

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE CAMPINA GRANDE
CENTRO DE CIÊNCIAS E DE TECNOLOGIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM
ENGENHARIA DE PROCESSOS**

**ALTERNATIVAS PARA OTIMIZAÇÃO DO PROCESSO DE
BENEFICIAMENTO DE CAULIM DA REGIÃO SERIDÓ DOS
ESTADOS DA PARAÍBA E DO RIO GRANDE DO NORTE**

Ailma Roberia Souto de Medeiros

ORIENTADOR: Prof. Dr. Severino Rodrigues de Farias Neto

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE CAMPINA GRANDE
CENTRO DE CIÊNCIAS E DE TECNOLOGIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM
ENGENHARIA DE PROCESSOS**

**ALTERNATIVAS PARA OTIMIZAÇÃO DO PROCESSO DE
BENEFICIAMENTO DE CAULIM DA REGIÃO SERIDÓ DOS
ESTADOS DA PARAÍBA E DO RIO GRANDE DO NORTE**

Ailma Roberia Souto de Medeiros

Tese apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Processos da Universidade Federal de Campina Grande, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Doutor em Engenharia de Processos, área de concentração: Desenvolvimento de Processos. Orientador(a): Dr(a). Severino Rodrigues de Farias Neto

M488a Medeiros, Ailma Roberia Souto de.

Alternativas para otimização do processo de beneficiamento de caulim da Região Seridó dos Estados da Paraíba e do Rio Grande do Norte / Ailma Roberia Souto de Medeiros. – Campina Grande, 2022.

103 f.: il. color.

Tese (Doutorado em Engenharia de Processos) – Universidade Federal de Campina Grande, Centro de Ciência e Tecnologia, 2022.

"Orientação: Prof. Dr. Severino Rodrigues de Farias Neto".
Referências.

1. Processamento de Caulim. 2. Otimização. 3. Caracterização Tecnológica. 4. Simulação. I. Farias Neto, Severino Rodrigues de. II. Título.

CDU 679.861(043)

ALTERNATIVAS PARA OTIMIZAÇÃO DO PROCESSO DE BENEFICIAMENTO DE CAULIM DA REGIÃO SERIDÓ DOS ESTADOS DA PARAÍBA E DO RIO GRANDE DO NORTE

Tese apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Processos da Universidade Federal de Campina Grande por Ailma Roberia Souto de Medeiros

Aprovado em 23 de Dezembro de 2021.

Membros da Banca:



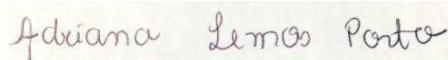
Prof. Dr. Severino Rodrigues de Farias Neto

Orientador – UFCG



Prof. Dr. Boniek Evangelista Leite

Examinador Interno – UFCG



Profa. Dra. Adriana Lemos Porto

Examinadora Externa – IFPB



Profa. Dra. Lidiane Cistina Felix Gomes

Examinadora Externa – IFPB



Prof. Dr. Manuel José Andrade Romero

Examinador Externo - Colciencias

Dedicatória

Dedico este trabalho a minha mãe Roberta (*in memoriam*).

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente a Deus pelo dom da vida, por me amparar nos momentos difíceis, me dar força interior para superar as dificuldades e mostrar os caminhos nas horas incertas.

Aos meus pais, Ailton e Roberta (*in memoriam*), por me terem dado educação, valores e por terem me ensinado a andar com minhas próprias pernas. Agradeço, em especial, a minha mãe, que onde quer que esteja, nunca deixou de me amar, nem de confiar em mim. Mãe, você é meu amor eterno.

Ao meu amado esposo Helder Cordeiro, por toda compreensão, companheirismo, carinho, atenção e dedicação. Amo-te!

Aos meus familiares, nas pessoas dos meus irmãos, avós, tios, sogros, primos, por terem apoiado e acreditado, junto comigo, nesse sonho. Em especial a minha avó Esmeralda e minha tia Núbia que estiveram sempre ao meu lado.

Agradeço em especial ao meu orientador professor Dr. Severino Rodrigues de Farias Neto, exemplo de profissional, que acreditou que eu seria capaz. Agradeço pela confiança e por ser um grande incentivador. Agradeço também ao professor Elbert Valdiviezo Viera por todo apoio que vem dando a esta pesquisa.

Agradecer a Defsson Douglas e a Vinícius Rewel por toda contribuição que vocês deram para o desenvolvimento desta pesquisa nesse período complicado que estamos vivenciando, sem vocês nada seria possível.

Aos professores, funcionários e colegas do Curso de Pós-Graduação em Engenharia de Processos, por terem compartilhado comigo os seus conhecimentos e experiências acadêmicas.

Ao IFPB Campus Campina Grande, na pessoa do Coordenador do curso técnico em mineração Professor Francisco Souza, por todo apoio e pela seção do laboratório para realização da fase experimental da pesquisa.

Medeiros, A.R.S. de, Alternativas para otimização do processo de beneficiamento de caulim da região Seridó dos estados da Paraíba e do Rio Grande do Norte. Tese de Doutorado, Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Processos, Universidade Federal de Campina Grande, Brasil (2021).

RESUMO

O caulim é uma rocha de cor branca, formada por silicatos de alumínio hidratado, devido às suas características tecnológicas tem uma vasta aplicação industrial. Os depósitos de caulim são classificados geologicamente em dois tipos, de acordo com a origem: depósito de caulim primário e depósito de caulim secundário. Normalmente, esse mineral ocorre associado às impurezas, por isso, é necessário passar por processos de beneficiamento para atender às especificações de mercado. O beneficiamento do caulim pode ser feito a seco ou a úmido. Nesses processos há uma grande geração de resíduos, que são dispostos em terrenos da própria empresa, ocupando um grande espaço. O caulim na região do Seridó da Paraíba e do Rio Grande do Norte é do tipo primário, formado pela alteração dos pegmatitos pré-existentes e seu beneficiamento é realizado a úmido, gerando dois tipos de rejeito. Grande parte do material extraído é disposto em pilhas de rejeito após o processamento. Neste contexto, o objetivo principal deste trabalho é propor alternativas para otimização do processo para beneficiamento de caulim substituindo equipamentos e métodos, principalmente nas etapas de desagregação e classificação. A metodologia compreendeu as etapas de coleta das amostras na Mineração Noruega, localizada no município de Junco do Seridó – PB; caracterização tecnológica e mineralógica através de DRX, FRX, MEV, DTA, TG; análise granulométrica; desagregação e dispersão através de ensaio de atrição e ensaios de hidrociclonagem de bancada. Além da etapa de simulação, foi utilizado o aplicativo específico para o processamento mineral, o *USIM PAC*. Os resultados da caracterização determinaram que as amostras apresentam composição química e mineralógica similares, sendo compostas por quartzo, muscovita, microclínio e predominantemente por caulinita, inclusive com os rejeitos contém teores bastante elevados de caulinita (80%). Os resultados dos ensaios de atrição demonstram que as melhores condições de atrição para dispersão de caulim foram com 20% de porcentagem de sólidos na polpa, com velocidade de agitação de 1000 rpm e com tempo de agitação de 30 min, obtendo o Grau de Dispersão igual 47,12% e ainda pôde-se determinar que valores de velocidade de agitação entre 500 e 1000 rpm seria considerado ideal para dispersão de caulim. Os ensaios de hidrociclonagem indicaram resultados promissores para a classificação desse tipo de caulim, mas é preciso um bom ajuste das variáveis operacionais. Os melhores resultados foram encontrados nos testes T₄ e T₆, que apresentaram menores valores de D₅₀ e os resultados de FRX apontaram que os teores de óxido de alumínio são maiores no *overflow* e os teores de sílica maiores no *underflow*. As simulações com hidrociclone indicaram que os valores do passante na malha de 200 foram acima de 99% na saída do *overflow*. Conclui-se que processo de beneficiamento de caulim da Região Seridó pode ser melhorado e otimizado através da modificação de diversos pontos do processo, desde a inclusão de um melhor processo de desagregação utilizando células de atrição na etapa de alimentação, bem como a substituição do método de classificação convencional por peneiras, pela classificação usando hidrociclone.

Palavras-chave: Processamento de Caulim. Otimização. Caracterização Tecnológica. Simulação.

Medeiros, A.R.S. de, Alternatives for optimization of the caulin beneficiation process of the Seridó region of the states of Paraíba and Rio Grande do Norte. Doctoral thesis, Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Processos, Universidade Federal de Campina Grande, Brazil (2021).

ABSTRACT

Kaolin is a white rock, formed by hydrated aluminum silicates, due to its technological characteristics it has a wide industrial application. Kaolin deposits are geologically classified into two types, according to origin: primary kaolin deposit and secondary kaolin deposit. Normally, this mineral is associated with impurities, so it is necessary to go through beneficiation processes to meet market specifications. Kaolin processing can be done dry or wet. In these processes there is a large generation of waste, which is disposed of on the company's own land, occupying a large amount of space. The kaolin in the Seridó da Paraíba and Rio Grande do Norte regions is of the primary type, formed by the alteration of pre-existing pegmatites and its processing is carried out wet, generating two types of tailings. Much of the extracted material is disposed of in tailings piles after processing. In this context, the main objective of this work is to propose alternatives for optimizing the kaolin processing process, replacing equipment and methods, mainly in the disaggregation and classification stages. The methodology comprised the stages of sample collection at Mineração Norway, located in the municipality of Junco do Seridó – PB; technological and mineralogical characterization through DRX, FRX, MEV, DTA, TG; particle size analysis; disaggregation and dispersion through attrition test and bench hydrocyclone tests. In addition to the simulation stage, the specific application for mineral processing, the USIM PAC, was used. The results of the characterization determined that the samples have similar chemical and mineralogical composition, being composed of quartz, muscovite, microcline and predominantly kaolinite, even with the tailings containing very high contents of kaolinite (80%). The results of the attrition tests show that the best attrition conditions for kaolin dispersion were with 20% percentage of solids in the pulp, with a stirring speed of 1000 rpm and a stirring time of 30 min, obtaining the degree of dispersion equal to 47, 12% and it was still possible to determine that agitation speed values between 500 and 1000 rpm would be considered ideal for kaolin dispersion. The hydrocycloning tests indicated promising results for the classification of this type of kaolin, but a good adjustment of the operational variables is needed. The best results were found in the T₄ and T₆ tests, which presented lower D₅₀ values and the FRX results showed that the aluminum oxide contents are higher in the overflow and the silica contents are higher in the underflow. The hydrocyclone simulations indicated that the pass values in the 200 mesh were above 99% at the overflow output. It is concluded that the kaolin processing process in the Seridó Region can be improved and optimized by modifying several points in the process, from the inclusion of a better disaggregation process in the feeding stage, as well as the replacement of the conventional classification method by sieves, by classification using hydrocyclone.

Keywords: Kaolin Processing. Optimization. Technological Characterization. Simulation.

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1 -	Representação estrutural da caulinita.....	17
Figura 2.2 -	Localização dos polos produtores de caulim na PPB.....	21
Figura 2.3 -	Fluxograma da usina de beneficiamento de caulim da CADAM.....	23
Figura 2.4 -	Fluxograma do processo de beneficiamento do Caulim da Região Seridó.....	24
Figura 2.5 -	Rejeito grosso.....	25
Figura 2.6 -	Rejeito Fino.....	26
Figura 2.7 -	Pilha de deposição do rejeito final.....	26
Figura 2.8 -	Célula de atrição industrial.....	31
Figura 2.9 -	Ilustração do modelo da dupla camada elétrica para uma partícula com carga superficial negativa em solução aquosa.....	33
Figura 2.10 -	Curvas de potencial zeta do caulim <i>Coat 90</i> em função do pH, parametrizado na concentração de KCl, PIE = 3,5.....	37
Figura 2.11 -	Representação esquemática de um classificador.....	39
Figura 2.12 -	Representação esquemática de um hidrociclone convencional.....	40
Figura 2.13 -	Curvas de partição típicas de hidrociclone.....	44
Figura 2.14 -	Exemplo de um arranjo de hidrociclone para processamento mineral.....	46
Figura 2.15 -	Base da simulação estática.....	49
Figura 2.16 -	Metodologia para alcançar um design preliminar.....	52
Figura 2.17 -	Fluxograma preliminar de um circuito de processamento mineral gerado no <i>USIM PAC</i>	53
Figura 3.1 -	Localização da Mineração Noruega em relação ao município de Junco do Seridó - PB.....	50
Figura 3.2 -	Célula de atrição de bancada da Gehaka com a cuba (A) e (B) detalhe da haste de atrição.....	55
Figura 3.3 -	Unidade experimental de hidrociclonagem utilizada nos ensaios.....	60
Figura 3.4 -	Janela de seleção e modificação de parâmetros físicos da alimentação.....	64
Figura 4.1 -	Difratograma da Amostra A1.....	67
Figura 4.2 -	Difratograma da Amostra A2.....	68
Figura 4.3 -	Difratograma da Amostra A3.....	68
Figura 4.4 -	Difratograma da Amostra A4.....	79

Figura 4.5 -	Difratograma da Amostra A5.....	69
Figura 4.6 -	Difratograma da Amostra A6.....	70
Figura 4.7 -	Difratogramas sobrepostos de todas as amostras.....	70
Figura 4.8 -	Micrografias das amostras estudadas.....	72
Figura 4.9 -	Curvas de distribuição granulométrica das amostras A2, A3 e A6.....	74
Figura 4.10 -	Curvas de distribuição granulométrica das amostras A1, A4 e A5.....	74
Figura 4.11 -	Termograma da Amostra A1.....	75
Figura 4.12 -	Termograma da Amostra A2.....	76
Figura 4.13 -	Termograma da Amostra A3.....	76
Figura 4.14 -	Termograma da Amostra A4.....	77
Figura 4.15 -	Termograma da Amostra A5.....	77
Figura 4.16 -	Termograma da Amostra A6.....	78
Figura 4.17 -	Efeito da variação da velocidade de agitação na dispersão de caulim.....	80
Figura 4.18 -	Efeito da variação do pH na dispersão de caulim.....	81
Figura 4.19 -	Efeito da variação da concentração e do tipo de dispersante na dispersão de caulim.....	82
Figura 4.20 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem.....	84
Figura 4.21 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>underflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem.....	84
Figura 4.22 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem com a amostra A2.....	85
Figura 4.23 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem com a amostra A4.....	86
Figura 4.24 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem com 10% de porcentagem de sólidos na alimentação.....	87
Figura 4.25 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem com 20% de porcentagem de sólidos na alimentação.....	87
Figura 4.26 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem com pressão de alimentação de 0,5 kgf/cm ²	88
Figura 4.27 -	Curva de distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ensaios de hidrociclonagem com pressão de alimentação de 1,0 kgf/cm ²	88
Figura 4.28 -	Fluxograma da simulação realizada no <i>USIM PAC</i> do processo real de	90

	beneficiamento de caulim na Mineração Noruega.....	
Figura 4.29 -	Curva de distribuição granulométrica gerada pelo <i>USIM PAC</i> resultado da simulação do beneficiamento de Caulim.....	91
Figura 4.30 -	Fluxograma proposto da simulação realizada no aplicativo <i>USIM PAC</i> para beneficiamento caulim substituindo a peneira de 200# por hidrociclones.....	91

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 - Reserva e produção mundial do caulim.....	27
Tabela 3.1 - Identificação e a massa das amostras primárias coletadas.....	55
Tabela 3.2 - Variáveis para os experimentos fatoriais e seus níveis para os ensaios de atrito 57	57
Tabela 3.3 - Planejamento fatorial 2 ³ para a atrição.....	59
Tabela 3.4 - Variáveis para os experimentos fatoriais e seus níveis para os ensaios de hidrociclonagem..... 62	62
Tabela 3.5 - Planejamento fatorial 2 ³ para a hidrociclonagem.....	62
Tabela 3.6 - Parâmetros físicos informados na simulação 1.....	66
Tabela 3.7 - Configurações para simulação usando hidrociclone em quatro cenários distintos..... 67	67
Tabela 4.1 - Resultados da quantificação mineralógica.....	71
Tabela 4.2 - Resultados de fluorescência de raios X das amostras estudadas	72
Tabela 4.3 - Resultados dos ensaios de atrição para amostra A1 com pH natural.....	79
Tabela 4.4 - Resultados dos ensaios de atrição para amostra A1 com pH 10.....	79
Tabela 4.5 - Ordem de execução do Planejamento fatorial para a hidrociclonagem.....	83
Tabela 4.6 - Resultado das análises de FRX para o <i>overflow</i> e <i>underflow</i> dos ensaios T ₄ e T ₆ 89	89
Tabela 4.7 - Porcentagem retida no <i>overflow</i> e <i>underflow</i> das simulações com hidrociclone..... 92	92

LISTA DE QUADROS

Quadro 2.1 - Principais reagentes dispersantes empregados no processamento de finos de minérios..... 35	35
Quadro 2.2 - Geometria do hidrociclone e condições operacionais que influenciam na sua operação..... 42	42

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

#	–	<i>Malha da peneira</i>
µm	–	<i>Micrometros</i>
2teta	–	<i>Ângulo de incidência</i>
ANM	–	<i>Agência Nacional de Mineração</i>
CADAM	–	<i>Caulim da Amazônia</i>
D₅₀	–	<i>Diâmetro mediano ou tamanho médio de partícula</i>
DRX	–	<i>Difratometria de raios X</i>
DTA	–	<i>Análise Termodiferencial</i>
EDX	–	<i>Fluorescência de raios X por energia dispersiva</i>
FRX	–	<i>Fluorescência de raios X</i>
GD	–	<i>Grau de Dispersão</i>
Kg	–	<i>Quilograma</i>
kgf/cm²	–	<i>Quilograma-força por centímetro quadrado</i>
Kt	–	<i>Quilotonelada</i>
MEV	–	<i>Microscopia Eletrônica de Varredura</i>
mim	–	<i>Minutos</i>
mm	–	<i>Milímetros</i>
Mt	–	<i>Megatonelada</i>
N	–	<i>Norte</i>
NE	–	<i>Nordeste</i>
P₅₀	–	<i>Diâmetro de corte na classificação</i>
PB	–	<i>Paraíba</i>
pH	–	<i>potencial hidrogeniônico</i>
PPB	–	<i>Província Pegmatítica da Borborema</i>
RN	–	<i>Rio Grande do Norte</i>
ROM	–	<i>Run Of Mine</i>
RPM	–	<i>Rotação por minuto</i>
TG	–	<i>Termogravimétrica</i>
USGS	–	<i>Mineral Commodity Summaries</i>

SUMÁRIO

CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO	13
1.1 Justificativa.....	14
1.2 Objetivo Geral	15
1.2.1 Objetivos Específicos	15
CAPÍTULO 2 - FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA E REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	16
2.1 Caulim e suas propriedades	16
2.1.1 Mineralogia do Caulim.....	17
2.2 Depósitos de caulim.....	18
2.2.1 Província Pegmatítica da Borborema Seridó (PPB)	19
2.2.1.1 Geologia Regional	19
2.2.1.2 O Caulim da PPB.....	20
2.2.2 Extração e Beneficiamento do Caulim	21
2.2.3 Reservas e Produção	27
2.3 Caracterização Mineralógica e Tecnológica.....	28
2.3.1 Difractometria de Raios –X.....	28
2.3.2 Fluorescência de Raios – X	29
2.3.3 Microscopia Eletrônica de Varredura.....	29
2.3.4 Análise de Distribuição Granulométrica	29
2.3.5 Análises Térmicas.....	30
2.4 Processo de Atrição	30
2.4.1 Mecanismos de Dispersão	32
2.4.1.1 Propriedades Elétricas de Partículas Coloidais	32
2.4.1.2 Dispersão de Partículas Em Meio Aquoso	34
2.4.1.3 Propriedades Elétricas do Caulim.....	36
2.4.2 Aplicações da Atrição.....	37
2.5 Classificação.....	38
2.5.1 Hidrociclones.....	39
2.6 Simulação	46
2.6.1 Simulação no Beneficiamento de Minérios.....	48
2.6.2 <i>USIM PAC</i>	51

CAPÍTULO 3 - MATERIAIS E MÉTODOS.....	54
3.1 Caracterização Mineralógica e Tecnológica.....	55
3.1.1 Difratomia de Raios –X.....	55
3.1.2 Fluorescência de Raios – X	56
3.1.3 Microscopia Eletrônica de Varredura.....	56
3.1.4 Análise de Distribuição Granulométrica	56
3.1.5 Análises Térmicas.....	56
3.2 Ensaios de Desagregação e Dispersão.....	56
3.2.1 Planejamento Experimental e ensaios de atrição.....	57
3.2.2 Qualificação e Quantificação dos Ensaios de Atrição.....	59
3.3 Classificação por Hidrociclonagem.....	60
3.3.1 Planejamento Experimental.....	60
3.3.2 Ensaios de Hidrociclonagem	62
3.3.3 Avaliação dos ensaios de Hidrociclonagem	63
3.4 Simulação Para o Beneficiamento de Caulim	63
3.4.1 Calibração dos Modelos Matemáticos.....	64
CAPÍTULO 4 - RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	67
4.1 Caracterização Tecnológica e Mineralógica.....	67
4.1.1 Difratomia de Raios – X.....	67
4.1.2 Fluorescência de Raios – X	71
4.1.3 Microscopia Eletrônica de Varredura.....	72
4.1.4 Análise da Distribuição Granulométrica	74
4.1.5 Análises Térmicas.....	75
4.2 Ensaios de Desagregação e Dispersão.....	79
4.3 Ensaios de hidrociclonagem	83
4.4 Simulação	89
CAPÍTULO 5 - CONCLUSÕES E SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS.....	93
CAPÍTULO 6 - REFERÊNCIAS	96

Capítulo 1

INTRODUÇÃO

O caulim é uma rocha de cor branca, composta principalmente por caulinita ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), um argilomineral de empilhamento 1:1, um alumino-silicato hidratado com uma única camada de sílica ligada por tetraedros a uma única folha de octaedros de alumina. Nessa rocha ocorrem, também, argilominerais polimorfos, como haloisita, além de quartzo, feldspato, micas, hematita, rutilo e anatásio (SCORZELLI *et al.*, 2008).

O Caulim tem uma vasta aplicação e devido a suas características tecnológicas, apresenta um ótimo poder de cobertura, por isso são usados como material de enchimento *filler* no preparo de papel; como agente de cobertura *coating* para papel *couché* e na composição das pastas cerâmicas. Em menor escala, o caulim é usado na fabricação de materiais refratários, plásticos, borrachas, tintas, adesivos, cimentos, inseticidas, pesticidas, produtos alimentares e farmacêuticos, catalisadores, absorventes, dentifrícios, clarificantes, fertilizantes, gesso, auxiliares de filtração, cosméticos, produtos químicos, detergentes e abrasivos, além de cargas e enchimentos para diversas finalidades (CUNHA *et al.*, 2007).

Caulins são produtos de alteração de silicatos de alumínio, principalmente dos feldspatos e podem ocorrer em dois tipos de depósito: primário e secundário. Os caulins primários como sendo o resultado da alteração de rochas *in situ*, e dependendo da sua origem são classificados em: intemperizados, hidrotermais e solfataras. Já os caulins secundários são formados pela deposição de sedimentos, são resultados dos processos de erosão e deposição dos depósitos primários em bacias. O caulim secundário é classificado como: caulim sedimentar, areia caulínica, argilas plásticas, refratárias e silicosas (SILVA; DANTAS, 1997).

A indústria de mineração e beneficiamento de caulim é um importante setor social e econômico da região Seridó dos Estados da Paraíba e do Rio Grande do Norte. Entretanto, como resultado do beneficiamento, a indústria produz uma quantidade de rejeito muito elevada sendo classificada em dois tipos. O primeiro tipo é um rejeito arenoso (principalmente quartzo, feldspato e muscovita), oriundo da primeira etapa de

beneficiamento, que é a separação da areia do minério de caulim. O outro tipo é gerado na segunda fase do beneficiamento, um resíduo de granulometria mais fina constituído essencialmente por uma suspensão aquosa do argilomineral caulinita, sob a forma de partículas muito finas, que não são totalmente dispersas durante o processamento que fica retido em peneiras de malha 100 após a desagregação do material.

Em torno de 70% do caulim bruto extraído se torna rejeito nas usinas de beneficiamento. Portanto, para reduzir os custos de transportes esses rejeitos são depositados o mais próximo possível das usinas, gerando problemas ambientais e sociais para as regiões circunvizinhas, como também problemas operacionais para a empresa. O beneficiamento aplicado ao caulim da região Seridó é considerado ineficiente, pois, apenas 30% do material extraído é recuperado pelo processo.

O Brasil é um dos grandes produtores mundiais de caulins processados industrialmente, em uma quantidade da ordem de 1,8 milhões de toneladas por ano (USGS, 2019). A microrregião conhecida como Seridó, na Paraíba e no Rio Grande do Norte, se destaca como os principais polos de extração e beneficiamento do caulim do tipo primário no Nordeste, especificamente nos municípios de Assunção, Junco do Seridó e Pedra Lavrada localizados nos estados da Paraíba, e Equador no estado do Rio Grande do Norte.

1.1 Justificativa

O beneficiamento de caulim na região do Seridó dos estados da PB e do RN gera uma quantidade considerável de rejeito, cerca de 70% do caulim extraído, visto que o modelo de processamento atual não apresenta uma boa eficiência. São considerados entraves no beneficiamento o método de desagregação e a classificação granulométrica que é feita por peneiramento. A grande quantidade de rejeito gerada nessa etapa é simplesmente descartada em terrenos das empresas que beneficiam esta argila, ocupando assim um grande volume.

Neste contexto, a otimização do processo de beneficiamento do caulim surge como alternativa para um maior aproveitamento deste bem mineral e também para diminuição dos impactos ambientais gerados pelo seu beneficiamento.

1.2 Objetivo Geral

Determinar alternativas para uma nova proposta de processo para beneficiamento de caulim substituindo equipamentos e métodos principalmente nas etapas de desagregação e classificação.

1.2.1 Objetivos Específicos

- Coletar, caracterizar e realizar ensaios de desagregação em células de atrição de amostras de caulim e dos seus rejeitos;
- Definir, implementar e otimizar um método de classificação dos minerais via de hidrociclone;
- Simular diferentes processos de beneficiamento empregando hidrociclones ao invés de peneiras utilizadas no processo tradicional utilizando o aplicativo computacional *USIM PAC*.

Capítulo 2

FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA E REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 Caulim e suas propriedades

O Caulim é uma rocha de coloração branca, composta principalmente pelo argilomineral caulinita, na sua composição, também podem estar presentes outros argilominerais do grupo da caulinita, tais como: haloisita, metahaloisita, nacrita e diquita. Além disso, associam-se ao caulim outras substâncias na forma de impurezas, de modo geral, quartzo, feldspato, micas e óxidos de ferro e de titânio.

Segundo Luz *et al.* (2008), o nome caulim deriva da palavra chinesa *kao-Ling* (colina alta) da colina de Jauchau Fu, ao norte da China, de onde o mineral foi descoberto e é o nome comercial dado a esse mineral. É um dos seis minerais mais abundantes da crosta terrestre e ocorre à profundidade de até 10 metros.

A exploração da argila de *Kauling* teve início no século XVII, e a maior exploração ocorreu entre os séculos XVII e XVIII, que foi o período da “era dourada” para a porcelana. As reservas dessa região se esgotaram em 200 anos. Novos depósitos, porém, foram descobertos em outras áreas e foram comercializados como argila de *Kauling*, a argila para porcelana (CHENG *et al.*, 2015).

Por causa de suas características o caulim é considerado um mineral bastante versátil, essas características são: a inércia química em valores de pH variando de 3 a 9; a coloração branca com elevada alvura; granulometria fina; boa maciez e baixa abrasividade; baixa condutividade térmica e elétrica; fácil dispersão em um fluido e o seu baixo custo (PETTENDORFER, 1999). Ainda apresenta baixa plasticidade, densidade 2,6 g/cm³ e ponto de fusão entre 1.650 e 1.775°C.

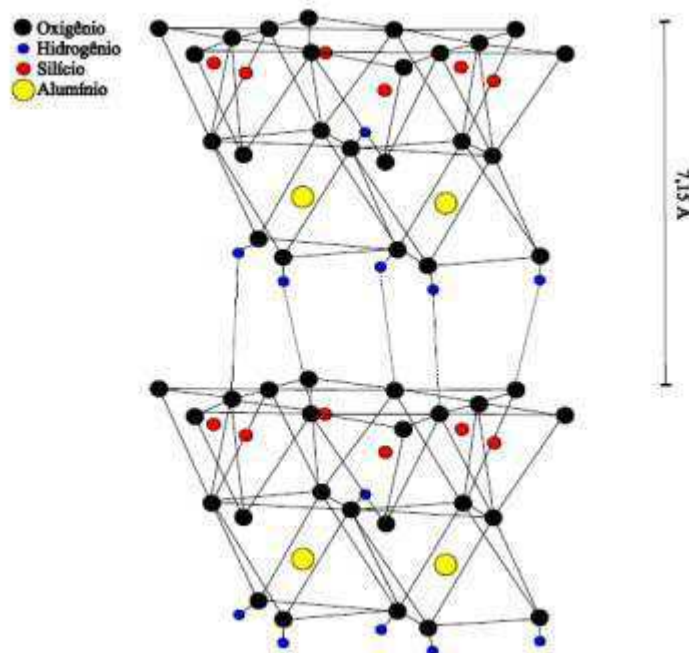
O Caulim é um mineral amplamente utilizado por apresentar características adequadas a um grande número de aplicações industriais importantes. É uma importante matéria-prima para as seguintes indústrias: de papel; cerâmica; fibra de vidro; plásticos; tintas; borracha; catalisadores para craqueamento de petróleo; concreto de alto desempenho; refratários sílico-

aluminosos. O caulim utilizado na indústria de papel como elemento de alvura e fixação de impressão representa de cerca de 45% das exportações, sendo 32% utilizado para revestimento coating e 13% para carga filler. No mercado interno a principal forma de aplicação é na fabricação de cimento e para utilização na indústria de cerâmica branca (BRASIL, 2014).

2.1.1 Mineralogia do Caulim

O Caulim é uma rocha fundamentalmente composta pelo argilomineral caulinita, que é um silicato pertencente à família dos filossilicatos. A caulinita possui estrutura lamelar formada pelo empilhamento regular de camadas 1:1, em que cada camada consiste de uma folha de tetraedros de Si e oxigênio e uma folha de octaedros de alumina, com espaçamento basal de aproximadamente 7,15 Å, de composição química $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (SCORZELLI *et al.*, 2008). A representação estrutural da caulinita é mostrada na Figura 2.1. No entanto, na sua composição, também podem estar presentes mais de um tipo de estrutura de silicato de alumínio hidratado, tais como: haloisita, metahaloisita, nacrita e diquita.

Figura 2.1 - Representação estrutural da caulinita



Fonte: CHENG *et al.* (2015)

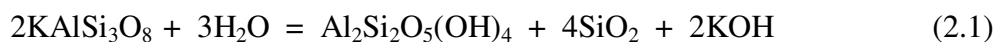
Normalmente, a caulinita apresenta partículas hexagonais, enquanto a haloisita aparece com hábito tubular. A presença de minerais do tipo quartzo, cristobalita, alunita, esmectita, illita, moscovita, biotita, clorita, gibbsita, feldspato, anatásio, pirita e haloisita podem prejudicar a qualidade do caulim, afetando propriedades importantes como a alvura, a brancura, a viscosidade e a abrasividade (LUZ *et al.*, 2008).

2.2 Depósitos de caulim

De acordo com Murray e Keller (1993) os depósitos de caulim são classificados em dois grupos: os depósitos de caulim primário e os depósitos de caulim secundários. Caulins são produtos de alteração de silicatos de alumínio, principalmente dos feldspatos.

Os caulins primários são resultantes da alteração de rochas *in situ*, devido principalmente, à circulação de fluidos quentes provenientes do interior da crosta, da ação de emanções vulcânicas ácidas ou da hidratação de um silicato anidro de alumínio, seguida da remoção de álcalis. Segundo a sua origem, os caulins primários são classificados por Bristow (1987) em: intemperizados, hidrotermais e solfataras.

Os depósitos intemperizados ocorrem em regiões de clima tropical (quente e úmido), onde as condições físico-químicas favorecem a decomposição dos feldspatos e de outros alumino-silicatos presentes em granitos, pegmatitos e rochas metamórficas. O que ocorre, do ponto de vista de processo, é a hidratação de um silicato anidro de alumínio, seguido de remoção de álcalis, segundo a reação (2.1):



Nos depósitos hidrotermais, a alteração da rocha ocorre quando há circulação de fluidos quentes, originados do interior da crosta (ou água juvenil). No caso de depósito solfataras, as rochas são alteradas pela ação de emanções vulcânicas ácidas, constituídas de vapores d'água, ricos em enxofre.

Já os depósitos de Caulim secundários são de origem sedimentar, provenientes da erosão, transportado e deposição de rochas pré-existentes na forma de camas ou lentes associadas com outras rochas sedimentares, as diferentes origens geológicas dos caulins resultam em diferenças significativas na composição mineralógica, principalmente nos componentes não argilosos.

Segundo Bristow (1987) relata que os caulins secundários apresentam teores mais baixos de quartzo e mica, no entanto ocorrem contaminados com óxidos de ferro e minerais de titânio, que podem alterar a sua cor branca original. Os caulins secundários são classificados em três grupos: caulins sedimentares, areias caulínicas e argilas plásticas, refratárias e silicosas.

Há muito mais depósitos de caulim primários no mundo do que depósitos de caulim secundário porque são necessárias condições geológicas especiais, tanto para a deposição quanto preservação do caulim secundário.

Segundo Wilson *et al.* (1998) no Brasil os depósitos de caulim sedimentar são encontrados nos estados da Amazônia, Pará e Amapá, caracterizando-se por grandes reservas e propriedades físicas e químicas para as diversas aplicações na indústria, porém com um teor maior de óxidos de ferro e titânio, o que compromete sua cor branca original. Entretanto nos outros estados do Brasil onde há ocorrências de caulim predomina os depósitos do tipo primário, como nos estados da Paraíba, Rio grande do Norte, Minas Gerais e São Paulo.

