82,59	2,13	14,91	18,74

T6: 3000 g/t de XMC, 35 g/t de Amina, pH 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	542,42	59,43	66,50	95,00	2,02	2,99	75,93	59,61
REJEITO	370,24	40,57	28,92	41,31	57,7	0,99	33,02	40,69
AL. RECALC.	912,66							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	606,02	66,50	67,29	96,13	1,05	2,83	85,84	66,60
REJEITO	305,24	33,50	18,96	27,09	72,03	0,88	24,19	33,54
AL. RECALC.	911,26							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,90	95,56	1,54	2,91	80,89	63,10
REJEITO	23,94	34,20	64,87	0,94	28,61	37,11

T7: 1500g/t de XMC, 50 g/t de Amina, pH 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	600,32	65,90	67,68	96,69	0,33	2,99	85,53	65,97
REJEITO	310,63	34,10	20,54	29,34	69,86	0,79	25,96	34,14
AL. RECALC.	910,95							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	607,67	66,69	67,72	96,74	0,50	2,75	86,63	66,78
REJEITO	303,54	33,31	22,90	32,71	66,28	1,01	29,29	33,36
AL. RECALC.	911,21							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	67,70	96,71	0,42	2,87	86,08	66,37
REJEITO	21,72	31,03	68,07	0,90	27,63	33,75

T8: 1500g/t de XMC, 50g/t de Amina, pH 9,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	454,07	49,65	65,80	94,00	2,33	3,67	62,90	49,90
REJEITO	460,4	50,35	37,48	53,54	35,83	1,36	45,1	50,59
AL. RECALC.	914,47							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	496,67	54,59	66,51	95,01	1,76	3,22	69,54	54,58
REJEITO	413,09	45,41	36,46	52,09	38,12	0,9	47,02	45,39
AL. RECALC.	909,76							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,16	94,51	2,05	3,45	66,22	52,24
REJEITO	36,97	52,81	36,98	1,13	46,06	47,99

T9: 500g/t de XMC, 50g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	419,16	46,06	66,47	94,96	1,48	3,55	58,66	46,06
REJEITO	490,93	53,94	40,10	57,29	56,5	1,14	35,38	53,95
AL. RECALC.	910,09							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	526,38	57,87	66,98	95,69	1,16	3,15	74,22	57,84
REJEITO	383,28	42,13	29,69	42,41	41,58	1,09	32,9	42,12
AL. RECALC.	909,66							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,73	95,32	66,44	3,35	66,44	51,95
REJEITO	34,90	49,85	49,04	1,12	34,14	48,03

T10: 2000g/t de XMC, 50g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	639,16	70,07	67,87	96,96	0,22	2,82	91,33	70,24
REJEITO	273,02	29,93	13,14	18,77	80,18	1,05	17,67	30,00
AL. RECALC.	912,18							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	644,29	70,66	67,88	96,97	0,21	2,81	92,07	70,80
REJEITO	267,5	29,34	13,53	19,33	79,45	1,22	18,35	29,40
AL. RECALC.	911,79							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	67,88	96,96	0,22	2,82	91,70	70,52
REJEITO	13,34	19,05	79,82	1,14	18,01	29,70

T11: 2500g/t de XMC, 50g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	665,94	73,06	67,06	95,80	1,46	2,73	94,02	73,18
REJEITO	245,55	26,94	14,34	20,49	77,96	1,55	20,11	26,98
AL. RECALC.	911,49							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	665,57	72,99	67,04	95,77	1,45	2,78	93,94	73,14
REJEITO	246,26	27,01	12,04	17,20	81,56	1,23	16,87	27,06
AL. RECALC.	911,83							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	67,05	95,79	1,46	2,76	93,98	73,16
REJEITO	13,19	18,84	79,76	1,39	18,49	27,02

