

REGINA COELI CASSERES GARRISSO

**APLICAÇÃO DE UMA METODOLOGIA QUE SIMULE EM MÓINHO DE
LABORATÓRIO OPERAÇÕES CONTÍNUAS DE MOAGEM COM SEIXOS
PARA TALCO**

**Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de
São Paulo para obtenção do título
de Mestre em Engenharia.**

São Paulo

1995

REGINA COELI CASSERES CARRISSO

**APLICAÇÃO DE UMA METODOLOGIA QUE SIMULE EM MOINHO DE
LABORATÓRIO OPERAÇÕES CONTÍNUAS DE MOAGEM COM SEIXOS
PARA TALCO**

**Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de
São Paulo para obtenção do título
de Mestre em Engenharia.**

**Área de Concentração:
Engenharia Mineral**

**Orientador: Prof. Dr. José Renato
Baptista de Lima**

São Paulo

1995

Ao meu filho Tadeu pela compreensão e solidariedade em todos os momentos.

AGRADECIMENTOS

Ao Diretor do CETEM, Prof. Dr. Roberto C. Villas Boas e aos Profs. da EPUSP, Dr. Eduardo Camilher Damasceno e Dr. Arthur Pinto Chaves pela condução do convênio CETEM/EPUSP que possibilitou a realização do Curso.

Ao orientador Prof. Dr. José Renato Baptista Lima pela orientação e grande incentivo.

Aos amigos e colegas Ney Hamilton Porphírio (in memoriam), Mario Valente Possa, Maria de Fatima Borges de Mello, Valéria Cristina de Souza, Luiz Fernando dos Santos Lima Ramos, Jorge Andrade Pereira, Edvaldo da Conceição Silva e José Costa Novaes pelo apoio e grandes serviços prestados.

A todos que de alguma forma contribuíram para a realização deste trabalho.

SUMÁRIO

	Página
RESUMO	
ABSTRACT	
SÍMBOLOS E UNIDADES	
1. INTRODUÇÃO	1
2. OBJETIVO	4
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	5
3.1. O Mineral Talco	5
3.1.1. Importância	5
3.1.2. Aplicações	6
3.1.3. Beneficiamento	9
3.2. Relevância da Moagem no Beneficiamento de Minérios	14
3.2.1. Reologia da Polpa / Aditivos Químicos	16
3.2.2. Modelamento / Simulação	20
3.3. Processo de Cominuição	21
3.3.1. Considerações Gerais	21
3.3.2. Mecanismos de Quebra	24

3.3.3. Energia Consumida e a Redução de Tamanho	26
3.3.4. Operação de um Moinho Rotativo	31
3.4. Variáveis Operacionais e as Funções de Quebra	33
3.4.1. Tamanho das Partículas	33
3.4.2. Diâmetro do Moinho	34
3.4.3. Diâmetro e Densidade de Bolas	35
3.4.4. Velocidade de Rotação	35
3.4.5. Carga de Bolas e de Partículas	36
3.5. A Técnica "Locked Cycle"	36
4. MATERIAIS E MÉTODOS	42
5. RESULTADOS	48
5.1. Análise Química	48
5.2. Caracterização Mineralógica	48
5.3. Análise Granulométrica	49
5.4. Ensaio de Moagem	51
6. ANÁLISE DOS RESULTADOS	59
7. CONCLUSÕES	63
8. TRABALHOS FUTUROS	65
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	66

ANEXO - DETERMINAÇÃO DO WI - MINA FERRADINHO

LISTA DE TABELAS

LISTA DE FIGURAS

RESUMO

Este trabalho apresenta a simulação da moagem de talco com seixos através do emprego da técnica "locked cycle".

Foram estudadas amostras de talco do estado do Paraná, representativas das minas Ferradinho, Flor, Barra Moura e G - 18.

Os resultados obtidos mostraram a validade da aplicação desta técnica na simulação e na otimização de circuitos de moagem no que diz respeito a distribuição de tamanhos do produto final.

Devido à sua simplicidade, esta técnica pode ser uma alternativa à simulação através de modelos matemáticos.

ABSTRACT

This work presents the grinding simulation of talc using pebbles, through the "locked cycle" technique.

The study involved samples of talc from the following mines, in Parana State: Ferradinho, Flor, Barra Moura and G - 18.

The results showed the validity of the "locked cycle" technique, allowing the grinding circuits to be optimized in a simple way considering the size distribution of the final product.

For its simplicity, this technique can be used as an alternative to mathematical simulation.

SÍMBOLOS E UNIDADES

A - vazão de alimentação no moinho (t/h)

a - fator pré-exponencial

$b_{i,j}$ - função distribuição de quebra simples

C_C - carga circulante (t/h)

D - diâmetro interno do moinho (m)

d - diâmetro da bola (mm)

dE - variação infinitesimal da energia aplicada a uma massa unitária de minério (kWh)

dx - variação infinitesimal de tamanho de partículas (μm)

E - energia total absorvida para a fragmentação (kWh)

F - abertura da peneira onde passam 80% da massa da alimentação (μm)

F_{ajuste} - fator de ajuste

f_C - carga de partículas

H - "hold up" - quantidade de minério no interior do moinho (t)

J - carga de bolas

P - abertura da peneira onde passam 80% da massa do produto (μm)

P_b - porosidade do leito de bolas

P_p - porosidade do leito de partículas

Q - vazão da alimentação nova (t/h)

Q_j - fator de correção

R_j - quantidade de material retida na peneira com abertura "i" (g)

S_j - taxa específica de quebra (min^{-1})

T - vazão do material que retorna ao moinho (t)

U - preenchimento intersticial

V_C - velocidade crítica (rpm)

W - energia aplicada (kWh/shton)

WI - "work index" (kWh/shton)

w_j - massa de material na faixa de tamanho, representada pelo tamanho "i" (g)

x_j - diâmetro da partícula "i" (mm)

ϕ_j - é função da distribuição de tamanhos da alimentação, parâmetros do modelo e tempo de moagem

τ - tempo de residência médio (min)

1. INTRODUÇÃO

O mineral talco é um silicato hidratado de magnésio, sendo o principal constituinte de uma mistura de minerais conhecida comercialmente como **talco**.

Das propriedades específicas do mineral talco, podem ser destacadas a sua leveza, maciez, alto poder lubrificante, inércia química, alto poder de absorção de óleos e graxas, entre outras, que fazem dele um mineral industrial de grande importância em vários segmentos, seja quando usado como carga, como agente de controle de resinas ou em outros fins mais nobres como cobertura na indústria de papel e com o avanço tecnológico, na indústria de componentes eletrônicos, automobilística, etc.

Dos segmentos industriais mais importantes que utilizam o talco como matéria-prima destacam-se as indústrias cerâmica, de papel, de plásticos, de tintas, farmacêutica e de cosméticos.

No mundo, o talco é normalmente beneficiado através de processos de redução de tamanho, por moagem, onde o minério deve atingir o tamanho requerido pelo mercado consumidor. Em alguns casos, dependendo das características apresentadas pelo minério, há necessidade de que se faça um processamento com outras técnicas.

A moagem é uma operação unitária de grande importância na indústria de mineração, por ser certamente uma das que exige maiores investimentos, maior custo operacional e por ser ela uma das principais responsáveis pela qualidade do produto final obtido nas usinas de concentração.

Segundo SOARES et al.⁽¹⁾, a demanda energética da moagem em uma usina de beneficiamento pode variar numa faixa bastante ampla, entre 25 e

70 %, o que justifica os estudos voltados para a área de controle e otimização do processo de moagem.

Segundo REID⁽²⁾, um grande número de artigos sobre cominuição têm sido publicados, quase todos com abordagem empírica, sendo alguns poucos com fundamentos teóricos. De acordo com SOARES et al.⁽¹⁾, a tendência mundial vem sendo buscar um melhor aproveitamento das instalações já existentes.

Em um trabalho executado pelo Centro de Tecnologia Mineral (CETEM) foi estudado, em escala piloto, o beneficiamento por flotação do talco do Paraná⁽³⁾, fazendo parte desse circuito a operação de moagem com seixos. Devido aos resultados obtidos, foi discutido à época, por parte dos mineradores locais, a possibilidade de implantação do processo em escala industrial.

O interesse demonstrado pelos mineradores, aliado à pequena quantidade de trabalhos sobre moagem com seixos, motivaram o desenvolvimento de um estudo envolvendo a simulação deste tipo de moagem. Neste estudo, foi empregada a técnica "locked cycle", que representa uma maneira de simular ensaios contínuos de moagem, através de ensaios descontínuos, em escala de laboratório. No entanto, nos diversos trabalhos publicados, esta técnica é apresentada para simulação de moagem com bolas.

Para realização deste trabalho, esta técnica foi adotada para moagem com seixos. Foram estudadas amostras representativas do minério de talco provenientes de quatro minas do Paraná: Ferradinho, Flor, Barra Moura e

G - 18.

Baseado nos resultados obtidos conclui-se que a simulação de um circuito contínuo de moagem com seixos para talco a úmido pode ser realizada a partir de ensaios descontínuos a seco, em laboratório, utilizando-se a técnica "locked cycle".

2. OBJETIVO

Avaliar a aplicação de uma técnica que simule um circuito contínuo de moagem, a úmido, com seixos para talco, através de ensaios descontínuos em moinho de laboratório ("locked cycle"), a seco, utilizando para este fim, amostras de talco de diferentes procedências.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Mineral Talco

3.1.1. Importância

Segundo BURGER⁽⁴⁾, o mineral talco é um silicato hidratado de magnésio, com fórmula química simplificada $3\text{MgO} \cdot 4\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$, sendo este, o principal constituinte de uma mistura de minerais conhecida comercialmente como **talco**. Os minerais normalmente associados são a tremolita $2\text{CaO} \cdot 5\text{MgO} \cdot 8\text{SiO}_2$, a serpentina $3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ e a antofilita $(\text{Mg,Fe})\text{Si}_2\text{O}_6$.

Os depósitos de talco foram formados provavelmente por alterações hidrotermais ou metamorfismo de contato de rochas pré-existentes. O grau de alteração e a natureza das rochas a partir das quais o talco se formou determinam fortemente a pureza e a forma das partículas. O talco mais puro deriva principalmente da dolomita, do calcário dolomítico e da magnesita. Aqueles derivados de rochas ígneas ultrabásicas, geralmente contém minerais intermediários como, por exemplo, serpentina.

Dentre as impurezas presentes no talco, podem-se destacar o quartzo, a calcita, a dolomita, a magnesita, o diopsídio, a pirita e os óxidos de ferro (hematita, magnetita e limonita) e de manganês, sendo que essas três últimas podem alterar a coloração (alvura) do talco. Os principais objetivos de seu beneficiamento são o de remover essas impurezas visando melhorar ou adequar as suas características àquelas requeridas para um produto específico, assim como reduzir o tamanho das partículas.

Atualmente, o talco possui grande utilização como carga, apresentando uma posição importante na indústria de papel nos países desenvolvidos, destacadamente no Japão e na Finlândia.

3.1.2. Aplicações

Dos segmentos industriais mais importantes que utilizam o talco como matéria-prima, destacam-se:

Indústria cerâmica - neste segmento industrial, o talco finamente moído é incorporado à massa cerâmica, contribuindo para o aumento da resistência ao choque térmico, da resistência mecânica, da opacidade e diminuindo a temperatura de maturação da massa cerâmica, além de promover a vitrificação sem fendas na produção de azulejos, refratários, ladrilhos, entre outros. O talco deve apresentar baixo teor de ferro ($\text{Fe}_2\text{O}_3 < 1,5 \%$), de cálcio ($\text{CaO} < 1,5 \%$) e de alumínio ($\text{Al}_2\text{O}_3 < 4 \%$) e outras impurezas, que poderão alterar a coloração do produto final. Segundo BURGER⁽⁴⁾, o tamanho usual das partículas (P) está entre 6 e 12 μm , com 90 a 98 % abaixo de 45 μm .

Indústria de papel - na fabricação de papel, o talco pode ser utilizado no controle de resinas, como carga e como cobertura. A granulometria requerida varia para as diferentes aplicações. Para carga ela não deve exceder a 20 μm , para cobertura a 10 μm e como controlador de resina a 1 μm . Como cobertura, este ainda deve apresentar baixos teores de CaO (0,3 a 1,0 %), Al_2O_3 (0,4 a 1,0 %) e Fe_2O_3 (< 2 %). A natureza organofílica do talco mais a sua elevada área específica atrai a resina enquanto ela está na forma de pequenos glóbulos, evitando que ela se aglomere durante o processo de fabricação do papel e, com isso, se incorpore ao produto final, prejudicando sua alvura.

Cerca de 90 % dos minerais consumidos na indústria de papel são usados para produção de folhas de uso geral (jornais, cadernos, etc.), sendo

os 10 % restantes utilizados para papéis de alta qualidade (cartões, revistas, etc.). Neste caso, estes podem ser utilizados ou no início do processo, como carga ou, no final, como cobertura. O talco como carga é parte integrante do processo de confecção do papel, enquanto que como cobertura é aplicado somente como uma fina camada sobre a superfície do papel produzido, para melhorar a sua qualidade para impressão.

Indústria de plástico - o talco a ser utilizado na indústria de plástico deve estar isento de ferro e de areia grossa, ter um alto valor de alvura e um tamanho de partícula abaixo de 8 μm . Ele é usado na fabricação de plásticos primários como o poliéster, o "nylon" e o polipropileno, sendo necessária a adição de reagentes químicos que atuam como ligantes para fortalecer a ligação entre o talco e a matriz de resina.