2.2.1 Província Pegmatítica da Borborema Seridó (PPB)

2.2.1.1 Geologia Regional

O Seridó Paraibano e Norte Rio-grandense estão inseridos geologicamente na Província Estrutural da Borborema, que compreende uma região de terrenos consolidados pelo ciclo Brasileiro (600 ± 100 Ma) como último evento orogenético importante na formação de rochas e estruturas dúcteis (ALMEIDA *et al.*, 1977).

A PPB situa-se no Nordeste Brasileiro, limitada a oeste pelos sedimentos fanerozóicos da Bacia do Parnaíba, norte-nordeste e leste por bacias fanerozóicas costeiras, e a sul e noroeste pelos crátons São Francisco e São Luiz, respectivamente. Sua área excede 450.000 km² (BRITO NEVES *et al.*, 2000).

Jardim de Sá (1994) afirma que a Faixa Seridó é uma região do Nordeste Brasileiro, situada no extremo NE da PPB, limitada ao sul e oeste respectivamente pelas zonas de cisalhamento Patos (lineamento Patos) e Porto Alegre, enquanto que a norte e a leste por sedimentos relacionados a bacias fanerozóicas de margem continental. Feições importantes na Faixa Seridó são o seu *trend* N-NE, imposto por zona de cisalhamento transcorrentes e o volumoso magmatismo granítico, representado pela ocorrência de corpos batolíticos, tais como os maciços Acari e São Rafael. A geologia da Faixa Seridó é dominada por um

conjunto de rochas supracrustais (metassedimentares e metavulcânicas), metamorfisado no xisto verde a anfíbolito.

O Grupo Seridó que está inserido dentro da Faixa Seridó, reúne uma unidade litoestratigráfica basal com paragnaisses à biotita, epidoto e anfíbólio denominada Formação Jucurutu; uma unidade intermediária denominada Formação Equador com quartzitos puros, micáceos ou feldspáticos, com intercalação de metaconglomerados monomíticos e polimíticos (Formação Parelhas de EBERT, 1970); e uma unidade superior predominantemente metapelítica com biotita xistos, intercalações de mármore, anfíbolitos referida como Formação Seridó.

Os pegmatitos da PPB foram divididos em dois principais grupos, chamados de homogêneos e heterogêneos. Os homogêneos não exibem zoneamento interno e sua mineralogia é simples. Os heterogêneos são normalmente mineralizados, exibem zoneamento interno e sua mineralogia é por vezes bastante diversificada (SILVA *et al.*, 2010). Ainda de acordo com Silva *et al.*, (2010) a PPB é composta por pegmatitos graníticos, de idade brasileira (Neoproterozóico), estão encaixados principalmente em biotita-xistos da Formação Seridó e em quartzitos e metaconglomerados da Formação Equador.

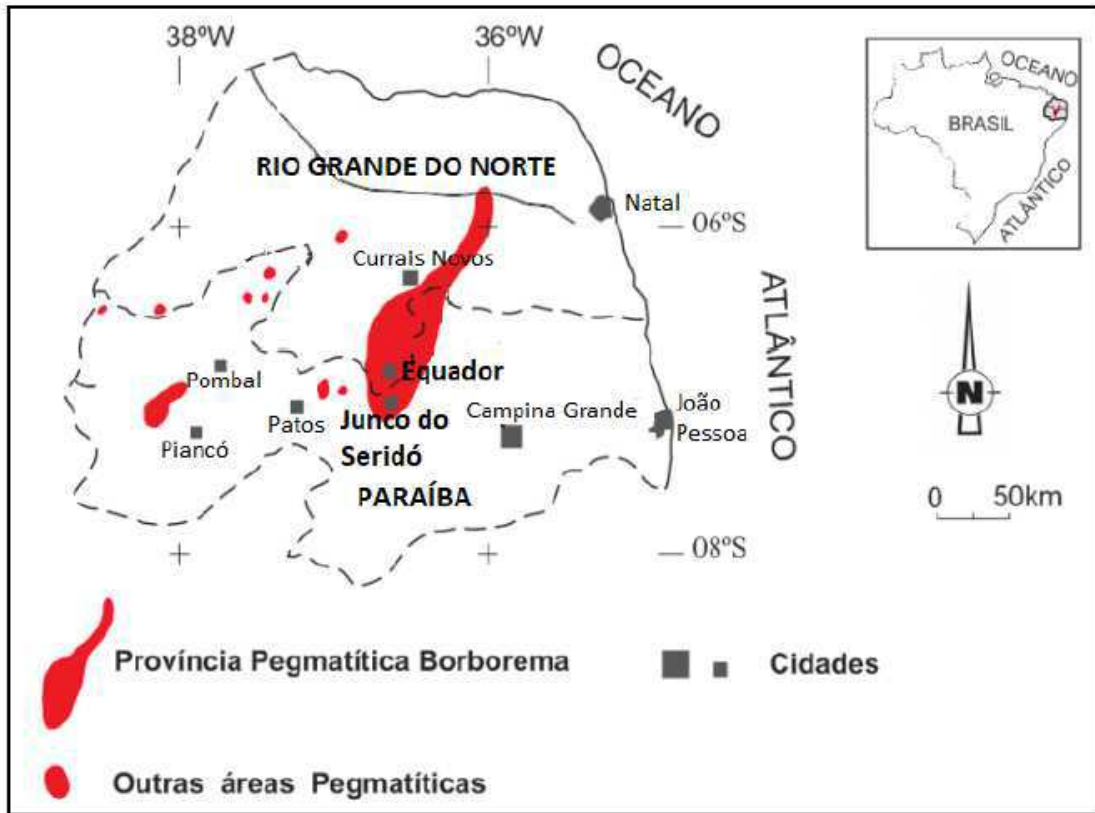
2.2.1.2 O Caulim da PPB

Diversos depósitos de caulins associados à alteração de pegmatitos ocorrem na PPB que se localiza nos estados da Paraíba e do Rio Grande do Norte, nos municípios Junco - PB e Equador – RN. A Figura 2.2 mostra a localização dos polos produtores de caulim na Província Pegmatítica da Borborema. Os pegmatitos caulinitizados estão inseridos no Grupo Seridó de idade pré-cambriana e possuem grande variação de tamanho, podendo chegar a algumas dezenas de metros de largura (SILVA; DANTAS, 1997).

Comumente os pegmatitos estão inseridos em rochas metamórficas e podem conter importantes minerais, como: berilo, columbita-tantalita, gemas como turmalina, feldspatos, entre outros. A caulinita forma-se pela alteração de feldspato-potássico dos pegmatitos.

Quando comparados com os caulins do Sudeste, os caulins do Nordeste são de granulometria mais fina, sendo a caulinita o seu principal constituinte mineralógico. Os cristais de caulinita são de perfil hexagonal e bem cristalizado, não apresentando haloisita tabular (WILSON *et al.*, 1998).

Figura 2.2 - Localização dos polos produtores de caulim na PPB



Fonte: SILVA (2018)

Os pegmatitos dessa região possuem alguns sinais de uma fase anterior de alteração com formação de sericita esverdeada, sugerindo correlação a um evento hipogênico, com intemperismo transformando os feldspatos em caulinita. A circulação da água do lençol freático e as condições químicas locais também podem ter afetado o padrão observado nos caulins do Nordeste.

2.2.2 Extração e Beneficiamento do Caulim

A Extração de caulim ocorre predominantemente pelo método de lavra a céu aberto, na maioria das minas de caulim do mundo, utiliza-se esse método de extração do minério. Sabe-se que os custos de produção e as condições de mecânica de rocha desfavoráveis, na maioria das minas de caulim, tornam o método de lavra subterrânea inviável, por razões econômicas (PRASAD *et al.*, 1991 e MURRAY; KELLER, 1993).

Os depósitos de caulins da província Borborema-Seridó são lavrados há bastante tempo, porém de maneira rudimentar e predatória (lavra artesanal, ou garimpo como são mais conhecido), sem um estudo prévio das jazidas e das condições geológicas de formação dos depósitos. A ausência de conhecimento sobre a geologia dos depósitos da região e a aplicação

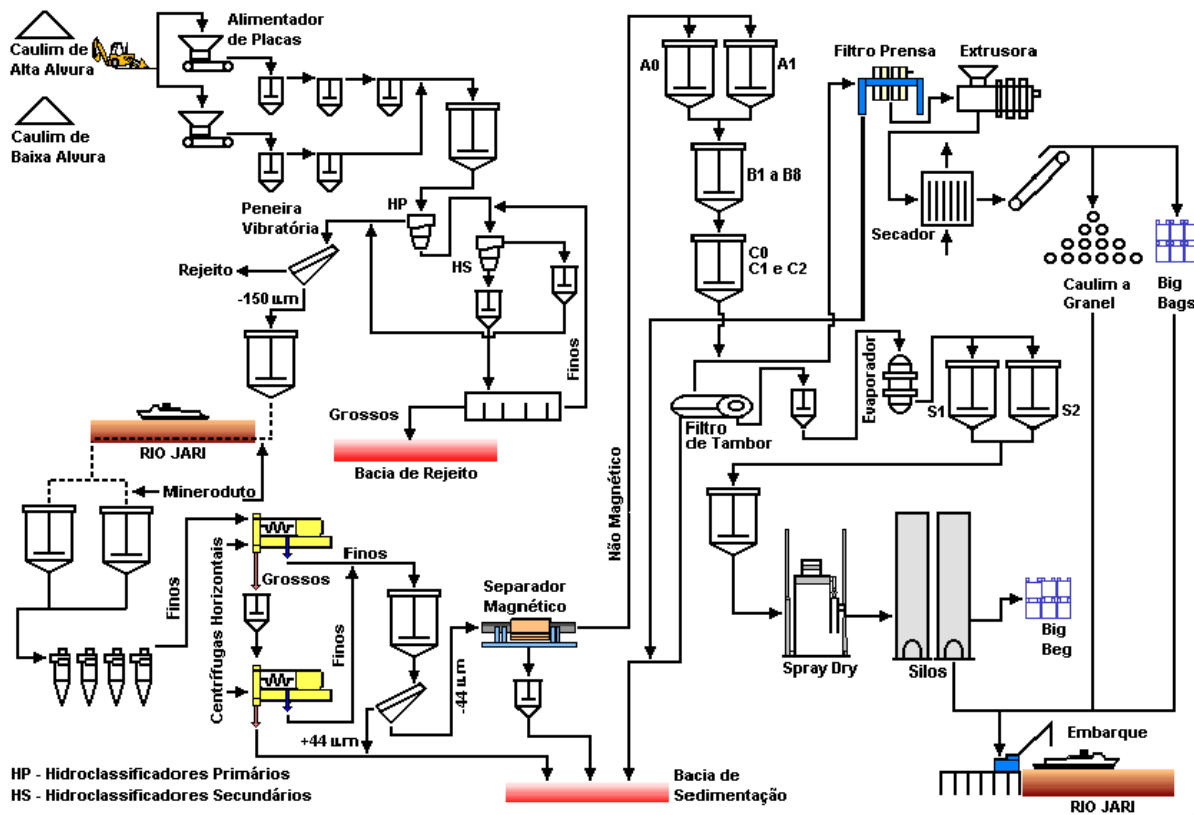
de tecnologias de lavra e beneficiamento acarretam perdas significativas do minério (SILVA *et al.*, 2008)

A extração de caulim na PPB, inicialmente a céu aberto, podendo evoluir para a lavra subterrânea, com abertura de poços e galerias, utilizando procedimentos característicos da mineração rudimentar (SOUZA *et al.*, 2015). A lavra é realizada praticamente sem acompanhamento técnico adequado, acarretando, dessa forma, em riscos à segurança dos próprios mineradores, em função da abertura de poços e galerias para alcançar os veios de caulim. Em alguns casos, o caulim é lavrado por meio de máquinas tipo escavadeiras, abrindo cavidades no solo, essa lavra semimecanizada é realizada geralmente por pequenas empresas de mineração, localizadas na região.

De acordo Luz *et al.*, (2008) o processo de beneficiamento do caulim pode ser realizado por via seca ou via úmida, dependendo do uso a que se destina. Como normalmente o caulim ocorre associados à diversas impurezas é necessário submetê-los a processos de beneficiamento mais eficientes, para adequá-lo ao uso industrial.

Além das aplicações de mercado, outro fator determinante na escolha do método de beneficiamento do caulim é o tipo de depósito que foi formado e conseqüente as impurezas associadas, visto que nos depósitos secundários de caulim o teor maior de óxidos de ferro e titânio, o que compromete sua cor branca original. Isto faz com que o seu processo de beneficiamento seja bem mais complexo, como pode ser visto na Figura 2.3 o beneficiamento a úmido da usina de beneficiamento de caulim da Caulim da Amazônia S.A. (CADAM) localizada em Munguba, distrito de Almeirim, distante cerca de 550 km da cidade em Belém, estado do Pará.

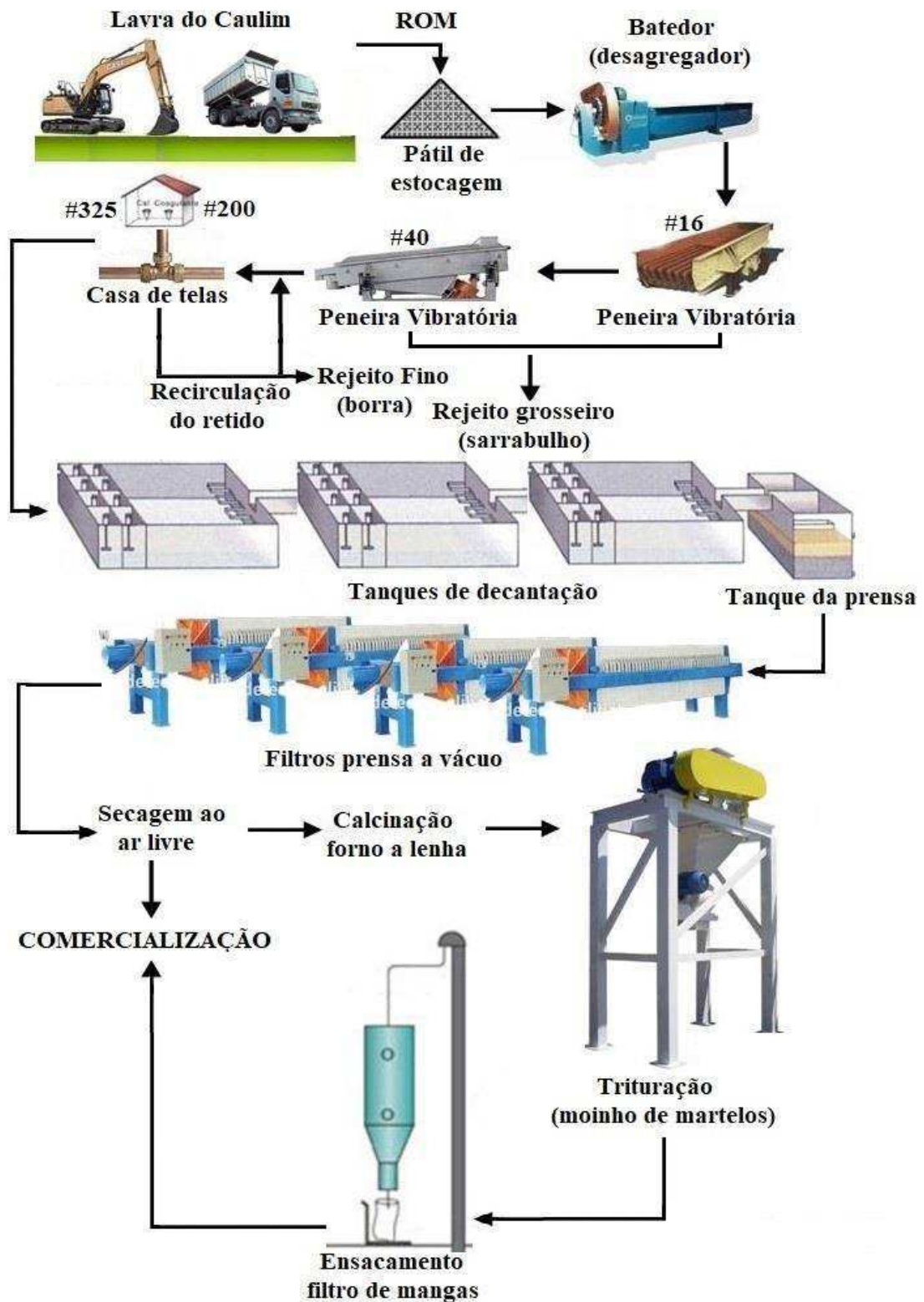
Figura 2.3 - Fluxograma da usina de beneficiamento de caulim da CADAM



Fonte: MONTE *et al.* (2002)

Para o caulim proveniente da Região do Seridó da PB e do RN, o processo de beneficiamento é também por via úmida, como mostra a Figura 2.4. Porém, bem mais simples que o mostrado anteriormente. O beneficiamento inicia-se com a adição de água ao caulim bruto e a desagregação do mesmo em um misturador de lâminas, conhecido como batedor. Posteriormente, são executadas etapas de peneiramento, a malha 16# para remoção de partes grosseiras do minério; seguida pelo peneiramento a 40# para desareamento, gerando o rejeito grosso (Figura 2.5). Em seguida, a polpa é transportada por gravidade para uma segunda etapa de peneiramento onde é classificado em peneiras na malha de 325# ou de 200# conforme a granulometria do produto final desejado, as impurezas retidas nestas malhas são retiradas e separadas como rejeito fino (borra), mostrado na Figura 2.6.

Figura 2.4 - Fluxograma do processo de beneficiamento do Caulim da Região Seridó



Fonte: Modificado de SILVA (2018)

O material peneirado é bombeado, por gravidade, através de tubulações, para um sistema de tanques onde se inicia a fase de decantação e sedimentação. O primeiro tanque recebe a mistura e é preenchido. Depois, o material passa, por transbordamento, para o segundo tanque, que apresenta um desnível de altura em relação ao primeiro, onde acontece a sedimentação da fração mais grossa, nele ocorre a separação da fração de maior granulometria através da sedimentação. A fração mais fina, que se posiciona na região superficial fina é transbordada para o terceiro tanque. Esse procedimento se sucede até o último tanque do sistema. A água superficial que não transborda é vazada para outro tanque de onde é reciclada para fase inicial de dispersão do minério bruto. Na sequência, o material decantado é conduzido aos filtros tipo prensa e a água dos tanques volta ao processo.

Do filtro prensa o caulim segue em forma de discos para a secagem, que pode ser de duas formas: secagem natural (ao sol) ou no forno a lenha, dependendo das condições meteorológicas. Do forno, o material, já seco, segue para a moagem e posteriormente para o ensacamento e transporte. Os rejeitos oriundos de cada fase deste processo são depositados a céu aberto em área próxima ao local onde são gerados, formando assim o rejeito final (Figura 2.7).

Figura 2.5 – Rejeito grosso



Fonte: Própria do autor

Figura 2.6 – Rejeito Fino



Fonte: Própria do autor.

Figura 2.7 – Pilha de deposição do rejeito final



Fonte: Própria do autor

2.2.3 Reservas e Produção

De acordo com Martires; Silva (2008) as reservas mundiais de caulim são bastante abundantes e de ampla distribuição geográfica. Porém, apenas 4 países detêm cerca de 95,0% de um total estimado de aproximadamente 14,2 bilhões de toneladas: Estados Unidos (53,0%), Brasil (28,0%), Ucrânia (7,0%) e Índia (7,0%). As reservas brasileiras de caulim atingiram, em 2000, um total em torno de 4,0 bilhões de toneladas, das quais 2,2 bilhões são medidas. O somatório destas com as reservas indicadas atingiram 3,7 bilhões de toneladas, correspondendo a 92,5% das reservas totais.

Tabela 2.1 - Reserva e produção mundial do caulim

Discriminação	Reservas (10 ⁶ t)		Produção (10 ³ t)		
	Países	2016	2016 (r)	2017 (p)	%
Brasil		7.170 ¹	1.738	1.770	4,8
Estados Unidos	Abundantes		5.170	5.500	15,0
Índia			4.110	4.100	11,2
Alemanha			4.300	4.300	11,7
República Tcheca			3.450	3.500	9,6
China			3.200	3.200	8,7
Turquia			1.890	1.900	5,2
Irã			791	790	2,2
Ucrânia			1.820	1.800	4,9
Reino Unido			1.010	1.000	2,7
Espanha			330	250	0,7
México			320	320	0,9
Outros países			7.000	8.200	22,4
TOTAL			35.129	36.630	100

Fonte: USGS: Mineral Commodity Summaries – 2018 para os demais países.¹ Reserva Lavrável (AMB-ANM/2017); (r) revisado apenas para o Brasil, estimado para os outros países; (p) dado preliminar.

A produção mundial total do caulim em 2018 foi de 36,6 milhões de toneladas. O Brasil ocupa a 8^o posição dos maiores produtores, com aproximadamente 1,8 milhões de toneladas. Os Estados Unidos é o maior produtor com 5,5 milhões de toneladas (15%), seguido da Alemanha com 4,3 milhões de toneladas (11,2%), Índia (11%), República Tcheca

(9,6%) e China (8,7%) dados apresentados na Tabela 2.1. A demanda mundial do minério de caulim se manteve estável nos últimos anos (USGS, 2019).

As principais reservas de caulim existentes no Brasil encontram-se nos estados do Amazonas e Pará, juntas representam 98,4% do total de reservas brasileiras, que em 2017 totalizaram aproximadamente 7,2 bilhões de toneladas.

No Brasil, a produção de caulim beneficiado correspondeu a um total de 1,77 Mt, dos quais 90,6% estão representados pelo estado do Pará, com 1,6 Mt. São Paulo possui a 2ª maior produção de caulim, com 81,3 mil toneladas (Kt) produzidas, seguido pelo Rio Grande do Sul, com 54,9 Kt. O caulim beneficiado movimentou, em 2017, valores na ordem de 772 milhões de reais em produção comercializada.

Quanto à produção bruta do caulim, a quantidade total foi de 5,1 Mt, valor 20,1% superior ao registrado em 2016, e movimentou 47,6 milhões de reais em produção comercializado. A produção interna total (bruta + beneficiada), somou 819 milhões de reais, valor que vem subindo nos últimos 5 anos e é 48% superior ao registrado em 2013 (ANM/SRDM, 2018).

2.3 Caracterização Mineralógica e Tecnológica

A caracterização é uma etapa importante para o aproveitamento de um recurso mineral de forma otimizada. É fundamental desde a fase de extração de um recurso mineral e durante as diferentes etapas de beneficiamento, as quais o minério é submetido, para que seja realizado um controle efetivo das suas características, com o objetivo de conhecer suas propriedades específicas e tornar o processo mais eficiente. Na etapa de caracterização é possível identificar os minerais e suas propriedades físicas e químicas, a proporção de minerais, a composição mineral, a liberação dos minerais de interesse dos minerais de ganga, distribuição granulométrica entre outros.

2.3.1 Difratomia de Raios –X

A DRX é utilizada para a identificação das fases minerais presente numa determinada amostra, através de um fenômeno de espalhamento da radiação eletromagnética, provocada pela interação entre o feixe de raios-X incidente e os elétrons dos átomos componentes de um material.

O método de refinamento Rietveld é usado para a quantificação das fases cristalinas presentes em uma amostra, principalmente de argilomineral, foi desenvolvido um método para refinamento de estruturas, que foi estendido posteriormente para aplicação na análise quantitativa de fases e estudos de microdeformação. O método de Rietveld é baseado na comparação entre um padrão de difração calculado e o padrão observado.

2.3.2 Fluorescência de Raios – X

A análise por fluorescência de raios-X pode ter fins qualitativos ou quantitativos e se baseia na medição das intensidades dos raios-X característicos emitidos pelos elementos que constituem a amostra, quando excitada por partículas como elétrons, prótons ou íons produzidos em aceleradores de partículas ou ondas eletromagnéticas, além do processo mais utilizado que é através de tubos de raios-X (MELO JÚNIOR, 2007).

2.3.3 Microscopia Eletrônica de Varredura

O MEV é um aparelho que pode fornecer rapidamente informações sobre a morfologia e identificação de elementos químicos de uma amostra. É um dos mais versáteis instrumentos disponíveis para a observação e análise de características micro estruturais de minerais. A principal razão de sua utilidade é a alta resolução que pode ser obtida quando as amostras são observadas (DEDAVID *et al.*, 2007).

2.3.4 Análise de Distribuição Granulométrica

A análise granulométrica tem por objetivo a determinação da distribuição de tamanho das partículas, podendo ser realizada por peneiramento a seco e a úmido, como pelo método de análise de partículas a laser.

As medidas de tamanho de partículas pela técnica de espalhamento de luz foram realizadas em um analisador de partículas laser do tipo *Martensizer 2000* da *Malvern*. A utilização da técnica de espalhamento de luz vem se tornando popular em função da simplicidade operacional, reprodutibilidade e por permitir a medição de partículas com tamanhos nanométricos até milimétricos (FLORÊNCIO; SELMO, 2006). O princípio do método é baseado no fato de que o ângulo de difração é inversamente proporcional ao

tamanho da partícula. Este tipo de análise fornece os valores da distribuição granulométrica, dos diâmetros e da área superficial das partículas.

2.3.5 Análises Térmicas

A análise térmica diferencial (DTA) consiste na medida da diferença de temperatura entre a substância (amostra) e o material de referência, enquanto os materiais são submetidos a uma programação controlada de temperatura. Enquanto a análise termo gravimétrica (TG) fornece informação sobre a perda de massa e as variações de energia ocorridas durante o aquecimento das amostras, que servem de indicadores das possíveis reações e transformações das fases presente no material (MORAES, 2007).

Na análise térmica diferencial (DTA) de um sistema mineral se medem as variações de troca de calor entre um sistema mineral amostrado em comparação com outro de referência e inerte ao serem progressivamente aquecidos ou resfriados, permitindo definir picos endotérmicos e exotérmicos decorrentes de reações diversas como desidratação, oxidação, reações minerais que podem ser diagnósticos para definir algumas espécies minerais como argilas e zeolitas entre outros (GOMES, 2009).

2.4 Processo de Atrição

O processo de atrição, também conhecido como escrubagem, é a operação na qual ocorre a separação de grãos unidos por material argiloso, por precipitados salinos, ou por material semelhante, pela ação de forças relativamente fracas, como as forças eletrostáticas. O processo é o resultado do atrito entre grãos de durezas elevadas, em polpa sob intensa agitação (TAGGART, 1954).

No beneficiamento mineral o processo de atrição é utilizado para realizar a deslamagem de minérios, ou seja, para remover as partículas de minerais de granulometria fina (partículas entre 10 μm e 1 μm são classificadas como “ultrafinos” e abaixo de 1 μm como “colóides”, sendo eles constituintes das lamas) que estão na superfície de outros minerais, prejudicando assim seu beneficiamento.

Para Bulatovic (2007) o fenômeno de recobrimento da superfície do mineral por lamas é conhecido como, *slime coating*. Deslamagem, ou remoção de lamas, é uma operação que

muitas vezes é necessária, em função de efeitos indesejáveis que os finos causam nas etapas subsequentes (PERES *et al.*, 1980).

A atrição para remoção das lamas no minério pode ser efetuada por diferentes métodos e usando diferentes equipamentos a depender das características do minério. O mais usual é a célula de atrição que consiste basicamente em tanques retangulares conectados com agitadores verticais centrados com alimentação de polpa pelo topo (Figura 2.8). Esse equipamento promove a lavagem e limpeza das partículas por meio de intensa agitação entre as próprias partículas do material. Normalmente promove agitação vigorosa da polpa densa em um tanque na presença de um dispersante, para prevenir uma nova deposição de argilas na superfície dos minerais em geral. Neste sentido a atrição e a dispersão são etapas que se completam.

Figura 2.8 - Célula de atrição industrial



Fonte: SECOM (2020)

Essas células de atrição são compostas por agitadores com dois ou três hélices por eixo, com sentidos alternados. Devido a essa inversão de sentidos, a polpa movida por uma das hélices tem sentido oposto ao do fluxo movido pela outra hélice, de modo que os dois fluxos se chocam, acarretando a atrição necessária de superfície de grão contra superfície de grão. As pás da hélice são de material resistente à abrasão e têm ainda placas de desgaste nos locais mais expostos ao atrito (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2019).

A desagregação e a dispersão são importantes para o beneficiamento de Caulim, pois evitam que os agregados de caulim retenham partículas finas de impurezas minerais, tais como quartzo, óxidos e hidróxidos de ferro e óxidos de titânio, que prejudicam o beneficiamento e influenciam na abrasividade e na alvura do produto. Ou ainda a desagregação pode impedir que partículas de caulinita fiquem na superfície de partículas mais grosseiras dessas impurezas fazendo com que, as mesmas sejam rejeitadas durante o processamento.

2.4.1 Mecanismos de Dispersão

A adsorção é um fenômeno físico-químico onde as espécies químicas em uma fase gasosa ou líquida são transferidas para a superfície de uma fase sólida. As espécies químicas que se adsorvem na superfície são chamadas adsorvatos, enquanto que a fase sólida que retém o adsorvato é chamada de adsorvente. A adsorção é identificada pela redução da concentração do adsorvato no líquido e aumento na interface sólido-líquido (BALTAR, 2010).

A adsorção pode ser de natureza física, sendo o principal mecanismo de adsorção envolvido, a atração eletrostática, existem outros tipos de interação entre adsorvente e adsorvato na adsorção física: ligações por pontes de hidrogênio e ligações por forças de van der Waals. Quando a adsorção decorre unicamente de interação de natureza eletrostática ela é não específica (PARKS, 1975). Já a adsorção química acontece quando as forças de ligação são de natureza covalente ou iônica. Logo, quando quaisquer outras interações concorrem para que haja adsorção ela é específica. Na prática, toda adsorção é uma resultante entre interações eletrostáticas e químicas, não existindo adsorção totalmente específica ou não específica (TOTOU *et al.*, 2011).

2.4.1.1 Propriedades Elétricas de Partículas Coloidais

A carga elétrica dos sólidos atrai uma “nuvem” de íons de carga contrária (contraíons) para junto da superfície. Os íons de mesma carga (coíons) são repelidos para longe da superfície. Assim, forma-se uma dupla camada elétrica na interface da partícula com o líquido. A estrutura da dupla camada elétrica é composta por diferentes zonas: carga superficial: limitada ou fixada à superfície; camada de Stern: formada pelos íons contrários mais próximos ou em contato com a superfície; camada de Gouy ou difusa: formada por íons na fase aquosa próxima à superfície, seguindo a distribuição de Boltzmann em relação à

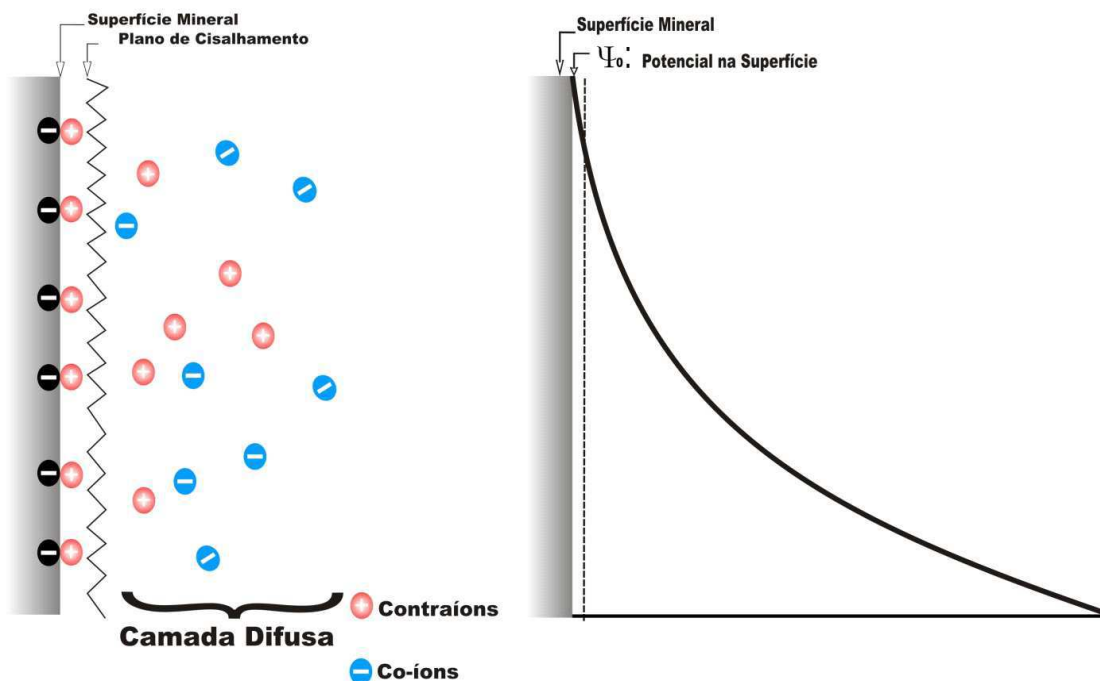
distância da superfície. Um modelo da dupla camada elétrica é apresentado na Figura 2.9 (MEDEIROS, 2014).

A dupla camada elétrica pode ser vista ainda sob duas formas distintas, de acordo com a presença ou não de adsorção específica:

I - adsorção não específica ocorre simplesmente em resposta à atração eletrostática;

II - adsorção específica atração eletrostática é relativamente irrelevante e os íons adsorvidos especificamente podem aumentar, diminuir, anular ou até mesmo reverter à carga original da partícula.

Figura 2.9 – Ilustração do modelo da dupla camada elétrica para uma partícula com carga superficial negativa em solução aquosa



Fonte: Medeiros (2014)

O modelo mais simples que descreve a dupla camada elétrica foi desenvolvido por Helmholtz e Perrin. Eles imaginaram que a carga na superfície de um sólido iria produzir uma “contra-camada” de carga oposta ao sólido. Nesta situação, a região pode ser como duas camadas paralelas de carga oposta, como um capacitor, onde o potencial varia linearmente entre as camadas (KISSA, 1999).

Outros modelos propõem que essa dupla camada se divide em duas regiões: uma camada externa difusa conhecida como camada de Gouy-Chapman e uma camada interna compacta conhecida como camada de Stern.

O modelo de camada de Gouy-Chapman fornece uma descrição quantitativa simples da distribuição de íons na camada difusa, de acordo com a influência de forças elétricas e do

movimento térmico. Segundo Shaw (1992), uma característica deste modelo é uma superfície plana, infinita e com cargas elétricas distribuídas uniformemente.