T12: 1500g/t de XMC, 3g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	885,24	98,24	53,41	76,30	21,44	2,26	99,54	97,28
REJEITO	15,86	1,76	37,65	53,79	26,65	19,57	70,16	1,74
AL. RECALC.	901,1							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	906,45	99,18	51,73	73,90	23,66	2,45	98,70	99,61
REJEITO	7,54	0,82	28,20	40,29	12,66	47,03	53,81	0,83
AL. RECALC.	913,99							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	52,57	75,10	22,55	2,36	99,12	98,45
REJEITO	32,93	47,04	19,66	33,30	61,99	1,29

T13: 2000g/t de XMC, 40g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	664,54	71,37	66,86	95,51	1,64	2,85	93,67	73,14
REJEITO	266,57	28,63	15,25	21,79	77,1	1,12	21,36	29,29
AL. RECALC.	931,11							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	667,59	73,24	66,59	95,13	2,21	2,66	93,59	73,36
REJEITO	243,97	26,76	13,89	19,84	79,02	1,14	19,53	26,81
AL. RECALC.	911,56							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,73	95,32	1,93	2,76	93,63	73,25
REJEITO	14,57	20,81	78,06	1,13	20,45	28,05

T14: 1500 g/t de XMC, 14 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	840,03	91,95	55,89	79,84	17,66	2,49	98,84	92,31
REJEITO	73,52	8,05	16,39	23,41	73,76	2,83	28,99	8,08
AL. RECALC.	913,55							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	873,29	97,12	53,97	77,10	20,56	2,34	99,22	95,97
REJEITO	25,89	2,88	17,09	24,41	66,53	9,06	31,41	2,85
AL. RECALC.	899,18							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	54,93	78,47	19,11	2,42	99,03	94,14
REJEITO	16,74	23,91	70,15	5,95	30,20	5,46

T15: 1500 g/t de XMC, 40g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	541,22	59,50	67,4	96,29	0,45	3,1	75,90	57,40
REJEITO	368,34	40,50	36,18	51,69	50,48	0,7	38,94	40,48
AL. RECALC.	909,56							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	510	56,08	67,55	96,50	0,40	2,2	76,96	59,47
REJEITO	399,4	43,92	34,18	48,83	47,9	1,7	40,3	43,89
AL. RECALC.	909,4							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	67,48	96,39	0,43	2,65	76,43	58,44
REJEITO	35,18	50,26	49,19	1,20	39,62	42,18

T16: 1500 g/t de XMC, 75 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	553,77	60,59	66,85	95,50	1,44	3,06	77,93	60,85
REJEITO	360,14	39,41	20,85	29,79	69,07	1,66	23,89	39,58
AL. RECALC.	913,91							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	522,83	57,23	67,03	95,76	1,08	3,16	73,78	57,45
REJEITO	390,66	42,77	32,56	46,51	52,06	1,43	35,83	42,93
AL. RECALC.	913,49							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	66,94	95,63	1,26	3,11	75,86	59,15
REJEITO	26,71	38,15	60,57	1,55	29,86	41,25

T17: 1500 g/t de XMC, 3 g/t de Amina, pH = 9,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	905,73	99,09	51,54	73,63	24,15	2,23	98,27	99,53
REJEITO	8,34	0,91	30,70	43,86	21,74	1,76	58,53	0,92
AL. RECALC.	914,07							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	906,97	99,24	51,59	73,70	23,89	3,67	98,50	99,67
REJEITO	6,92	0,76	18,68	26,69	19,93	1,36	35,67	0,76
AL. RECALC.	913,89							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	51,57	73,66	24,02	2,95	98,39	99,60
REJEITO	24,69	35,27	20,84	1,36	47,10	0,84

T18: 1500 g/t de XMC, 14 g/t de Amina, pH = 9,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	681,69	74,54	61,11	87,30	9,97	2,73	87,69	74,91
REJEITO	232,81	25,46	23,54	33,63	64,82	1,56	33,78	25,58
AL. RECALC.	914,5							