A adição de talco ao plástico promove um aumento de resistência química, ao impacto, à tensão, ao calor e de suas propriedades elétricas.

No caso de polímeros, o talco pode substituir o carbonato de cálcio ou a mica moída. Inicialmente, o objetivo de usar minerais como carga em polímeros era o de racionalizar o uso da resina, cujo preço ascendia no mercado e, com isso, reduzir os custos do produto final pelo aumento da razão carga/polímero. Posteriormente, ficou comprovado que certos tipos de cargas proporcionavam uma melhor propriedade aos plásticos, permitindo outras aplicações destes. Neste sentido, uma forte competição vem se desenvolvendo entre diferentes minerais e segundo BURGER⁽⁴⁾, nenhum mineral individualmente apresenta características que tornem sua aplicação vantajosa em todos os polímeros.

Indústria de tintas - pode ser utilizado na indústria de tintas como espalhador ou como pigmento. Como espalhador, o talco deve estar 98,5 %

abaixo de 44 μm , 100 % abaixo de 74 μm e apresentar baixo teor de Al_2O_3 (< 2 %). Como pigmento, deve apresentar baixo teor de carbonatos (CO_2 < 1 %), cor clara - branco de preferência - ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$ < 6 %), tamanho de partículas 100 % abaixo de 44 μm , distribuição de tamanhos numa faixa granulométrica adequada e ter a propriedade de absorver óleos.

Indústrias farmacêutica e de cosméticos - são os usos mais nobres do talco. Na indústria de cosméticos, nenhum outro mineral compete com o talco face a sua excepcional maciez, além do seu alto poder de absorção na pele, dentre outras qualidades. A preocupação expressa nos últimos anos, quanto aos aspectos de saúde e de segurança, demonstraram que nenhum efeito tóxico foi apresentado, assegurando assim, um futuro promissor para sua utilização.

O processo de moagem do talco para fins farmacêuticos e de cosméticos deve ser ajustado de forma a maximizar as propriedades de alvura e uniformidade. A alvura é essencialmente importante quando um pigmento é adicionado posteriormente no processo.

Poucas são as diferenças entre o talco grau cosmético e o grau farmacêutico. Uma que merece ser destacada, diz respeito ao tamanho e a forma das partículas, que para indústria de cosméticos são características de vital importância, o mesmo não acontecendo para a indústria farmacêutica. Dentro da indústria de cosméticos, diferentes graus de "finura" são exigidos, dependendo da aplicação a que ele se destina, em alguns casos pode-se chegar a 99,6 % abaixo de 44 μm .

Outros parâmetros importantes e que devem ser avaliados para que o talco possa ser utilizado nessas indústrias são a perda ao fogo, solubilidade

em ácido (< 2 %), solubilidade em água (< 0,2 %) e os teores de ferro (Fe_2O_3 < 2 %), arsênio (< 3 ppm) e chumbo (< 20 ppm).

A quantidade de água presente no talco fornece uma boa indicação de sua pureza. Teoricamente, o talco puro contém 4,75 % de água, mas na prática, esse limite pode se estender até 6 %. Valores acima deste, indicam a presença de outros minerais tais como as argilas.

O talco é praticamente insolúvel em ácido clorídrico e isto permite que impurezas, em particular os carbonatos, sejam detectadas, embora pequenas quantidades de outros minerais presentes no talco possam também ser solubilizados pelo ácido.

A solubilidade de compostos em água é um outro fator limitante na indústria farmacêutica. A sua tolerância requer índices baixos, de forma a garantir que nenhuma interação dos compostos solúveis com os compostos ativos possa vir a ocorrer.

Nas indústrias farmacêutica e de cosméticos a presença do ferro é altamente indesejável, uma vez que quando o talco é finamente moído, a solubilidade desta impureza aumenta consideravelmente. No setor farmacêutico, a quantidade de ferro solúvel aceitável é no máximo de 0,5 %. O chumbo e o arsênio são indesejáveis por serem altamente tóxicos e assim, seus teores devem ser tão baixos quanto possíveis.

3.1.3. Beneficiamento

De acordo com RAU⁽⁵⁾, o talco é normalmente beneficiado por processos de redução de tamanho, onde o minério deve atingir o tamanho requerido pelo mercado consumidor. Em alguns casos, dependendo das características apresentadas pelo minério, há necessidade de que se faça um processamento

com técnicas relativamente sofisticadas. Como exemplo, tem-se uma usina na Inglaterra que utiliza a catação fotoelétrica, para talcos lamelares, em substituição a catação manual que é ainda praticada em usinas nos Estados Unidos.

Os talcos norte-americanos apresentam características mineralógicas diferentes dependendo de onde estejam localizados. Aqueles situados no leste apresentam uma maior resistência à redução de tamanho do que aqueles encontrados no oeste. Para os primeiros, em alguns casos, é necessário uma britagem terciária reduzindo a um "top-size" de no máximo 16 mm, antes do processo de moagem. Na britagem primária são empregados britadores de mandíbulas e giratórios; na secundária, britadores cônicos e de rolos; e na terciária, britadores cônicos "short-head", de discos e de impacto. Os talcos do oeste são cominuídos em torno de 25 mm antes da moagem. Por serem mais macios, exigem apenas britagem primária.

Em algumas usinas, a britagem pode vir acompanhada de peneiramento para a retirada de impurezas mais resistentes e grosseiras.

O processo de moagem para os talcos situados no leste dos Estados Unidos é realizado a seco, em moinhos de revestimento cerâmico, carregados com seixos de quartzito. Estes moinhos operam em circuito fechado com classificadores pneumáticos. Para os talcos do oeste, o circuito de moagem mais empregado é o moinho de rolos trabalhando em circuito fechado com separadores pneumáticos. Quando o minério possui umidade excessiva, uma etapa de secagem tem que fazer parte do circuito.

Entre outros processos que compõem o beneficiamento do minério de talco podem ser mencionados a flotação e a separação magnética a úmido de alta intensidade que são usadas para remover minerais de ferro. A flotação

vem sendo amplamente utilizada principalmente para o talco lamelar, por este apresentar uma alta hidrofobicidade podendo ser facilmente flotado apenas com o uso de espumantes. Já para o talco fibroso, por ser menos hidrofóbico, requer a adição de coletores catiônicos para que ocorra a flotação. O processo pode ser ainda otimizado pela adição de agentes modificadores e de dispersantes para as lamas.

Nas Figuras 1 e 2, são apresentados fluxogramas simplificados das usinas de Western Talc Co. e Eastern Magnesia Talc Co., respectivamente.

ANDREWS⁽⁶⁾, apresenta um estudo de beneficiamento de talco do Canadá (Quebec) em escala piloto. Foram estudadas duas amostras de diferentes distribuições de tamanho (95 % passante em 53 μm e 60 % passante em 44 μm), produtos de diferentes processos de cominuição. A primeira foi obtida por moagem a seco em moinho de rolos "Raymond" e a segunda, por britagem e moagem a úmido com bolas.

O circuito de flotação adotado para a primeira amostra constou de um estágio "rougher" e três "cleaner", tendo sido utilizado como coletor o Dowfroth 250 (éter metil-propileno-glicol). Para a segunda amostra, o circuito também apresentava um estágio "rougher" e três "cleaner", sendo que para o rejeito do primeiro "cleaner", foi adicionado um estágio "scavenger". Como coletores foram estudados o Dowfroth 250, MIBC (metil-isobutil-carbinol) e Aerofroth 70 (álcool de 6 carbonos com cadeia ramificada).

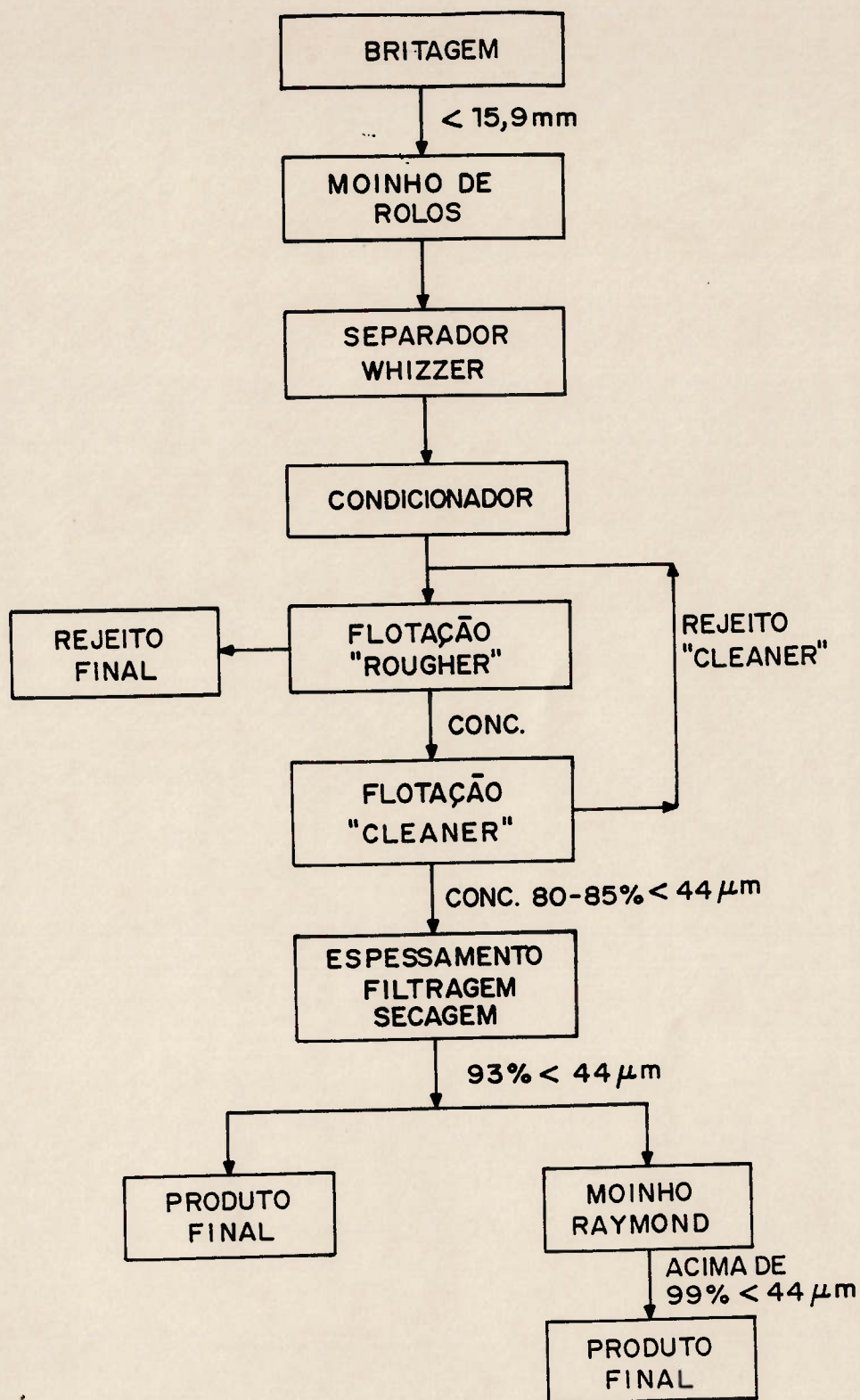


Figura 1 - Fluxograma simplificado da usina de processamento da Western Talc Company, Califórnia.

Fonte: RAU, E. - Talc: nonmetallic industrial minerals.

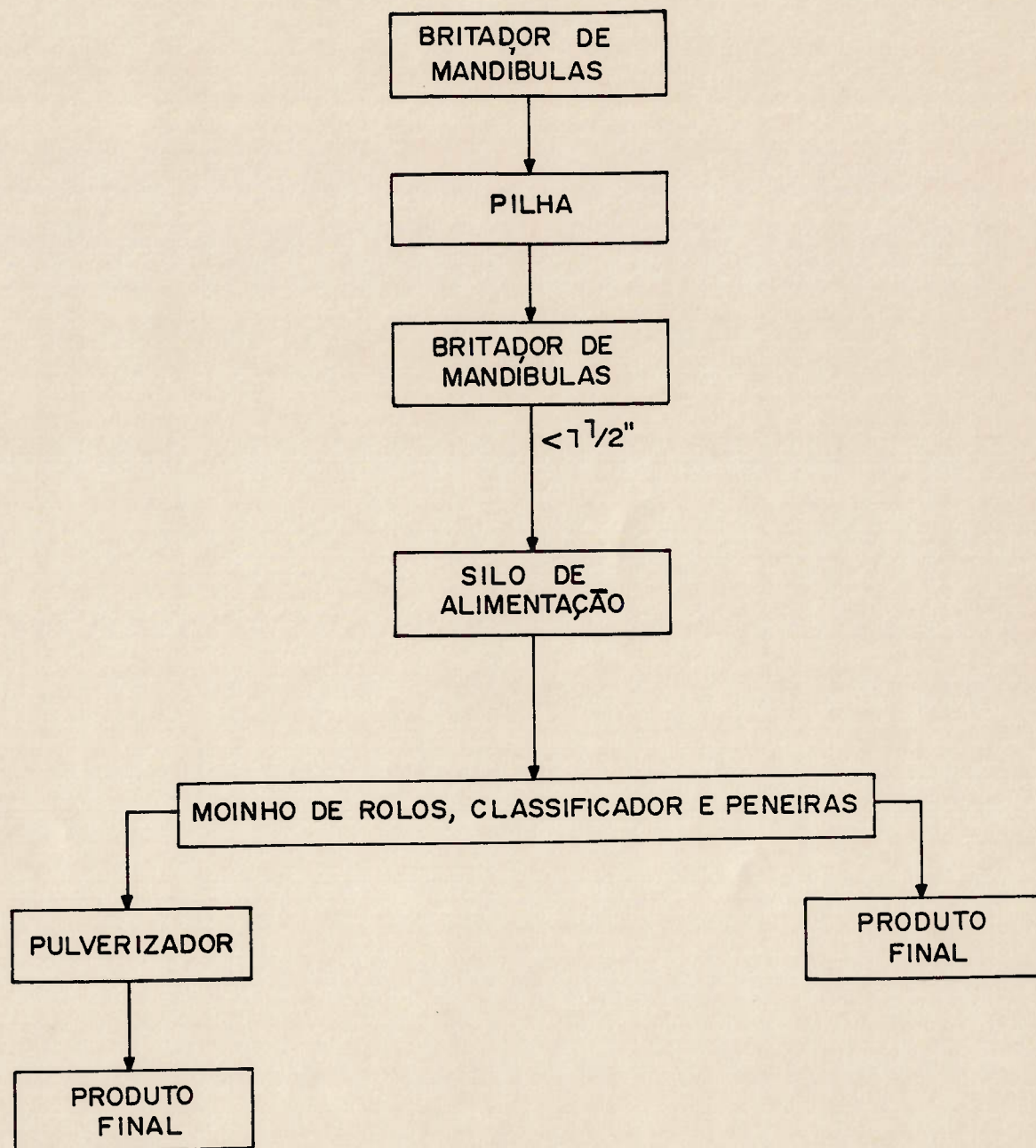


Figura 2 - Fluxograma simplificado da usina de processamento da Eastern Magnesia Talc Company, Vermont.