Já a camada de Stern, um plano separa as camadas interna (superfície mineral) e externa (formada pelos contra-íons). A camada interna constitui-se de íons ligados à superfície por forças eletrostáticas e/ou de Van der Waals fortes o suficiente para superar o movimento térmico e manter os íons relativamente imóveis, o que propicia a presença de um campo elétrico na interface, gerando uma diferença de potencial (FUERSTENAU, 1976). Dessa forma, o potencial nessa região decai com o aumento da distância da superfície. Estes íons são considerados cargas pontuais incapazes de se aproximarem da superfície além de uma distância de cerca de um raio de íon hidratado (ZHOU *et al.*, 2002).

O plano de cisalhamento separa a camada de Gouy e Chapman da camada de Stern. Quando há um movimento relativo entre as partículas e o meio, é gerado um potencial, nesse plano, conhecido como potencial zeta ou potencial eletrocinético (LEJA, 1982; CROZIER, 1992). Os chamados íons determinadores de potencial (idp) são certos tipos de íons que na solução podem circular de uma fase para outra, desde que as condições sejam favoráveis, são responsáveis pela carga superficial e, conseqüentemente, pelo potencial da superfície. Os íons que têm uma maior afinidade por alguma espécie química são os íons específicos, e os contra-íons são chamados de íons indiferentes.

O ponto de carga zero (PCZ) é o valor de pH no qual a carga superficial de um sistema de dupla camada é zero. O ponto isoelétrico (PIE) foi definido por Uehara e Gillman (1980) como o pH no qual a carga líquida no plano que separa a camada difusa e a camada de Stern é zero. Afirmam também que, na ausência de adsorção específica na camada de Stern, o ponto de carga zero iguala-se ao ponto isoelétrico num sistema puro de cargas variáveis.

2.4.1.2 Dispersão de Partículas Em Meio Aquoso

O estado de agregação ou dispersão de sólidos imersos em um meio aquoso é definido pela interação entre as partículas, quando apenas elas colidem umas com as outras. De acordo com a teoria de Derjaguin-Landau-Verwey-Overbeek-DLVO (HIEMENZ; RAJAGOPALAN, 1997), o grau de estabilidade de um sistema será função do somatório de forças atrativas de London-van der Waals e das forças repulsivas atribuídas ao efeito da superposição das duplas camadas elétricas das partículas (mecanismo eletrostático).

Quando o componente correspondente às forças de Van der Waals for maior que a componente de repulsão entre as partículas ocorrerá agregação, e o sistema se tornará termodinamicamente instável. O sistema será termodinamicamente estável quando a repulsão

eletrostática prevalecer sobre as forças de Van der Waals, ocorrendo, então, a dispersão. Os dispersantes são reagentes químicos usados para controlar o estado de dispersão da polpa. O Quadro 2.1 apresenta os principais tipos de reagentes dispersantes utilizados industrialmente, sendo os mesmos classificados em dispersantes inorgânicos, orgânicos monoméricos e orgânicos poliméricos (BRANDÃO, 1992).

Quadro 2.1 – Principais reagentes dispersantes empregados no processamento de finos de minérios

Classes	Principais Tipos	Exemplos
Inorgânicos	Fosfatos de sódio	Hexametáfosfato Tripolifosfato Pirofosfato Ortofosfato
	Silicatos de sódio	Relação $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ Variando de 1,5 a 3,5
	Outros sais sódicos (Alcalinos)	Bórax ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$) Aluminato (NaAlO_2) Carbonato (Na_2CO_3) Fluoreto (NaF) Hidróxido (NaOH)
Orgânicos Monoméricos	Diaminas	$\text{H}_2\text{N}-(\text{CN}_2)_n-\text{NH}_2$ (n=3 a 6)
	Amino-álcoois	$\text{H}_2\text{N}-(\text{CN}_2)_n-\text{OH}$ (n=3 a 6)
	Fenóis múltiplos	Catecol Pirogalol
	Ácidos policarboxílicos	Ácido oxálico Ácido hemimelítico Ácido piromelítico
	Ácidos aminocarboxílicos	EDTA
	Ácidos hidrocarboxílicos	Ácido cítrico Ácido tartárico Ácido gálico
Orgânicos Poliméricos	Poliacrilatos de sódio	$(\text{CN}_2=\text{CH}-\text{COOH})_n$ (1000 a 10000 Dalton)
	Lignossulfonatos	
	Polissacarídeos	Dextrina Carboximetilcelulose
	Surfatantes etoxilados e propoxilados	$(\text{OC}_2\text{H}_4)_n$ $(\text{OC}_3\text{H}_6)_n$
	Outros polímeros	Gelatinas, goma arábica caseína, taninos

Fonte: Brandão (1992)

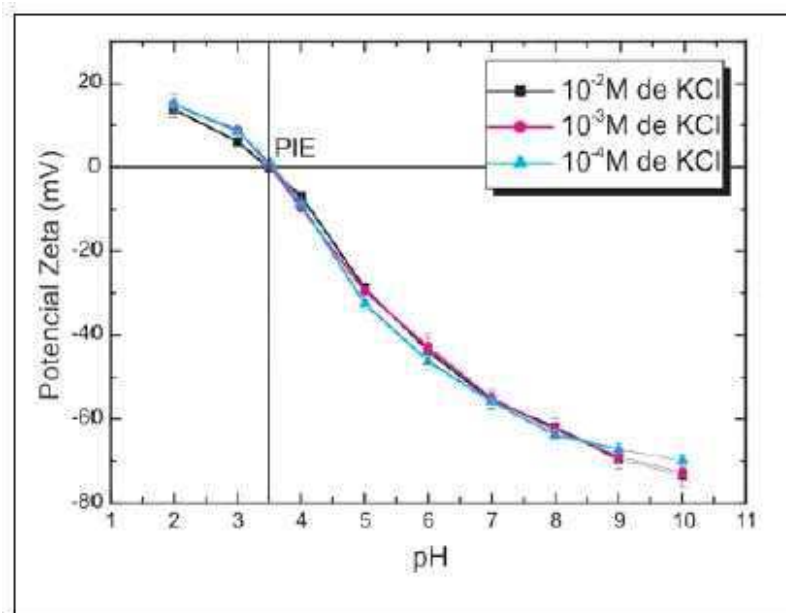
O termo deslamagem se refere à eliminação de lamas, indesejáveis para a operação unitária subsequente (por exemplo, flotação ou separação em meio denso) é um tanto vago em termos granulométricos (CHAVES; LEAL FILHO 2019). Geralmente significa a eliminação de uma grande quantidade de material fino, sem um conceito de separação granulométrica precisa ou eficiente. Um adequado grau de dispersão das partículas na polpa é requisito essencial para uma deslamagem eficiente. O estado de dispersão de partículas finas em uma polpa pode ser manipulado por meio do controle do pH. Em geral, a dispersão ocorre em pH alcalino, no qual as partículas encontram-se com excesso de cargas negativas (BALTAR, 2010).

2.4.1.3 Propriedades Elétricas do Caulim

Devido à estrutura química da caulinita principal componente mineralógico do caulim, este apresenta uma estrutura fortemente polar (MURRAY; KELLER, 1993; LUZ; CHAVES, 2007). A carga superficial da caulinita resulta da existência de dois tipos de cargas: permanentes e não-permanentes. As cargas permanentes são produto da substituição isomórfica do Si(IV) pelo Al(III) nas posições tetraédricas do cristal e que resultam, unicamente, em cargas negativas, enquanto as cargas não-permanentes são consequência de reações que ocorrem entre os grupamentos superficiais ionizáveis localizados, tanto nas laterais, quanto na base das partículas e os íons presentes na solução aquosa. Ao ser dissociada, a caulinita forma os complexos silanol ($>SiOH$) e aluminol ($>AlOH$). O grupamento silanol somente sofre desprotonação, contribuindo com a formação de complexos aniônicos (negativos). O grupamento aluminol é anfótero, isto é, sofre tanto protonação a baixos pHs, formando complexos catiônicos, quanto desprotonação em pHs altos, formando complexos aniônicos (HUERTAS *et al.*, 1998).

De acordo Cunha *et al.* (2007) o ponto isoelétrico (PIE) de caulim *Coat 90* é 3,5, a Figura 2.10 ilustra a variação do potencial zeta das partículas de caulim *Coat 90* em função do valor do pH e da concentração de KCl. Verifica-se que as curvas passam pelo mesmo ponto isoelétrico, que as partículas são independentes da força iônica do cloreto de potássio na faixa de concentração utilizada e que os íons H^+ e OH^- interagem mais intensamente com a superfície de caulim que os íons K^+ e Cl^- . Essas observações sugerem que, para esta amostra, o KCl é um eletrólito indiferente, que o PIE pode ser aproximado ao ponto de carga zero e que o efeito acentuado que o pH exerce no potencial zeta indica que H^+ e OH^- são íons determinadores de potencial.

Figura 2.10 - Curvas de potencial zeta do caulim *Coat 90* em função do pH, parametrizado na concentração de KCl, PIE = 3,5



Fonte: Cunha *et al.* (2007)

2.4.2 Aplicações da Atrição

A utilização da atrição na deslamagem é uma etapa fundamental na flotação de minérios não-sulfetados, tais como minérios de ferro. Nesse tipo de minérios as lamas podem recobrir outras partículas flotáveis, impedindo assim a sua flotação.

Queiroz (2003) realizou ensaios de atrição em escala de bancada, em minérios de ferro (hematita e goethita) poroso e compacto na presença dos minerais contaminantes caulinita e gibbsita. Com objetivo de remover as lamas para maior eficiência na flotação e, conseqüente, aumento da qualidade do produto final a ser comercializado,

Em pesquisa recente Fortes *et al.* (2018) estudou a influência de variáveis de atrição na flotação do minério de ferro composto por minérios das minas de Capitão do Mato e Tamanduá e foi possível concluir que houve um aumento na recuperação metalúrgica da flotação reversa do minério de ferro hematítico poroso, após a atrição para deslamagem da polpa de alimentação do processo de flotação.

Nos estudos realizados por Araújo *et al.* (2002) a atrição é aplicada nos estágios que antecedem à flotação nos circuitos de grossos e finos do fosfato na Mineração Fosfertil. A atrição em alguns casos é necessária para remoção da ganga, constituída por aglomerados e micas que podem recobrir a superfície da apatita. O minério cominuído em moinhos de bolas

é adensado em ciclones e atricionado em células com a presença de soda cáustica. Após a atrição, o minério é deslamado em ciclones e alimenta o circuito de flotação.

Mas a aplicação da atrição visando o beneficiamento de outros tipos de minérios vem sendo estudada, como a pesquisa realizada por Sabedot; Sampaio (2001) concluíram que a aplicação da atrição em teste semipiloto e, é eficiente para remoção da película argilo-ferruginosa e incrustações no pré-concentrado de zircão, prejudiciais aos processos de separação eletrostática e magnética. A escolha da melhor combinação para a operação industrial deverá contemplar o parâmetro que favoreça o menor consumo de energia, certamente o item mais dispendioso no processo.

A atrição também é aplicada no beneficiamento da areia, onde é a desagregação em tromel, para atrição da polpa, deslamagem em hidrociclones, peneiramento, desaguamento em hidrociclones e secagem do produto final. O objetivo desse conjunto de operações unitárias é reduzir o teor de ferro, bastante crítico na fabricação de um vidro branco ou cristal (LUZ; LINS, 2008).

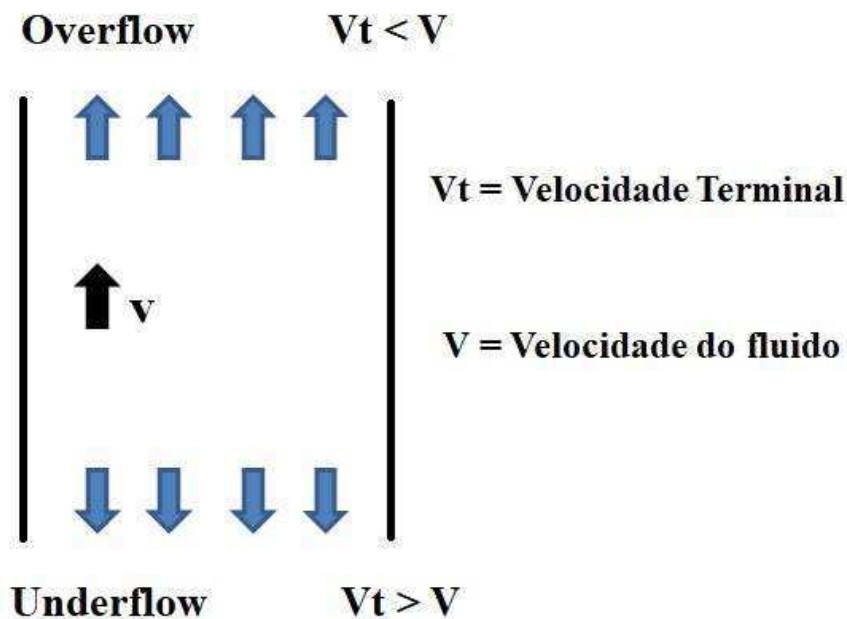
2.5 Classificação

A classificação é um método do tratamento de minérios que tem por objetivo a separação de um determinado material em duas ou mais frações, com partículas de tamanhos distintos. Essa separação é realizada tomando-se como base o conceito da velocidade em que os grãos atravessam um determinado meio fluido. No processamento mineral, o meio fluido normalmente utilizado é a água. A classificação a úmido é aplicada, normalmente, para partículas com granulometria muito fina, onde o peneiramento não funciona de uma forma eficiente.

Quando se tem uma partícula em queda livre no vácuo, ela está sujeita a uma aceleração constante e sua velocidade aumenta indefinidamente. Essa velocidade da partícula é dependente não apenas de seu tamanho, mas também de sua forma e densidade. Porém, se a partícula cai num fluido, este oferece uma resistência ao seu movimento, a qual aumenta em razão direta com a velocidade, até atingir um valor constante. Quando as duas forças que atuam na partícula (gravitacional e de resistência do fluido) se tornam iguais, a partícula atinge uma velocidade denominada terminal e passa a ter uma queda com velocidade constante (CORREIA; COUTO, 2019).

Os classificadores consistem essencialmente de uma coluna de separação, na qual o fluido, seja líquido ou gasoso, está ascendendo a uma velocidade uniforme (Figura 2.11). As partículas introduzidas na coluna de separação sobem ou descem dependendo das suas velocidades terminais. Assim, são obtidos dois produtos: um *overflow* consistindo de partículas com velocidade terminal menor que a velocidade do fluido e um *underflow* de partículas com velocidade terminal maior do que a velocidade do fluido.

Figura 2.11 - Representação esquemática de um classificador



Fonte: Própria do autor

Há diferentes tipos de classificadores que podem ser divididos em dois grandes grupos, dependendo da direção do fluxo da corrente de transporte. Os classificadores de corrente horizontal, tais como os classificadores mecânicos e os classificadores de corrente vertical (ou hidráulicos), neste último a densidade da partícula tem marcante influência na separação.

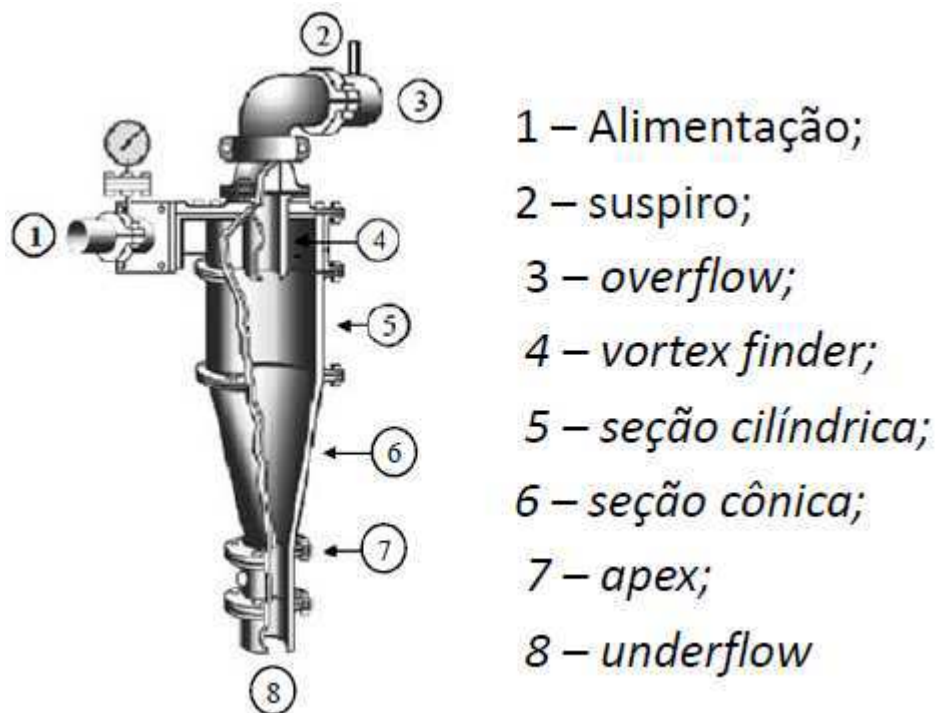
2.5.1 Hidrociclones

Os hidrociclones são equipamentos usados na classificação mineral, cujo princípio básico empregado para realizar a separação é sedimentação centrífuga, tendo sua principal aplicação nos circuitos fechados de moagem. O desempenho deste equipamento é

influenciado por suas dimensões, pelas variáveis operacionais e pelas propriedades físicas dos sólidos e da polpa alimentadora.

Um hidrociclone convencional (Figura 2.12) consiste de uma câmara cilíndrico-cônica com uma entrada de e alimentação tangencial e duas saídas. A polpa é injetada sob pressão no aparelho, através de um duto situado na parte superior da câmara cilíndrica e, como resultado de sua entrada tangencial, é criado no seu interior um redemoinho. As partículas mais grossas e mais densas são arremessadas às paredes e descarregadas na abertura inferior, o *apex*, constituindo o *underflow*. Já as partículas mais finas, menos densas e grande parte da fase líquida são dirigidas para o centro do hidrociclone e saem por um cilindro na parte superior do aparelho, denominado *vortex finder*, constituindo o *overflow*.

Figura 2.12 - Representação esquemática de um hidrociclone convencional



Fonte: Correia e Couto (2019)

Atualmente são usadas duas teorias de classificação de partículas em hidrociclones. A teoria da órbita de equilíbrio, que indica que as partículas dentro das linhas de fluxo estão sujeitas a duas forças opostas, a força centrífuga que age para fora e a força de arraste que age para dentro (SVAROVSKY, 2000; WILLS, 2006). Já a teoria do tempo de residência preconiza que todas as partículas se encontram homogeneamente distribuídas na seção transversal ao eixo do hidrociclone e que o tempo de residência das partículas dentro do

equipamento varia de acordo com suas próprias características (SVAROVSKY, 2000). Ainda de acordo Svarovsky (2000) essa segunda teoria apresenta algumas limitações e ainda necessita ser trabalhada para ser melhor aplicada.

As principais aplicações para os hidrociclones foram listadas por Trawinski (1978) dentre as quais, são citadas:

- espessamento - elimina a maior parte da água de uma polpa;
- deslamagem - elimina as partículas mais finas. Isto é normalmente necessário para os processos de separação magnética a úmido, flotação, filtração, etc;
- classificação - frequentemente utilizado no fechamento de circuito de moagem onde o *underflow* do hidrociclone retorna ao moinho;
- classificação seletiva - por meio de uma configuração de hidrociclones em série, é possível obter-se um conjunto de produtos com granulometria definida;
- pré-concentração - utilizando hidrociclones de fundo chato, pode-se realizar concentração por gravidade onde os minerais mais densos são descartados pelo *underflow*.

Beraldo (1987) apresentou as principais vantagens da utilização dos hidrociclones: capacidade elevada em relação ao seu volume e à área ocupada; controle operacional relativamente simples; pequeno custo de investimento; devido ao seu baixo preço e pequeno espaço ocupado, é possível manter unidades de reserva. No entanto apresentam as seguintes desvantagens, a não possibilitam realizar ajustes para minimizar os efeitos causados pelas oscilações na alimentação, para se ter um controle efetivo no processo, geralmente são necessárias instalações sofisticadas e se o minério for abrasivo, o custo de manutenção das bombas e dos hidrociclones poderá ser relativamente elevado.

A operação em hidrociclones é influenciada por inúmeras variáveis, sob o aspecto conceitual (parâmetros de equipamento) e pela operação em si. Nos hidrociclones industriais pouco se constata alterações desses parâmetros, pois as variações podem implicar em mudanças no projeto do equipamento. Entretanto, os hidrociclones usados em escala piloto permitem modificações de alguns parâmetros. Os parâmetros considerados importantes na operação de hidrociclones são: diâmetro do hidrociclone, diâmetro e comprimento do *vortex finder*, área da abertura de entrada, diâmetro do *apex*, altura da parte cilíndrica e ângulo de cone (MULAR apud SAMPAIO *et al.*, 2007).

Beraldo (1987) e Sampaio *et al.* (2007) descrevem a influência da geometria do hidrociclone bem como as condições operacionais no desempenho do equipamento, como mostrado no Quadro 2.2.

Quadro 2.2 - Geometria do hidrociclone e condições operacionais que influenciam na sua operação

Geometria do hidrociclone e condições operacionais	Influencia no equipamento
Diâmetro do Hidrociclone	Define a capacidade e o diâmetro de corte dos hidrociclones. Aumentando o diâmetro, aumentam a capacidade do hidrociclone e o diâmetro de corte. A classificação em granulometrias finas requer a utilização de hidrociclones com pequenos diâmetros.
Diâmetro do <i>Vortex finder</i>	A variação de seu diâmetro possibilita regular a capacidade e o diâmetro de corte. O diâmetro máximo é limitado pela possibilidade do material ir diretamente para o <i>overflow</i> . A altura deve ser suficiente para ultrapassar o ponto inferior da abertura de entrada.
Área da Abertura de Entrada	Aumentando a área da abertura de entrada, aumentam a capacidade do hidrociclone e o diâmetro de corte.
Altura da seção cilíndrica	Aumentando a altura, diminui o diâmetro de corte.
Diâmetro do <i>Ápex</i>	Dependendo do tipo de descarga do <i>ápex</i> , pode-se avaliar as condições de operação do hidrociclone.
Ângulo da Parte Cônica	Aumentando o ângulo do cone, aumenta o diâmetro de corte. E influencia o tempo de permanência do fluido e das partículas no interior do hidrociclone.
Pressão	Aumentando a pressão, diminui o diâmetro de corte.
Porcentagem de Sólidos	Aumentando a porcentagem de sólidos na polpa, o diâmetro de corte aumenta até um determinado limite e depois, diminui.

Fonte: Sampaio *et al.*, (2007)

Além das variáveis do processo, as variáveis operacionais influenciam na classificação com hidrociclones como: o aumento percentagem de sólidos na alimentação tende a aumentar o diâmetro de corte. Logo, quanto maior o valor desta variável, as partículas mais grossas enfrentarão mais obstáculos para atravessar a zona de partículas mais finas e decantam na zona de centrifugação. A distribuição granulométrica na alimentação determina a relação entre as frações retida e passante na malha de classificação, ou seja, os sólidos residuais no overflow, que influenciarão no diâmetro de classificação.

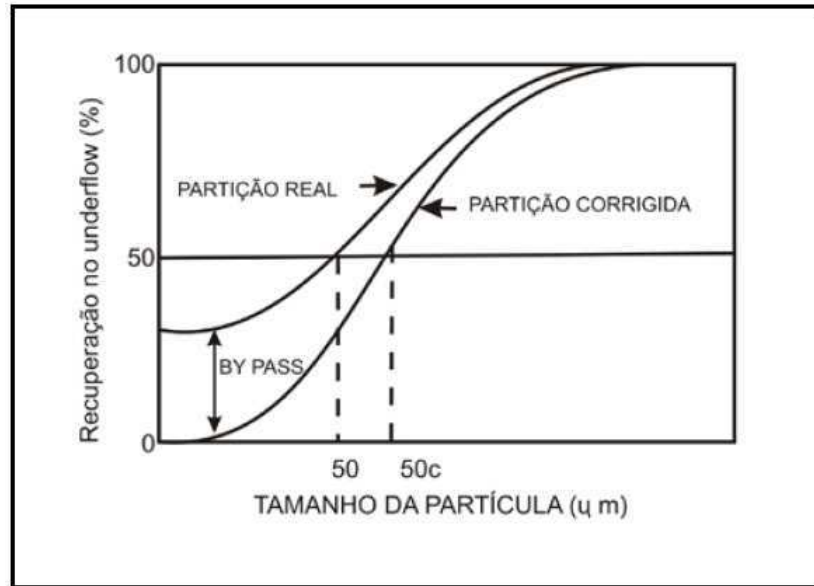
Quanto maior for à quantidade de lamas na alimentação, mais viscosa será a polpa e, conseqüentemente, maior será o diâmetro de classificação. O aumento da pressão de alimentação provoca um acréscimo na capacidade (kg/h) do hidrociclone, que implicará no aumento da velocidade tangencial e, por consequência, estende o mesmo efeito à velocidade angular. O resultado é um campo centrífugo com maior intensidade. Portanto, prover maior valor à pressão de alimentação significa oferecer maior chance de decantação centrífuga às partículas menores, diminuindo o diâmetro de corte (SAMPAIO *et al.*, 2007).

Na operação do hidrociclone há uma regra, quase universal, para utilização do P_{50} , como diâmetro de corte na classificação, mais conhecido como d_{50} , isto é, o diâmetro ou tamanho de partículas com 50% de probabilidade de ir para o *underflow* ou *overflow*, durante a classificação. A determinação desse valor dá-se por meio da análise granulométrica, em laboratório, de amostras dos fluxos da alimentação e *underflow*. Os resultados das análises granulométricas são plotados em um gráfico, em que, no eixo das abscissas estão os tamanhos das partículas em μm e, no eixo das ordenadas, estão os valores da recuperação no *underflow*. A curva obtida é chamada de curva de partição (Figura 2.13), na qual se determina o diâmetro (μm) mediano de partição.

Na avaliação da eficiência de separação dos hidrociclone, é empregada a curva de partição. Se um material possui uma densidade uniforme, então a separação se baseia inteiramente nos tamanhos das partículas.

O processo de classificação em hidrociclones não fornece uma separação perfeita, pois, parte das partículas finas flui pelo *underflow*, pois são arrastadas pelo fluxo de água, entre outros fatores, esse fenômeno é conhecido como *by-pass*.

Figura 2.13 - Curvas de partição típicas de hidrociclone



Fonte: Correia e Couto (2019)

Para a determinação da curva de partição corrigida, em que hipoteticamente não ocorreria o fenômeno de *by-pass*, considera-se que, se R_f corresponde à fração de água da alimentação que sai no *underflow*, uma porcentagem R_f de todos os tamanhos de partículas é arrastada para o *underflow*. Com essas considerações, é possível calcular uma curva corrigida que fornecerá o d_{50c} para o sistema (KELSALL, 1953).

A curva de partição é calculada pela seguinte equação:

$$\beta = \frac{U \cdot u_i}{A \cdot a_i} \quad (2.1)$$

Onde:

β = Partição;

i = malha granulométrica;

U, A = vazão mássica de sólidos do *underflow* e na alimentação respectivamente;

$u(i), a(i)$ = porcentagem retida simples em peso na malha i do *underflow* e na alimentação respectivamente.

Utilizando a teoria proposta por Kelsall (1953), os pontos para curva de partição corrigida podem ser calculados como descrito a seguir (PLITT, 1976):

$$\beta_{(i)c} = \frac{\beta_{(i)} - R_f}{1 - R_f} \quad (2.2)$$

Onde:

$\beta_{(i)}$ = Partição em determinada malha;

$\beta_{(i)c}$ = Partição corrigida em determinada malha;

R_f = fração de água da alimentação que sai no *underflow*.

A recuperação de fluido para o *underflow* pode ser calculada pela seguinte equação:

$$R_f = \frac{R_v - R_s \phi}{1 - \phi} \quad (2.3)$$

Onde:

ϕ = fração volumétrica de sólidos na alimentação da polpa

R_s = recuperação de sólidos para o *underflow*

Sabendo que para calcular a partição volumétrica em termos da razão entre vazões, utiliza-se a equação:

$$R_v = \frac{S}{S + 1} \quad (2.4)$$

E que a razão entre vazões é definida como:

$$S = \frac{\text{Vazão volumétrica do underflow}}{\text{Vazão volumétrica do overflow}} \quad (2.5)$$

A curva de partição pode ser obtida por um método matemático, que considera a divisão dos valores das abscissas da curva de partição corrigida pelo diâmetro médio da partição (d_{50c}).

De acordo com Plitt (1976) a curva padrão para determinado material é independente de parâmetros do hidrociclone e das condições operacionais. Logo, é possível, por meio de testes de bancada, determinar as dimensões de um equipamento em escala industrial (LYNCH apud PLITT, 1976).

Plitt (1976) formulou a equação para determinação da curva padrão que tem mais de uma parametrização e tem por base a distribuição de Rosin-Rammler:

$$\beta_{(i)padr\tilde{a}o} = 1 - e^{[-0,693\left(\frac{d_i}{d_{50c}}\right)^m]} \quad (2.6)$$

Onde m está relacionado com a inclinação da curva de partição.

Há evidências de que tanto na teoria como na prática o uso de hidrociclones de menores diâmetros levaram a melhores eficiências de separação, para uma mesma pressão de operação. Em algumas aplicações de separação mais finas, como por exemplo, em circuitos de deslamagem de alguns minérios ou classificação de lamas que antecede a flotação, em que menores diâmetros de corte são requeridos, se faz necessário a utilização de muitos

hidrociclones de pequeno diâmetro para alcançar a capacidade necessária do processo. Diante disso, algumas usinas de beneficiamento mineral possuem bancos ou baterias com cerca de 1000 (mil) hidrociclones de pequenos diâmetros conectados em paralelo (CORREIA E COUTO, 2019).

Segundo Savarovsky (2000) essas unidades multi-ciclones podem ser formadas em quatro tipos principais de arranjos, com pequenas variações entre um tipo e outro, sendo dois deles arranjos lineares e os outros dois arranjos circulares. O arranjo mais comum é o tipo “aranha”, arranjo circular, mais conhecido como bateria de hidrociclones (Figura 2.14).

Figura 2.14 - Exemplo de um arranjo de hidrociclone para processamento mineral



Fonte: *Weir minerals* (2020)

2.6 Simulação

Diversos autores conceituam a técnica de simulação de diferentes maneiras, no entanto, todos tendem para uma conclusão em comum de que a simulação é uma ferramenta bastante útil na resolução de problemas muito complexos.

De acordo com Schriber (1974), “simulação implica na modelagem de um processo ou sistema, de tal forma que o modelo imite as respostas do sistema real numa sucessão de eventos que ocorrem ao longo do tempo”. Em sua definição o autor não especifica que o

modelo deva ser computacional, pois no período ainda era comum utilizar de modelos analógicos e físicos para se estudar e analisar o comportamento de sistemas.

Pegden; Shannon; Sadovisk (1990) definiram que “a simulação é um processo de projetar um modelo computacional de um sistema real e conduzir experimentos com este modelo com o propósito de entender seu comportamento e/ou avaliar estratégias para sua operação”.

Mosef *apud* Garmiero, (2013) por sua vez apresentou uma definição que se tornou clássica: “a simulação é o processo de elaborar um modelo de um sistema real e conduzir experimentos com este, com o propósito de compreender o comportamento do sistema, ou avaliar estratégias para a operação do mesmo”.

De acordo com GONTIJO (2018) os seguintes aspectos são objetivos da simulação:

I - Fornecer uma estrutura formal, qualitativa e quantitativa para entendimento do processo;

II - Fornecer uma base de dados para planejamento e avaliação de testes de laboratório, usina piloto, ou circuitos existentes, determinação de parâmetros e critérios de *scale-up* e definição de estratégias de controle;

III - A simulação possibilita análise do processo, além de agilidade e redução de custos, para definições de fluxograma, operação, controle, otimização e aumento de capacidade;

V - Constitui-se também boa ferramenta para o ensino, aprendizagem e treinamento.

Para Banks, Carson e Nelson (1996) existe uma diferença entre simulação e otimização é que este é resolvido e retorna um resultado exato, ao contrário da simulação que é executado e seu resultado precisa ser interpretado pelo usuário. Normalmente, os modelos de simulação são do tipo entrada-saída, ou seja, são modelos interativos que fornecem dados de entradas e respostas específicas para estes. O caráter dessas respostas costuma revelar o comportamento do sistema e não uma solução ótima para o processo.

O modelo é uma representação física ou matemática de um sistema que visa à avaliação das alterações de comportamento em função de diversas variáveis e parâmetros envolvidos.

Fialho (1999) classificou os modelos em três categorias: físicos, conceituais ou matemáticos. Os modelos físicos são àqueles que representam um objeto ou sistema em uma visão de menor escala, como, por exemplo, as maquetes. Já os conceituais, ou teóricos, descrevem o sistema e/ou seu comportamento por meio de teorias e ou representações gráficas, como, por exemplo, as inter-relações existentes em um ambiente de pastagens. E os

modelos matemáticos utilizam de equações e inequações para representar e/ou descrever o sistema e estimando o seu comportamento.

Para Silva (2006), a simulação é uma poderosa ferramenta para modelagem e análise de problemas, frequentemente utilizada para o planejamento, projeto e controle de sistemas complexos em diversos segmentos, como manufatura, sistemas de manuseio de materiais, engenharia civil, indústria automobilística, transporte, saúde, área militar, serviços, sistemas de comunicação, sistemas de planejamento e projeto de minas e vários sistemas com forte estrutura em filas.

2.6.1 Simulação no Beneficiamento de Minérios

A modelagem matemática constitui-se em um instrumento comprovadamente eficaz nas áreas de projeto de novas instalações e otimização de circuitos existentes de processamento de minérios. No tratamento de minérios a utilização de um simulador de processo é decisiva em várias etapas de projetos, pois gera ganhos acima do planejado, reduz custos de implantação, testa o controle e automação das novas plantas (LYNCH; MARRISON, 1999). A simulação de processo de beneficiamento de minérios, baseada em modelos, pode ser dividida em dois tipos, caso envolva ou não o fator tempo: simulação dinâmica e simulação estática.