B	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	725,69	79,31	56,40	80,57	16,82	2,6	97,96	90,66
REJEITO	189,31	20,69	9,11	13,01	81,62	1,97	15,82	20,80
AL. RECALC.	915							

MÉDIA	TEORES (/)					
	Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	58,76	83,94	13,40	2,67	92,83	82,79
REJEITO	16,33	23,32	73,22	1,77	24,80	23,19

T19: 1500g/t de amido, 32 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	814,6	89,45	58,27	83,24	14,37	2,39	99,93	89,52
REJEITO	96,06	10,55	8,22	11,74	86,97	1,29	14,09	10,56
AL. RECALC.	910,66							

T20: 1500g/t de amido, 50 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	707,27	77,67	64,94	92,77	4,58	2,65	96,69	77,72
REJEITO	203,39	22,33	5,02	7,17	92,16	0,66	7,48	22,35
AL. RECALC.	910,66							

T21: 1500g/t de amido, = 75 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	679,85	74,66	66,24	94,63	2,47	2,91	94,80	74,71
REJEITO	230,7	25,34	6,24	8,91	90,49	0,59	8,93	25,35
AL. RECALC.	910,55							

T22: 1500g/t de amido, 100 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	672,96	73,90	66,81	95,44	1,71	2,84	94,65	73,95
REJEITO	237,7	26,10	5,78	8,26	91,15	0,59	8,19	26,12
AL. RECALC.	910,66							

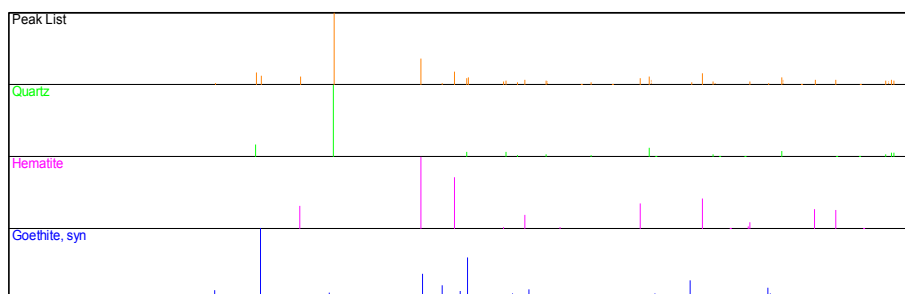
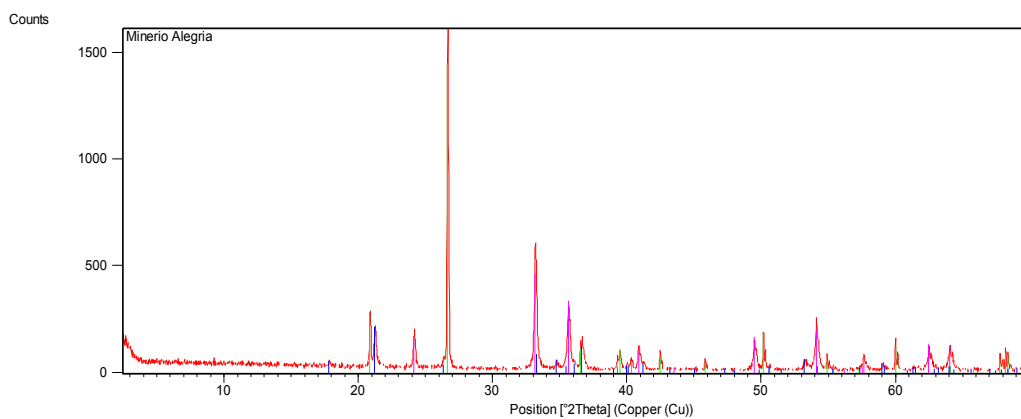
T23: 1500g/t de amido, 125 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	675,85	74,21	67,04	95,77	1,45	2,77	95,39	74,27
REJEITO	234,93	25,79	5,43	7,76	91,69	0,55	7,73	25,82
AL. RECALC.	910,78							