Fonte: RAU, E. - Talc: nonmetallic industrial minerals.

Do estudo realizado, concluiu-se que os melhores resultados foram alcançados com a segunda amostra, utilizando o coletor Aerofroth 70, atingindo recuperações da ordem de 78 % e teores de 96 % de talco.

No Brasil, o Centro de Tecnologia Mineral - CETEM realizou um estudo em escala piloto, com amostras de talco de empresas associadas ao Sindicato da Indústria de Extração de Minerais Não-Metálicos de Ponta Grossa-PR.

O principal objetivo do projeto foi obter produtos para uso nas indústrias de tinta e de papel, bem como, determinar os parâmetros para projetos industriais.

O circuito constava de processos de moagem, deslamagem e flotação. O minério era alimentado no circuito de moagem a úmido com seixos, que estava ajustado para obter um produto com cerca de 80 % abaixo de 74 μm . A seguir, a polpa era deslamada (90 % abaixo de 44 μm), condicionada e alimentada no circuito de flotação. Este circuito constava de uma etapa "rougher" e três etapas "cleaner".

A exceção de uma única amostra, todos os concentrados obtidos atenderam às especificações das indústrias de tinta e de papel, apresentando em média 40 % de recuperação em massa e 82 % de alvura (padrão MgO).

3.2. Relevância da Moagem no Beneficiamento de Minérios

A moagem com seixos apresenta características semelhantes à moagem com bolas. As considerações feitas a seguir para moinhos de bolas foram estendidas à moagem com seixos.

A moagem é um processo que se destina a diversos fins, entre eles: liberar o mineral útil para posterior concentração; aumentar a área superficial para provocar uma maior velocidade de ação de produtos químicos ou gerar

partículas de minério com tamanhos especificados, sendo uma operação de grande importância nas indústrias mineral, metalúrgica, energética, química, alimentícia, etc.

Dentre as operações tradicionais que compõem um circuito de beneficiamento de minérios, a moagem destaca-se por ser aquela de maior investimento inicial e uma das que apresenta maior custo operacional. Apenas uma pequena parte da energia que alimenta um moinho é utilizada na quebra de partículas, podendo a energia consumida durante o processo ser tomada como sendo independente da ocorrência de fratura. Segundo LYNCH⁽⁷⁾, quando um moinho com bolas é posto a girar somente com os corpos moedores, o conjunto encontra-se na condição mais desfavorável de balanceamento e nenhum trabalho útil estará sendo realizado. Nesta condição, ocorre o maior consumo de energia para manter o moinho em rotação. À medida em que a polpa vai sendo alimentada no moinho, o conjunto passa a operar de forma mais balanceada, requerendo uma menor energia para mantê-lo em movimento. Uma variação na taxa de alimentação não altera substancialmente a energia requerida, embora a quebra de partículas que esteja ocorrendo em seu interior possa mudar consideravelmente.

A energia efetivamente empregada na quebra de partículas fica na faixa de 0,6 a 3 %^(1,8,9) daquela fornecida à moagem. Parte da energia perdida ocorre quando esta é transmitida ao moinho. Embora este tipo de perda possa ser medida, existem outras que ocorrem no interior do moinho as quais não se tem acesso. Estas incluem perdas de energia pelo atrito de partículas sem que ocorra a quebra, de energia potencial e cinética, por deformação plástica e elástica de partículas e na produção de som. É certo que também parte da energia que entra no moinho é dissipada na forma de calor, como um

subproduto do processo de quebra. A produção de som e calor ocorrem durante qualquer processo de quebra como mostrado a seguir⁽⁷⁾:

partículas grandes + energia = partículas menores + som + calor + desgaste.

A relação energia/redução de tamanho não define apropriadamente o processo de moagem. Na verdade a relação entre a distribuição de tamanho da alimentação e do produto é o ponto de maior importância e deve ser estudado mais diretamente. Neste caso, o efeito das variáveis operacionais tais como taxa de alimentação dos sólidos, tamanho e velocidade do moinho, entre outras, requerem uma maior atenção, pois elas são as responsáveis pela qualidade do produto obtido⁽⁷⁾.

Assim sendo, fica justificada a ênfase cada vez maior que vem sendo dada ao processo de moagem, como fica demonstrado pelo grande número de trabalhos publicados nas duas últimas décadas sobre o assunto. A tendência que vem sendo verificada nos estudos realizados é a de buscar um melhor aproveitamento das instalações existentes. Dentro destes estudos, os resultados mais interessantes vêm sendo obtidos pelo controle da reologia da polpa, emprego de aditivos químicos e pela utilização do modelamento e da simulação com objetivos de controlar e otimizar operações dos circuitos industriais de moagem já em operação, além de auxiliar no projeto de usinas mais eficientes.

3.2.1. Reologia da Polpa / Aditivos Químicos

Segundo AUSTIN; ROGERS⁽¹⁰⁾, o estudo da reologia da polpa encontra muitas aplicações industriais importantes, mas ainda sem fundamentos teóricos consolidados em diversas áreas, embora tenha sido observado que a reologia afeta a taxa de quebra das partículas e o transporte das mesmas no interior do moinho.

No final da década de 70, KLIMPEL; MANFROY⁽¹¹⁾ e KLIMPEL⁽¹²⁾ identificaram que o desempenho da moagem a úmido com bolas poderia ser melhorado a partir da mudança apropriada da densidade e de modificadores de fluidez da polpa.

Segundo KAWATRA; EISELE⁽¹³⁾, a reologia da polpa que sai de um moinho pode ser fortemente influenciada por quatro parâmetros: concentração de sólidos, distribuição de tamanhos e forma das partículas, temperatura e aditivos químicos.

a) concentração de sólidos

A variação da concentração de sólidos de uma determinada polpa de minério, particularmente aquelas mais altas, tem efeito significativo e é diretamente proporcional à viscosidade da polpa ^(14,15), podendo-se assumir que controlar a viscosidade seja equivalente a controlar a concentração de sólidos (densidade de polpa) já que na moagem, segundo KAWATRA; EISELE⁽¹³⁾, não ocorrem fenômenos de tixotropia e de reopexia, porque o conteúdo de um moinho de bolas é normalmente submetido à intensa agitação. Ainda segundo KAWATRA; EISELE⁽¹³⁾, flutuações que ocorram em outros parâmetros, como por exemplo a distribuição de tamanhos, podem alterar a relação entre viscosidade e a concentração de sólidos, não deixando contudo de concordar que mesmo assim, a concentração de sólidos é o parâmetro mais adequado para controlar a reologia, devido à facilidade de sua medição e simplicidade de sua alteração.

b) distribuição de tamanhos

Para uma concentração de sólidos constante, uma redução de tamanho poderá provocar um aumento na viscosidade da polpa. Isto pode ser explicado como um resultado do aumento da área superficial, a qual retém maior número de moléculas de água, aumentando assim, a concentração efetiva de sólidos.

Neste sentido, é de grande importância o controle da operação de classificação em relação a quantidade de material fino que possa estar sendo reciclado para o moinho, pois uma quantidade excessiva de material fino pode aumentar a viscosidade da polpa além do seu valor ótimo e, assim, reduzir a eficiência de moagem⁽¹⁴⁾.

c) temperatura

GAO; FORSSBERG⁽¹⁶⁾ demonstram que a temperatura afeta significativamente a operação de moagem. Variações na temperatura alteram a viscosidade da polpa pelas mudanças ocasionadas na viscosidade do fluido, que decresce rapidamente com o aumento da temperatura.

d) aditivos químicos

O efeito de produtos químicos sobre a polpa de moagem tem sido exaustivamente investigado^(14,17,18), mostrando que aumentos significativos na taxa de quebra podem ser alcançados através da adição de aditivos químicos, tanto em ensaios em escala de laboratório quanto industrial.

Este aumento pode ser tanto para um acréscimo na produção para uma mesma distribuição de tamanhos do produto quanto para obter um produto mais fino, mantendo constante a taxa de alimentação inicial (antes da adição do reagente químico).

A função básica de um aditivo químico de moagem é reduzir o efeito das altas viscosidades permitindo, com isso, a utilização de polpas com altas concentrações de sólidos.

Segundo AUSTIN et al.⁽¹⁴⁾, o aditivo de moagem mais importante é a água, onde as taxas de alimentação da moagem a úmido podem ser 1,2 a 2 vezes maiores do que na moagem a seco. A adição de água tem por objetivo

colocar e manter as partículas em posições mais favoráveis à quebra pela ação dos corpos moedores.

Dentro de condições normais de operação, uma moagem em um meio fluido (polpas com baixa concentração de sólidos) resulta numa quebra gradual de 1ª ordem. Quando a concentração de sólidos aumenta, é obtida uma polpa com maior viscosidade e é observado um pequeno aumento na taxa de quebra. Finalmente, para polpas com altas concentrações de sólidos a taxa de quebra decresce para valores abaixo daqueles obtidos nas duas primeiras situações(5,8).

Segundo TANGSATHITKULCHAI; AUSTIN(19), uma taxa de quebra máxima pode ocorrer para uma concentração de sólidos de 45 % em volume. Este dado foi obtido a partir de ensaios experimentais, sem contudo que tenha sido apresentado um modelo teórico relacionando as propriedades reológicas com a concentração de sólidos.

De acordo com KLIMPEL(20,21) e AUSTIN et al.(14) os aditivos químicos a serem adicionados à moagem tornam-se eficazes quando:

- os sólidos apresentam sítios em quantidade suficiente para que os aditivos possam ser adsorvidos e dispersar a polpa;
- eles reduzem a viscosidade da polpa numa ampla faixa de pH e na presença de diferentes tipos e quantidades de impurezas; e
- não prejudicam as operações de concentração posteriores.

Os aditivos de moagem que preenchem essas condições apresentam baixo peso molecular e são, normalmente, polímeros aniônicos solúveis em água (etileno glicol, propileno glicol, trietanolamina, aminacetatos, entre outros).

Finalizando, para que o sucesso do uso de aditivos químicos seja alcançado é necessário que se faça o controle do minério e da água alimentada no circuito, tanto em relação à vazão quanto à qualidade (características mineralógicas, distribuição de tamanhos, dureza, pH, etc.).

3.2.2. Modelamento / Simulação

Modelamento é uma técnica matemática que busca encontrar uma equação ou conjunto de equações (modelo) que represente de forma simplificada os mecanismos envolvidos num processo específico. Os modelos poderão ter diferentes graus de complexidade de acordo com a exatidão desejada.

O estudo envolvendo a utilização de modelos para transformar diferentes conjuntos de dados da alimentação em produto de um processo é denominado simulação matemática.

De acordo com FINCH⁽²²⁾, os modelos podem ser classificados em:

a) modelos teóricos

São baseados no entendimento das leis básicas da física e da química que caracterizam o processo, tendo aplicação para uma ampla faixa de valores dos parâmetros que constituem o modelo.

b) modelos fenomenológicos

Esses são baseados na teoria do processo, mas contém parâmetros que devem ser obtidos a partir de experimentos realizados no próprio processo.

c) modelos empíricos

São desenvolvidos inteiramente a partir de dados experimentais, não levando em consideração os mecanismos do processo. O modelo escolhido

será aquele que melhor representar as respostas obtidas para diferentes condições operacionais em que o estudo foi realizado, sendo válido somente, para a faixa de variação estudada.

Esses dois últimos tipos de modelo são os mais utilizados no processamento mineral devido à dificuldade de desenvolvimento de modelos teóricos para moagem face a complexidade dos mecanismos envolvidos.

3.3. Processo de Cominuição

3.3.1. Considerações Gerais

Segundo AUSTIN; CONCHA⁽²³⁾, um moinho pode ser entendido como sendo um reator que transforma partículas grandes em partículas menores. Os moinhos são equipamentos de fabricação relativamente simples, seguros, de fácil controle e manutenção.