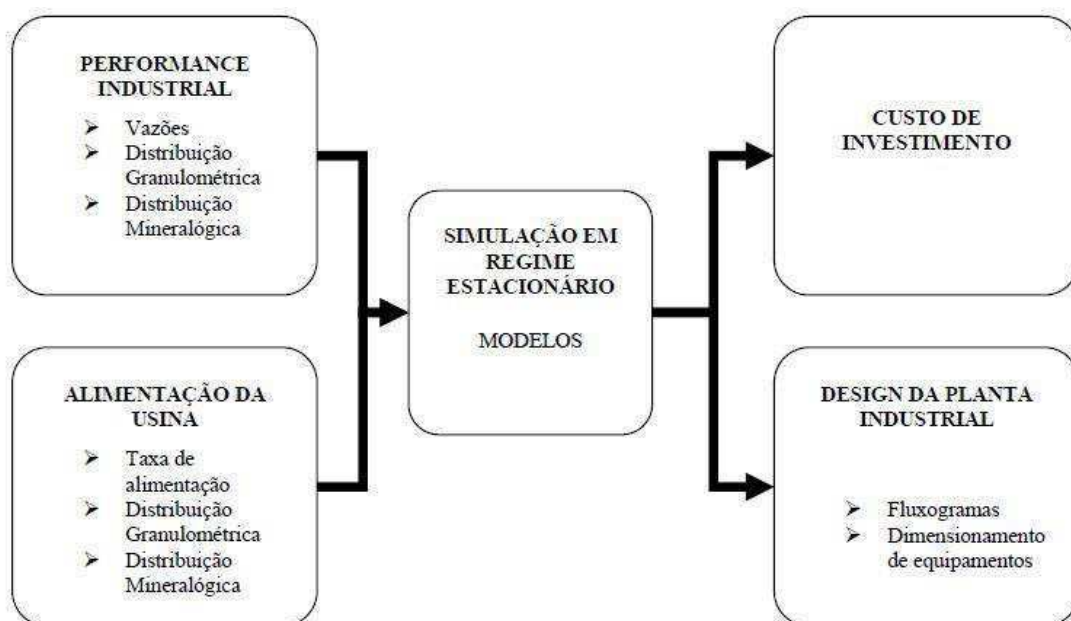
A simulação dinâmica inclui o fator tempo e gera respostas rápidas sobre a situação atual e futura do processo, depois de recebidas e processadas informações dos instrumentos de medição da usina em operação. Desta forma, um operador de determinada usina poderá saber o comportamento do teor do produto, por exemplo, em função de alteração no teor da alimentação. O modelamento dinâmico permite também a utilização de técnicas de otimização de processo.

A simulação estática é a técnica que permite obter um ponto do processo, num determinado instante, e analisá-lo sob condições de constância na entrada de dados. Pode-se estudar, por exemplo, o efeito da alteração nas variáveis de operação, tais como a mudança na partição de hidrociclone em função de diferentes aberturas de *apex*, ou efeito da inclusão de novo britador no circuito. Pode-se otimizar desde o classificador do circuito até as variáveis da moagem, como diâmetro ótimo de bolas, percentagem de sólidos, etc. A simulação estática é usada tipicamente para otimizar o projeto do circuito e definir os tamanhos das usinas de equipamentos antes da implementação de um sistema de pré-controle.

A simulação dinâmica representa um marco no campo da otimização de processos minerais. Essa tecnologia de simulação tem uma ampla aplicação no estudo de processos, o que permite a obtenção do seu conhecimento e domínio operacional. A possibilidade de simular, através de inferências estatísticas, a variabilidade natural da planta, conduz a resultados que mostram todo o horizonte de operação. Também, podem ser alterados parâmetros que evidenciam a eficiência dos equipamentos, demonstrando seu desgaste com o tempo e até mesmo a retomada de valores normais, após uma parada de manutenção (MARTINS; MIRANDA; CARVALHO, 2009).

A simulação estática é a técnica mais usual hoje em dia e é utilizada principalmente para otimização de processos. Desta forma, pode-se obter um diagnóstico do processo, naquele determinado instante, e analisá-lo sob condições de constância na entrada de dados. A predição dos fluxos de água, minério e outras fases da usina operada estaticamente sob condições dadas é chamada simulação direta, ou seja, a simulação direta é utilizada para avaliar um circuito existente e calibrar o sistema, sendo que o *software* é alimentado com informações de uma fotografia do circuito ou fase do processo a ser avaliado. Já a simulação reversa ocorre quando temos o software já calibrado e queremos avaliar uma modificação de parâmetros ou de circuito. A Figura 2.15 apresenta a base da simulação estática.

Figura 2.15 - Base da simulação estática



Fonte: Santos (2009)

A importância de descrever o processo de beneficiamento por um modelo matemático tem sido apresentada por vários pesquisadores.

Ceciliano (2007) estudou a aplicação de um método de simulação-otimização na cadeia produtiva de minério de ferro e destacou que o método se apresentou como uma ferramenta de grande utilidade para o processo de tomada de decisão na gestão de um sistema produtivo de minério de ferro.

Para Alves (2012) as simulações dinâmicas de processos em projetos de usinas de beneficiamento de minérios oferecem uma gama de recursos novos e modernos que facilitam o trabalho dos engenheiros de projeto, engenheiro de controle e automação e operadores. A simulação dinâmica de processo usando softwares permite: a criação de planta de beneficiamento mineral virtual por um modelo dinâmico fidedigno ao processo real, permitindo assim a realização de vários estudos, testes e treinamentos usando uma plataforma configurável e confiável.

A modelagem e simulação de circuitos de processamento mineral permitem que operadores, engenheiros, pesquisadores e consultores uma maior capacidade de analisar, compreender e otimizar minerais circuitos de processamento. A metodologia de simulação aplicada por alguns *softwares* de separação do minério e parâmetros de equipamentos foram comprovados, muitas vezes, para obter melhor compreensão dos processos que ocorrem na cominuição e nos circuitos de flotação. Pesquisa contínua e implementação destas metodologias fornecerá à indústria ferramentas muito poderosas para melhorar o desempenho do circuito de processamento mineral (SCHUWRZ; RICHARDSON, 2013).

No trabalho realizado por Souza (2014), sobre controle automático de circuitos de moagem, o autor destacou que a utilização de simulação de processos e análise multivariada se mostrou uma estratégia aquedada para o controle de processos de moagem, o que demonstra o que demonstra que o método pode ser considerado um método científico para definição de estratégias de controle automático de operações unitárias de beneficiamento mineral.

Miranda *et al.* (2016), em sua pesquisa, usaram a aplicação de simulação dinâmica a uma usina de beneficiamento de minério de ferro para entender como as paradas não programadas influenciam a produção da planta. Identificaram-se como principais gargalos as correias transportadoras que enviam a carga circulante para os britadores terciários. Além disto, observaram como o desempenho dos britadores muda de acordo com a entrada de canga ou hematita, assim como as peneiras são suscetíveis a condições de clima seco ou chuvoso. Os resultados permitiram uma visão sistêmica da planta de beneficiamento desde a mina até a saída do produto final.

A simulação de processo demonstrou-se adequada para avaliar possibilidades de otimização da flotação reversa de minério de ferro da Usina Cauê, especialmente pela

consistência dos resultados do balanço de massa, boa calibração e compatibilidade dos modelos disponíveis com os equipamentos e circuito. Os ganhos previstos são promissores, o que justifica estudos semelhantes e melhoria na área de controles otimizantes por modelos matemáticos (GONTIJO, 2018).

2.6.2 *USIM PAC*

A Simulação Mineral é baseada em modelos de descrição comparativa dos fenômenos capazes de prever o desempenho industrial do circuito de beneficiamento mineral. Os modelos fenomenológicos baseiam-se em conhecimentos fundamentais das leis da física e química, nos princípios de conservação de massa, energia e quantidade de movimento. Portanto, modelos complexos de grande capacidade exploratória.

O *USIM PAC* é um *software* de modelagem e simulação de processos em estado estacionário para projetar, analisar e otimizar processos industriais. Em uma única interface, o *USIM PAC* realiza balanço de massa, modelagem e simulação de todos os fluxos e operações unitárias de uma planta de processamento.

O *USIM PAC* oferece uma variedade de ferramentas poderosas em resposta à crescente demanda por uma abordagem global e criteriosa pelos *designers* de plantas. O simulador leva em conta um amplo espectro de critérios de projeto, incluindo: critérios econômicos, fatores ambientais e aspectos técnicos. O *USIM PAC* é constituído por dois componentes principais:

1. O *software* de simulação, por si só, permite a comunicação entre o usuário e o simulador e coordenação dos cálculos, este é o único componente visível.

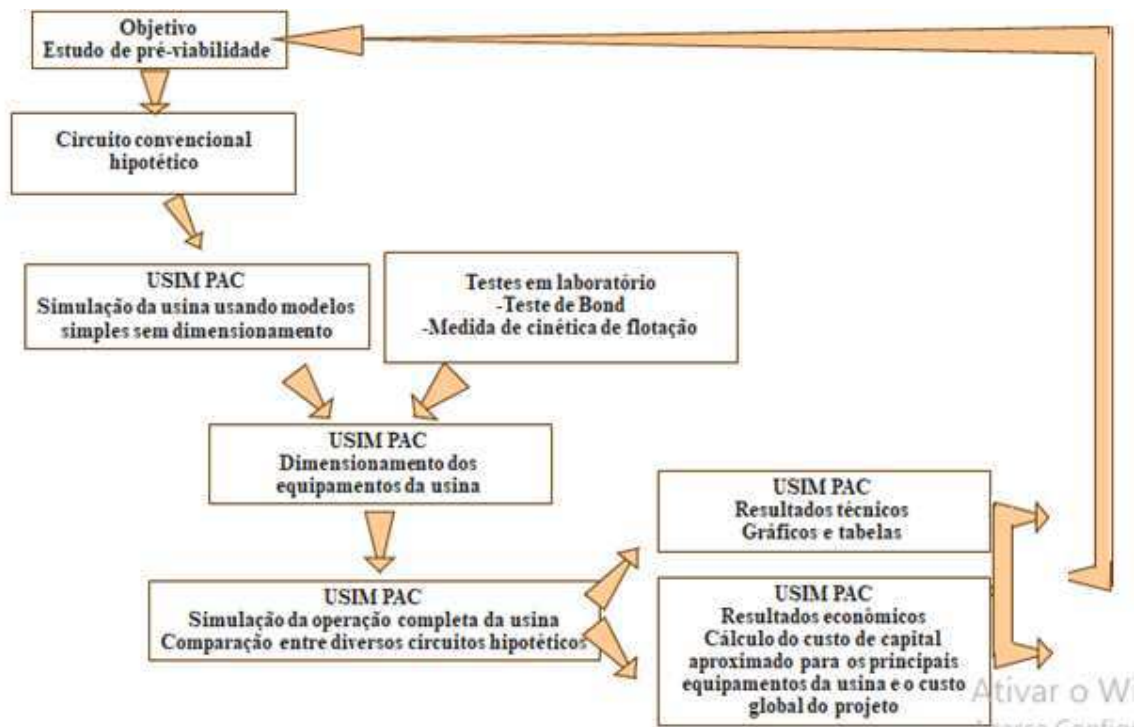
2. Modelos matemáticos para operações unitárias, que constituem o núcleo do sistema.

Vários modelos matemáticos podem ser associados a cada operação unitária representada no fluxograma. Modelos matemáticos calculam os dados das correntes de saída a partir dos dados de entrada dos fluxos e parâmetros do modelo.

Um conjunto de algoritmos é usado para a reconciliação de dados, calibração de modelos, dimensionamento da operação unitária, cálculo do balanço de massa completo, consumo de energia e cálculo do custo de capital. Esses algoritmos são integrados com um conjunto de ferramentas de representação de dados. Como resultado, o simulador da planta constitui um meio de comunicação altamente eficiente entre os diversos fatores que influenciam a operação da planta.

A metodologia de trabalho no *USIM PAC* é desenvolvida em cinco etapas seguidas (Figura 2.17): etapas um e dois visam definir a forma como deseja que a planta funcione. A terceira fase consiste de encontrar equipamentos capazes de alcançar o desempenho da planta definido durante a etapa dois. Por fim, as etapas quatro e cinco produzem informações e documentação necessária para apresentar o estudo prévio de viabilidade.

Figura 2.17 – Metodologia para alcançar um design preliminar



Fonte: BROCHOT *et al.* (2006)

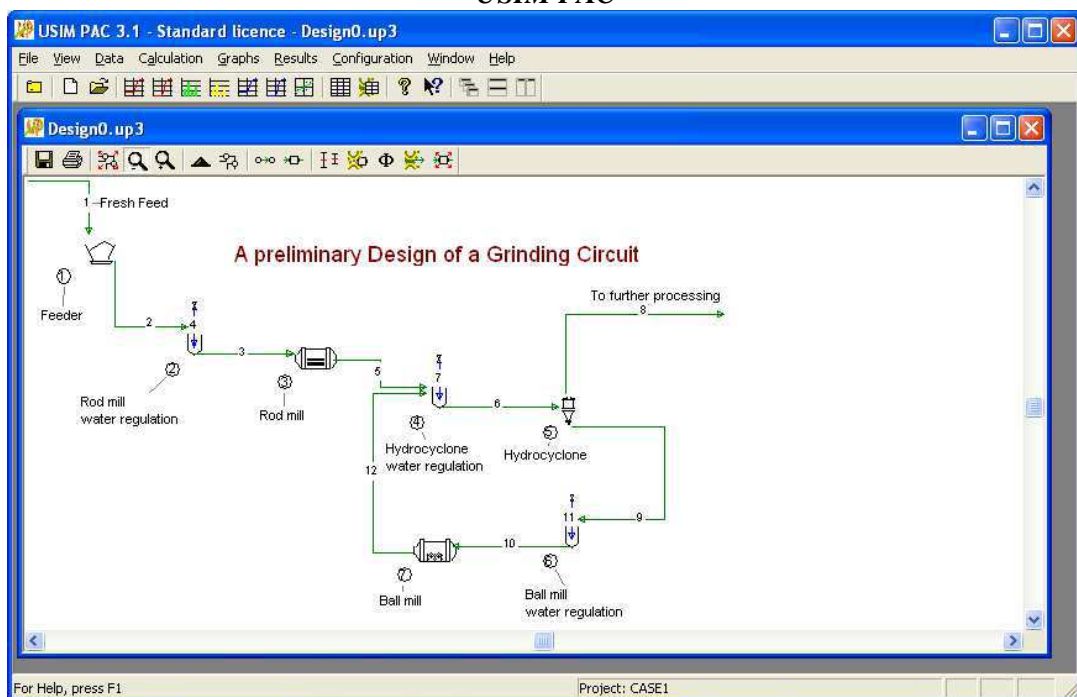
A primeira etapa consiste na entrada de dados para definição do fluxograma inicial (Figura 2.18 mostra um fluxograma preliminar de um circuito de processamento mineral gerado no *USIM PAC*). Nesta etapa são inseridos os dados de alimentação da planta como os valores de distribuição granulométrica, as fases envolvidas no processo, a densidade, taxa de alimentação e porcentagens de sólidos.

A segunda etapa é a definição do funcionamento da planta, ou seja, a seleção do modelo e parâmetros para cada operação unitária, nesta etapa também é verificada a validade dos resultados da simulação. A simulação nível 0 calcula vazões e distribuições de tamanho de partículas para todos os fluxos do circuito. Deve-se verificar se os valores são consistentes com a maneira como foi informado que a planta iria funcionar. Os resultados são apresentados na forma de gráficos, há sete formas distintas de representações gráficas: distribuição de tamanho, a partição de tamanho, distribuição da densidade, separação de densidade e curvas

de distribuição e gráficos de barras de fluxos e de componentes. Estes gráficos são totalmente configuráveis.

Na terceira etapa é definido o design das unidades de equipamento e o dimensionamento de cada equipamento. O cálculo dos parâmetros de tamanho do equipamento é feito usando um algoritmo de otimização, que encontra o conjunto de parâmetros que dá fluxos de saída que mais se aproximam da meta estabelecida de dados (ver Figura 2.19). Um conjunto de funções com objetivo diferentes é usado para comparar os fluxos calculados e fluxos metas das correntes de saída de forma mais precisa.

Figura 2.19 - Fluxograma preliminar de um circuito de processamento mineral gerado no USIM PAC



Fonte: BROCHOT *et al.* (2006)

Após o cálculo de todos os parâmetros de dimensionamento da unidade, uma simulação direta é realizada para atualizar o balanço de massa com os modelos ajustados. Em seguida, é possível comparar estes resultados com o alvo usando diferentes ferramentas gráficas. A simulação direta final pode ser realizada após as mudanças serem feitas na unidade dimensionamento. No final desta etapa, é recomendável verificar a consistência dos resultados da simulação.

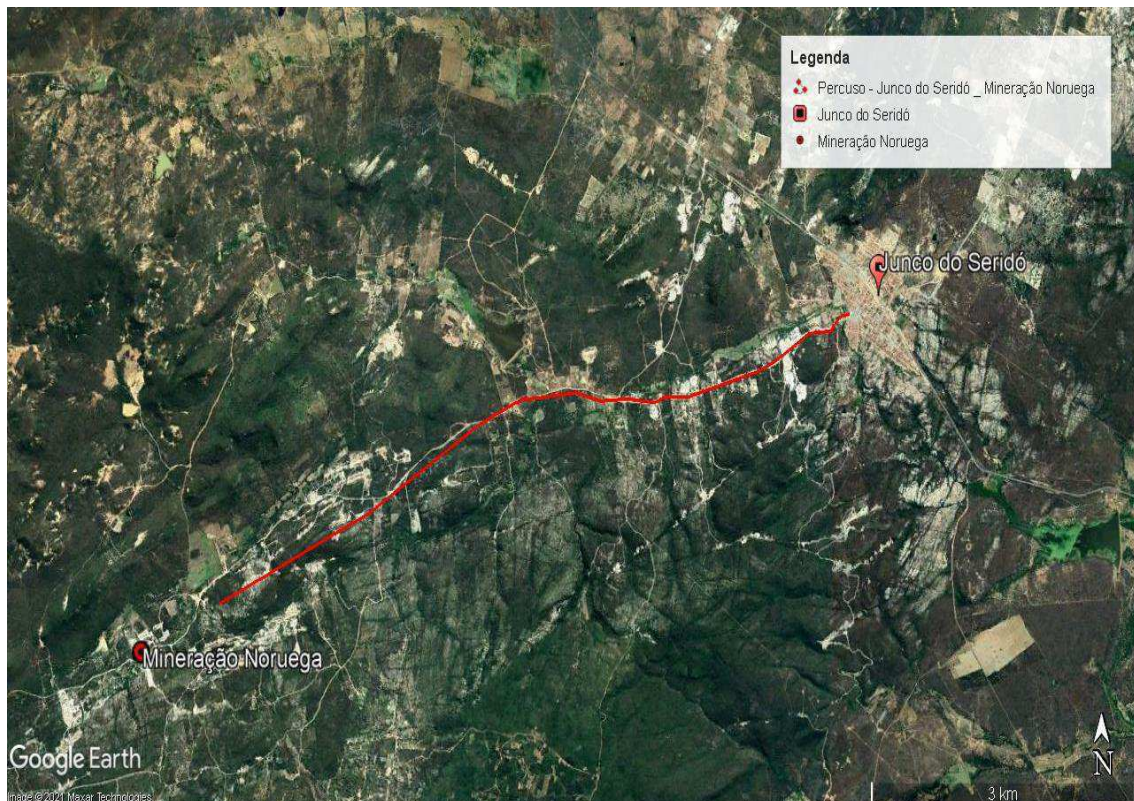
As etapas quatro e cinco produzem informações e documentação necessária para apresentar o estudo prévio de viabilidade, como relatórios, gráficos de distribuição granulométrica, fluxogramas, entre outros.

Capítulo 3

MATERIAIS E MÉTODOS

A primeira etapa compreendeu a coleta das amostras de caulim e dos rejeitos do seu processamento, as amostras foram fornecidas pela empresa Mineração Noruega localizada no município de Junco do Seridó, situada na região centro-oeste do estado da Paraíba, localizado na Região Geográfica Imediata de Campina Grande e integrante da Região Metropolitana de Patos, geologicamente está inserido na Província Pegmatítica da Borborema Seridó (PPB). A localização da empresa em relação ao município de Junco do Seridó é mostrada na Figura 3.1. A Tabela 3.1 mostra a identificação e a massa das amostras primárias coletadas.

Figura 3.1- Localização da Mineração Noruega em relação ao município de Junco do Seridó – PB



Fonte: Recorte do Google Earth, 2021

Tabela 3.1 - Identificação e a massa das amostras primárias coletadas

Amostra	Tipo	Massa Coletada (Kg)
A1	<i>Run of Mine</i> (ROM)	100
A2	Rejeito Fino (>325#)	100
A3	Produto 1(< 200#)	100
A4	Retido em 200#	100
A5	Rejeito Grosso (>60#)	50
A6	Produto 2 (< 325#)	5

Fonte: Própria do autor

As amostras foram armazenadas no laboratório de Cominuição e Classificação do IFPB Campus Campina Grande, onde foram preparadas para os ensaios de caracterização, atrição e classificação, seguindo todas as etapas de preparação, cominuição (britagem e moagem), homogeneização e quarteamento, as deixando adequadas para cada ensaio.

3.1 Caracterização Mineralógica e Tecnológica

Neste trabalho, a identificação dos minerais e de sua respectiva composição química e mineralógica e propriedades físicas foram determinadas com o uso das seguintes técnicas: difratometria de raios-X (DRX), fluorescências de raios-X (FRX), microscopia eletrônica de varredura (MEV), análise da distribuição granulométrica, análise térmica diferencial e termogravimétrica. As análises foram realizadas no laboratório de Caracterização de Matérias da UFCG e no Centro de Tecnologia Mineral – CETEM, RJ.

3.1.1 Difratometria de Raios –X

A difração de raios X foi realizada usando o método do pó em um equipamento da marca SHIMADZU, modelo XRD-6000, cuja fonte de radiação, $\text{CuK}\alpha$, operando com corrente de 30 mA e voltagem de 40 kV. Os dados foram armazenados no intervalo de $5^\circ \leq 2\theta \leq 40^\circ$, passo de $0,02^\circ/\text{seg}$, *step* de $2^\circ/\text{min}$ usando-se filtro de níquel. Após a determinação das fases minerais presentes em cada amostra, foi realizado o refinamento de Rietveld para a quantificação destes minerais.

3.1.2 Fluorescência de Raios – X

Foi utilizado para as análises de fluorescência de raios X por energia dispersiva um espectrômetro SHIMADZU modelo EDX-720, EDX, caracterizando quantitativamente, em teores elementares, todas as amostras em estudo.

3.1.3 Microscopia Eletrônica de Varredura

Os ensaios de microscopia eletrônica de varredura foram realizados usando um microscópio da SHIMADZU modelo SSX 550.

3.1.4 Análise de Distribuição Granulométrica

A análise granulométrica foi determinada empregando duas técnicas diferentes, o peneiramento a úmido, utilizado um conjunto de peneiras da série Tyler (4, 6, 9, 14, 30, 50, 100, 140, 200, 325#) para amostras mais grossas e o analisador de tamanho de partículas a laser para determinar a distribuição de tamanho das partículas para amostras com partículas mais finas.

3.1.5 Análises Térmicas

As análises térmicas, termo gravimetria e análise térmica diferencial foram realizadas em uma termobalança da marca SHIMADZU, modelo TGA-50, utilizando o método dinâmico de análise. O sistema irá operar na condição atmosférica, com vazão de ar de 50 mL.min⁻¹ numa faixa de temperatura entre 25-1000 °C e taxa de aquecimento de 10 °C.min⁻¹. A alumina será usada como material de referência.

3.2 Ensaios de Desagregação e Dispersão

Os ensaios de atrição foram realizados para avaliar as melhores condições para desagregação e dispersão nas amostras A₁ que é o ROM, pois supõe-se que nessas amostras contém uma maior quantidade de caulim encrustado nas partículas de ganga.

3.2.1 Planejamento Experimental e ensaios de atrição

De acordo Fortes *et al.* (2018) a técnica de Plackett-Burman é o método de planejamento de experimentos mais adequado para a investigação das variáveis significativas do processo de atrição através do Experimento Fatorial Completo 2^3 , pois, como mostrado nos resultados obtidos pelos autores, um número maior de variáveis se apresentou inadequado através do planejamento de Plackett-Burman.

A determinação dos níveis foi embasada por pesquisas já realizadas com essas variáveis. Para o percentual de sólidos foram usados os resultados das pesquisas de Perez (2003) menor percentual (20% de sólidos em massa) e de Sabedot; Sampaio (2001), maior percentual (80% de sólidos em massa), porém devido às características do caulim foi determinado um percentual de 40% de sólidos. Os níveis para a velocidade de rotação do impelidor da célula de atrição foram embasados no processo de beneficiamento do fosfato (1000 rpm) e nos estudos Fortes *et al.* (2018), que indicaram 100 rpm como mínimo para ensaios de atrição em minérios de ferro. A variação no tempo de atrição corresponde ao melhor valor testado por Queiroz (2003) de 5 min e o maior valor de 30 min experimentado por Sabedot; Sampaio (2001).

Portanto, para determinação das variáveis físicas foram realizados os ensaios de atrição adotando um planejamento experimental fatorial completo 2^k , com três variáveis em dois níveis, como descrito na Tabela 3.2, como variáveis respostas, serão melhores condições para os ensaios.

Tabela 3.2 - Variáveis para os experimentos fatoriais e seus níveis para os ensaios de atrição

Variáveis			Níveis	
			+	-
Porcentagem de Sólidos	A	%	40	20
Tempo de agitação	B	min	30	5
Velocidade de Rotação	C	RPM	1000	100

Fonte: Própria do autor

Os testes foram realizados em duplicata com a finalidade de calcular o erro. O método proposto por Plackett-Burman não pressupõe que os testes sejam realizados em réplica. Serão considerados aceitos apenas testes que tiveram erro menor que 5%. A ordem de execução dos testes foi aleatória, através sorteio, assim como os testes em duplicatas. A Tabela 3.3

apresenta o planejamento fatorial 2^3 para a atrição das amostras A1. Optou-se por realizar ensaios com pH natural da polpa que mede 6,7 e um pH básico (10), para os ensaios do planejamento de Plackett-Burman.

Na sequência para avaliar a influência das variáveis químicas, optou-se por realizar os ensaios variando a concentração de dispersante (100, 200, 400, 600, 800 e 1000 g/ton), usando dois tipos diferentes de dispersantes hexametáfosfato de sódio e silicato de sódios, ambos fornecidos pela Dinâmica Química Ltda. Também foi estudado o efeito da variação do pH (2, 4, 6, 8, 10 e 12) na dispersão de caulim, usando como modificadores NaOH e HCl. E por fim foi estudado o efeito da Velocidade de agitação (100; 200; 400; 600; 800, 1.000 rpm), visto que o caulim é uma argila que sofre bastante influência do processo de agitação. Também com amostra A1.

Tabela 3.3 - Planejamento fatorial 2^3 para a atrição

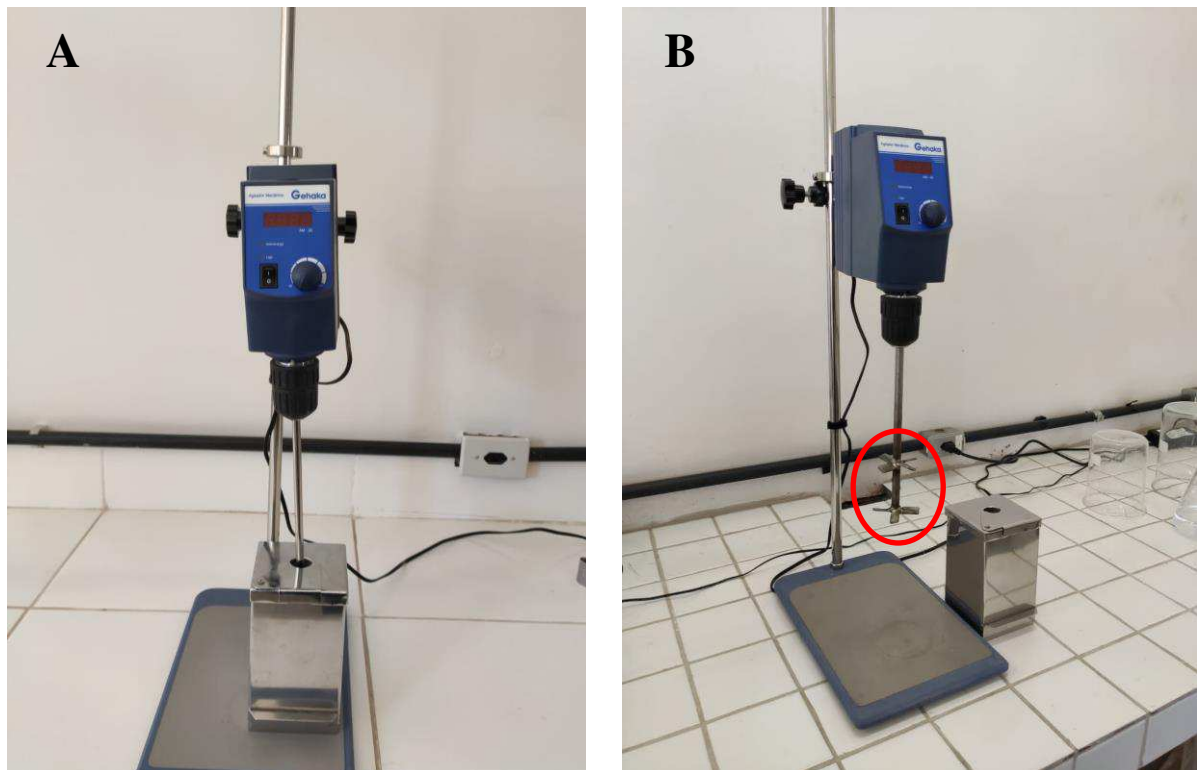
Teste	% de sólidos	Tempo (min)	Velocidade de Rotação (rpm)
0	20	5	100
1	40	5	100
2	20	30	100
3	20	5	1000
4	40	30	100
5	40	5	1000
6	20	30	1000
7	40	30	1000

Fonte: Própria do autor.

Os ensaios de desagregação foram realizados em uma célula mecânica de bancada, marca Gehaka (Figura 3.2). A célula de atrição tem cuba de aço inox e capacidade de 900 ml. Nesta etapa, o caulim foi misturado à água, visando à formação de uma polpa.

As variáveis porcentagem de sólidos, tempo de agitação e velocidade de rotação foram ajustadas, de acordo com o planejamento de cada teste. Para os ensaios que avaliam as variáveis químicas, as variáveis físicas foram mantidas constante, tempo de agitação (5 min), velocidade de agitação (1000 rpm) e porcentagem de sólidos (20%). Todos os ensaios de atrição de bancada serão realizados no laboratório de cominuição e classificação do IFPB/Campus Campina Grande.

Figura 3.2 - Célula de atrição de bancada da Gehaka com a cuba (A) e (B) detalhe da haste de atrição



Fonte: Própria do autor

3.2.2 Qualificação e Quantificação dos Ensaio de Atrição

Os parâmetros mais adequados para a atrição geralmente são selecionados em função da eficiência na remoção das lamelas das partículas minerais. Trata-se da comparação da quantidade de lamelas antes e depois da atrição.

Para avaliação do efeito das variáveis estudadas foi calculado o grau de dispersão, conforme definido por Araújo e Galery (1987):

$$GD(\%) = \left(\frac{m_{over}}{m_{over} + m_{under}} \right) \times 100 \quad (3.1)$$

Onde: GD é grau de dispersão em porcentagem.

m_{over} é fração da amostra em suspensão após 5 minutos de sedimentação;

m_{under} é fração da amostra afundada após 5 minutos de sedimentação.

O material resultante dos ensaios de atrição foi transferido para uma proveta, onde foi sedimentado por 5 minutos, em seguida o material foi sifonado em suspensão (o sifão deve

ser mantido a 1 cm acima da interface, a fim de garantir que o material sedimentado não seja sifonado), logo após será colocado para secar na estufa e pesados. O material afundado também será colocado em estufa para secar e logo após seco será pesado.

A desagregação e a dispersão são importantes para o beneficiamento, pois evitam que os agregados de caulim retenham partículas finas de impurezas minerais, tais como quartzo, óxidos e hidróxidos de ferro e óxidos de titânio, que prejudicam o beneficiamento e influenciam na abrasividade e na alvura do produto.

3.3 Classificação por Hidrociclonagem

A classificação é uma das mais importantes operações unitárias do beneficiamento mineral. Consiste em separar uma população inicial de partículas com base na diferença da sua distribuição relativa de tamanho, da forma e da densidade (MACHACA, 2010).

As condições operacionais da hidrociclonagem em testes unitários são previamente definidas. Os experimentos possuem um objetivo de maior extensão, qual seja, a otimização do processo e sua viabilidade econômica. Desse modo, a operação preceitua um ajuste das variáveis operacionais do equipamento para fazê-lo funcionar em regime estabelecido nas condições definidas para o processo.

Portanto, assim como nos ensaios de atrição, a primeira etapa para realização dos ensaios de hidrociclonagem foi a seleção dos parâmetros operacionais que serão variados nesta investigação e seus respectivos valores.

3.3.1 Planejamento Experimental

Na hidrociclonagem foram estudadas as variações dos seguintes parâmetros operacionais: percentagem de sólidos na alimentação, distribuição granulométrica na alimentação e pressão da alimentação. Novamente foi usada a técnica de Plackett-Burman como método de planejamento de experimentos, por se mostrar adequado para a investigação através do Experimento Fatorial Completo 2^3 .

A determinação dos níveis foi baseada em pesquisas já realizadas com essas variáveis, então para o percentual de sólidos foram usados os resultados das pesquisas Ribeiro *et al.* (2015), que usaram 10% como menor percentual de sólidos, Santana (2017) e Ataíde; Leandro (2017) determinaram 20% como maior percentual de sólidos na alimentação do

hidrociclone. A variação da distribuição granulométrica foi de acordo com a distribuição das amostras coletadas em campo. Os níveis para pressão de alimentação foram embasados nas pesquisas de Santana (2017) que determinou 2,0 kgf/cm² como máximo e mínimo de 1,0 kgf/cm² na pesquisa de Almeida; Vidal (2018) para classificação de caulim por hidrociclonagem.

