

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

Dissertação de Mestrado

Influência da perda por calcinação
na sedimentação de concentrados de minério
de ferro da Samarco Mineração S.A.

Autor: Álvaro José do Carmo Resende
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Março/2009

Álvaro José do Carmo Resende

Influência da perda por calcinação na sedimentação de concentrados
de minério de ferro da Samarco Mineração S.A.

Dissertação apresentada ao Curso de
Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica e de Minas da Escola de
Engenharia da Universidade Federal de
Minas Gerais, como requisito parcial
para obtenção do Grau de Mestre em
Engenharia Metalúrgica e de Minas.

Área de Concentração: Tecnologia
Mineral.

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark
Peres.

Belo Horizonte
Universidade Federal de Minas Gerais
Escola de Engenharia
2009

Eu dedico este trabalho à minha esposa Sílvia pelo apoio durante todo este período, ao meu filho Daniel, ao meu pai, à minha mãe e aos meus irmãos.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos que de alguma forma colaboraram na execução deste trabalho e, em especial:

À Diretoria da Samarco Mineração S.A., por incentivar o estudo e o desenvolvimento pessoal e profissional de seus empregados.

Ao professor Antônio Eduardo Clark Peres, pela brilhante orientação, pelo apoio e pela amizade.

A Joaquim Donda, Paulo Mapa, Marcos Gomes, Sergio Vasconcelos e Domingos Queiroz pelos constantes ensinamentos, pelo companheirismo e orientação profissional.

A João Pedro da Silva, Maury de Souza, João Batista, Mauro Carvalho e Alessandra Prata, por todo o incentivo e por terem propiciado condições para a realização deste trabalho.

A Junia Rocha, Leonardo Bonfioli e Rafael Rodrigues pelo apoio na composição do mix de minério utilizado na geração das amostras utilizadas no estudo.

A PCM na figura do Sr. Juscelino Santos, pelo excelente trabalho realizado na geração das amostras testadas.

A toda equipe dos laboratórios Químico e de Controle de Processo, sobretudo ao Márcio Aparecido, Leônidas, João Miranda e Marcelo de Paula, pela execução dos ensaios e análises.

A Matheus Pasti e Wanderson Toledo pelo acompanhamento dos testes e confecção de planilhas de resultados.

A toda a equipe da gerência de beneficiamento pelo apoio dado no último ano, e em especial a Geraldo Batisteli, Lamartine Freitas, Eduardo Perdigão, Herynson Nunes, José Carlos e Vitor Hugo.

Aos engenheiros Ricardo Vargas e Eber Almeida (CIBA) pelo fornecimento de grande parte das amostras de floculante testadas neste estudo.

SUMÁRIO

RESUMO	7
ABSTRACT	8
CAPÍTULO 1 – INTRODUÇÃO	9
CAPÍTULO 2 – OBJETIVOS	11
CAPÍTULO 3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	12
3.1 – Minério de Ferro	12
3.1.1 – Alguns minerais de ferro	13
3.2 – Gênese dos minérios de ferro	17
3.2.1 – Quadrilátero Ferrífero	17
3.2.2 – Mina de Alegria	19
3.3 – O processo da Samarco	22
3.3.1 – Implicações da presença de goethita e limonita no processamento da Samarco	29
3.4 – Separação sólido-líquido	29
3.4.1 – Agregação	31
3.4.2 – Espessamento	37
CAPÍTULO 4 – MATERIAIS E MÉTODOS EXPERIMENTAIS	40
4.1- Composição e preparação das amostras	40
4.2- Ensaios de sedimentação	42
4.2.1 – Testes de sedimentação para avaliar a influência do percentual de ppc/goethita	44
4.2.2 – Testes de sedimentação para determinar a melhor alternativa de floculante para cada faixa de ppc	44
CAPÍTULO 5 – RESULTADOS E DISCUSSÃO	46
5.1- Influência do percentual de ppc/goethita na velocidade de sedimentação, porcentagem de sólidos no sedimentado e clarificação do sobrenadante	50
5.2- Identificação de alternativas de floculante para cada faixa de ppc/goethita otimizando a velocidade de sedimentação, a porcentagem de sólidos no sedimentado e a clarificação do sobrenadante	53
5.2.1 – Testes de sedimentação para concentrado com ppc de 1,53%	53
5.2.2 – Testes de sedimentação para concentrado com ppc de 2,65%	54
5.2.3 – Testes de sedimentação para concentrado com ppc de 3,73%	55
CAPÍTULO 6 – CONCLUSÕES	57
CAPÍTULO 8 – RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	59

LISTA DE FIGURAS

3.1 – Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco -----	22
3.2 – Fluxograma da usina de britagem da Samarco -----	24
3.3 – Fluxograma da usina de concentração da Samarco -----	28
3.4 – Curva de energia de interação em função da distância de aproximação mútua de duas partículas (WILLS, 1997) -----	33
3.5 – A dupla camada elétrica (WILLS, 1997) -----	34
3.6 – Ação de um polieletrólito aniônico (WILLS, 1997) -----	35
3.7 – Regiões de diferentes concentrações de sólido em um espessador (PERRY, 1963) -----	38
3.8 – Etapas de um teste de sedimentação (COE e CLEVINGER, 1916) -----	38
3.9 – Teste de sedimentação de concentrado realizado na Samarco Mineração S.A. -- -----	39
4.1 – Fluxograma para geração de concentrado -----	42
5.1 – Gráfico da correlação entre ppc e densidade de sólido nas amostras de concentrado de minério de ferro estudadas -----	49
5.2 – Gráfico da correlação entre ppc e superfície específica nas amostras de concentrado de minério de ferro estudadas -----	49
5.3 – Gráfico da correlação entre ppc e porcentagem de goethita nas amostras de concentrado de minério de ferro estudadas -----	50
5.4 – Gráfico da variação da velocidade de sedimentação em função do ppc -----	52
5.5 – Gráfico da variação da porcentagem de sólidos no sedimentado em função do ppc -----	53
5.6 – Gráfico da variação da turbidez do sobrenadante em função do ppc -----	53

LISTA DE TABELAS

3.1 - Principais óxidos e oxihidróxidos de ferro (Schwertmann e Cornel, 1991) -----	12
3.2 – Características do concentrado produzido -----	28
4.1 – Modelo de planilha detalhada com as informações dos teste de sedimentação -----	43
5.1 – Análise granulométrica e química do concentrado remoído com ppc de 1,53% -----	46
5.2 – Análise granulométrica e química do concentrado remoído com ppc de 2,65% -----	47
5.3 – Análise granulométrica e química do concentrado remoído com ppc de 3,73% -----	48
5.4 – Análise mineralógica dos concentrados remoídos com 1,53%, 2,65% e 3,73% de ppc -----	50
5.5 – Resumo dos resultados obtidos com reagentes e dosagens fixas -----	51
5.6 – Resumo dos testes de sedimentação obtidos com a amostra de ppc de 1,53% -----	54
5.7 – Resumo dos testes de sedimentação obtidos com a amostra de ppc de 2,65% -----	55
5.8 – Resumo dos testes de sedimentação obtidos com a amostra de ppc de 3,73% -----	56

RESUMO

O aumento da participação de goethita nos minérios concentrados por flotação pela Samarco é preocupante por impactar tanto no processo atual quanto em futuras expansões. A porcentagem do mineral goethita é altamente correlacionável com a perda por calcinação (ppc) e, em função da facilidade na determinação da perda por calcinação, esta característica é muito utilizada na operação do concentrador.

A etapa de espessamento exerce um papel fundamental no processo da Samarco, elevando a porcentagem de sólidos da polpa que será bombeada e recuperando água de boa qualidade para ser reutilizada no processo.

As variações da qualidade do minério têm grande influência sobre a sedimentação das partículas. Este estudo visou avaliar a influência da porcentagem de goethita na sedimentação do concentrado, clarificação do sobrenadante e compactação, bem como buscar alternativas para melhorar as características da sedimentação, utilizando como parâmetro de comparação a medida da perda por calcinação.

Para os ensaios laboratoriais de sedimentação foram produzidos em laboratório concentrados de flotação, a partir de amostras selecionadas na mina, tendo como alvo percentuais de ppc de 1,5%, 2,5% e 3,5%. Os concentrados atingiram percentuais de ppc próximos do alvo, 1,53%, 2,65% e 3,73%, respectivamente, teores de SiO₂ entre 1% e 2% e porcentagem passante em 0,044 mm entre 87% e 89%. Ficou caracterizado que as amostras eram semelhantes, exceto no que tange ao percentual de ppc.

Existe uma tendência de queda na velocidade de sedimentação, especialmente para o concentrado com ppc 3,73%, e de aumento gradativo da turbidez do sobrenadante a medida que o ppc se eleva.

O floculante não iônico, que é utilizado atualmente no processo da Samarco, foi o reagente que apresentou o melhor desempenho na sedimentação dos concentrados.

ABSTRACT

An increase in the goethite content in the ores processed by flotation at Samarco's concentrator is a concern for impacting either on the current process or on future expansions. The percentage of the mineral goethite is highly correlated with the loss on ignition (LOI). Due to the fact that LOI is easily determined, this characteristic is widely used by the concentrator operational staff.

The thickening stage plays a fundamental role on Samarco's process. It increases the solids content of the slurry to be pumped and is also responsible for recovering a good quality water to be reused in the process.

The ore quality variations strongly affect the particles settling. This study aimed at evaluating the influence of goethite content on the concentrate particles settling, supernatant clarification, and compactation, as well as searching for alternatives to enhance the sedimentation characteristics, using as comparison parameter the loss on ignition (LOI) instead of the goethite content itself.

For the settling laboratory experiments, laboratory flotation concentrates were produced, from samples selected in the mine, having as target LOI contents 1.5%, 2.5%, and 3.5%. The LOI contents of the concentrates reached figures close to the target, 1.53%, 2.65%, and 3.73%, respectively, SiO₂ grades in the range 1% and 2%, and percentage passing 0.044 mm between 87% and 89%. It was characterized that the samples were similar, except regarding the LOI content.

There is a trend of settling velocity decrease, especially in the case of the concentrate presenting LOI content 3.73%, and a gradual increase in the supernatant turbidity when the LOI content increases.

The non ionic flocculant, currently used in Samarco's process, was the reagent presenting the best performance as an aid for the concentrates settling.

CAPÍTULO 1 – INTRODUÇÃO

A indústria mineral brasileira, principalmente a indústria do minério de ferro, passou por expansão acelerada de 2002 a 2008. Nesse período, o crescimento foi impulsionado principalmente pelo mercado chinês, que cresceu taxas superiores a 9%a.a.

A Samarco Mineração S.A., buscando absorver parte deste aumento de demanda iniciou, em 2005, estudos para expandir sua produção. Esses estudos avaliaram diversos cenários e para justificar o investimento a empresa precisou certificar-se de que possuía uma reserva de minério de ferro de tamanho suficiente para dar o retorno desejado aos acionistas. Esse estudo possibilitou conhecer mais profundamente as características do minério que a Samarco irá lavrar nos próximos anos. Diversos aspectos foram levantados, dentre os quais merecem citação:

- aumento da compacidade do minério ao longo do tempo;
- redução do teor de Fe;
- aumento da participação de goethita no concentrado produzido.

Essas características exigirão que algumas melhorias e modificações sejam feitas em alguns processos ao longo dos anos para garantir a qualidade e quantidade de concentrado de minério de ferro produzido.

No caso do concentrado de minério de ferro produzido na Samarco a porcentagem do mineral goethita é altamente correlacionável com a perda por calcinação (ppc). Em função da facilidade na determinação da perda por calcinação, esta característica é mais utilizada pela operação do concentrador do que a própria porcentagem do mineral goethita.

No processo de espessamento, a polpa contendo o concentrado final produzido na usina de concentração da unidade de Germano, em Mariana, Minas Gerais, tem seu teor de sólidos elevado de cerca de 40% para 72%, possibilitando assim a recirculação de água e o bombeamento da quantidade demandada.

Algumas características do minério que é lavrado são acompanhadas pela equipe da operação do concentrador da Samarco por acreditar-se que elas tenham influência sobre a velocidade de sedimentação. A perda por calcinação (ppc) é uma destas características. Esta desconfiança surgiu pelo fato da velocidade de sedimentação

apresentar variações bruscas (na Samarco foi desenvolvido um equipamento de medição de velocidade de sedimentação *on line*) sem que tenham ocorrido grandes variações nas características físicas do minério.

Para o atendimento de diversas metas da empresa é importante o conhecimento da influência da perda por calcinação na sedimentação e também o desenvolvimento de alternativas para a minimização do seu impacto.

CAPÍTULO 2 – OBJETIVOS

Determinar a influência da perda por calcinação na velocidade de sedimentação, na porcentagem de sólidos e na turbidez do sobrenadante obtido em testes de sedimentação realizados em escala de laboratório.

Propor floculantes alternativos para as diferentes faixas de teor de perda por calcinação.

CAPÍTULO 3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão da literatura técnica, compreendendo aspectos gerais sobre minérios de ferro e sedimentação. São abordados, também, aspectos relevantes da Samarco Mineração S/A, tais como: geologia, mineralogia e beneficiamento.

3.1 – Minério de Ferro

O termo minério de ferro é utilizado para uma infinidade de materiais, não sendo possível associá-lo a um tipo específico. Do ponto de vista econômico pode-se dizer apenas que se refere a materiais que já foram, estão sendo ou poderão vir a ser lavrados comercialmente em função do seu conteúdo de ferro.

Até hoje, são conhecidos, na natureza, treze óxidos, oxihidróxidos e hidróxidos de ferro. Os mais importantes estão listados na Tabela 3.1. Além deles, existem, ainda, $\text{Fe}(\text{OH})_2$, $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ e FeOOH de alta pressão. Todos os óxidos e oxihidróxidos consistem de Fe, O e/ou OH, diferindo em composição, na valência do Fe e, acima de tudo, na estrutura cristalina (Schwertmann e Cornel, 1991).

Para o presente trabalho será feita uma revisão bibliográfica dos seguintes minerais/materiais de ferro: hematita, martita, magnetita, goethita e limonita.

Tabela 3. 1 – Principais óxidos e oxihidróxidos de ferro (Schwertmann e Cornel, 1991)

Oxihidróxidos		Óxidos	
Fórmula	Mineral	Fórmula	Mineral
$\alpha\text{-FeOOH}$	Goethita	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$	Hematita
$\beta\text{-FeOOH}$	Akaganeíta	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$	Maghemita
$\gamma\text{-FeOOH}$	Lepidocrocita	Fe_3O_4	Magnetita
$\delta\text{-FeOOH}$	Ferroxihita		
$\text{Fe}_5\text{HO}_8\text{4H}_2\text{O}$	Ferrhidrita		

3.1.1 – Alguns minerais de ferro

3.1.1.1 – Hematita e Martita (Fe_2O_3)

Dados Gerais: Frequentemente é muito pura. O conteúdo de FeO, sem exceção, parece ser devido à magnetita misturada. Cristaliza-se no sistema hexagonal, classe escalenoédrica-hexagonal. Os cristais são de morfologias muito diferentes, podendo estar sob a forma de placas delgadas agrupadas em forma de rosetas; mais raramente podem ser nitidamente romboédricos; usualmente terrosa, também aparece em configurações botrioidais a reniformes com estrutura radiada, minério em forma de rim; pode ser também micácea e laminada, minério especular. Chama-se martita quando em pseudomorfos octaédricos sobre a magnetita. Sua dureza varia de 5,5 a 6,5 e a densidade de 4,9 a 5,3 e é igual, em cristais puros, a 5,26. Sua cor varia de castanho-avermelhada a preta e seu traço é vermelho acastanhado. O brilho é metálico azul do aço, comumente variando de embaçado, nos cristais, a opaco nas variedades terrosas. Sua composição básica tem 70% de Fe e 30% de O, podendo também conter titânio. O seu nome deriva-se de uma palavra grega cujo significado é sangue, em alusão à cor do mineral pulverizado (Dana, 1981; Ramdohr, 1980).

Ocorrência: A hematita é um mineral amplamente distribuído em rochas de todas as idades e forma o minério de ferro mais abundante e importante. Pode ocorrer como produto de sublimação em conexão com as atividades vulcânicas. Ocorre nos depósitos metamórficos de contato e, como mineral acessório, nas rochas ígneas feldspáticas, tais como o granito. Substitui também em grande escala as rochas silícicas. É encontrada desde a forma de escamas microscópicas até a de massas enormes em relação com as rochas metamórficas regionais, onde pode ter se originado pela alteração da goethita, siderita ou magnetita. Tal como a goethita, pode ser formada em massas ou camadas irregulares como resultado da ação do tempo sobre as rochas contendo ferro. Os minérios oolíticos são de origem sedimentar e podem ocorrer em camadas de tamanho considerável. São encontrados nos arenitos vermelhos, como o material de cimentação, que liga entre si os grânulos de quartzo (Dana, 1981).

Comportamento na microscopia de luz refletida: É muito brilhante e branca. Em comparação com sulfetos amarelos, e especialmente com o ouro, a hematita aparece embaçada e muito mais azul-acinzentada do que dá a impressão, quando em

contrastes normais. Reflexões internas: vermelho intenso - no ar são visíveis ocasionalmente; no óleo e/ou com nicóis cruzados são abundantes (Ramdohr, 1980).