Para que sejam definidas as condições de moagem, é preciso, em primeiro lugar, que sejam estabelecidas de forma bem clara as especificações do produto desejado em relação ao tamanho e/ou a liberação do mineral de interesse.

Um fato que normalmente deve ser levado em consideração, num processo de moagem, é a presença de finos indesejáveis no produto. Uma maneira desta produção não se tornar excessiva é remover o material que já atingiu o tamanho requerido, o mais rapidamente possível, evitando assim uma sobremoagem. Uma prática industrial adotada é fazer o moinho operar em circuito fechado com um classificador, onde o material que já está dentro do tamanho especificado é retirado do circuito e o que está acima do tamanho desejado retorna ao moinho, constituindo o que se chama **carga circulante** (C_C), frequentemente expressa em percentagem e dada por:

$$C_c = \frac{Q+T}{Q} \quad (1)$$

sendo: Q = vazão da alimentação nova (t/h); e

T = vazão do material que retorna ao moinho (t/h).

Em uma operação de moagem, os fluxos são caracterizados por uma distribuição de tamanhos, sendo o peneiramento o método mais simples e seguro para se obter essa distribuição. O tamanho da partícula refere-se frequentemente aos tamanhos das aberturas das peneiras nas quais o minério passa e na seguinte não passa. A fração em massa retida nos diferentes intervalos de tamanho i , simbolizado por w_i , representa a distribuição de tamanhos. O intervalo denominado **fundo**, denotado por w_n , é definido como a fração em massa dos tamanhos menores que o menor tamanho da abertura da peneira utilizada. De acordo com AUSTIN; CONCHA⁽²³⁾, a distribuição de tamanhos para intervalos muito pequenos, menores que 38 micrometros, não é simples de ser obtida devido à dificuldade de se medir experimentalmente de forma correta esses tamanhos de partículas.

A maneira pela qual as partículas se quebram dentro do moinho depende dos tamanhos das partículas. O desaparecimento de cada tamanho permite definir a taxa com a qual cada tamanho se quebra e, segundo SOARES⁽²⁴⁾, essa taxa depende também da moabilidade do material e das condições em que se realiza a moagem. A fração de material contida no intervalo i que se quebra por unidade de tempo é chamada de **taxa específica de quebra** (S_i).

Dentro de um intervalo de tamanhos, a fração de material que se quebra e se distribui em intervalos menores é denominada **função distribuição de quebra primária** ($b_{i,j}$). Por quebra primária entende-se o produto obtido a partir de um único evento de quebra.

Um outro conceito que surge como fundamental nas características do produto de moagem é o denominado **tempo de residência**. Este representa o tempo de atuação dos mecanismos de quebra no material que alimenta o moinho. Em um caso real de moagem contínua, as partículas não tem todas o mesmo tempo de residência, configurando então, uma **distribuição de tempo de residência** (DTR), que é função das condições de mistura existentes no moinho. O comportamento encontrado na prática, se apresenta como uma combinação de duas situações ideais limites: a primeira, denominada "**plug-flow**" se caracteriza por não haver uma mistura no sentido do fluxo, ou seja, o material que alimenta o moinho em dado instante percorre junto todo o seu comprimento e sai todo no mesmo tempo; na segunda situação, **misturador perfeito**, o material contido no moinho está perfeitamente homogêneo e, conseqüentemente, a descarga apresenta a mesma distribuição de tamanhos do conteúdo do moinho.

O **tempo de residência médio** (τ) é definido pela razão entre a massa retida no interior do moinho (H), "**hold-up**", e a vazão da alimentação (A):

$$\tau = \frac{H}{A}. \quad (2)$$

Numa operação de moagem podem ser encontradas, de acordo com AUSTIN;CONCHA⁽²³⁾, dois tipos de ineficiência. A **ineficiência indireta** é aquela provocada pela perda de energia na sobremoagem e a outra, denominada **ineficiência direta** se faz presente quando as condições de moagem provocam ações improdutivas de quebra. Como exemplo desta última tem-se: (i) falta de material no moinho, de forma que a energia das bolas em movimento é consumida no contato bola-bola ou bola-revestimento, sem causar quebras das partículas; (ii) excesso de material no moinho que provoca o amortecimento no contato bola-material; e (iii) uma polpa com alta densidade

e viscosidade que faz com que os impactos sejam absorvidos sem provocar quebra.

3.3.2. Mecanismos de Quebra

Para que uma partícula seja fraturada é necessário que ela esteja submetida a uma força e que esta, ultrapasse ao seu limite de resistência. O tipo de fratura que irá ocorrer vai depender da natureza e da forma como a força é aplicada. Segundo BERALDO⁽²⁵⁾, há três tipos principais de mecanismos que provocam fraturas:

- **compressão:** a força é aplicada lentamente, permitindo que com o aparecimento da fratura o esforço seja aliviado. Assim, a força é pouco superior à resistência da partícula. Partículas irregulares, quando sujeitas a este tipo de força, apresentam como produto partículas de grande diâmetro geradas pela tensão induzida provocada pela compressão e pequena quantidade (em massa) de partículas finas geradas pela compressão nos pontos onde a carga é aplicada. Na compressão as tensões de ruptura se dão segundo o plano principal de cisalhamento. Este tipo de fratura ocorre quando as partículas são comprimidas entre dois ou mais corpos moedores, corpos moedores e revestimentos, partículas maiores e revestimentos ou entre partículas maiores;
- **impacto:** a fratura ocorre quando a força é aplicada de forma rápida e com intensidade muito superior à resistência da partícula, fazendo com que esta absorva mais energia do que aquela necessária para uma simples fratura e assim, resulte numa distribuição de partículas finas e irregulares; e

- **abrasão**: a força é insuficiente para provocar uma fratura em toda a partícula. O que acontece é uma concentração local de esforços, provocando o aparecimento de pequenas fraturas e por consequência, uma distribuição de tamanho de partículas finas onde está presente também a partícula original cujo diâmetro é pouco reduzido. Este tipo de fratura pode ser originado por atrito entre as partículas ou de bolas com partículas.

De acordo com CRABTREE⁽²⁶⁾, os mecanismos de fratura dividem-se em **impacto** e duas formas de atrição denominadas **abrasão** e "**chipping**":

- **impacto** é aquele que resulta na ruptura total da partícula, provocando uma distribuição de tamanhos ampla;
- **abrasão** é definida como um mecanismo de desgaste, por cisalhamento, que ocorre na superfície de partículas com forma aproximadamente esférica, similares aos cascalhos de rios, sendo dependente das condições de moagem e da dureza do material; e
- "**chipping**" é definida pelo autor supra citado como sendo a quebra das bordas das partículas resultante da quantidade de energia insuficiente ou da carga de bolas ineficiente para produzir a fratura completa da partícula. Isto pode acontecer quando as partículas da alimentação possuem tamanhos muito próximo ou maiores do que o tamanho das bolas, pelo movimento relativo entre bolas e partículas ou a partir de um movimento relativo de partículas provocado por um mecanismo de compactação. Este mecanismo embora promova quebra da partícula, como no impacto, ele difere deste último por apresentar uma distribuição de tamanhos mais estreita.

Os diferentes tipos de fratura podem ocorrer simultaneamente dentro dos moinhos de bolas, sendo que a predominância de um desses tipos é função das variáveis do processo. Segundo SOARES; ARAÚJO(24), a velocidade de rotação com que o moinho é operado é a principal delas.

3.3.3. Energia Consumida e a Redução de Tamanho

Várias teorias foram desenvolvidas a partir de observações experimentais, correlacionando o produto da moagem com a energia fornecida para o moinho.

Estudiosos tais como Rittinger, Kick, Bond, Charles, formularam teorias sobre este assunto partindo de hipóteses diferentes.

Rittinger, em 1867, formulou a chamada 1ª Lei de Cominuição, sugerindo que a energia consumida na cominuição é proporcional à nova superfície gerada pela quebra e inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, chegando a seguinte equação:

$$E = k \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) \quad (3)$$

onde: E = energia total absorvida para a fragmentação (kWh);

K = constante dependente do material (kWh); e

x_1 e x_2 = diâmetros inicial e final da partícula, respectivamente (mm).

Posteriormente, Kick, em 1885, estabeleceu que a energia consumida para a quebra depende apenas da relação de redução volumétrica entre as partículas, definindo a 2ª Lei de Cominuição, dada por:

$$E = K \ln \left(\frac{x_1}{x_2} \right) \quad (4)$$

Bond, em 1952, desenvolveu a 3ª Lei de Cominuição partindo de uma grande série de ensaios práticos, que foram correlacionados através de regressões. Esta é uma lei empírica sendo expressa por:

$$W = WI \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \quad (5)$$

onde: W = energia necessária para a fragmentação, em kWh/shton;

WI = "work index", em kWh/shton; e

P, F = abertura da peneira em micrometros, na qual passam 80% da massa do produto e da alimentação, respectivamente.

Segundo Bond, o "work-index" é uma constante do material que representa a energia, expressa em kWh por tonelada curta (shton), necessária para cominuir um minério com diâmetro de partícula teoricamente infinito até um tamanho em que 80% do material seja passante em 147 μm .

De acordo com YAMAMOTO(27), a teoria de Bond representou melhor o fenômeno de moagem nas faixas praticadas pela Indústria Mineral, visto que do ponto de vista prático, a Lei de Kick se aplicava razoavelmente na produção de partículas grosseiras e a de Rittinger se aplicava razoavelmente na obtenção de partículas muito finas.

Embora a Lei de Bond tivesse uma ampla aplicação na moagem de minérios, ela poderia levar a resultados bastante discrepantes em função de pequenas alterações de condições operacionais. Bond e, posteriormente, Rowland, tentaram corrigir algumas dessas discrepâncias adotando fatores de correção.

Segundo BERALDO(25), o problema mais sério da Lei de Bond decorre do fato dela não considerar o "work index" como função das variáveis de

processo. AUSTIN et al.(28) e AUSTIN;BRAME(29) questionaram a aplicação da Lei de Bond face aos seguintes problemas:

- 1) o método não considerar explicitamente as seguintes variáveis operacionais no circuito fechado;
 - carga circulante;
 - eficiência do classificador;
 - distribuição ideal de tamanho de bolas;
 - variação da distribuição de tempo de residência em função do tamanho da partícula, geometria do moinho e densidade de polpa;
 - forma dos perfis dos revestimentos; e
 - reologia de polpa.
- 2) o método assumir que a energia não é função da carga de bolas o que contraria um fato consagrado;
- 3) o método não considerar a forma de distribuição das partículas e o fator de enchimento do moinho; e
- 4) o método não explorar as causas da ineficiência da moagem.

Charles, em 1957, considerou que a energia necessária à obtenção de um determinado grau de cominuição é dada pela expressão:

$$dE = -K \frac{dx}{x^n} \quad (6)$$

onde: dE = variação infinitesimal da energia aplicada a uma massa unitária de minério (kWh);

dx = variação infinitesimal de tamanho de partícula (μm); e

n = constante.

Hukki, em 1961, segundo YAMAMOTO⁽²⁷⁾, investigou quais os campos de aplicação mais característicos de cada uma das três primeiras leis e apresentou, na forma de um diagrama (Figura 3), a energia de cominuição característica para diferentes tamanhos de partículas, em operações de britagem e moagem, apresentando as faixas de aplicação de cada uma dessas leis:

- para partículas maiores que $10^6 \mu\text{m}$, a energia para a redução de tamanho é constante correspondendo razoavelmente a região de validade da Lei de Kick;
- para partículas menores que $1 \mu\text{m}$, a energia cresce proporcionalmente ao quadrado da redução de tamanho, correspondendo razoavelmente a validade da Lei de Rittinger; e
- na região intermediária é onde a Lei de Bond se aplica.

Para compensar as limitações da Lei de Bond⁽²⁹⁾, dentre as quais aquela que engloba todos os fatores cinéticos em um único parâmetro descritivo de energia W (W_i), bem como, as limitações das leis de energia que não levam em consideração o desenho do moinho e as condições operacionais e, principalmente, a cinética do processo, foi identificado a necessidade de realização de estudos que levassem em consideração a cinética de quebra das partículas. Estes estudos, nos últimos 30 anos, foram direcionados ao desenvolvimento de modelos matemáticos cujos parâmetros englobassem as variáveis operacionais.

O modelo para moagem com bolas que mais vem sendo utilizado é o fenomenológico, baseado em conceitos de balanço massa-tamanho (balanço populacional) e que para sua construção necessita que duas funções básicas sejam determinadas para o caso de moagem em bateladas:

1) a taxa específica de quebra (S_i) de um conjunto de partículas para uma dada variação de tamanho; e

2) a função distribuição de quebra ($b_{i,j}$) para aquela variação de tamanho.

Para operações de moagem contínua, é necessária a introdução do conceito de distribuição de tempo de residência (DTR). No caso de processo de moagem em circuito fechado, deve ser incorporado ao modelo, a classificação e a recirculação de fluxos.