Logo foram realizados os ensaios de hidrociclonagem através do experimento fatorial completo 2k, com três variáveis em dois níveis, como descrito na Tabela 3.4 como variáveis respostas, serão melhores condições para os ensaios com as amostras A₂ e A₄.

Tabela 3.4 - Variáveis para os experimentos fatoriais e seus níveis para os ensaios de hidrociclonagem

Variáveis			Níveis	
			+	-
Porcentagem de Sólidos	A	%	20	10
Distribuição Granulométrica	B	mm	0,712	0,045
Pressão de Alimentação	C	kgf/cm ²	1,0	0,5

Fonte: Própria do autor

A ordem de execução dos testes foi aleatória, via sorteio, a Tabela 3.5 apresenta o planejamento fatorial 2³ para a hidrociclonagem com as amostras A₂ e A₄. Optou-se por realizar os ensaios de hidrociclonagem com tais amostras por apresentarem granulometria adequadas para alimentação do equipamento.

Tabela 3.5 - Planejamento fatorial 2³ para a hidrociclonagem

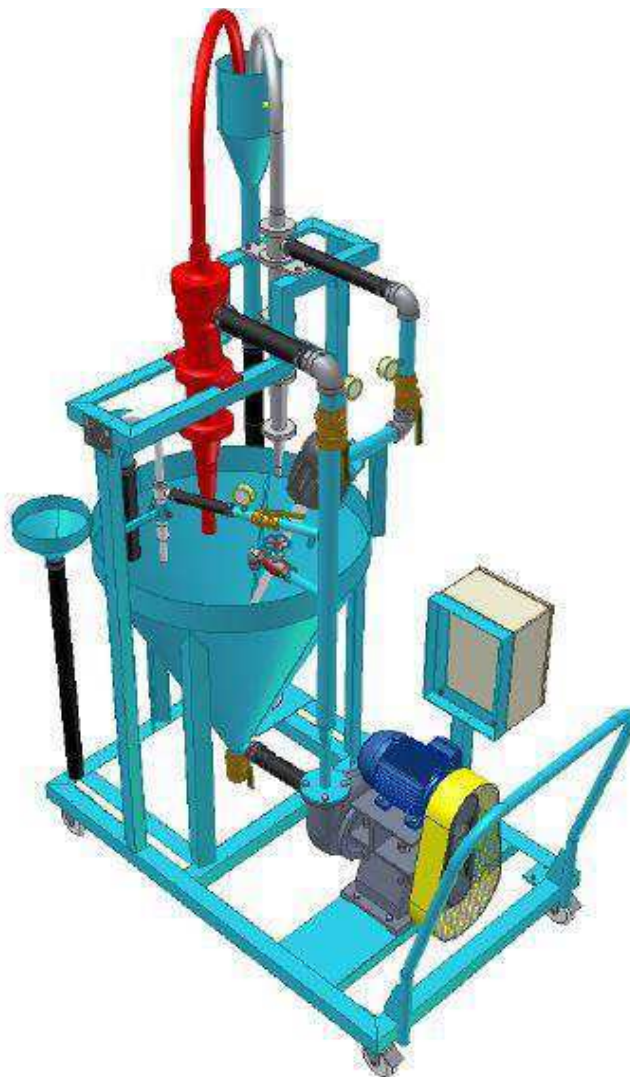
Teste	% de sólidos	d ₅₀ (mm)	Pressão de Alimentação (kgf/cm ²)
0	10	0,045	0,5
1	20	0,045	0,5
2	10	0,712	0,5
3	10	0,045	1,0
4	20	0,712	0,5
5	20	0,045	1,0
6	10	0,712	1,0
7	20	0,712	1,0

Fonte: Própria do autor

3.3.2 Ensaio de Hidrociclonação

Foi utilizado um conjunto de hidrociclonação portátil CHP-1”/2”/3” da marca Engendrar. O conjunto apresenta uma bomba de polpa revestida de borracha, registro tipo mangote, manômetro e um reservatório de polpa com capacidade de 200L, que contém um agitador para manter a polpa em suspensão. A Unidade experimental que será utilizada está apresentada na Figura 3.3.

Figura 3.3 - Unidade experimental de hidrociclonação utilizada nos ensaios



Fonte: Engendrar (2014)

Ao sistema foi acoplado um hidrociclone de poliuretano com as seguintes dimensões: diâmetro do *vortex finder* (25 mm), diâmetro da alimentação (20 mm), diâmetro da seção cilíndrica (50 mm) e diâmetro do *apex* (20 mm).

Em cada experimento adotou-se o volume de 100 litros de água e a quantidade de sólidos para obter a porcentagem de sólidos determinada para cada ensaio. Após o tanque ser preenchido com a polpa, logo foi ligado o agitador e, posteriormente, a bomba, dando início à alimentação de polpa no hidrociclone. O valor da pressão de alimentação da polpa no manômetro foi de acordo com o programado para cada ensaio. Foram realizadas as amostragens simultâneas das correntes de *underflow* e *overflow* para cada teste, durante um intervalo de tempo de 60 segundos.

3.3.3 Avaliação dos ensaios de Hidrociclonação

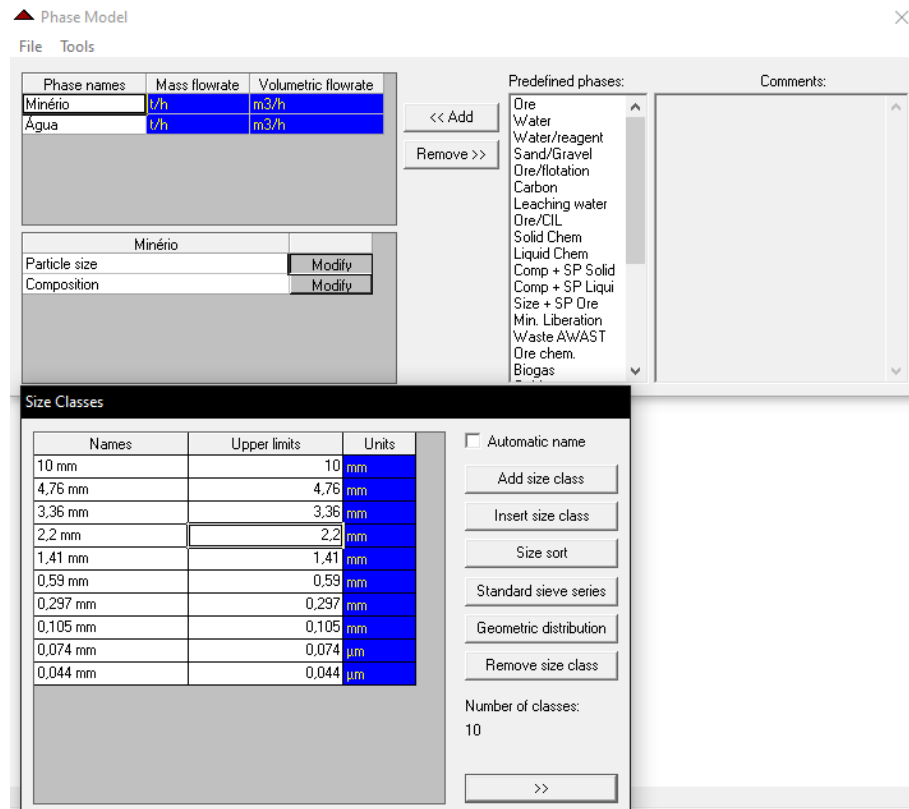
Após a coleta das amostras dos dois produtos, uma parte foi quarteada e levada para análises de distribuição granulométrica à laser, para determinação das curvas distribuição granulométrica e foram feitas análise de FRX para os ensaios T₄ e T₆, que apresentaram os melhores resultados de classificação.

3.4 Simulação Para o Beneficiamento de Caulim

O software utilizado nas simulações foi o *USIM PAC* versão 3.2, desenvolvido pela BRGM - Environment & Process Division, Orleans – França e comercializado no Brasil pela CEMI process optimization. Foram realizadas cinco simulações no *USIM PAC*, sendo a primeira simulação do processo industrial do beneficiamento de caulim na empresa Mineração Noruega e após quatro simulações substituindo a peneira de malha 200 por hidrociclones, com várias configurações diferentes.

Como mencionado anteriormente, a primeira etapa está destinada à configuração e alimentação dos dados obtidos necessários para a inicialização da simulação. Primeiramente, foi adicionado as fases envolvidas na simulação, que são minério e água, por se tratar de um processo em via úmido. Definidas as fases envolvidas, modifica-se a composição da fase mineral. Em seguida, adicionou-se o valor de densidade da amostra de caulim, bem como as faixas granulométricas determinadas na análise de distribuição granulométrica, como é visto na Figura 3.4.

Figura 3.4 – Janela de seleção e modificação de parâmetros físicos da alimentação



Fonte: Própria do Autor

Na segunda etapa foi definido o funcionamento da planta de beneficiamento e escolha dos modelos que geram a simulação para cada operação unitária no *software*, então foi representado o circuito de beneficiamento utilizado na empresa de beneficiamento onde foram coletadas as amostras de caulim.

A terceira etapa ocorreu após esta primeira simulação realizada na etapa anterior. Houve a etapa calibração dos modelos dos equipamentos para que a simulação se aproxime ao máximo dos resultados reais/práticos. Uma vez encontrada a calibração individual de cada operação unitária fez-se a simulação de todo o circuito. A partir da curva granulométrica inicial, dos parâmetros físicos dos equipamentos e dos parâmetros internos dos modelos calibrados, determinam-se os dados de todos os fluxos. Esta simulação também é validada e considerada como caso base. Depois foram simulados os diversos cenários a serem avaliados.

3.4.1 Calibração dos Modelos Matemáticos

A calibração dos modelos consiste em informar quais são os parâmetros físicos dos equipamentos, uma vez que os modelos utilizados são fenomenológicos, ou sejam consideram os princípios físicos, químicos ou de engenharia envolvidos.

A simulação 1 basicamente é composta pela operação unitária de peneiramento e uma filtragem na obtenção do produto final, representando o processo de beneficiamento tradicional do caulim na Região Seridó. As primeiras peneiras utilizadas são do modelo 153 (*Screen 0*), a terceira peneira é modelo 115 (*Screen 1B*), para finalizar a simulação foi usado um filtro prensa modelo 2, chamado no aplicativo de filtro prensa *Solid/Liquid Separator (0)*. Os parâmetros informados na simulação 1 estão nas Tabela 3.6.

Tabela 3.6 – Parâmetros físicos informados na simulação 1

Peneira 1 e 2 – (<i>Screen 0</i>)		
Parâmetros	Valor	
Abertura da peneira (mm)	0,42	0,25
Eficiência	90	90
Curto-circuito de finos	0	0
Porcentagem de sólidos no fluxo grosso	95	95
Peneira 3 – (<i>Screen 1B</i>)		
Parâmetros	Valor	
Número de peneiras em paralelo	1	
Largura da peneira (m)	2	
Relação comprimento/largura	1,5	
Abertura mínima da peneira (mm)	0,074	
Diâmetro do fio da tela (mm)	0,053	
Ângulo horizontal da peneira (graus)	35	
Porcentagem de sólidos no fluxo grosso (%)	95	
Filtro Prensa – <i>Solid/Liquid Separator (0)</i>		
Parâmetros	Valor	
Porcentagem de sólidos do fluxo de lama (massa %)	70	

Fonte: Própria do autor

Os parâmetros utilizados nas demais simulações estão apresentados na Tabela 3.7, que mostra todas as configurações para simulação usando hidrociclone em quatro cenários distintos. As duas primeiras peneiras são iguais, variando apenas os parâmetros do hidrociclone. Foi feita uma simulação substituindo a peneira de 200 malhas pelo hidrociclone e a partir desse resultado gerado foi ajustando os valores dos parâmetros para otimização da simulação. A escolha dos valores para esses parâmetros foi baseada na literatura.

Tabela 3.7 – Configurações para simulação usando hidrociclone em quatro cenários distintos

Hidrociclone - <i>Hydrocyclone</i> (1)	Valores			
	Parâmetros	Sim 2	Sim 3	Sim 4
Número de hidrociclones em paralelo	2	2	2	2
Diâmetro do Ciclone: D (m)	0,45	0,45	0,45	0,45
Distância entre as aberturas de <i>underflow</i> e <i>overflow</i> /D	2	2	1,5	1,5
Diâmetro da boca de alimentação/D	0,03	0,03	0,03	0,03
Diâmetro do <i>Overflow</i> /D	0,014	0,014	0,014	0,028
Diâmetro do <i>underflow</i> /D	0,02	0,014	0,012	0,012

Fonte: Própria do autor

A peneira 1 e 2 (*Screen 0*) usa como modelo específico de curva de partição, onde o valor de diâmetro mínimo é escolhido para atingir a eficiência dada. A divisão da água é calculada para obter a porcentagem desejada de sólidos no fluxo grosso.

A peneira 3 (*Screen 1B*) utiliza o modelo é baseado no trabalho de Karra (1979), o modelo basicamente relaciona o d_{50c} empiricamente aos principais equipamentos e parâmetros de fluxo de alimentação. Uma curva de partição é usada para descrever a separação à seco e o parâmetro nº 7 é usado para a separação da água.

O Hidrociclone (*Hydrocyclone 1*) neste o modelo é baseado nas equações empíricas estabelecidas como resultado do trabalho experimental de Plitt (1976), que considerou que a curva de partição corrigida de um hidrociclone corresponde a equação de Rosin-Rammler (Equação 2.6).

Capítulo 4

RESULTADOS E DISCUSSÃO

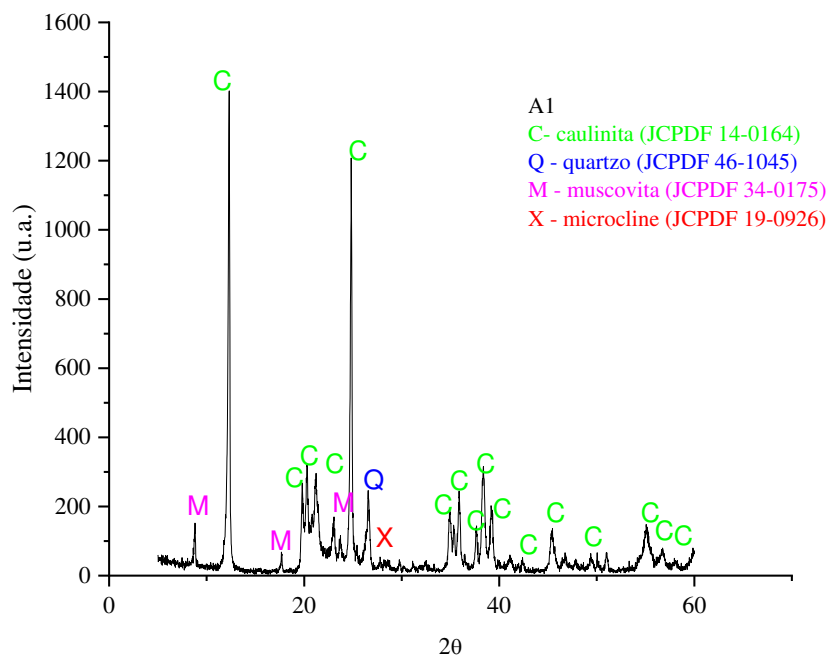
4.1 Caracterização Tecnológica e Mineralógica

Os resultados da caracterização tecnológica estão apresentados nos itens a seguir.

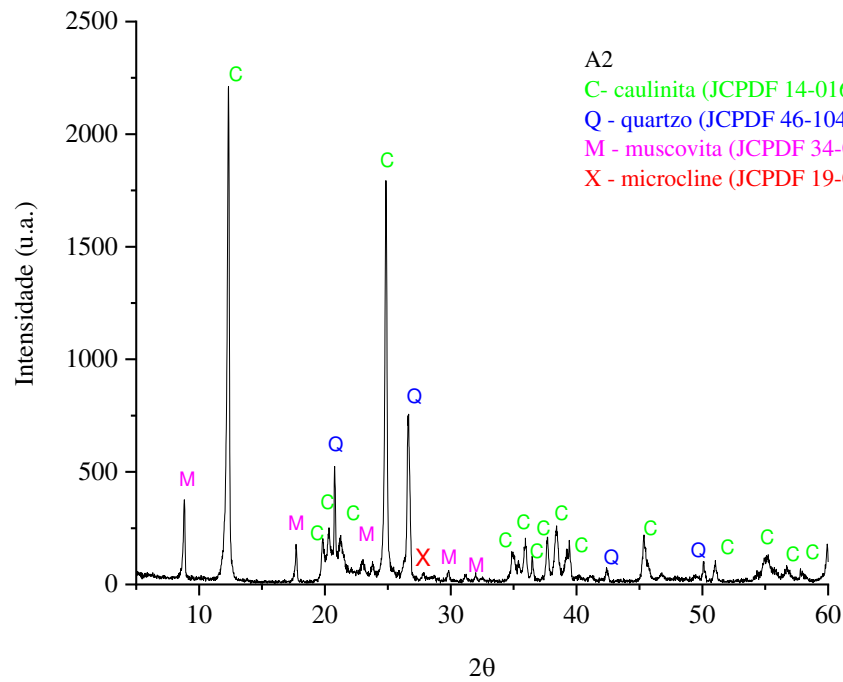
4.1.1 Difratomia de Raios – X

Os resultados de ensaios de difratometria das amostras de Caulim estão apresentados nas Figuras de 4.1 a 4.6, respectivamente. A figura 4.7 apresenta a sobreposição dos difratogramas de todas as amostras estudadas.

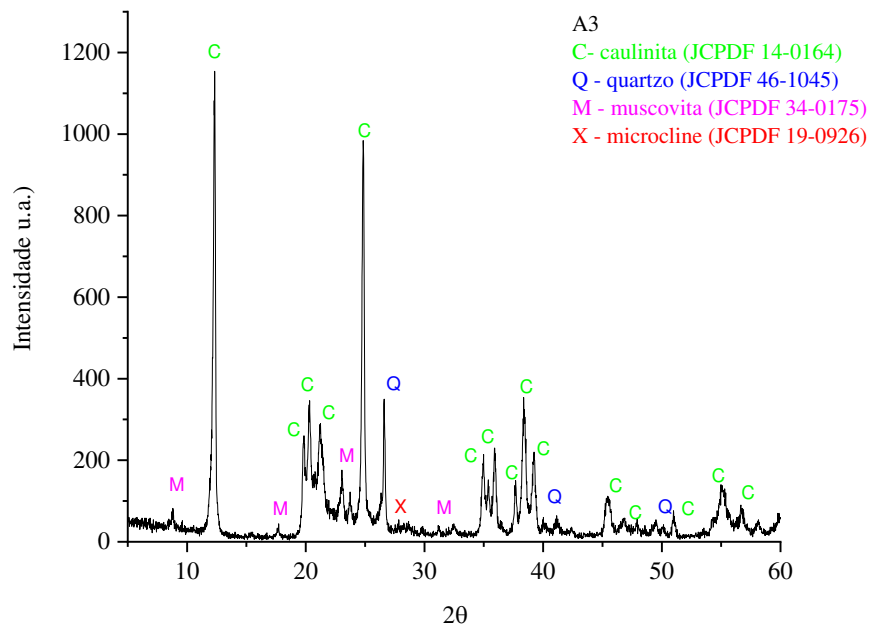
Figura 4.1 – Difratograma da Amostra A1



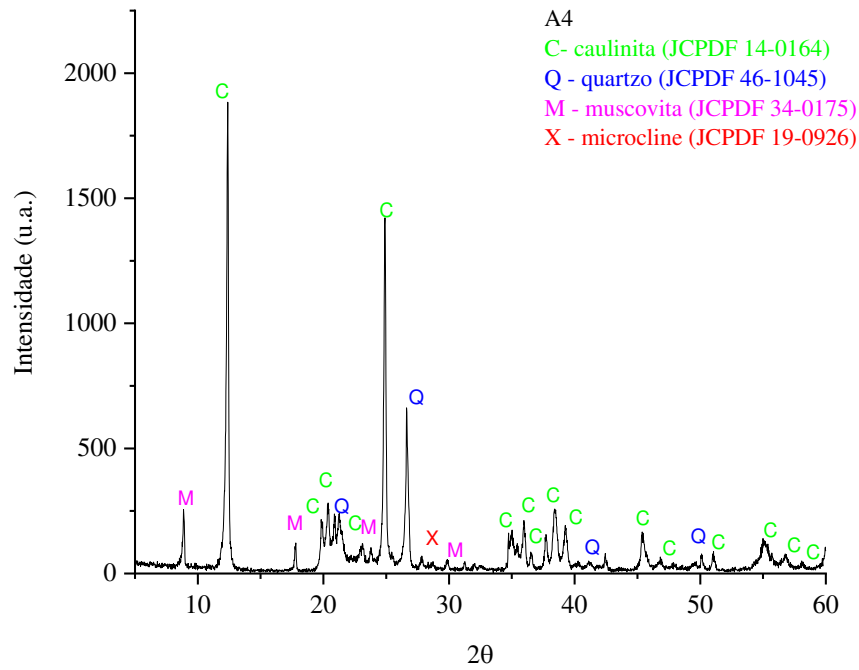
Fonte: Própria do autor

Figura 4.2 – Difratoograma da Amostra A2

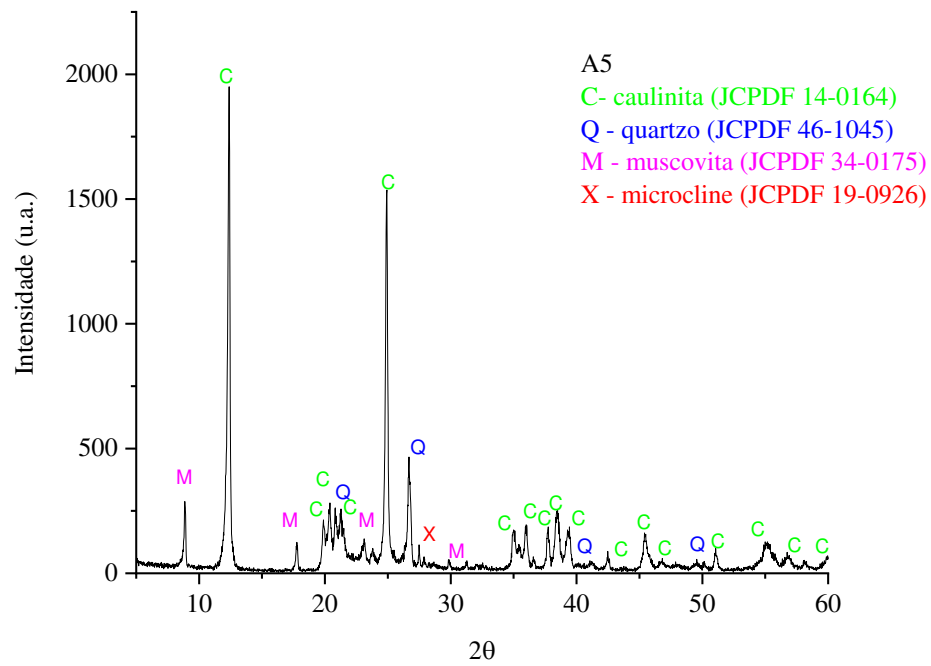
Fonte: Própria do autor

Figura 4.3 – Difratoograma da Amostra A3

Fonte: Própria do autor

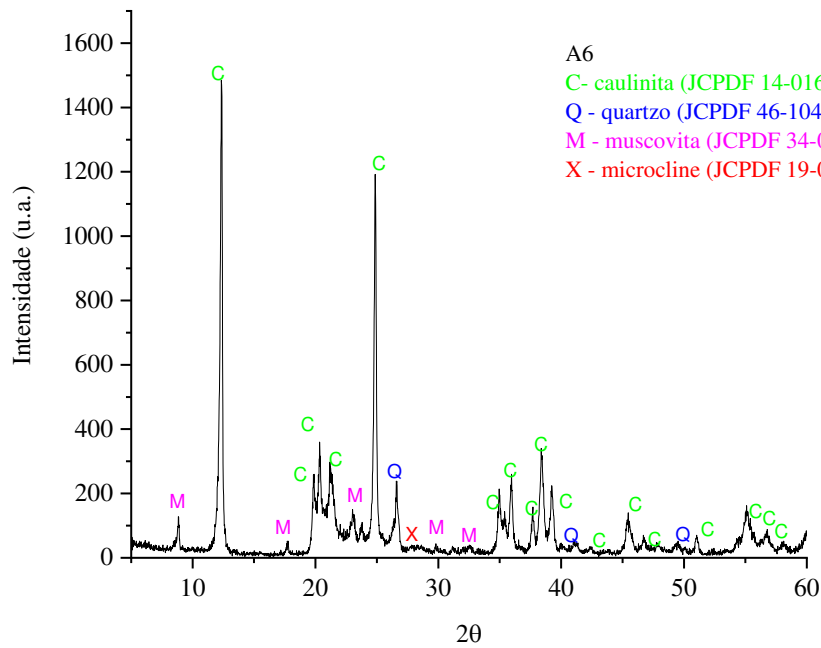
Figura 4.4 – Difratoograma da Amostra A4

Fonte: Própria do autor

Figura 4.5 – Difratoograma da Amostra A5

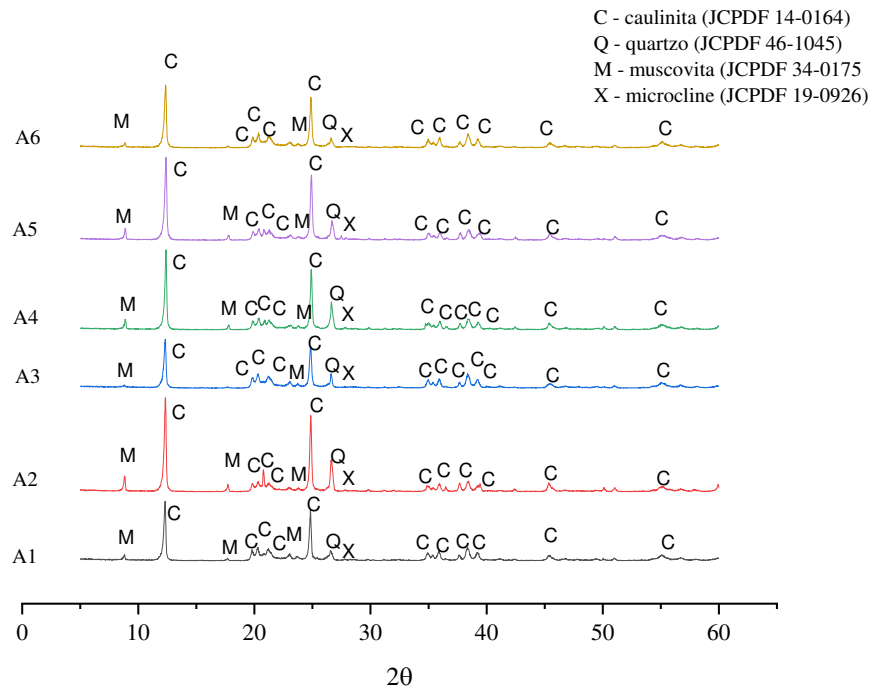
Fonte: Própria do autor

Figura 4.6 – Difratoograma da Amostra A6



Fonte: Própria do autor

Figura 4.7 – Difratoogramas sobrepostos de todas as amostras



Fonte: Própria do autor

Observam-se perfis similares quanto à composição mineralógica com registros das fases caulinita (C), quartzo (Q), muscovita (M) e feldspato microclínio (X). Analisando os

difratogramas destaca-se a presença do argilomineral caulinita, como predominante, em relação aos demais minerais, que se caracteriza pelas identificações das principais reflexões com valores de 2teta aproximados, para todas as amostras estudadas. Outra informação que pode ser destacada é uma maior presença dos minerais muscovita e feldspato nas amostras A2, A4 e A5, rejeito grosso e rejeito fino, respectivamente. Isso fica evidente comparando estes difratogramas sobrepostos, pois nesse primeiro pico de (M), em A2 e A5 estão mais intensos.

O que corrobora com estudos feitos por Araújo *et al.* (2012) e Silva (2018) que comprovaram que os depósitos de caulim da Província Pegmatítica da Borborema Seridó são essencialmente caulínicos, uma vez que não foram evidenciados picos característicos de haloisita e diquita. Uma melhor interpretação destes resultados se dá pela quantificação das fases mineralógicas através método de Refinamento de Rietveld, como mostra os resultados na Tabela 4.1.

Tabela 4.1 – Resultados da quantificação mineralógica

Composição Mineralógica	Amostras					
	A1 (Teor %)	A2 (Teor %)	A3 (Teor %)	A4 (Teor %)	A5 (Teor %)	A6 (Teor %)
Caulinita	76,2	74,1	90,3	80,5	71,9	89,3
Muscovita	4,5	4,7	2,9	3,6	4,1	2,7
Quartzo	13,3	14,0	2,0	9,7	6,5	2,9
Microclínio	5,9	7,3	4,8	6,3	7,5	5,1

Fonte: Própria do autor

O resultado da quantificação das fases determinou caulinita como principal componente das amostras estudadas, confirmando o maior percentual do argilomineral caulina nos dois produtos (amostras A3 e A6) em torno de 90%. Outro fato interessante para ser destacado é o alto teor desse mineral nas amostras de rejeito chegando a 71,9 % no rejeito grosso, é notório o grande desperdício de Caulim nestes rejeitos com o atual processo de beneficiamento.

4.1.2 Fluorescência de Raios – X

Os resultados de análise química por EDX das amostras de caulim concentrado e rejeitos beneficiados, são apresentados na Tabela 4.2.

Tabela 4.2 - Resultados de fluorescência de raios X das amostras estudadas

Composição Química (Óxido)	Amostras					
	A1 (Teor %)	A2 (Teor %)	A3 (Teor %)	A4 (Teor %)	A5 (Teor %)	A6 (Teor %)
SiO ₃	52,693	55,162	52,766	53,661	52,605	53,249
Al ₂ O ₃	44,890	41,452	45,123	42,846	43,626	45,100
K ₂ O	1,223	1,810	1,008	1,699	1,728	1,095
Fe ₂ O ₃	1,029	0,454	0,907	0,557	0,686	0,440
Outros	0,154	1,234	0,192	1,237	1,356	0,115

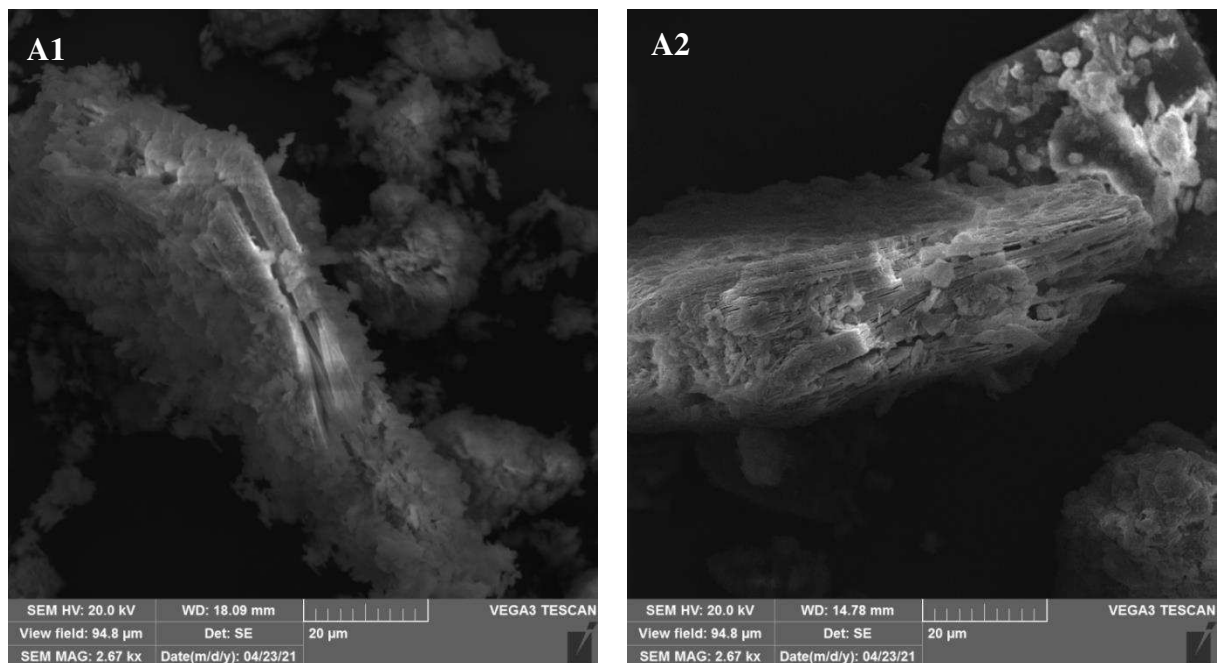
Fonte: Própria do autor

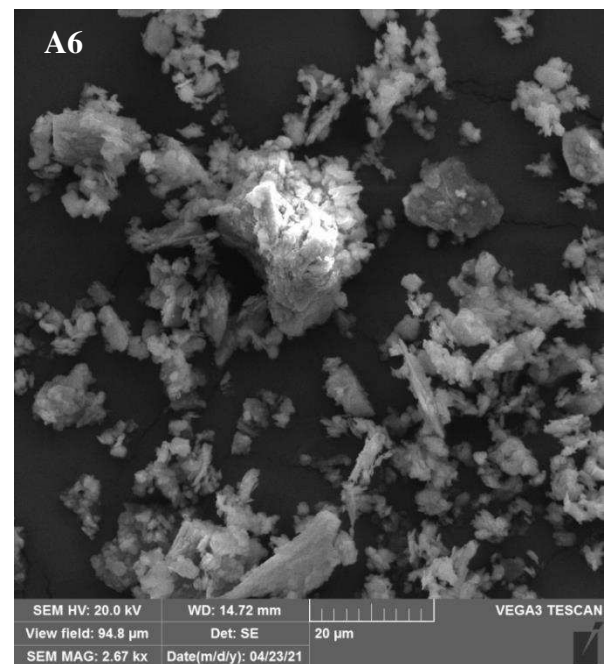
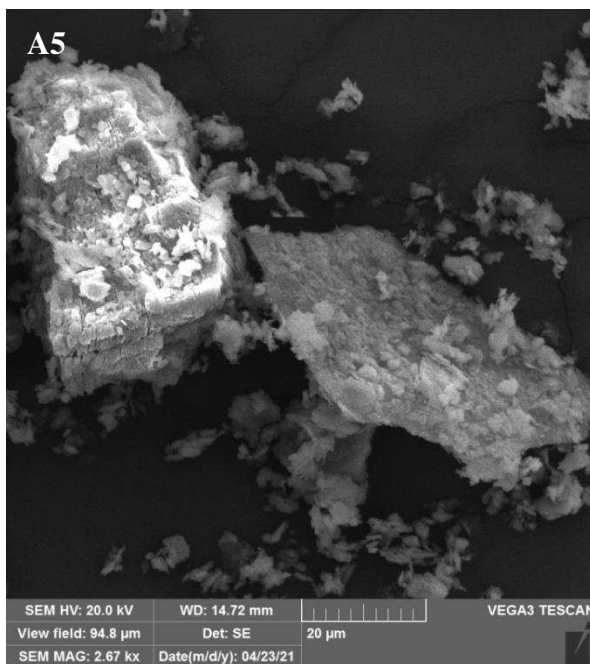
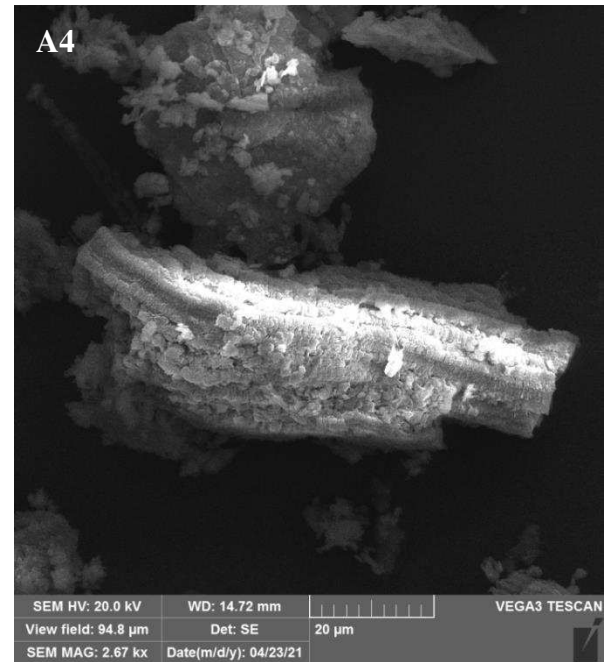
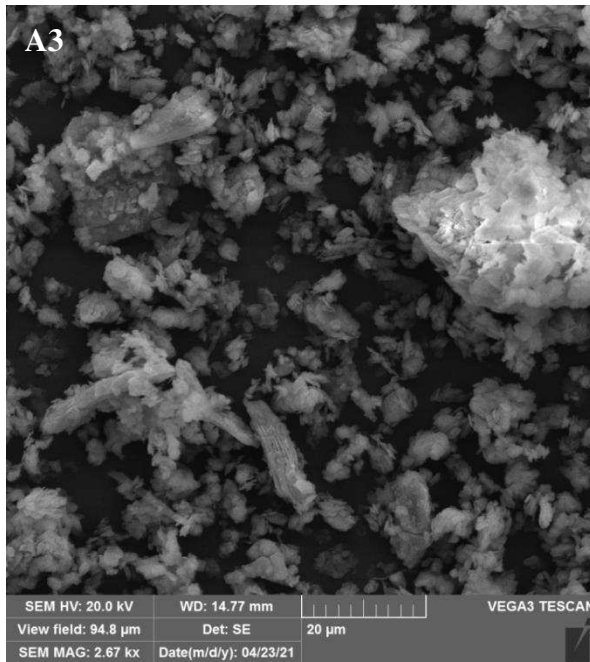
Assim como nos resultados da difratometria, as amostras apresentam composição química bastante semelhante. É possível observar teores de óxido de silício aproximados, bem como os teores óxido de alumínio, em média 43,84 %, e teores discretos de óxido de potássio e de óxidos de ferro. Todas as amostras apresentaram altos teores de Al₂O₃ e teores de SiO₃ próximos ao valor teórico, ou seja, são essencialmente de caulinita.

