CAIO MOREIRA VAN DEURSEN

**Métodos de desaguamento e disposição de rejeito da bauxita:
estudo de caso e avaliação econômica**

São Paulo

2016

CAIO MOREIRA VAN DEURSEN

**Métodos de desaguamento e disposição de rejeito da bauxita:
estudo de caso e avaliação econômica**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica
da Universidade de São Paulo para obtenção
do título de mestre em ciências

Orientador: Prof. Dr. Homero Delboni Júnior

São Paulo

2016

CAIO MOREIRA VAN DEURSEN

**Métodos de desagramento e disposição de rejeito da bauxita:
estudo de caso e avaliação econômica**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica
da Universidade de São Paulo para obtenção
do título de mestre em ciências

Área de Concentração: Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Homero Delboni Júnior

São Paulo

2016

Este exemplar foi revisado e corrigido em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, _____ de _____ de _____

Assinatura do autor:

Assinatura do orientador:

Catálogo-na-publicação

van Deursen, Caio Moreira

Métodos de desaguamento e disposição de rejeito da bauxita: estudo de caso e avaliação econômica / C. M. van Deursen -- versão corr. -- São Paulo, 2016.

127 p.

Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo.

1.Tratamento Mineral 2.Bauxita 3.Desaguamento (Métodos) 4.Rejeitos de Mineração (Análise Econômica) 5.Estudo de Caso I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

van Deursen, Caio Moreira. **Métodos de desagramento e disposição de rejeito da bauxita: estudo de caso e avaliação econômica**. São Paulo. 2016, 127 p. (Mestrado) Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2016.

AGRADECIMENTOS

A elaboração deste texto não foi um desafio apenas para mim, mas também foi um desafio para os meus próximos. Por diversas vezes tive que escolher avançar na elaboração deste estudo ao invés de poder me dedicar aqueles que me cercam.

Agradeço ao meu orientador Prof. Dr. Homero Delboni Jr. pelas diversas horas de conversas, apresentações e considerações. Certamente suas contribuições lapidaram meu trabalho e fizeram com que o texto tomasse a sua presente forma. Também agradeço ao Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves pela dedicação em fazer deste um bom texto cuidando tanto da sua forma como do seu conteúdo e pela literatura publicada.

Agradeço a minha esposa Rafaela pela compreensão quando neguei algo que, se não fosse pelo chamado ao estudo, teria atendido. Também agradeço pelas várias conversas, observações e revisões.

Decisões que precedem a construção
definem a solidez de seus alicerces.

RESUMO

Cerca de 230 milhões de toneladas de bauxita são produzidas por ano e, destas, 60 milhões são provenientes de operações que beneficiam esta bauxita usando água como meio para separar as frações mais finas. Como consequência do beneficiamento, estima-se que mais de 25 milhões de toneladas de rejeito sejam dispostas todo ano. Estas frações têm grandes quantidades de caulinita, um argilomineral de difícil desaguamento. Estes sólidos estão tipicamente em uma suspensão com água a cerca de 15% de concentração em massa antes de operações de desaguamento. As formas de desaguamento variam, bem como as opções de disposição. Este texto discorre sobre opções de desaguamento como sedimentação natural, espessamento, filtragem e centrifugação. Também se discorre sobre alternativas de disposição. Estas são condicionadas pela concentração de sólidos do material a ser disposto e são a disposição hidráulica em diques ou reaterro na mina. Após a descrição de cada uma das alternativas, são feitas análises de combinações destas formas de desaguamento e disposição, além de uma avaliação do fluxo de caixa livre descontado acumulado para cada uma. Esta abordagem, feita para um caso específico, permite avaliar qual opção implica em menor despesa financeira para a operação. Foram feitas considerações para avaliar características não econômicas de cada uma das operações, como o consumo de água, área ocupada pelo depósito, perigos de cada opção e seus descomissionamentos. A opção que apontou menor desembolso no período da operação, bem como a minimização de perigos, é o desaguamento com centrífugas e disposição do material reaterrando áreas lavradas.

Palavras-Chave: Tratamento Mineral. Bauxita. Desaguamento (Métodos). Rejeitos de Mineração (Análise Econômica). Estudo de Caso.

ABSTRACT

More than 230 million tonnes of bauxite are produced each year and, from these, nearly 60 million come from operations that use water to beneficiate the ore, separating the finer fractions. By reason of this mineral treatment, it is estimated that more than 25 million dry tonnes of reject are disposed each year. The finer fractions have high kaolinite concentrations, a challenging to dewater mineral. These solids are typically in a suspension with about 15% solids concentration in mass before any dewatering. Both the dewatering options and disposal possibilities may vary. This text discusses dewatering options such as natural settling, thickening, filtering and centrifugation. It also describes alternatives of disposing the material. These options depend on the water concentration and consist of hydraulic disposition or using the dewatered material as mine backfill. After describing each alternative, an analysis of possible combinations among those is made along with an accumulated discount free cash flow evaluation for each one. Considerations were made to evaluate non-economic characteristics of each operation including the water consumption, surface occupied, operational hazards, decommissioning and closure. The option that has shown the lowest cost during the life of the operation, simultaneously reducing operational hazards is dewatering with centrifuges and using the material as backfill in mined out areas.

Keywords: Ore Dressing. Bauxite. Dewatering (Methods). Mineral Rejects (Economic Analysis). Case Study.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Micrografia da caulinita	18
Figura 2 - Vista da Mineração Rio do Norte	22
Figura 3 - Britagem e transporte da bauxita	23
Figura 4 - Prédio do beneficiamento da MRN	24
Figura 5 - Tambor lavador e <i>trommel</i> na MRN	24
Figura 6 - Bauxita lavada grosseira na MRN.....	25
Figura 7 - Bauxita lavada fina na MRN.....	26
Figura 8 - Fluxograma ilustrativo do beneficiamento da Mineração Rio do Norte	26
Figura 9 - Sistema de disposição de rejeito da MRN	27
Figura 10 - Vista da Mineração Paragominas	28
Figura 11 - Lavra na MBP	29
Figura 12 - Britagem na MBP	29
Figura 13 - Moagem SAG na MBP	30
Figura 14 - Britador de impacto MBP	31
Figura 15 - Moinhos SAG e de bolas e ciclonagem MBP	31
Figura 16 - Fluxograma ilustrativo de processo da MBP	32
Figura 17 - Rejeito da MBP	32
Figura 18 - Vista da Mineração Mirai	33
Figura 19 - Britagem secundária em Mirai	34
Figura 20 - Tambor lavador em Mirai	34
Figura 21 - Peneiramento secundário de Mirai.....	35
Figura 22 - Lançamento do rejeito na barragem em Mirai	35
Figura 23 - Fluxograma de processo de Mirai.....	36
Figura 24 - Modelo 3D do projeto Alumina Rondon	38
Figura 25 - Localização de Rondon do Pará	39
Figura 26 - Fluxograma de processo do beneficiamento do Alumina Rondon	40
Figura 27 - Fração da bauxita maior do que 6,00 mm.....	41
Figura 28 - Fração da bauxita contida entre 6,00 e 0,85 mm	41
Figura 29 - Fração da bauxita contida entre 0,85 e 0,037 mm	42
Figura 30 - Fração menor do que 0,037 mm em ensaio de sedimentação	42
Figura 31 - Tamanho de aglomerados vs. potencial de superfície	51
Figura 32 - Regiões de um espessador	54

Figura 33 - Corte com estruturas típicas de um espessador	55
Figura 34 - Filtro prensa	61
Figura 35 - Ciclo de um filtro prensa	63
Figura 36 - Centrífuga decânter	65
Figura 37 - Comprimentos típicos de uma centrífuga.....	67
Figura 38 - Diâmetros típicos de uma centrífuga.....	67
Figura 39 - Disposição úmida de rejeitos	73
Figura 40 - Disposição semi-seca	74
Figura 41 - Solo compactado e máquina para compactação de solo.....	76
Figura 42 - Sequência de atividades na mina	78
Figura 43 - Matriz de risco pseudo-quantitativa.....	83
Figura 44 - Furos de sondagem e borda do platô	85
Figura 45 - Rejeito sedimentado e marcas em um bastão	86
Figura 46 - Foto aérea da borda do platô.....	93
Figura 47 - Dique.....	95
Figura 48 - Número de taludes novos	96
Figura 49 - Ensaio de sedimentação em proveta	103
Figura 50 - Filtro prensa de laboratório	106
Figura 51 - Acumulação dos valores presentes das diferenças do fluxo de caixa ..	112
Figura 52 - Curva à taxa de 15% ao ano.....	114
Figura 53 - Curva à taxa de 20% ao ano.....	115

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Granuloquímica da bauxita de Rondon do Pará	17
Tabela 2 - Uso específico de área por tonelada de rejeito seco e umidade final	37
Tabela 3 - Massa de rejeito ao ano	87
Tabela 4 – Fração de sólidos na disposição do rejeito.....	88
Tabela 5 - Fração de sólidos de longo prazo no depósito	90
Tabela 6 - Custos para operação	91
Tabela 7 - Custos unitários para construção de diques	96
Tabela 8 - Volumes para opções com diques	97
Tabela 9 - Comparação de uso de água por opção	99
Tabela 10 - Despesas de capital por dique em milhões de Reais.....	100
Tabela 11 - Cronograma de despesas com diques.....	101
Tabela 12 - Despesas de capital com poços.....	102
Tabela 13 - Despesas operacionais poços	102
Tabela 14 - Dados espessador	104
Tabela 15 - Despesas de capital para o espessador	105
Tabela 16 - Despesas operacionais para o espessador	105
Tabela 17 - Despesas de capital filtros prensa.....	107
Tabela 18 - Despesas operacionais filtros prensa.....	108
Tabela 19 - Despesas de capital para centrifugação	109
Tabela 20 - Despesas operacionais centrífugas	109
Tabela 21 - Despesa de capital e operacional para disposição	110
Tabela 22 - Fluxo de caixa livre.....	112
Tabela 23 - Resumo para comparação das opções.....	122

LISTA DE EQUAÇÕES

Equação 1 - Resistência ao movimento como função da velocidade deste movimento	44
Equação 2 – Resistência ao movimento de partículas finas proposta por Stokes	45
Equação 3 - Velocidade terminal de queda de partícula segundo Stokes	45
Equação 4 - Resistência ao movimento de partículas finas proposta por Newton	46
Equação 5 - Resistência ao movimento de partículas finas proposta por Newton corrigida	46
Equação 6 - Velocidade terminal de queda de partícula segundo Newton	46
Equação 7 - Resistência ao movimento conforme proposto por Budryk	47
Equação 8 - Fator de correção devido à proximidade de paredes proposto por Francis	47
Equação 9 - Equivalência de diâmetro e densidade para lei de Stokes	48
Equação 10 - Equivalência de diâmetro e densidade para lei de Newton	48
Equação 11 - Relação de velocidade de sedimentação entre diferentes minerais ...	48
Equação 12 - Velocidade de uma partícula em sedimentação perturbada	49
Equação 13 - Velocidade de sedimentação em uma suspensão	49
Equação 14 - Relação de Wadell para grau de esfericidade	50
Equação 15 - Cálculo da vazão de líquido clarificado	57
Equação 16 - Área necessária de espessamento para uma dada vazão e concentração de sólidos	58
Equação 17 – Razão de filtração de sólidos em uma filtração	60
Equação 18 - Aceleração centrípeta	64
Equação 19 - Aceleração centrífuga relativa	68
Equação 20 - Cálculo do volume da região cilíndrica de um Decânter	68
Equação 21 - Cálculo do volume da região cônica de um Decânter	68
Equação 22 - Cálculo do volume da suspensão	68
Equação 23 - Tempo de retenção em uma centrífuga	69
Equação 24 - Força de escorregamento na seção cônica	70
Equação 25 - Área equivalente de uma centrífuga	70
Equação 26 - Índice para cálculo do valor presente	81
Equação 27 - Volume de um tronco pirâmide de base quadrada	100

SUMÁRIO

1 INTRODUÇÃO	14
1.1 BAUXITAS: OCORRÊNCIA E GÊNESE	14
1.2 BAUXITA NO PROCESSO BAYER E IMPLICAÇÕES DA MINERALOGIA	15
1.3 JUSTIFICATIVA DO BENEFICIAMENTO	16
1.4 REJEITO DO BENEFICIAMENTO	18
1.5 RELEVÂNCIA	20
2 OBJETIVOS	21
3 UM PANORAMA DO BENEFICIAMENTO DA BAUXITA NO BRASIL	22
3.1 MINERAÇÃO RIO DO NORTE	22
3.2 MINERAÇÃO BAUXITA PARAGOMINAS	28
3.3 MINERAÇÃO MIRAÍ	33
3.4 RESUMO DAS OPERAÇÕES	37
3.5 ESTUDO DE CASO: ALUMINA RONDON	38
4 REVISÕES DA LITERATURA	43
4.1 DESAGUAMENTO	43
4.1.1 O movimento de sólidos em fluidos	43
4.1.2 Espessamento	53
4.1.3 Filtragem	59
4.1.4 Centrifugação	64
4.2 DISPOSIÇÃO	72
4.2.1 Disposição úmida	72
4.2.2 Disposição semi-seca	74
4.2.3 Empilhamento	76
4.2.4 Preenchimento de áreas lavradas	77
4.3 AVALIAÇÃO FINANCEIRA	79
4.3.1 Despesas de capital e Despesas operacionais	79
4.3.2 Fluxo de caixa e valor presente líquido	80
4.4 ANÁLISE DE RISCO	81
5 REJEITO, DIMENSIONAMENTOS E CUSTOS	84
5.1 PREPARAÇÃO DA AMOSTRA DE REJEITO	84
5.2 O REJEITO DO ALUMINA RONDON	87
5.3 UMIDADES E FRAÇÃO DE SÓLIDOS DO REJEITO	88
5.4 DIMENSIONAMENTOS, DESPESAS DE CAPITAL e OPERACIONAIS	91

5.4.1 Diques	92
5.4.2 Poços	101
5.4.3 Espessador	102
5.4.4 Filtros prensa	105
5.4.5 Centrífugas	108
5.4.6 Disposição	109
6 ANÁLISES	111
6.1 ANÁLISE FINANCEIRA	111
6.2 ANÁLISES QUALITATIVAS.....	115
6.2.1 Riscos operacionais	116
6.2.2 Riscos ambientais.....	119
6.2.3 Riscos sociais	120
6.3 COMPARAÇÃO DE OPÇÕES.....	121
7 CONCLUSÕES	123
REFERÊNCIAS.....	125

1 INTRODUÇÃO

A bauxita é um material heterogêneo que ocorre naturalmente na natureza composto por um ou mais minerais de óxido de alumínio hidratado, além de conteúdos variáveis de sílica, óxidos de ferro hidratados ou não, alumina silicatos e outras impurezas e materiais traço. O principal mineral de alumínio encontrado varia de proporção entre bauxitas e pode ser gibbsita ou polimorfos de boehmita e diásporo.

A maior parte da bauxita produzida no mundo (cerca de 85%) é usada para a fabricação de alumina, óxido de alumínio anidro, por lixiviação alcalina – processo Bayer. Outros usos para a bauxita incluem a fabricação de abrasivos, refratários, cimento e agentes de sustentação. A alumina refinada é reduzida fabricando-se o metal alumínio através de eletrólise ígnea - processo Hall-Hérout - usando criolita como condutor. A fabricação do metal consome mais de 90% da produção do óxido, sendo outras aplicações possíveis a fabricação de isolantes térmicos, catalisadores, vidros especiais etc.

As reservas mundiais de bauxita são de 28 bilhões de toneladas enquanto que os recursos estão estimados em entre 55 e 75 bilhões de toneladas (U.S. Geological Survey, 2015). A sua distribuição é 32% na África, 23% na Oceania, 21% na América do Sul e Caribe, 18% na Ásia e 6% em outros. Em 2014, a produção mundial de bauxita foi estimada em 234 milhões de toneladas (U.S. Geological Survey, 2015). O Brasil possui uma reserva de 2,6 bilhões de toneladas (U.S. Geological Survey, 2015) e a produção no país no ano de 2013 foi de 32,9 milhões de toneladas (Ministério de Minas e Energia, 2014).

1.1 BAUXITAS: OCORRÊNCIA E GÊNESE

O termo bauxita é usado para designar, indistintamente, ocorrências minerais ricas em alumínio e grande parte destas está entre os paralelos 27°N e 32°S.

São reconhecidos três tipos de bauxitas: bauxita de karst, bauxita sedimentar e bauxita laterítica. A bauxita de karst é usualmente encontrada na Europa e é originada

de produtos residuais da alteração de calcários e dolomitos. A bauxita sedimentar tem uma ocorrência reduzida e não totaliza 1% dos depósitos conhecidos. Esta pode ser considerada como uma bauxita laterítica alóctone.

A bauxita laterítica é a mais abundante, totalizando cerca de 85% dos depósitos, e é o único tipo de bauxita que ocorre no Brasil. Esta é considerada um produto residual final da alteração de rochas sílico-aluminosas sob condições extremas de lixiviação (Carvalho, 1989).

1.2 BAUXITA NO PROCESSO BAYER E IMPLICAÇÕES DA MINERALOGIA

Para que se obtenha alumina de grau metalúrgico ou SGA, do inglês *smelter grade alumina*, se faz necessário refinar a alumina encontrada nas bauxitas. O processo Bayer se utiliza do fato de que a alumina presente na bauxita é solúvel em soluções aquecidas de hidróxido de sódio, enquanto que minerais de ferro e titânio são insolúveis. Dessa forma, ocorre a lixiviação dos minerais portadores de alumina para a posterior precipitação como hidróxidos de alumínio purificados que serão calcinados à alumina.

A solubilização destes minerais pode ser feita em duas temperaturas a depender da proporção entre gibbsita (alumina tri-hidratada), boehmita e diásporo (ambos alumina mono-hidratada) presente na bauxita. A gibbsita é solubilizada a cerca de 150° C e o processo Bayer feito a esta temperatura é dito de baixa temperatura. A solubilização da boehmita e do diásporo é feita a cerca de 250° C e este processo Bayer é denominado de alta temperatura. Caso haja uma mistura destes minerais, o processo pode ser feito à baixa temperatura caso a quantidade de bauxita mono-hidratada não supere 5% do total da massa de minério.

No processo a 250° C, tanto o quartzo quanto a caulinita (um alumino silicato hidratado) também são solubilizados. Uma vez que sílica suficiente tenha entrado em solução, passa a ocorrer a precipitação da Sodalita Bayer artificial, um alumino silicato de sódio hidratado, que apesar de levar o nome do mineral de mesma composição química é um material artificial. A precipitação deste composto fixa íons de sódio na fase sólida que serão rejeitados do processo. Esta perda de sódio deve ser

compensada pela reposição de solução contendo NaOH. No processo a 150° C, a velocidade de reação do quartzo é baixa o suficiente para que este possa ser considerado inerte, de forma que apenas a caulinita reage (Ostap, 1986).

Neste ponto cabe fazer a distinção de que minerais são materiais naturais e, na refinaria, precipita-se o hidróxido de alumínio ou Bayerita artificial. Este, por sua vez, é um composto que é polimorfo da gibbsita (Valenton, 1972).

1.3 JUSTIFICATIVA DO BENEFICIAMENTO

A fração de alumina recuperável no processo Bayer (de alta ou baixa temperatura) é tipicamente denominada Alumina Aproveitável (AA), ou seja, em base de óxido de alumínio, independentemente de o seu mineral portador ser mono ou tri-hidratado. De forma semelhante, a fração de sílica que dissolve e precipita como Sodalita Bayer artificial é chamada sílica reativa (SR) em base SiO_2 . Sempre deve-se declarar a temperatura na qual ensaios que determinam AA e SR foram realizados.

O custo do processo de refino de alumina é influenciado pela quantidade necessária de reposição de NaOH por tonelada de alumina produzida. De forma simplificada, pode-se afirmar que (excluindo-se outros fatores da análise) bauxitas com uma relação de AA / SR maior do que 10 são economicamente atraentes, pois a produção de alumina compensaria o custo da reposição de soda.

As bauxitas brasileiras, por serem lateríticas, têm o mineral gibbsita ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) como principal mineral portador de alumina e têm, portanto, a sua alumina refinada a 150° C, fazendo com que a sílica reativa seja apenas a caulinita presente no material. Argilominerais como a caulinita são naturalmente finos. Por este motivo, podem ser separados por processos de beneficiamento como peneiramento e classificação uma vez que tenham sido desagregados das partículas mais grosseiras.

Ao se fazer análises químicas para avaliar os teores de AA e SR em uma amostra da bauxita de Rondon do Pará, foram obtidos os resultados listados na Tabela 1.

Tabela 1 - Granuloquímica da bauxita de Rondon do Pará

Material	Fração do <i>Run of Mine</i>	AA	SR	AA/SR
<i>Run of Mine</i>	100%	31%	8,0%	3,88
Fração maior do que 37 μm ou 400# Tyler	71%	41%	3,0%	13,7
Fração menor do que 37 μm ou 400# Tyler	29%	7,0%	22%	0,32

Assim, se a fração menor do que 37 μm for separada do *Run of Mine* (ROM), o teor de AA é aumentado enquanto que o de SR é reduzido, aumentando significativamente a razão ou módulo AA/SR de 4 para 14, o que implica em um minério economicamente mais atraente.

O beneficiamento de bauxitas, tipicamente, consiste das seguintes etapas:

1. Cominuição para manuseio e exposição dos argilominerais;
2. Desagregação dos argilominerais com água;
3. Separação dos argilominerais da fração de interesse;
4. Desaguamento da fração de interesse;
5. Desaguamento dos argilominerais; e
6. Disposição dos argilominerais.

1.4 REJEITO DO BENEFICIAMENTO

A fração rejeitada no beneficiamento é rica em caulinita e tipicamente se apresenta na forma de uma polpa diluída em água com uma concentração de sólidos entre 10 e 25%. É importante frisar que, neste texto, concentração de sólidos (ou umidade) serão sempre expressos como uma relação mássica entre os sólidos (ou água) e a massa total, salvo notação expressa.