3.1.1.2 - Magnetita (Fe_3O_4)

Dados Gerais: Cristaliza-se no sistema isométrico, classe hexaoctaédrica. Frequentemente ocorre em cristais de hábito octaédrico, geminados ocasionalmente. Os dodecaedros são mais raros, bem como outras formas. Os dodecaedros podem ser estriados paralelamente à interseção com as faces do octaedro. Usualmente é maciça granular, com granulação grossa ou fina. Apresenta dureza igual a 6 e densidade igual a 5,18. É fortemente magnética, comportando-se como um ímã natural. Tem cor e traço pretos, brilho metálico, com perceptíveis tons variados de marrom ou cinza, azul do aço em partes intemperizadas. Em sua composição básica apresenta 72,4% de Fe e 27,6% de O. A sua composição normalmente corresponde àquela mostrada pela fórmula, contudo, algumas análises mostram alguns traços de magnésio e manganês bivalente. No que concerne à estrutura, parece que a fórmula da magnetita seria mais apropriadamente escrita como $\text{Fe}^{\text{III}}(\text{Fe}^{\text{II}} \text{Fe}^{\text{III}})\text{O}_4$. Nas formas de alta temperatura, Fe^{II} pode ser substituído por Mg, Mn, Zn, Ni, Ti; e Fe^{III} por Al, Ti, V, Cr. O seu nome deriva-se, provavelmente, da localidade Magnesia, nos limites da Macedônia (Dana, 1981; Ramdohr, 1980).

Ocorrência: A magnetita é um mineral de ferro comum. Encontra-se distribuída, sob a forma de um mineral acessório, em muitas rochas magmáticas. Em certos tipos de rocha, através de segregação magmática, torna-se um dos principais constituintes e pode, assim, formar grandes corpos de minério. Esses corpos são, muitas vezes, altamente titaníferos. A magnetita está associada, mais comumente, com rochas metamórficas cristalinas; ocorre também, frequentemente, em rochas ricas de minerais ferro-magnesianos, a saber, dioritos, gabros e peridotitos. Ocorre também sob a forma de camadas ou lentes imensas incluídas em rochas metamórficas antigas. Encontra-se nas areias pretas das praias. Aparece em placas delgadas e sob a forma de crescimentos dendríticos entre as lâminas das micas. Associa-se intimamente, muitas vezes, com o coríndon, para formar o material conhecido como esmeril (Dana, 1981).

Comportamento na microscopia de luz refletida: A reflectividade é moderada; a primeira impressão de cor é um cinza, com tonalidades variáveis de marrom claro (Ramdohr, 1980).

3.1.1.3 - Goethita (FeO.OH)

Dados Gerais: A goethita é um mineral do sistema ortorrômbico, classe bipiramidal. Seus cristais apresentam habitus acicular e também agregados maciços, reniforme, estalactítico e agregados fibrosos radiais. O mineral, a que se dá o nome de minério do pântano, é geralmente de pouca consistência e de textura porosa. A sua dureza varia de 5 a 5,5 e sua densidade é 4,37, podendo chegar a 3,3 para material impuro. Apresenta brilho adamantino a opaco, podendo ser sedoso em algumas variedades finamente escamosas ou fibrosas. Sua cor varia de castanho-amarelada a castanho-escuro; amarelo a vermelho-alaranjada em seções delgadas. O seu traço é castanho-amarelado. Além da fórmula básica FeO.OH, pode conter quantidades variáveis de água adsorvida, bem como Al₂O₃, CaO, BaO, SiO₂. Sua composição básica tem 62,9% de Fe, 27% de O e 10,1% de H₂O. O manganês está muitas vezes presente em quantidade acima de 5%. As variedades maciças contêm, muitas vezes, água adsorvida ou água capilar. O seu nome é uma homenagem a Goethe, o poeta alemão (Dana, 1981; Deer et al, 1977; Ramdohr, 1980).

Ocorrência: A goethita comumente ocorre, sob condições de oxidação, como um produto de intemperismo de minerais portadores de ferro, tais como siderita, magnetita, pirita e outros. Forma-se, também, como um precipitado direto, inorgânico ou biogênico, existente na água, sendo amplamente disseminado como depósito em pântanos e fontes. A goethita forma o “gossan” ou “chapéu de ferro”, sobre os filões ou vieiros metalíferos. Encontram-se grandes quantidades de goethita como mantos lateríticos residuais, resultantes da intemperização de serpentinas.

Os depósitos, conhecidos pelo nome de minério de ferro do pântano, são formados por solução, transporte pela ação das águas superficiais e nova precipitação de minerais de ferro pré-existentes. A dissolução é realizada por pequenas quantidades de ácido carbônico existente na água. O ferro é transportado como um carbonato até a superfície e depois levado pelas águas correntes para os brejos e depressões com água estagnada. Aí, o carbonato transforma-se em óxido pela evaporação da água e conseqüente perda do ácido carbônico e através dos agentes de ação redutora da matéria carbonosa. O óxido separa-se formando inicialmente uma espuma iridescente na superfície da água e depois vai para o fundo. Essa separação é também auxiliada pelas bactérias conhecidas como ferruginosas que absorvem o ferro da água e depois o depositam como hidróxido férrico. Nesse processo, sob condições favoráveis, as camadas de goethita impura podem ser formadas no fundo de brejos e pântanos. Tais

depósitos são muito comuns, porém raramente são de suficiente pureza para serem explorados comercialmente, dado os materiais estranhos associados.

Os depósitos de goethita são também encontrados com calcários portadores de ferro. O conteúdo de ferro do calcário pode ser gradualmente dissolvido por águas circulantes e, sob condições favoráveis, vir a substituir por metassomatismo o carbonato de cálcio da rocha, como goethita. Localizadas na argila, acima da formação calcárea, podem ser encontradas massas residuais de hidróxido férrico, resultado do intemperismo gradual e da solução do calcário. Esses depósitos são freqüentemente de dimensões consideráveis e, dada a sua maior pureza, mais explorados que os depósitos de pântanos (Dana, 1981).

Comportamento na microscopia de luz refletida: A cor e os valores da refletividade variam bastante, dependendo do polimento, porosidade, tamanho de grão etc. Massas finamente granuladas têm, pela freqüência de reflexões internas translúcidas, refletividade baixa. A birrefletância é pequena, mas sempre visível em grãos grossos. De modo geral, apresenta-se cinza com anisotropismo moderado (Derr et al, 1977; Ramdohr, 1980).

3.1.1.4 – Limonita ($\text{FeOOH}\cdot n\text{H}_2\text{O}$)

A limonita é amorfa ou criptocristalina, apresentando-se sob a forma de massas mamilares e estalactícias, concrecionar, nodular, terrosa e ocasionalmente vítrea. Apresenta dureza de 4,0 a 5,5, densidade 2,7 a 4,3 e cor variando de amarelada, amarronzada, marron alaranjada etc. Seu traço varia de amarelo a marrom avermelhado. Ela é normalmente isotrópica, mas pode mostrar também birrefringência anômala. Em luz transmitida, é amarela, com tonalidades de marrom a vermelha, sendo vermelha amarronzada em luz refletida (Dana, 1981).

Embora considerada originalmente como tendo uma fórmula definida ($2\text{Fe}_2\text{O}_3\cdot 3\text{H}_2\text{O}$), tem sido mostrado que ela constitui-se principalmente de goethita criptocristalina ou lepidocrocita, contendo água adsorvida; alguma hematita deve também estar presente. O nome limonita não é mais aceito como um nome de mineral, mas foi previamente usado na literatura de solos para descrever-se acumulações de óxidos de ferro marrons, da cor da ferrugem. Este nome é reservado como um termo de campo ou para descrever óxidos hidratados de ferro pobremente cristalinos e de identidade desconhecida (Shwertmann e Taylor, 1977).

3.2 – Gênese dos minérios de ferro

Neste item será feita uma revisão bibliográfica a respeito da gênese do minério de ferro no quadrilátero ferrífero e mais especificamente na região das minas de Alegria.

3.2.1 – Quadrilátero Ferrífero

No Brasil, uma das regiões mais importantes do ponto de vista geológico é a região denominada Quadrilátero Ferrífero. Essa região, localizada na porção central do estado de Minas Gerais, vem sendo estudada há vários anos devido à sua expressão mundial nos depósitos de ferro, manganês, ouro, topázio imperial, bauxita e também por suas características geológicas.

As formações de minério de ferro no quadrilátero ferrífero são, na sua maior parte, uma seqüência paleoproterozóica (Alkmim e Marshak, 1998) que consiste principalmente de rochas metassedimentares (clásticas e sedimentos químicos) e metavulcânicas (tuff e piroclásticas). A unidade de formação ferrífera consiste de centenas de metros de camadas intercaladas de minerais óxidos de ferro (magnetita e hematita) e quartzo. A espessura dessas camadas pode variar de poucos milímetros até dezenas de milímetros. As camadas de óxidos de ferro são normalmente mais espessas que as camadas de quartzo e podem, em alguns locais, alcançar centenas de metros, formando corpos de hematita compacta.

As formações ferríferas estão distribuídas por todo o quadrilátero ferrífero (Dorr, 1969). A sua configuração espacial resulta de intenso tectonismo e processos metamórficos que se iniciaram há 2,1 bilhões de anos (Babinski et al., 1995; Alkmim e Marshak, 1998).

3.2.1.1 – Tipos de jazidas em Minas Gerais

Existem 5 tipos gerais de jazidas de importância comercial em Minas Gerais. Cada tipo produz minério de uma natureza diferente e cada qual ocorre em corpos diferentes.

- 1) Depósito hipogênico de substituição – esse tipo de depósito, formado pela substituição do quartzo dos itabiritos por óxidos de ferro, carreados para o local da formação do minério por fluidos quentes originados em profundidade, produzem os famosos depósitos de hematita de alto teor do Brasil. O minério

formado dessa maneira comumente contém mais de 66% de ferro e localmente se aproxima da pureza teórica da hematita. O teor de depósitos deste tipo não diminui com a profundidade e esta, até onde eles podem se estender, ainda não é conhecida (Dorr II, 1964).

- 2) Depósitos supergênicos de substituição – esses depósitos são formados pela substituição do quartzo e outros minerais do itabirito pelo ferro trazido por soluções frias originárias na superfície da terra. O mineral que substitui é normalmente a goethita, mas maghematita, hematita ou lepidocrocita podem também estar presentes. Esses são geralmente pouco profundos, diminuindo o teor com a profundidade e comumente são de teor mais alto em fósforo do que outros tipos de minério (Dorr II, 1964).
- 3) Depósitos de enriquecimento residual – a lixiviação supergênica de rochas ricas em ferro, tais como o itabirito, por soluções frias originárias na superfície da terra, pode produzir minérios de médio teor e alguns de alto teor. Normalmente quartzo e/ou dolomita são removidos da formação ferrífera, deixando a hematita relativamente insolúvel, resultando em enriquecimento residual e na desagregação da formação ferrífera. Tais depósitos normalmente estão sotopostos e passam gradativamente aos do tipo 2. Estão intimamente relacionados à superfície topográfica atual e o teor de ferro do minério diminui gradativamente com a profundidade (Dorr II, 1964).
- 4) Minério detrítico ou coluvial – é um depósito superficial de hematita compacta, normalmente de poucos metros de espessura, derivado de jazidas do tipo I ou itabirito enriquecido de depósitos do tipo 2 ou 3. O material pode ser transformado por deslizamento ou por água corrente, ou, em alguns casos, por colapso geral dos depósitos mais importantes. O material é denominado “rolado” (Dorr II, 1964).
- 5) Corpos de minérios residuais – por causa da grande resistência da hematita densa para a intemperização química, blocos de hematita compacta podem ser arrastados para cima de outras rochas, por erosão química e mecânica das rochas mais moles e menos resistentes que os suportam (Dorr II, 1964).

- 6) Canga – os depósitos de canga podem originar-se de uma combinação de um ou mais dos processos 2, 3, 4 e 5 com a introdução de limonita como material cimentante ou de substituição (Dorr II, 1964).

3.2.2 – Mina de Alegria

O complexo de Alegria compreende diversas minas que hoje são exploradas pela Samarco e pela Vale. A Samarco realizou sua lavra, no período de 1977 a 1992, em uma área conhecida como mina do Germano que era composta por um corpo de minério bastante homogêneo quanto à friabilidade e à composição mineralógica (essencialmente especularítica). Atualmente, a lavra da Samarco é realizada simultaneamente em 3 corpos de minério distintos, Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9. Essas áreas apresentam uma grande diversidade de minérios no que tange a teor de ferro, compacidade e principalmente a aspectos mineralógicos.

Dentro do pacote de rochas itabiríticas da jazida de Alegria, vários tipos de minério, de acordo com o mineral-minério predominante, foram identificados e classificados por Hasui et al (1993) para as minas do Complexo de Alegria. Foram utilizados critérios para diferenciação dos diversos tipos, baseados na identificação do mineral predominante, como já citado, e também nas características físicas dos minérios, tomando por base o tamanho da abertura de peneira de 9,52mm.

Dessa forma, os itabiritos passaram a ser identificados como itabiritos martíticos, especularíticos, goethíticos ou magnetíticos, conforme o mineral predominante. Os itabiritos portadores de pseudomorfos de anfibólio foram identificados como anfibolíticos. Quanto à compacidade, os itabiritos foram adjetivados como friáveis, intermediários ou compactos, conforme a porcentagem retida na abertura de peneira de 9,52mm, respectivamente: menor que 40%, entre 40 e 60% e maior que 60%. Esses critérios refletem, localizadamente, a natureza e intensidade dos processos geológicos geradores dos minérios e, portanto, essa classificação tem um caráter geológico estrutural.

Posteriormente, com base em informações de análises químicas, físicas e mineralógicas, obtidas através de novos furos de sondagem, foi observado que, embora exista a predominância de um mineral sobre os outros, é comum a presença de um segundo e, às vezes, um terceiro mineral com percentuais elevados. Essa associação confere ao minério características químicas e comportamento nos

processos bastante diferentes daqueles relativos aos minérios com franco predomínio de um mineral. Assim, passou-se a adotar uma nova classificação para os tipos de itabiritos presentes na área de Alegria, considerando as diversas associações mineralógicas presentes nos diversos corpos de minério (Rocha, 1997):

- (i.) Itabirito Martítico (IM) – Caracteriza-se pela presença de martita como mineral-minério predominante, proveniente da alteração da magnetita. A goethita, a especularita e a magnetita estão presentes em porcentagens inferiores a 15%. O mineral da ganga é principalmente o quartzo. Esse tipo apresenta coloração cinza escuro fosca, podendo apresentar intercalações de lâminas avermelhadas (hematita alterada). Usualmente, é friável, podendo apresentar-se também pulverulento. Está presente em praticamente todas as áreas de Alegria.
- (ii.) Itabirito Martítico-Especularítico (IME) – Caracteriza-se pela presença de martita e especularita, sendo a primeira a mais abundante. Normalmente a goethita está presente em porcentagens inferiores a 15% e a magnetita está sob a forma de traços. O mineral de ganga predominante é o quartzo, podendo conter quantidades pequenas de caolinita. Apresenta coloração variando de cinza a cinza azulada brilhante. É um tipo muito expressivo na área de Alegria 9, sendo, usualmente, friável.
- (iii.) Itabirito Especularítico-Martítico (IEM) – Caracteriza-se pela presença de especularita e martita, sendo a primeira a mais abundante. Normalmente, a goethita está presente em porcentagens inferiores a 15% e a magnetita está sob a forma de traços. O mineral de ganga predominante é o quartzo e, assim como o IME, pode apresentar quantidades pequenas de caolinita. Apresenta coloração cinza azulada brilhante e, a olho nu, diferencia-se do IME pelo brilho um pouco mais intenso, indicando a maior abundância da especularita, relativamente à martita. Está presente em praticamente todas as áreas, com exceção de Alegria 1/2/6, sendo, usualmente, friável.
- (iv.) Itabirito Especularítico-Goethítico (IEG) – É constituído de especularita e goethita. A martita apresenta-se em quantidade inferior a 15%. Em algumas amostras, foi constatada a presença significativa de magnetita (entre 15% e 40%). Apresenta quartzo como principal mineral de ganga. Apresenta

coloração cinza amarronzada um pouco brilhante. Está presente em Alegria 1/2/6 e é, usualmente, friável.

- (v.) Itabirito Martítico-Especularítico-Goethítico (IMEG) – Caracteriza-se pela presença de specularita, martita e goethita em quantidades semelhantes. O quartzo é o principal mineral de ganga. Sua coloração é cinza, um pouco amarronzada. É um tipo presente em Alegria 1/2/6 e Alegria 3/4/5, sendo, usualmente, friável, podendo localmente estar compacto.
- (vi.) Itabirito Especularítico (IE) – A specularita está presente em quantidades superiores a 75%. Os outros 25% são constituídos por martita e goethita. O principal mineral de ganga é o quartzo, podendo conter quantidades variáveis de caolinita. Sua coloração é azul brilhante e é, usualmente, pulverulento. É um tipo presente em Alegria 3/4/5, não sendo muito abundante.
- (vii.) Itabirito Anfibolítico (IA) – A goethita (pseudomorfa + botrioidal + terrosa) e a martita são os minerais essenciais dessa rocha e alternam-se na predominância. A specularita e a martita estão presentes em menor quantidade. O principal mineral de ganga é o quartzo. Pode apresentar-se friável ou compacta. É um tipo abundante nas três áreas e é reconhecido pela presença de anfibólios alterados a goethita. Sua coloração típica é castanha (ocre) acinzentada.
- (viii.) Itabirito Martítico-Goethítico (IMG) – Caracteriza-se pela presença de goethita e martita como minerais predominantes. A specularita e a magnetita estão presentes em quantidades inferiores a 15%. Sua coloração é castanha a castanha avermelhada e, normalmente, é friável. Está presente em todas as minas.
- (ix.) Itabirito Goethítico (IG) – Seu mineral mais abundante é a goethita (botrioidal e terrosa). É uma rocha pouco expressiva nas jazidas e apresenta coloração marrom. Está invariavelmente muito alterada, friável e muito argilosa (goethita). Normalmente, é estéril.