4.1.3 Microscopia Eletrônica de Varredura

As micrografias geradas com aumento de 2000x para as amostras estudadas estão apresentadas na Figura 4.8.

Figura 4.8 - Micrografias das amostras estudadas





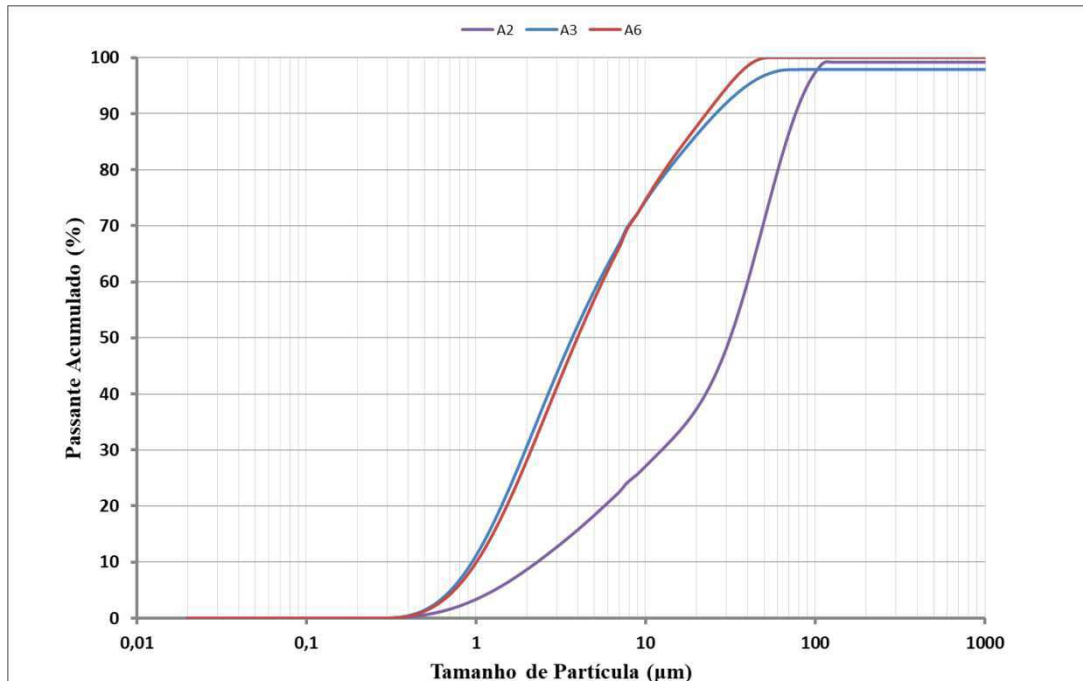
Fonte: Própria do autor

Observa-se nas amostras perfis marcadamente lamelares, em forma de pilastras, confirmando predominância do argilomineral caulinita. Diante disso, as análises das micrografias condizem com os resultados obtidos por difração de raios X para todas as amostras. O trabalho de Silva (2018) apresentou resultados semelhantes.

4.1.4 Análise da Distribuição Granulométrica

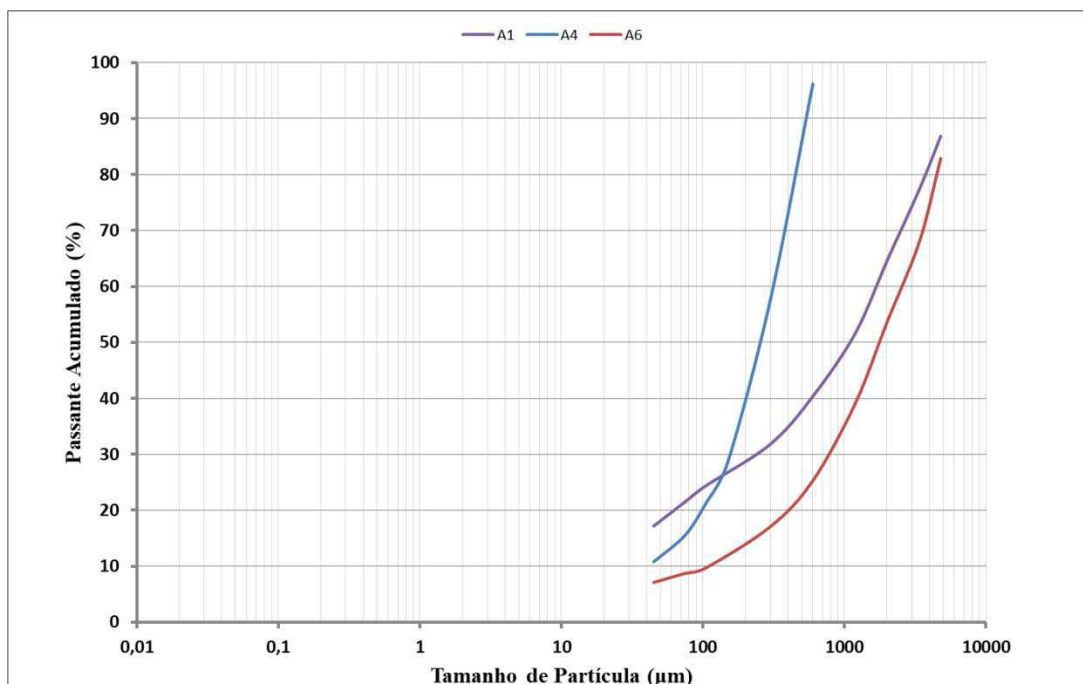
Os resultados das análises granulométricas a laser e por peneiramento estão mostrados nas Figuras 4.9 e 4.10 respectivamente.

Figura 4.9 – Curvas de distribuição granulométrica das amostras A2, A3 e A6



Fonte: Própria do autor

Figura 4.10 – Curvas de distribuição granulométrica das amostras A1, A4 e A5



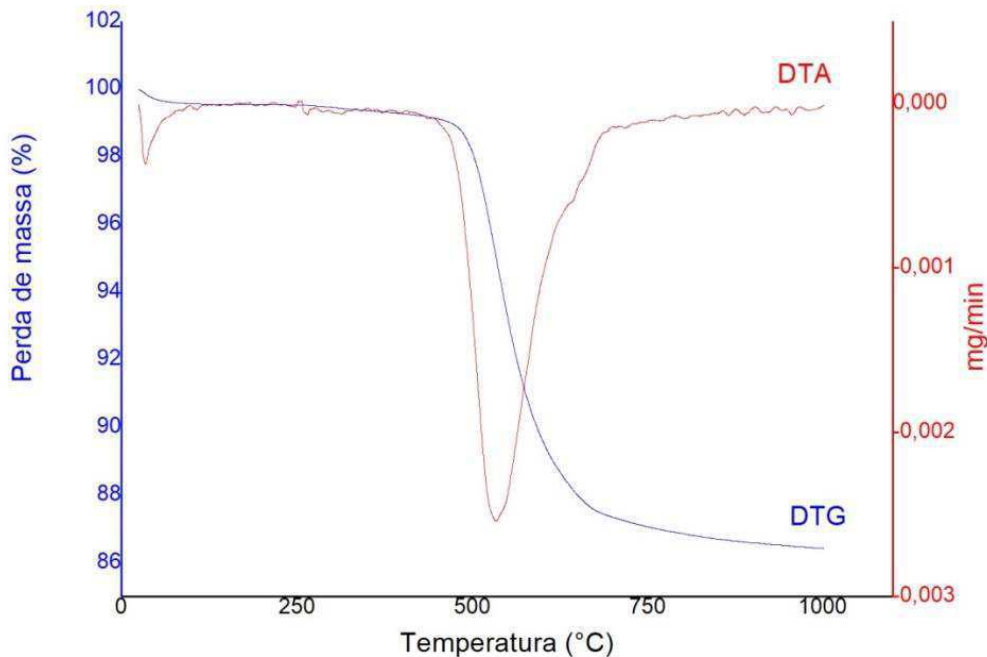
Fonte: Própria do autor

O gráfico da análise de distribuição granulométrica a laser, mostrado na Figura 4.9, apresenta uma distribuição granulométrica homogênea para todas as amostras estudadas, indicando a amostra A6 com o menor tamanho de partícula com D_{90} igual a 25,60 μm , seguida pela amostra A3 com D_{90} de 28,92 μm , o que já era esperado pelo fato dessas amostras terem passado por peneiras com aberturas finas. A amostra A2 apresentou D_{90} igual a 85,75 μm . As amostras A1, A4 e A5 tiveram sua análise granulométrica feita por peneiramento pelo fato de apresentarem uma granulometria mais grosseira. As amostras estudadas apresentam na sua maioria uma granulometria mais fina o que é característica dos depósitos de caulim primários.

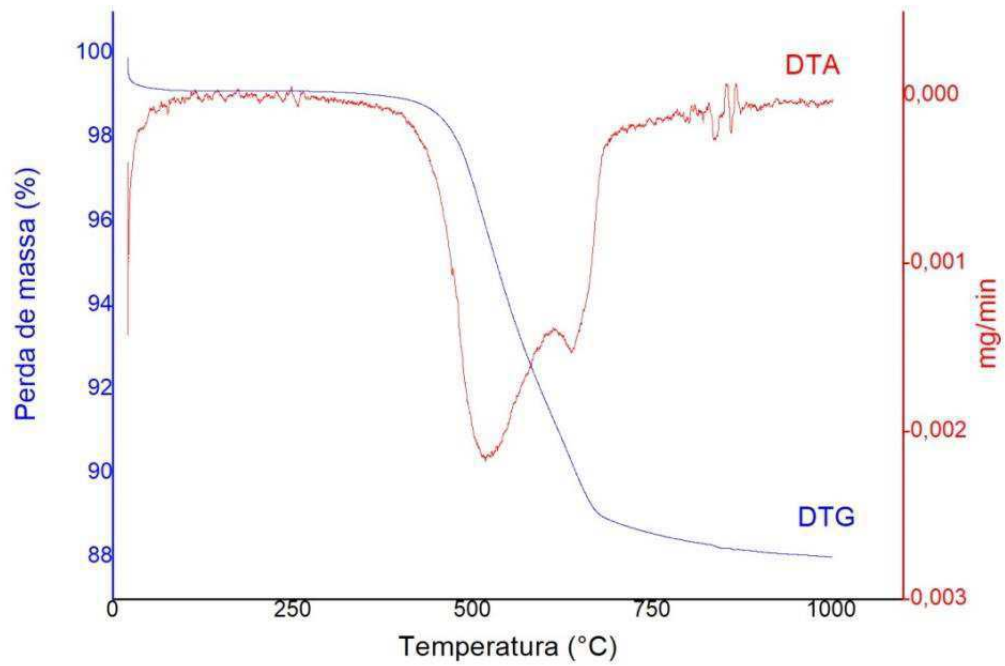
4.1.5 Análises Térmicas

Os resultados obtidos de análises térmicas, termo gravimetria e análise térmica diferencial são mostrados nas figuras 4.11 à 4.17, respectivamente. Os resultados para as análises térmicas de todas as amostras mostram a curva característica de caulim com um pico endotérmico a aproximadamente 500°C caracterizando a transformação de caulinita em metacaulinita.

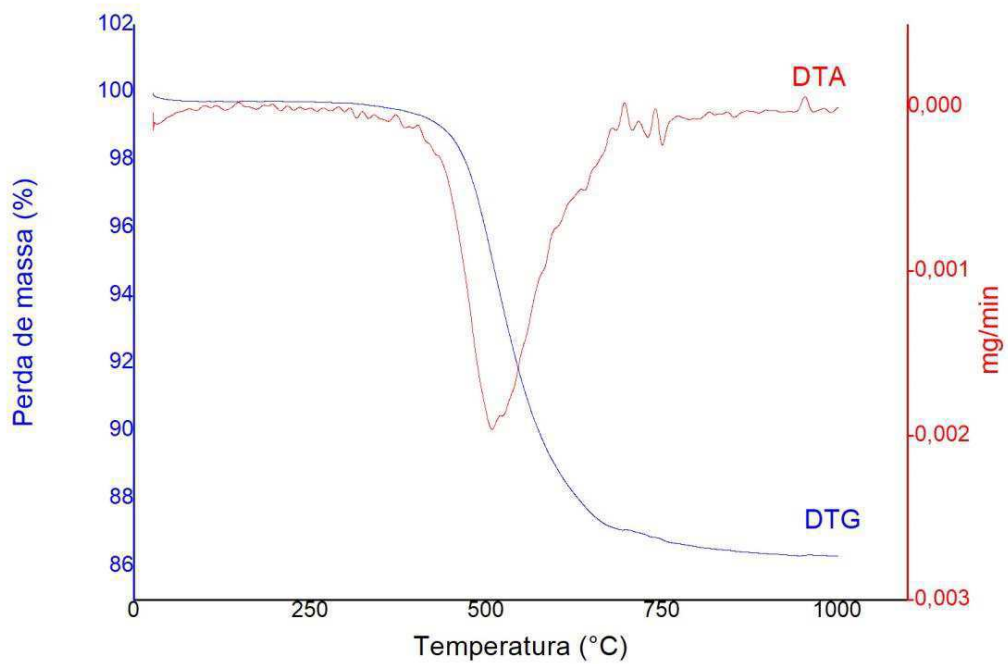
Figura 4.11 - Termograma da amostra A1



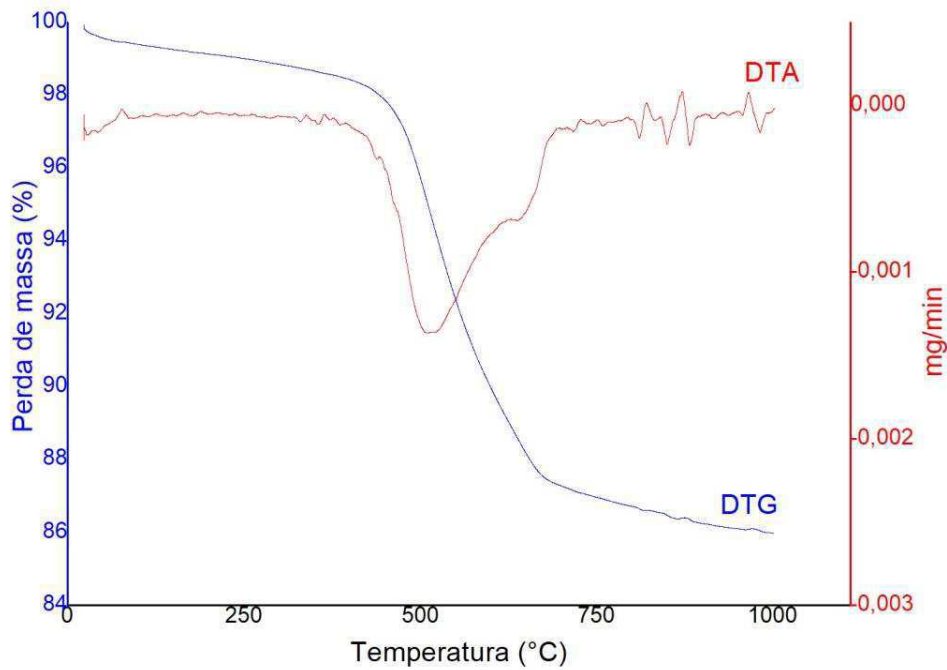
Fonte: Própria do autor

Figura 4.12 - Termograma da amostra A2

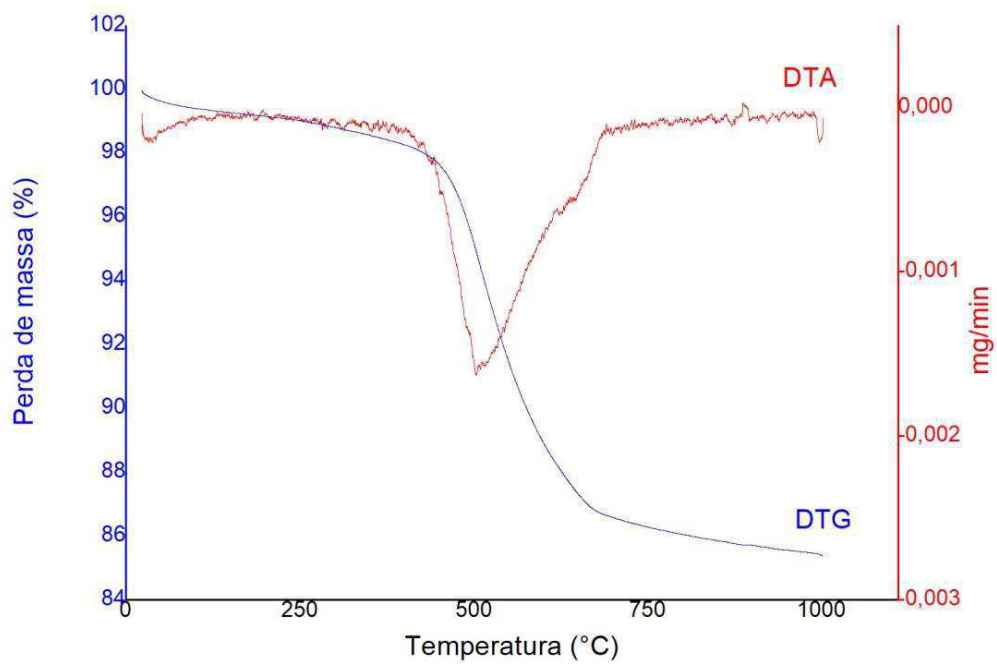
Fonte: Própria do autor

Figura 4.13 - Termograma da amostra A3

Fonte: Própria do autor

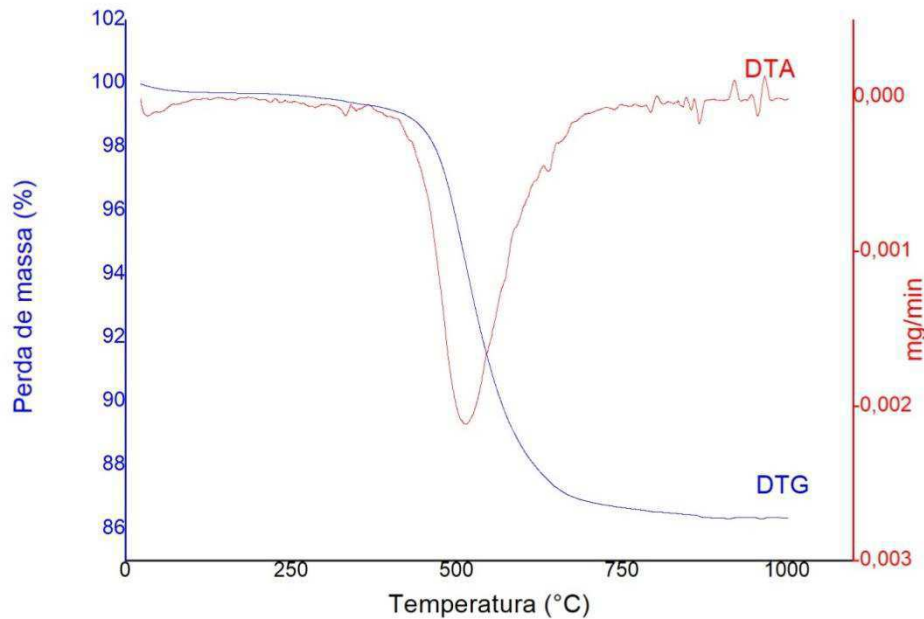
Figura 4.14 - Termograma da amostra A4

Fonte: Própria do autor

Figura 4.15 - Termograma da amostra A5

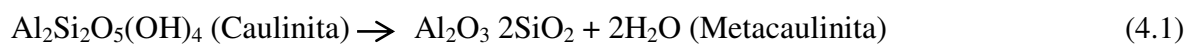
Fonte: Própria do autor

Figura 4.16 - Termograma da amostra A6



Fonte: Própria do autor

Os gráficos apresentam a análise termogravimétrica mostrando a perda de massa característica da desidroxilação da caulinita em torno de 500° C (Equação 4.1) e uma pequena perda de massa em uma faixa de temperatura mais baixa provavelmente devido à perda de água e queima da matéria orgânica, o que se mostra coerente com a literatura (OLIVEIRA *et al.*, 2010). Enquanto a curva de análise termo diferencial apresenta um pico endotérmico, provocando pelo referido evento de perda de massa.



A caulinita tem como composição química teórica de 39,50% de Al_2O_3 , 46,54% de SiO_2 e 13,96% de H_2O , no entanto, podem ser observadas pequenas variações em sua composição (CORNELIS e DUTROW, 2007). Com esses valores pode-se assumir que sua perda de massa (hidroxila estrutural) varia em torno de 13,96%.

As amostras A2 e A4 mostraram um pico endotérmico mais amplo, sugere-se que a desidroxilação da caulinita não foi homogênea nestas amostras, devido à presença de uma maior quantidade de minerais de ganga o que pode ter gerado a sobreposição das decomposições da caulinita e da moscovita ou a desidroxilação de caulinita pode ter ocorrido em duas etapas. Este resultado se mostra coerente com o reportado na literatura por Kakali *et al.* (2001) onde há sobreposição da decomposição da caulinita e alunita, assim como os dados de análise térmica da desidroxilação parcial da muscovita (GUGGENHEIM *et al.*, 1987).

4.2 Ensaios de Desagregação e Dispersão

Neste item estão apresentados os resultados dos ensaios de atrição realizados tanto pelo planejamento de Plackett-Burman, como os resultados dos ensaios para estudo das variáveis químicas.

Os resultados dos ensaios de atrição para estudo das tendências das variáveis físicas estão apresentados nas Tabelas 4.3 e 4.4. O grau de dispersão (GD) é o parâmetro utilizado para avaliar os ensaios de atrição e dispersão, quanto maior for o valor de GD, significa que mais eficaz foi a dispersão das partículas.

Tabela 4.3 – Resultados dos ensaios de atrição para amostra A1 com pH natural

Teste	% de sólidos	Tempo (min)	Velocidade de Rotação (rpm)	GD ₁ (%)	GD ₂ (%)	\overline{GD} (%)
0	20	5	100	12,42	11,14	11,78
1	40	5	100	18,14	19,19	18,67
2	20	30	100	18,99	16,80	17,80
3	20	5	1000	32,23	32,97	32,60
4	40	30	100	15,96	16,09	16,03
5	40	5	1000	41,59	41,35	41,47
6	20	30	1000	46,46	47,79	47,12
7	40	30	1000	39,69	40,48	40,09

Fonte: Própria do autor

Tabela 4.4 – Resultados dos ensaios de atrição para amostra A1 com pH 10

Teste	% de sólidos	Tempo (min)	Velocidade de Rotação (rpm)	GD ₁ (%)	GD ₂ (%)	\overline{GD} (%)
0	20	5	100	23,12	21,27	22,20
1	40	5	100	19,37	21,55	20,46
2	20	30	100	20,50	21,14	20,86
3	20	5	1000	25,19	25,80	25,49
4	40	30	100	24,26	23,27	23,77
5	40	5	1000	28,53	28,92	28,73
6	20	30	1000	36,40	37,38	36,89
7	40	30	1000	39,65	39,68	39,67

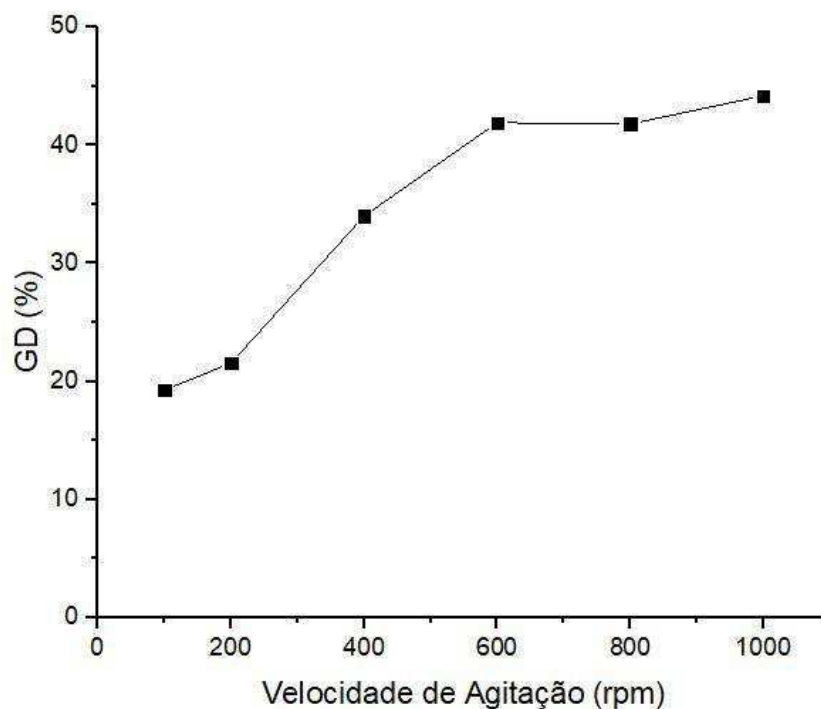
Fonte: Própria do autor

Os resultados apresentados na Tabela 4.3 indicam que as melhores condições de atrição para dispersão de caulim foi com 20% de porcentagem de sólidos na polpa, com velocidade de agitação de 1000 rpm e com tempo de agitação de 30 min, onde foi obtido o \overline{GD} igual 47,12%. Foi possível determinar que, com uma maior a velocidade de agitação, maiores valores de grau de dispersão foram obtidos. O inverso aconteceu com a porcentagem de sólidos: uma menor porcentagem de sólidos na polpa proporciona uma melhor dispersão. A variável tempo de agitação tem uma influência marcante na dispersão de caulim, visto que, com as mesmas condições citadas, houve uma diferença de 15% no valor do \overline{GD} .

A Tabela 4.4 apresenta os resultados do ensaio de atrição com pH alterado para 10, pode-se observar que os valores de grau de dispersão superaram os dos ensaios realizados em pH natural para os ensaios onde a velocidade de agitação é mínima (100 rpm), para os demais ensaios os valores de GD são bem menores, com exceção do ensaio onde todas a variáveis estão no nível máximo o grau de dispersão foi igual em ambos os casos. O erro padrão para todos os ensaios dos experimentos fatoriais de Plackett-Burman foi inferior a 5%.

Como foi determinado nos ensaios anteriores a velocidade de agitação é uma variável que influencia bastante na dispersão de caulim, neste contexto foram realizados novos ensaios para avaliar o efeito da velocidade de agitação na dispersão do caulim, como mostra a Figura 4.17.

Figura 4.17 – Efeito da variação da velocidade de agitação na dispersão de caulim



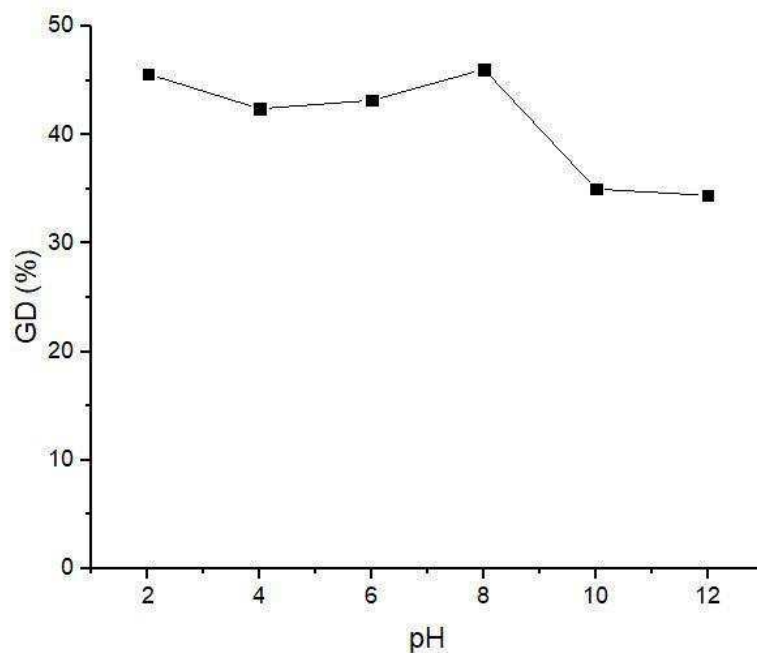
Fonte: Própria do autor

Analisando a Figura 4.17 ficou constatado que a partir de uma velocidade de agitação de 600 rpm houve um aumento significativo da dispersão das partículas de caulim e basicamente uma estabilidade desse valor, onde com 1000 rpm foi obtido o valor máximo de 44% de GD. Na pesquisa realizada por Perez (2016) constatou-se que quando essa velocidade de agitação foi aumentada para 1.500 e 2000 rpm a fração de partículas em suspensão diminuiu.

Pode-se considerar que valores de velocidade de agitação entre 500 e 1000 rpm seriam considerados ideais para dispersão de caulim, pois, para valores muito altos dessa velocidade de agitação, provavelmente, ocorreria uma rápida desagregação das partículas até um determinado ponto. Acima de 1000 rpm, as partículas de caulim, possivelmente, tenderiam, espontaneamente, a se agregar, já que seria ultrapassada a barreira energética que as mantém, em dispersão, e nessa situação, ao invés da repulsão há uma interação entre elas, devido às forças de Van der Waals, em consequência ocorreria à formação de coágulos ou agregados (LINS; ADAMIAN, 2000).

O efeito da variação do pH na dispersão de caulim está apresentado na Figura 4.18. Observa-se que os valores de GD se mantiveram praticamente estáveis numa ampla faixa de pH, variando de 2 a 8, já para valores de pH 10 e 12 os valores de grau de dispersão decresceram.