Figura 1 - Micrografia da caulinita

Fonte: OMNI Laboratories, Inc¹

A caulinita é naturalmente fina e placóide como pode ser observado na Figura 1. A forma placóide da caulinita aliada à relativa alta diluição da polpa faz com que o adensamento de rejeitos de beneficiamento de bauxita seja lento e com que a concentração de sólidos final na fase espessada seja baixa. Estes dois pontos motivaram a avaliação de outras rotas de processo que resultassem em rejeitos mais

¹ Imagem obtida de OMNI Laboratories, Inc em webmineral.com. Acesso em 23 de março de 2015

desaguados, aumentando a eficiência de utilização de espaço, recuperando mais água e reduzindo o risco da instalação.

O caso a ser estudado não considera a alternativa de disposição em barragens, pois a topografia da região não é favorável para este tipo de solução. As opções apresentadas neste trabalho combinam opções de desaguamento e disposição do rejeito produzido pelo beneficiamento do Alumina Rondon e incluem:

Desaguamento

- Natural: O rejeito é lançado em diques tal qual produzido pelo beneficiamento e é deixado sedimentar naturalmente. A água clarificada é retornada ao processo.
- Com espessamento: O rejeito é floculado e espessado antes de ser lançado recuperando imediatamente parte da água. A polpa adensada é deixada sedimentar em diques e a água clarificada é retornada ao processo.
- Desaguamento mecânico com espessador e centrífugas: Nesta opção, antes de ser alimentado às centrífugas, o rejeito é espessado aumentando a concentração dos sólidos.
- Desaguamento mecânico com espessador e filtros prensa: análoga a anterior.

A depender da forma de desaguamento adotada, se faz possível dispor o rejeito como polpa ou como sólidos. As opções avaliadas são:

Disposição

- Diques: O rejeito é bombeado até um dique onde é deixado sedimentar. Estes diques podem variar de tamanho, a depender da sua vida útil e da concentração de sólidos final.
- Reaterro de tiras exauridas: O rejeito é retornado à cava após a lavra do minério e coberto pelo lançamento do capeamento da tira seguinte.

Ao longo do texto serão discutidos os prós e contras de cada opção e justificada a melhor alternativa.

1.5 RELEVÂNCIA

Da produção mundial anual de 234 milhões de toneladas de bauxita estima-se que, ao menos, 25% ou 60 milhões de toneladas são de bauxita lavada, sendo 18 milhões em Oriximiná pela MRN (Mineração Rio do Norte, 2012); 26 milhões em Weipa pela RioTinto (RioTinto, 2015); 9,2 milhões em Paragominas pela Hydro (Norsk Hydro ASA, 2015); 2,6 milhões em Juruti pela Alcoa (Alcoa Inc., 2015) e 3 milhões em Miraí pela Votorantim Metais (Votorantim Metais - Companhia Brasileira de Alumínio, 2007).

Este valor não inclui minas de bauxita que beneficiam o minério na China ou outros países, de forma que o valor de 60 milhões de toneladas certamente subestima a quantidade de bauxita lavada no mundo anualmente.

O autor estima que a recuperação mássica média mundial na lavagem seja de 70% (massa seca de produto / massa seca de ROM). Este valor é baseado em comunicações pessoais. Usando este valor de recuperação mássica, 60 milhões de toneladas corresponderiam a 86 milhões de toneladas de ROM, implicando em uma produção de 26 milhões de toneladas de rejeito de beneficiamento de bauxita por ano em todo o mundo. Desta quantidade, cerca de 14 milhões são de operações no Brasil. Tomando 60% de sólidos (massa sólidos / massa total) como valor médio na disposição, para cada tonelada de rejeito disposto imobilizam-se 0,67 toneladas de água, perfazendo um total de 9,3 milhões de metros cúbicos de água todo ano.

Também é estimado pelo autor que, no mundo, as áreas destinadas para esta atividade somem mais do que 30 km² entre barragens e diques. Estas estruturas, quando no final de suas vidas úteis, deverão ser reabilitadas a custos elevados.

2 OBJETIVOS

A produção de rejeito do beneficiamento de bauxita soma dezenas de milhões de toneladas por ano. Este material, ainda sem aproveitamento econômico, é estocado em barragens ou diques em uma concentração de sólidos baixa devido à dificuldade de se desaguá-lo. A baixa concentração de sólidos faz com que diques em recuperação ambiental sofram recalques preferenciais na sua região central rebaixando o nível do terreno, acumulando água e alterando as características naturais da região. Além disto, esta argila, mesmo tendo grande capacidade de troca de íons, necessitará de adubação orgânica e química para desenvolvimento de uma nova vegetação. Cabe incluir que o excesso de alumínio presente pode prejudicar o crescimento desta uma vez que o alumínio é tóxico para as plantas. Ambos os fatores fazem com que as áreas onde estes depósitos são criados tenham uma lenta recuperação ambiental impondo grandes despesas de monitoramento e reabilitação.

Em função de tais condicionantes o presente trabalho tem por objetivo a análise técnico-econômica de opções de desaguamento e disposição de rejeito a partir de um projeto de beneficiamento de bauxita.

Decorrem deste estudo os seguintes objetivos complementares:

1. Expor o estado atual do beneficiamento de bauxitas no Brasil e as formas de desaguamento e disposição de seus rejeitos;
2. Discorrer sobre formas de desaguamento e disposição para estes rejeitos;
3. Avaliar, para o caso específico estudado, qual é a alternativa que representa menor despesa ao longo de sua operação; e
4. Analisar as soluções propostas sob aspectos quantitativos e qualitativos.

3 UM PANORAMA DO BENEFICIAMENTO DA BAUXITA NO BRASIL

A seguir são descritas operações de beneficiamento de bauxita em operação no Brasil. São descritas duas operações do norte do país, no estado do Pará, quais sejam Mineração Rio do Norte e Mineração Paragominas; uma operação no Sudeste, Mineração Mirai de propriedade da Votorantim Metais e um projeto a ser instalado no município de Rondon do Pará, o Alumina Rondon.

3.1 MINERAÇÃO RIO DO NORTE

A Mineração Rio do Norte (MRN) está situada no estado do Pará, no município de Oriximiná. A Figura 2 é uma fotografia de satélite da unidade mostrando áreas de lavra (1), a unidade de beneficiamento (2), sistema de rejeito (3), ferrovia (4) e áreas de reflorestamento (5). Esta operação lava e beneficia bauxita desde a década de 1970.

Figura 2 - Vista da Mineração Rio do Norte

Fonte: 2015 DigitalGlobe²

² Imagem obtida de 2015 DigitalGlobe em maps.google.com. Acesso em 25 de abril de 2015

O processo produtivo da MRN se inicia com a lavra do material que é logo britado e transportado por transportadores de correia até a unidade de beneficiamento.

A primeira etapa de beneficiamento é a britagem primária, seguida da britagem secundária, como mostradas na Figura 3. Estes britadores ficam próximos à lavra e, a depender da frente, são britadores tipo *sizer* ou britadores de impacto.

Figura 3 - Britagem e transporte da bauxita

Fonte: 2016 MMD GPHC Ltd³

Após a britagem secundária, a bauxita é transportada em transportadores de correia até a usina de beneficiamento onde é carregada em um dos nove silos de bauxita como pode ser visto na Figura 4.

³ Imagem obtida de 2016 MMD GPHC Ltd em mmdsizers.com. Acesso em 23 de maio de 2015

Figura 4 - Prédio do beneficiamento da MRN

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Cada silo alimenta um tambor desagregador ou *scrubber* onde a bauxita é desagregada com a adição de água. Na saída de cada tambor há um *trommel* ilustrado na Figura 5.

Figura 5 - Tambor lavador e *trommel* na MRN

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A fração retida no *trommel* é encaminhada para a britagem terciária enquanto que a fração passante, junto com o produto da britagem terciária, é encaminhada ao peneiramento. O material retido no peneiramento já é produto do beneficiamento, Figura 6.

Figura 6 - Bauxita lavada grosseira na MRN

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A fração passante no peneiramento é alimentada à deslamagem. Nesta operação, a fração mais fina da bauxita é separada dos argilominerais em uma série de ciclones e, após isto, desaguada em filtros correia como exposto na Figura 7.

Figura 7 - Bauxita lavada fina na MRN

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Este processo está ilustrado no fluxograma da Figura 8. Nesta mesma figura, estão expostos os britadores primário (1), secundário (2) e terciário (3), o *scrubber* (4) e respectivo *trommel* (5), a etapa de peneiramento (6) e o produto grosseiro (7) e a etapa de ciclonação (8) e filtragem (9) e o produto fino (10). O *overflow* (11) dos ciclones segue para o sistema de rejeito.

Figura 8 - Fluxograma ilustrativo do beneficiamento da Mineração Rio do Norte

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

A polpa contendo o rejeito do beneficiamento é enviada ao sistema de disposição de rejeito exposto na Figura 9. Neste sistema, o rejeito é deixado sedimentar em um dique e, em seguida, é dragado e bombeado a outros diques onde será deixado secar ao tempo na sua disposição final.

Figura 9 - Sistema de disposição de rejeito da MRN

Fonte: Acervo pessoal do autor (2011)

A operação de desaguamento e disposição de rejeito exposta acima pode ser classificada como intensiva no uso de água e de espaço. A umidade final de disposição deste rejeito é cerca de 45% em massa e o uso de área destinada à disposição de rejeito é de cerca de 27 t/m². Este valor é calculado usando peso específico de 2,7 t/m³ para os sólidos e uma altura de empilhamento de 25 m.

Considerando uma produção de 18 milhões de toneladas ao ano com uma recuperação mássica no beneficiamento de 70%, tem-se uma geração anual de 7,7 milhões de toneladas em base seca de rejeito. Com 55% de sólidos, a massa anualmente disposta é de 14 milhões de toneladas por ano.

3.2 MINERAÇÃO BAUXITA PARAGOMINAS

A Mineração Bauxita Paragominas (MBP), também situada no Estado do Pará, no município de Paragominas, iniciou as suas operações em 2007. A Figura 10 mostra uma fotografia de satélite desta operação incluindo áreas de lavra (1), pilha de ROM (2), beneficiamento (3), desaguamento do rejeito (4), disposição do rejeito (5) e áreas de reflorestamento (6).

Figura 10 - Vista da Mineração Paragominas

Fonte: 2015 DigitalGlobe⁴ modificado pelo autor

Em Paragominas, a lavra é feita com um minerador de superfície, de forma que o minério é lavrado já com uma granulometria relativamente fina, Figura 11.

⁴ Imagem obtida de 2015 DigitalGlobe em maps.google.com. Acesso em 15 de novembro de 2015

Figura 11 - Lavra na MBP

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Após a lavra, o minério é transportado até as britagens primária e secundária. O produto das britagens é empilhado, Figura 12.

Figura 12 - Britagem na MBP

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Nesta operação existe um pátio de homogeneização e estoque que é formado por uma empilhadeira. O material é retomado com uma recuperadora para duas linhas paralelas de beneficiamento cada uma contando um com moinho semi-autógeno (SAG) onde é feita a desagregação e moagem grosseira das partículas, Figura 13.

Figura 13 - Moagem SAG na MBP

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Em cada linha, a descarga do moinho SAG é peneirada. A fração retida é alimentada a um britador de impacto Figura 14 e a passante classificada em ciclones. O produto do britador e o *underflow* da ciclonagem são direcionados a moinhos de bolas Figura 15. O *overflow* desta ciclonagem é enviado ao espessador de rejeito. O produto do moinho de bolas é classificado, desaguado e transportado por mineroduto de 232 km até a refinaria Alunorte no município de Barcarena - PA.

Figura 14 - Britador de impacto MBP

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Figura 15 - Moinhos SAG e de bolas e ciclonagem MBP

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Todo este processo está ilustrado no fluxograma da Figura 16. Nesta figura, estão expostos os britadores primário (1), secundário (2), o moinho SAG (3) seguido do respectivo peneiramento (4), o britador de impacto (5) a ciclonação de deslamagem (6), a moagem em moinho de bolas (7) a classificação para o mineroduto (8), o peneiramento de proteção para o mineroduto (9) e os espessadores de produto (10) e rejeito (11).

Figura 16 - Fluxograma ilustrativo de processo da MBP

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

O rejeito do beneficiamento é espessado antes de ser enviado para as barragens, Figura 17, onde é feita a sua disposição final.

Figura 17 - Rejeito da MBP

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A operação de desaguoamento e disposição de rejeito da MBP é mais eficiente no uso de água e de espaço, pois o material é previamente espessado sendo os flocos direcionados à disposição. Outro ponto relevante é que, por já estarem aglomerados, estes sólidos são menos propensos a voltarem a suspensão devido a uma movimentação qualquer da polpa como, e.g. inversão térmica. O uso de área destinada à disposição de rejeito é da ordem de 31 t/m² e a umidade final estimada de disposição deste rejeito é de 40 %. Este valor é calculado usando um peso específico de 2,7 t/m³ para os sólidos e uma altura de empilhamento de 25 m.

Para uma produção de 9,2 milhões de toneladas ao ano com uma recuperação mássica no beneficiamento de 70%, tem-se uma geração anual de rejeito 3,9 milhões de toneladas em base seca. Com 60% de sólidos, a massa anualmente disposta é de 6,6 milhões de toneladas.

3.3 MINERAÇÃO MIRAÍ

A terceira operação selecionada é a de Miraí da Votorantim Metais, em operação desde 2008. Esta operação está instalada no estado de Minas Gerais, no município de Miraí, na Zona da Mata Mineira. A Figura 18 mostra uma vista de satélite da operação incluindo a pilha de ROM (1), beneficiamento (2), pilha de produto (3), lançamento de rejeito na barragem (4) e barramento principal (5).

Figura 18 - Vista da Mineração Miraí

Fonte: 2015 DigitalGlobe ⁵ modificado pelo autor

⁵ Imagem obtida de 2015 DigitalGlobe em maps.google.com. Acesso em 5 de fevereiro de 2015

A lavra em Mirai é feita em diversas frentes, pois os corpos são descontínuos e de pequeno volume. Isto se deve a características geológicas distintas das do Pará quem implicaram em uma topografia em “mares de morros”. A bauxita é carregada em caminhões e trazida ao beneficiamento. Neste, a bauxita é alimentada às britagens primária e secundária, conforme ilustrado pela Figura 19, e direcionada à desagregação com água em tambor lavador ou *scrubber*.

Figura 19 - Britagem secundária em Mirai

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A polpa descarregada do tambor lavador, Figura 20, é peneirada em duas etapas (6,35 e 0,85 mm), Figura 21, sendo os retidos produto.

Figura 20 - Tambor lavador em Mirai

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Figura 21 – Peneiramento secundário de Mirai

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A fração passante no peneiramento secundário é conduzida diretamente à barragem para sedimentação, Figura 22. A água liberada é reutilizada no processo de beneficiamento.

Figura 22 - Lançamento do rejeito na barragem em Mirai

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A Figura 23 ilustra este processo. Este se inicia com o britador primário (1) e secundário (2), seguido do tambor lavador (3) e dos peneiramentos primário (4) e secundário (5). Os retidos (6) e (7) são produto e o rejeito (8) é lançado na barragem sem nenhum tratamento prévio.

Figura 23 - Fluxograma de processo de Miraí

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

A operação de desaguamento e disposição de rejeito de Miraí ocupa cada m² de seu depósito com 23,4 t de rejeito e a umidade final estimada de disposição deste rejeito é de 55 % em massa. Este valor é calculado usando um peso específico de 2,7 t/m³ para os sólidos e uma profundidade de lançamento de 30 m.

A produção de 3,0 milhões de toneladas de bauxita lavada ao ano com uma recuperação mássica no beneficiamento de 40% implica em uma geração anual de rejeito de 4,5 milhões de toneladas em base seca. Com 45% de sólidos, a massa anualmente disposta é de 10 milhões de toneladas.

3.4 RESUMO DAS OPERAÇÕES

A Tabela 2 resume os valores apresentados por operação.

Tabela 2 - Uso específico de área por tonelada de rejeito seco e umidade final

Operação	Fração de sólidos final	Densidade seca dos sólidos (t/m ³)	Altura do barramento (m)	Tonelada por m ² ocupado
MRN	55%	1,1	25	26,7
MBP	60%	1,2	25	30,3
Miraí	45%	0,8	30	23,8

Estas operações podem variar de equipamento ou técnica usada a depender das características específicas de cada depósito, mas sempre seguem o mesmo objetivo:

Remover a caulinita sem perder frações relevantes de gibbsita.

3.5 ESTUDO DE CASO: ALUMINA RONDON

O projeto Alumina Rondon foi escolhido como objeto do presente trabalho em função de suas características peculiares. Este prevê a instalação de uma mina, unidade de beneficiamento de bauxita, refinaria para a produção de alumina, unidade de geração de energia termoelétrica, utilidades necessárias para esta produção, bem como a logística associada conforme ilustra a Figura 24.

Figura 24 - Modelo 3D do projeto Alumina Rondon

Fonte: Acervo pessoal do autor (2013)

O projeto Alumina Rondon é desenvolvido pela Votorantim Metais, por meio de sua unidade de negócio Alumínio também conhecida como Companhia Brasileira de Alumínio (CBA).

O projeto em estudo, quando aprovado, será instalado no município de Rondon do Pará no nordeste do estado do Pará a cerca de 150 km NE de Marabá pela rodovia BR 222, conforme ilustra a Figura 25.

Figura 25 - Localização de Rondon do Pará

Fonte: Acervo pessoal do autor (2013)

A cidade de Rondon do Pará foi fundada em 1969 por imigrantes das regiões sul e sudeste brasileira e hoje conta com pouco menos de cinquenta mil habitantes. A área do município é de 8246 km² e as suas principais atividades econômicas são a agricultura e pecuária. O PIB *per capita* do município em 2012 era de R\$ 6.500,00 e o IDH em 2010 era de 0,602 (Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística, 2015).

A Votorantim Metais identificou as primeiras ocorrências de bauxita neste município na década de 1970. À época os resultados não apontaram para um material passível de ser explorado economicamente. Contudo, no ano de 2007, foram retomadas pesquisas na área e, com isto, foi possível identificar e quantificar recursos de bauxita, especialmente nos platôs Rondon Norte e Rondon Sul.

As características da bauxita encontrada nesta nova fase de pesquisa incentivaram a companhia a desenvolver estudos de engenharia. Estes estudos visaram avaliar a economicidade da instalação de uma mina, unidade de beneficiamento e de uma refinaria no local. Em 2011 foi concluído o estudo de engenharia conceitual do projeto. Os resultados obtidos nesta fase inicial justificaram

a continuidade dos estudos. Em 2012 foi desenvolvida a engenharia de pré-viabilidade e, em 2013, a engenharia de viabilidade ou básica.

O Alumina Rondon é um complexo industrial que engloba uma mina que lavrará 12 milhões de toneladas de bauxita ao ano que, beneficiada, montará a 8 milhões de toneladas de bauxita e 4 milhões de toneladas de rejeito em base seca. Estes 8 milhões de toneladas de bauxita lavada serão encaminhados à refinaria justaposta à unidade de beneficiamento. A refinaria irá exportar 3 milhões de *smelter grade alumina* ao ano. Para que esta operação possa ocorrer, será instalada uma termoelétrica com potência de 80 MW e serão importados cerca de 1,5 milhão de toneladas de insumos ao ano (Votorantim Metais, 2015).

Na Figura 26 estão expostos os britadores primário e secundário (1), o *scrubber* e seu *trommel* (2), britagem terciária (3), as etapas de peneiramento (4) e (5), ciclonação (6) e filtragem para desaguamento do material fino (7). Todo o material retido nas peneiras e a torta do filtro de correia é produto e será enviado para a moagem no início do processo de refino. O *overflow* (8) dos ciclones seguirá para o sistema de rejeito. Nos capítulos seguintes, serão abordadas opções de desaguamento e disposição para este rejeito.

Figura 26 - Fluxograma de processo do beneficiamento do Alumina Rondon

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

As figuras 27 a 29 ilustram os produtos retidos em cada peneiramento e na ciclonagem, enquanto, a 30, mostra o aspecto do rejeito. Estas imagens são de amostras tratadas em laboratório após peneiramento exaustivo e secagem.

Figura 27 - Fração da bauxita maior do que 6,00 mm

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

Figura 28 - Fração da bauxita contida entre 6,00 e 0,85 mm

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

Figura 29 - Fração da bauxita contida entre 0,85 e 0,037 mm

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

Figura 30 - Fração menor do que 0,037 mm em ensaio de sedimentação

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

4 REVISÕES DA LITERATURA

Neste capítulo, se discorre sobre teorias, técnicas e equipamentos considerados para cada tipo de desaguamento e disposição do rejeito da bauxita, além de outros recursos necessários para a análise do assunto, como avaliações de risco e retorno financeiro de projetos. Com isto busca-se dar um painel sobre o qual serão feitas análises das opções de desaguamento e disposição.

4.1 DESAGUAMENTO

O beneficiamento de bauxita utiliza grandes volumes de água como meio para transportar as frações mais finas do ROM, separadas das mais grosseiras. Esta quantidade de água pode variar em proporção mássica em relação aos sólidos de 1 a 7 vezes. Como consequência direta disto, o rejeito é sempre uma polpa constituída de frações finas, ao menos 50% menor do que 30 μm , e diluída, com não mais do que 25% de sólidos. O tratamento dado a esta polpa tem influência direta na forma em que a sua disposição será feita, bem como nos gastos de recuperação e reconciliação destas áreas.

O tópico a seguir irá tratar sobre como partículas se movimentam em um meio fluido. A dinâmica destas partículas é, por sua vez, o princípio de funcionamento dos equipamentos citados. Em seguida, serão abordadas três técnicas de desaguamento: espessamento, filtragem e centrifugação.

4.1.1 O movimento de sólidos em fluidos

Diversas técnicas de tratamento de minérios lidam essencialmente com o movimento de sólidos em fluidos. Isto é particularmente verdadeiro para técnicas como de classificação, espessamento, filtragem e concentração densitária. De fato, o movimento de sólidos em fluidos está presente em todas as técnicas de tratamento mineral sendo assunto de alta relevância teórica e prática. Este trecho, baseado na publicação de Gaudin de 1939, foi incluído com a intenção de se dar base teórica para a discussão que segue. A construção de um modelo mental do movimento de sólidos

em um fluido e suas relações com outras partículas e com próprio fluido é fundamental para que se possa discutir cada uma das técnicas de desaguamento propostas.