T24: 1500g/t de amido, 150 g/t de Amina, pH = 10,5

A	MASSA (g)	MASSA (/)	TEORES (/)					
			Fe	Fe ₂ O ₃	Ganga	PPC	Rec Met	Rec Mass
AFUNDADO	647,48	73,29	67,22	96,03	1,23	2,75	95,44	71,15
REJEITO	235,93	26,71	5,97	8,53	90,88	1,66	8,48	25,93
AL. RECALC.	883,41							

Anexo 5



Name and formula

Reference code: 01-085-0794

Mineral name: Quartz

ICSD name: Silicon Oxide

Empirical formula: O₂Si

Chemical formula: SiO₂

Crystallographic parameters

Crystal system: Hexagonal

Space group: P3221

Space group number: 154

a (Å): 4,9100

b (Å): 4,9100

c (Å): 5,4000

Alpha (°): 90,0000

Beta (°): 90,0000

Gamma (°): 120,0000

Calculated density (g/cm³): 2,65

Volume of cell (10⁶ pm³): 112,74

Z: 3,00

RIR: 3,11

Subfiles and Quality

Subfiles: Inorganic

Mineral

Alloy, metal or intermetallic

Corrosion

Pharmaceutical

ICSD Pattern

Quality: Calculated (C)

Comments

Additional pattern: See PDF 78-2315 and PDF 33-1161.

ICSD collection code: 027826

Test from ICSD: No R value given.

At least one TF missing.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++*

Structure: Machatschki, F., *Fortschr. Mineral.*, **20**, 45, (1936)

Peak list

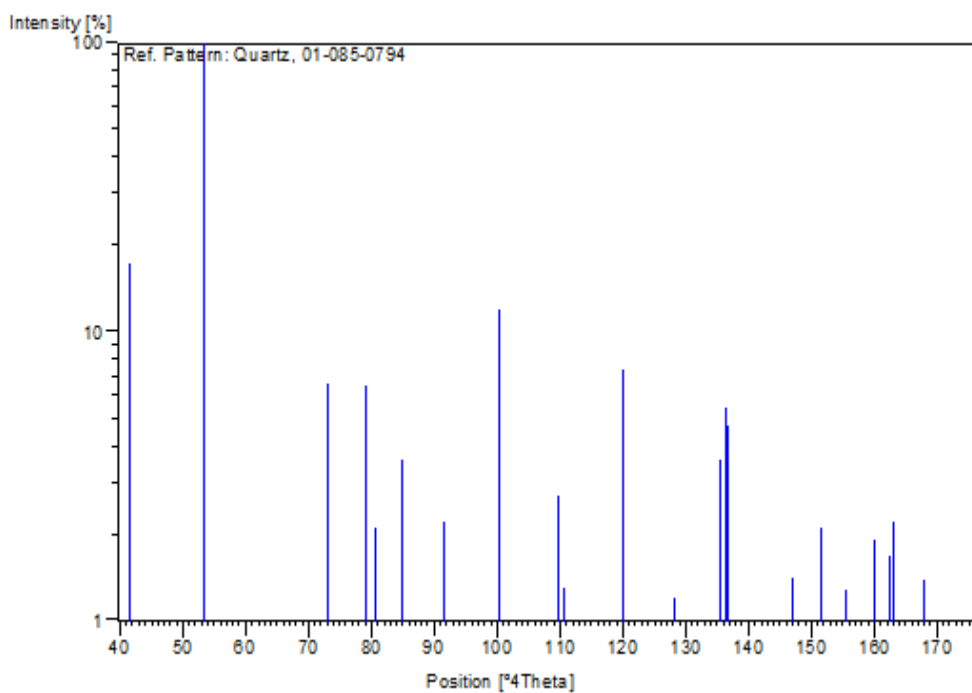
No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	1	0	0	4,25218	20,874	17,2
2	0	1	1	3,34077	26,662	100,0
3	1	1	0	2,45500	36,573	6,7
4	1	0	2	2,27933	39,504	6,5
5	1	1	1	2,23488	40,324	2,1
6	2	0	0	2,12609	42,484	3,6
7	2	0	1	1,97828	45,832	2,2
8	1	1	2	1,81640	50,185	11,9
9	0	0	3	1,80000	50,674	0,3
10	0	2	2	1,67038	54,923	2,7
11	0	1	3	1,65760	55,383	1,3
12	2	1	0	1,60717	57,278	0,3
13	1	2	1	1,54040	60,009	7,4
14	1	1	3	1,45162	64,099	1,2
15	3	0	0	1,41739	65,839	0,4
16	1	2	2	1,38103	67,804	3,6
17	2	0	3	1,37378	68,211	5,5
18	0	3	1	1,37095	68,371	4,8
19	1	0	4	1,28671	73,548	1,4
20	3	0	2	1,25498	75,729	2,1
21	2	2	0	1,22750	77,737	1,3
22	2	1	3	1,19884	79,963	1,9
23	2	2	1	1,19696	80,114	0,9