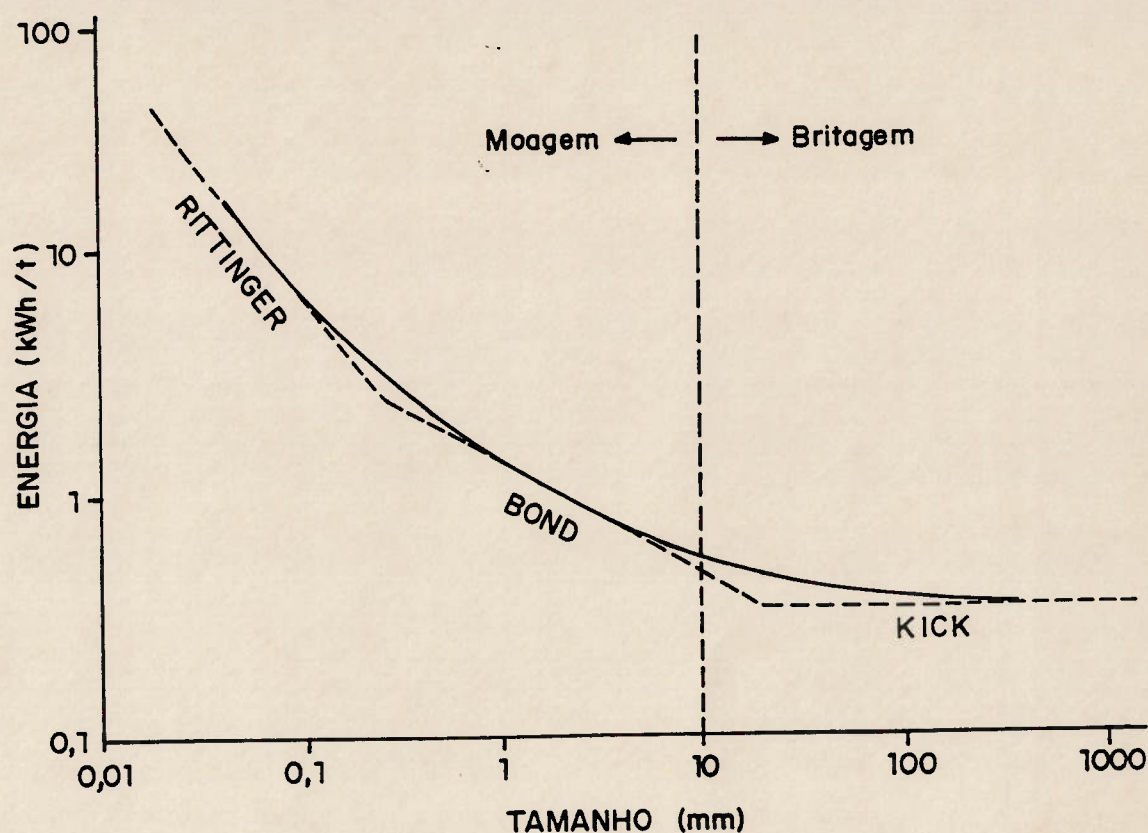


Figura 3- Energias de fragmentação características para a redução de tamanho em operações de britagem e moagem (segundo Hukki).
 Fonte: YAMAMOTO, M.S. - Estudo da variação do índice energético W_i , segundo a granulometria do ensaio obtida através de um moinho de bolas padrão, em circuito fechado.

3.3.4. Operação de um Moinho Rotativo

A operação de moagem, quando a carga de bolas está dentro da faixa considerada "normal" (30 - 45 % em volume)⁽²⁵⁾, pode ser dividida de acordo com a velocidade de rotação do moinho em quatro situações distintas:

- a primeira, para uma baixa velocidade de rotação, o leito tende a se comportar como uma massa compacta deslizando pela parede do moinho;

- a segunda, à medida que a velocidade de rotação aumenta, o leito torna-se uma superfície inclinada e expandida, as bolas são elevadas até uma altura onde a força centrífuga anula o peso das bolas e a partir da qual elas caem e rolam em direção ao fundo do moinho, entrando novamente na superfície do leito. Ao se expandir, o leito permite que as partículas juntamente com a água penetrem entre as bolas e as colisões provocadas entre as bolas que caem para aderir ao leito e as que rolam já em movimento ascendente sobre o leito sejam o principal mecanismo de quebra das partículas. Nesta condição, diz-se que o leito está operando em regime de **cascata**, mais adequado à fragmentação de material mais fino;

- a terceira, para velocidades de rotação maiores, uma quantidade de bolas é lançada da superfície do leito para a parte superior interna do moinho, caracterizando o regime de **catarata**, recomendado à fragmentação de material mais grosseiro e para evitar a produção excessiva de finos; e

- a quarta, para velocidades ainda maiores, o conteúdo do moinho passa a centrifugar, ou seja, a força centrífuga se iguala ou supera o peso das bolas atingindo a denominada **velocidade crítica**, onde o peso das bolas é igual a força centrífuga. A velocidade crítica, expressa em rotações por minuto (rpm), é dada por:

$$V_c = \frac{42,2}{\sqrt{D}} \quad (7)$$

onde D = diâmetro interno do moinho (m).

Segundo BERALDO (40), o regime de operação do moinho não depende somente da sua velocidade de rotação, mas também do tipo de revestimento, da sua carga e do diâmetro de bolas.

A carga de bolas, representada por J , corresponde a fração do volume do moinho que é ocupada pelo leito de bolas, com o moinho parado. Para a determinação do valor de J deve ser levado em consideração a porosidade do leito, P_b , que varia com a composição de tamanhos das bolas. Deste modo, tem-se:

$$J = \frac{\text{massa total de bolas} / \text{densidade das bolas}}{\text{volume do moinho}} \cdot \frac{1}{1-P_b} \quad (8)$$

Analogamente, a carga de partículas, f_c , é expressa por:

$$f_c = \frac{\text{massa total das partículas} / \text{densidade das partículas}}{\text{volume do moinho}} \cdot \frac{1}{1-P_p} \quad (9)$$

onde, P_p é a porosidade do leito de partículas.

Normalmente é assumido o valor de 0,4 para P_b e P_p (14).

O preenchimento intersticial, U , representa a fração do volume entre as bolas (vazios) ocupada pelas partículas e é expresso por:

$$U = \frac{f_c}{P_b \cdot J} \quad (10)$$

3.4. Variáveis Operacionais e as Funções de Quebra

3.4.1. Tamanho das partículas

Segundo AUSTIN et al. (14), a taxa específica de quebra varia com o tamanho da partículas x_j , para uma carga de bolas de um só tamanho d , com a seguinte função:

$$S_i = a \left(\frac{x_i}{1000} \right)^\alpha Q_i \quad (11)$$

onde: a = fator pré-exponencial;

α = número positivo, normalmente entre 0,5 e 1,5; e

Q_i = fator de correção.

Esta função não apresenta nenhuma comprovação teórica, mas vem sendo utilizada, na prática, com bastante êxito. Os valores de α variam de acordo com as características do material, enquanto a varia com as condições operacionais de moagem. Q_i leva em conta as taxas médias de quebra obtidas a partir de uma quebra de 1ª ordem, para as partículas finas e freqüentemente não de 1ª ordem, para partículas maiores. Os valores de Q_i são determinados experimentalmente.

Os valores encontrados para a função distribuição de quebra primária não são, em geral, sensíveis às condições de moagem (carga de finos, carga de bolas, diâmetro do moinho, etc.) e para materiais homogêneos independem da granulometria do intervalo de origem.

3.4.2. Diâmetro do Moinho

De acordo com AUSTIN;CONCHA⁽²³⁾, Austin, Malgham e Fuerstenau encontraram que, para um determinado material, os valores de $b_{i,j}$ são quase sempre os mesmos em moinhos cujos diâmetros variem entre 150 a 600 mm. Para as mesmas cargas de partículas e de bolas, a taxa específica de quebra aumenta com o diâmetro do moinho na razão de D^{N_1} , sendo N_1 aproximadamente igual a 0,5. Este valor é resultante da combinação de dois fatores: do número de impactos que a bola provoca na carga do moinho ser

proporcional ao diâmetro do moinho e do número de revoluções do moinho por unidade de tempo ser proporcional a $1/\sqrt{D}$.

3.4.3. Diâmetro e Densidade de Bolas

Para um menor diâmetro de bolas tem-se um maior número de bolas dentro do moinho e, por consequência, também uma maior área superficial. Isto leva a concluir que a taxa específica de quebra será tanto maior quanto menor for o diâmetro das bolas.

No que se refere aos valores da função distribuição de quebra, dependendo do material, estes costumam variar com o diâmetro das bolas.

Com relação ao efeito da densidade das bolas, segundo AUSTIN et al.⁽¹⁴⁾, Von Seebach, em 1969, demonstrou que para moagem a seco com bolas ocas de aço, a taxa específica de quebra era linear. No entanto, os ensaios realizados por AUSTIN et al.⁽¹⁴⁾ demonstraram que os valores encontrados para a taxa específica de quebra, com bolas de materiais diferentes, não obedeceram as correlações de densidades, sugerindo então que esses valores fossem obtidos com bolas do mesmo material utilizado na escala que se deseja simular.

3.4.4. Velocidade de Rotação

De acordo com AUSTIN et al.⁽¹⁴⁾, a taxa específica de quebra é diretamente proporcional a percentagem da velocidade crítica que após atingir um valor máximo, começa a decrescer. Este valor máximo ocorre em diferentes percentagens da velocidade crítica, dependendo do diâmetro do moinho, tipo e perfil dos revestimentos, da razão dos diâmetros bola/moinho e das condições de cargas de partículas e de bolas, sendo normalmente usada a

faixa de variação de 70 a 75 % da velocidade crítica. Dentro desta faixa não existem variações significativas nos valores da função distribuição de quebra.

3.4.5. Cargas de Bolas e de Partículas

SHOJI et al.⁽³⁰⁾, em 1982, estudaram os efeitos das cargas de bolas e de partículas em amostras de quartzo classificadas em um único intervalo de tamanhos, em moinhos de laboratório com diâmetros de 195 e 600 mm.

Eles concluíram que a condição ótima de preenchimento intersticial de partículas na moagem a seco para que fossem obtidas as taxas máximas de quebra, encontrava-se na faixa de $0,6 \leq U \leq 1,1$ e para moagem a úmido, $0,76 \leq U \leq 0,83$. Para a função distribuição de quebra, concluíram que ela não era dependente da carga de bolas ou da carga de partículas.

Posteriormente, GAO; FORSSBERG⁽³¹⁾, em 1989, realizaram estudos em amostras de minério de ferro moídas para diferentes intervalos de tamanhos e, separadamente, com preenchimento intersticial variando de $0,1 \leq U \leq 1,7$, carga de bolas igual a 0,25 e em um moinho com 245 mm de diâmetro. Eles concluíram que a taxa específica de quebra decresce rapidamente com o aumento de preenchimento intersticial (U) e a função distribuição de quebra varia inversamente com o preenchimento intersticial para partículas de tamanhos grosseiros, sendo independente de U para tamanhos pequenos.

3.5. A Técnica "Locked Cycle"

Em Tratamento de Minérios a configuração mais utilizada no processo de moagem é aquela constituída por um moinho de bolas em circuito fechado com um classificador.

A otimização de um circuito com essa configuração, através de estudos realizados na própria usina, poderá ser proibitiva, caso não haja disponibilidade de equipamentos reserva na mesma, o que é normal visto os elevados custos de aquisição dos moinhos.

Uma alternativa que se apresenta para superar essa possível falta de disponibilidade é a execução de ensaios em escala de laboratório que simulem circuitos fechados e contínuos de moagem. Uma das técnicas capaz de realizar esta simulação denomina-se "locked cycle".

De acordo com PRASHER⁽³²⁾, esta técnica consiste em moer uma quantidade fixa de material por um determinado tempo, sendo o produto separado em uma peneira com abertura previamente definida e descartado o material nela passante. Esse conjunto de procedimentos constitui um ciclo de moagem. A fração retida é misturada com a alimentação nova e o ciclo repetido até que o sistema alcance o estado de equilíbrio, ou seja, quando a quantidade de material descartado torna-se constante.

Há 60 anos atrás, Bond e seus colaboradores aplicaram a técnica de "locked cycle" para a avaliação da moabilidade de minérios. Neste caso específico, o procedimento simula uma moagem a seco com bolas operando sob condições de "plug flow", em circuito fechado com um classificador e carga circulante de 250 %⁽³³⁾.

Tanto "locked cycle" quanto a avaliação da moabilidade por Bond demandam um alto grau de precisão nos ensaios, pois caso contrário, os erros introduzidos podem consumir um grande número de ciclos adicionais para que estes sejam eliminados. Em casos extremos, esses erros podem chegar a provocar um falso estado de equilíbrio.

No estudo realizado por FUERSTENAU; VENKATARAMAN⁽³³⁾ que tinha, entre outros objetivos, delinear o comportamento de uma mistura de minerais (calcita e quartzo) durante a cominuição utilizando a técnica de "locked cycle", os autores consideraram que o sistema atingiu o equilíbrio quando a composição mineralógica do produto tornava-se igual a da alimentação nova.

A Figura 4 apresenta a composição mineralógica do material recirculado e do produto do circuito como uma função do número de ciclos, para uma alimentação inicial de calcita e quartzo na razão 1:1 em volume. Como pode ser observado, o conteúdo de quartzo tanto no recirculado quanto no produto, ("overflow" do classificador) cresce assintoticamente em função do número de ciclos. O estado de equilíbrio é alcançado lentamente a partir do 25º ciclo (50 minutos). Nesta condição, a baixa taxa específica de quebra do quartzo é compensada pela presença deste mineral em maior proporção no material que permanece no interior do moinho ("hold up").

Ainda segundo FUERSTENAU; VENKATARAMAN⁽³³⁾, é possível supor que na moagem de uma mistura de minerais, a função taxa específica de quebra de um desses minerais irá variar com a mudança da composição mineralógica do "hold up", dependendo da moabilidade de cada mineral. Além disso, com a composição mineralógica mudando lentamente (Figura 4), os parâmetros da taxa específica de quebra também irão mudar.