Partículas sólidas em qualquer fluido, sob a influência de uma força qualquer, tenderiam a manter a sua aceleração constante atingindo uma velocidade infinita, caso o fluido não impusesse nenhum tipo de resistência ao movimento. No entanto, esta não passa de uma abstração matemática, pois até o líquido mais fluido ou gás mais tênue imprimem uma resistência ao movimento de partículas em seu meio. Dado que a resistência é nula se a partícula está em repouso e não nula quando a partícula está em movimento, pode-se afirmar que a resistência é função da velocidade, Equação 1.

$$R = f(v)$$

Equação 1 - Resistência ao movimento como função da velocidade deste movimento

Onde R é a resistência ao movimento e v a velocidade. A exata determinação desta equação para todos os casos é o foco de atenção das disciplinas de Hidrodinâmica e Aerodinâmica. A resistência ao movimento aumenta com o aumento da velocidade. Caso a resistência seja igual em amplitude e oposta em direção à resultante de todas as outras forças agindo em uma partícula dentro de um fluido a aceleração desta partícula torna-se nula e a sua velocidade constante. Esta velocidade, chamada de *velocidade terminal* ou *máxima* v_m , é de especial importância para o tratamento de minérios.

A velocidade terminal é função de:

1. Características da partícula: peso específico, tamanho, forma, rugosidade de sua superfície, cargas de superfície, hidrofobicidade etc.;
2. Características do fluido: viscosidade, densidade, pH, Eh etc.;
3. Forças em ação: gravidade, aceleração centrípeta, forças de atração eletrostáticas ou magnéticas; e
4. Propriedades do sistema: estado de dispersão das partículas, geometria do equipamento e aditivos como flocculantes, coagulantes, tensoativos ou surfactantes.

Este texto se restringirá a revisar o conhecimento necessário para o caso em estudo, ou seja, sedimentação de partículas finas em água.

4.1.1.1 Sedimentação de partículas finas

Conforme demonstrado por Stokes, a resistência exercida por um fluido em regime laminar a partículas esféricas finas em sedimentação livre pode ser dada pela Equação 2.

$$R = 6\pi\mu r v$$

Equação 2 – Resistência ao movimento de partículas finas proposta por Stokes

Onde μ é a viscosidade de um fluido em Pa.s, r é o raio da partícula em metros e v a sua velocidade em metros por segundo.

A segunda lei de Newton aplicada a uma esfera caindo livremente em um fluido em regime laminar toma a forma:

$$m \frac{dv}{dt} = mg - m'g - R$$

Onde m é a massa da partícula em gramas, m' a massa do fluido deslocado pela partícula em gramas e g , a força da gravidade. Aplicando ao caso de uma esfera, tem-se:

$$\frac{4}{3}\pi r^3 \rho \frac{dv}{dt} = \frac{4}{3}\pi r^3 (\rho - \rho')g - 6\pi\mu r v$$

Onde ρ e ρ' são a densidade da partícula e do fluido em kg/m³. Simplificando e fazendo com que $\frac{dv}{dt}$ seja nulo, ou seja, a partícula não acelera, tem-se a Equação 3.

$$v_m = \frac{2}{9} \frac{(\rho - \rho')r^2 g}{\mu}$$

Equação 3 - Velocidade terminal de queda de partícula segundo Stokes

A validade da lei de Stokes pode ser verificada com experimentos para a velocidade terminal de pequenas esferas, como quartzo com menos de 50 µm de diâmetro, caindo individual e livremente na água.

4.1.1.2 Sedimentação de partículas grosseiras

A resistência à sedimentação de partículas grosseiras foi proposta por Newton cerca de dois séculos antes de Stokes. A relação por ele proposta é a Equação 4.

$$R = \frac{\pi}{2} \rho' r^2 v^2$$

Equação 4 - Resistência ao movimento de partículas finas proposta por Newton

A verificação experimental da relação proposta por Newton não se mostrou satisfatória, de forma que se fez necessária a inclusão de um fator de correção Q chamado de coeficiente de resistência ou de arraste. Este fator não pode ser considerado constante à exceção de estreitas faixas de aplicação. Com isto, a Equação 4 toma a forma:

$$R = Q \frac{\pi}{2} \rho' r^2 v^2$$

Equação 5 - Resistência ao movimento de partículas finas proposta por Newton corrigida

Para esferas de minerais em água, Q pode ser adotado como 0,4 se r for maior do que 2,0 mm. De forma que a velocidade terminal é expressa como na Equação 6.

$$v_m = \left(\frac{8 r g (\rho - \rho')}{3 Q \rho'} \right)^{1/2}$$

Equação 6 - Velocidade terminal de queda de partícula segundo Newton

4.1.1.3 Sedimentação de partículas intermediárias

É relevante notar que a faixa de tamanhos entre 0,05 e 2,00 mm em que nem a lei de Stokes ou a lei de Newton-Rittinger se aplicam é precisamente a faixa de tamanhos que a maior parte das operações de Tratamento Mineral.

Diversas fórmulas foram propostas para ajustar dados experimentais e pode-se citar a fórmula de resistência ao movimento proposta por Budryk Equação 7 que inclui dois fatores de resistência, sendo um deles devido ao fluxo laminar e outro devido ao fluxo turbulento:

$$R = 6\pi\mu r v_m + Q \frac{\pi}{2} \rho' r^2 v_m^2$$

Equação 7 - Resistência ao movimento conforme proposto por Budryk

4.1.1.4 Efeito das paredes do recipiente

Até este ponto, foi assumido que o fluido é infinito em todas as direções. No entanto, na prática, isto não ocorre. De fato, o movimento de partículas próximas às paredes é perturbado, não sendo o mesmo movimento de partículas distantes de uma parede. Com isto, pode-se afirmar que a presença da parede adiciona uma resistência ao movimento.

Uma forma de se abordar este efeito é através do fator proposto por Francis. Este expressou a resistência devido às paredes como um fator menor do que 1 pela qual a velocidade de sedimentação calculada pela relação de Stokes deve ser multiplicada.

$$f = \left(1 - \frac{r}{r'}\right)^{2,25}$$

Equação 8 - Fator de correção devido à proximidade de paredes proposto por Francis

Onde r e r' são os raios da partícula e do cilindro onde está contida.

4.1.1.5 Partículas de mesma velocidade máxima de sedimentação

Partículas da mesma substância, mesmo tamanho e mesma forma terão a mesma velocidade máxima de sedimentação. No entanto, se uma menor densidade for compensada por uma variação inversa do diâmetro, partículas distintas poderão ter a mesma velocidade de sedimentação sendo chamadas de equitombantes. Partículas de densidade ρ_1 e ρ_2 terão a mesma velocidade terminal se:

$$(\rho_1 - \rho')r_1^2 = (\rho_2 - \rho')r_2^2$$

Equação 9 - Equivalência de diâmetro e densidade para lei de Stokes

$$(\rho_1 - \rho')r_1 = (\rho_2 - \rho')r_2$$

Equação 10 - Equivalência de diâmetro e densidade para lei de Newton

A Equação 9 deve ser utilizada para partículas de diâmetros pequenos, enquanto que a Equação 10 deve ser aplicada para partículas com diâmetros maiores. A relação dada pela Equação 11 pode ser usada para calcular um fator que indica a diferença na velocidade de sedimentação de partículas de densidade ρ_1 e ρ_2 em um fluido de densidade ρ' .

$$R_m = \left(\frac{\rho_1 - \rho'}{\rho_2 - \rho'} \right)^m$$

Equação 11 - Relação de velocidade de sedimentação entre diferentes minerais

Onde m é um expoente que varia entre 0,5 e 1 a depender do regime de fluxo. Este fator assume o valor de 1 para $2r$ maior do que 1,0 mm, 0,85 para $2r$ entre 1 e 0,30 mm, 0,65 para $2r$ entre 0,30 e 0,10 mm e 0,5 para $2r$ entre 0,10 e 0,05 mm. Quanto maior for o valor de R_m , maior será a diferença da velocidade de sedimentação entre um par de minerais.

4.1.1.6 Efeito de sedimentação de várias partículas simultaneamente ou sedimentação perturbada

Caso a razão entre o volume ocupado pelos sólidos e toda a suspensão seja maior do que 1%, o movimento de partículas será distinto daquele onde as partículas sedimentam sem interferência. A velocidade média de sedimentação será menor do que aquela prevista pela Equação 3 - Velocidade terminal de queda de partícula segundo Stokes. Isto se dá devido à perturbação do movimento de uma partícula pelas partículas vizinhas. De forma semelhante à da partícula sedimentando dentro de um tubo de raio limitado, há um fluxo de fluido contrário ao sentido do movimento da partícula e a velocidade v_m poderá ser calculada aplicando-se o fator de correção exposto na Equação 8 - Fator de correção devido à proximidade de paredes proposto por Francis.

A dificuldade reside na determinação do raio onde a partícula estaria sedimentando. No caso citado, o limite é imaginário e se move junto com o movimento de outras partículas. Outra forma de se avaliar esta velocidade é usando a relação proposta por RICHARDSON & ZAKI em 1954 *apud* (Bailey, 1988), conforme descrito na Equação 12.

$$\frac{v_p}{v_m} = (1 - S)^n$$

Equação 12 - Velocidade de uma partícula em sedimentação perturbada

Onde v_p é a velocidade da partícula, v_m a velocidade terminal ou máxima, S a concentração de sólidos e n é um fator dependente do número de Reynolds. A justificativa dada por BARNEA em 1973 *apud* (Bailey, 1988) para a perturbação são:

1. Efeito hidrostático: a densidade da suspensão é maior do que a densidade do fluido, de forma que a massa de fluido deslocada devido à presença da partícula é maior. Este caso segue na seção seguinte.
2. Efeito da transferência de quantidade de movimento: a presença de outras partículas altera a transferência de quantidade de movimento entre cada partícula e o fluido. Este efeito pode ser relacionado à “viscosidade aparente” da polpa.

4.1.1.7 Sedimentação de esferas grandes em uma suspensão de esferas pequenas

Partículas de maior diâmetro sedimentam em uma suspensão de partículas mais finas como se estas últimas fossem parte do fluido. Este é o mesmo princípio usado para se medir a densidade de suspensões com um densímetro. Desta forma, a velocidade de sedimentação de partículas é dada pela Equação 13.

$$v_m = \left(\frac{8 r g (\rho - \rho'')}{3 Q \rho''} \right)^{1/2}$$

Equação 13 - Velocidade de sedimentação em uma suspensão

Onde ρ'' é a densidade do fluido com as partículas finas. Ou seja, partículas grosseiras de quartzo de densidade 2,65 g/cm³ flutuariam em uma suspensão com 30% em massa de partículas finas de galena. A densidade da galena é 7,20 g/cm³ e

uma suspensão com esta concentração teria uma densidade aparente de 2,86 g/cm³, valor maior do que a densidade do quartzo. Isto se dá pelo fato de que o fluido onde as partículas de quartzo estão suspensas é um sistema composto por partículas finas de galena e água.

4.1.1.8 Forma de partícula e diâmetro hidráulico

A forma da partícula tem grande efeito sobre a sua velocidade máxima de sedimentação. Entretanto, este efeito é de difícil mensuração e partículas naturais não são esféricas tendo formas irregulares e sulcos. Uma aproximação feita por Wadell exibida na Equação 14 define o grau de esfericidade ψ de uma partícula como a razão entre a superfície de uma esfera a que tem o mesmo volume que a partícula e a superfície desta partícula A . Esta relação pode ser usada como uma aproximação de velocidades máximas, onde partículas de mesmo material com o mesmo grau de esfericidade teriam a mesma velocidade máxima de sedimentação.

$$\psi = \frac{a}{A}$$

Equação 14 - Relação de Wadell para grau de esfericidade

Além da forma da partícula, podendo esta ser aproximada por esférica, placóide, cúbica, acicular etc., tamanho e densidade, rugosidade, pode-se citar outro efeito que afeta o diâmetro hidráulico de partículas: o potencial de superfície das partículas ou potencial zeta (ζ).

4.1.1.9 Coagulação

O estado de dispersão é de grande importância para operações de classificação, espessamento, filtragem e flotação. Pode-se citar como exemplo desta importância o fato de que qualquer polpa composta por partículas cominuídas terá certa quantidade de partículas tão finas que não sedimentarão em curto período de tempo. No entanto, se esta polpa for condicionada de forma que estas partículas sejam coaguladas, estes coágulos poderão ser grandes o suficiente para que sedimentem em um período de tempo curto deixando o fluido sobrenadante clarificado (Gaudin, 1939).

O potencial de superfície é a diferença de potencial entre o seio de uma solução eletricamente neutra e o potencial de uma superfície que é caracterizada pelo limite do material na fase sólida. Este potencial é devido às interações das cargas dos íons no limite da fase sólida com íons formadores de potencial existentes na solução. Cátions interagem com hidroxilas. Se houver um excesso de prótons na solução, pH baixo, estas hidroxilas, na região da superfície, interagem com o excesso de prótons ficando a superfície positivamente carregada. O oposto também é possível, ou seja, excesso de hidroxilas ou falta de prótons, pH alto, podem fazer com que superfícies fiquem negativamente carregadas (Kirby, 2015).

Figura 31 - Tamanho de aglomerados vs. potencial de superfície

Fonte: Hanaor (2012) modificado pelo autor

Com pode-se observar na Figura 31 o tamanho de aglomerados de partículas é máximo quando o módulo do potencial de superfície é próximo a zero. Nesta região de pH as energias repulsivas de interação eletrostática são baixas de forma que energias atrativas de London estabilizam conjuntos de partículas, permitindo a existência de aglomerados maiores. De fato, pela teoria DLVO estendida, a interação entre partículas deve ser avaliada como soma das forças de repulsão eletrostáticas, as atrativas de London e forças estruturais como hidrofobicidade (Mao, 1998).

A adição de sais inorgânicos é largamente conhecida pela sua capacidade de desestabilizar suspensões sólidas. Coagulação e sedimentação de coágulos é uma técnica largamente usada nas indústrias de tratamento de água. Isto pode ser feito adicionando cal, cloreto férrico, sulfato de alumínio e outros componentes à suspensão. A presença de sais reduz a espessura da dupla camada elétrica resultando em maior interação entre partículas aumentando a probabilidade de agregação. Na concentração crítica de coagulação, a magnitude da barreira energética é mínima fazendo com que a suspensão se desestabilize espontaneamente. A concentração depende da valência do eletrólito e do pH da suspensão. Estes grupos de partículas positivamente carregadas são atraídos por superfícies de partículas ainda nuas e negativamente carregadas. Aumentar a concentração de íons aumentará a cobertura de partículas e reduzirá a dupla camada elétrica. No entanto, excesso de íons pode re-estabilizar a suspensão (Wang, 2014).

4.1.1.10 Floculação

A agregação de partículas por polímeros ou outros aditivos macromoleculares é utilizada em diversas aplicações além do Tratamento de Minérios. Como exemplos vulgares de floculantes pode-se citar as poliacrilamidas, óxidos de polietileno, quitosanas, goma guar entre outros. Floculantes podem ser sintetizados ao peso molecular, tipo e densidade de carga elétrica desejados para que se obtenham os resultados adequados à aplicação. O floculante se instala na interface sólido-fluido ligando-se ao sólido por forças elétricas ou de London e, devido ao seu tamanho, adere-se à diversas partículas formando um agregado (Wang, 2014).

Em baixas concentrações de sólidos, flocos aproximadamente esféricos ocorrem com diâmetros aparentes maiores do que o de partículas independentes. Em concentrações de sólidos intermediárias ocorrem flocos com algum tipo de deformação e canais se formam entre estes permitindo o fluxo de água. O movimento do rastelo de espessadores quebra estes canais e a velocidade de sedimentação é reduzida. Em concentrações mais altas, estes canais se encontram fechados e passa a ocorrer a compressão de flocos alterando a curva de fluxo ou curva de sedimentação. A compressão depende da altura da camada de polpa, de forma que a altura de espessadores é necessariamente um parâmetro do seu dimensionamento.

Estes ensaios devem ser feitos usando-se um agitador de forma cuidadosa para se quebrar os flocos e simular a operação do rastelo e variando a concentração de sólidos e dosagem de floculante.

Também vale citar que a floculação pode não ser completa deixando partículas mais finas extravasarem com a fase clarificada no *overflow* do equipamento. Em casos específicos a floculação pode reduzir a velocidade de espessamento, pois o efeito do aumento de diâmetro devido à formação do floco é anulado pela baixa densidade aparente do floco. Uma forma de se superar este efeito é adicionando-se uma pequena quantidade de partículas mais grosseiras à polpa (Kelly, et al., 1982). Estas partículas funcionariam como âncoras para os flocos.

4.1.2 Espessamento

O espessamento envolve a combinação de dois efeitos: a sedimentação e a compressão. O primeiro foi tratado no item anterior, o segundo é o efeito das forças peso das partículas ou aglomerados suprajacentes em camadas inferiores. Entre as duas etapas do processo de espessamento pode-se definir uma região em que a velocidade de queda das partículas passa a ser perturbada pelo contato com outras partículas, diminuindo a sua velocidade. Esta região é chamada de zona de transição. Em equipamentos industriais a alimentação da polpa a ser desaguada é feita em um nível inferior à da superfície de transbordo, de forma que, para que o fluido saia, ele deve ascender. O trecho em que ocorre esta ascensão é chamado de região de clarificação. Estas regiões estão ilustradas na Figura 32.

A clarificação é um regime normalmente identificado pela individualidade do comportamento de partículas e pela baixa concentração de sólidos. Há pouca ou nenhuma interferência entre partículas e sua sedimentação é livre. O dimensionamento desta região deve ser feito levando em consideração as características do material e com ensaios específicos. A velocidade de sedimentação deve ser obtida experimentalmente, pois esta pode ser alterada em função de interferências da formação de agregados ou efeitos devido a forma das partículas.

Figura 32 - Regiões de um espessador

Fonte: Acervo pessoal do autor (2016)

Conforme se aumenta a concentração de sólidos, aumenta-se a interferência do movimento de uma partícula no movimento de outras. Isto decorre da redução de vazios entre os sólidos e da ação ascendente do líquido deslocado pela sedimentação das partículas abaixo. Neste caso, o regime de sedimentação está em transição de uma sedimentação livre para um regime de sedimentação perturbada.

Por último, a redução de vazios entre as partículas ou agregados faz com que a sua movimentação livre seja impedida. Nesta condição, os sólidos são obrigados a sedimentar juntos de forma que uma interface nítida se forma. Esta interface é a transição da região onde há sedimentação, livre ou perturbada, para a região de compressão, quando há transmissão de força peso por contato entre os sólidos.

A descida das partículas faz com que o fluido abaixo seja deslocado e suba. Esta subida pode causar a formação de canais de fluxo preferencial como pode ser visto na Figura 30 - Fração menor do que 0,037 mm em ensaio de sedimentação.

4.1.2.2 Espessadores

Tipicamente este processo ocorre em tanque circular de fundo cônico onde a polpa é alimentada. Como pode ser visto na Figura 33, a alimentação se dá pelo centro da superfície superior, em um poço de alimentação (*feedwell*). A fase clarificada (*overflow*) transborda e é coletada por uma calha em todo o perímetro lateral superior do tanque, enquanto que a fase adensada (*underflow*) é coletada pelo centro da parte inferior da seção cônica. Além da estrutura descrita, os espessadores contam com um rastelo (*rake*) que direciona os sólidos sedimentados para o sistema de saída central.

Figura 33 - Corte com estruturas típicas de um espessador

Fonte: Outotec (2015)⁶ modificado pelo autor

A compactação ocorre na região inferior do tanque e, a depender da natureza da polpa, esta pode ser um fluido compressível ou incompressível.

O rastelo (*rake*) contribui para o aumento da densidade do espessado, desprendendo bolhas de ar e de água presas, auxilia no melhor agrupamento das partículas e evita o aterramento do espessador, mantendo os sólidos em suspensão. O aterramento do espessador é um problema operacional comum e muito prejudicial ao processo de espessamento, gerando custos para a limpeza, além da perda de tempo de produção. É imprescindível a presença de equipamentos de medida de

⁶ Imagem obtida de Outotec em outotec.com. Acesso em 21 de outubro de 2015

torque nos mecanismos do rastelo, para se evitar danos à estrutura. Essa medição é conectada a um mecanismo de elevação que ergue a estrutura do rastelo até um patamar onde a resistência da região compactada esteja dentro do especificado, em seguida abaixando a estrutura lentamente até a posição original.

Existem três diferentes formas de sustentação dos equipamentos do espessador (*feedwell*, mecanismos do *rake* e tubulações de alimentação):

- Em ponte: espessadores de pequeno porte (até 30 metros de diâmetro). Os dispositivos são instalados sobre uma viga apoiada na coluna externa do espessador. Este tipo de espessador costuma ser suspenso;
- Em coluna: utilizados em espessadores de diâmetro superior a 25 metros. A estrutura que sustenta os dispositivos é uma estrutura metálica e fica apoiada no fundo do espessador (na região central). O *underflow* é descarregado em tubulações instaladas em túneis localizados sob o espessador; e
- Em *caisson*: utilizados em tanques grandes quando não é possível a construção do túnel sob o equipamento. Essa estrutura possui seção circular ou quadrada de concreto armado apoiada no centro do espessador.

Espessadores são construídos em aço ou concreto armado, podendo ser utilizada argila compactada para a construção da sua base. A escolha do material para a construção é econômica, sendo mais vantajoso o uso do aço em equipamentos menores, invertendo essa vantagem conforme se aumenta o tamanho do tanque (Chaves, 2010).

4.1.2.3 Dimensionamento de espessadores

O dimensionamento de espessadores consiste em determinar a área e a profundidade do equipamento que atenderá as necessidades do processo, levando em conta as características da polpa e as condições operacionais.

Conforme proposto por COE & CLEVENGER *apud* (Chaves, 2010), o dimensionamento pode ser feito partindo-se da premissa de que a razão de espessamento é função exclusiva da velocidade de sedimentação na zona de

sedimentação livre. Como a polpa de alimentação é muito diluída, a velocidade de sedimentação terá o mesmo valor no ensaio descontínuo e na operação contínua. Isso implica que a densidade da polpa irá aumentar continuamente dentro do espessador até atingir um valor crítico que limita a vazão de sólidos por unidade de área. Se a área for insuficiente, os sólidos irão se acumular e transbordar de forma que o principal ponto de controle de um espessador deve ser a altura da interface entre a região clarificada e aquela onde há presença de sólidos. Em complemento ao exposto, tem-se que a área também deve ser grande o suficiente para que a velocidade de ascensão da fase líquida deixando o equipamento por transbordo não seja maior do que a velocidade terminal de queda da menor partícula à ser recuperada na fase adensada.