24	1	1	4	1,18294	81,260	1,7
25	3	1	0	1,17934	81,561	2,2
26	1	3	1	1,15219	83,911	1,4
27	2	0	4	1,13966	85,049	0,2
28	2	2	2	1,11744	87,156	0,1
29	3	0	3	1,11359	87,534	0,2

Structure

No.	Name	Elem.	X	Y	Z	Biso	sof
<u>Wyck.</u>							
1	O1	O	0,40300	0,15000	0,12233	0,5000	1,0000
6c							
2	Si1	Si	0,53100	0,00000	0,33333	0,5000	1,0000
3a							

Stick Pattern



Name and formula

Reference code: 01-079-0007

Mineral name: Hematite

ICSD name: Iron Oxide

Empirical formula: Fe_2O_3

Chemical formula: Fe_2O_3

Crystallographic parameters

Crystal system: Rhombohedral

Space group: R-3c

Space group number: 167

a (Å): 5,0285

b (Å): 5,0285

c (Å): 13,7360

Alpha (°): 90,0000

Beta (°): 90,0000

Gamma (°): 120,0000

Calculated density (g/cm³): 5,29

Volume of cell (10⁶ pm³): 300,79

Z: 6,00

RIR: 3,29

Subfiles and Quality

Subfiles: Inorganic

Mineral

Alloy, metal or intermetallic

Corrosion

Pharmaceutical

ICSD Pattern

Quality: Calculated (C)

Comments

Additional pattern: See PDF 33-664.

Temperature: Pattern taken at 153 K.

ICSD collection code: 064599

Test from ICSD: At least one TF implausible.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++*, (1997)

Structure: Tsirel'son, V.G., Antipin, M.Y., Strel'tsov, R.P., Ozerov, R.P., Struchkov, Y.T., *Dokl. Akad. Nauk SSSR*, **298**, 1137, (1988)