- (x.) Itabirito Magnético (IK) – Essa rocha está presente localmente (Alegria 3/4/5) e é pouco expressiva. Sua coloração é cinza e o mineral mais abundante é a magnetita.

3.3 – O processo da Samarco

A Samarco Mineração S.A. é pioneira no Brasil na concentração de itabirito por flotação. As atividades de lavra, beneficiamento, transporte, pelotização e embarque são realizadas de forma integrada entre a unidade de Germano, em Mariana, MG e a unidade de Ponta Ubu, em Anchieta, ES. Dessa forma o concentrado de minério de ferro produzido é transportado, em forma de polpa, por um mineroduto de 396 km de extensão, ligando as duas unidades.

O controle acionário da Samarco é exercido igualmente pela Vale e pela BHP-Billiton Brasil, que faz parte do grupo anglo-australiano BHP Billiton.

A figura 3.1 mostra o fluxograma geral da Samarco desde a mina, passando pela usina de britagem, pela usina de concentração, pelo mineroduto até chegar à usina de pelotização, compreendendo ainda o pátio de estocagem e o porto.

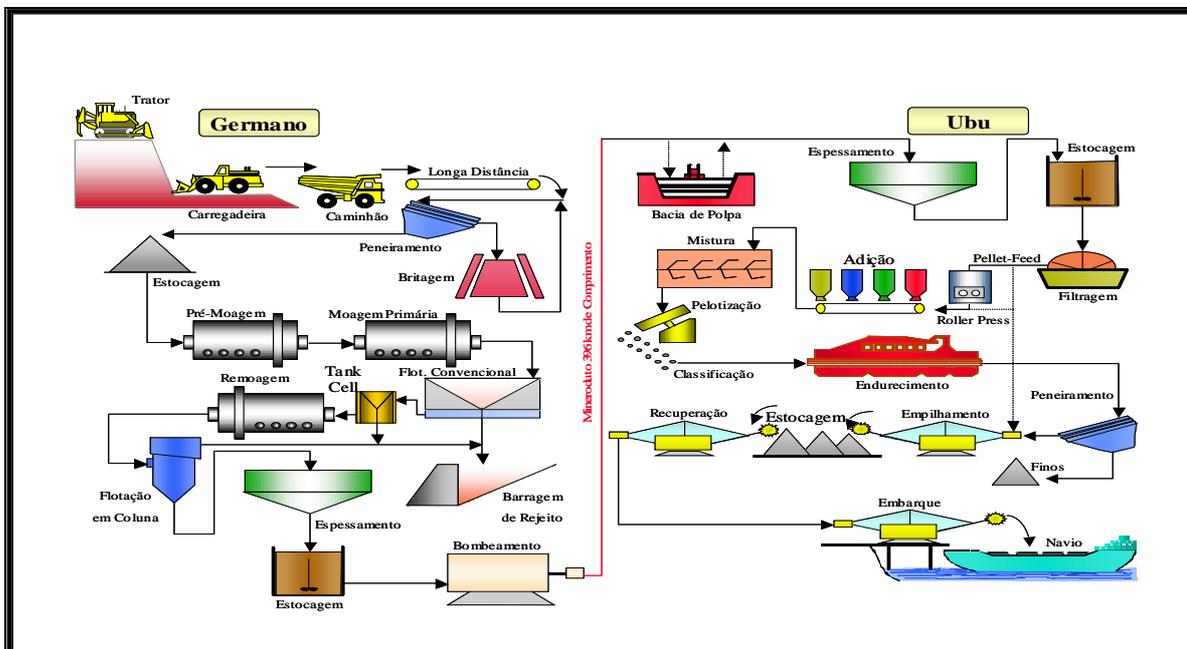


Figura 3.1 - - Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco.

O minério proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9 é conduzido, através de dois sistemas de correias transportadoras com 5,4 km e 1,9 km cada, até as instalações de britagem.

Na usina de britagem, o R.O.M. (*Run of Mine*) passa pela etapa de peneiramento primário que é composto por oito peneiras classificatórias, modelo SHDD 2,44m x 6,10m (8' x 20') duplo *deck*, sendo o 1º *deck* com malha de 30mm e o 2º com malha de 12,5mm. O *undersize* desta peneira segue para a pilha de alimentação da usina de concentração que é conhecida como pilha do *Tripper – Car*. O *oversize* do 1º e 2º *deck* se junta em uma pilha de regularização de onde são posteriormente retomados para abastecer as demais etapas de peneiramento e britagem.

O material que é retomado da pilha de regularização alimenta o peneiramento secundário que é composto por duas peneiras secundárias, sendo uma SHDD 2,44m x 6,10m (8' x 20') e a outra OSM 2,44m x 3,05m (8' x 10'); ambas de duplo *deck*. O primeiro *deck* dessas peneiras possui telas com 30mm de abertura e o segundo com 9,5mm .

O material retido no primeiro *deck* alimenta dois britadores primários Omnicone (cônicos) modelo 1560, fabricados pela Nordberg (hoje Metso). O produto dessa etapa de britagem retorna para a alimentação das peneiras secundárias.

O material retido no segundo *deck* alimenta três britadores secundários Barmac 9000C (impacto) fabricados pela Metso. O produto desses britadores alimenta o peneiramento terciário que é composto por duas peneiras OSM1 de 1,83m x 4,88m (6' x 16' – DD) fabricadas pela Omni, ambas de duplo *deck* sendo o 1º *deck* com malha de 16 mm e o 2º com malha de 9,5mm.

O material retido no primeiro e no segundo *deck* do peneiramento terciário retorna para a britagem secundária e o *undersize* do segundo *deck* se junta com o *undersize* do segundo *deck* do peneiramento secundário e segue para a pilha que alimenta a usina de concentração.

Todo o processo da usina de britagem está mostrado no fluxograma da figura 3.2.

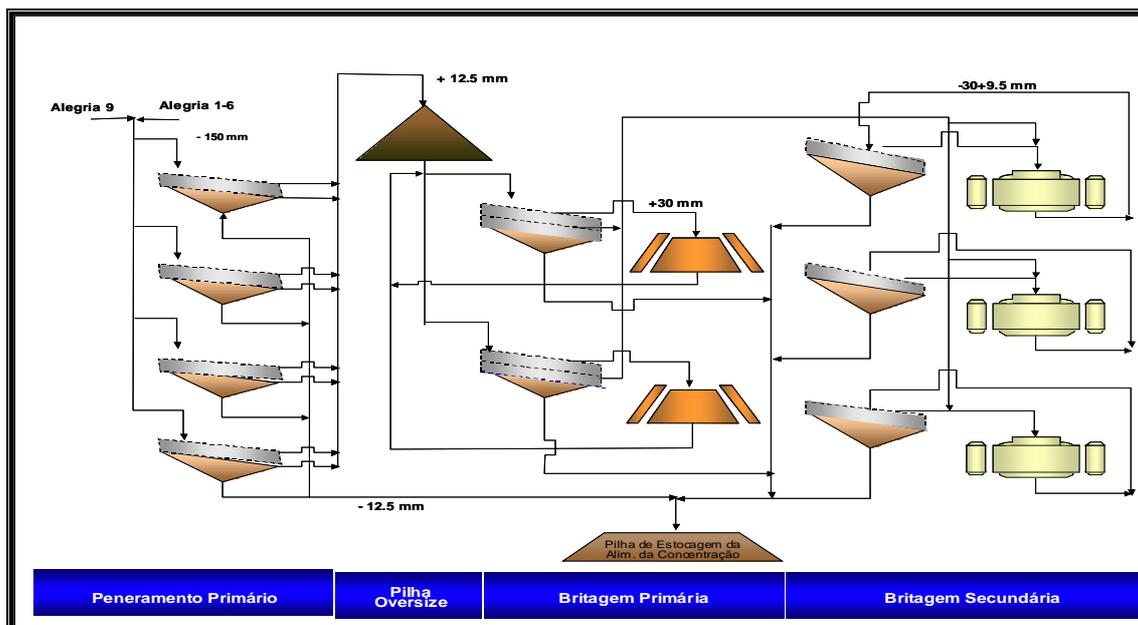


Figura 3.2 - Fluxograma da usina de britagem da Samarco.

O produto final da britagem constitui a alimentação do circuito da moagem pré-primária, etapa na qual se inicia o processo da usina de concentração. Esse minério é estocado em uma pilha com capacidade de até 20.000t, de onde é retomado por quatro alimentadores rotativos, sendo que cada par de alimentadores alimenta um moinho pré-primário.

Os moinhos pré-primários possuem as seguintes dimensões: 5,18m de diâmetro e 8,53m de comprimento (17' x 28'). A potência de cada moinho é 3.730kW.

Na alimentação dos moinhos pré-primários ocorre a primeira adição de água no processo de forma que os moinhos trabalhem com aproximadamente 78% de sólidos (p/p). O produto desses moinhos, que trabalham em circuito aberto, tem aproximadamente 30% retido em 150 μ m.

O produto dos moinhos pré-primários alimenta uma segunda etapa de moagem da usina de concentração, a moagem primária. Cada moinho pré-primário alimenta dois moinhos primários (um moinho por linha), que são moinhos de 4,27m de diâmetro por 5,18m de comprimento (14' x 17') e potência de 1.430kW.

Os moinhos primários operam em circuito fechado reverso e para tanto é utilizada uma bateria com 6 ciclones de 660,4mm (26") de diâmetro para cada moinho. O *overflow*

desses ciclones, chamados de ciclones primários, é o produto das duas primeiras etapas de moagem e tem entre 8 e 15% do material retido em 150 μ m.

O *overflow* dos ciclones primários passa então pela etapa de deslamagem, que é efetuada em três estágios de ciclonagem. O objetivo dessa etapa é retirar o material ultrafino, ou seja, menor que 10 μ m, que é prejudicial ao processo de flotação. Para maior eficiência desse processo é feito um ajuste no pH da polpa (para aproximadamente 9,0) através da adição de hidróxido de sódio o que leva a uma maior dispersão das partículas facilitando assim a classificação por tamanhos.

Na primeira etapa de deslamagem é utilizada uma bateria com oito ciclones de 381mm (15") de diâmetro por linha. O *underflow* desses ciclones alimenta o segundo estágio e o *overflow* alimenta o terceiro estágio.

Na segunda etapa de deslamagem é utilizada uma bateria com treze ciclones de 254mm (10") de diâmetro por linha. O *underflow* desses ciclones vai para os tanques condicionadores de alimentação da flotação convencional. O *overflow*, nesse caso, é lama e vai alimentar a planta de recuperação do ferro fino da lama.

Na terceira etapa de deslamagem são utilizadas quatro baterias com dezoito ciclones de 101,6mm (4") de diâmetro por linha. O *underflow* desses ciclones alimenta uma etapa de flotação em colunas. O *overflow* desses ciclones é lama e vai alimentar a planta de recuperação do ferro fino da lama, juntamente com o *overflow* do segundo estágio.

Na planta de recuperação do ferro fino da lama, a polpa passa por seis baterias de ciclones sendo que cada bateria possui sessenta ciclones de 101,6mm (4") de diâmetro. O *overflow* desses ciclones é lama final e vai alimentar os dois espessadores de lama. O *underflow* vai para um tanque condicionador, onde é adicionado amido, e então alimenta dois estágios de flotação em coluna (*rougher* e *cleaner*). Neste ponto é adicionada amina. O rejeito do primeiro estágio é rejeito final e o concentrado do segundo estágio alimenta os espessadores de concentrado.

Antes da alimentação dos espessadores de lama, adiciona-se hidróxido de cálcio hidratado (cal) para efetuar-se a coagulação dessa lama, que se encontra dispersa. Após a adição da cal, adiciona-se floculante para aumentar a taxa de sedimentação das partículas. A água recuperada no *overflow* desses espessadores é recolhida e

bombeada para o tanque de água de processo. O *underflow* é direcionado para a barragem de rejeitos.

O processo de flotação realizado na usina de concentração é catiônico reverso sendo realizado em dois diferentes circuitos: um para partículas finas e o outro para as partículas grossas.

As máquinas utilizadas nesses dois circuitos são células mecânicas da WEMCO, internamente denominadas células convencionais; células mecânicas da Outokumpu, denominadas “*Tank Cells*”, e colunas de flotação.

No circuito de grossos o material processado é o *underflow* do segundo estágio de deslamagem. Este material, que é direcionado inicialmente para os tanques de condicionamento da flotação convencional, recebe a adição do amido gelatinizado. Por transbordo este material alimenta um banco de células *rougher*. Neste ponto é adicionada amina.

O concentrado da etapa *rougher* alimenta um banco de células *cleaner* e o concentrado desta outra alimenta uma etapa *re-cleaner*. O rejeito das etapas *rougher* e *cleaner* alimenta a etapa *scavenger*. O concentrado da etapa *scavenger* se junta com o rejeito da etapa *re-cleaner* e retornam para a alimentação como carga circulante. O rejeito *scavenger* é o rejeito final da etapa de flotação convencional e o concentrado da etapa *re-cleaner* o concentrado final desta etapa.

O concentrado da flotação convencional é remoído em um circuito composto por três moinhos de 5,18 m de diâmetro por 10,36 m de comprimento (17' x 34') que operam em circuito aberto. O produto desta etapa de moagem alimenta um segundo estágio de flotação que é denominado internamente de “*Tank Cell*”.

Nesse estágio a flotação é realizada em três células tanque de 160 m³ cada. Essas células operam em um circuito composto por uma etapa *rougher*, uma etapa *cleaner* e uma etapa *scavenger*. O concentrado *rougher* alimenta a etapa *cleaner* e o concentrado da etapa *cleaner* é o concentrado final deste estágio de flotação. O rejeito *rougher* e o rejeito *cleaner* alimentam a etapa *scavenger* sendo que o concentrado desta etapa constitui a carga circulante do circuito e o rejeito é o rejeito final da flotação em “*Tank Cells*”.

No circuito de finos o material processado é o *underflow* do terceiro estágio de deslamagem que, assim como nas outras etapas de flotação, recebe a adição de amido e de amina.

A flotação desse material é realizada em uma etapa *rougher*, uma etapa *cleaner* e uma etapa *scavenger*. A etapa *rougher* é realizada em três colunas retangulares com dimensões de 3,0m x 6,0m e 13,6m de altura. O rejeito dessas colunas alimenta a etapa *scavenger* que é composta por outras duas colunas retangulares, com dimensões de 3m x 4m e 13,6m de altura. O rejeito destas colunas é o rejeito final da flotação em colunas e o concentrado se junta ao *underflow* dos ciclones da planta de recuperação de ferro fino. O concentrado da etapa *rougher* alimenta a etapa *cleaner* que é realizada em uma célula tanque de 160m³. O rejeito desta célula tanque se junta ao concentrado da flotação convencional e é direcionado para a alimentação dos *Tank Cells*. O concentrado se junta com o concentrado produzido no circuito de grossos (concentrado Tank Cell) e alimenta o último estágio de flotação que é realizado em quatro colunas circulares de 3,7m de diâmetro e 13,6m de altura.

O concentrado destas colunas é o concentrado Samarco que, após se juntar com o concentrado comprado pela Samarco junto à Vale, é remoído novamente em um circuito composto por três moinhos de 5,18m de diâmetro por 10,36m de comprimento (17' x 34') que operam em circuito fechado. Para fechar o circuito de cada um destes moinhos é utilizada uma bateria com dez ciclones de 254mm (10") de diâmetro.

O concentrado final (16.500.000 toneladas por ano, sendo 14.500.000 toneladas de concentrado Samarco e 2.000.000 de toneladas de concentrado adquiridas da Vale) é espessado em dois espessadores de 41m de diâmetro. Nesses espessadores são adicionados coagulante e floculante sintético na alimentação para aumentar a taxa de sedimentação das partículas. A polpa que alimenta os espessadores de concentrado está com uma concentração em peso de aproximadamente 45%, que é elevada para aproximadamente 72% no *underflow* e transferida para os tanques de estocagem do mineroduto.

A água recuperada no *overflow* dos espessadores de concentrado é também recolhida, assim como a água recuperada nos espessadores de lama, e bombeada para o tanque de água de processo.

O fluxograma descrito acima está representado na figura 3.3.