Para o dimensionamento pode-se utilizar o ensaio de sedimentação em proveta de 1000 ou 2000 ml. Este ensaio permite construir uma curva de altura de interface pelo tempo avaliando qual é a velocidade de sedimentação na zona livre. Cabe incluir que a velocidade de sedimentação livre é máxima em uma concentração de sólidos baixa o suficiente para que não haja interferência relevante entre as partículas, sendo este um valor ensaiado. Não é incomum diluir a alimentação retornando parte do clarificado para a alimentação do espessador.

$$Q_C = Q - Q_E$$

Equação 15 - Cálculo da vazão de líquido clarificado

Para o dimensionamento de espessadores, parte-se da Equação 15 que pode ser entendida como: mantido estável o nível da interface entre clarificado e espessado, a vazão de líquido clarificado Q_C deve ser igual a vazão volumétrica da polpa ou suspensão alimentada Q menos a vazão de espessado Q_E , sendo este segundo obtido a partir da concentração de sólidos desejada no *underflow* do espessador.

Uma vez obtida a velocidade de sedimentação v_s em ensaio de proveta a área S necessária para o espessador será conforme a Equação 16.

$$S = \frac{Q_c}{v_s}$$

Equação 16 - Área necessária de espessamento para uma dada vazão e concentração de sólidos

Vale notar que neste método não se determina a altura da zona de compressão. Esta altura deve ser definida a partir do tempo necessário para a compressão estipulada com a ação simulada de um ancinho. Diversos autores propõem formas de se abordar este assunto como OLTMAN *apud* (Chaves, 2010).

Além do ensaio em proveta, deve-se sempre realizar um ensaio de reologia que determine a viscosidade da polpa em Pascal.segundo vs. a concentração de sólidos. Esta informação é relevante, pois determina até quais concentrações de sólidos a polpa do *underflow* pode ser transportada com o uso de bombas centrífugas e a partir de qual concentração se justifica usar uma bomba tipo diafragma ou pistão notadamente mais caras e complexas do que as anteriores.

Outras características a serem definidas para que o equipamento possa ser dimensionado são a potência de acionamento do rastelo e outras características mecânicas ou hidrodinâmicas como a geometria do poço de alimentação. Estas características são estimadas por analogia a outras operações, experiência acumulada por fornecedores e métodos de elementos finitos. Este texto não tem a intenção de fazer uma análise exaustiva sobre espessamento ou espessadores, de forma que estes pontos não serão abordados.

4.1.3 Filtragem

A filtragem é uma forma de separação de partículas de um fluido. Isto se dá através de um meio poroso ao fluido, mas impenetrável ao sólido, pelo qual o fluido passa e de onde a torta de sólido é descarregada.

A razão de filtragem dependerá dos fatores:

1. A diferença de pressão entre ambas as faces do filtro;
2. O diâmetro médio dos poros dentro da torta;
3. A espessura da torta;
4. O número de poros do meio filtrante; e
5. Fração de sólidos da polpa.

A influência de cada um dos fatores é bastante direta: a razão de filtragem é diretamente proporcional aos fatores 1, 2 e 3, enquanto que inversamente proporcional a 5 e direta a algum expoente de 4. Os fatores 1, 2 e 3 são controlados pelo aparelho em uso, 5 é como o aparelho é usado e o fator 4 é uma característica do material (Gaudin, 1939).

Toda operação de filtragem segue os passos de formação da torta, secagem e descarregamento. A depender do tipo de material, pode ser conveniente incluir etapas de lavagem do meio filtrante ou da torta ou ainda uma etapa de formação de uma camada de material mais grosseiro sobre o meio filtrante chamada pré-capa. (Chaves, 2010).

Este texto se resumirá a expor a operação de filtros tipo prensa, de forma que filtros a vácuo, centrífugas, hiperbáricos ou capilares não serão discutidos. Faz-se esta distinção, pois, para o desaguamento do rejeito da bauxita, grandes forças são necessárias e filtros que não os do tipo prensa não são capazes de desaguar adequadamente esta polpa.

A vazão específica de produção de filtrado de um filtro pode ser dada pela Equação 17:

$$Q_s = \frac{1}{\alpha} \left(\frac{-R_m}{t_c} + \sqrt{\frac{R_m^2}{t_c^2} + \frac{2 f_k \alpha \kappa \Delta P}{\mu t_c}} \right)$$

Equação 17 – Razão de filtragem de sólidos em uma filtragem

Obtido de ARMENANTE (2015) adaptado pelo autor

Onde Q_s representa a vazão específica de sólidos em kg/m².s, α representa a resistência específica da torta em m/kg; R_m representa a resistência específica do meio filtrante em 1/m; t_c representa o tempo de ciclo em s; f_k representa o tempo de formação da torta em s; κ representa a concentração mássica por volume de sólidos na suspensão em kg/m³; ΔP representa a diferença de pressão na região de formação da torta em Pa; μ representa a viscosidade do fluido a ser filtrado em Pa.s.

A vazão específica de produção depende da devida calibração da constante do material α a ser avaliada em ensaios e que tipicamente varia entre 10⁻¹¹ a 10⁻¹⁵ m/kg. A depender do material a ser filtrado, a constante de resistência do tecido ou meio filtrante R_m pode ser considerada nula, pois pode ser ordens de grandeza menor do que a resistência do material. Isto vale para o caso de argilominerais, material em estudo neste texto.

A filtragem em um filtro prensa é caracterizada pela aplicação de uma pressão positiva sobre a polpa, que é forçada contra um meio filtrante, forçando a separação entre o sólido e o líquido. Como vantagem do filtro prensa pode-se citar a aplicação de diferenças de pressão maiores do que 10⁶ Pa, ou 10 atmosferas, obtendo-se assim tortas com menor umidade em comparação a outras técnicas de filtragem (Guimarães, 2011). Outros filtros dependem de vácuo, de forma que a diferença de pressão não passará de 1 atmosfera para filtros atmosféricos, e de menos do que 4 atmosferas para filtros hiperbáricos.

O filtro prensa é um equipamento de operação descontínua. Ou seja, existem períodos de operação onde a suspensão é alimentada e períodos onde o filtrado é retirado e outro quando a torta é descarregada, além de tempos técnicos como o fechamento ou abertura do pacote de placas ou lavagem do tecido.

Como é possível notar na Figura 34, este equipamento consiste em uma estrutura metálica com uma extremidade fixa e outra móvel, sendo esta última a responsável pela aplicação de pressão nas placas e quadros. As placas e os quadros ficam dispostos verticalmente entre os extremos do filtro, apoiadas em vigas laterais ou barra superior. Na mesma figura pode-se notar que diversas placas são abertas simultaneamente. Esta é uma forma de reduzir um dos tempos técnicos. Com o mesmo objetivo, este filtro apresenta uma estrutura sobre o pacote de placas que faz a lavagem dos tecidos.

As placas podem ser abertas individualmente, demandando menor espaço físico do filtro, ou em conjunto, demandando maior espaço, mas acarretando em um ganho produtividade. Existem placas de diferentes modelos, variando o tamanho, o tipo de câmara e a existência ou não de diafragma. Os tamanhos das placas e, conseqüentemente, da área de filtragem, variam de 250 x 250 mm até 2500 x 2500 mm (Guimarães, 2011).

Figura 34 - Filtro prensa

Fonte: JingJin⁷

⁷ Imagem obtida de JingJin em en.jingjin.org. Acesso em 12 de outubro de 2015

Após a abertura das placas a torta se desprende do filtro podendo ser transportada. Em seguida, o filtro pode passar por um processo de lavagem do tecido filtrante com jatos de alta pressão, podendo este ser um processo automatizado ou manual.

O desempenho de um filtro prensa pode ser expresso como função do volume de filtrado obtido no tempo total de um ciclo completo que envolve tempos de filtração, de lavagem, de abertura, limpeza e montagem do filtro. Tempos de abertura, limpeza e montagem do filtro dependem de fatores do projeto do filtro, como características mecânicas e aspectos operacionais da instalação industrial.

Filtros prensa possuem placas revestidas por meios filtrantes que, quando justapostas, formam câmaras devido a sua cavidade central. Essas placas são prensadas usando-se água ou ar. Depois de fixadas, inicia-se o bombeamento de polpa até que se forme a torta no interior das câmaras, em seguida é realizada a secagem e a abertura das placas, descarregando a torta (Gomide, 1980).

O número de câmaras varia em cada equipamento e depende do número de placas instaladas. Esta quantidade usualmente está na ordem das dezenas, mas pode alcançar as centenas. As placas possuem uma porta de alimentação central que atravessa toda a extensão do filtro, de forma que todas as câmaras permanecem interconectadas quando o pacote está fechado. Nas extremidades das placas existem aberturas que coletam o filtrado, direcionando-o para a etapa seguinte processo.

O ciclo de operação do filtro prensa horizontal com placas tipo câmara pode ser compreendido em três etapas: enchimento, filtração sob pressão e descarga da torta. A injeção de ar comprimido após a torta ocupar todo o volume das câmaras é realizada para se retirar o material do canal central de alimentação e promover maior desaguamento da torta deslocando a água nos seus poros. Na Figura 35 é possível observar seu esquema de operação.

Figura 35 - Ciclo de um filtro prensa

Fonte: Andritz⁸

Filtros prensa do tipo diafragma são montados com placas que possuem uma membrana que se dilata quando submetida à pressão aumentando a pressão exercida na torta e aumentando o seu desaguamento. A pressão aplicada inflando-se os diafragmas pode chegar a 30 atmosferas. Estes tipos de placas tem uma vida útil menor do que aquelas sem membranas.

4.1.3.1 Dimensionamento de filtros prensa

No dimensionamento de filtros prensa são feitos ensaios em um equipamento piloto para se determinar as principais características da torta, como umidade em função da espessura da torta, pressões de operação, além da constante de material α . Com isto aplica-se a Equação 17 – Razão de filtragem de sólidos em uma filtragem, cujo valor obtido em $\text{kg/m}^2.\text{s}$ deve ser multiplicado pela área de filtragem de um filtro existente e pelo tempo de um ciclo obtido em ensaio.

⁸ Imagem obtida de Andritz em andritz.com. Acesso em 9 de julho de 2015

4.1.4 Centrifugação

Centrífugas, especificamente as do tipo decânter, são equipamentos versáteis e largamente utilizados em indústrias como a alimentícia, farmacêutica, petroquímicas, saneamento entre outras (Alfa Laval Corporate AB, 2015). Estas podem ser usadas substituindo classificadores, clarificadores, espessadores e filtros. No Tratamento Mineral são geralmente usadas quando a sedimentação por ação da gravidade é muito lenta ou quando se deseja reduzir a quantidade de água na fase adensada (Kelly, et al., 1982). A força aplicada na suspensão é a aceleração centrípeta obtida pela Equação 18.

$$a_c = \omega^2 r$$

Equação 18 - Aceleração centrípeta

Onde a_c é a aceleração centrípeta m/s², ω é a velocidade angular em rad/s e r o raio da trajetória.

As centrífugas tratadas neste texto se resumem as do tipo decânter. Estas são máquinas rotativas, alcançando 3650 rpm e, por consequência imprimindo forças até 3500 vezes a aceleração da gravidade.

Como está ilustrado na Figura 36, o equipamento é composto por um eixo horizontal oco envolto por uma hélice e contido em um cilindro com extremidade cônica. A alimentação se dá por um furo no eixo central que dá acesso à câmara de separação. A rotação do equipamento faz com que partículas de sólidos sedimentem contra a parede interna do cilindro. A sedimentação de outras partículas sobre estas comprime as que estão mais próximas à extremidade. Este efeito reduz ainda mais a umidade presente nesta fase. A hélice solidária ao eixo central gira a uma velocidade diferente daquela do cilindro e este movimento arrasta as camadas mais externas para a descarga de sólidos. O movimento da hélice pode ser comparado ao movimento do ancinho em um espessador e tem os mesmos efeitos: encaminhar a fase sedimentada para o ponto de descarga e liberar bolhas de ar ou água aumentando a concentração de sólidos desta fase. Como a hélice é vazada em uma região próxima ao eixo central, a fase clarificada pode passar de forma que segue para a outra extremidade do

equipamento. A inclinação da porção cônica do cilindro faz com que a fase sólida seja descarregada em uma posição mais próxima ao eixo central de forma que está fora da fase líquida.

Figura 36 - Centrífuga decânter

Fonte: AlfaLaval⁹

Decânters são equipamentos de operação contínua e podem separar até três fases: sólido, líquido menos denso e líquido mais denso. Equipamentos de três fases são tipicamente usados na indústria petroquímica separando lama de perfuração, óleo e água e são chamadas de *tricanter*.

Conforme se observa em catálogos de diversos fornecedores, centrífugas têm dois motores ou acionamentos. O principal gera energia para movimentar o cilindro externo e o eixo com a hélice. Já o outro motor, menor, gera apenas a energia suficiente para a diferença de velocidade de rotação do eixo com a hélice. A depender da operação, esta diferença de velocidade pode ser negativa, *i.e.*, o eixo com a hélice gira a uma velocidade menor do que aquela do cilindro externo. Isto faz com que o motor menor passe a agir como um gerador. A diferença de velocidade negativa aumenta o tempo de residência dos sólidos e isto pode ser usado quando o desaguamento é mais relevante do que a clarificação ou quando a quantidade de sólidos presentes na suspensão é muito baixa. Uma diferença de velocidade positiva é usada nos casos recíprocos.

⁹ Imagem obtida de AlfaLaval em alfalaval.com. Acesso em 19 de abril de 2015

A principal variável de controle é o torque necessário para manter a velocidade de rotação do motor que aciona o eixo central. Este torque é proporcional à quantidade e ao desaguamento dos sólidos. Desta forma, se a alimentação passa a estar diluída, este torque tende a diminuir, pois a quantidade de sólidos sendo transportada pela hélice é menor. O sistema de controle do equipamento mede constantemente o torque deste motor, de forma que quando há uma redução deste, o controle reduz a velocidade do eixo com a hélice, para manter o nível de sólidos constante e, por consequência, o desaguamento constante. Por outro lado, se o torque aumenta a rotação do eixo também é aumentada fazendo com que se aumente a descarga de sólidos.

A construção deste tipo de equipamento deve levar em conta a sua velocidade de rotação em operação. Isto implica que todas as partes girantes devem ser devidamente balanceadas e centralizadas. Para isto, usa-se a fundição centrífuga ou *spin casting*. Com esta técnica há uma distribuição radial dos constituintes da peça de forma que esta tende a estar mais balanceada.

4.1.4.1 Dimensionamento de centrífugas

O texto a seguir é baseado em no texto “Selecionando a centrífuga certa” em tradução livre publicado por (Schwarz, 2011).

Os principais parâmetros para a seleção de centrífugas são de ordem física, operacionais e de controle. Os parâmetros físicos são aqueles que afetam diretamente a capacidade de separação de uma centrífuga. Estes são tipicamente determinados por características de desenho e velocidade de rotação do equipamento. Abaixo estão listados os principais:

- Força centrípeta;
- Volume passível de ser ocupado pela suspensão;
- Tempo de retenção;
- Ângulo de praia;
- Área de clarificação; e
- Área de clarificação equivalente.

As Figura 37 e 38 indicam onde medir as principais dimensões de uma centrífuga.

Figura 37 - Comprimentos típicos de uma centrífuga

Fonte: Schwarz (2011) modificado pelo autor

Figura 38 - Diâmetros típicos de uma centrífuga

Fonte: Schwarz (2011) modificado pelo autor

As principais características para comparação e dimensionamento de centrífugas são:

D_b : diâmetro interno do cilindro externo em metros;

D_w : diâmetro alagado em metros;

L_{cyl} : comprimento do cilindro em metros;

n : velocidade de rotação em rotações por minuto; e

α : ângulo do cone em graus.

Inicialmente, ao avaliar um equipamento, deve-se calcular qual a aceleração que este pode impor às partículas. Esta aceleração, exposta na Equação 18, tipicamente é avaliada em relação ao campo gravitacional, ou seja, em múltiplos de g. Isto pode ser feito usando a relação da Equação 19.

$$G = \frac{n^2 \times D_b}{1800}$$

Equação 19 - Aceleração centrífuga relativa

Onde G é o múltiplo de vezes da aceleração da gravidade.

A característica seguinte a ser considerada é o volume de suspensão que esta comporta. Este volume pode ser estimado somando-se os volumes das regiões cilíndricas e cônicas. Estes podem ser calculados como exposto nas equações 20 a 22.

$$V_{cyl} = \frac{\pi}{4} \times (D_B^2 - D_W^2) \times L_{cyl}$$

Equação 20 - Cálculo do volume da região cilíndrica de um Decânter

$$V_{cn} = \frac{\pi}{8} \times \frac{(D_B - D_w)}{\tan \alpha} \times \left[\frac{(D_B^2 + D_B D_W + D_W^2)}{3} - D_W^2 \right]$$

Equação 21 - Cálculo do volume da região cônica de um Decânter

$$V_s = V_{cyl} + V_{cn}$$

Equação 22 - Cálculo do volume da suspensão

O efeito do volume de suspensão em uma centrífuga pode ser comparado ao efeito do volume em um espessador. Geralmente, quanto maior, melhor será a separação, contando que outros fatores, como a espessura da camada de polpa sedimentada sejam mantidas constantes.

O tempo de retenção pode ser avaliado como sendo o volume V_s dividido pela vazão alimentada à centrífuga. De forma ampla, quanto maior for o tempo de retenção, melhor será a eficiência de separação da centrífuga. Entretanto, o tempo de retenção necessário para o desaguamento dos sólidos é típico de cada suspensão e deve ser determinado experimentalmente. Os parâmetros que têm influência sobre este tempo são o tamanho das partículas, a diferença de densidade entre as fases, a viscosidade da fase líquida e a proporção entre as fases.

O ensaio que avalia o tempo de retenção é chamado de *spin test* e é feito usando-se pequenas quantidades de material em uma centrífuga de batelada em laboratório.

O tempo de retenção é dado fundamental para o dimensionamento do equipamento. Este é ensaiado em equipamento piloto e, uma vez definido, servirá para selecionar o equipamento industrial. Fatores como espessura na zona de compactação e ângulo de praia são relevantes, mas têm seu ajuste fino feito quando do início da operação em escala industrial. Uma vez obtido o tempo de retenção no ensaio piloto, calculado a partir da Equação 23, e a vazão de descarga de desaguado por metro de perímetro seleciona-se o equipamento industrial que atenda a estes quesitos.

$$T_R = 3600 \times \frac{V_s}{Q}$$

Equação 23 - Tempo de retenção em uma centrífuga

Onde T_R é o tempo de retenção medido em segundos e Q é a vazão de alimentação à centrífuga em m³/h.

Uma centrífuga pode ter o seu volume de suspensão alterado, aumentando ou diminuindo o diâmetro alagado D_w e isto pode ser feito trocando uma peça de desgaste instalada nesta região do equipamento. Outra forma é alterando a velocidade de rotação do eixo com a hélice, influenciando em maior monta o tempo de residência da fase sólida.

Outro ponto relevante é o ângulo do cone ou ângulo de praia. Quando os sólidos são forçados pela hélice a subir pela seção cônica, uma força resultante da inclinação do cone e da rotação força estes sólidos de volta para o setor cilíndrico da centrífuga. Esta força F_c pode ser calculada como na Equação 24.

$$F_c = G \operatorname{sen} \alpha$$

Equação 24 - Força de escorregamento na seção cônica

Esta força aumenta consideravelmente quando os sólidos saem da fase líquida e passam para a atmosfera, pois é proporcional à diferença de densidade entre o sólido e o meio onde este se encontra.

Centrífugas com ângulos baixos exercem menores forças de escorregamento, do que aquelas com maior ângulo. Ângulos baixos são desejados para sólidos que não compactam, como no caso de lodo no tratamento de esgoto. Ângulos baixos também são indicados para materiais que exigem alto torque para serem movidos.

A área equivalente de clarificação de uma centrífuga é uma forma prática de se avaliar quão eficiente esta pode ser em relação a outras centrífugas ou em relação a espessadores. Para isto, basta usar a Equação 25 para se avaliar área equivalente em um campo de aceleração igual a uma vez a força da gravidade.

$$\Sigma = A_c G = \pi \frac{n^2 D_b^2 L_{cyl}}{1800}$$

Equação 25 - Área equivalente de uma centrífuga

Onde Σ é a área da superfície equivalente de um espessador convencional sujeito a aceleração igual a uma vez o campo gravitacional da terra. Como exemplo, pode-se citar uma centrífuga com 0,5 m de diâmetro e 4 m de comprimento operando a

3000 rpm. Sua área equivalente será de 15700 m² ou equivalente a um espessador de 141 metros de diâmetro. Esta área é equivalente à área de clarificação. No entanto a substituição não seria direta, pois outros fatores devem ser levados em conta como tempo de residência necessário para os sólidos desaguarem ou capacidade volumétrica dos equipamentos.

Os parâmetros operacionais que merecem destaque são:

- Acionamento; e
- Controle no nível alagado.

Acionamentos com inversores de frequência são particularmente interessantes para aplicações que têm grande variação na composição da alimentação. Este tipo de acionamento permite variar a velocidade do cilindro externo, bem como do eixo com a hélice, atingindo maior eficiência na operação. O inversor deve funcionar com uma lógica de controle associada ao torque aplicado pelo motor.

O controle de nível alagado é outro parâmetro relevante, pois este influencia diretamente o volume de suspensão dentro do equipamento. Tipicamente estas peças de desgaste devem ser trocadas ou ajustadas com o equipamento fora de operação. Entretanto, existem no mercado centrífugas que permitem fazer este tipo de ajuste com o equipamento em funcionamento.

4.2 DISPOSIÇÃO

Rejeitos provenientes de operações de beneficiamento mineral são polpas de partículas finas. Seu transporte, forma de disposição, recuperação de água (se houver), tratamento de drenagens, local de destinação e recuperação ambiental estão condicionados à quantidade de água presente nesta polpa. Opções sem desaguamento ou com desaguamento por espessamento permitem transporte hidráulico e obrigam a disposição com ângulos abatidos. Opções com desaguamento mecânico possibilitam a formação de pilhas ou o uso deste material como enchimento de áreas lavradas. Alguns destes métodos são discutidos neste tópico.