Peak list

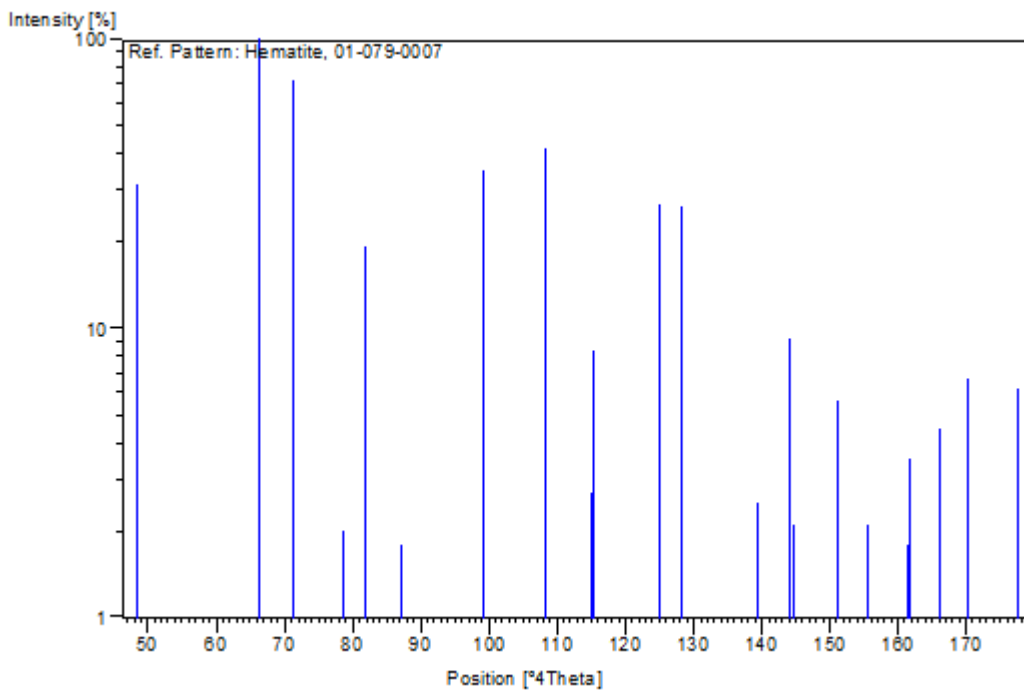
No.	h	k	l	d [Å]	2Theta [deg]	I [%]
1	0	1	2	3,67780	24,180	31,6
2	1	0	4	2,69649	33,198	100,0
3	1	1	0	2,51425	35,682	71,7
4	0	0	6	2,28933	39,324	2,0
5	1	1	3	2,20384	40,917	19,2
6	2	0	2	2,07559	43,570	1,8
7	0	2	4	1,83890	49,529	34,9
8	1	1	6	1,69275	54,137	42,0
9	2	1	1	1,63427	56,243	0,5
10	1	2	2	1,60064	57,533	2,7
11	0	1	8	1,59733	57,664	8,5
12	2	1	4	1,48427	62,527	26,9
13	3	0	0	1,45160	64,100	26,2
14	1	2	5	1,41194	66,126	0,2
15	2	0	8	1,34825	69,686	2,5
16	1	0	10	1,30998	72,034	9,2
17	1	1	9	1,30466	72,374	2,1
18	2	1	7	1,26107	75,299	0,3
19	2	2	0	1,25712	75,577	5,7
20	0	3	6	1,22593	77,855	2,1
21	2	2	3	1,21226	78,903	0,9
22	1	3	1	1,20316	79,618	0,1

23	3	1	2	1,18955	80,715	1,8
24	1	2	8	1,18819	80,827	3,6
25	0	2	10	1,16175	83,066	4,5
26	0	0	12	1,14467	84,590	0,2
27	1	3	4	1,13939	85,074	6,7
28	2	2	6	1,10192	88,702	6,2

Structure

No.	Name	Elem.	X	Y	Z	Biso	sof
<u>Wyck.</u>							
1	O1	O	0,30582	0,00000	0,25000	0,5000	1,0000
18e							
2	FE1	Fe	0,00000	0,00000	0,14480	0,5000	1,0000
12c							

Stick Pattern



Name and formula

Reference code: 01-081-0463

Mineral name: Goethite, syn

ICSD name: Iron Oxide Hydroxide

Empirical formula: FeHO_2

Chemical formula: $\text{FeO}(\text{OH})$

Crystallographic parameters

Crystal system: Orthorhombic

Space group: Pbnm

Space group number: 62

a (Å): 4,6158

b (Å): 9,9545

c (Å): 3,0233

Alpha (°): 90,0000

Beta (°): 90,0000

Gamma (°): 90,0000

Calculated density (g/cm³): 4,25

Volume of cell (10⁶ pm³): 138,91

Z: 4,00

RIR: 2,79

Subfiles and Quality

Subfiles: Inorganic

Mineral

Corrosion

ICSD Pattern

Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 071809

Test from ICSD: At least one TF missing.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++*, (1997)