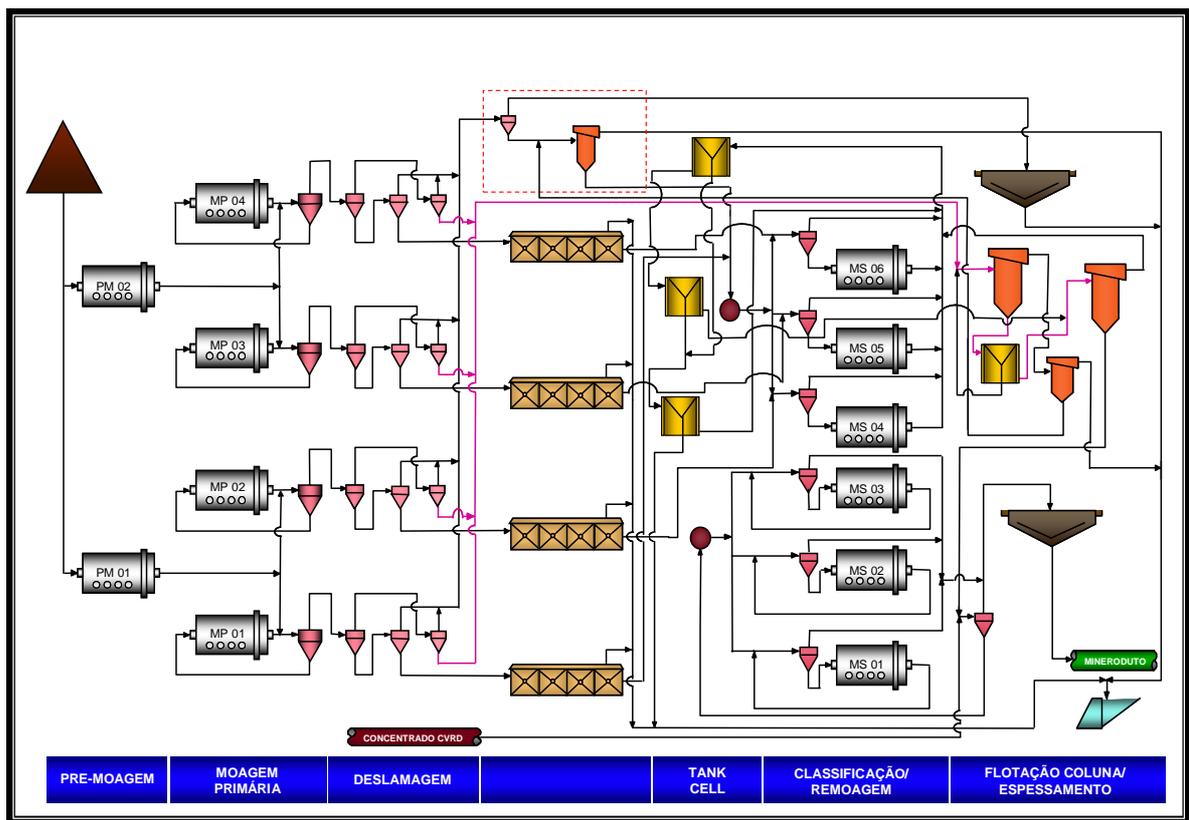


Figura 3.3 - Fluxograma da usina de concentração da Samarco.

A usina de concentração da Samarco trabalha em duas campanhas distintas, uma para a geração de pellet feed utilizado na produção de pelotas para os processos de redução direta (CLS) e a outra para a geração de pellet feed utilizado na produção de pelotas para os processos de alto forno (CNS). A tabela 3.1 mostra a característica do pellet feed produzido em cada uma dessas campanhas.

Tabela 3.2 – Características do concentrado produzido

Campanha	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	SE (cm ² /g)	+200#	-325#
CLS	67,0	1,06	0,30	0,043	2,30	1750	3,7	88,2
CNS	66,5	1,68	0,33	0,048	2,40	1750	3,7	88,2

Variações em qualquer uma destas características tem impacto direto nas qualidades físicas e químicas da pelota produzida.

No caso da % de sólidos do *underflow* dos espessadores de concentrado, pode-se dizer que este parâmetro impacta diretamente na capacidade de bombeamento do mineroduto (quanto maior a porcentagem de sólidos maior a capacidade de bombeamento).

3.3.1 – Implicações da presença de goethita e limonita no processamento da Samarco

Presença de limonita: além de ser geradora de lama, observa-se que há uma razoável tendência de um incremento percentual de limonita gerar um maior consumo de amido, provavelmente devido ao aumento da área superficial provocada pela maior presença de finos relacionados à limonita. Há também uma expressiva correlação ente a limonita alimentada na usina e a produção final, a qual cai de forma acentuada, com o incremento de limonita (Feitosa et al, 1993).

Presença de goethita: a goethita é um óxido de Fe hidratado que devido à sua quantidade relativa nos minérios ser bem superior à da limonita (que também é um óxido de Fe mais hidratado que a goethita) torna-se a principal responsável pela PPC do minério de Alegria (Feitosa et al, 1993).

Devido a essa hidratação, a cela unitária de goethita possui menos Fe que a da hematita (62,9% e 70%, respectivamente). Por isso, a presença de uma maior quantidade de goethita significará um concentrado mais pobre em conteúdo metálico, ao passo que a maior presença de especularitas implicará no contrário (Feitosa et al, 1993).

A goethita é forte responsável no aprisionamento de fósforo, da mesma forma que a limonita (Feitosa et al, 1993).

Quanto à influência das goethitas no consumo de reagentes, observou-se uma correlação positiva delas com o consumo de soda e o consumo de floculantes (Feitosa et al, 1993).

3.4 – Separação sólido-líquido

Em praticamente todos os processos de separação mineral ou concentração são utilizadas grandes quantidades de água. Ao final desses processos a remoção total ou parcial da água, de um ou mais produtos, é geralmente necessária para que este possa ser utilizado/comercializado, processado em uma etapa subsequente ou simplesmente para que se possa recuperar parte da água devido à sua baixa disponibilidade e/ou à legislação ambiental vigente.

Os métodos de desaguamento mais utilizados podem ser classificados em três grupos:

- sedimentação;
- filtração;
- secagem térmica.

Quando uma polpa diluída é deixada sob a ação da gravidade gerando um fluido clarificado e uma polpa com a concentração de sólidos elevada, o processo é chamado de sedimentação ou espessamento. A sedimentação é o método mais eficiente quando existe uma grande diferença de densidade entre o líquido e o sólido, o que geralmente ocorre quando se trata de processamento mineral.

Na indústria mineral geralmente a separação sólido-líquido é feita através de uma combinação de todos os métodos citados anteriormente. A maior parte da água é removida através da sedimentação ou espessamento e produz uma polpa espessada com uma concentração de sólidos em massa entre 55 e 65%, podendo alcançar 80%. A filtração geralmente produz uma torta com umidade que varia entre 10 e 20% e a secagem térmica tem um produto final com cerca de 5% de umidade (Wills, 1997).

A taxa de sedimentação das partículas em um fluido é governada pelas Leis de Stokes ou Newton, dependendo do tamanho da partícula. Para partículas de até aproximadamente 50 μ m a Lei de Stokes é válida e para partículas de diâmetro superior a aproximadamente 0,5cm a sedimentação pode ser explicada pela Lei de Newton. A faixa intermediária a esses dois valores não se ajusta a nenhum dos dois modelos existentes (Wills, 1997).

Considerando que o fluido utilizado para a sedimentação é sempre o mesmo, a Lei de Stokes pode ser simplificada para:

$$v = k_1 * d^2 * (D_s - D_f) \quad (\text{equação 1})$$

e a Lei de Newton pode ser simplificada para:

$$v = k_2 * [d * (D_s - D_f)]^{1/2} \quad (\text{equação 2})$$

Onde k_1 e k_2 são constantes e $(D_s - D_f)$ é conhecido como densidade efetiva de uma partícula com densidade D_s e um fluido com densidade D_f .

Ambas as leis mostram que a velocidade terminal de uma partícula em um fluido em particular é função somente do tamanho e da densidade da partícula. Com isso pode-se dizer que:

- se duas partículas têm a mesma densidade, então a partícula de maior diâmetro terá uma velocidade terminal maior;
- se duas partículas têm o mesmo diâmetro, então a partícula mais densa terá uma velocidade terminal maior (Taggart, 1945).

Partículas muito finas, com diâmetro de alguns micrometros, sedimentam, quando sozinhas, muito lentamente. Para realizar essa tarefa pode ser necessária a utilização de uma força centrífuga. Como alternativa à utilização dessa força centrífuga, pode-se agregar essas partículas formando grãos maiores, chamados flocos, que sedimentam mais rapidamente (Wills, 1997).

3.4.1 – Agregação

Há uma tendência cada vez mais acentuada de que os minérios a explorar sejam de teores mais baixos e requeiram moagem mais fina para que ocorra liberação dos minerais de interesse. Em função disso o comportamento de partículas coloidais é de fundamental importância nos processos utilizados na indústria mineral (Adamson, 1981; Hunter e Pearce, 1982; Pearce, 1984).

Coagulação e floculação são estágios fundamentais em muitos processos de separação sólido-líquido, uma vez que muitas das partículas em suspensão são muito pequenas para sedimentarem sozinhas e de forma eficiente em um processo contínuo. A agregação dessas partículas em partículas maiores e que sedimentam mais facilmente é necessária para processos de separação por sedimentação, flotação ou processo de filtração. Isto envolve a desestabilização das partículas, geralmente pela adição de sais metálicos e polímeros, seguida pela colisão das mesmas.

As energias de interação normalmente consideradas influentes na agregação e dispersão de minerais coloidais são originárias das seguintes forças (Healy, 1978; Lyklema, 1989):

- forças de van der Waals;
- forças entre as duplas camadas elétricas

As forças de van der Waals para duas partículas de mesma natureza, em água ou outro solvente, são sempre atrativas. Elas dependem da natureza da partícula, do solvente e da distância entre as partículas, mas não dependem da carga das partículas, do valor do pH do meio e nem significativamente da concentração de eletrólito da solução (Lyklema, 1989).

O efeito resultante da interação entre as duplas camadas elétricas de partículas com cargas superficiais idênticas é a repulsão, e esta depende da distância entre as partículas, da magnitude da carga ou potencial de superfície e, em muitos casos, do valor do pH do solvente. As interações elétricas também são sensíveis à natureza e à concentração do eletrólito, mas, a uma dada carga superficial, independem da natureza da partícula (Lyklema, 1989).

3.4.1.1 – Coagulação e floculação

A coagulação ocorre quando partículas extremamente finas aderem diretamente uma à outra. Todas as partículas exercem uma atração mútua devido às forças de London-van der Waals, sendo que essas forças são efetivas somente a distâncias muito pequenas. Normalmente, a adesão entre partículas pela ação dessas forças é evitada devido à presença de uma atmosfera carregada eletricamente ao redor de cada partícula, o que gera forças de repulsão quando as partículas se aproximam uma da outra. Há então um balanço entre as forças de atração e as forças de repulsão elétrica na interface sólido – líquido, conforme ilustrado na figura 3.4.

Em um dado sistema as cargas elétricas na superfície possuem o mesmo sinal. Em suspensões aquosas de pH maior ou igual a 4 essa carga é geralmente negativa. As superfícies carregadas positivamente ocorrem principalmente em soluções altamente ácidas.

As forças de repulsão não somente evitam a coagulação das partículas como também retardam sua sedimentação mantendo-as em constante movimento. Esse efeito fica mais evidente em partículas menores.

Os coagulantes são eletrólitos que têm carga oposta à carga das partículas e que causam a neutralização das cargas quando dispersos em um sistema. Sem a repulsão entre as partículas elas entram em contato uma com as outras e se aderem como

resultado das forças moleculares. Os coagulantes mais utilizados são os sais inorgânicos (frequentemente carregados positivamente e com cátions altamente carregados), a cal, o ácido sulfúrico e o CO_2 .

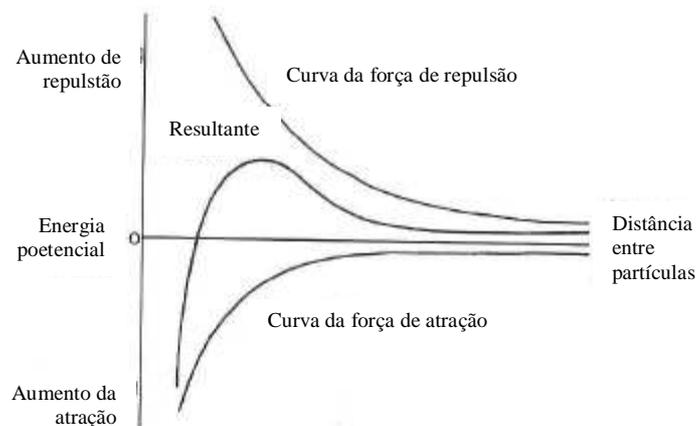


Figura 3.4 – Curva de energia de interação em função da distância de aproximação mútua de duas partículas.

A coagulação ocorre de forma mais pronunciada quando as partículas têm carga zero em relação ao meio, e isto acontece quando o potencial zeta é zero. A natureza do potencial zeta pode ser vista na figura 3.5, que mostra o modelo da dupla camada elétrica na superfície da partícula.

A superfície mostrada tem carga negativa o que atrai os íons positivos da solução. Estes íons formam uma camada na superfície da partícula que é conhecida como *Plano de Stern* e também uma *camada difusa* onde a concentração dos íons positivos decai à medida que se afasta da partícula. A uma determinada distância da superfície as cargas da solução voltam a entrar em equilíbrio. Estas camadas de íons, próximas da superfície da partícula, constituem a dupla camada elétrica.

A floculação envolve a formação de um agregado mais “aberto” do que os resultantes da coagulação. O processo ocorre através da ação de moléculas de reagente que formam uma espécie de ponte entre partículas em suspensão. Os reagentes utilizados para formar as “pontes” são polímeros de cadeia longa que no passado eram naturais (amido, cola, gelatina e goma de guar) e atualmente são sintéticos.

Os reagentes sintéticos são baseados na repetição de unidades de ácido acrílico e seus derivados. Eles estão disponíveis em uma ampla faixa de peso molecular. Os

reagentes contendo grupos ionizáveis são conhecidos como *polieletrólitos*. A maioria destes reagentes tem caráter aniônico, porém também podem apresentar-se na forma não-iônica e catiônica.

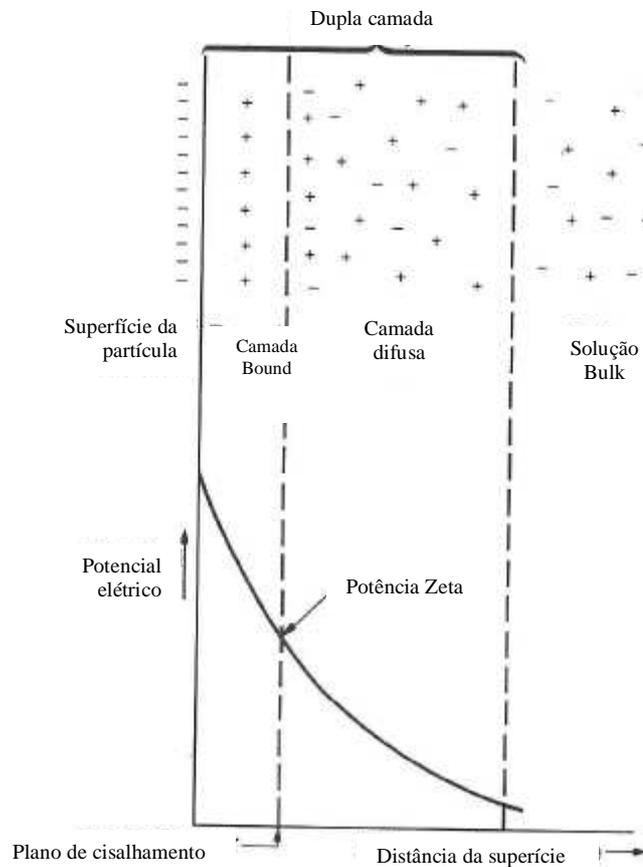


Figura 3.5 – A dupla camada elétrica.

As poliacrilamidas, que variam amplamente em peso molecular e densidade de carga, são largamente utilizadas como floculantes. A densidade da carga se refere à porcentagem do segmento do monômero acrílico que carrega a carga. A figura 3.6 ilustra a ação de um polieletrólito aniônico.

Os fatores que influenciam o grau de floculação são:

- a eficiência ou força de adsorção do polímero na superfície da partícula;
- o grau de agitação durante a floculação;
- o grau de agitação depois da floculação (isto pode resultar na quebra dos flocos).

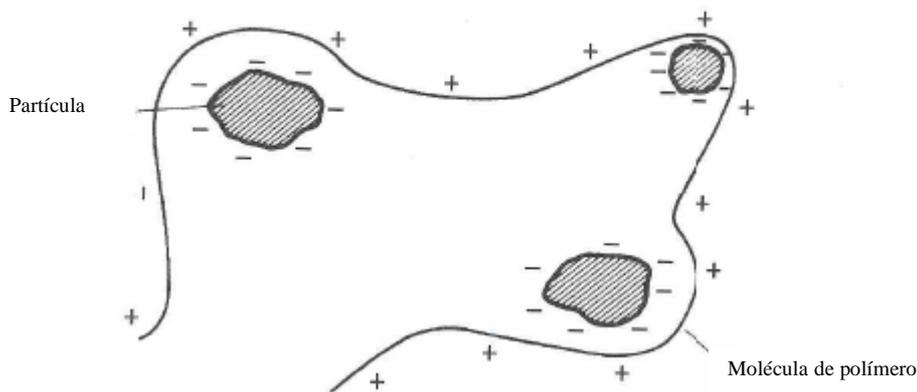


Figura 3.6 – Ação de um polieletrólito aniônico.