4.2.1 Disposição úmida

A principal vantagem deste método é o baixo custo de operação. Uma vez instalado o depósito, basta bombear a polpa para dentro deste, deixá-la sedimentar e recuperar a água disponível, seja esta liberada da polpa ou proveniente de chuvas. Neste caso, sempre há uma lâmina de água sobre o rejeito que impede um possível ressecamento por evaporação e o levantamento de poeiras. Também pode-se citar como vantagem a existência de apenas um depósito para se gerenciar.

Este método de disposição consiste em lançar o rejeito em uma região contida por barramento. A polpa a ser lançada pode ou não ser espessada. No case em exemplo, o lançamento se dá sempre pelo mesmo ponto de forma que há formação de uma praia a partir do perímetro com a região alagada no outro extremo, como exposto na Figura 39. O ponto 1 é o local de lançamento do rejeito. No ponto 2 pode-se observar um meandro, estes mudam de posição constantemente devido à variação natural da granulometria do material a ser disposto e sua sedimentação. No ponto 3 pode-se observar a região de fluxo laminar. No ponto 4 está a região de líquido clarificado. No caso de rejeitos de bauxita não há uma clarificação completa devido à presença de partículas finas e convecção da água no depósito.

Figura 39 - Disposição úmida de rejeitos

Fonte: 2015 CNES¹⁰

Como desvantagens deste método, pode-se citar especialmente o acúmulo de água. A concentração de sólidos atingida apenas por sedimentação e espessamento é relativamente baixa se comparada com a de métodos de disposição que incluem evaporação ou desaguamento mecânico. Este acúmulo tem como consequência o aumento da quantidade de água perdida seja por percolação ou por estar vinculada aos sólidos implicando em uma reposição relevante. Pode-se citar também como desvantagem a existência de áreas com material fino pouco consolidado. O material neste estado é de difícil cobertura e recuperação ambiental, fato que dificulta o fechamento da área. Além disto, a baixa resistência ao cisalhamento faz com que este material seja suscetível a falhas ou escorregamentos implicando em despesas com monitoramento.

¹⁰ Imagem obtida de 2015 CNES em maps.google.com. Acesso em 7 de abril de 2015

4.2.2 Disposição semi-seca

A disposição semi-seca é feita de forma semelhante à disposição úmida. A principal distinção se dá pelo ciclo de disposição. Com o lançamento controlado sobre camadas consecutivas o depósito pode secar. Pode ou não haver uma camada drenante e um sistema de coleta de infiltrado. Como pode-se notar na Figura 40 o número 1 indica região barrada que comporta o lançamento do rejeito. Este lançamento é feito em ciclos, de forma que são necessários diversos barramentos para que o intervalo entre lançamentos seja suficiente para a secagem da camada lançada. O ponto 2 mostra um detalhe de um dos pontos de lançamento. O ponto 3 mostra a região após a secagem, pode-se notar o ressecamento da superfície. Já o ponto 4 mostra um dreno na margem oposta ao lançamento que recupera a fase líquida liberada.

Figura 40 - Disposição semi-seca

Fonte: 1 2015 DigitalGlobe¹¹ 2 a 4 Acervo pessoal do autor 2015

¹¹ Imagem obtida de 2016 DigitalGlobe em maps.google.com. Acesso em 25 de abril de 2015

Neste método camadas recém lançadas perdem parte de sua água por infiltração em camadas anteriores já secas ou por evaporação (Ritcey, 1989). Este método de lançamento deve ser feito por diversos pontos lançamento para que não haja erosão de camadas inferiores e para que sejam criadas camadas homogeneamente delgadas. Uma vez que uma região foi coberta por um lançamento, este é movimentado para que esta região possa secar. A secagem induz poro-pressões negativas que aumentam a densidade e a resistência ao cisalhamento e reduz o coeficiente de permeabilidade do maciço. Além disto, as frações mais finas tendem a se acumular na superfície e, ao secarem, formam uma crosta coesiva que pode resistir à erosão pelo vento e chuva.

O rejeito lançado neste método pode ou não ser previamente espessado. Em relação ao método anterior, a disposição semi-seca tem uma recuperação de água maior. Devido ao aumento na concentração de sólidos, os efeitos negativos anteriormente citados são reduzidos. Com o aumento na densidade do depósito, quantidade maior de sólidos é armazenada por unidade de área resultando em melhor ocupação específica. No descomissionamento, o rejeito já está drenado e consolidado, permitindo a construção de um selo superficial para o fechamento da estrutura. Além disto, a menor quantidade de água aumenta a resistência à liquefação.

Entretanto, neste caso, a perda de água ainda é relevante. A água perdida deverá ser captada de outra fonte para reposição. Este método pode não ser exequível em períodos de grande precipitação que preveniriam a devida secagem das camadas, fato que forçaria a utilização de um método complementar para este período. Além disto, o lançamento em camadas delgadas exige maior área de disposição para secagem e rodizio, implicando em um custo de instalação maior do que a disposição úmida.

4.2.3 Empilhamento

Este método de disposição pode ser considerado como o mais eficiente na ocupação do espaço. Para que se possa construir uma pilha, faz-se necessário o desaguamento intenso da polpa. Este desaguamento é necessário para que as partículas tenham coesão suficiente para sustentar a pilha e para que possam ser compactadas durante a sua construção. Estes fatores implicam que a massa resultante do desaguamento não esteja saturada, ou seja, que nela existam vazios preenchidos por água e também vazios preenchidos por ar.

A baixa quantidade de água por metro cúbico, combinada com a altura e a inclinações maiores do depósito, permite uma taxa de ocupação maior do que dos métodos de disposição hidráulica. De fato, a altura da pilha é ilimitada, o que limita a altura final do depósito é largura da base da pilha para que a inclinação máxima seja respeitada. Além disto, também há a curva cota vs. volume do depósito. Ou seja, a partir de determinada altura, o benefício de transportar o material até o topo da pilha passa a ser menor do que o de abrir outro depósito. Outros fatores devem ser considerados, como a aceitação da comunidade em ter esta obra na sua vizinhança.

Figura 41 - Solo compactado e máquina para compactação de solo

Fonte: Alamy¹² e Caterpillar¹³

¹² Imagem obtida de Alamy Ltd. em alamy.com. Acesso em 17 de agosto de 2015

¹³ Imagem obtida de Caterpillar em caterpillar.com. Acesso em 17 de agosto de 2015

Na Figura 41 estão ilustrados o solo recém compactado e uma máquina para compactação em operação. Pode-se notar, na imagem da esquerda, que o solo deve apresentar alguma capacidade de suporte. Por outro lado, a massa não pode estar por demais desidratada, pois não apresentaria plasticidade suficiente para ser trabalhada.

As características geotécnicas do rejeito se tornam mais relevantes quando se opta por construir uma pilha. Para que se possa aproveitar das vantagens de ocupação de espaço e redução das distâncias de transporte, a pilha deverá ter taludes tão verticais quanto possível, sendo estes valores tipicamente da ordem de 2,5 H: 1 V a 4 H: 1 V. De forma diferente de depósitos hidráulicos, que são obrigados a terem ângulos abatidos (não mais do que 5° ou 11,5 H: 1 V) e onde o rejeito não tem possibilidade de escorregar, um talude pode romper-se causando um acidente. Sendo assim, para que este método possa ser considerado, deve-se conhecer as características geotécnicas do material de forma que a geometria executada esteja de acordo com os parâmetros de resistência do material. Além disto, para a avaliação da exequibilidade deste método, estas informações devem ser combinadas com resultados de caracterização tecnológica do rejeito. Como exemplo, cita-se que a umidade passível de ser obtida com uma determinada forma de desaguamento implicará em uma determinada geometria de disposição, pois esta condicionará a resistência do material.

4.2.4 Preenchimento de áreas lavradas

Áreas lavradas são um depósito natural para os rejeitos de mineração. Existem diversos exemplos em minas subterrâneas ou cavas a céu aberto. No caso específico da bauxita, esta solução é ainda mais favorável.

O método de lavra considerado para depósitos tabulares de baixa profundidade e grandes dimensões laterais é o de lavra em tiras, Figura 42. Neste método, inicialmente é aberta uma tira até a profundidade do minério (1) e em seguida o minério é escarificado (2) e extraído (3). A próxima tira é aberta lançando o seu capeamento na tira exaurida (6). Ou seja, para que se possa acessar o minério da

próxima tira, a tira anterior deve ser fechada. É antes desta etapa que o rejeito desaguado pode ser transportado para a tira, descarregado (4) e espalhado (5).

Figura 42 - Sequência de atividades na mina

Fonte: Grupo Votorantim¹⁴ modificado pelo autor

Este rejeito retornará à mina carregado por parte dos caminhões de lavra. Como a recuperação de minério no beneficiamento é de cerca de 70% em massa e a umidade do ROM é de 12%, a cada 100 toneladas transportadas da mina para a usina pelos caminhões, 38 toneladas de rejeito com 30% de umidade são retornadas para mina.

O deslocamento dos caminhões até o ponto de carregamento no beneficiamento, a carga, a descarga na tira e o deslocamento até o ponto de carregamento com ROM implicarão em maior tempo de ciclo. Este maior tempo de ciclo implicará em aumento na necessidade de frota para o transporte do ROM. A análise desta opção deve levar em conta, não somente este incremento, mas também as horas de máquina para o seu carregamento no beneficiamento e espalhamento e compactação na mina.

A disposição em áreas lavradas tem diversas vantagens em relação à disposição em pilha. Como o rejeito será espalhado em uma área maior do que aquela que seria a área da pilha, a espessura de rejeito será menor. Com isto, o risco geotécnico é reduzido. O transporte e o espalhamento do material poderão ser feitos como

¹⁴ Imagem obtida de Grupo Votorantim em aluminarondon.com.br. Acesso em 25 de agosto de 2015

atividades de lavra, isto é, não é necessário deslocar equipamento para este fim, pois estes já estarão nas suas atividades usuais, bastando apenas alocar estas horas de operação com este material. Outra vantagem objetiva é que o fechamento do depósito de rejeito será feito junto com o fechamento da mina que é contínuo, não restando pilha a ser recoberta com vegetação no final da operação.

4.3 AVALIAÇÃO FINANCEIRA

Neste trecho serão descritas formas de classificação de despesas e será exposto o método usado para a avaliação financeira que compara os métodos de desaguamento e de disposição estudados neste texto.

4.3.1 Despesas de capital e Despesas operacionais

Despesas de capital ou *Capital Expenditures* (CapEx) são recursos utilizados por uma companhia para adquirir ou renovar bens como terrenos, prédios industriais ou equipamentos. O termo é normalmente aplicado a estimativas financeiras feitas para a implantação de novos projetos. Este tipo de despesa também é feito para se manter ou aumentar o escopo de suas operações. Neste caso, podem incluir reformas de prédios, comprar novos equipamentos ou construir uma fábrica nova. (Investopedia, LCC., 2016)

Em termos de contabilidade uma despesa é classificada como de capital quando um ativo novo é comprado ou quando o investimento aumenta a vida útil de um ativo existente. Sendo a despesa do tipo de capital, ela deve ser amortizada ou depreciada, ou seja, seu custo é dividido ao longo da vida útil do equipamento diminuindo a base de cálculo de impostos.

Despesas de efeito imediato ou de períodos curtos para o devido funcionamento de uma empresa são classificadas como despesas operacionais ou *Operational Expenditures* (OpEx). Este tipo de despesa, que inclui mão de obra, materiais e insumos, também são integralmente subtraídas da receita do ano fiscal corrente para efeitos de imposto.

Despesas de capital incorrem em maior monta quanto da implantação de um novo projeto. No período em que ocorrem, estas têm relevante impacto no resultado da empresa. Já as despesas operacionais ocorrem em menor monta e são proporcionais à produção tendo menor impacto no caixa de uma empresa. (Damodaran, 2015)

4.3.2 Fluxo de caixa e valor presente líquido

O fluxo de caixa é a diferença entre receitas e despesas realizadas ao longo de um período. Quando se faz a avaliação financeira de um investimento, deve-se estimar quais as fontes de receita (ou de redução de despesa) e as fontes de custo ao longo de seu período de existência.

Como exemplo, pode-se citar um projeto de capital, como o da instalação de um sistema de desaguamento e de disposição de rejeito. Ao se fazer a avaliação deste projeto, deve-se estimar as despesas de capital necessárias como aquisição e preparação de terreno, equipamentos, materiais para construção e montagem das instalações etc. Uma vez feita esta estimativa, passa-se então a avaliar como este investimento será distribuído no tempo. De outra forma, desde antes do início da operação do sistema, iniciam-se as despesas operacionais. Estas irão incluir custos de energia elétrica, salários, materiais consumíveis, insumos de produção etc.

No caso em estudo, como não há venda de produto, o fluxo de caixa sempre será negativo, pois este apenas irá incluir despesas de capital e operacionais. Deve-se levar em consideração que a existência de custos que diminuirão a base de cálculo para o imposto de renda é benéfica. Ou seja, o efeito da existência de um custo maior é, em parte, compensado pela redução na despesa de imposto de renda e isto deve ser levado quando do cálculo do fluxo de caixa.

Para que se possa demonstrar qual é o investimento que causará menor despesa financeira ao longo do tempo de operação previsto, deve-se fazer o cálculo da diferença entre fluxos de caixa. Este cálculo é feito tomando-se um cenário como caso base e comparando-se este com os outros cenários.

Depois que o fluxo de caixa de cada período é avaliado, calcula-se a diferença entre o caso base e as alternativas ao caso base. Convenciona-se que se a alternativa implicar em uma redução de despesa, o valor é positivo e negativo caso contrário. Em seguida, é calculado o valor presente desta diferença dividindo seu valor pelo índice correspondente. Por último, acumulam-se os valores presentes das diferenças. Ou seja, para o primeiro período, será exposto o valor presente da diferença do primeiro período. Para o segundo, será exposta a soma entre os valores do primeiro e do segundo. De forma análoga para o terceiro e em diante. E assim obtém-se a diferença entre os fluxos de caixa descontado acumulados.

O índice usado para se calcular o valor presente é obtido a partir da Equação 26.

$$i_n = (1 + i)^n$$

Equação 26 - Índice para cálculo do valor presente

Onde i é a taxa de desconto ou juros utilizada e n é o número de períodos no futuro em que está o fluxo de caixa.

A taxa de desconto é um fator relevante na análise. No exemplo citado, um projeto de uma companhia, a taxa de desconto a ser usada é a média ponderada do custo de crédito da empresa. Esta taxa deve levar em consideração os diversos custos de empréstimos que empresas podem ter com bancos, outros credores e a remuneração exigida pelos acionistas. Seu valor é consequência da localização de suas operações e seu segmento de atuação.

4.4 ANÁLISE DE RISCO

Um risco é a consequência positiva ou negativa da ocorrência de um evento. No caso de risco negativo, este evento é denominado de perigo. Análises de risco podem ser definidas de diferentes formas a depender do produto estipulado. Pode-se incluir nesta lista a avaliação de risco, caracterização de riscos, comunicação, gerenciamento e políticas a serem tomadas em relação ao risco. Um racional adequado é dividir a análise de risco em duas etapas, sendo a primeira a identificação, avaliação e medição da probabilidade de seu evento gerador e consequência de um

risco e a segunda é o seu gerenciamento, ou seja, o que fazer com os riscos identificados.

Para que se possa avaliar a exposição a riscos de um projeto pode-se fazer uma análise quantitativa ou uma análise pseudo-quantitativa do risco. Ambos tipos de análise devem incluir três itens:

1. Identificação do evento que pode ocorrer;
2. Qual é a probabilidade deste evento ocorrer; e
3. Se este evento ocorrer, quais serão suas consequências.

A análise quantitativa se baseia em modelos ou em uma base de dados suficientemente robusta para que se possa estimar a probabilidade da ocorrência do evento em questão. Já a análise pseudo-quantitativa, mais simples, é feita distribuindo valores a noções qualitativas. Esta segunda forma de análise é menos rigorosa e pode levar a dificuldades na priorização dos riscos. Entretanto, ambas as formas de análise se baseiam na devida identificação dos eventos que é o cerne da análise. Caso esta identificação não seja adequadamente feita, o risco não será avaliado, muito menos tratado para que seja eliminado ou para que suas consequências sejam minimizadas.

Para a avaliação dos cenários estudados neste texto, será feita uma análise de risco pseudo-quantitativa. O objetivo desta análise é racionalizar a discussão sobre as consequências não financeiras de cada combinação de métodos de desaguamento e disposição escolhida.

A análise se baseará em uma matriz de risco negativo onde cada evento será classificado quanto a sua probabilidade e consequência seguindo o exemplo da Figura 43. Nas colunas estão as classificações do seu efeito enquanto que nas linhas, estão a sua probabilidade. Pode-se fazer uma matriz com quantas colunas ou linhas se desejar, pois esta ferramenta deve ser adequada ao uso e às políticas de risco da equipe que faz a análise. Para o caso específico, sugere-se uma matriz 4 por 4 com as classificações de risco expostas.

Figura 43 - Matriz de risco pseudo-quantitativa

	Insignificante	Marginal	Crítico	Catastrófico
Frequente	Médio	Médio	Alto	Alto
Ocasional	Baixo	Médio	Alto	Alto
Remoto	Baixo	Médio	Médio	Alto
Improvável	Baixo	Baixo	Médio	Médio

Caso fosse o objeto deste trabalho apenas o estudo do risco de cada uma das opções, em seguida à elaboração da matriz de risco para cada evento identificado, seria feito um novo estudo que buscaria formas de eliminar a causa motivadora do evento ou formas de reduzir as consequências da sua ocorrência. Após esta revisão de risco do projeto, uma nova rodada de avaliações seria feita para que se avaliassem as novas condições de risco do projeto. Estando estes em nível aceitável, o projeto poderia seguir para a próxima fase. Caso contrário outras medidas deveriam ser tomadas até que o risco se encontrasse em um nível aceitável para quem está julgando o projeto.

Riscos positivos também serão listados, mas não seguirão classificação sugerida pela Figura 43. Estes serão abordados no capítulo Análises.

5 REJEITO, DIMENSIONAMENTOS E CUSTOS

Neste capítulo está descrita a preparação de amostras de rejeito a partir de testemunhos de furos de sondagem e a realização de diversos ensaios com este material. Estes ensaios foram realizados para subsidiar o dimensionamento dos equipamentos considerados para desaguar o rejeito do beneficiamento de bauxita. Com estes dimensionamentos foi possível fazer a avaliação do custo de investimento e da operação da combinação de opções de desaguamento e disposição.

5.1 PREPARAÇÃO DA AMOSTRA DE REJEITO

O rejeito da bauxita a ser processada no beneficiamento do Alumina Rondon foi obtido através do peneiramento de testemunhos de sondagem enviados de Rondon do Pará ao Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.

Estes testemunhos foram obtidos durante campanha de sondagem realizada no ano de 2010 na ocorrência de bauxita denominada Platô Rondon Norte, situada no município de Rondon do Pará, estado do Pará. Esta ocorrência tem recursos de bauxita estimados em 375 milhões de toneladas, entre medido, indicado e inferido (Votorantim Metais, 2015).

As amostras transportadas até São Paulo foram obtidas de 93 furos de sondagem ilustrados na Figura 44 e borda do platô. Suas coordenadas UTM podem ser vistas na grade da figura. Estes furos estão em uma malha de 800 por 800 metros e têm uma profundidade típica de 17 metros, sendo que apenas o material descrito como bauxita ferruginosa ou como bauxita maciça foi considerado minério, estando esta fração a uma profundidade média de 12 metros com uma espessura de cerca de 1,50 metro.

Trechos do testemunho de sondagem são classificados visualmente de acordo com a sua textura como pertencendo a uma litologia de minério ou de estéril. Todos os segmentos do testemunho ou amostras são então divididos ao meio no sentido do seu comprimento e cada metade é britada a menos de 25 mm. Destas metades, uma

é arquivada e outra é enviada a um laboratório de preparação física onde o material é seco, lavado e peneirado em 0,850 mm e 0,100 mm, recuperando apenas estes retidos.

A fração de massa seca obtida nos peneiramentos em relação à massa seca inicial é chamada de recuperação mássica e é dada por malha. As massas retidas em 0,850 mm e 0,100 mm são pulverizadas e enviadas para análise química. Estes resultados são consolidados em um banco de dados que é a fonte de informação para a modelagem do recurso do depósito. Este banco de dados tem, além das recuperações mássicas e teores, as identificações das amostras, dos furos, posição dos furos, posição das amostras nos furos, análises químicas de cada amostra etc.

Figura 44 - Furos de sondagem e borda do platô

Fonte: Acervo pessoal do autor (2015)

Nos 93 furos trazidos havia um total de 235 amostras de bauxita maciça e bauxita ferruginosa. A alteração do protominério se dá de forma contínua e as amostras que são consideradas minério têm esta definição baseada em ensaios como a recuperação mássica e teores de alumina aproveitável e sílica reativa analisados em laboratório químico.

As amostras, que são segmentos dos furos de sondagem, recebidas em São Paulo foram agrupadas por litologia. A massa de cada litologia foi dividida em frações

e, com uma mesma fração de cada uma, foi feita uma composição para a criação de amostra típica da do Platô Rondon Norte. A amostra típica ou média foi constituída de uma mesma fração das litologias bauxita ferruginosa e maciça que, por sua vez, foram compostas por furos espalhados ao longo do platô. Esta preparação teve como objetivo construir uma amostra representativa da camada de bauxita ROM presente no platô e, por consequência, de seu rejeito. Esta amostra teve como preparação anterior apenas a sua divisão do testemunho e britagem a 25 mm. No laboratório em São Paulo, após a sua formação, ela foi peneirada com água em excesso de modo a se reduzir a quantidade de material menor do que 37 μ m na fração retida.

O passante neste peneiramento foi acumulado em tanques e deixado sedimentar naturalmente, como pode ser visto na Figura 45. Nesta figura pode-se notar como a fase sobrenadante está clarificada pelas marcas apontadas pelas setas.

Figura 45 - Rejeito sedimentado e marcas em um bastão

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Este material, depois de desaguado, foi deixado secar em estufa em uma temperatura controlada de 65° C, pelo tempo necessário – a depender da umidade inicial – para que se obtivesse um sólido seco e de fácil manuseio. Esta massa foi então dividida e ensaiada conforme descrito em seguida.