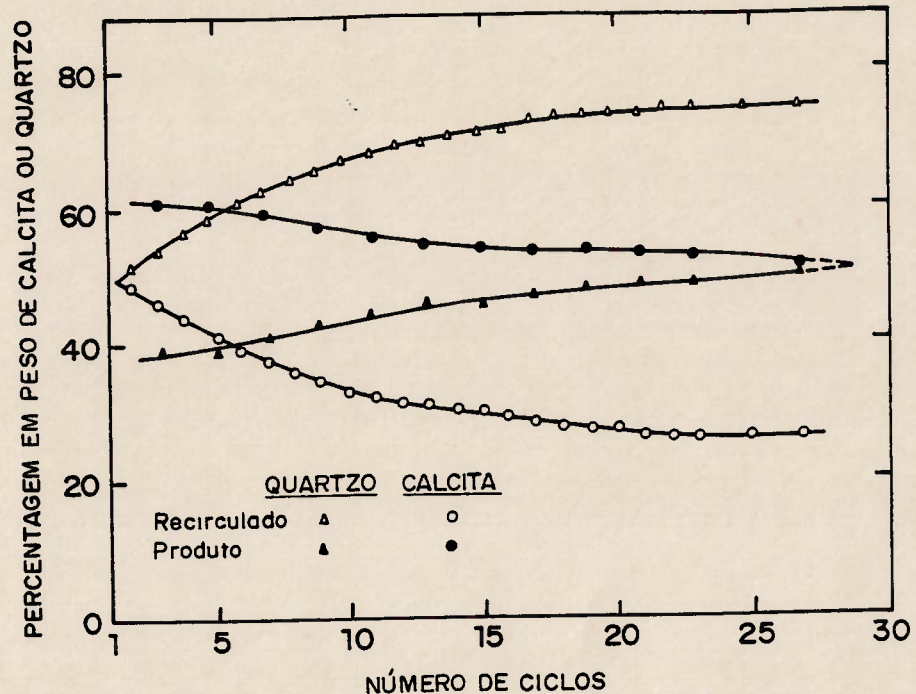


Figura 4 - Composição do material recirculado e do produto do circuito como função do número de ciclos para experimentos "locked-cycle".

Fonte: FUERSTENAU, D.W.; VENKATARAMAN, K.S .- The comminution of multicomponent feeds under batch and locked-cycle conditions: kinetics, simulation and energy distribution.

Embora sempre se procure trabalhar com uma alimentação homogênea, isso não ocorre na realidade. Sendo assim, um circuito de moagem deveria estar capacitado a absorver mudanças na composição mineralógica e características físicas do material com o tempo. A exemplo do que ocorreu com o estudo⁽³³⁾ aqui apresentado, se num sistema de moagem cada distúrbio na alimentação acarretasse 50 minutos para que o sistema novamente entrasse em equilíbrio, é possível que os circuitos de moagem estivessem eternamente na condição de estado transitório.

PRASHER⁽³²⁾, FUERSTENAU; VENKATARAMAN⁽³³⁾ e GUMTZ; FUERSTENAU⁽³⁴⁾ apresentam a simulação por computador como uma alternativa à execução dos ensaios de laboratório quando da aplicação da técnica "locked cycle", sendo preciso apenas a realização de ensaios para obtenção de dados de entrada do modelo, reduzindo assim a campanha experimental.

De acordo com PRASHER⁽³²⁾, é necessário primeiro escolher um modelo de moagem adequado. A solução exata ou aproximada para esse modelo pode ser escrito como:

$$R_i(t) = \phi_i(t) H \quad (12)$$

onde: R_i = quantidade de material retida na peneira com abertura x_i ;

ϕ_i = função da distribuição de tamanhos da alimentação, parâmetros do modelo e tempo de moagem; e

H = quantidade de minério contido no interior do moinho ("hold up").

O estudo desenvolvido por GUMTZ; FUERSTENAU⁽³⁴⁾ ilustra a aplicação do modelo discretizado de moagem em batelada, desenvolvido por Herbst e Fuerstenau. Neste estudo, a moagem foi realizada a seco, com amostra de dolomita no intervalo de tamanhos 1,7 x 2,4 mm, num moinho de aço com 254 mm de diâmetro, carregado com bolas de aço de 25,4 mm que ocupavam 50 % do seu volume e rotação de 47 rpm. A quantidade de dolomita correspondia a um preenchimento intersticial (J) de 0,5. Os resultados simulados por computador foram comparados àqueles obtidos experimentalmente, ambos utilizando a técnica de "locked cycle". Na Figura 5 são apresentados esses resultados e conforme pode ser observado, a

similaridade destes é excelente, vindo a comprovar a validade da simulação por computador.

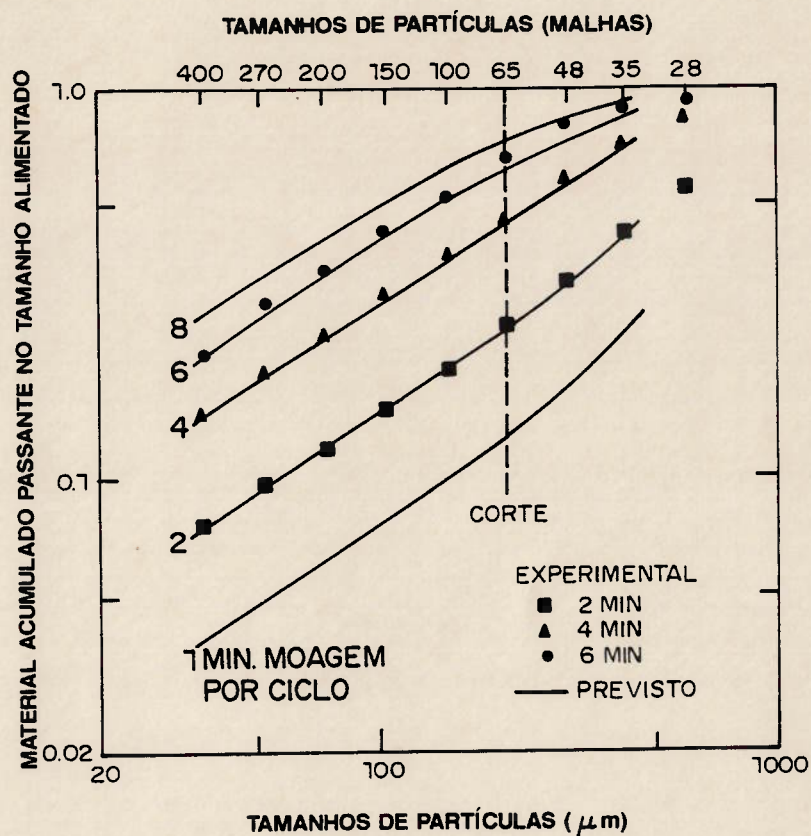


Figura 5 - Comparação entre as distribuições de tamanhos experimentais e as simuladas por computador para dolomita, no intervalo de tamanhos 1,7 x 2,4 mm, para vários ciclos de moagem de diferentes tempos.

Fonte: GUMTZ, G.D.; FUERSTENAU, D.W. - Simulation of locked cycle grinding.

4. MATERIAIS E MÉTODOS

- Amostras

As amostras utilizadas foram coletadas em uma usina piloto instalada pelo CETEM, na cidade de Ponta Grossa - PR, da qual fazia parte um moinho tendo seixos como corpos moedores e que operava em circuito fechado com um classificador espiral, onde o material era separado em 0,074 mm.

No presente trabalho, foram realizadas duas amostragens no circuito de moagem desta usina, envolvendo a tomada de amostras representativas da alimentação nova do moinho e do produto de moagem ("overflow" do classificador) para cada mina estudada, conforme apresentado na Figura 6.

Foram estudadas quatro minas localizadas nos seguintes municípios:

Minas	Municípios
Ferradinho	Bocaiúva do Sul
Flor	Castro
Barra Moura	Ponta Grossa
G - 18	Ponta Grossa

Da mina Barra Moura foram estudadas duas amostras obtidas de diferentes frentes de extração, Barra Moura Creme e Barra Moura Rosa.

- Amostragem

As amostras representativas da alimentação nova do moinho de cada mina foram coletadas em cada uma das pilhas de alimentação da usina piloto. Foram tomados incrementos em diversos pontos, utilizando-se pás manuais, formando uma nova pilha. Esta foi homogeneizada e quarteada sucessivamente, até formar a amostra final, com aproximadamente 500 kg.

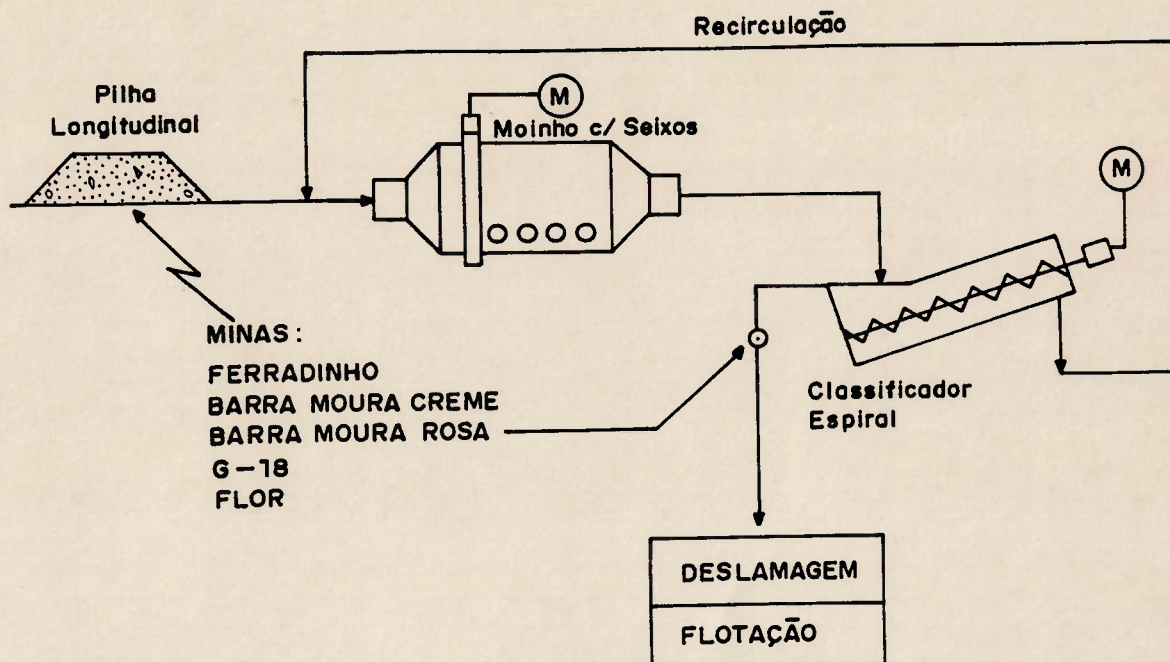


Figura 6 - Circuito de moagem da usina piloto e pontos de amostragem.

As amostras representativas do produto de moagem de cada mina foram constituídas a partir da tomada de incrementos a cada 30 minutos, após o circuito entrar em equilíbrio, para uma jornada de trabalho de 8 horas. A amostra final, sob a forma de polpa, foi acondicionada em recipientes plásticos com capacidade de 20 litros, tendo cada amostra, cerca de 5 kg (seca).

- Preparação das amostras

As amostras da alimentação nova do moinho de cada mina foram secas ao ar livre e desagregadas manualmente em uma peneira de 3,17 mm (6 malhas Tyler). Cada uma dessas amostras foi homogeneizada em pilhas cônicas, seguindo-se uma pilha tronco de pirâmide, da qual foi retirada uma amostra de cerca de 50 kg. Com esta amostra foi preparada uma nova pilha

tronco de pirâmide, de onde foram retiradas amostras para análise química, caracterização mineralógica e ensaios de moagem, conforme mostrado na Figura 7. Para os ensaios de moagem, foram feitas de duas a quatro pilhas tronco de pirâmide por amostra e, em cada uma destas pilhas, realizadas análises granulométricas para controle da distribuição de tamanhos da amostra.

As amostras do produto de moagem de cada mina foram reduzidas em quarteador de polpa, sendo retirada uma amostra para análise granulométrica.

- Análise Química

Foi destinado cerca de 1 kg de amostra representativa da alimentação nova do moinho de cada mina para análise química. Elas foram reduzidas a uma granulometria abaixo de 0,104 mm (150 malhas Tyler), homogeneizada e quarteada de modo a obter-se uma amostra final de aproximadamente 100 g.

As análises químicas foram realizadas por via úmida para a identificação dos compostos e características: MgO; SiO₂; Al₂O₃; Fe₂O₃; Na₂O; CaO; umidade e perda ao fogo.

Os óxidos analisados são as determinações mais usuais para o talco. A umidade, neste caso, quantifica a água higroscópica, ou seja, a umidade que o talco adquire em ambientes saturados de vapor de água, no equilíbrio. A perda ao fogo deve-se, principalmente, às águas intercalada (entre as lamelas do talco), de hidratação e zeolítica (adsorvida nos poros estruturais), à água de hidroxilas e também, de hidróxidos existentes no talco.

- Análise Granulométrica

A quantidade de amostra utilizada para realização das análises granulométricas da alimentação nova do moinho foi de aproximadamente 700

g cada, sendo empregadas as seguintes peneiras com aberturas em milímetros: 3,327; 2,362; 1,651; 1,168; 0,833; 0,589; 0,417; 0,295; 0,208; 0,147; 0,104; 0,074; 0,053 e 0,037.