A taxa de sedimentação e a turbidez são medidas indiretas que fornecem um caminho para a determinação da performance de um processo de floculação, e são governadas principalmente pela distribuição do tamanho dos flocos. A distribuição do tamanho dos flocos pode geralmente ser controlada pela seleção e uso apropriado de floculantes (Hogg, 2000). Para uma floculação bem sucedida, alguns parâmetros da suspensão como, por exemplo, o pH, a ionicidade, a temperatura, o tipo de floculante e suas características (peso molecular, densidade de carga e estrutura molecular) são importantes (Werneke, 1979; Atesok, 1988; Hogg, 2000; Yasar, 2001). Desta forma, para que ocorra uma floculação apropriada o tipo de polímero e algumas características da suspensão precisam ser otimizadas.

A escolha do polímero ideal para um dado processo é mais uma arte do que uma ciência, pois existe uma ampla faixa de polímeros disponíveis cujas características detalhadas não são informadas pelos fabricantes (Yong, 1995).

O procedimento mais utilizado para a identificação do tipo de polímero mais adequado para um dado processo é descrito abaixo:

- A amostra da polpa a ser investigada é colocada em cilindros graduados, por exemplo, em provetas. Uma quantidade dos polímeros a serem estudados é adicionada na superfície da suspensão. A polpa é então agitada por algumas vezes para que haja a homogeneização do reagente. O cilindro é deixado em repouso. Medidas do deslocamento da interface polpa/água clarificada são realizadas ao longo do tempo. Os polímeros que apresentarem maiores velocidades de sedimentação e melhor clarificação do sobrenadante são

posteriormente estudados de forma mais detalhada para otimizar a dosagem (Yong, 1985).

Como a separação sólido líquido tem sido objeto de maior atenção na literatura técnica recente, artigos abordando tanto o uso de reagentes tanto quanto desenvolvimento em reagentes tornaram-se menos escassos.

Addai-Mensah e Ralston (2008) estudaram a influência de coagulantes, tipos de estrutura de floculantes poliméricos e modo de adição no desempenho da floculação no comportamento no desaguamento de rejeito contendo caulinita, quartzo, goethita/hematita, gibbsita. Homopolímeros não iônicos de alto peso molecular, da família das poli(acrilamidas), e copolímeros aniônicos (acrilatos) e catiônicos (acrilatos quaternários) foram usados na floculação ortocinética (flocos criados pela diferença de velocidade dentro do líquido, sendo as partículas $> 1\mu\text{m}$; em oposição à floculação pericínética, causada pelo movimento browniano, sendo as partículas $< 1\mu\text{m}$) de dispersões aquosas estáveis de partículas negativamente carregadas. Demonstrou-se que a seleção adequada do tipo de estrutura e do modo de adição dos polímeros pode levar a efeitos sinérgicos entre certos floculantes catiônicos e aniônicos, melhorando significativamente o desaguamento de rejeitos minerais heterogêneos.

Outra abordagem voltada a reagentes (Franks et al., 2008) considera o uso de um único reagente com funções múltiplas visando reduzir o número de espécies químicas no sistema e tornar mais eficiente a flotação e o desaguamento. Dependendo da condição de estímulo, a superfície das partículas pode ser tornada hidrofílica ou hidrofóbica. Partículas hidrofílicas tornam-se dispersas. Partículas hidrofóbicas tendem a se agregar e também a se ligar a bolhas de ar. O polímero sensível à temperatura usado foi poli N-isopropil acrilamida (PNIPAM). A temperatura crítica de transição é 32°C , agregação hidrofóbica ocorrendo acima dessa temperatura, consolidação do sedimento com liberação de água ocorrendo em temperaturas inferiores.

Propriedades estruturais do polímero como funcionabilidade, densidade de carga, arquitetura e peso molecular, conformação e cobertura superficial da camada adsorvida afetam o desaguamento (Mpfu et al., 2003a&b & 2004; Hogg, 1984; Gregory, 1976 & 1989; McFarlene et al. 2005; McFarlene et al. 2008); Addai-Mensah, 2007; Besra et al., 2004; Tjipangandjara e Somasundaram, 1991).

McGuire et al. (2006) verificaram que um copolímero do tipo poliacrilamida anionicamente substituída (carboxilato) é mais eficiente que o copolímero catiônico amino substituído no desaguamento de dispersões de partículas de óxido de ferro negativamente carregadas.

A modificação da química da polpa de dispersões de óxidos de ferro por efeito do pH e da adição de NH_4Cl afeta o potencial eletrocinético e a reologia de dispersão. A taxa de desaguamento é aumentada pela adição de NH_4Cl e pelo ajuste do pH para valores próximos ao do ponto isoelétrico (Addai-Mensh e Ralston, 2004).

No que tange a equipamentos para desaguamento, Eraydin et al. (2008) descrevem uma centrífuga hiperbárica piloto desenvolvida na Virginia Tech University. O processo combina o uso de força centrífuga com pressão de ar, melhora a cinética de desaguamento e reduz a umidade do produto. Essa unidade piloto foi testada em caulim e carvão e levou a redução de umidade de 40% a 60% de umidade.

3.4.2 – Espessamento

A sedimentação gravítica ou espessamento é o método mais amplamente utilizado para o desaguamento na indústria mineral. É um método relativamente barato, com altas capacidades e que envolve baixas forças de cisalhamento, o que favorece na floculação/coagulação das partículas finas.

O espessamento é usado para aumentar a concentração da suspensão através da sedimentação e também para formar uma fase líquida clarificada. Os espessadores podem ser unidades de operação contínua ou por bateladas, e consistem basicamente de um tanque de grande profundidade pelo qual o líquido clarificado é retirado pela parte superior e o sólido sedimentado pela parte inferior (Suttill, 1991).

As duas principais funções dos espessadores são a produção de um *overflow* clarificado e de um *underflow* espessado dentro da concentração requerida.

A concentração de sólidos em um espessador varia do *overflow* clarificado até o *underflow* espessado e apesar da variação de concentração ser contínua, as concentrações nas várias profundidades podem ser agrupadas em quatro regiões, conforme mostrado na figura 3.7.

Quando materiais sedimentam e existe a formação de uma interface bem definida entre o líquido clarificado e a suspensão, como é o caso de muitas polpas minerais floculadas, a capacidade de manuseio de sólidos determina a área superficial do espessador.

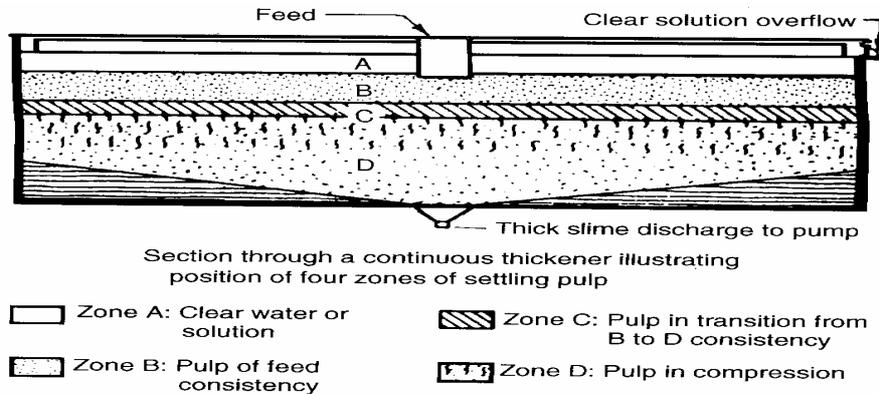


Figura 3.7 – Regiões de diferentes concentrações de sólido em um espessador.

3.4.2.1 – Testes de sedimentação

Na indústria mineral testes de sedimentação em bancada ou ensaios descontínuos de sedimentação são amplamente utilizados. Dentre os principais objetivos destes testes pode-se destacar:

- avaliação de diferentes tipos de reagentes;
- verificação do comportamento de diferentes tipos de minérios;
- dimensionamento de espessadores (Coe e Clevenger, 1916).

O teste consiste basicamente da utilização de uma proveta graduada preenchida com uma polpa mineral. A polpa é agitada e os reagentes a serem utilizados são adicionados e homogeneizados com a ajuda de um *plunger*. A polpa é então deixada em repouso e as partículas sólidas começam a sedimentar. A figura 3.8 mostra alguns estágios de um teste de sedimentação em bancada. Inicialmente existe somente uma fase, o que começa a mudar quando a polpa é deixada em repouso. A fase de líquido clarificado vai aumentando até que ao final do teste só existam duas fases: uma do sobrenadante clarificado e a outra do sólido sedimentado compactado.

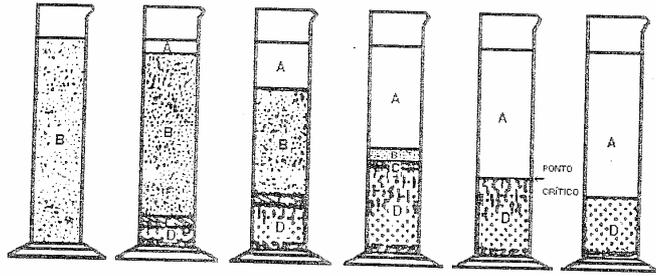


Figura 3.8 – Etapas de um teste de sedimentação.

Observa-se neste teste o deslocamento da partícula ao longo do tempo (velocidade de sedimentação), a turbidez do sobrenadante e a compressão das partículas sedimentadas.

Segundo Masini (1995), a proveta utilizada no teste de sedimentação pode ser tanto de 1000 como de 2000 mL.

A figura 3.9 mostra uma curva de sedimentação das partículas minerais em um teste realizado na Samarco Mineração S.A.

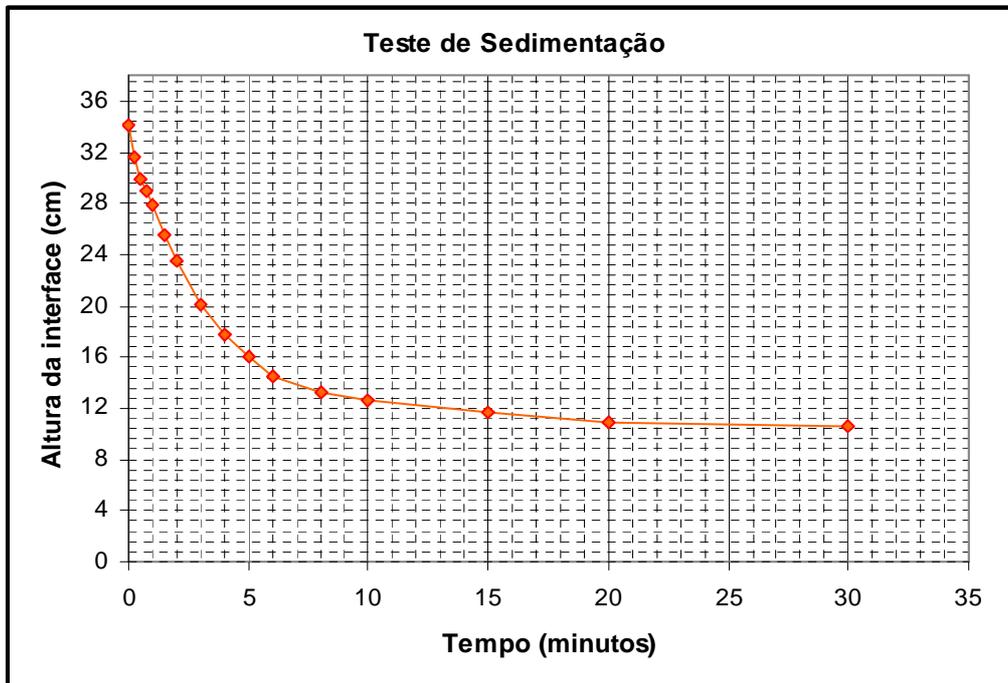


Figura 3.9 – Teste de sedimentação de concentrado de minério de ferro realizado na Samarco Mineração S.A.

CAPÍTULO 4 – MATERIAIS E MÉTODOS EXPERIMENTAIS

Para realização dos testes foi necessária inicialmente a produção de concentrados de minério de ferro dentro das especificações de teor de sílica e de granulometria da Samarco, com porcentagens de perda por calcinação de 1,5%, 2,5% e 3,5%, aproximadamente. As demais características químicas do concentrado ficaram, quando possível, em faixas semelhantes.

O teor de sílica do concentrado ficou entre 1,0 e 2,0% e a porcentagem passante em 0,044mm entre 87,0% e 89,0%.

4.1- Composição e preparação das amostras

As amostras de concentrado de minério de ferro foram produzidas em laboratório partindo-se de minérios que já foram caracterizados tecnologicamente pela equipe de geólogos da Samarco através da análise de amostras de furo de sondagem ou de frentes de lavra.

O procedimento que foi utilizado para geração das amostras de concentrado de minério de ferro foi composto por duas etapas. A primeira teve como objetivo produzir um concentrado com teor de sílica entre 1,0% e 2,0% e, na segunda, removeu-se o concentrado produzido para que a porcentagem passante em 0,044mm ficasse entre 87,0% e 89,0%.

A produção do concentrado seguiu a metodologia que é utilizada na Samarco para a caracterização de testemunhos de sondagem. Esta metodologia é composta pelas seguintes etapas:

1. Moagem – os ensaios são realizados em moinhos de 8' x 12' (203mm x 305mm), por um período pré-determinado de tempo. O tempo de moagem é calculado para que o produto da moagem tenha 10% retido em 0,150mm. Este cálculo é feito após a realização de dois ensaios de moagem, em diferentes tempos. Isto possibilita a criação de uma curva da porcentagem retida em 0,150mm em função do tempo de moagem.
2. Deslamagem - os ensaios de deslamagem são realizados em cubas de 5.000mL onde a polpa tem inicialmente o seu volume ajustado para 4.000mL. Em seguida, a polpa, sob agitação, tem o pH ajustado para 10,5 através da adição de NaOH em uma concentração 3% p/v . Após o ajuste de pH a polpa é

deixada em repouso por 5 minutos sendo a água e as partículas em suspensão removidas por sifonamento. Este procedimento é repetido por três vezes. O objetivo desta etapa é remover as partículas menores que 0,010mm.

3. Flotação – Os testes de flotação em bancada são realizados em célula Wemco de 2.400mL, com rotação de 1.300rpm. O depressor dos minerais de ferro é o amido de milho gelatinizado com soda cáustica (NaOH) na proporção 5:1. A solução de depressor é preparada na concentração de 1%p/v e a solução de soda é preparada a 3% p/v. O coletor da ganga é a etermonoamina (Flotigam EDA-3, fornecida pela Clariant) e a eterdiamina (Flotigam 2835-2, também fornecida pela Clariant) misturadas na proporção 1:1. A solução de coletor é preparada na concentração de 1%p/v. Em todos os testes é utilizada água destilada.

O procedimento adotado nos ensaios de flotação é o seguinte: adiciona-se na cuba de flotação a massa de amostra correspondente ao percentual de sólidos desejado para um volume final de 2.400mL de polpa, acrescentando-se 1.500mL de água. Agita-se a polpa, adicionando-se na sequência um volume da solução de amido correspondente à dosagem desejada, e condiciona-se por 5 minutos. Na sequência, adicionam-se mais 600mL de água, obtendo-se um volume de 2.400mL. Ajusta-se o pH com a solução de soda. Acrescenta-se o volume de solução de amina correspondente à dosagem do ensaio e condiciona-se por 1 minuto. Abre-se o ar da célula e inicia-se a flotação, removendo-se mecanicamente, com espátulas, a espuma da cuba, durante 3 minutos.

O objetivo deste teste foi a obtenção de um concentrado com teor de sílica entre 1,0% e 2,0%, mesmo que para isso fosse necessária a realização de algumas etapas *cleaner*.

A etapa de remoagem utilizou uma metodologia de previsão de consumo específico de energia na (re)moagem de concentrados de minérios de ferro em moinhos de bolas (Donda, 2003) para determinar o tempo de moagem para que cerca de 12% da massa das partículas fique retida em 0,044mm. Os moinhos utilizados foram de 25,4cm x 25,4cm (10" x 10").

A figura 4.1 mostra todo o fluxograma que foi utilizado para a geração do concentrado destinado aos testes de sedimentação.