5.2 O REJEITO DO ALUMINA RONDON

A planta minero-metalúrgica Alumina Rondon foi projetada para produzir 3,0 milhões de toneladas de alumina de grau metalúrgico ou *smelter grade alumina* (SGA) por ano. Para isto, a massa total de bauxita a ser refinada é de 7,89 milhões de toneladas em base seca ao ano. Este valor pode ser obtido a partir da produção da refinaria, do teor médio de alumina aproveitável de 40% e da recuperação metalúrgica projetada para a refinaria de 95%. Uma vez conhecido o valor de bauxita lavada a ser alimentada à refinaria basta aplicar a recuperação mássica no beneficiamento de 70% para que se obtenha a massa necessária de ROM ao ano, neste caso, 11,3 milhões de toneladas em base seca. O rejeito em base seca é a diferença e monta a 3,38 milhões de toneladas ao ano.

O beneficiamento usa água intensivamente para lavar a bauxita, de forma que a fração menor do que 37 µm é descartada sob a forma de uma polpa diluída a 13% de sólidos em massa. Desta forma, a vazão que deverá ser tratada pelo sistema de rejeito é de 26,03 milhões de toneladas de polpa ao ano. Estes dados estão resumidos na Tabela 3.

Tabela 3 - Massa de rejeito ao ano

Material	#	Unidade
SGA produzida	3,00	Mt/ano
Bauxita lavada	7,89	Mt/ano
ROM	11,3	Mt/ano
Rejeito	3,38	Mt/ano
Fração de sólidos no rejeito	13,0%	t rejeito/t polpa
Rejeito úmido	26,0	Mt/ano

O sistema de tratamento de rejeito em estudo foi dimensionado para funcionar ao menos por 87,5% das horas calendário por ano, ou seja, 7665 horas por ano e no

mesmo regime do beneficiamento. Desta forma a quantidade de rejeito a ser tratada a cada hora é de 441,4 toneladas de massa seca por hora ou 3396 t/h de polpa.

A umidade média esperada do ROM ao ser alimentado à planta de beneficiamento é de 12,0% e o mesmo valor é esperado como umidade do produto lavado. Desta forma, serão introduzidas 1,54 Mt de água junto com o ROM e perdidas, com o produto, 1,08 Mt ao ano. A vazão de água ao ano junto com o rejeito, antes de qualquer operação de desaguamento, monta a 22,64 Mt por ano. Com isto, caso não houvesse nenhuma forma de recuperação desta água, o beneficiamento seria deficitário em 22,18 Mt de água por ano.

5.3 UMIDADES E FRAÇÃO DE SÓLIDOS DO REJEITO

Inicialmente o rejeito está sob a forma de uma polpa diluída com cerca de 13,0% em massa de sólidos. Esta polpa deverá ser tratada para recuperar uma parcela desta água. A quantidade de água recuperada pelo método de desaguamento selecionado terá diversas implicações no projeto como um todo. Estas implicações serão discutidas mais adiante. Outra implicação da quantidade de água recuperada é no método de disposição; cada método exige uma determinada diluição, *e.g.* alta diluição para transporte hidráulico ou baixa umidade para transporte com caminhões. A Tabela 4 expõe os valores esperados ao final do desaguamento.

Tabela 4 – Fração de sólidos na disposição do rejeito

Forma de desaguamento e disposição	Fração de sólidos em massa
Disposição direta em barragem	35%
Espessamento natural e disposição em camadas finas para secagem	40%
Espessamento com floculantes e disposição em camadas finas para secagem	45%
Desaguamento com o uso de centrífugas	70%
Desaguamento com o uso de filtros prensa	75%

A disposição direta em barragem não promove qualquer tipo de tratamento na polpa antes de lançá-la. Os finos sedimentam naturalmente atingindo uma concentração de sólidos da ordem de 35% ou 65% de água na polpa. A água clarificada nesta fase é recuperada para o processo. A presença de uma lâmina de água sobre o rejeito previne a evaporação de forma que a umidade final é elevada e da ordem de 55%. A água liberada com a redução da umidade de 65% para 55% não é considerada recuperável, pois é perdida por meios que não permitem o seu reuso no processo. De fato, apenas uma pequena porção de depósito, a praia na região de lançamento, fica exposta ao tempo. Este é o caso da unidade da Votorantim Metais em Miraflores.

A sedimentação natural seguido de disposição hidráulica em camadas finas recupera, de forma adiantada, uma parcela da água. Em seguida, após o lançamento em camadas delgadas, outra parcela da água é liberada da polpa e recuperada para o processo. Desta forma, pode-se considerar que a concentração equivalente dos sólidos após a recuperação de água para o processo é da ordem de 40% ou 60% de água na polpa. Este tipo de desaguamento é o praticado na Mineração Rio do Norte. A umidade no longo prazo, citada anteriormente no texto de 45%, ocorre com a perda de água pela polpa em um longo período de tempo após a sua disposição.

O espessamento com floculantes seguido de disposição hidráulica em camadas finas para secagem recupera uma fração maior de água para o processo, pois dispõe o material já mais desaguado. Neste caso, obtém-se uma polpa após a recuperação de água para o processo com 45% de sólidos ou 55% de água na polpa, como é o caso da operação na Mineração Paragominas. A quantidade de água presente na polpa após longo período é 40%.

Para o Alumina Rondon também foram estudados o desaguamento com centrífugas e filtros prensa. Em ambos os casos, os sólidos são desaguados a ponto de poderem ser manuseados com máquinas de pátio e toda água é recuperada em apenas uma etapa. Ensaio mostram que caso o desaguamento seja feito com centrífugas, a fração de sólidos no material é de 70%, com 30% de água e no desaguamento com filtros prensa, a fração de sólidos é de 75% com 25% de água.

Estes valores não devem ser confundidos com aqueles expostos na Tabela 5. A fração de sólidos é resultado da operação de desaguamento selecionada e é medida pela água recuperada para o processo. A fração de sólidos de longo prazo sofre influência relevante da umidade de disposição, mas também é consequência do balanço entre evaporação, percolação, precipitações e outros efeitos como compressão por camadas suprajacentes etc.

Tabela 5 - Fração de sólidos de longo prazo no depósito

Forma de desaguamento e disposição	Fração de sólidos em massa de longo prazo no depósito
Disposição direta em barragem	45%
Espessamento natural e disposição em finas camadas para secagem	55%
Espessamento com floculantes e disposição em finas camadas para secagem	60%
Desaguamento com o uso de centrífugas	70%
Desaguamento com o uso de filtros prensa	75%

Cada combinação de formas de desaguamento e disposição resultará em uma umidade final distinta. As umidades finais dos depósitos (recíprocos das frações de sólidos) citados anteriormente são valores obtidos por comunicação pessoal com representantes de diversas mineradoras. Como estes valores não podem ser diretamente medidos, o que se apresenta é uma estimativa baseada na produção, balanço hídrico, volumes ocupados e os fatores citados anteriormente.

Contudo, pode-se afirmar que a contribuição de fatores alheios àqueles que são do processo de beneficiamento tem uma influência menor, ou, ao menos, mais lenta. Assim, os valores de umidades finais esperadas em depósitos que não recuperam água intensamente e os valores de umidades após desaguamentos intensos podem ser conjuntamente listados e usados para o dimensionamento de depósitos. Estes depósitos deverão ter volume útil suficiente para conter o rejeito com a umidade final esperada ou a umidade atingida com desaguamento intenso. Estes valores serão retomados mais à frente quando da exposição de resultados de ensaios.

5.4 DIMENSIONAMENTOS, DESPESAS DE CAPITAL e OPERACIONAIS

Neste item são apresentados os dimensionamentos das estruturas e dos equipamentos necessários para cada opção de desaguamento e disposição. Também foi avaliada qual seria a despesa de capital necessária para a instalação (ou renovação) de cada opção bem com as despesas operacionais.

Este trecho do estudo tem por objetivo demonstrar uma forma de buscar a solução ótima em termos de valor presente do fluxo de caixa. Cada opção pode ser progressivamente detalhada para que a imprecisão de sua estimativa seja tão pequena quanto a fase de estudo necessite.

Para que se pudesse avaliar as despesas operacionais, foram considerados os dados da Tabela 6.

Tabela 6 - Custos para operação

Item	Despesa
Operador médio	R\$ 51.600,00 por ano
Energia elétrica	R\$ 180,00 por MWh
Polímero para espessador	R\$ 14,40 por kg

Cabe justificar o custo da energia elétrica, pois este segue em valor inferior àquele publicado pela CELPA de R\$ 525,40 por MWh (CELPA, 2015). O estudo de caso se refere à instalação industrial que inclui, além da refinaria, uma unidade de cogeração de energia elétrica. Desta forma, o valor pago pela energia é o custo de produção, não o preço de mercado. Já o custo do operador médio conta com um salário mensal de R\$ 2.000,00 e um fator de custo indireto de 2,15 que inclui todas as despesas com o empregado, como 13º salário, equipamentos de proteção individual, uniforme, encargos sociais etc.

Ao longo deste capítulo serão citados resultados de ensaios. Estes ensaios, feitos para os dimensionamentos dos equipamentos, foram desenvolvidos com diferentes

fornecedores e apenas os valores necessários para os dimensionamentos são apresentados. Cabe ressaltar que o objetivo deste trabalho é realizar a comparação de diferentes formas de desaguamento e disposição de rejeito. Não é objetivo exaurir discussões sobre ensaios tecnológicos ou dimensionamentos de equipamentos. Apenas incluiu-se o trecho com os dimensionamentos para que houvesse subsídio técnico para as avaliações de fluxo de caixa que seguem.

Os valores adotados para os equipamentos são referências médias de mercado obtidas por comunicação pessoal com fabricantes ou por compras recentes.

5.4.1 Diques

Para opções onde o desaguamento não é intenso, se faz necessária a construção de uma estrutura de contenção para que a polpa de rejeito, espessada ou não, possa ser depositada. A região considerada para o empreendimento é formada por platôs planos, com menos de 2% de inclinação. Estes platôs são recortados por drenagens naturais com desníveis de até 150 m e com inclinações de suas bordas de 30° como está ilustrado na Figura 46. A borda pode ser vista devido à vegetação mais densa. Por premissa decidiu-se por apenas avaliar a construção de diques – estruturas de contenção com 4 taludes artificiais – construídas a mais de 200 m da borda sobre os platôs. Justifica-se esta opção por eliminar riscos inerentes a outros tipos barramentos.

Por premissa, considerou-se, nas opções de disposição em diques, uma operação análoga às descritas para MRN ou MBP.

Figura 46 - Foto aérea da borda do platô

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Os taludes que compõem os diques têm a forma de um tronco de pirâmide de base quadrada de onde se retirou a porção interior. Esta geometria simples maximiza a relação volume disponível para depósito por perímetro. Outros pontos importantes para a definição da forma do dique são:

1. Largura da crista de 5 metros;
Definiu-se esta largura por ser necessária e suficiente para a circulação de um veículo de pequeno porte.
2. Inclinações do talude de 3,0 H: 1 V e 3,0 H: 1 V;
A inclinação de um talude depende das propriedades do material com o qual ele é construído e a sua forma de construção. Além disto, este talude deverá suportar a carga do material acumulado no interior do dique, de forma que a face interna do talude poderia ser mais íngreme. Estes dois pontos levam as inclinações características acima.

3. Borda livre de 0,50 metro;

O depósito não poderá ser enchido além da cota que dista 0,50 metros da crista do talude. Este critério é necessário para acomodar precipitações sem que haja extravasamento descontrolado com possível dano ao talude. Como a área de contribuição de precipitação é apenas a área dentro do próprio dique, esta borda livre é suficiente para acomodar as precipitações esperadas.

4. Área não edificante;

Define-se uma distância mínima do pé do talude que não deverá ser usada para qualquer finalidade. Neste caso, a distância adotada foi de 50 metros.

5. Espessura de limpeza; e

Se faz necessária a supressão da vegetação e remoção do solo orgânico para que se possa ter uma região interior impermeável e onde podem ser construídos os taludes. Para este estudo, esta espessura foi estipulada em 0,30 metro.

6. Largura e altura do dique.

Estes valores foram definidos como variáveis em função do volume útil que se faz necessário para cada solução.

O dimensionamento dos diques, ou seja, a definição de sua altura e largura de base externa foi feito com o *software* Excel. Foram avaliados, de um dique de altura e largura qualquer, os volumes de talude, a área impactada, o volume de limpeza e as áreas não edificante e das faces externas dos taludes. Com estes valores foi estimada a despesa de capital necessária para a sua construção. Para esta estimativa, os quantitativos obtidos no dimensionamento foram multiplicados pelos seus custos. Estes custos foram obtidos da publicação do DNIT (Departamento Nacional de Infraestrutura de Transportes, 2015), além de outras estimativas. A soma destes custos é a despesa de capital total para o dique de geometria qualquer. Em seguida, foi utilizada a ferramenta *Solver* do mesmo programa em sua configuração padrão para que, variando a largura da base e a altura do dique e para um dado volume, fosse minimizada a despesa de capital necessária. Desta forma foi possível obter o menor custo de instalação para as condições apresentadas.

A Figura 47 mostra a geometria típica de um dique de 300 m de lado com as características citadas.

Figura 47 - Dique

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A despesa estimada para cada dique foi aquela necessária para a construção dos quatro taludes que formam a estrutura quadrada de contenção. Entretanto, cabe incluir que os diques seguintes ao primeiro podem usar um ou mais taludes já construídos economizando recursos. Ou seja, o primeiro dique deverá ter seus quatro taludes construídos. O segundo dique se valerá de um dos taludes do primeiro dique de forma que será necessária a construção de apenas três taludes para que se tenha um novo volume contido. Na geometria considerada no estudo – linhas de três diques – os diques novos poderão ser feitos com a construção de três ou dois taludes, a depender da sua posição na sequência. Isto está ilustrado na Figura 48, onde o dique 7 compartilha dois taludes, com o dique 6 e com o dique 3. O custo destes foi estimado somando todos os valores da construção de um dique, a menos do volume dos taludes, que foram fatorados pelo número de lados necessários para a sua construção.

Figura 48 - Número de taludes novos

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

A Tabela 7 expõe os custos para item de cada etapa da construção de um dique (Departamento Nacional de Infraestrutura de Transportes, 2015). Neste caso, foi adotada uma abordagem simplificada para a estimativa de despesa de capital para a construção dos diques.

Tabela 7 - Custos unitários para construção de diques

Item	Unidade	Custo unitário em R\$
Desmatamento, destocamento e limpeza de árvores com diâmetro de até 0,15 m	m ²	0,42
Destocamento de árvores com diâmetro entre 0,15 a 0,30 m – 0,1 unidades por m ²	m ²	3,65
Destocamento de árvore com diâmetro superior a 0,30 m – 0,01 unidades por m ²	m ²	0,91
Total desmatamento	m²	4,98
Escavação, carga e transporte à distâncias entre 600 e 800 m	m ³	22,34
Compactação de bota fora	m ³	2,32
Total limpeza	m²	24,66

Tabela 7 cont.

Escavação, carga e transporte à distâncias entre 2000 e 3000 m	m ³	12,91
Compactação de aterros a 100% da energia do ensaio Proctor normal	m ³	3,84
Outras despesas	10% do total	
Total diques	m³	18,61
Hidrossemeadura	m ²	1,10
Total Recobrimento vegetal	m²	1,10

O valor calculado para limpeza considerou o custo por m² para desmatamento somado ao custo de destocamentos. Sendo este estimado em 0,1 árvore de diâmetro entre 0,15 e 0,30 m por metro quadrado e 0,01 de diâmetros superiores a 0,30 m por metro quadrado.

As opções de disposição direta (1), espessamento natural e secagem ao tempo (2) e espessamento com espessador e floculantes e secagem ao tempo (3) têm seus volumes de material a ser disposto listados na Tabela 8.

Tabela 8 - Volumes para opções com diques

Opção	Concentração de sólidos final	Vazão trienal
1	45%	15,79 Mm ³
2	55%	11,69 Mm ³
3	60%	10,15 Mm ³

A opção 1 considera o lançamento do rejeito tal qual sai do beneficiamento no dique, ou seja, com 13% de sólidos em massa. A água liberada é recuperada para o processo e a polpa é acumulada no seu interior com 45% de concentração de sólidos. Definiu-se que cada dique, para esta opção, deverá ter um volume útil suficiente para três anos de lançamentos, implicando no volume de 15,79 Mm³. A opção 1 é análoga a forma de disposição de rejeito praticada pela Votorantim Metais na unidade de Miraí.

A opção 2 faz o adensamento natural prévio do rejeito em um dique e bombeia a polpa adensada para os diques de disposição. Estes diques receberão camadas delgadas de polpa adensada que serão lançadas em rodízio entre os três diques. A concentração de sólidos é 40%. O volume do dique de espessamento é suficiente para conter o volume de 20 dias de lançamento ininterrupto da polpa do beneficiamento, ou seja, 1,63 Mm³. A concentração de sólidos de longo prazo usada para a dimensionamento dos diques foi 55%. Os três diques que receberão a polpa adensada deverão operar por três anos de rodízios, fazendo com que cada um deles tenha capacidade para 3,90 Mm³. Esta opção é análoga a operação da MRN.

A opção 3 aumenta a concentração de sólidos do rejeito em um espessador – item a ser discutido no próximo tópico – e o lança de forma intercalada em diques. A fração de sólidos no lançamento nestes diques é de 41%. A fração de sólidos de longo prazo é 60%, de forma que o volume para os diques operaram por três anos é de 3,38 Mm³. Como o volume de água no sistema já é significativamente menor, se faz necessário um dique auxiliar para conter água de processo. Este dique foi dimensionado para conter o volume de 30 dias da vazão da água de reposição ou 0,24 Mm³. A disposição de rejeito desta opção é análoga à praticada pela MBP apesar desta não ter o dique de água.

As necessidades de reposição de água dependem da quantidade de água que se pode recuperar do rejeito. Considerou-se que a umidade de disposição e não a final deve ser usada para esta avaliação. O minério lavrado tem 12% de umidade, ou seja, os 11,3 Mt lavrados a cada ano levam consigo 1,54 Mm³ de água. O produto do beneficiamento tem a mesma umidade, 12%, correspondente a 1,08 Mm³ por ano. O rejeito, antes de qualquer desaguamento está em uma polpa a 13% de sólidos em massa, ou com 87% de água, que implica em 22,64 Mm³ por ano. Subtraindo da vazão de água associada ao minério, a água que está com o produto e com o rejeito, o beneficiamento utiliza 22,18 Mm³ de água ao ano. Esta água é, em parte suprida pelo retorno de água do desaguamento de rejeito e parte por captação.

Cada opção de desaguamento retorna uma quantidade diferente de água. A opção 1, disposição direta do rejeito retorna, dos 22,64 Mm³ lançados, 16,36 Mm³, ou seja, imobiliza 6,29 Mm³ e implica em uma reposição de 5,82 Mm³.

A opção 2, espessamento natural e secagem, retorna 17,57 Mm³, imobilizando 5,08 Mm³ e implicando numa reposição de 4,61 Mm³. Já a opção 3, espessamento com o uso de floculantes e secagem, retorna 17,77 Mm³, imobilizando 4,87 Mm³ e necessitando de 4,41 Mm³ de reposição.

A opção 4, desaguamento com centrífugas, desagua o rejeito até uma concentração de 70% de sólidos ainda na planta, recuperando a água liberada. De forma semelhante, a opção 5, desaguamento com filtros prensa, eleva a concentração de sólidos para 75%. Estes dados seguem na Tabela 9.

Tabela 9 - Comparação de uso de água por opção

Opção	Água fixada no rejeito	Água recuperada
1	6,28 Mm ³	16,36 Mm ³
2	5,08 Mm ³	17,57 Mm ³
3	4,87 Mm ³	17,77 Mm ³
4	1,45 Mm ³	21,19 Mm ³
5	1,13 Mm ³	21,52 Mm ³

Avaliando a recuperação de água como uma fração da água enviada ao sistema de rejeito, a opção 1 recupera 72,2%, a opção 2, 77,6% e a opção 3, 78,5%. As opções de desaguamento intenso 4 e 5 recuperam 93,6% e 95,0% respectivamente.

A redução de umidade daquela de lançamento para a de longo prazo não implica em recuperação de água para o processo. Esta água é perdida por evaporação ou percolação, de forma que não deve ser contabilizada no balanço hídrico.

Usando a Equação 27 para calcular o volume dos taludes, bem como as relações expostas anteriormente para calcular as áreas impactadas, volume de limpeza, área perimetral e faces externas dos taludes, pode-se, usando os custos unitários, calcular a despesa de capital necessária para a construção dos diques.

$$V = \frac{1}{3} h (a^2 + ab + b^2)$$

Equação 27 - Volume de um tronco pirâmide de base quadrada

Onde V é volume do tronco de pirâmide, h , a altura do tronco de pirâmide, a o lado menor e b o lado maior.

A opção 1 tem diques quadrados com 1590 m de lado, com taludes de 7,40 m. O volume total dos taludes é 1,24 Mm³ e a área impactada é de 2,86 Mm². A opção 2 considera o rodízio do lançamento, após o espessamento em dique, em três diques. Desta forma, esta opção considera três diques de 945 m de lado cada com uma altura de talude de 5,50 m. o volume de material para cada um dos quatro taludes é 0,43 Mm³ com uma área impactada, por dique, de 1,09 Mm². O dique espessador tem 671 m de lado e 4,80 m de altura, com 0,24 Mm³ e 0,59 Mm². A opção 3 tem três diques de 884 m de lado, com 5,50 m de altura, com 0,40 Mm³ e 0,97 Mm², além de um dique de água de 369 m de lado e 4,00 m de altura, com 93 mil m³ e 0,22 Mm².

A Tabela 10 expõe os o custo de cada dique, de acordo com os expostos na Tabela 7 - Custos unitários para construção de diques. Vale recordar que a geometria exposta é aquela que minimiza o custo e que as opções 2 e 3 consideram o rodízio, portanto a operação simultânea, em três diques.