Nos produtos de moagem (laboratório e piloto) de cada mina, a análise granulométrica foi realizada através de peneiramento e classificação. Foram utilizadas peneiras com aberturas em milímetros de 0,074, 0,053 e 0,044. Os tamanhos menores que 0,044 mm foram analisados através de cicloclassificador que, para as condições adotadas, proporcionou separações em: 0,0349; 0,0313; 0,0228 e 0,0119 mm. Através de curvas de distribuições granulométricas, segundo o modelo de Rosin-Ramler, determinou-se as separações em milímetros: 0,037; 0,026; 0,018; 0,012 e 0,008.

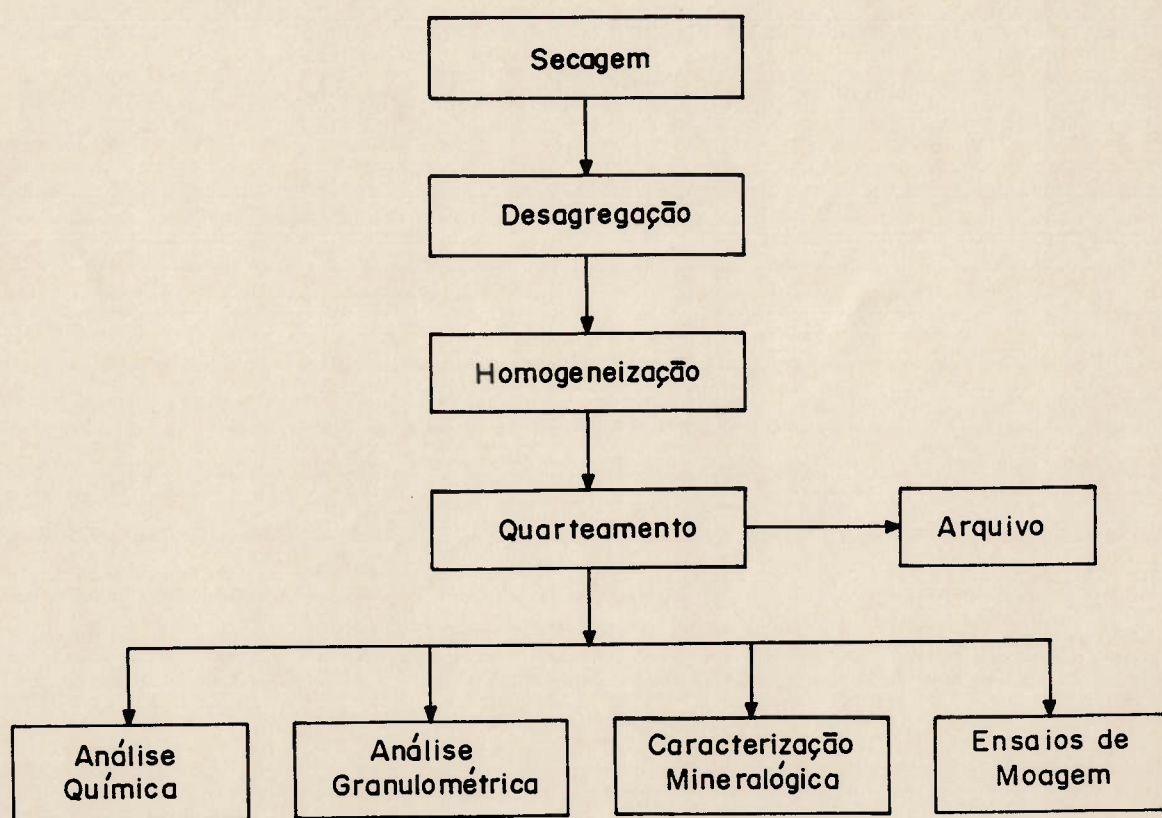


Figura 7 - Fluxograma de preparação das amostras.

- Ensaio de Moagem

Os ensaios de moagem foram realizados em um moinho construído no CETEM, com 252 mm de diâmetro e 196 mm de comprimento. Estes ensaios tiveram como base a utilização da técnica "locked cycle".

Como corpos moedores foram utilizados seixos de quartzito, calcedônia e granito. Os maiores (diâmetros médios de 31,7 mm e 22,2 mm) são seixos rolados de rios, procedentes do estado do Paraná. Os menores foram adquiridos em lojas de aquário. Estes seixos apresentaram uma densidade medida de 2,7 e foi utilizada a seguinte distribuição de tamanhos:

Diâmetro (mm)		Diâmetro (mm)	Massa (%)
Máximo	Mínimo		
38,1	25,4	31,7	53
25,4	19,0	22,2	26
19,0	12,7	15,8	15
12,7	6,4	9,5	6

Como o intervalo granulométrico da fração (38,1 x 25,4 mm, por exemplo) é pequeno em comparação com a distribuição granulométrica total (38,1 x 6,4 mm), foi adotado que o tamanho médio dos seixos do intervalo é a média aritmética dos seus extremos.

As condições operacionais utilizadas nos ensaios de moagem foram:

- moagem a seco;
- velocidade de rotação do moinho: 59 rpm (70 % da velocidade crítica);
- volume ocupado pelos seixos: 40 % do volume interno;
- massa de seixos: 6427 g;
- quantidade de amostra: 1100 g; e
- tempo de moagem: 1 minuto.

As condições utilizadas no peneiramento para fechar o circuito foram:

- peneiramento a úmido;
- granulometria: 0,074 mm (200 malhas Tyler); e
- tempo de peneiramento: 30 minutos.

A análise granulométrica dos produtos de moagem obtidos utilizando a técnica "locked cycle" foi comparada com a do produto de moagem da usina piloto para que fosse avaliada a validade desta técnica.

O circuito de moagem/classificação utilizado nos ensaios de usina piloto era constituído pelos seguintes equipamentos e especificações principais:

- moinho tubular com seixos, Denver, com 406 mm de diâmetro e 813 mm de comprimento; e
- classificador espiral Akins, Humboldt-Wedag com o diâmetro da espiral de 250 mm (10").

5. RESULTADOS

5.1. Análise Química

Os resultados das análises químicas via úmida das amostras representativas de talco para as diferentes minas são apresentados na Tabela 1.

Tabela 1 - Resultados de análises químicas via úmida das amostras de talco.

Compostos / Características	Minas				
	Ferradinho (%)	Flor (%)	Barra Moura		G - 18 (%)
			Creme (%)	Rosa (%)	
MgO	33,0	25,5	26,4	20,7	19,7
SiO ₂	57,0	63,5	60,5	64,0	68,5
Al ₂ O ₃	1,4	2,6	2,7	4,2	2,3
Fe ₂ O ₃	0,15	0,62	0,90	1,9	1,5
Na ₂ O	3,1	1,9	2,3	1,7	1,8
CaO	1,1	0,89	1,3	1,4	1,4
Umidade	0,42	0,40	0,53	0,78	0,42
Perda ao fogo	5,1	4,4	5,4	5,6	4,2

As amostras de talco são constituídas predominantemente por SiO₂ e MgO, com teores que juntos ultrapassam a 84 %.

5.2. Caracterização Mineralógica

O estudo realizado com as amostras representativas das quatro diferentes minas de talco mostrou serem estas constituídas principalmente por lamelas de talco e grãos de quartzo, sendo que quando o talco ocorre nas frações mais grosseiras este encontra-se na forma de aglomerados resistentes à desagregação no ultra-som.

Como pode ser observado na Tabela 2, o talco e o quartzo juntos somam 90 % em massa, com predominância do talco.

Foram identificados pequenas quantidades de argilominerais e de tremolita e em quantidades ainda menores, microgrãos de zirconita, óxido de ferro e óxido de manganês.

Tabela 2 - Composição mineralógica semiquantitativa das amostras de talco.

Minerais	Minas				
	Ferradinho (%)	Flor (%)	Barra Moura		G - 18 (%)
			Creme (%)	Rosa (%)	
Talco	72	70	70	55	55
Quartzo	20	22	20	35	35
Tremolita	4,5	3,5	4,5	3,5	5,5
Caulinita	3,0	4,0	5,0	6,0	4,0
Outros*	< 0,5	< 0,5	< 0,5	< 0,5	< 0,5

* óxido de ferro, óxido de manganês, zirconita, etc.

5.3. Análise Granulométrica

Os resultados das análises granulométricas da alimentação nova do moinho, apresentadas na Tabela 3, são a média das análises realizadas em cada uma das pilhas, para cada uma das amostras de talco.

Pela Tabela 3 pode ser observado que as amostras da mina Ferradinho apresenta uma distribuição granulométrica mais grosseira que as demais, seguida das minas Flor e G - 18.

Os desvios padrão calculados para a distribuição de tamanhos das amostras variaram de 1 a 14 %. Esta variação não aconteceu de forma

sistemática, com os maiores desvios padrão para as menores frações de tamanho.

Tabela 3 - Análise granulométrica média da alimentação e seus desvios padrão.

Fração Granulométrica (mm)	Massas Retidas e Desvios Padrão									
	Ferradinho		Flor		Barra Moura				G - 18	
	(%)	σ (%)	(%)	σ (%)	Creme		Rosa		(%)	σ (%)
					(%)	σ (%)	(%)	σ (%)		
3,327 x 2,362	7,9	$\pm 10,1$	2,5	$\pm 8,0$	1,4	$\pm 7,1$	3,1	$\pm 12,9$	5,3	$\pm 11,3$
2,362 x 1,651	14,6	$\pm 8,9$	4,6	$\pm 6,5$	2,3	$\pm 4,3$	4,5	$\pm 4,4$	9,3	$\pm 5,4$
1,651 x 1,168	10,9	$\pm 11,9$	5,0	$\pm 4,0$	3,3	$\pm 12,1$	3,2	$\pm 3,1$	6,7	$\pm 7,5$
1,168 x 0,833	9,0	$\pm 10,0$	5,9	$\pm 11,9$	2,6	$\pm 11,5$	3,6	$\pm 1,4$	4,6	$\pm 6,5$
0,833 x 0,589	6,7	$\pm 3,0$	5,3	$\pm 1,0$	2,6	$\pm 7,7$	2,8	$\pm 3,6$	4,3	$\pm 2,3$
0,589 x 0,417	5,6	$\pm 7,1$	6,8	$\pm 5,9$	3,3	$\pm 12,1$	3,4	$\pm 1,5$	3,6	$\pm 13,9$
0,417 x 0,295	2,9	$\pm 6,9$	3,3	$\pm 6,1$	2,2	$\pm 13,6$	1,9	$\pm 5,3$	2,4	$\pm 12,5$
0,295 x 0,208	3,6	$\pm 5,6$	5,0	$\pm 6,0$	2,6	$\pm 11,5$	2,2	$\pm 3,6$	2,3	$\pm 13,0$
0,208 x 0,147	3,1	$\pm 6,4$	5,9	$\pm 6,8$	3,2	$\pm 12,5$	3,0	$\pm 3,3$	2,6	$\pm 7,7$
0,147 x 0,104	1,7	$\pm 11,8$	4,0	$\pm 1,2$	2,0	$\pm 5,0$	2,0	$\pm 10,0$	1,7	$\pm 5,9$
0,104 x 0,074	2,4	$\pm 12,5$	4,0	$\pm 2,5$	1,7	$\pm 5,9$	2,1	$\pm 9,5$	1,9	$\pm 5,3$
0,074 x 0,053	1,9	$\pm 10,5$	4,2	$\pm 1,0$	2,6	$\pm 11,5$	3,2	$\pm 6,2$	2,2	$\pm 13,6$
0,053 x 0,037	1,8	$\pm 11,1$	3,3	$\pm 9,0$	2,2	$\pm 9,1$	4,2	$\pm 4,8$	3,1	$\pm 6,5$
-0,037	27,9	$\pm 12,5$	40,0	$\pm 3,5$	68,0	$\pm 2,2$	60,8	$\pm 2,1$	50,0	$\pm 1,0$
Total	100,0		100,0		100,0		100,0		100,0	

5.4. Ensaio de Moagem

Em todas as amostras estudadas, foram realizados cinquenta ciclos de moagem. Na Figura 8 é apresentada a quantidade de material abaixo de 0,074 mm gerada a cada ciclo. Conforme pode ser observado, todas as cinco amostras mostraram uma tendência à estabilização.

Na Tabela 4 e Figuras 9, 10, 11, 12 e 13 são apresentados os resultados das análises granulométricas envolvendo os produtos de moagem da usina piloto e dos ensaios "locked cycle" para cada mina estudada. Pode ser observado que as curvas referentes aos produtos obtidos pelos ensaios "locked cycle" não coincidiram com as da piloto, mas estiveram sempre bem próximas, o que mostra, a princípio, a aplicabilidade da técnica. Para cada uma das amostras estudadas, foi determinado o fator de ajuste para as curvas dos produtos de moagem obtidos em laboratório e na usina piloto. Estes fatores foram determinados a partir da média das razões encontradas entre os dois produtos para cada intervalo de tamanho e são apresentados na Tabela 5 e nas Figuras 9, 10, 11, 12, e 13.

Após os cinquenta ciclos de moagem, foi determinada a carga circulante para cada uma das amostras das minas envolvidas, sendo estes resultados apresentados na Tabela 6. Estes valores quando comparados com aqueles obtidos na usina piloto (Tabela 7) mostram que há uma diferença significativa entre eles.

Para a mina Flor, não foi possível determinar a carga circulante na usina piloto por falta de dados.