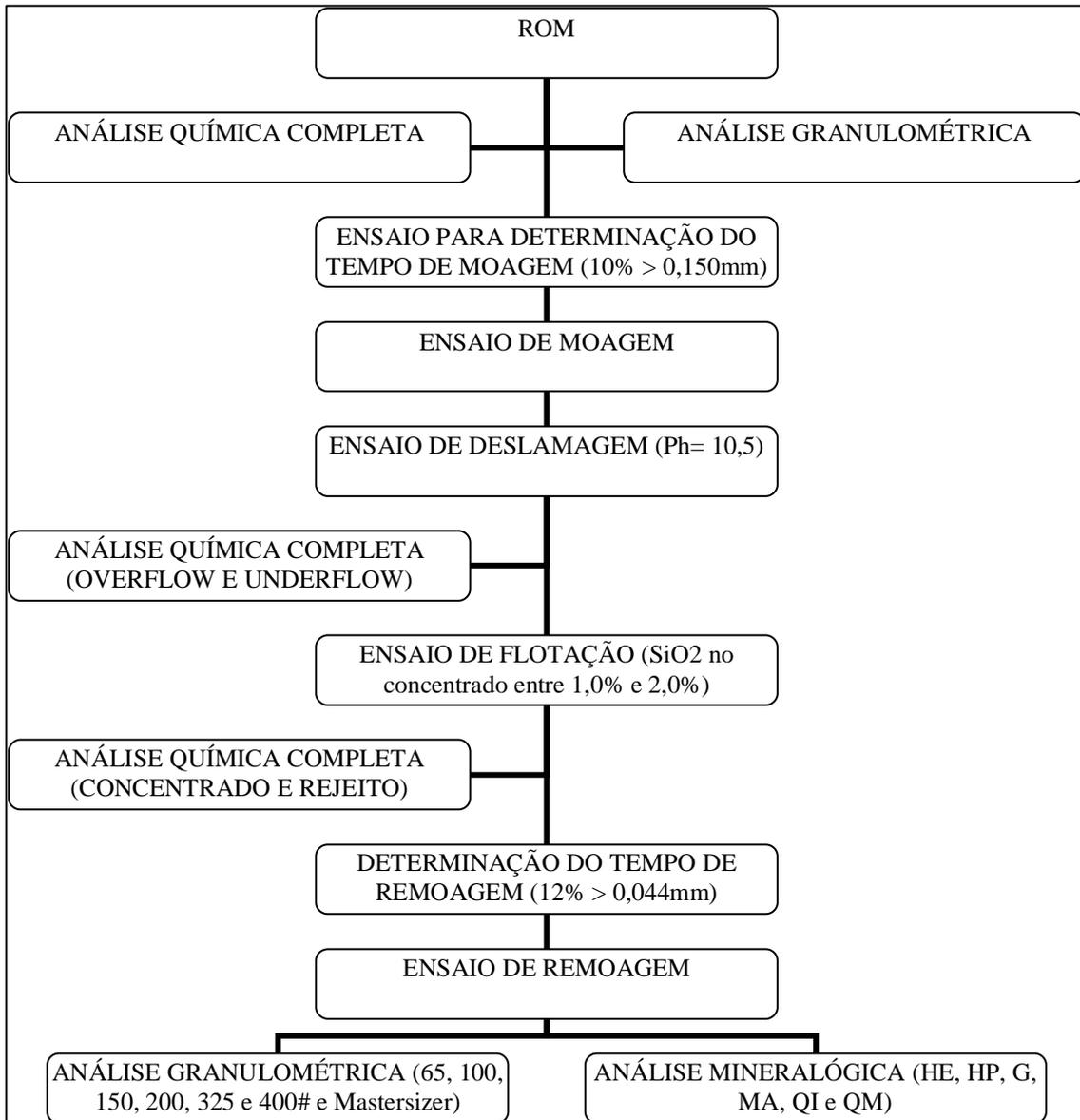


Figura 4.1 – Fluxograma para geração de concentrado.

4.2- Ensaios de sedimentação

Os testes foram feitos conforme descrito no item 3.4.2.1 da revisão bibliográfica e os tempos de leitura da interface polpa/minério foram 15s, 30s, 45s, 1min, 2min, 3min, 4min, 5min, 6min, 8min, 10min, 15min, 20min e 30min.

A proveta utilizada nos testes foi uma proveta de 1.000mL e a porcentagem de sólidos da polpa foi de 40%.

A água que foi utilizada na composição da polpa foi a mesma para todos os testes e foi proveniente do concentrado de minério de ferro da Samarco, coletado

anteriormente à adição de reagentes de espessamento. Este concentrado foi filtrado e a água armazenada.

Os ensaios de sedimentação foram realizados em duas etapas. A primeira etapa foi destinada a verificar a influência do percentual de ppc na sedimentação do concentrado, na clarificação do sobrenadante e na compactação. A segunda etapa teve como objetivo estudar alternativas para melhorar as características da sedimentação e do sedimentado em cada uma das faixas de ppc.

A tabela 4.1 mostra a planilha utilizada nos testes de sedimentação da Samarco. A planilha mostra os reagentes e dosagens utilizadas, o pH da polpa no momento do teste, a leitura da altura da interface minério-água nos diversos intervalos de tempo, a velocidade de sedimentação, a qualidade visual do sobrenadante, a porcentagem de sólidos no sedimentado etc.

Tabela 4.1 – Modelo da planilha detalhada com as informações dos testes de sedimentação

Número do teste	B		Escala	36,13	
DESCRIÇÃO	Variáveis		Tempo de sedimentação	Leitura (ml)	Leitura (cm)
800 ml	28,9		0	1000	36,13
Escala da proveta	800		0,25	940	33,96
Massa da proveta			0,5	890	32,15
Massa da proveta + polpa			0,75	840	30,35
Massa da polpa	1482,8		1	790	28,54
Massa de sólidos secos	593,1		1,5	700	25,29
% de sólidos	40,00		2	620	22,40
Volume de polpa	1010		3	510	18,42
Massa de água	889,7		4	460	16,62
Peso específico de sólidos			5	440	15,90
pH-inicial	9,00		6	420	15,17
densidade da polpa	1,468		8	390	14,09
Tipo de agitação	Plunger		10	380	13,73
Número de agitações	8		15	370	13,37
Reagente A	Flonex 7045		20	360	13,01
Reagente B	Flonex 9001		30	350	12,64
Concentração do Reagente	A	B	Veloc. de sedimentação (cm/min)		6,86
	0,10	0,015			
Dosagem -Reagente (ml)	5,9	19,8			
Consumo real Reagente (g/t)	10,0	5,0			
Clarificação da água	Ruim				
Volume final do sedimento	350				
Turbidez					
% de sólidos do sedimento	72,09				
Sólidos em suspensão (ppm)					

Os passos que foram utilizados em cada uma das etapas do estudo estão descritos nos itens 4.2.1 e 4.2.2.

4.2.1 – Testes de sedimentação para avaliar a influência do percentual de ppc/goethita

Os testes de sedimentação foram conduzidos com as três amostras geradas: 1,53%, 2,65% e 3,73% de ppc. Todos os testes foram realizados em triplicata buscando aumentar a confiabilidade dos resultados e as dosagens de floculante e de coagulante foram fixas (5 e 10 g/t, respectivamente).

Os reagentes que foram utilizados nos testes de sedimentação foram os mesmos utilizados atualmente na usina de concentração da Samarco, que são:

- Coagulante – Flonex 7045® (poliamina quaternária fornecido atualmente pela Floerger)
- Floculante – Flonex 9031® (poliacrilamida não iônica de alto peso molecular também fornecido pela Floerger)

A velocidade de sedimentação, a % de sólidos no sedimentado e a turbidez do sobrenadante foram medidas em cada um dos testes. A velocidade de sedimentação e a porcentagem de sólidos no sedimentado são apresentadas conforme modelo apresentado na tabela 4.1 e a turbidez em laudo fornecido pela empresa responsável pelo tratamento de água dentro das instalações da Samarco na unidade de Germano.

4.2.2 – Testes de sedimentação para determinar a melhor alternativa de floculante para cada faixa de ppc

Foram feitos testes em triplicata para identificar qual o floculante apresenta melhor comportamento em cada uma das faixas de ppc. Estes testes foram conduzidos conforme já mencionado anteriormente sendo que os tempos de leitura da interface polpa/minério foram 15s, 30s, 45s, 1min, 2min, 3min, 4min e 5min.

Nestes testes o coagulante utilizado foi fixo e os floculante variaram em função de tipo de carga, intensidade da carga e peso molecular. As dosagens de floculante e coagulante foram fixadas em 5g/t e 10g/t de concentrado, respectivamente. Estas dosagens foram baseadas nas dosagens máximas utilizadas atualmente na Samarco de forma a tentar garantir uma ação eficaz do reagente.

Medidas de velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante foram realizadas para comparar os reagentes. A porcentagem de sólidos no sedimentado não foi considerada nesta fase do estudo, pois o número de testes foi muito grande e o tempo necessário para esta mediação seria de no mínimo 30 minutos, o que inviabilizaria testar em triplicata o número de reagentes estudados.

Os reagentes utilizados nesta etapa foram os seguintes:

- Coagulante – Flonex 7045 ® (poliamina quaternária, fornecido pela Floerger)
- Coagulantes
 - Flonex 9001 ® (poliacrilamida aniônica de alto peso molecular e média intensidade de carga, fornecido pela Floerger)
 - Flonex 9031 ® (poliacrilamida não iônica de alto peso molecular, fornecido pela Floerger)
 - Magnafloc 10 ® (poliacrilamida aniônica de alto peso molecular e intensidade de carga fraca, fornecido pela CIBA)
 - Magnafloc 139 ® (poliacrilamida aniônica de baixo peso molecular e intensidade de carga fraca, fornecido pela CIBA)
 - Magnafloc 333 ® (poliacrilamida não iônica de alto peso molecular e sem carga, fornecido pela CIBA)
 - Magnafloc 919 ® (poliacrilamida aniônica de altíssimo peso molecular e forte intensidade de carga, fornecido pela CIBA)
 - Magnafloc 1011 ® (poliacrilamida aniônica de alto peso molecular e média intensidade de carga, fornecido pela CIBA)
 - Zetag 7652 ® (poliacrilamida catiônica de altíssimo peso molecular e média intensidade de carga, fornecido pela CIBA)

CAPÍTULO 5 – RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os concentrados produzidos em laboratório atenderam todas as exigências pré-determinadas. O ppc das amostras ficou próximo às faixas desejadas de 1,5%, 2,5% e 3,5%, a granulometria ficou dentro do limite de 87,0% a 89,0% passante em 0,044mm e a sílica do concentrado entre 1,0% e 2,0%, conforme pode ser visto nas tabelas 5.1, 5.2 e 5.3. Em função disto foi possível verificar o efeito do percentual de ppc sem que houvesse grandes influências de outras qualidades físicas e químicas das amostras.

Tabela 5.1 – Análise granulométrica do concentrado remoído com 1,5% de PPC

Peneiramento		Amostra 1.5 A				Amostra 1.5 B			
Malha Tyler	Abertura Micrometros	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acumul.	% Pas-sante	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acumul.	% Pas-sante
20	840		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
28	600		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
35	420		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
48	297		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00
65	210	0,13	0,13	0,13	99,87	0,01	0,01	0,01	99,99
100	149	0,03	0,03	0,16	99,84	0,02	0,02	0,03	99,97
150	105	0,05	0,05	0,21	99,79	0,04	0,04	0,07	99,93
200	74	0,73	0,73	0,94	99,06	0,66	0,66	0,73	99,27
270	53	1,02	1,02	1,96	98,04	1,83	1,82	2,55	97,45
325	44	9,51	9,52	11,48	88,52	10,00	9,98	12,54	87,46
400	37	8,04	8,05	19,53	80,47	8,16	8,14	20,68	79,32
	35	96,16	3,09	22,62	77,38	95,97	3,20	23,88	76,12
	30	84,65	9,26	31,88	68,12	83,94	9,54	33,42	66,58
	25	70,52	11,37	43,25	56,75	69,24	11,66	45,08	54,92
	20	54,5	12,89	56,14	43,86	52,77	13,06	58,14	41,86
	15	38,63	12,77	68,91	31,09	37,01	12,50	70,64	29,36
	10	26,23	9,98	78,89	21,11	25,41	9,20	79,84	20,16
	5	16,97	7,45	86,34	13,66	16,79	6,84	86,68	13,32
	1	3,97	10,46	96,81	3,19	4,32	9,89	96,57	3,43
	<1		3,19	100,00	0,00		3,43	100,00	0,00
Pi		99,9				100,2			

%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂	%Umidade	DS	SE	Fech.
67,72	1,24	0,23	0,032	1,53	0,150	10,62	5,028	1416	100,4

Tabela 5.2 – Análise granulométrica do concentrado remoído com 2,5% de PPC

Peneiramento		Amostra 2.5 A				Amostra 2.5 B			
Malha Tyler	Abertura Micrometros	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acumul.	% Pás-sante	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acumul.	% Pás-sante
20	840		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
28	600		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
35	420		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
48	297		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00
65	210		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00
100	149	0,02	0,02	0,02	99,98	0,02	0,02	0,02	99,98
150	105	0,03	0,03	0,05	99,95	0,03	0,03	0,05	99,95
200	74	1,18	1,18	1,24	98,76	1,19	1,18	1,23	98,77
270	53	1,54	1,54	2,78	97,22	1,60	1,59	2,82	97,18
325	44	9,48	9,48	12,26	87,74	9,44	9,35	12,17	87,83
400	37	8,77	8,77	21,03	78,98	8,74	8,66	20,83	79,17
	35	96,25	2,96	23,99	76,01	96,06	3,12	23,95	76,05
	30	85,08	8,82	32,81	67,19	84,38	9,25	33,20	66,80
	25	71,49	10,73	43,54	56,46	70,26	11,18	44,38	55,62
	20	56,23	12,05	55,59	44,41	54,55	12,44	56,81	43,19
	15	41,19	11,88	67,47	32,53	39,36	12,03	68,84	31,16
	10	29,16	9,50	76,97	23,03	27,70	9,23	78,07	21,93
	5	19,18	7,88	84,85	15,15	18,46	7,32	85,39	14,61
	1	4,80	11,36	96,21	3,79	4,62	10,96	96,34	3,66
	<1		3,79	100,00	0,00		3,66	100,00	0,00
Pi		100				100,9			

%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂	%Umidade	DS	SE	Fech.
66,72	1,12	0,26	0,035	2,65	0,100	11,89	4,926	1695	99,60

Tabela 5.3 – Análise granulométrica do concentrado remoído com 3,5% de PPC

Peneiramento		Amostra 3.5 A				Amostra 3.5 B			
Malha Tyler	Abertura Micrometros	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acumul.	% Pás-sante	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acumul.	% Pas-Sante
20	840		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
28	600		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
35	420		0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
48	297		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00
65	210		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00
100	149	0,02	0,02	0,02	99,98	0,22	0,22	0,22	99,78
150	105	0,31	0,31	0,33	99,67	0,26	0,26	0,48	99,52
200	74	0,39	0,39	0,72	99,28	0,86	0,85	1,33	98,67
270	53	1,84	1,84	2,56	97,44	1,99	1,98	3,31	96,69
325	44	10,19	10,19	12,75	87,25	8,90	8,84	12,14	87,86
400	37	8,14	8,14	20,88	79,12	8,78	8,72	20,86	79,14
	35	96,83	2,51	23,39	76,61	96,83	2,51	23,37	76,63
	30	87,17	7,64	31,03	68,97	87,17	7,64	31,02	68,98
	25	75,00	9,63	40,66	59,34	75,03	9,61	40,62	59,38
	20	60,77	11,26	51,92	48,08	60,86	11,21	51,84	48,16
	15	46,06	11,64	63,56	36,44	46,22	11,59	63,42	36,58
	10	33,62	9,84	73,40	26,60	33,71	9,90	73,32	26,68
	5	23,14	8,29	81,69	18,31	23,05	8,44	81,76	18,24
	1	6,82	12,91	94,60	5,40	6,75	12,90	94,66	5,34
	<1		5,40	100,00	0,00		5,34	100,00	0,00
Pi		100				100,7			

%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂	%Umidade	DS	SE	Fech.
66,04	1,60	0,25	0,033	3,73	0,030	11,61	4,823	2125	100,10

As análises dos concentrados produzidos mostraram também que, apesar do teor de sílica no concentrado e da granulometria serem semelhantes nas três amostras estudadas, houve queda do teor de Fe, queda da densidade de sólido e aumento da área superficial específica com a elevação do pcc.

A queda do teor de Fe já era esperada devido à elevação da porcentagem de goethita no concentrado. Conforme citado na revisão, a goethita é um mineral hidratado com menor teor de Fe por cela unitária que a hematita e isto leva à queda do conteúdo metálico do concentrado (Feitosa et al, 1993).

As figuras 5.1 e 5.2 evidenciam a queda da densidade de sólido e a elevação da área superficial específica com o aumento do percentual de ppc.

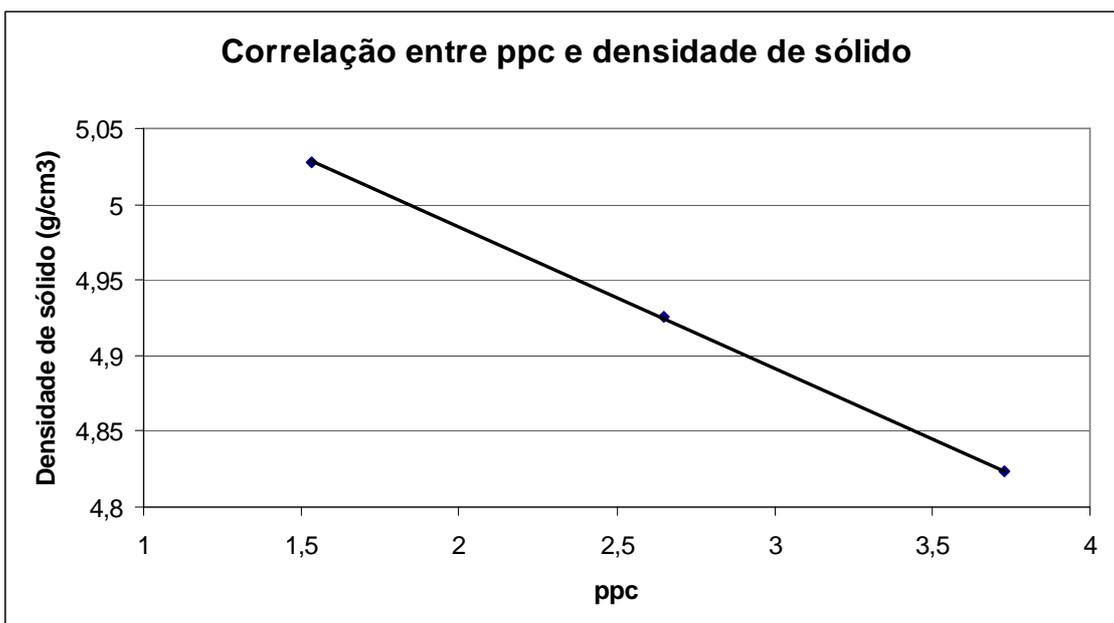


Figura 5.1- Gráfico da correlação entre ppc e densidade de sólido nas amostras de concentrado de minério de ferro estudadas.