Tabela 10 - Despesas de capital por dique em milhões de Reais

Opção	4 taludes	3 taludes	2 taludes	Outro
1	66,56	59,76	52,97	n.a.
2	23,86	21,52	19,19	Dique espessador 12,82
3	21,54	19,35	17,17	Dique de água 4,63

Os fluxos de desembolso para a construção de diques é conforme a Tabela 11. Nesta tabela estão apenas os 5 desembolsos, suficiente para ilustrar o padrão.

Tabela 11 - Cronograma de despesas com diques

Opção	Ano 0	Ano 3	Ano 6	Ano 9	Ano 12
1	66,56	59,76	59,76	59,76	52,97
2	79,71	59,90	59,90	59,90	59,90
3	64,88	53,69	53,69	53,69	53,69

A operação com os diques para o caso 1 considera o enchimento em três anos. Já as operações 2 e 3 consideram rodízios em três diques a serem cheios a cada três anos. Desta forma não há investimento nos anos não divisíveis por 3 não mostrados na Tabela 11.

A premissa de prazo para avaliação do fluxo financeiro utilizada foi para 40 anos de operação. Pode-se notar que a sequência de reinvestimentos segue a necessidade do número de taludes a serem construídos. Os fluxos completos estão exibidos nos apêndices deste trabalho. Nestes também estão os custos de fechamento no quadragésimo ano. Estas despesas de fechamento fazem referência ao recobrimento dos diques com solo orgânico, plantio de mudas em metade da área e plantio de pasto com hidrossemeadura na outra metade da área. Para a opção 1 este valor monta a R\$ 523,28 milhões, a R\$ 180,84 milhões para a opção 2 e a R\$ 157,22 milhões para a opção 3.

5.4.2 Poços

Cada opção de desaguamento recupera uma quantidade distinta de água, de forma que a necessidade de reposição varia. Testes de campo indicam que, para a região do projeto, cada poço de 200 m de profundidade tem uma capacidade de produção de 80 m³/h. Com isto, para cada opção foi definido o número de poços necessários com um fator de projeto 1,50. Este fator de projeto se justifica pela incerteza na produção de cada poço e pela relevância do insumo. Caso não haja água suficiente não haverá operação. Ou seja, mesmo com uma probabilidade remota, uma consequência catastrófica é classificada como de risco alto e justifica um fator de projeto maior.

O capital necessário para instalação de cada poço é estimado em R\$ 8.000 por metro. A uma profundidade de 200 m, o investimento para cada poço será de R\$ 1,60 milhões. A Tabela 12 mostra a vazão de reposição de água necessária para cada opção, bem como o número de poços necessário e o investimento.

Tabela 12 - Despesas de capital com poços

Opção	Vazão de reposição em m ³ /h, a 8760 h/ano	Quantidade de poços (nominal – projeto)		Investimento em milhões de reais
1	665	8,3	13	20,80
2	527	6,6	10	16,00
3	503	6,3	10	16,00
4	113	1,4	3	4,80
5	76	1,0	2	3,20

O custo operacional é estimado com base na potência necessária para o bombeamento da água do fundo do poço e em uma operação de 24 horas por dia 365 horas por ano somada a uma reserva de capital de 1% do valor investido para manutenção. Estes valores estão listados na Tabela 13. A potência listada é referente à vazão nominal.

Tabela 13 - Despesas operacionais poços

Opção	Potência em kW	Despesas em milhões de reais por ano
1	600	2,99
2	478	2,36
3	457	2,26
4	103	0,52
5	70	0,35

5.4.3 Espessador

Para que se possa dimensionar um espessador, inicialmente é necessário avaliar em proveta a razão de espessamento dos sólidos com o aditivo que se deseja usar, neste caso um floculante. Este ensaio está ilustrado na Figura 49. Em seguida deve-se avaliar a espessura de camada que promove a compressão necessária para que

se atinja no *underflow* a concentração de sólidos desejada. Esta concentração é a mais alta que ainda tem viscosidade baixa o suficiente para ser bombeada por bomba centrífuga – característica da polpa avaliada em ensaios de reologia.

Figura 49 - Ensaio de sedimentação em proveta

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

No caso em estudo, determinou-se em ensaios específicos que a razão de espessamento para o material em estudo é da ordem de $0,073 \text{ m}^2/(\text{t.dia})$. Esta razão é obtida com concentrações de sólidos da ordem de 5% em massa. Sendo assim, a alimentação do espessador deve ser diluída dos 13% iniciais para que ocorra a sedimentação livre dos aglomerados de partículas. Para evitar novos consumos de água, esta diluição pode ser feita com o líquido clarificado do próprio espessador. Os ensaios realizados são suficientes para o pré-dimensionamento e para estimativas deste estudo. Uma vez que sejam priorizadas soluções, ou ainda, que uma delas seja escolhida para implantação, um novo programa de ensaios deverá ser executado para que se possam definir detalhes operacionais e condições de contorno para a operação do equipamento. Este comentário é pertinente para todas as opções citadas neste estudo.

Foi avaliada a viscosidade dinâmica da suspensão de material argiloso e pôde-se observar que esta é inferior a 40 Pa.s para concentrações mássicas de sólidos menores do que 38%. Entretanto, para concentrações de sólidos maiores, a

viscosidade aumenta exponencialmente atingindo 100 Pa.s em 41% de sólidos e aumentando de forma ilimitada para concentrações maiores do que 43%. Com isto, determinou-se que a concentração de sólidos para o *underflow* do espessador deve ser de 41%. A concentração de sólidos no *underflow* do espessador ensaiada para uma coluna de 6 metros é 42%. Além destes, foi definida uma espessura mínima de 2 metros de clarificação, totalizando uma altura de costado de 8 metros.

As 441 t/h de rejeito alimentadas ao espessador, cujo peso específico é 3,00 g/cm³, diluídas a 5% montam a 8534 m³/h. Com uma concentração de 41% de sólidos, o *underflow* tem uma vazão de 782 m³/h. Portanto, a vazão de líquido clarificado é 7752 m³/h. Como a velocidade de sedimentação livre obtida no ensaio é de 10 m/h, a área de clarificação necessária para que a velocidade de ascensão do clarificado seja inferior a esta é de 775 m². Tendo o poço de alimentação selecionado 10 m de diâmetro, a área nominal do espessador é de 854 m². Assumiu-se, para esta etapa do processo, um fator de projeto de 1,25, de forma que a área de clarificação adotada é de 970 m² além da área do poço de alimentação. Com isto o diâmetro total do espessador é de 36,5 metros com uma área de 1050 m². Estes dados estão resumidos na Tabela 14. As potências do espessador e do respectivo bombeamento principal foram estimadas em 30 kW e 120 kW, respectivamente.

Tabela 14 - Dados espessador

Item	Valor
Diâmetro	36,5 m
Área nominal de clarificação	775 m ²
Altura de costado	8 m
Potência acionamento rastelo	30 kW
Potência bombeamento	120 kW

A despesa de capital para este equipamento foi estimada em R\$ 10,68 milhões, sendo R\$ 4,77 milhões o custo do ancinho e acionamento e outras despesas, R\$ 3,78 milhões de materiais metálicos e outros materiais, R\$ 1,05 milhões os custos de terraplenagem e fundação além de R\$ 1,07 milhões de contingências. Estes valores seguem resumidos na Tabela 15.

Tabela 15 - Despesas de capital para o espessador

Item	Valores em milhões de reais
Acionamento e rastelo	4,77
Materiais	3,78
Terraplenagem e fundação	1,05
Contingências	1,07

As despesas operacionais montam a R\$ 4,86 milhões ao ano. Estas estão divididas em 80,1% para floculante, 12,7% para mão de obra (8 empregados), 3,9% para energia elétrica do bombeamento do *underflow* e acionamento do rastelo e 3,3% como reserva de verba anual para reformas no equipamento (1,5% da despesa de capital). A Tabela 16 mostra estes dados.

Tabela 16 - Despesas operacionais para o espessador

Item	Valores em milhões de reais por ano
Floculante	3,90
Mão de obra e energia elétrica	0,96
<i>Sustaining</i>	0,16

5.4.4 Filtros prensa

O dimensionamento dos filtros prensa passa necessariamente por ensaios de bancada. Estes são uma simulação da operação industrial e a Figura 50 é uma ilustração deste teste.

Figura 50 - Filtro prensa de laboratório

Fonte: Acervo pessoal do autor (2012)

Neste equipamento, que é uma escala simplificada da sua versão industrial, alimenta-se a polpa, tal qual se espera ter no beneficiamento e avalia-se a produtividade do filtro. Esta produtividade varia de acordo com a concentração de sólidos na alimentação, a pressão do ensaio, tempo de carregamento, espessura da torta, entre outros. Uma vez estabelecida a condição que resulta no produto estipulado, calcula-se o fator α da Equação 17 – Razão de filtragem de sólidos em uma filtragem. Este fator é calculado com dados do ensaio, quais sejam pressão de filtração e tempo de formação de torta, além da concentração mássica por volume de sólidos na alimentação do filtro. Também é levado em consideração o tempo de ciclo para o equipamento industrial selecionado. Este é uma condição do filtro, pois além do tempo de formação da torta, sua construção implica em tempos técnicos. Estes são aqueles em que o filtro não está filtrando. Como o equipamento tem operação descontínua, atividades como abertura das placas e lavagem de tecido são necessárias.

No caso em estudo, a resistência específica ensaiada da torta α foi avaliada em $1,01 \times 10^{13}$ m/kg. O tempo de ciclo determinado foi de 2400 segundos, sendo metade,

1200 segundos, o tempo de formação de torta. A diferença de pressão na formação da torta é de $1,20 \times 10^6$ Pa, a viscosidade da água adotada $1,00 \times 10^{-3}$ Pa.s e a concentração de sólidos, em massa de sólidos por volume de polpa, 56,42%. O valor da vazão específica dos sólidos resultante é $8,18 \times 10^{-3}$ kg/ (m².s).

Filtros prensa são equipamentos projetados para diversas aplicações, sendo assim, sua adaptação ao caso específico é restrita. Neste caso, adotou-se um filtro típico. Este filtro tem como características principais 200 placas de 2 por 2 metros. A área filtrante de cada placa corresponde a 80% da nominal. Com isto, cada filtro tem uma área filtrante de 1274 m². Esta área filtrante, implica em uma produção de 10,42 kg/s ou 37,5 t/h. Usando o mesmo fator de projeto do espessador, 1,25, são necessários 15 filtros para a operação. A potência da instalação para cada filtro soma 293 kW, entretanto, cada um destes motores funciona em momentos diferentes do ciclo, de forma que, para o consumo de energia elétrica, avaliando-se seu ciclo e de operação assumiu-se que 42 kW estão em operação durante as 7665 horas por ano.

A despesa de capital necessária para cada filtro do tipo descrito é de R\$ 6,10 milhões. Destes, R\$ 5,20 milhões são para o equipamento em si e R\$ 0,90 milhões para seus periféricos, como bombas, tanques, instrumentos entre outros. Desta forma, o investimento necessário é de R\$ 91,50 milhões. Sendo estes equipamentos complexos, justifica-se como a fração referente aos equipamentos 55% do custo do prédio da filtração. Assim, tem-se que o custo da área é de R\$ 166,35 milhões como pode ser visto na Tabela 17.

Tabela 17 - Despesas de capital filtros prensa

Item	Valores em milhões de reais
15 Filtros prensa 200 placas 2 por 2 m	91,50
Prédio de filtração	74,85

As despesas operacionais consideradas referentes à filtração são o custo de mão de obra (16 empregados), energia elétrica e reserva de capital. Estas despesas montam a R\$ 9,37 milhões ao ano, sendo 77% energia elétrica, 15% *sustaining* ou reserva de capital e 9% mão de obra. A Tabela 18 expõe estes dados.

Tabela 18 - Despesas operacionais filtros prensa

Item	Valores em milhões de reais ao ano
Energia elétrica	7,17
Reserva de capital	1,37
Mão de obra	0,83

5.4.5 Centrífugas

Para que se possa dimensionar as centrífugas, deve-se fazer um teste em bancada que irá indicar o tempo de residência para o desaguamento estipulado. Além deste fator objetivo, as dimensões dos equipamentos têm influência, pois a espessura na região de compactação da centrífuga é proporcional ao tamanho do equipamento utilizado – uma vez fixado o tempo de residência. Com isto, fornecedores recomendam a execução de ensaios com equipamentos com a escala mais próxima da aplicação industrial possível. Esta espessura terá influência no desaguamento, pois é proporcional à pressão que as partículas sofrem. Além disto, deve-se levar em conta a capacidade de descarga do equipamento, análogo a um classificador espiral. Neste caso, a restrição se dá na capacidade de descarga dos sólidos pela hélice montada no eixo central e este valor deve ser avaliado uma vez selecionado o equipamento.

Para o caso em estudo, o tempo de residência indicado por ensaios realizados com fornecedores é de 45 segundos. A vazão de polpa espessada a 41% de sólidos é 1077 t/h ou 782 m³/h. Em comparação a outras operações de desaguamento com centrífugas (indústria alimentícia ou farmacêutica, p.e.) esta é uma vazão alta, desta forma selecionam-se centrífugas de maior porte. O equipamento de maior porte com larga aplicação industrial tem um cilindro de 1 m de diâmetro. Seu volume alagado pode variar entre 0,70 e 1,5 m³ a depender da configuração. Para o dimensionamento em questão, o volume alagado considerado foi de 0,82 m³. Este valor corresponde a 65% do volume da centrífuga, se somados os segmentos cilíndrico e cônico e é consequência da geometria de uma centrífuga típica. Multiplicando a vazão de polpa a 41% de sólidos em m³/s pelo tempo de residência e dividindo pelo volume do equipamento, tem-se o número de máquinas necessárias, neste caso 12. De forma diferente de outros equipamentos, o fator de projeto pode ser menor, pois a

quantidade de máquinas e a sua flexibilidade operacional intrínseca com a variação da velocidade do eixo com a espiral o permitem. O fator de projeto selecionado foi de 1,10, de forma que o total de equipamentos considerados é de 14.

Tabela 19 - Despesas de capital para centrifugação

Item	Valores em milhões de reais
14 centrífugas de 1 m de diâmetro	58,80
Prédio de centrifugação	31,66

A centrífuga selecionada, com 1 m de diâmetro, tem como outras características principais uma massa montada de 22 t e uma potência de 150 kW no motor principal e 40 kW no secundário. A despesa de capital para cada uma centrífuga é de R\$ 4,20 milhões, como são necessárias 14 unidades, a despesa total é de R\$ 58,80 milhões. Neste caso considerou-se que o valor dos equipamentos corresponde a 65% do custo da área. Com isto, o custo com as centrífugas é de R\$ 90,46 milhões, como pode ser visto na Tabela 19.

Tabela 20 - Despesas operacionais centrífugas

Item	Valores em milhões de reais ao ano
Energia elétrica	7,35
Reserva de capital	1,36
Mão de obra	0,41

Já o custo operacional inclui despesas de mão de obra, energia elétrica e reserva de capital. Sendo 81% para os 12 x 190 kW por equipamento em operação, 15% para reserva de capital, equivalente a 1,5% da despesa de capital e 5% para mão de obra – 8 empregados, exposto na Tabela 20.

5.4.6 Disposição

As opções 4 – centrífugas – e 5 – filtros prensa – desaguam o rejeito na planta de beneficiamento. Desta forma, se faz necessário dispor o rejeito já desaguado. Para as concentrações de sólidos especificadas para as opções citadas o material pode ser

manuseado por equipamentos de pátio. Como solução para a sua disposição, sugere-se que este seja carregado no beneficiamento nos mesmos caminhões que trouxeram o ROM e que seja disposto em tiras exauridas. Desta forma, com o decapeamento da tira seguinte, o rejeito desaguado é coberto pela argila de topo auxiliando na reconformação da topografia.

Com esta solução, o custo de disposição é apenas incremental, ou seja, aumenta um custo já existente. No caso exposto, pouco mais de um terço da frota de ROM retornará com rejeito. Este terço desviará o seu caminho incrementando a distância média de transporte até a frente de lavra e, conseqüentemente, o tempo de ciclo. Estima-se que este terço, correspondente a 12 caminhões de 35 toneladas de capacidade, deverá ser incrementando em 35% mais unidades. Desta forma, a despesa de capital é o custo da aquisição de 4 caminhões, estimada em R\$ 0,80 milhões.

Já a despesa operacional foi estimada em 1,50 R\$ por metro cúbico movimentado. Este valor deverá cobrir despesas diversas. Na operação haverão máquinas com horas de trabalho disponíveis, de forma que seu custo total é diluído. Portanto, fica-se com R\$ 4,83 milhões ao ano para a opção com as centrífugas e R\$ 4,23 milhões para a opção com os filtros prensa. Estes valores estão resumidos na Tabela 21. Ambas consideram um índice de vazios de 20% na carga movimentada, ou seja, em cada 0,8 m³ de sólidos e água existem um vazio de 0,2 m³.

Tabela 21 - Despesa de capital e operacional para disposição

Item	Filtros prensa	Centrífugas
Despesa de capital em milhões de reais ao ano	0,80	0,80
Despesa Operacional em milhões de reais ao ano	4,23	4,83

6 ANÁLISES

Neste capítulo são comparados os fluxos de despesas de capital e operacionais para cada opção de desaguamento e disposição. Estas comparações permitem avaliar, entre as opções listadas, aquela que implica em menor despesa ao longo da vida útil da operação. Entretanto, esta não é a única fonte de informações para a tomada de decisão. Em acréscimo à análise financeira é exposta uma avaliação qualitativa de cada uma das opções e seus riscos. Impactos ambientais, sociais, políticos etc. devem ser levados em consideração quando da seleção de alternativas para um projeto.

6.1 ANÁLISE FINANCEIRA

De posse das despesas de capital e operacionais de cada opção pode-se construir seus fluxos de caixa livre. Para todos os casos os fluxos são negativos, pois as opções não têm receitas, apenas despesas. O que se compara é qual das opções incorre em menos despesas ao longo da vida da operação.

O fluxo de caixa livre é calculado avaliando depreciações e impostos para cada ano de operação. Parte-se da despesa operacional (valor negativo) incorrida no ano avaliado, em seguida, diminui-se deste valor a depreciação da despesa de capital de acordo com o tipo investimento feito. *e.g.* prédios são depreciados em 25 anos e equipamentos nacionais em 5. Deste valor recupera-se o imposto de renda, cuja alíquota é 34%, isto ocorre devido ao fato de uma despesa diminuir a base de cálculo do imposto. O lucro líquido é a despesa operacional subtraída da depreciação e somada ao imposto de renda que deixará de ser pago. Neste caso o lucro líquido é negativo. O fluxo de caixa operacional é o lucro líquido aumentado da depreciação. O fluxo de caixa livre é o fluxo de caixa operacional subtraído dos investimentos em capital e somado as recuperações de impostos, como ICMS e PIS/COFINS. A Tabela 22 expõe este racional.

Tabela 22 - Fluxo de caixa livre

(-) Custo variável
(-) Depreciação
(+) IR @ 34%
(=) Lucro Líquido
(+) Depreciação
(=) Fluxo de caixa operacional
(-) Investimento em capital
(+) Recuperação de impostos
(=) Fluxo de caixa livre

De posse do fluxo de caixa livre de cada ano faz-se o fluxo de caixa livre descontado, ou seja, trazido a valor presente usando-se a Equação 26 - Índice para cálculo do valor presente. A acumulação do fluxo de caixa livre descontado é, para cada período, a soma do período com todos os períodos anteriores. A taxa média ponderada do custo de crédito de longo prazo típica para a economia brasileira a época da elaboração deste texto foi 10% ao ano. Este foi o valor usado para se calcular o índice que traz os fluxos a valor presente e permite elaborar o gráfico da Figura 51.

Figura 51 - Acumulação dos valores presentes das diferenças do fluxo de caixa

Da Figura 51 pode-se concluir que as opções 1, disposição subaquática do rejeito, 2, disposição a seco com espessamento natural, e 3, disposição a seco de polpa

espassada, apresentam diferenças marginais. A opção 2 incorre ligeiramente em mais despesas em relação à opção 1, que por sua vez é mais onerosa do que a opção 3. Para este nível de incerteza, pode-se dizer que as três opções estão em um mesmo nível de custo e a decisão sobre qual implantar não se deve basear em expectativas de redução de despesas.

Outro ponto relevante que se observa da imagem é que as opções 4, desaguamento com centrífugas e disposição na mina, e 5, desaguamento com filtros prensa e disposição na mina, implicam em menor despesa financeira a partir do segundo ano para centrífugas e sexto para filtros. Ou seja, se a operação ocorrer por um prazo inferior a estes, há redução de despesas optando-se pelas alternativas. Entretanto, no caso do Alumina Rondon, a expectativa de duração do empreendimento é maior do que 30 anos, de forma que haverá economia caso opte-se pelas opções 4 ou 5 em relação às alternativas com diques. Ainda para as opções 4 e 5, pode-se notar um aumento abrupto no final do período analisado. Este aumento é devido ao menor custo para o descomissionamento em relação às opções com diques.

Mesmo com a imprecisão de estimativa na ordem de 25%, pode-se afirmar que centrífugas reduzem a despesa total da operação em quantia superior às opções com diques ou com o filtro prensa.

Cabe notar que, por mais que a opção de filtros prensa reduza a despesa em longo prazo, o investimento em capital no início da operação é maior do que as opções com diques. Como a disponibilidade de recursos é limitada, esta opção poderia ser descartada por este viés de análise. O investimento inicial para as centrífugas é análogo ao investimento dos diques, de forma que não se poderia justificar a não instalação destes equipamentos por este motivo.

O autor optou por fazer a análise baseada nas diferenças de fluxo de caixa descontado acumulado, pois esta abordagem combina os efeitos de despesas de capital e operacionais. Observar apenas uma das duas despesas certamente irá levar a uma decisão financeiramente menos benéfica com implicações durante o período de operação.

A taxa média ponderada do custo de crédito utilizada para a avaliação das acumulações dos fluxos de caixa é relevante, pois é esta que pondera os impactos das despesas de capital contra as despesas operacionais. Em outras palavras, quanto maior for esta taxa, maior preferência a transferir investimentos em capital para despesas operacionais. A dificuldade reside em avaliar qual é o ponto ótimo, ou seja: Qual é a redução absoluta de despesas operacionais que um novo investimento em capital deve causar para que este se justifique? Para responder esta pergunta, deve-se construir o fluxo de caixa das opções e avaliar qual deles apresenta resultados mais atraentes para o prazo da operação considerada.