Figura 4.18 – Efeito da variação do pH na dispersão de caulim



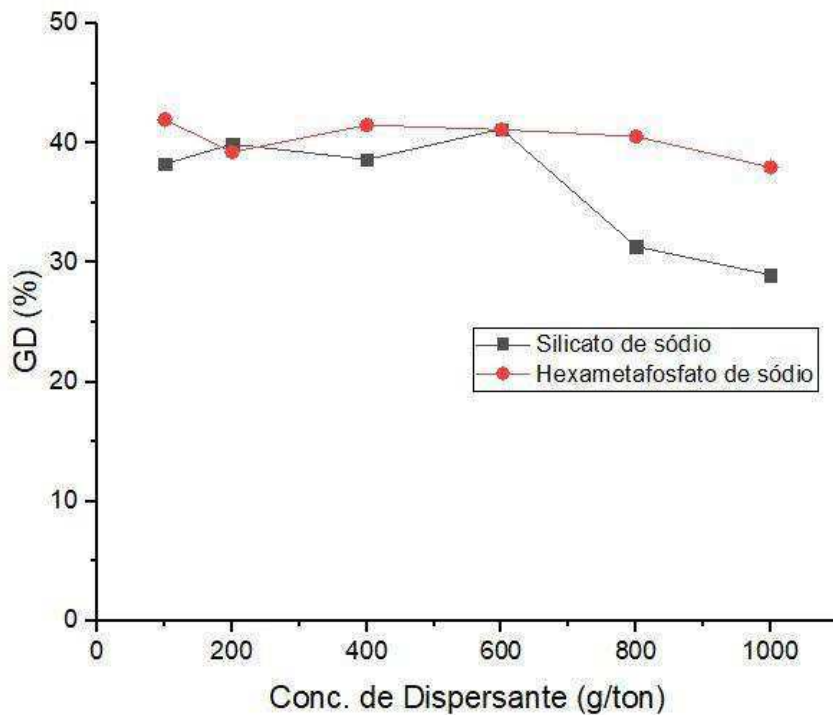
Fonte: Própria do autor

Normalmente, a superfície da caulinita é carregada positivamente para valores de pH < 3,2 e carregada negativamente para pH > 3,2. Entretanto, quando as suas partículas são fragmentadas muitas das ligações O-H são rompidas, resultando na presença de oxigênio na superfície de carga permanente negativa (LIU *et al.*, 2009). Como durante o processo de atrição pode ter havido a fragmentação de uma quantidade significativa de partículas, o que pode ter deixado a superfície das partículas de caulinita carregadas negativamente, isso justifica o GD para o pH 2 ter sido acima de 45%.

Sabendo que as ionizações são diretamente influenciadas pelo valor de pH, sendo sua capacidade de adsorção iônica diretamente relacionada com o ponto de carga zero (PCZ), que no caso do caulim é na ordem pH 3,5 (CUNHA *et al.*, 2007).

O estudo da influência da concentração de dispersantes, como também do tipo de dispersante é mostrado no gráfico da Figura 4.19. Observa-se que o uso de dispersante como hexametáfosfato de sódio e de silicato de sódio em pH natural da polpa, com tempo de 5 minutos de agitação, com velocidade de agitação de 1000 rpm não apresentaram ganhos significativos no GD do caulim, obtendo valor máximo de GD de 42%.

Figura 4.19 – Efeito da variação da concentração e do tipo de dispersante na dispersão de caulim



Fonte: Própria do autor

A adsorção ou dissociação de H^+ e OH^- é o fator dominante no mecanismo de carga na superfície caulinita. A interação entre caulinita (sólida) e os cátions/ânions (adsorbato) é tão

forte que sua adsorção apresenta características de uma reação química; ou seja, quimissorção (KIM *et al.*, 2012), o que pode justificar o fato dos dois tipos de dispersantes usados não funcionarem como esperado é por sua adsorção ser de natureza física e não formar compostos químicos com a superfície da caulinita, outrossim, estudos apontam que o uso do carbonato de sódio como regulador de pH melhora a dispersão com do hexametáfosfato de sódio (MONTE *et al.*, 2002).

O fato a ser notado é que para concentrações mais altas de dispersantes houve uma queda acentuada nos valores de grau de dispersão, tanto para o hexametáfosfato de sódio quanto para o silicato de sódio. O que pode ter acontecido é que com uma concentração muito alta dos dispersantes tenha rompido a barreira energética que as mantém em dispersão, e nessa situação, ao invés da repulsão houve uma interação entre partículas, devido às forças de Van der Waals, em consequência ocorreu à formação de coágulos ou agregados (LINS E ADAMIAN, 2000).

4.3 Ensaio de hidrociclização

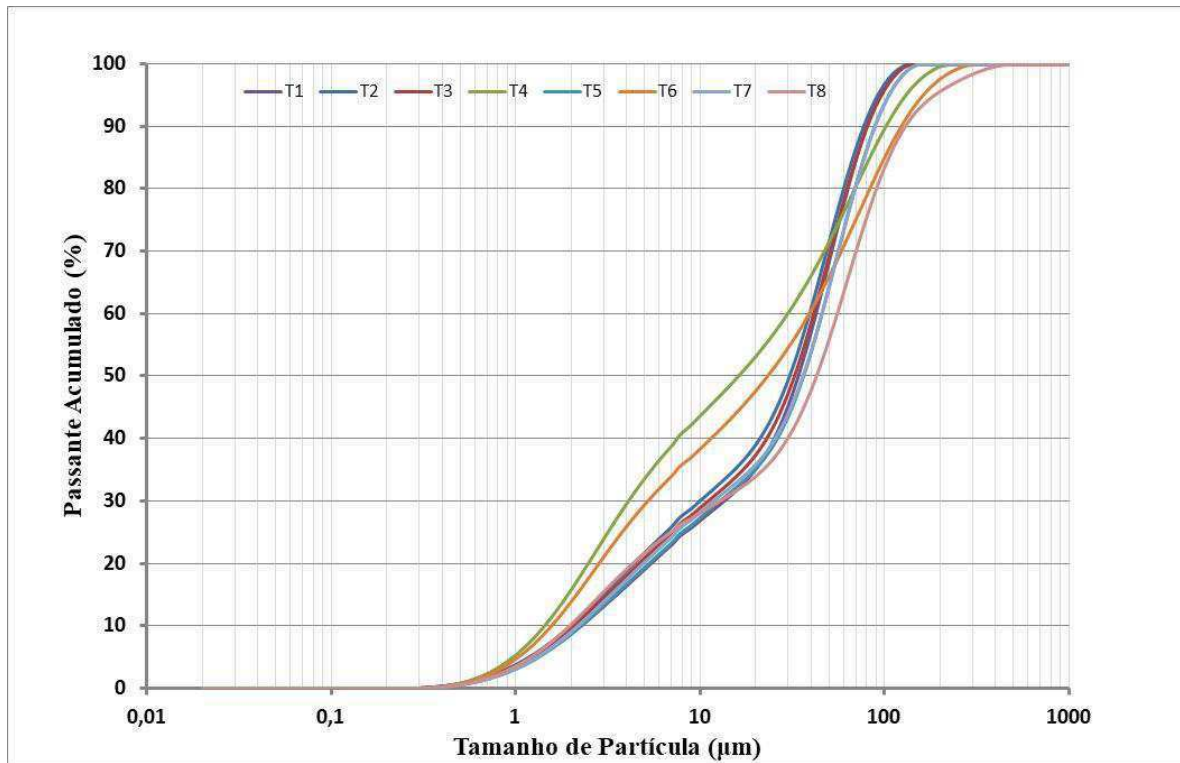
Os resultados dos ensaios de hidrociclização estão apresentados por meio de curvas de distribuição granulométrica para o *overflow* e *underflow*, nas Figuras 4.20 e 4.21, onde no eixo das abscissas estão os tamanhos das partículas em μm e, no eixo das ordenadas, estão os valores da porcentagem passante acumulada em cada faixa de tamanho. Para melhor compressão dos resultados, as variáveis estudadas em cada teste, estão representadas na Tabela 4.5.

Tabela 4.5 - Ordem de execução do Planejamento fatorial para a hidrociclização

Ordem de Execução	% de sólidos	d₅₀ (mm)	Pressão de Alimentação (kgf/cm²)
T ₁	10	0,045	0,5
T ₅	20	0,045	0,5
T ₂	10	0,712	0,5
T ₃	10	0,045	1,0
T ₆	20	0,712	0,5
T ₇	20	0,045	1,0
T ₄	10	0,712	1,0
T ₈	20	0,712	1,0

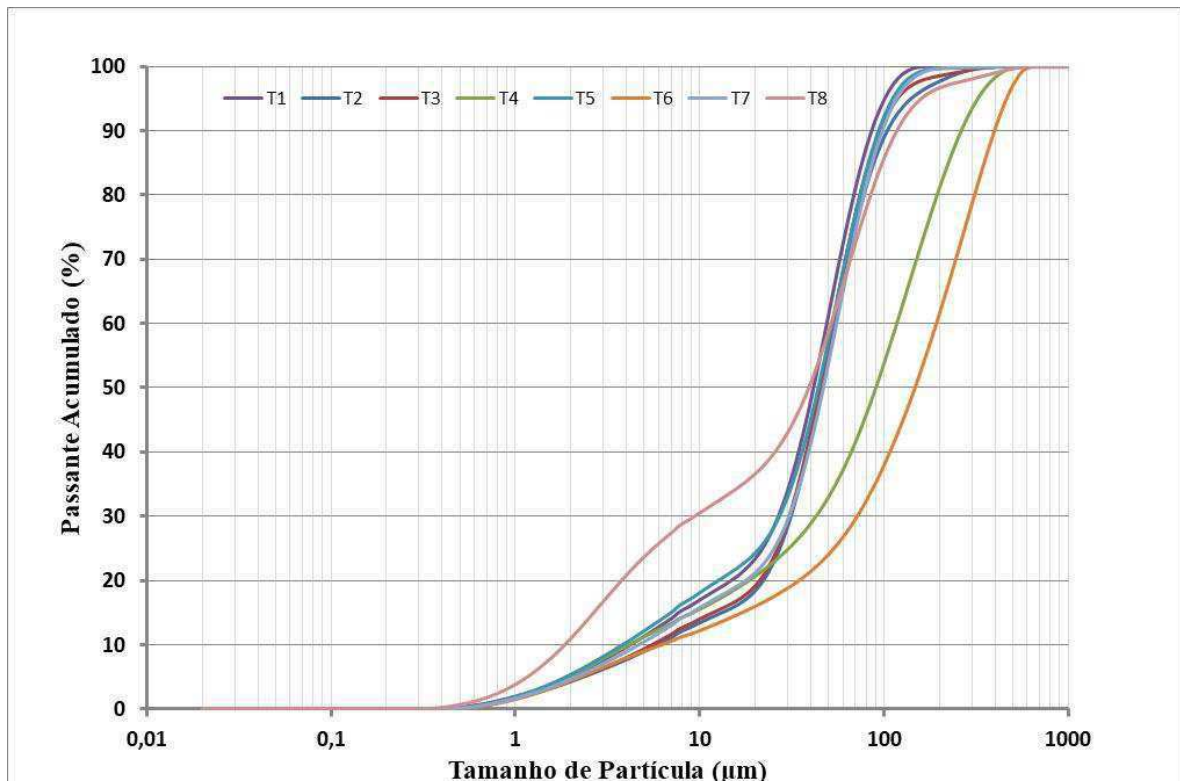
Fonte: Própria do autor

Figura 4.20 - Curva de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonação



Fonte: Própria do autor

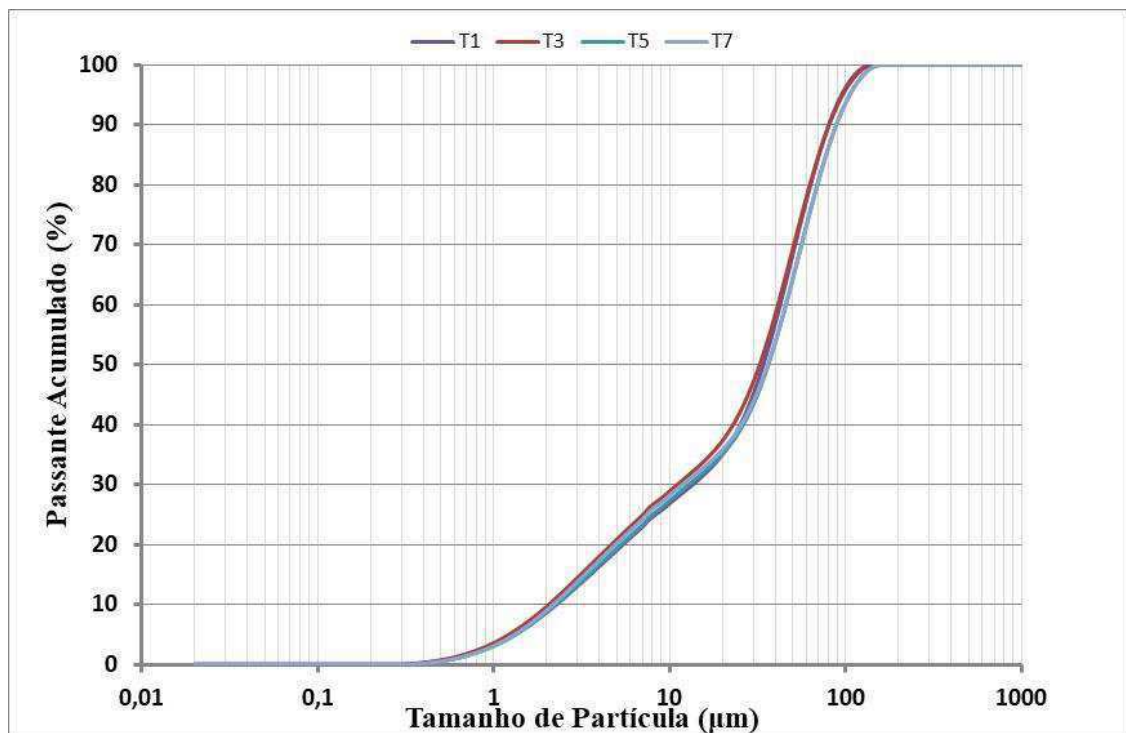
Figura 4.21 - Curva de distribuição granulométrica do *underflow* dos ensaios de hidrociclonação



Fonte: Própria do autor

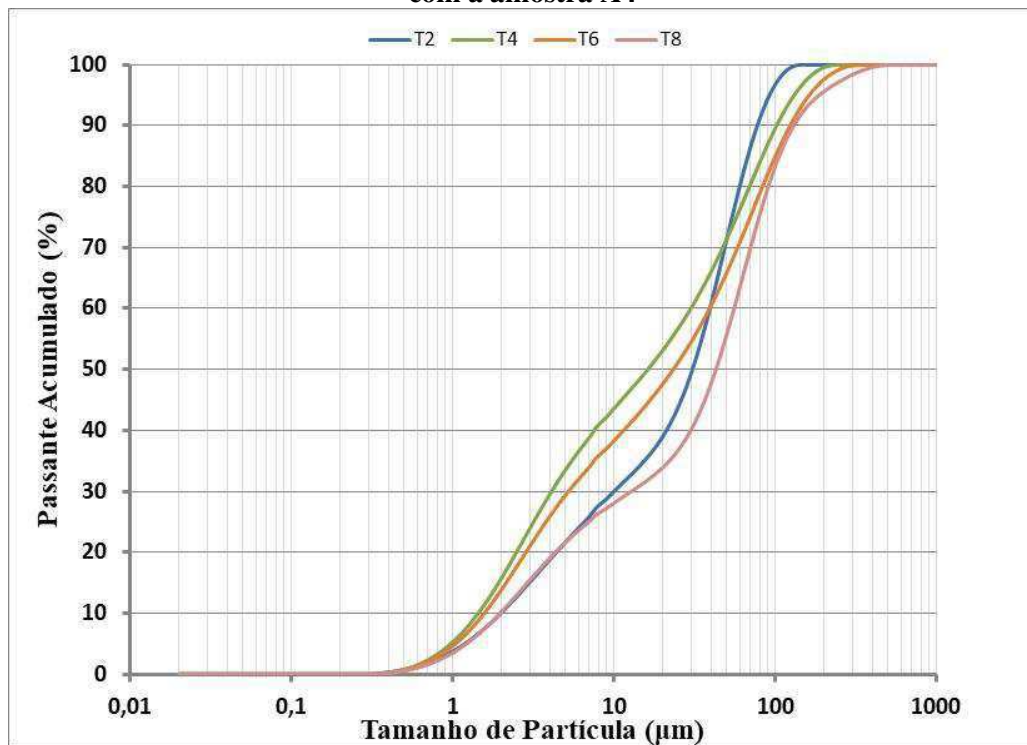
Analisando as curvas de distribuição observa-se que possuem o formato típico de “S”, sugerido por King (2001). Os ensaios T₄ e T₆ apresentaram os melhores resultados para classificação granulométrica do caulim, onde foram obtidos os menores tamanhos de partículas, supondo que haja uma maior quantidade de caulinita nesta fração. Os ensaios T₂, T₃, T₄, T₅ e T₇ apresentaram curvas de distribuição granulométricas semelhantes, já o ensaio T₈ foi o que demonstrou pior curto-circuito, contendo basicamente a mesma distribuição para o *overflow* e *underflow*, o que significa que a classificação não foi efetiva, contendo uma quantidade considerável de partículas grossas no *overflow*, como de partículas finas no *underflow*. Para avaliar a influência do tamanho da partícula na alimentação dos ensaios de hidrociclonagem as Figuras 4.22 e 4.23 representam as curvas de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonagem com a amostra A2 e A4.

Figura 4.22 - Curva de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonagem com a amostra A2



Fonte: Própria do autor

Figura 4.23 - Curva de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonagem com a amostra A4



Fonte: Própria do autor

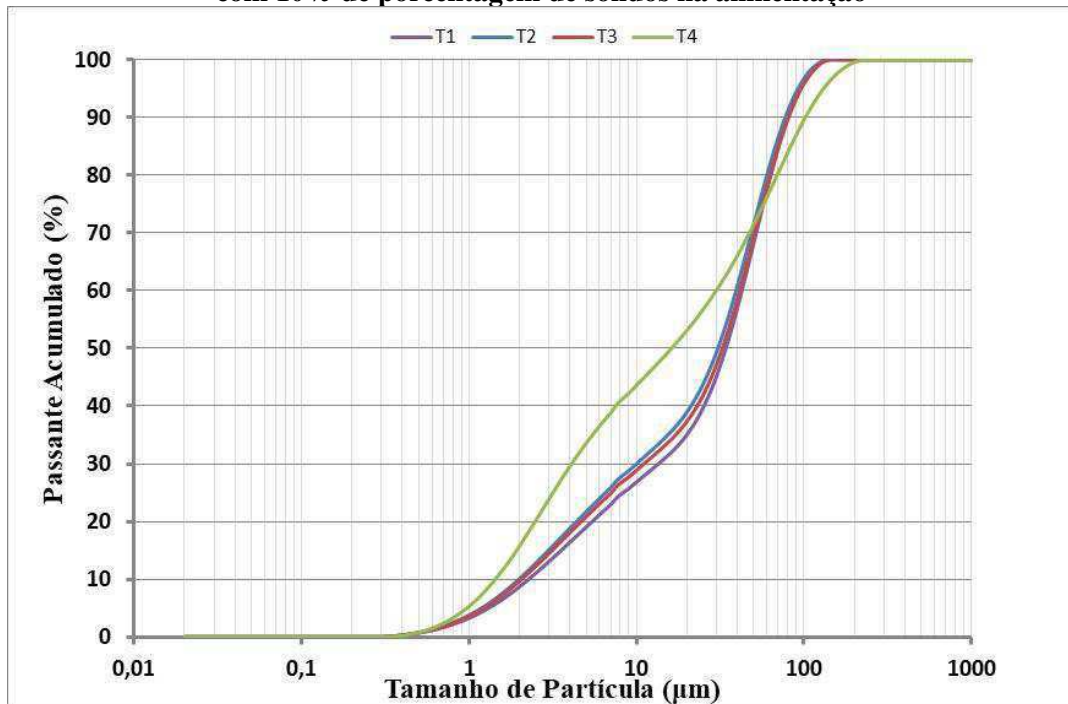
A amostra A₂ apresentou uma distribuição granulométrica no *overflow* bastante semelhante com D₅₀ médio de 41 µm para todas as variáveis estudadas, não sofreu influência do aumento da pressão de alimentação, como também da variação de porcentagem de sólidos. Enquanto a amostra A₄ apresentou melhores resultados com a pressão de alimentação de 1,0 kgf/cm² onde os testes T₄ e T₆ obtiveram D₅₀ de 18 e 26 µm respectivamente, ou seja, 50% da amostra estão bem abaixo da granulometria obtida no processo tradicional de beneficiamento do caulim com peneiras.

O efeito da variação da porcentagem de sólidos pode ser observado nas Figuras 4.24 e 4.25 que demonstram as curvas de distribuição granulométrica do *overflow* para as porcentagens de sólidos na alimentação de 10% e 20%, respectivamente. Com a amostra A4 e a pressão de 1,0 kgf/cm² foi obtido o menor valor de D₅₀ com 10% de porcentagem de sólidos.

Nota-se que há uma diminuição nos tamanhos de partículas com a redução na porcentagem de sólidos para o ensaio T4 com relação ao T6. O que corrobora com Chaves (2012), que diz que a diminuição da porcentagem de sólidos na polpa tenderá a diminuir tanto a sua densidade como a sua viscosidade, facilitando a sedimentação das partículas e diminuindo o diâmetro de corte. O aumento da concentração de sólidos na alimentação de hidrociclones quase sempre exerce um efeito negativo na eficiência destes equipamentos, que

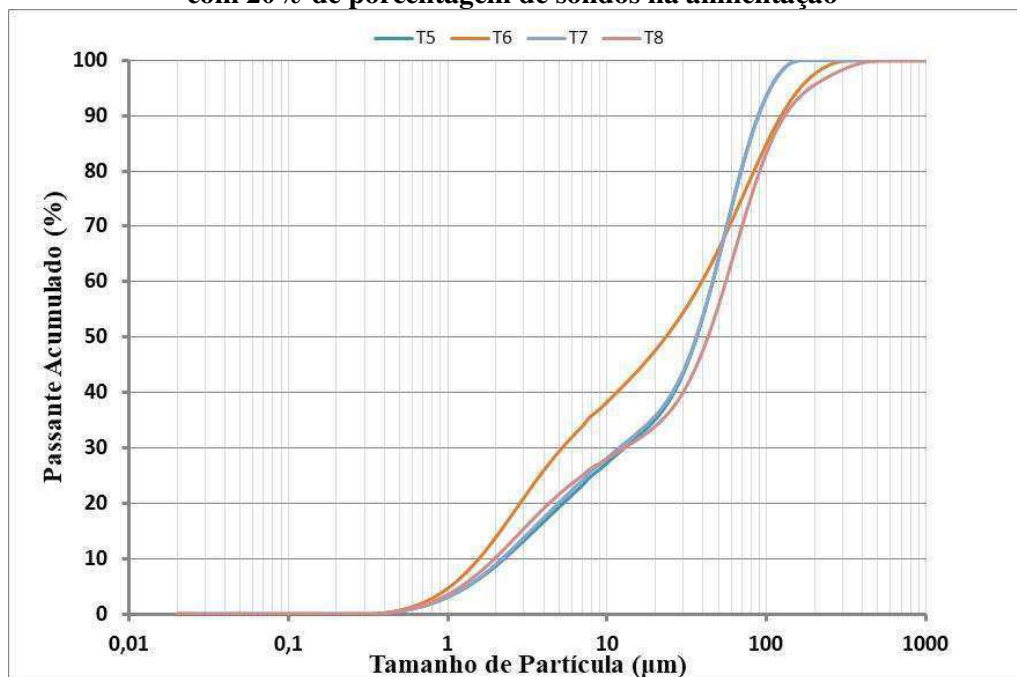
de acordo com Salvador *et al.* (2013) é o principal motivo pelo qual os processos industriais utilizam-se de suspensões muito diluídas. Para os testes com outras condições não foi possível identificar alguma influência da porcentagem de sólidos na alimentação.

Figura 4.24 - Curva de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonagem com 10% de porcentagem de sólidos na alimentação



Fonte: Própria do autor

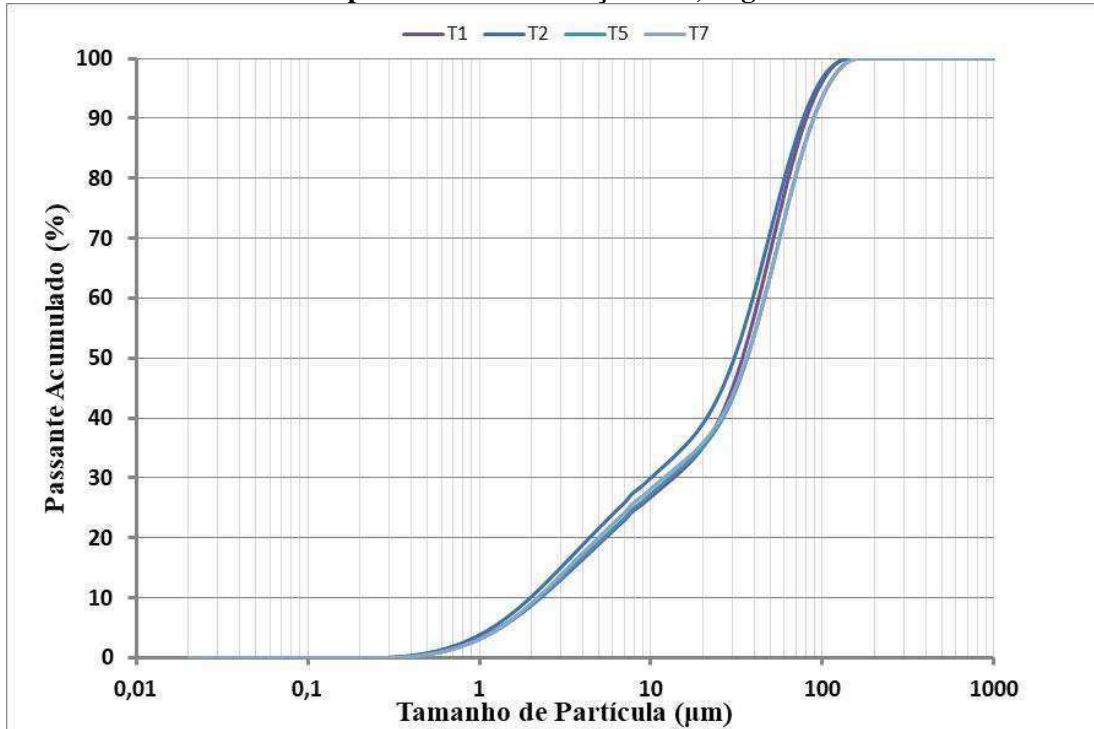
Figura 4.25 - Curva de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonagem com 20% de porcentagem de sólidos na alimentação



Fonte: Própria do autor

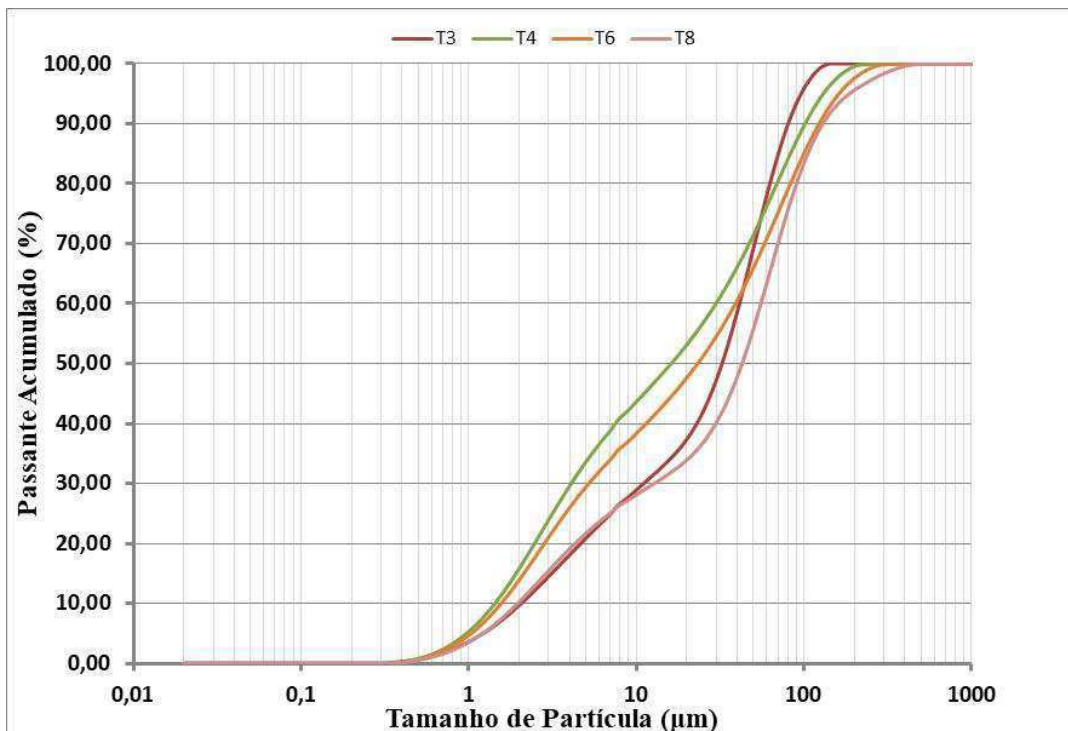
A influência da variação da pressão de alimentação nos ensaios de hidrociclonação para o *overflow* está apresentada nas Figuras 4.26 e 4.27.

Figura 4.26 - Curva de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonação com pressão de alimentação de 0,5 kgf/cm²



Fonte: Própria do autor

Figura 4.27 - Curva de distribuição granulométrica do *overflow* dos ensaios de hidrociclonação com pressão de alimentação de 1,0 kgf/cm²



Fonte: Própria do autor

Observa-se nas Figuras 4.26 e 4.27 que a pressão de alimentação em $0,5 \text{ kgf/cm}^2$ as curvas de distribuição granulométrica não sofreram alterações significativas. Já para pressão de alimentação em $1,0 \text{ kgf/cm}^2$ as curvas de distribuição granulométrica apresentaram variações com relação a outras variáveis estudadas, ressaltando que os menores valores de granulometria foram obtidos com a maior pressão de alimentação nos ensaios T₄ e T₆.

Os resultados indicam que o aumento da pressão de alimentação aumentará o campo centrífugo, resultando numa diminuição do diâmetro de corte, comportamento semelhante observado por Chaves (2012). Para melhor compreensão dos resultados foi feita a análise química por Florescência de Raios – X (FRX) para os testes T₄ e T₆, visto que estes apresentaram menores valores de granulometria. A Tabela 4.6 mostra os resultados de FRX para o *overflow* e *underflow* dos ensaios mencionados.

Tabela 4.6 – Resultado das análises de FRX para o overflow e underflow dos ensaios T₄ e T₆

Ensaio	Produto	Composição Química (Óxido)				
		SiO ₂ (Teor %)	Al ₂ O ₃ (Teor %)	K ₂ O (Teor %)	Fe ₂ O ₃ (Teor %)	Outros (Teor %)
T ₄	<i>overflow</i>	53,552	38,931	4,137	1,054	1,098
T ₄	<i>underflow</i>	60,502	32,514	4,816	1,070	1,098
T ₆	<i>overflow</i>	56,797	35,949	4,694	1,107	1,452
T ₆	<i>underflow</i>	59,809	32,872	5,015	1,126	1,178

Fonte: Própria do autor

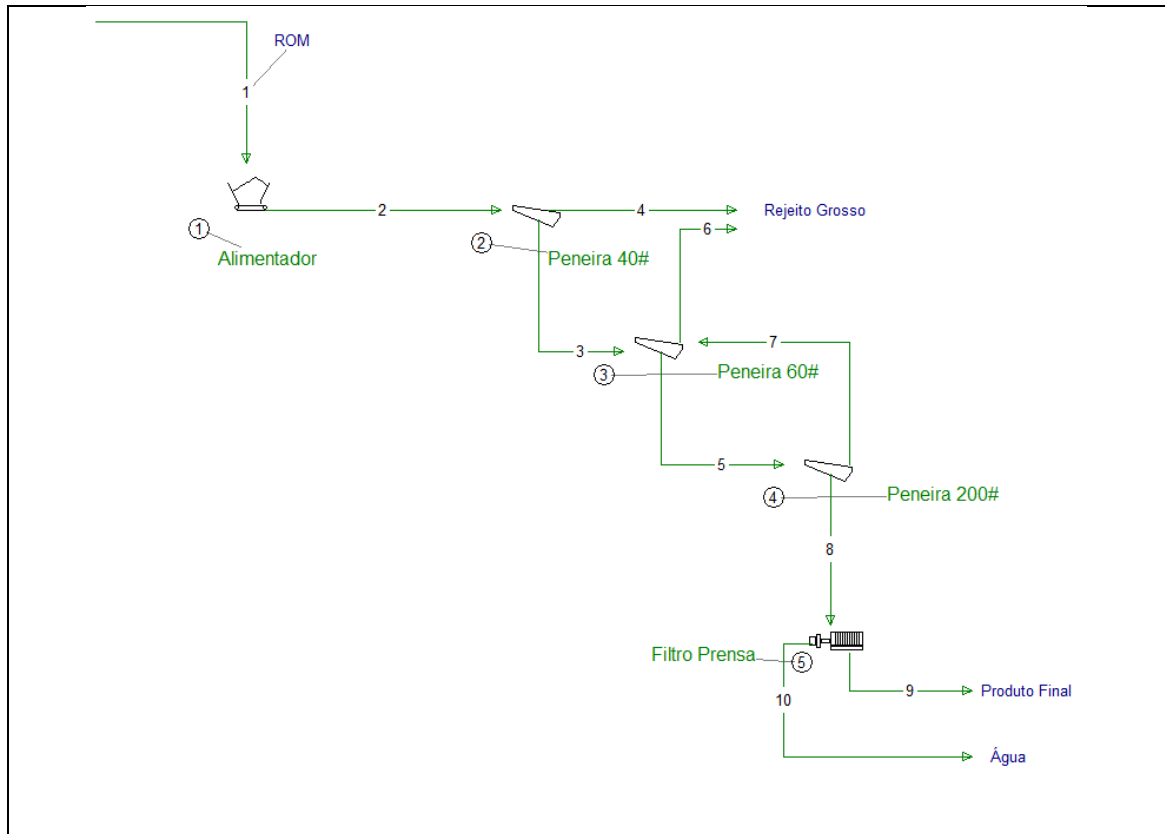
Os resultados das análises da composição química por FRX mostram que para os ensaios T₄ e T₆ os teores óxido de alumínio são maiores no *overflow* (38,9% para T₄ e 35,9% para T₆) e diminuem no *underflow*, ao contrario acontece com os teores de sílica que apresentam maiores valores no *underflow* numa média 60,1%, já no *overflow* esses valores são menores. Esses resultados podem ser considerados indicadores de que a classificação foi efetiva nestes ensaios, visto que, maiores teores de oxido de alumínio correspondem a maior presença de caulinita na amostra.