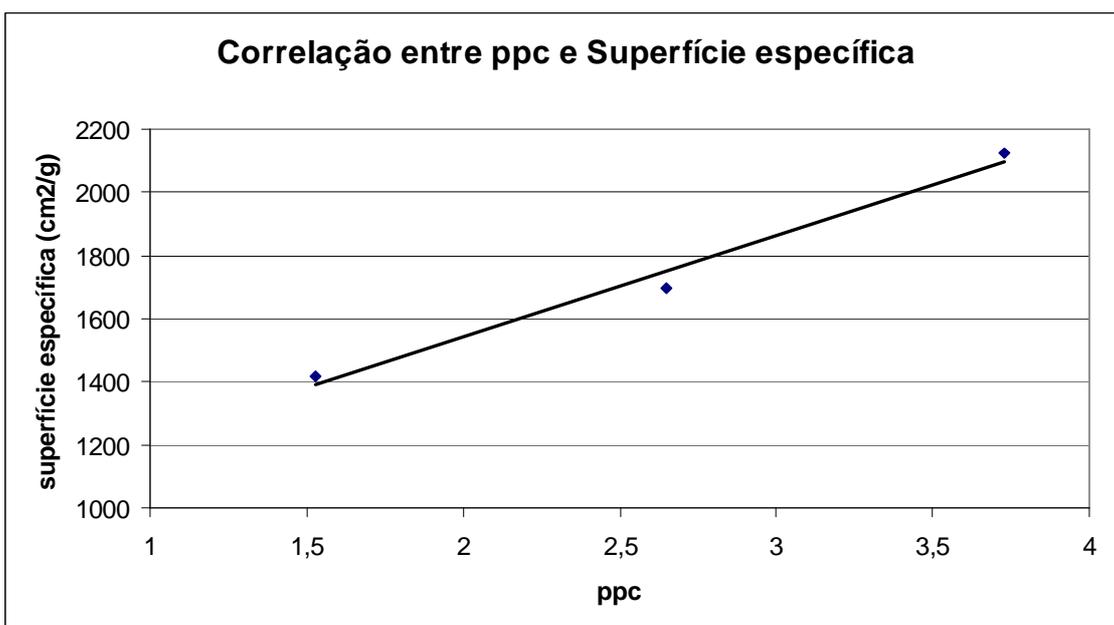


Figura 5.2- Gráfico da correlação entre ppc e superfície específica nas amostras de concentrado de minério de ferro estudadas.

A análise mineralógica mostrou queda da hematita especular e aumento da goethita com aumento do percentual de ppc. A tabela 5.4 mostra a análise mineralógica completa das três amostras de concentrado produzidas.

Tabela 5.4 – Análise mineralógica do concentrado remoído com 1,53%, 2,65% e 3,73% de PPC

ppc amostra	Mineralogia Total - % Volume e Peso											
	Hematita especular		Hematita porosa		Goethita		Martita		Quartzo inteiro		Quartzo misto	
	VOL.	PESO	VOL.	PESO	VOL.	PESO	VOL.	PESO	VOL.	PESO	VOL.	PESO
1,53	50,8	52,0	35,7	36,5	11,7	10,0	1,0	1,0	0,6	0,3	0,1	0,1
2,65	36,0	37,2	43,6	44,9	17,0	14,5	3,2	3,2	0,2	0,1	0,0	0,0
3,73	18,4	19,5	43,1	45,5	29,0	25,5	8,6	9,0	0,8	0,4	0,0	0,0

A figura 5.3 mostra a tendência de elevação do percentual de PPC com a elevação da porcentagem em volume de goethita na amostra.

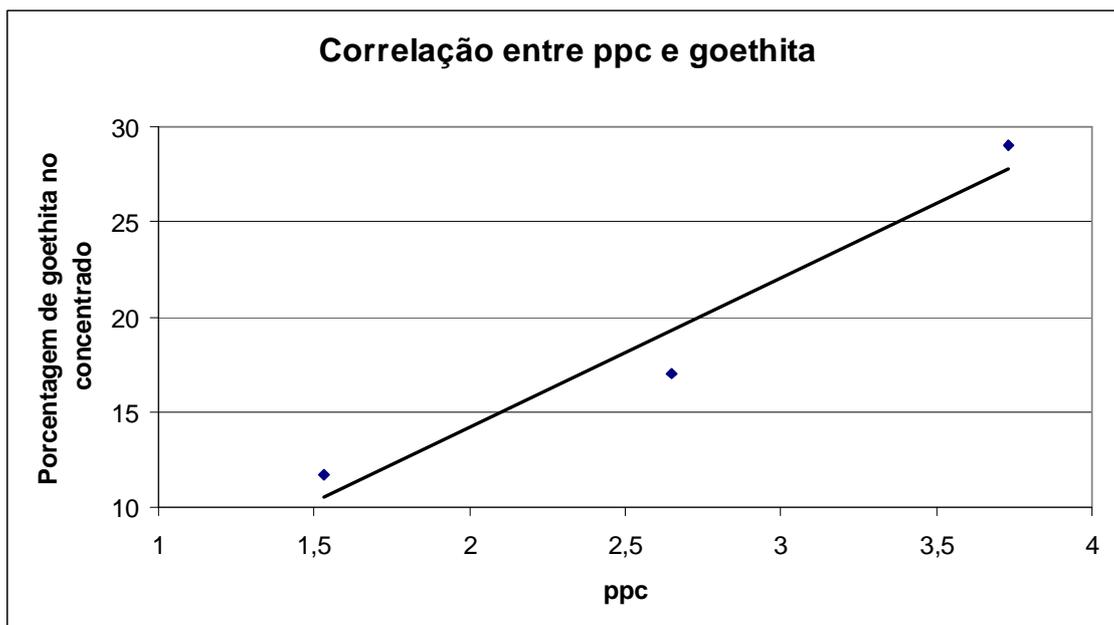


Figura 5.3- Gráfico da correlação entre PPC e goethita nas amostras de concentrado de minério de ferro da Samarco.

5.1- Influência do percentual de ppc/goethita na velocidade de sedimentação, porcentagem de sólidos no sedimentado e clarificação do sobrenadante

A tabela 5.5 mostra a média dos resultados das análises em triplicata de velocidade de sedimentação, porcentagem de sólidos no sedimentado e turbidez do sobrenadante, realizadas em triplicata para as três amostras estudadas, bem como o valor médio dessas análises.

Os resultados dos testes de sedimentação apresentaram variações insignificantes nas análises em triplicata, o que mostra a repetibilidade dos ensaios realizados no laboratório de processo da Samarco e torna a sua análise muito confiável.

Os resultados da turbidez apresentaram uma pequena variação entre as leituras das análises das amostras em triplicata. Este fato pode ser explicado pela necessidade de diluição da amostra para realização dos testes no turbidímetro que foi utilizado, uma vez que este apresenta maior precisão para valores de turbidez até 1.000 NTU. De qualquer forma a tendência apresentada entre as leituras se mostrou muito coerente.

Tabela 5.5 – Média dos resultados obtidos com reagentes e dosagens fixas

Teste	Velocidade de Sedimentação (cm/min)	% Sólido do Sedimentado (p/p)	Clarificação do sobrenadante (NTU)
Concentrado com ppc de 1,53%			
Média	7,59	77,59	21.691
Concentrado com ppc de 2,65%			
Média	7,23	77,76	71.024
Concentrado com ppc de 3,73%			
Média	5,42	76,44	100.035

Os resultados comprovaram que existe uma tendência de queda na velocidade de sedimentação a medida que o percentual de ppc se eleva, conforme pode ser visto na figura 5.4. Esse fato pode estar ligado tanto à queda da densidade de sólido quanto à elevação da superfície específica.

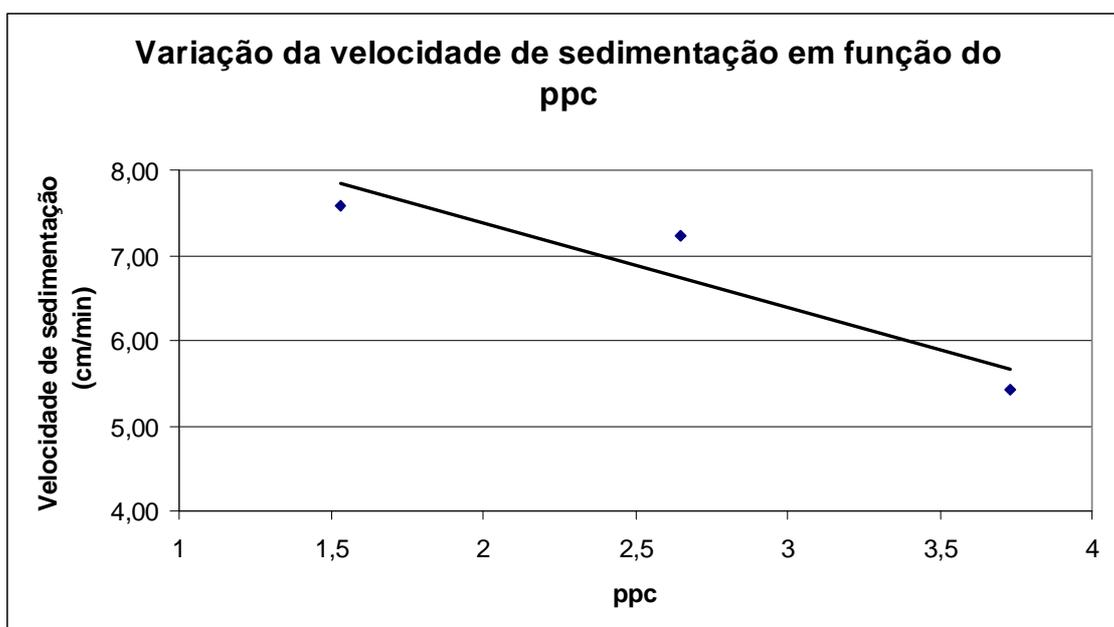


Figura 5.4- Gráfico da variação da velocidade de sedimentação em função do percentual de ppc.

A queda da densidade do sólido reflete diretamente no peso da partícula e consequentemente na velocidade de sedimentação. Pela Lei de Stokes, que é válida para partículas de até 50 μ m, a velocidade de sedimentação é proporcional à densidade do sólido.

A superfície específica pode também ter influenciado a velocidade de sedimentação. Isto porque pode ter ocorrido um aumento na energia superficial das partículas e consequentemente aumento da repulsão entre elas, o que dificultaria a agregação das partículas e a sedimentação. Para comprovar esta hipótese seria necessária a medição do potencial zeta das partículas, sugerida para trabalhos futuros.

A porcentagem de sólidos no sedimentado apresentou pouca variação entre as amostras com ppc de 1,53% e 2,65%, porém para a amostra com ppc de 3,73% houve queda significativa, conforme apresentado na figura 5.5.

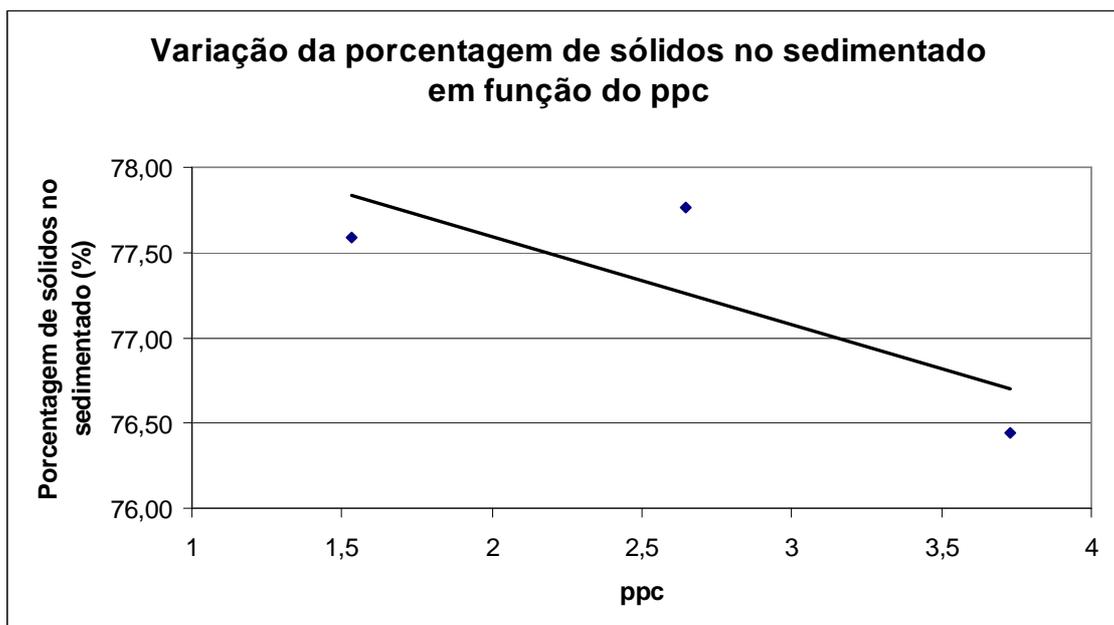


Figura 5.5- Gráfico da variação da porcentagem de sólidos no sedimentado em função do percentual de ppc.

Este resultado pode indicar que a partir de um determinado valor de ppc (que está diretamente ligada à densidade de sólido e à superfície específica) passa a ser muito difícil a obtenção de uma porcentagem de sólidos elevada no sedimentado. Um estudo específico precisa ser conduzido para esclarecer este fato.

A turbidez do sobrenadante apresentou aumento gradativo com o aumento do percentual de ppc, conforme mostrado na figura 5.6.

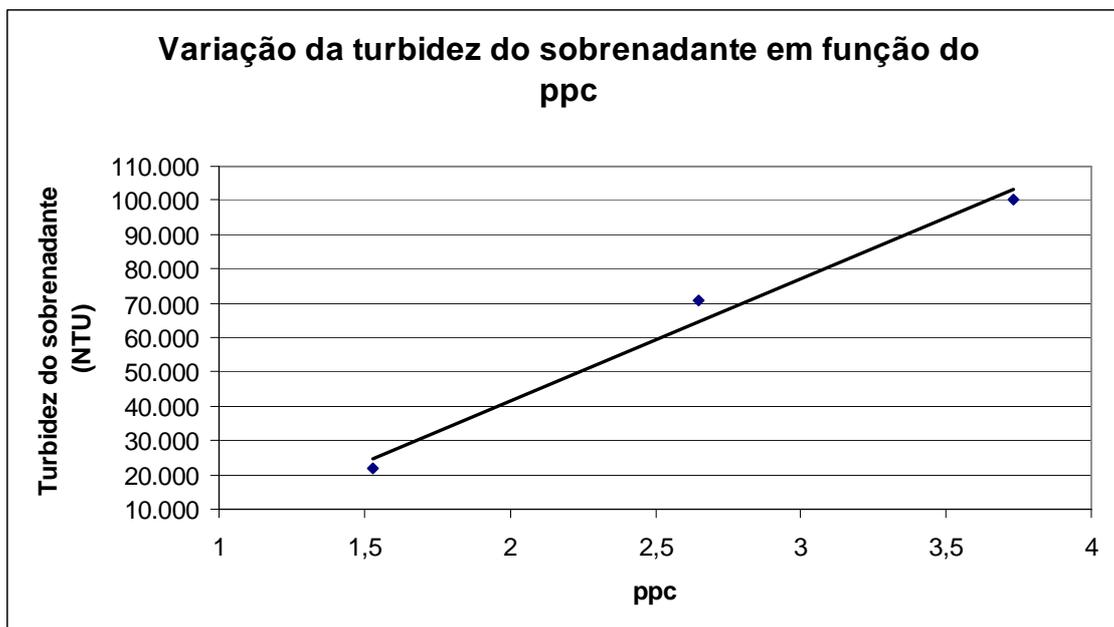


Figura 5.6- Gráfico da variação turbidez do sobrenadante em função do percentual de ppc.

Como todos os testes foram realizados com a mesma água, coletada da alimentação dos espessadores de concentrado antes da adição de reagentes um dia antes da realização dos testes de sedimentação, houve uma pequena queda no pH, fato que pode ter influenciado na clarificação do sobrenadante. Testes posteriores, onde o pH da água foi ajustado com cal para 10,5, mostraram que em qualquer faixa de ppc é possível clarificar o sobrenadante.