Structure: Hazemann, J.L., Berar, J.F., Manceau, A., *Materials Science Forum*,
79, 821, (1991)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	0	2	0	4,97725	17,806	13,1
2	1	1	0	4,18752	21,200	100,0
3	1	2	0	3,38444	26,312	10,3
4	1	3	0	2,69425	33,226	36,4
5	0	2	1	2,58396	34,688	20,4
6	1	0	1	2,52908	35,465	4,4
7	0	4	0	2,48862	36,062	12,5
8	1	1	1	2,45121	36,631	58,2
9	2	0	0	2,30790	38,995	2,4
10	1	2	1	2,25470	39,954	9,1
11	2	1	0	2,24827	40,073	7,1
12	1	4	0	2,19053	41,177	13,9
13	2	2	0	2,09376	43,173	1,0
14	1	3	1	2,01143	45,034	2,8
15	0	4	1	1,92140	47,270	4,7
16	2	3	0	1,89467	47,978	0,4
17	1	5	0	1,82810	49,842	0,7
18	2	1	1	1,80410	50,551	8,6
19	1	4	1	1,77386	51,475	2,0
20	2	2	1	1,72129	53,168	26,8
21	2	4	0	1,69222	54,156	7,6
22	0	6	0	1,65908	55,329	2,5
23	2	3	1	1,60546	57,345	5,2
24	1	5	1	1,56435	58,998	16,9
25	1	6	0	1,56129	59,125	9,2
26	3	1	0	1,52054	60,875	0,5

27	0	0	2	1,51165	61,271	7,7
28	2	5	0	1,50750	61,458	7,1
29	2	4	1	1,47664	62,887	2,3
30	3	2	0	1,46997	63,205	3,3
31	0	6	1	1,45447	63,958	7,7
32	0	2	2	1,44641	64,357	0,6
33	1	1	2	1,42184	65,607	4,1
34	3	3	0	1,39584	66,989	3,2
35	1	6	1	1,38723	67,460	0,1
36	1	2	2	1,38023	67,848	0,8
37	3	0	1	1,37124	68,354	2,9
38	1	7	0	1,35903	69,055	4,5
39	2	6	0	1,34712	69,753	1,4
40	3	2	1	1,32199	71,279	1,5
41	1	3	2	1,31832	71,508	5,0
42	3	4	0	1,30868	72,117	0,1
43	0	4	2	1,29198	73,199	1,8
44	3	3	1	1,26729	74,866	1,5
45	2	0	2	1,26454	75,057	1,3
46	2	1	2	1,25446	75,766	0,5
47	0	8	0	1,24416	76,506	1,8
48	2	6	1	1,23050	77,512	0,3
49	2	2	2	1,22561	77,880	0,2
50	3	5	0	1,21742	78,504	0,1
51	2	7	0	1,21069	79,025	0,1
52	1	8	0	1,20099	79,791	2,0
53	2	3	2	1,18164	81,369	0,1
54	1	5	2	1,16496	82,787	0,1
55	4	0	0	1,15395	83,754	0,3
56	0	8	1	1,15067	84,047	1,5
57	4	1	0	1,14627	84,444	1,9
58	3	5	1	1,12930	86,017	0,8
59	2	4	2	1,12735	86,202	2,5
60	4	2	0	1,12392	86,529	1,5
61	0	6	2	1,11739	87,161	0,8
62	2	8	0	1,09526	89,385	0,8
63	4	3	0	1,08992	89,942	0,3

Structure

No.	Name	Elem.	X	Y	Z	Biso	sof
Wyck.							
1	O1	O	0,05270	0,25000	0,30300	0,5000	1,0000
4c							
2	O2	O	0,19880	0,25000	0,79200	0,5000	1,0000
4c							
3	FE1	Fe	0,35420	0,25000	0,04790	0,5000	1,0000
4c							

Stick Pattern