4.4 Simulação

Na Figura 4.28 está representado o fluxograma da simulação realizada para o processo industrial de beneficiamento de caulim na Mineração Noruega empresa que forneceu as

amostras para esta pesquisa. O resultado desta simulação está apresentado como curva de distribuição granulométrica na Figura 4.29.

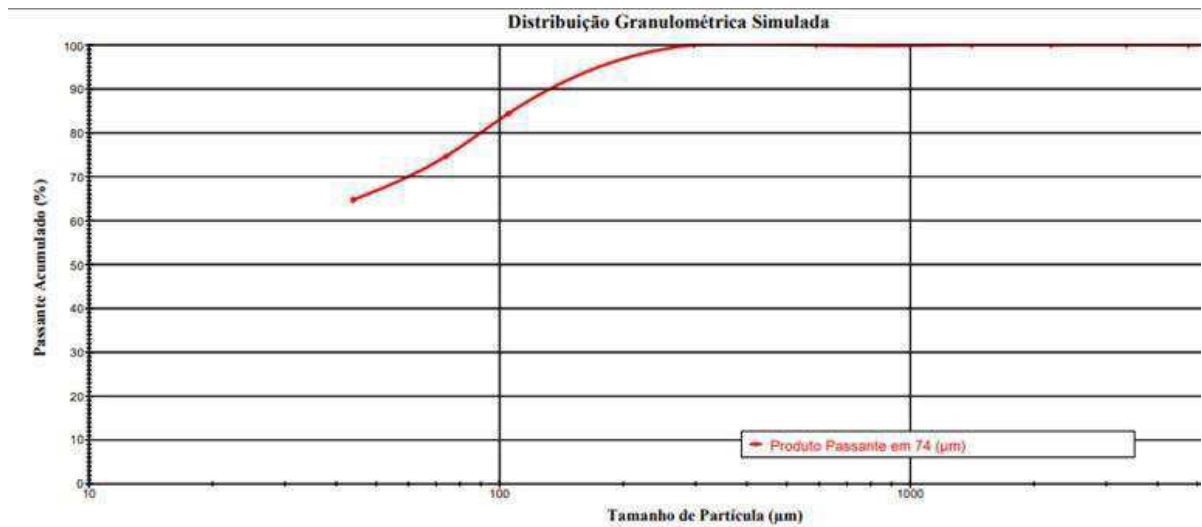
Figura 4.28 - Fluxograma da simulação realizada no *USIM PAC* do processo industrial de beneficiamento de caulim na Mineração Noruega



Fonte: Própria do autor

Apesar da falta de similaridade entre a curva da distribuição granulométrica real e da curva de distribuição granulométrica simulada, mas analisando os dados da distribuição pôde-se constatar que 80% das partículas nas duas situações estão abaixo de $74\ \mu\text{m}$, que corresponde a peneira 200 malhas. Esta diferença entre as curvas de distribuição granulométrica pode estar associada ao fato que cada análise foi realizada por métodos distintos.

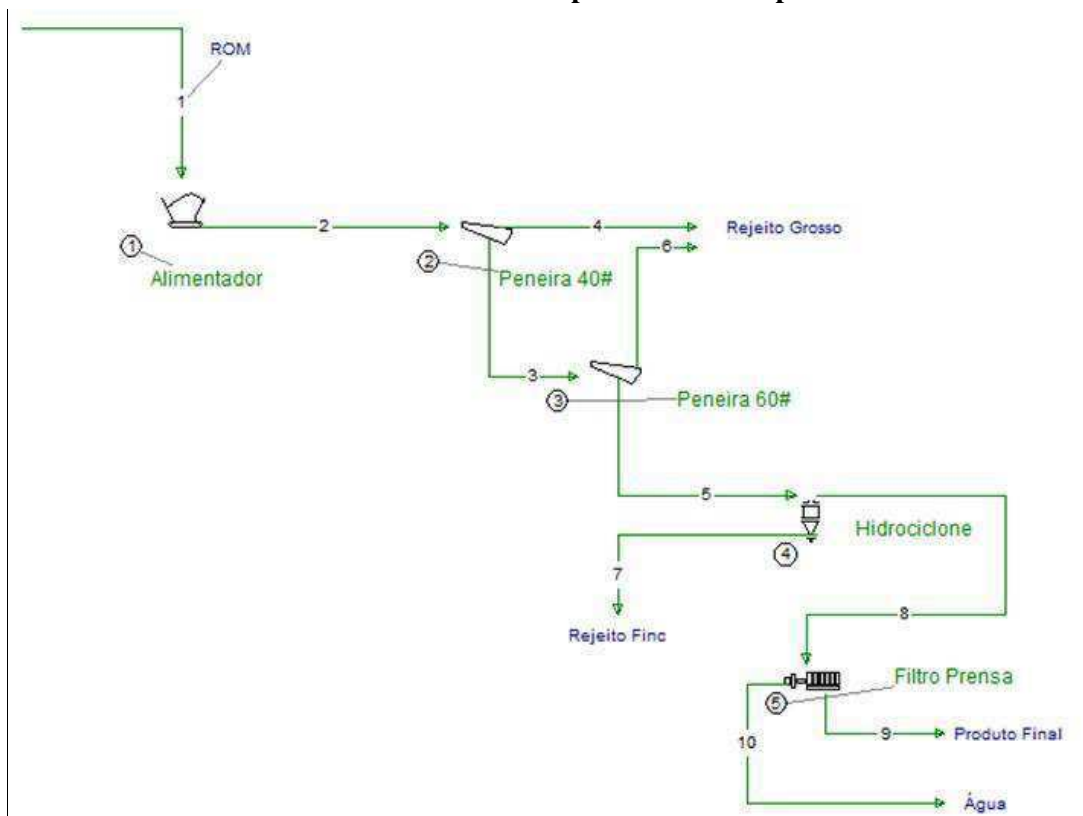
Figura 4.29 - Curva de distribuição granulométrica gerada pelo *USIM PAC* resultado da simulação do beneficiamento de Caulim



Fonte: Própria do autor

O fluxograma da simulação do beneficiamento da Mineração Noruega substituindo a peneira de 200# por hidrociclone está apresentado na Figura 4.30.

Figura 4.30 - Fluxograma proposto da simulação realizada no aplicativo *USIM PAC* para beneficiamento caulim substituindo a peneira de 200# por hidrociclones.



Fonte: Própria do autor

Os resultados da simulação usando hidrociclone estão mostrados na Tabela 4.7, onde se tem as porcentagens retidas para cada cenário de variação dos parâmetros do hidrociclone mostrados na Tabela 3.7.

Tabela 4.7 – Porcentagem retida no *overflow* e *underflow* das simulações com hidrociclone

Abertura (μm)	Simulação 2		Simulação 3		Simulação 4		Simulação 5	
	<i>Over</i>	<i>Under</i>	<i>Over</i>	<i>Under</i>	<i>Over</i>	<i>Under</i>	<i>Over</i>	<i>Under</i>
297		25%		28,8%		29,7%		30,3%
105		56,4%		65,2%		67,3%		68,7%
74	0,3%	0,6%	0,6%	0,4%	0,8%	0,2%	0,9%	0,01%
44	99,7%	18%	99,4%	5,6%	99,2%	2,8%	99,1%	0,9%

Fonte: Própria do autor

Os resultados da simulação 2 indicam que houve uma boa retenção das partículas grossas no *underflow*, porém contém 18% retido na malha 325 o que pode indicar uma ineficiência no processo de classificação. Entretanto, para os resultados da simulação 5, onde aumentou-se o valor do diâmetro do *vortex finder* apresentou uma melhor eficiência na separação, visto que, no *underflow* ficou retido apenas 1% de partículas abaixo de 44 μm . Para todas as simulações *overflow* apresentou acima de 99% passante na malha de 200, o que indica o uso promissor da classificação do caulim da Região Seridó por hidrociclone, enfatizando a importância dos parâmetros físicos do equipamento para obter uma simulação otimizada.

Capítulo 5

CONCLUSÕES E SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS

Os resultados da caracterização tecnológica para as amostras estudadas mostraram similaridade na composição química e mineralógica. Os resultados da difratometria mostraram similaridade entre os perfis de fases mineralógicas, evidenciando a presença dos minerais quartzo, muscovita, feldspato microclínio e o argilomineral caulinita como predominante. Foi possível confirmar com os resultados da quantificação que indicaram o teor de caulinita acima de 75% para todas as amostras, comprovando que nos rejeitos do beneficiamento de caulim contém uma quantidade considerável do minério.

Os resultados referentes à fluorescência de raios X mostram a composição das amostras bem próximas da composição teórica da caulinita, confirmando os resultados obtidos por DRX. As micrografias mostraram os perfis lamelares das partículas de caulinita, que determina a predominância deste mineral nas amostras, como também a similaridade na composição mineralógica e química entre as mesmas.

As análises térmicas indicam que as amostras analisadas possuem o teor de água compatível com o teórico. Dessa forma, é possível controlar as perdas de massa e as transformações das outras fases derivadas da caulinita.

A análise de distribuição granulométrica apresenta a variação entre o tamanho de partícula de cada amostra e confirma as amostras provenientes da classificação com menor tamanho de partícula como a amostra A3 e A6.

Os resultados dos ensaios de atrição demonstram que as melhores condições de atrição para dispersão de caulim se dão com 20% de porcentagem de sólidos na polpa, com velocidade de agitação de 1000 rpm e com tempo de agitação de 30 min, obtendo o \overline{GD} igual a 47,12%.

Foi possível também compreender que valores de velocidade de agitação entre 500 e 1000 rpm são considerados ideais para dispersão de caulim. Já uma menor porcentagem de sólidos na polpa proporciona uma melhor dispersão.

O efeito da variação do pH na dispersão de caulim mostrou que para pH mais alcalinos, entre 10 e 12, houve uma diminuição do grau de dispersão, enquanto que os valores de GD se mantiveram praticamente estáveis numa ampla faixa de pH, que variou de 2 à 8, em torno de 45%.

O estudo para verificar a influência da variação da concentração dispersante e do tipo de dispersante para caulim, não apresentaram resultados satisfatórios para os dispersantes estudados, o hexametáfosfato de sódio e o silicato de sódio.

Os ensaios de hidrociclonagem indicaram que o efeito da distribuição granulométrica da partícula nos testes mostrou que, para amostra A2, de menor tamanho de D_{50} , os resultados foram constantes, não houve influência dos outros parâmetros variados. Na amostra A4 os testes T_4 e T_6 obtiveram 50%, estando bem abaixo de 18 e 26 μm , respectivamente. Tal situação indica que estão bem abaixo da granulometria obtida no processo tradicional de beneficiamento do caulim com peneiras.

A influência da porcentagem de sólidos na alimentação da hidrociclonagem indica que uma menor porcentagem apresentara menores valores de distribuição granulométrica. No ensaio com a amostra A4 e a pressão de 1,0 kgf/cm² foi obtido o menor valor de D_{50} para 10% de porcentagem de sólidos.

A pressão de alimentação em 0,5 kgf/cm² as curvas de distribuição granulométrica não sofreram alterações significativas. Já para pressão de alimentação em 1,0 kgf/cm² as curvas de distribuição granulométrica apresentaram variações com relação a outras variáveis estudadas.

Os ensaios T_4 e T_6 , que apresentaram menores valores de D_{50} , e os resultados de FRX, apontaram que os teores de óxido de alumínio são maiores no *overflow* e os teores de sílica maiores no *underflow*, o que pode ser considerado indicador de que a classificação foi efetiva nestes ensaios.

Com exceção do T_8 , todos os ensaios de hidrociclonagem apresentaram D_{50} abaixo de 45 μm , o que comprova que a hidrociclonagem é eficiente na classificação do caulim da Região Seridó. É preciso ressaltar que essa assertiva leva em consideração o controle dos parâmetros operacionais e físicos do equipamento, entre eles pressão de alimentação da polpa, porcentagem de sólidos na alimentação, entre outros.

Conclui-se que a simulação do beneficiamento industrial do caulim da Mineração Noruega, embora as curvas de distribuição granulométrica do produto industrial e simulada

não tenham semelhança, os dados de distribuição, validam os resultados da simulação. Para a simulação com hidrociclone os resultados foram bastante promissores, visto que em todas as quatro simulações os valores no *overflow* passante na malha de 200 foram acima de 99%.

Portando, o processo de beneficiamento de caulim da Região Seridó pode ser melhorado e otimizado através da modificação de diversos pontos do processo, desde a inclusão de um melhor processo de desagregação utilizando células de atrição na etapa de alimentação, bem como pela substituição do método de classificação convencional por peneiras, pela classificação usando hidrociclone. Ressaltando que beneficiamento atual é ineficiente, visto a grande quantidade de Caulim que foi determinada em seus rejeitos.

Como sugestões para trabalhos futuros ficam a realização de testes em escala piloto para os ensaios de atrição e dispersão, testando outros tipos de dispersantes; como também para os ensaios de hidrociclogem, com melhor detalhamento dos resultados. Com relação à simulação que é uma ferramenta de suma importância do desenvolvimento tecnológico do processamento mineral, ainda precisa ser muito explorada, principalmente para pesquisa e otimização de processos na mineração como um todo.

REFERÊNCIAS

ALMEIDA, F.F.M.; HASUI, Y. et al. Províncias estruturais brasileiras. *In: SIMPÓSIO DE GEOGRAFIA DO NORDESTE*, 8., 1977, Campina Grande. **Anais [...]** Campina Grande/PB: SGN, 1977. p. 363-391.

ALMEIDA, K. M.; VIDAL, F. W. H. Study of the processing of the kaolin of seridó with the use of hydrocyclone. *In: JORNADA DE INICIAÇÃO CIENTÍFICA E II JORNADA DE INICIAÇÃO EM DESENVOLVIMENTO TECNOLÓGICO E INOVAÇÃO: 26 ANOS INCENTIVANDO NOVOS TALENTOS PARA O SETOR MINERAL*, 26, 2, 2018, Rio de Janeiro. **Anais [...]**. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018.

ALVES, L. P. Simulação dinâmica de processos em projetos de Usinas de beneficiamento de minérios. Monografia (Especialização em Engenharia de Recursos Minerais) – Programa Pós-graduação em Engenharia de Recursos Minerais da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2012.

ARAÚJO, A, C.; GALERY, R. Técnicas para Analisar Dispersão/Agregação. *In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA*, 12., 1987, Rio de Janeiro. **Anais [...]** Rio de Janeiro: ENTMH, 1987. p. 234-245.

ARAÚJO, I. O.; SOUZA, A. G. et al. Caracterização Química de Caulins de Junco do Seridó-PB. **Revista Cerâmica Industrial**, v. 17, n. 2. 2012.

ARAÚJO, R. V.; SOBRAL, L. G. S.; SANTOS, R. L. C. Produção de fosfato no Brasil: Complexo Mineração de Tapira / Fosfertil. *In: ENTMME*, 19., 2002, Pernambuco. **Anais [...]**. Pernambuco: CETEM, 2002.

ATAIDE, T. N.; LEANDRO, A. P. Hidrociclonação e análise granulométrica do rejeito de caulim da província pegmatítica da Borborema. *In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA*, 27., 2017, Belém/PA. **Anais [...]**. Belém/PA: ENTMME, 2017.

BALTAR, C. A. M. **Flotação no Tratamento de Minérios**. 2. ed. Recife: EDUFPE, 2010.

BANKS, J. CARSON, J.S.; NELSON, B.L. **Discrete-event System Simulation**. 2ª. ed. New Jersey: Prentice Hall, 1996.

BERALDO, J. L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. (s.i.): Edgard Blucher, São Paulo/SP, 1987.

BRANDÃO, P. R. G. Agentes Dispersantes em Meio Aquoso. Notas de aula, Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 1992.

BRASIL. DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL – DNPM. **Sumário mineral 2013**. Brasília, 2014.

BRISTOW, C. M. Kaolin paper underpins current demand. *Industrial Minerals*, p. 62-67, 1987.

BRITO NEVES, B. B.; SANTOS, E. J.; VAN SCHUMUS, W. R. Tectonic history of the Borborema Province, northeastern Brazil. *In: INTERNATIONAL GEOLOGICAL CONGRESS*, 31, 2000, Rio de Janeiro. **Anais** [...]. Rio de Janeiro: [s.i.], 2000, p. 151-182.

BROCHOT, S.; WIEGEL, R. L.; ERSAYIN, S.; TOUZE, S. "**Modeling and Simulation of Comminution Circuits with USIM PAC**", *Advances in Comminution*, Ed. S.K. Kawatra, SME, pp. 495-511, 2006.

BULATOVIC, S. M. *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice*. Amsterdam: Elsevier Science, 2007.

CECILIANO, W. R. A. Aplicação de um método de simulação-otimização na cadeia produtiva de minério de ferro. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Sistemas Logísticos) – Programa de Pós-graduação em Engenharia de Transportes da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2007.

CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. 3ª. ed., São Paulo: Signus Editora, 2007.

CHAVES, A. P. **Teoria e prática do tratamento de minérios: bombeamento de polpa e classificação**. 4ª. ed. São Paulo: Oficina de textos, 2012.

CHAVES, A. P.; LEAL FILHO, L. S.; BRAGA, P. F. A. Flotação. *In: Tratamento de Minérios*, 6ª edição, Capítulo 10, CETEM, RJ, 2019.

CHENG, H.; ZHANG, S.; LIU, Q. et al. The molecular structure of kaolinite-potassium acetate intercalation complexes: A combined experimentql and molecular dynamic simulation study. **Applied Clay Science**, China, v. 116-117, p. 273-280, 2015.

CORNELIS. K.; DUTROW, B. **Mineral Science**. John Wiley & Sons, Nova Jersey, 2007.

CORREIA, J. C. G.; COUTO, H. J. B. Classificação e Peneiramento, *In: Tratamento de Minérios*, 6ª edição, Capítulo 5, CETEM, RJ, 2019.

CROZIER, R. D. **Flotation: Theory, Reagents and Ore Testing**. Pergamon Press, Nova York, 1992.

CUNHA, F. O.; TOREM, M. L.; D'ABREU, J. C. A Influência do pH na reologia de polpas de caulim. **Revista Escola de minas**, Ouro Preto, v. 60, n. 3, p. 505-511. 2007.

DEDAVID, B. A.; GOMES, C. I.; MACHADO, G. **Microscopia Eletrônica de Varredura: aplicações e preparação de amostras**. Porto Alegre: EDIPUCRS, 2007.

EBERT, H. The Precambrian geology of the “Borborema” – Belt (States of Paraíba and Rio Grande do Norte; northeastern Brazil) and origin of its mineral provinces. **International Journal of Earth Sciences**, Nova Jersey, ano 59, p. 1292-1326, 1970.

FIALHO, F. B. Sistemas de apoio à decisão na produção de suínos e aves. *In: REUNIÃO DA SOCIEDADE BRASILEIRA DE ZOOTECNIA*, 36., Porto Alegre, 1999. **Anais** [...] Porto Alegre: SBZ, 1999.

FLORÊNCIO, R.V.S.; SELMO, S.M.S. Estudo comparativo de granulometria a laser para fins da reciclagem de resíduos de construção e demolição. 17º CBECIMat - Congresso Brasileiro de Engenharia e Ciência dos Materiais, Foz do Iguaçu/PR, 2006.

FORTES, F. F.; RODRIGUES, O. M. S. et al. Influence of attrition variables on iron ore flotation. **Rem, Int. Eng. J.**, Ouro Preto/MG, v. 71, n. 1. 2018.

FUERSTENAU, M. C.; PALMER, B. R. Anionic flotation of oxides and silicates. *In: Flotation A. M. Gaudin Memorial Volume*. New York: AIME, vol.1, cap. 7, 1976.

GOMES, M. A. Caracterização tecnológica no aproveitamento do rejeito de minério de ferro. (Mestrado em Engenharia Mineral), Programa de Pós-graduação da UFOP, Ouro Preto/MG, 2009.

GONÇALVES, P. S. Influência do caulim nas características reológicas de esmaltes cerâmicos. Dissertação (Mestrado em Ciências na Área de Tecnologia Nuclear – Materiais), Universidade de São Paulo, São Paulo, 2003.

GONTIJO, M. D. Simulação e Otimização de Circuito de Flotação. **Revista Científica Multidisciplinar Núcleo do Conhecimento**, São Paulo, ano 03, v. 4, n. 7, p. 130-137. 2018.

GUGGENHEIM, S.; CHANG, Y.; KOSTER VAN GROOS, A. F. Muscovite dehydroxylation: High-temperature studies. **American Mineralogist**, v. 72, p. 537-550, 1987.

HIEMENZ, P. C.; RAJAGOPALAN, R. **Principles of Colloid and Surface Chemistry**, 3ª ed. New York: Marcel Dekker, 1997.

HUERTAS, F. J.; CHOU, L. C.; WOLLAST, R. Mechanism of kaolinite dissolution at room temperature and pressure: Part I: surface speciation. **Geochimica et Cosmochimica Acta**, v. 62, n. 3. 1998.

JARDIM DE SÁ, E. F. A Faixa Seridó (Província Borborema, NE do Brasil) e o seu significado geodinâmico na Cadeia Brasileira/Pan-Africana. Tese (Doutorado em Geociências). Programa de Pós-graduação em Geociências, Universidade de Brasília, Brasília, 1994.

KAKALI, G.; PERRAKI, T.; TSIVILIS, S.; BADOGIANNIS, E. Thermal treatment of kaolin: the effect of mineralogy on the pozzolanic activity. **Applied Clay Science**, v. 20(1-2), p.73–80. 2001.

KARRA, V. K. Development of a model for predicting the screening performance of a vibrating screen. *CIM Bulletin*, 1979.

KELSALL, D.F. A further study of hydraulic cyclone. **Chemical Engineering Science**, v. 2, p. 254-273. 1953.

KIM, H.; PHENRAT, T.; TILTON, R. D. et al. Effect of kaolinite, silica fines and pH on transport of polymer-modified zero valent iron nano-particles in heterogeneous porous media. **Journal of Colloid and Interface Science**, v. 370, p. 1-10. 2012.

KING, R. P. **Modelling and Simulation of Mineral Processing Systems**. Oxford: Butterworth Heinemann, 2001.

KISSA, E. **Dispersions**: characterization, testing and measurement. New York: Marcel Dekker, Surfactant Science Series, vol. 84, 1999.

LEJA, J. **Surface Chemistry of Froth Flotation**. New York: Plenum Press, 1982.

LINS, F. F.; ADAMIAN, R. **Minerais Coloidais, Teoria DLVO Estendida e Forças Estruturais**, Série Tecnologia Mineral, Nº 78, CETEM/MCTI, Rio de Janeiro, RJ, 2000.

LIU, C.; HU, Y.; CAO, X. Substituent effects in kaolinite flotation using d: odecyl tertiary amines. **Minerals Engineering**, v. 22, p. 849-852. 2009.

LUZ, A. B. da; LINS, F. A. F. **Areia Industrial**. Rio de Janeiro: CETEM, 2008.

LUZ, A. B.; CAMPOS, A. R. et al. Argila - Caulim. *In*: LUZ A. B.; LINS F. F. **Rochas e minerais industriais do Nordeste**: usos e especificações. 2. ed. Rio de Janeiro, CETEM, 2008. p. 256-290.

LUZ, A. B.; LIMA, R. M. F. Caracterização tecnológica de caulim para a indústria de papel. Série Tecnologia Mineral n. 48, CETEM, Rio de Janeiro, 1991.

LYNCH, A. J.; RAO, T. C. Digital computer simulation of comminution systems – Comm. *In*: Min. Metall. Cong., 8., 1965, Austrália. **Anais** [...] Austrália: [s.i.], 1965.

LYNCH, A. J.; MARRISON, R. D. **Simulation in mineral processing**: history, present status and possibilities. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy. Africa do Sul, 1999.

MACHACA, Y. Y. Modelagem matemática da classificação de polpas de fosfato e bauxina em hidrociclones. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Materiais) – Programa de Pós-graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 2010.

MARTINS, M. A. S.; MIRANDA R. C.; CARVALHO F. J. S. Simulação Dinâmica para Verificação dos Ganhos com a Implantação de Controle Avançado de Processo para um Processo de Separação Magnética. *In*: 39º SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO E MATÉRIAS-PRIMAS, 39., Ouro Preto/MG. **Anais** [...] Ouro Preto/MG: [s.i.], 2009.

MARTIRES, R. A. C.; SILVA, R. F. **Caulim**. Sumário Mineral/DNPM, 2008.

MEDEIROS, A. R. S. Importância do tamanho da cadeia do coletor na flotação de finos. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral). Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2014.

MELO JÚNIOR, A. S. Análise quantitativa do material particulado na região de campinas através das técnicas de microfluorescência de raios-X e reflexão total usando radiação síncrotron. Tese (Doutorado em Química) – UNICAMP, Campinas/SP, 2007.

MIRANDA, R. C.; SILVA, K. C. et al. **A Simulação dinâmica para análise de confiabilidade de um processo de beneficiamento de minério de ferro.** p. 666-671. *In: SEMINÁRIO DE REDUÇÃO/ 17º MINÉRIO DE FERRO/ 4º AGLOMERAÇÃO*, 46., 2016, Rio de Janeiro/RJ. **Anais** [...] Rio de Janeiro: [s.i.], 2016. p. 666-671.

MONTE, M. B. M.; CARVALHO, E. A. et al. Caulim da Amazônia S. A. – CADAM. *In: Usina de Beneficiamento de Minérios do Brasil*, CETEM, Rio de Janeiro, 2002.

MORAES, M. L. V. N. de. Utilização do resíduo do caulim na produção de piso cerâmico tipo porcelanato, Natal –RN. Tese (Doutorado em...) – Universidade Federal do Rio Grande do Norte, Natal, 2007.

MOSEF, Y. *Complex Simulation Systems – Society of Computer Simulation – Ghent*, 1997.

MULAR, A. L. Size separation. *In: FUERSTENAU, M. C. Han, K. N. Principles of mineral processing.* Littleton/USA: SME, 2003.

MURRAY, H. H.; KELLER, W. Kaolins, kaolins, and kaolins. *In: MURRAY, H.; BUNDY, W.; HARVEY, C. Kaolin Genesis and Utilization.* New York: The Clay Minerals Society, 1993. p. 1-24.

OLIVEIRA, O. M.; ZANDONADI, A. R. et al. Caracterização de uma argila de vitória da conquista – Bahia, por análise térmica. *CBECIMAT*, 19., 2010, Campos do Jordão/SP. **Anais** [...] Campos do Jordão/SP: CBECIMAT, 2010.

PEGDEN, C. D.; SHANNON, R. E.; SADOWSKI, R. P. *Introduction to Simulation Using - SIMAN*, McGraw-Hill, Nova York, USA. v. 2. 1990.

PERES, A. E. C.; COELHO, E. M. et al. Flotação, espessamento, deslamagem e floculação seletiva. *In: COELHO, E. M. Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia: In Memoriam Prof. Paulo Abib Andery.* Recife: ITEP-CNPq, 1980.

PEREZ, D. S. Estudo do processo de atrição de partículas visando aplicação na desagregação de caulim no município de Equador/RN. Monografia (Graduação em Engenharia de Minas), UFCG, Campina Grande, 2016.

PETTENDORFER, E. P. O Efeito de dispersantes na reologia de polpas de caulim para a Indústria de Papel. Rio de Janeiro: DCMM/PUC-Rio, 1999.

PLITT, L. R. A mathematical model of the hydrocyclone classifier. **CIM Bulletin**, Edmonton/CA, v. 69, n. 776, p. 114-123. 1976.

PRASAD, M. S.; REID, K. J.; MURRAY, H. H. Kaolin: Processing, properties and applications. **Applied Clay Science**, v. 6, p. 87-119. 1991.

QUEIROZ, L. A. Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos. 2003. 117 p. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2003.

RIBEIRO, M. C.; CUNHA, M.V.; OLIVEIRA, M. S. Efeito de variáveis operacionais no corte de um hidrociclone. *In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA*, 26., 2015, Poços de Caldas-MG. **Anais [...]** Poços de Caldas/MG: XXVI ENTMME, 2015.

SABEDOT, S.; SAMPAIO, C. H. Aplicação de um processo de atrição para otimizar a recuperação de concentrados de zircão. *In: SOUTHERN HEMISPHERE MEETING ON MINERAL TECHNOLOGY/VI/XVIII*, 7/18., Rio de Janeiro. **Anais [...]** Rio de Janeiro: CETEM, 2001, p. 7982.

SALVADOR, F. F. et al. Influência da concentração volumétrica na alimentação de hidrociclones filtrantes. *In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA & VIII MEETING OF THE SOUTHERN HEMISPHERE ON MINERAL TECHNOLOGY*, 25, 7., 2013, Goiânia/GO. **Anais [...]** Goiânia/GO: ENTMME/MSHMT, 2013.

SAMPAIO J. A.; OLIVEIRA G. P.; SILVA A. O. Ensaio de classificação em Hidrociclone. *In: CETEM. Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais*. CETEM: Rio de Janeiro, 2007.

SANTANA, V. L. Beneficiamento de Caulim na Região do Junco do Seridó/PB e Equador/RN e Classificação de Partículas em Hidrociclone. Dissertação (Mestrado em Exploração Petrolífera e Mineral) – Universidade Federal de Campina Grande, Campina Grande/PB, 2017.

SANTOS, W. K. Rotas de processo para concentração de minérios itabiríticos e hematíticos da Mina de Fábrica. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, UFMG, Belo Horizonte/MG, 2009.

SCHRIBER, T. J. *Simulation Using GPSS*. Ed. Ft. Belvoir Defense Technical Information, Wiley, Nova York, USA, 1974.

SCHUWRZ, S.; RICHADSON, J. M. MODELING AND SIMULATION OF MINERAL PROCESSING CIRCUITS USING JKSIMMET AND JKSIMFLOAT. SME Annual Meeting, Denver, Australia, 2013.

SCORZELLI, R. B.; BERTOLINO, L. C. et al. Spectroscopy studies of kaolin from different Brazilian regions. **Clay Minerals**, Cambridge/GB, v. 43, [s.i.], 2008.

SECOM. **Manual do equipamento**. Disponível em: <https://semcoequipamentos.com.br/equipamentos/celula-de-atricao/>. Acesso em: 08 dez. 2020.

SHAW, D. J. **Introduction to colloid and surface chemistry**. 4. ed. Oxford: Butterworth-Heinemann, 1992.

SILVA, A. K. Método para avaliação e seleção de softwares de simulação de eventos discretos aplicados à análise de sistemas logísticos. São Paulo: 2006. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2006.

SILVA, B. I. C. O beneficiamento do caulim no distrito de Barra de Juazeirinho – PB: Análise de uma atividade econômica com reflexos ambientais. Trabalho de Conclusão de Curso Graduação em Licenciatura plena em Geografia (Monografia) – Universidade Estadual da Paraíba, Campina Grande, 2013.

SILVA, F. A. N. G.; SILVA, F. T. et al. Estudos de Caracterização Tecnológica e Beneficiamento do Caulim da Região Borborema-Seridó (RN). *In: Série Rochas e Minerais Industriais*, v. 14, Centro de Tecnologia Mineral, 2008.

SILVA, L. A. M.; TOFFOLI, S. M. Influência da arquitetura de massa polar de homopolímeros dispersantes no beneficiamento e reologia de Caulins. *In: CONGRESSO BRASILEIRO DE CERÂMICA*, 48., 2004, Curitiba/PR. **Anais [...]** Curitiba/PR: CBC, 2004.

SILVA, M. R. R.; DANTAS, J. R. A. “Província pegmatítica da Borborema Seridó, Paraíba e Rio Grande do Norte”. *In: DNPM/CPRM. Principais Depósitos Minerais do Brasil*. Brasília: DNPM, 1997.

SILVA, R. C. Estudo comparativo da capacidade de adsorção de metais pesados por caulins modificados da Província Pegmatítica da Borborema. Dissertação (Mestrado em Exploração Petrolífera e Mineral) – Universidade Federal de Campina Grande, Campina Grande-PB, 2018.

SILVA, S. M. P.; CRÓSTA, A. P. et al. Espectrometria de Raios Gama de Granitos Pegmatíticos da Província Pegmatítica da Borborema (PPB), Nordeste do Brasil. **Revista Brasileira de Geofísica**, Rio de Janeiro/RJ, v. 28, n. 4, p. 673-690, jul/ago. 2010.

SOUZA, E. S. Controle automático de circuitos de moagem. Tese (Doutorado em Engenharia de Produção) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Produção da UFRGS, Porto Alegre/RS, 2014.

SVAROVSKY, L. **Solid-Liquid Separation**. 4. ed. London: Butterworth-Heinemann, 2000.

TAGGART, A. F. **Handbook of Mineral Dressing: Ore and Industrial Minerals**. Sydney: John Wiley & Sons, Inc., 1954.

TOTOU, A. R.; PEREIRA, C. A. et al. Efeito da dispersão em polpas de minérios itabiríticos. **Rem: Revista Escola de Minas**, Minas Gerais/MG, v. 64, n. 2. 2011.

TRAWINSKI, H. Teoria, Aplicações e Emprego Prático dos Hidrociclones. **Revista Mineração e Metalurgia**, Cidade, n. 394 (separata), 1978.

U.S. Geological Survey, Reston, Virginia: sumario mineral dos Estados unidos, 2019.

UEHARA, G.; GILLMAN, G. P. Charge characteristics of soils with variable and permanent charge minerals: I Theory. **Soil Sci. Soc. Am. J.**, Madison/EUA, v. 44. 1980.

WEIR MINERALS. **Manual do equipamento**. Disponível em: <https://www.directindustry.com/pt/> .Acesso em: 15 out. 2020.

WILLS, B. A.; NAPLER-MUNN, T. **Mineral Processing technology: introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral**. 7. ed. Nova York: Pergamon Press, 2006.

WILSON, I. R.; SANTOS, H. S.; SANTOS, P. S. “Caulins brasileiros: alguns aspectos da geologia e da mineralogia”. **Cerâmica**, São Paulo/SP, v. 44, n. 287-288, pp. 118-129. 1998.

ZHOU, Z.; BOGER, D. V. et al. Shear and compressional rheology principles in ceramic processing. *In*: HACKLEY V. A., SOMASUNDARAN P. e LEWIS J. A. *Polymers in Particulate Systems; Properties and Applications*, Surfactant Science Series. New York: Marcel Dekker, Inc. Vol. 104, 2002.