5.2- Identificação de alternativas de flocculante para cada faixa de ppc/goethita otimizando a velocidade de sedimentação, a porcentagem de sólidos no sedimentado e a clarificação do sobrenadante

Os resultados dos testes para cada faixa de ppc são apresentados separadamente nos itens abaixo.

5.2.1 – Testes de sedimentação para concentrado com ppc de 1,53%

A tabela 5.6 apresenta os resultados de velocidade de sedimentação e clarificação do sobrenadante para todos os reagentes testados com o concentrado com ppc de 1,53%.

Tabela 5.6 – Resumo dos resultados obtidos com o concentrado com ppc 1,53%

Reagente	Turbidez (NTU)	Velocidade de Sediment. (cm/min)
Flonex 9001 ®	462,7	7,8
Flonex 9031 ®	201,0	6,6
Magnafloc 10 ®	184,7	7,9
Magnafloc 139 ®	965,7	5,3
Magnafloc 333 ®	226,0	6,6
Magnafloc 919 ®	605,3	5,2
Magnafloc 1011 ®	371,3	5,8
Zetag 7652 ®	188,0	5,3

Os resultados mostraram um melhor desempenho para velocidade de sedimentação de dois reagentes aniônicos, o Magnafloc 10 ® e o Flonex 9001 ®, sendo que a menor turbidez do sobrenadante obtida nos testes com a amostra de ppc de 1,53% foi com o reagente Magnafloc 10 ®.

O reagente não iônico que é atualmente utilizado no processo da Samarco, o Flonex 9031 ®, apresentou turbidez do sobrenadante e velocidade de sedimentação intermediária. O reagente Magnafloc 333 ®, também um composto não iônico, apresentou resultado similar.

Os reagentes Magnafloc 139 ®, Magnafloc 919 ® e Magnafloc 1011 ®, que são poliacrilamidas aniônicas com diferentes pesos moleculares e intensidade de carga aniônica, apresentaram baixa velocidade de sedimentação.

O reagente Zetag 7652 ®, que é composto por uma poliacrilamida catiônica, teve baixa velocidade de sedimentação apesar de ter apresentado baixa turbidez do sobrenadante.

5.2.2 – Testes de sedimentação para concentrado com ppc de 2,65%

A tabela 5.7 apresenta os resultados de velocidade de sedimentação e clarificação do sobrenadante para todos os reagentes testados com o concentrado com ppc de 2,65%.

Tabela 5.7 – Resumo dos resultados obtidos com o concentrado com ppc 2,65%

Reagente	Turbidez (NTU)	Velocidade de Sediment. (cm/min)
Flonex 9001 ®	2515,0	6,9
Flonex 9031 ®	112,4	8,1
Magnafloc 10 ®	1778,0	6,9
Magnafloc 139 ®	3846,5	3,7
Magnafloc 333 ®	3555,8	3,3
Magnafloc 919 ®	6321,0	4,9
Magnafloc 1011 ®	3903,7	6,0
Zetag 7652 ®	8395,3	3,6

O reagente não iônico Flonex 9031 ® apresentou o melhor resultado tanto para turbidez do sobrenadante quanto para velocidade de sedimentação. O reagente Magnafloc 333 ®, que também é um composto não iônico, apresentou resultados inferiores tanto para velocidade de sedimentação quanto para turbidez do sobrenadante.

Os compostos aniônicos, Magnafloc 10 ® e Flonex 9001 ®, apresentaram resultados intermediários para turbidez do sobrenadante e para velocidade de sedimentação.

Os reagentes Magnafloc 139 ®, Magnafloc 919 ® e Magnafloc 1011 ®, que são poliacrilamidas aniônicas com diferentes pesos moleculares e diferentes intensidades de carga, apresentaram alta turbidez do sobrenadante e baixa velocidade de sedimentação.

O composto catiônico Zetag 7652 ® apresentou baixa velocidade de sedimentação e alta turbidez do sobrenadante.

5.2.3 – Testes de sedimentação para concentrado com ppc de 3,73%

A tabela 5.8 apresenta os resultados de velocidade de sedimentação e clarificação do sobrenadante para todos os reagentes testados com o concentrado com ppc de 3,73%.

Tabela 5.8 – Resumo dos resultados obtidos com o concentrado com ppc 3,73%

Reagente	Turbidez (NTU)	Velocidade de Sediment. (cm/min)
Flonex 9001 ®	368,0	4,9
Flonex 9031 ®	73,2	6,7
Magnafloc 10 ®	270,7	4,7
Magnafloc 139 ®	492,7	2,2
Magnafloc 333 ®	293,0	2,5
Magnafloc 919 ®	7581,5	3,3
Magnafloc 1011 ®	520,7	4,2
Zetag 7652 ®	165,0	2,9

O reagente não iônico Flonex 9031 ® também apresentou o melhor resultado para a amostra com ppc de 3,73% tanto para turbidez do sobrenadante e quanto para velocidade de sedimentação.

Os compostos aniônicos, Magnafloc 10 ® e Flonex 9001 ®, apresentaram resultados intermediários para turbidez do sobrenadante e para velocidade de sedimentação.

Os reagentes Magnafloc 139 ®, Magnafloc 919 ® e Magnafloc 1011 ®, que são poliacrilamidas aniônicas com diferentes pesos moleculares e intensidade de carga aniônica, apresentaram alta turbidez do sobrenadante e baixa velocidade de sedimentação.

O composto catiônico Zetag 7652 ® apresentou baixa turbidez do sobrenadante, mas a velocidade de sedimentação foi muito baixa assim como na amostra com ppc de 1,53%.

CAPÍTULO 6 – CONCLUSÕES

O aumento da turbidez do sobrenadante e diminuição da velocidade de sedimentação do concentrado podem ser correlacionados com a elevação do percentual de ppc.

Os estudos confirmaram que a elevação da ppc no concentrado de minério de ferro da Samarco pode ser correlacionada com o aumento da porcentagem do mineral goethita. Como a densidade de sólido da goethita é inferior à densidade da hematita, os concentrados com maior ppc possuem menor densidade de sólido (em uma mesma porcentagem de sílica).

A elevação da área superficial específica também ocorreu com o aumento da ppc, o que pode ter aumentado a carga superficial da partícula e conseqüentemente dificultado a sedimentação do concentrado e a clarificação do sobrenadante.

O floculante não iônico, que é utilizado atualmente no processo da Samarco, foi o reagente que no geral apresentou o melhor desempenho.

CAPÍTULO 7 – SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Nos ensaios realizados observou-se o aumento da turbidez do sobrenadante com o aumento da ppc. Ficou comprovado ainda que a ppc é altamente correlacionável com a área superficial específica da partícula. Como o aumento da área superficial específica geralmente está associado à elevação da carga superficial da partícula, sugere-se que seja avaliado o potencial zeta das partículas das amostras estudadas em diversas faixas de pH.

Estudar a utilização de coagulantes alternativos e até mesmo a utilização de cal para controle de pH. Testes preliminares mostraram que o controle do pH utilizando-se a cal hidratada permitiu a clarificação do sobrenadante em todas as faixas de ppc estudadas.

Estudar a padronização de reagentes para os processos de espessamento de concentrado e lama. Com a elevação da ppc os reagentes aniônicos podem se tornar viáveis no espessamento de concentrado. A exploração de um número maior deste tipo de reagentes pode identificar alternativas já existentes no mercado.

Aprofundar o estudo para verificar se realmente existe uma faixa onde o impacto da ppc sobre a porcentagem de sólidos é minimizada.

Estudar o impacto da mistura de um ou mais tipos de flocculante na sedimentação das partículas.

Estudar a influência da ppc em processos subsequentes ao espessamento no processo da Samarco Mineração S/A, por exemplo, a filtragem.

CAPÍTULO 8 – RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

Os resultados mostraram que a ppc tem influência sobre a velocidade de sedimentação das partículas, sobre a clarificação do sobrenadante e sobre a porcentagem de sólidos do sedimentado.

Dentro do cenário de redução do teor de ferro, aumento da compacidade e elevação da ppc do minério ao longo tempo, o conhecimento do impacto destas variáveis no processo da Samarco permitirá a condução de estudos e projetos que permitam mitigá-lo.

A porcentagem de sólidos impacta diretamente sobre a capacidade de bombeamento de polpa pelo mineroduto e como o cenário futuro mostra elevação da ppc ao longo do tempo. O conhecimento da influência da ppc sobre a porcentagem de sólidos permitirá que estudos sejam conduzidos a fim de garantir a manutenção da capacidade de escoamento da produção da unidade de Germano.

CAPÍTULO 9 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ADAMSON, G. F. S., 1981, Some recent papers on flocculation, Mine and Quarry. 10, (March) 42, 1981.

ADDAI-MENSAH, J.; RALSTON, J., 2008, Polyelectrolyte mediated dewatering of mixed mineral dispersions. Proceedings of XXIV International Mineral Processing Congress, Beijing, vol 2, p. 2087-2096.

ADDAI-MENSAH, J., 2007, Enhanced flocculation and dewatering of clay mineral dispersions. Powder Technology, 179, p. 73-78.

ADDAI-MENSAH, J.; RALSTON, 2004, Interfacial chemistry and particle interactions relationships with dewatering behaviour of iron oxide dispersions. Hydrometallurgy, 74, p. 221-231.

ALKMIM, F. F.; MARSHAK, S., 1998, The transamazonian orogeny in the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil: Paleoproterozoic collision and collapse in the southern São Francisco Craton region. *Precambrian Research*, v.90, 29-59.

ATESOK, G., 1988, Adsorption of polymers. Bull. Tech. Univ. Instanb. 41, 13 – 32.

BABINSKI, M., CHEMALE Jr., F., and VAN SCHMUS, W. R., 1995, The Pb/Pb age of the Mina Supergroup carbonate rocks, Quadrilátero Ferrífero, Brazil: Precambrian Reserch, v. 72, 235-245.

BESRA, L.; ROY, S.K.; SENGUPTA, D.K.; AY, P., 2004, Influence of polymer adsorption and conformation on flocculation and dewatering of kaolin suspension. Separation and Purification Technology, 37, p. 231-246.

COE, H. S. and CLEVINGER, G. H., 1916, Methods for determining the capacity of slimesettling tanks, Trans. AIME 55, 356 – 385, 1916.

DANA, J. D., 1981, Manual de mineralogia. Rev. Cornelius S. Hurlbut, JR. Trad Rui Ribeiro Franco. Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos Editora, 667p.

DEER, W. A., HOWIE, R. A., ZUSSMAN, J., 1977, An introduction to the rock-forming minerals. London: Longman, 628p.

DONDA, J. D., 2003, Um método para prever o consumo específico de energia na (re)moagem de concentrados de minérios de ferro em moinhos de bolas. Tese de doutorado, CPGEM UFMG.

DORR J. V. N. II., 1969, *Physiographic, Stratigraphic and Structural developmente of the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil*. Washington, USGS/DNPM, Prof. Paper 641-A, 110 p.

DORR II, J. V. N., 1964, Ocorrências e classificação de minérios de ferro no Quadrilátero Ferrífero. Conf. Pron. na Semana de Estudos sobre Padronização dos Minérios. Agosto.

ERAYDIN, M; KELES, S.; SMITH, K; LUTTRELL, G.; YOON, R. H., 2008, Development of advanced dewatering technologies. Proceedings of XXIV International Mineral Processing Congress, Beijing, vol 2, p. 2107-2116.

FEITOSA, V. M. N., SILVA, J. P., RABELO, P. J. B., COELHO, L. H., 1993, Estudos de caracterização mineralógica e suas implicações no processo na mina de Alegria. In: Simpósio de Geologia de Minas Gerais, 7^o, 1993, Belo Horizonte. Anais do workshop geologia estrutural dos minérios de ferro. Belo Horizonte: FAPEMIG, p. 369-373.

FRANKS, G. V.; LI, H. H.; O'SHEA, J. P.; QIAO, G. G., 2008, Application of poly(isopropyl acrylamide) (PNIPAM) as a multiple function process aid in mineral flotation and solid/liquid separation. Proceedings of XXIV International Mineral Processing Congress, Beijing, vol 2, p. 2097-2106.

GREGORY, J., 1976, The effect of cationic polymers on the colloidal stability of latex particles. *Journal of Colloids and Interface Science*, 55, p. 35-44.

GREGORY, J., 1989, Fundamentals of flocculation. Critical review. *Environmental Control*, 19, p. 185-230.

HASUI, Y.; ZANARDO, Y.; HACKSPACHER, P. C.; VERÍSSIMO, C. U. V.; FEITOSA, V. M. N.; COELHO, L. H., 1993, Quadro lito-estrutural, tipologia geológica de minérios de ferro e modelo de formação da jazida.

HEALY, T. W., 1978, Principles of dispersion and aggregation of mineral fines. In: Beneficiation of mineral fines (Somasundaran, P. & Arbiter, N., eds.). Nat. Sci. Found. (USA), Cap. 12.

HOGG, R., 1984, Collision efficiency factor for polymer flocculation. *Journal of Colloid and Interface Science*, 102, p. 232-236.

HOGG, R., 2000, Flocculation and dewatering. *Int. J. Miner. Process.* 58, 223-236.

HUNTER, T. K.; PEARSE, M. J., 1982, The use of flocculants and surfactants for dewatering in the mineral processing industry, *Proc. XIVth Int. Min. Proc. Cong.*, Paper IX-11, CIM, Toronto, 45p.

LYKLEMA, J., 1989, The colloidal background of flocculation and dewatering. In: *Flocculation and Dewatering* (Moudgil, B. & Scheiner, J., eds.). Eng. Foundation, New York, p. 1-20.

MASINI, E. A., 1995, Efeito das dimensões de provetas no dimensionamento de espessadores. Tese de doutorado. Escola Politécnica da USP.

MCFARLENE, A. J.; BREMMELL, K. E.; ADDAI-MENSAH, J., 2005, Optimising the dewatering behaviour of clay tailings through interfacial chemistry, orthokinetic flocculation and controlled shear. *Powder Technology*, 160, p. 27-34.

MCFARLENE, A. J.; BREMMELL, K. E.; ADDAI-MENSAH, J., 2008, The influence of flocculants adsorption kinetics on the dewaterability of clay mineral dispersions. *Colloids and Surfaces A*, 317, 39-48.

MCGUIRE, M. J.; ADDAI-MENSAH, J.; BREMMELL, K. E., 2006, The effect of polymer structure type, pH and shear on the interfacial chemistry rheology and dewaterability of iron oxide dispersions. *Colloids and Surfaces A*, 275, p. 153-160.

MPOFU, P.; ADDAI-MENSAH, J.; RALSTON, J., 2003a, The influence of hydrolysis metal ions on the interfacial chemistry, particle interactions and dewatering behaviour of kaolinite dispersions. *Journal of Colloids and Interface Science*, 102, p. 232-236.

MPOFU, P.; ADDAI-MENSAH, J.; RALSTON, J., 2003b, Investigation of polymer structure type on flocculation, rheology and dewatering behaviour of kaolinite dispersions. *International Journal of Mineral Processing*, 71, p. 247-269.

MPOFU, P.; ADDAI-MENSAH, J.; RALSTON, J., 2004, Flocculation and dewatering behaviour of smectite dispersions: effect of polymer structure. *Minerals Engineering*, 17 (3), p. 411-423.

PEARSE, M. J., 1984, Synthetic flocculants in the mineral industry – types available, their uses and disadvantages, in *Reagents in the Minerals Industry*, ed. M.J. Jones and R. Oblatt, 101, IMM, London, 101-106.

RAMDOHR, P., 1980, *The ore minerals and their intergrowths*. 2. ed. Oxford: Pergamon Press Ltd., 1202p.

ROCHA, J. M. P., 1997, *Caracterização de Minérios Goethíticos-limoníticos da Mina de Alegria*, MG. Dissertação de mestrado, CPGEM UFMG.

SCHWERTMANN, U.; CORNEL, R. M., 1991, *Iron oxides in the laboratory; preparation and characterization*. Weinheim: VCH, 137p.

SCHWERTMANN, U.; TAYLOR, R. M., 1977, *Iron Oxides*. In: *Minerals in soil environments*. Dixon, J. B. ed Wiscosin, p. 145 -180.

SUTTILL, K. R., 1991, The ubiquitous thickener, *Eng, and Min, J*, 192 (Feb,) 20.

TAGGART, A. F., 1945, *Handbook of Mineral Dressing*, Wiley, New York.

TJIPANGANDJARA, K. F.; SOMASUNDARAN, P., 1991, Effects of changes in adsorbed polyacrylic acid conformation and alumina flocculation. *Colloids and Surfaces*, 55, 245-255.

WERNEKE, M. F., 1979, Application of synthetic polymers in coal preparation. Soc. Min. Eng. AIME 79-106, 1 -11. (Reprint number).

WILLS, B. A., 1997, Mineral Processing Technology, sixth edition, Butterworth-Heinemann, p. 369-393.

YARAR, B.,2001, Evaluation of flocculation and filtration procedures applied to WSRD Sludge. Report no: WSRC-TR-2001-00213. Colorado School of Mines, 1–34.

YONG, H. K., 1995, Coagulation and flocculation – Theory and practice, first edition, Tall Oaks Publishing.