As curvas das diferenças de fluxo de caixa descontado acumulado dependem, como já discutido, da taxa média do custo de crédito. Esta variável será sempre uma das que mais influi nas diferenças entre os fluxos de caixa, podendo, inclusive, alterar a ordem entre as opções que têm menor desembolso ao longo da operação. A Figura 52 e a Figura 53 mostram como esta varia, alterando a taxa de 10% ao ano para 15% e 20% respectivamente.

Figura 52 - Curva à taxa de 15% ao ano

Figura 53 - Curva à taxa de 20% ao ano

Pode-se notar destas curvas que a diferença entre a opção 4 e o caso base – opção 1 – cai de mais de R\$ 150 milhões para 10% ao ano para R\$ 100 milhões e R\$ 70 milhões. Sendo assim, caso esta possa ser alterada, obtendo-se um financiamento incentivado específico para o projeto por exemplo, a uma taxa diferente daquela praticada na média dos casos pelo empreendedor o cenário de preferência pode ser alterado. Na Figura 53 não se pode afirmar se a opção 5 de fato economiza despesas ao longo da operação.

6.2 ANÁLISES QUALITATIVAS

As opções de 1 a 3 podem ser consideradas análogas. Cada uma é um caso particular de disposição hidráulica. Como regra geral impactam grandes áreas e fixam grandes volumes de água que ficará associada ao rejeito. Esta água dificultará o fechamento das estruturas e implica em maiores volumes de captação. Já as opções 4 e 5 recuperam intensamente a água presente no rejeito usando grandes quantidades de energia para tal e fecham os depósitos de rejeito junto com a operação de mina.

A seguir é apresentada uma lista não exaustiva de riscos para estas opções, conforme avaliados pela experiência do autor, tendo por base critérios expostos na matriz da figura 43.

6.2.1 Riscos operacionais

1. Indisponibilidade de água na captação

Probabilidade: remoto; consequência: crítico; classe: **médio**.

Este pode ser considerado um risco geral do projeto. Opções de desaguamento intenso reduzem a exposição a este perigo, pois reduzem a quantidade de água nova a ser introduzida no processo. Com isto, este perigo pode ter a sua classificação de probabilidade reduzida para **baixo**. Água nova será provida por poços e, caso a premissa de vazão adotada usando poços próximos e modelos hidrogeológicos não seja suficiente, novos poços poderão ser abertos. Como última forma de mitigação uma adutora poderá ser construída desde uma drenagem natural com vazão suficiente. A opção de adução deverá ser devidamente estudada em uma fase mais adiantada do projeto.

2. Recuperação de água

Probabilidade: remoto; consequência: marginal; classe: **médio**.

O efeito deste perigo é similar ao da indisponibilidade de água para captação. Entretanto, neste caso, a água estará aprisionada juntos com os sólidos. Não sendo possível recuperar esta água, mitigações similares a do item 1 deverão ser tomadas. Opções de desaguamento intenso são classificadas como **baixo**.

3. Concentrações de sólidos nos diques

Probabilidade: remoto; consequência: crítico; classe: **médio**.

Caso as expectativas de concentração de sólidos não se confirmem e estes fiquem mais diluídos no depósito mais água deverá ser aduzida. Uma consequência da maior umidade nos sólidos é a menor coesão deste material. Como os diques terão suas quatro faces construídas, estas deverão ser dimensionadas para suportar a pressão exercida pelo excesso de água. Opções de desaguamento intenso não são classificadas neste quesito.

4. Bombeamento do rejeito

Probabilidade: remoto; consequência: crítico; classe: **médio**.

A viscosidade da polpa de rejeito de bauxita já foi investigada. Ensaio que busquem avaliar a sua variabilidade ao longo do depósito poderão ser executados em uma fase posterior do projeto. Caso a viscosidade seja maior do que aquela investigada, este aumento implicará em um maior consumo de energia elétrica no bombeamento. Em última instância, novas bombas poderão ser instaladas em série aumentando a pressão nas linhas. Sugere-se que estas sejam projetadas para lidar com pressões aumentadas. Opções de desaguamento intenso são classificadas como **baixo**, pois a distância de bombeamento é menor, de forma que as consequências deste perigo são reduzidas.

5. Ruptura de maciço

Probabilidade: improvável; consequência: catastrófico; classe: **médio**.

No evento de uma ruptura de maciço, grandes volumes de rejeito serão espalhados pelo platô. A região onde o projeto será instalado é bastante plana, de forma que este rejeito não irá se movimentar com grande velocidade. Além disto, a única instalação no platô será o próprio empreendimento. Neste não existem comunidades ou outras indústrias. Para se mitigar um extravasamento, máquinas de mina serão movimentadas para construção de contenções e novos diques. Sugere-se avaliar a construção de taludes ou canais que direcionem o fluxo de um possível rompimento para áreas de dissipação de energia reservadas para este fim. Cabe incluir a necessidade da elaboração de um plano de emergência para lidar com este tipo de acidente. Opções de desaguamento intenso não são classificadas neste quesito por não apresentarem este perigo.

6. Excesso de chuvas

Probabilidade: ocasional; consequência: crítico; classe: **alto**.

Há histórico de chuvas de mais de 200 mm em menos de um dia na região. Precipitações desta ordem aumentariam a quantidade de água no sistema que deveria ser movimentada para equipamentos de contenção de água. Esta água

seria usada no processo de beneficiamento ou na própria refinaria. Em caso de excesso hídrico, extravasamentos controlados deverão ocorrer por vertedouros nos diques e esta água deverá ser direcionada para uma região plana onde possa se dissipar e infiltrar. A qualidade esperada desta água é boa, pois será proveniente de chuva recente. A camada superior do depósito seco é coesiva e horizontalizada, não tendendo a erodir. Em opções de disposição subaquática, a água sobrenadante tem baixa quantidade de sólidos. Opções de desaguamento intenso, no caso de chuvas intensas, serão prejudicadas, pois não é possível realizar as atividades de espalhamento e compactação durante as chuvas. Com isto, estas operações deverão ser suspensas durante chuvas. Um plano específico para esta atividade deve ser desenvolvido incluindo o efeito de chuvas.

7. Centrifugação

Probabilidade: improvável; consequência: crítico; classe: **médio**.

Conforme exposto, já foram realizados testes de desaguamento em escala de laboratório. Estes testes indicam a aplicabilidade da tecnologia para o caso em estudo. Entretanto, caso seja esta a opção escolhida, novos testes deverão ser realizados de forma contínua em um equipamento de grande porte. Se, na operação, ocorrerem dificuldades para desaguar o rejeito, novas centrífugas poderão ser adquiridas e instaladas compensando a capacidade faltante.

8. Filtração

Probabilidade: improvável; consequência: crítico; classe: **médio**.

Semelhante ao risco 7 e com tratativa análoga.

9. Manuseio

Probabilidade: ocasional; consequência: insignificante; classe: **baixo**.

O material, após o desaguamento em centrífugas ou filtros, deverá ser carregado por pás carregadeiras, transportado com caminhões até a mina, espalhado com tratores e compactado como rolos. O material poderá aderir nas caçambas e reduzir a capacidade de carga líquida por ciclo. Isto poderá implicar em ciclos mais

longos e em maiores custos operacionais. Caso isto ocorra, poderão ser usados revestimentos especiais que previnem esta adesão. A compactação ideal pode não ser atingida caso o material tenha uma umidade fora de especificação. Isto poderá ser corrigido misturando-se parte do capeamento. Cabe a elaboração de um plano específico para o tratamento desta operação e para a devida mitigação de seus perigos.

6.2.2 Riscos ambientais

1. Área impactada (altura)

Probabilidade: frequente; consequência: crítico; classe: **alto**.

Caso se decida por alguma das opções de 1 a 3, uma grande superfície deverá ser disponibilizada para a operação. A bauxita mineralizada sob estas áreas deverá ser previamente lavrada ou será perdida, pois não se espera que esta possa ser economicamente aproveitada nesta condição. Caso se decida por uma das opções 4 ou 5, este risco será rebaixado para Probabilidade: muito improvável; consequência: insignificante; classe: **baixo**, pois não haverá área de depósito.

2. Consolidação do material

Probabilidade: ocasional; consequência: crítico; classe: **alto**.

O rejeito depositado por via hidráulica logo sedimentará atingindo uma concentração de sólidos máxima. Nestas condições o rejeito apresenta pouca capacidade de suporte e continuará se adensando lentamente por vários anos devido ao peso das camadas suprajacentes. Este adensamento aumentará a capacidade de suporte do terreno, mas criará depressões que logo serão preenchidas por água de chuva. Estas depressões se tornarão lagos artificiais que poderão alterar as características naturais da região. Para que isto não ocorra investimentos relevantes em movimentação de solo deverão ser feitos para compensar estes recalques.

3. Revegetação

Probabilidade: remoto; consequência: crítico; classe: **médio**.

O rejeito do beneficiamento não tem nutrientes para suportar o desenvolvimento de vegetação. A recuperação natural é possível, mas muito lenta. Uma forma de se mitigar este efeito é cobrindo os depósitos com uma camada de argila selante e, em seguida, uma camada de solo orgânico. Neste solo orgânico, a revegetação poderá ser feita. Esta operação implicará em despesas de descomissionamento relevantes e anula o perigo citado.

6.2.3 Riscos sociais

1. Licenças ambientais

Probabilidade: ocasional; consequência: crítico; classe: **alto**.

Pode-se citar eventos recentes de acidentes com barramentos que implicaram em alterações e em maiores restrições ambientais para a instalação de depósitos (Cleary Gottlieb Steen & Hamilton). Caso decida-se pela construção de diques, há um perigo objetivo de a Secretaria de Meio Ambiente do Estado do Pará recusar a solução. Como mitigação, as soluções das opções 4 ou 5 deverão estar em nível maduro de desenvolvimento para que sejam uma alternativa viável.

2. Percepção de perigo

Probabilidade: ocasional; consequência: crítico; classe: **alto**.

As comunidades próximas ao empreendimento poderão recusar a instalação de diques sob a alegação de que estes não são seguros. Campanhas de conscientização poderão ser feitas demonstrando o projeto. Sugere-se que, como mitigação, as opções 4 ou 5 possam ser instaladas.

3. Linha de horizonte

Probabilidade: improvável; consequência: marginal; classe: **baixo**.

O distanciamento de comunidades faz com que este perigo seja menor. Para a sua mitigação, seria necessário recobrir os taludes com vegetação e buscar uma geometria similar a natural de forma que estes não se destacariam do entorno.

6.3 COMPARAÇÃO DE OPÇÕES

As opções de 1 a 5 são listadas na Tabela 23 na próxima página. As áreas ocupadas listadas para as opções 1 a 3 incluem diques de rejeito e diques acessórios, se houver. Para as opções 4 e 5 as áreas consideradas são uma estimativa do espaço necessário para a instalação dos equipamentos, sejam centrífugas ou filtros prensa e seus respectivos pátios.

Os volumes de aterro são aqueles necessários para a construção dos diques e seus acessórios. A água imobilizada é função do desaguamento obtido por cada processo. Nota-se que há uma redução relevante entre as opções de 1 a 3 e 4 e 5.

A percepção de perigo é resultado de considerações subjetivas e é relativa entre as opções. A opção 1 acumula o material de forma inconsolidada e é aquela que apresenta maior perigo relativo. As opções 2 e 3 acumulam grandes volumes de água e rejeito adensado em diques e são classificadas como intermediárias. Já as opções 4 e 5 apresentam o menor nível de perigo, pois lidam com o material em uma condição mais favorável à sua estabilidade, com empilhamentos menores e maiores concentrações de sólidos.

As despesas de capital (CapEX) e operacionais (OpEx) apresentadas são referentes ao início da operação. Ou seja, deve-se ressaltar que as opções 1 a 3 tem grandes reinvestimentos ao longo da vida útil do empreendimento, enquanto que as opções 4 e 5 tem reinvestimentos menores.

Tabela 23 - Resumo para comparação das opções

Opção	Descrição	Área ocupada Mm ²	Volume de aterro Mm ³	Água imobilizada Mm ³ /ano	Percepção de perigo	CapEx Milhões de reais ano 0	OpEx Milhões de reais por ano
1	Disposição subaquática	2,86	1,24	5,82	alto	87,4	9,32
2	Espessamento natural e disposição em camadas	3,28 + 0,59	1,28 + 0,24	4,61	médio	102,9	8,13
3	Espessamento com floculante e disposição em camadas	2,90 + 0,22	1,20 + 0,10	4,41	médio	99,1	7,54
4	Desaguamento com centrífugas e reaterro	0,01	0	0,99	baixo	105,9	19,49
5	Desaguamento com filtros prensa e reaterro	0,02	0	0,67	baixo	199,2	18,97

Nota-se que centrífugas e filtros ocupam uma fração da área ocupada pelas outras opções, contudo filtros ocupam uma área maior do que a das centrífugas. Isto se dá pelo fato de que centrífugas são equipamentos contínuos e, com isto, tem uma capacidade por área maior.

7 CONCLUSÕES

Do exposto, pode-se concluir que tanto tecnicamente, financeiramente, como sob uma ótica qualitativa, opções de desaguamento intenso são mais atraentes para o caso estudado.

Neste caso, opções de uso intenso de água como a disposição subaquática e a disposição em camadas finas, com a utilização de floculantes ou não, além de construírem estruturas que deverão ser recuperadas após o final da operação têm um custo total de investimentos mais elevado a partir do sexto ano de operação.

Grandes acúmulos de polpas de minerais finos são pontos de atenção para qualquer operação, pois uma falha em um sistema destes pode causar danos irreparáveis ao meio ambiente e à sociedade em que a operação está inserida. Além disto, a percepção de perigo em relação a possibilidade de acidentes é cada vez mais um fator condicionante à instalação de novos depósitos deste tipo e sendo esta justificada pela quantidade de acidentes com barragens: nas últimas duas décadas ocorreram, em média, 2 por ano. (Azam, 2010)

As opções 4, desaguamento com centrífugas e disposição na mina, e 5, desaguamento com filtros prensa e disposição na mina, além de se mostrarem financeiramente mais atraentes, mitigam diversos perigos associados à disposição hidráulica. Em especial vale citar a eliminação de um depósito de grande volume e a redução na quantidade de água sob gestão da operação. Entre estas opções, segue que a opção 4 é tida como a preferencial, pois, mesmo desaguando menos do que um filtro prensa, as centrífugas desaguam o rejeito o suficiente para que seja possível o manuseio do material e a sua disposição nas tiras exauridas apresentando menor despesa de capital.

A disposição hidráulica pode ser mais atraente para aplicações de curto prazo. Entretanto, para projetos de longa duração, como é o caso típico para depósitos de bauxita, opções de desaguamento intenso podem ser financeiramente mais atraentes. Para que isto seja demonstrado sugere-se que estudos de outros casos sejam feitos. A disposição hidráulica apresenta custos operacionais baixos, contudo a necessidade

de reinvestimentos na abertura de novos depósitos e a sua dificuldade de fechamento são motivos que reduzem a atratividade deste tipo de operação.

À luz deste trabalho discussões mais esclarecidas poderão ocorrer. O grupo de trabalho responsável pelo projeto poderá tomar decisões sobre quais opções deverão ser melhor estudadas e, eventualmente, qual deverá ser instalada.

Com isto, tem-se de forma segura qual é o caminho a se seguir nas etapas de trabalho seguintes, evitando mudanças tardias de escopo e reduzindo perigos de projeto como descontrole de prazo ou custo. Além disto, pode-se avaliar qual é o custo que se impõe ao projeto quando não se seleciona a melhor opção em termos financeiros.

Para o caso deste texto o autor recomenda que testes de larga escala e variabilidade sejam conduzidos para as opções preferidas. Com isto estas opções serão melhor estudadas e entendidas e terão seus perigos mitigados. Como uma solução para isto, uma planta piloto pode ser instalada de forma que rejeito industrialmente gerado possa ser desaguado em larga escala confirmando parâmetros operacionais dos equipamentos.

De forma abrangente, a abordagem deste trabalho para se avaliar a questão pode ser expandida para projetos onde diversas soluções são conceitualmente possíveis. A sequência lógica de passos para que sejam obtidos cenários bem definidos é aplicável para qualquer problema de engenharia:

1. Avaliar a viabilidade técnica das soluções conceituadas através de estudos de caracterização tecnologia e ensaios específicos;
2. Avaliar as despesas de capital e operacionais de cada solução tecnicamente viável e compará-las pelo prazo previsto para a operação; e
3. Avaliar aspectos qualitativos que podem prevenir a implantação de uma ou mais opções.

REFERÊNCIAS

- ALCOA INC. **Mina de Juruti**. Disponível em: https://www.alcoa.com/brasil/pt/info_page/Juruti.asp. Acesso em 25 out. de 2015.
- Alfa Laval Corporate AB. **Alfa Laval**. Disponível em: <http://www.alfalaval.com/>. Acesso em 1º jul. 2015.
- Armenante, Piero M. **Cake Filtration**. New Jersey Institute of Technology. New Jersey : s.n., 2015. p. 85. Disponível em: <http://cpe.njit.edu/dlnotes/CHE685/CIs09-2.pdf>. Acesso em 12 jul. 2015
- Azam, Shahid. **Tailings Dam Failures: A Review of the Last One Hundred Years**. Geotechnical News, 2010.
- Bailey, Christopher John. **Multiphase numerical modelling of thickening and sedimentation**. Londres: Thames Polytechnic Library, 1988.
- Carvalho, Adilson. 1989. **As Bauxitas no Brasil: Síntese de um programa de pesquisa**. Universidade de São Paulo - Instituto de Geociências. São Paulo, 1989.
- CELPA. 2015. **Tarifas em vigor a partir de 07/08/2015**. Disponível em: <http://www.celpa.com.br/display/74984754-8272-4a51-a799-1c68ac281e54>. Acesso em 22 set. 2015
- Chaves, Arthur Pinto. **Teoria e Prática do Tramento de Minérios vol. 1**. São Paulo: Signus, 2010.
- Chaves, Arthur Pinto. **Teoria e Prática do Tramento de Minérios vol. 2**. São Paulo: Signus, 2010.
- Cleary Gottlieb Steen & Hamilton. **The Fundão Tailings Dam Investigation**. Disponível em: <http://www.fundaoinvestigation.com>. Acesso em 12 dez. 2016
- Damodaran, Aswath. **Damoran Online**. Stern School of Business at New York University, 2015. Disponível em: http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/. Acesso em 12 out. 2015
- Departamento Nacional de Infraestrutura de Transportes. **SICRO**. Disponível em: <http://www.dnit.gov.br/>. Acesso em 19 ago. 2015
- Gaudin, Antoine Marc. **Principles of Mineral Dressing**. New York: McGraw-Hill Book Company, Inc., 1939.
- Gomide, Reynaldo. 1980. **Operações unitárias**. São Paulo: Do Autor, 1980.
- Guimarães, N. C. **Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando a sua disposição em pilhas**. Universidade Federal de Minas Gerais, 2011.

Hanaor, Dorian. **The effects of carboxylic acids on the aqueous dispersion and electrophoretic deposition of ZrO₂**. Journal of the European Ceramic Society. Pág. 235-244. Vol. 32, 1ª edição. Jan. 2012.

Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística. **IBGE, Diretoria de Pesquisas, Coordenação de População e Indicadores Sociais. Cidades@**. Disponível em: <http://cod.ibge.gov.br/232OY>. Acesso em 15 ago. 2015

Investopedia, LCC. **INVESTOPEDIA**. Disponível em: <http://www.investopedia.com/>. Acesso em 25 jan 2015.

Kelly, Errol G. e Spottiswood, David J. **Introduction to mineral processing**. New York: John Wiley & Sons, Inc. 1982.

Kirby, Brian J. **Micro- and Nanoscale Fluid Mechanics: Transport in Microfluidic Devices** Cornell University College of Engineering Kirby Research Group. Disponível em: <http://www.kirbyresearch.com/textbook>. Acesso em 20 jun. 2015

Mao, Laiqun. **Application of extended DLVO theory: Modeling of flotation and hydrophobicity of dodecane**. Faculty of the Virginia Polytechnic Institute. Blacksburg, 1998,

Mineração Rio do Norte. **Mineração Rio do Norte**. Disponível em: <http://www.mrn.com.br/>. Acesso em 25 jun. 2015.

Ministério de Minas e Energia. **Sumário Mineral**. Departamento Nacional de Produção Mineral. Brasil. 2014. p. 141.

Norsk Hydro ASA. **Hydro Paragominas**. Disponível em: <http://www.hydro.com/pt/A-Hydro-no-Brasil/Operacoes-no-Brasil/Hydro-Paragominas-mina/>. Acesso em 25 jun. 2015.

Ostap, S. Control of silica in the Bayer process used for alumina production. Canada, 1986. pp. 101 - 106.

Outotec. 2015. **Outotec high rate thickeners**. Disponível em: www.outotec.com. Acesso em 8 set. 2015.

Reis, Kleber Menezes. **Dimensionamento de Espesadores**. Ouro Preto: Universidade Federal de Minas Gerais, 2010.

RioTinto. **RioTinto**. Disponível em: <http://www.riotinto.com/aluminium/weipa-4732.aspx>. Acesso em 25 jun. 2015.

Ritcey, Gordon M. **Tailings Management**. Ottawa: Elsevier, 1989.

Schwarz, Nils. **SELECTING THE RIGHT CENTRIFUGE – THE JARGON DEMYSTIFIED**. Schwarz Global Consulting. Gauteng - South Africa, 2011.

U.S. Geological Survey. **Mineral Commodity Summaries 2015: U.S.** Geological Survey, U.S. Department of the Interior. Disponível em: <http://dx.doi.org/10.3133/70140094> Acesso em 25 jun 2015

Valenton, Ida. **Bauxites**. New York: Elsevier Publishing Company, 1972.

Votorantim Metais. **Companhia Brasileira de Alumínio**. Disponível em: http://www.aluminiocba.com/pt/mineracao_mirai.php. Acesso em 25 jun. 2015

Votorantim Metais. **Alumina Rondon**. Disponível em: <http://www.aluminarondon.com.br/>. Acesso em 25 jun. 2015.

Wang, Chen. 2014. **Current state of fine mineral tailings treatment: A critical review on theory and practice**. Minerals Engineering Vol. 58, 2014. pp. 113-131.