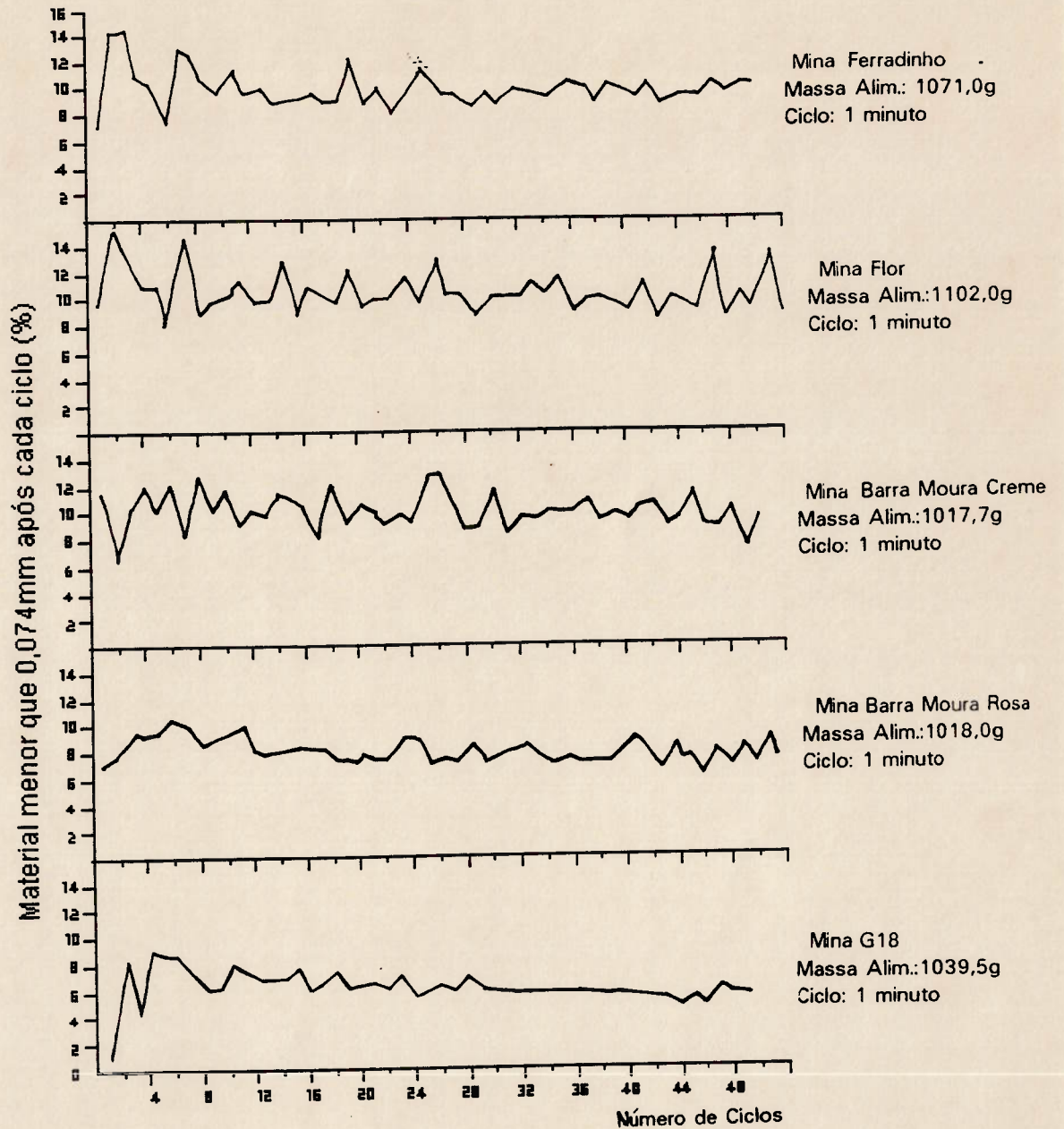


Figura 8 - Resultados obtidos nos ensaios de moagem com aplicação da técnica "locked cycle".

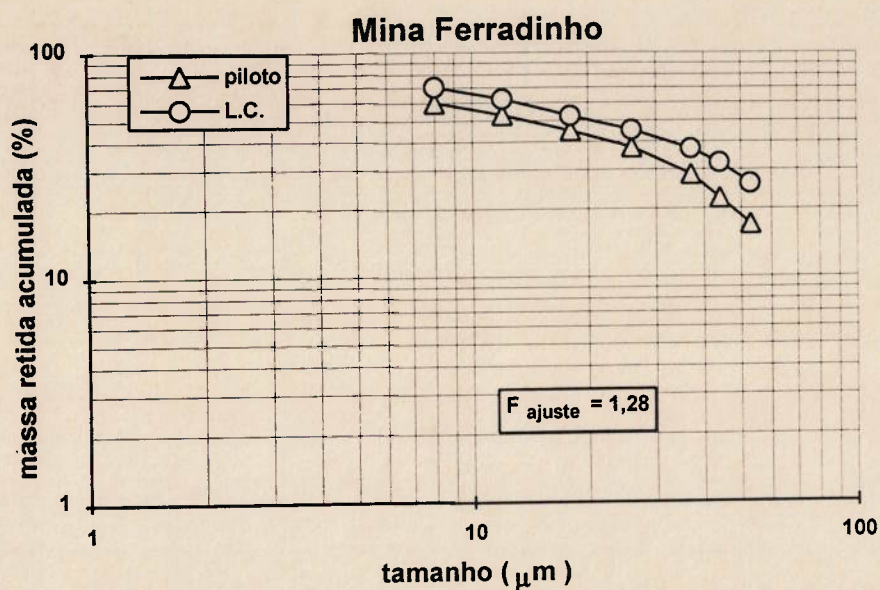


Figura 9 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Ferradinho.

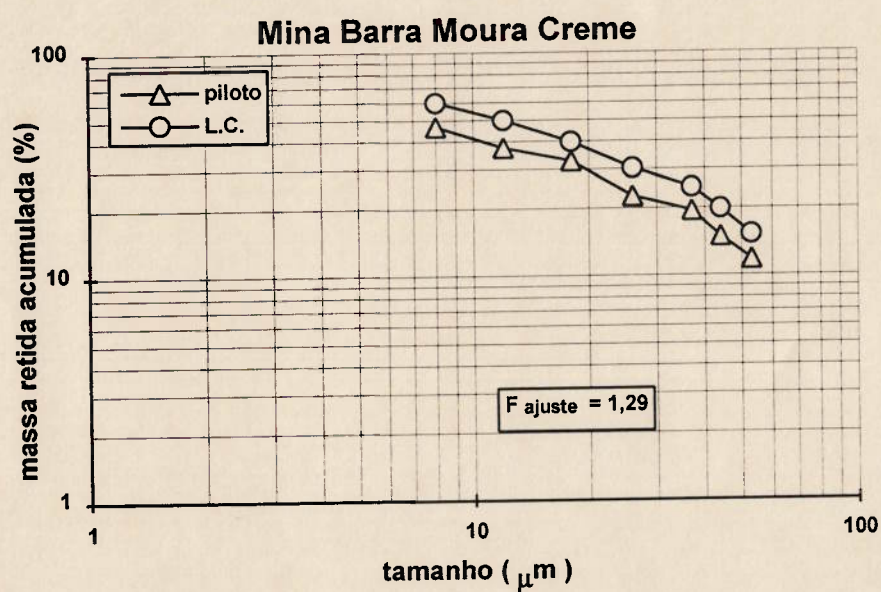


Figura 10 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Barra Moura Creme.

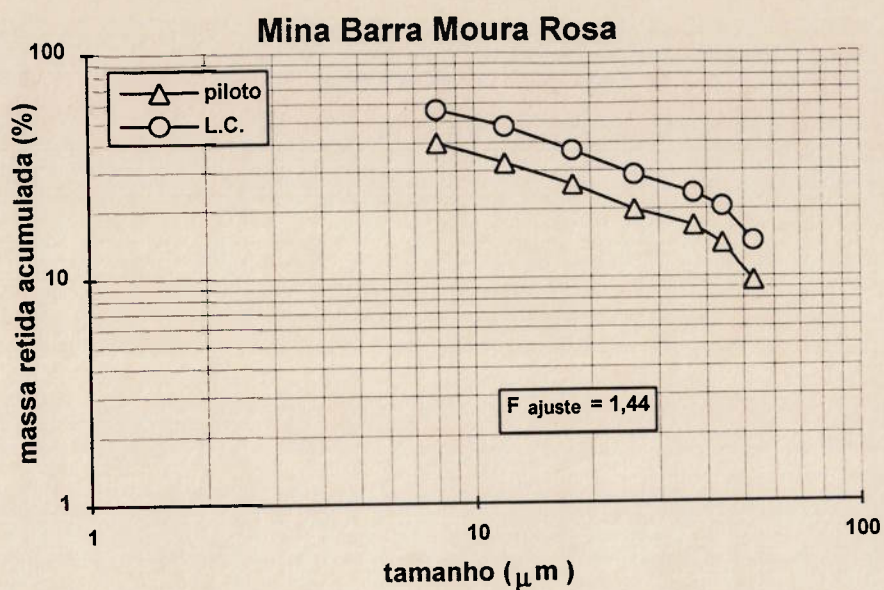


Figura 11 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Barra Moura Rosa.

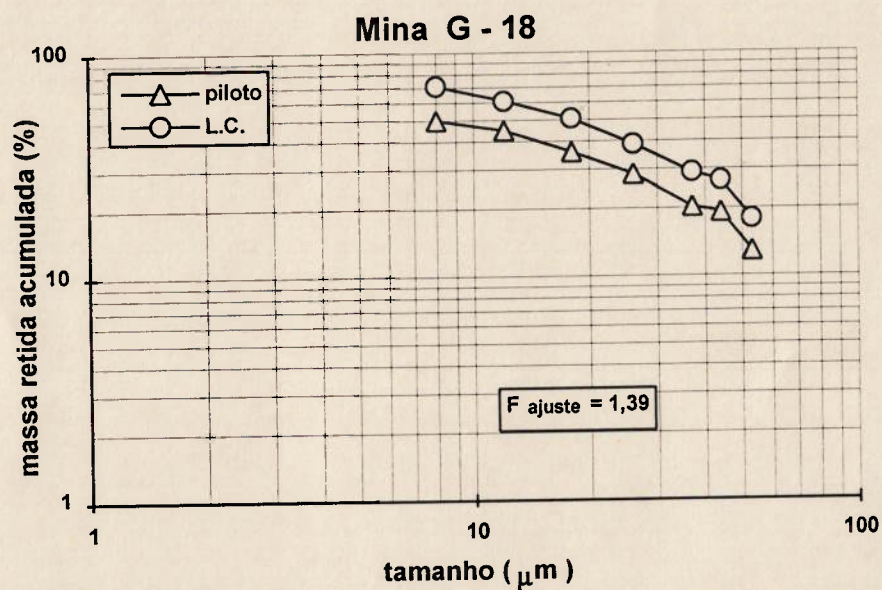


Figura 12 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina G - 18.

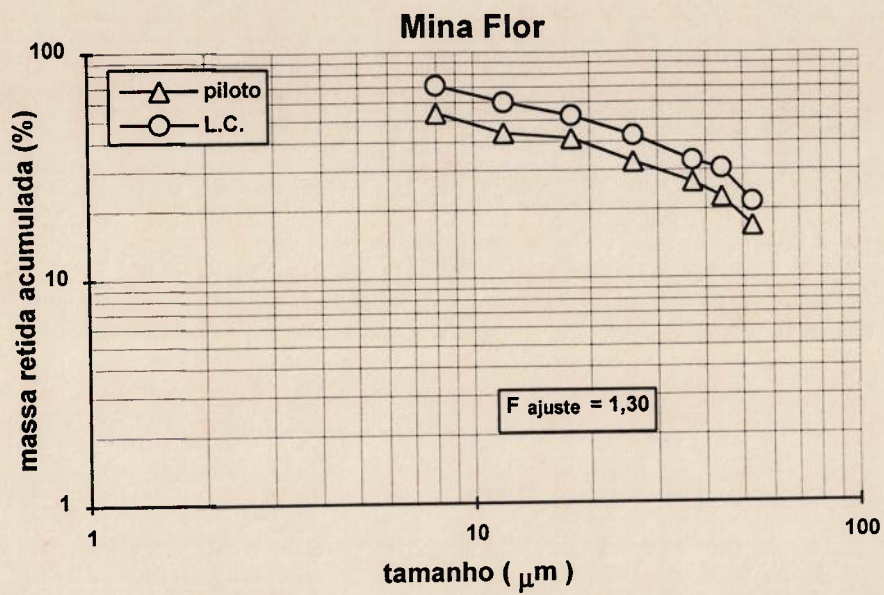


Figura 13 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Flor.

Tabela 5 - Fatores de ajustes para as distribuições de tamanhos dos produtos de moagem dos ensaios "locked cycle" e da usina piloto.

Fração Granulométrica (mm)	Distribuição de tamanho L. C. / Distribuição de tamanho piloto = (F _{ajuste})				
	Ferradinho	Barra Moura Creme	Barra Moura Rosa	G - 18	Flor
0,074 x 0,053	1,52	1,30	1,49	1,39	1,28
0,053 x 0,044	1,43	1,33	1,46	1,38	1,34
0,044 x 0,037	1,30	1,27	1,40	1,42	1,25
0,037 x 0,026	1,20	1,33	1,44	1,36	1,31
0,026 x 0,018	1,17	1,22	1,42	1,41	1,26
0,018 x 0,012	1,18	1,33	1,46	1,46	1,37
0,012 x 0,008	1,17	1,29	1,41	1,41	1,32
- 0,008	-	-	-	-	-
Média	1,28	1,29	1,44	1,39	1,30

Tabela 6 - Carga circulante (C.C.) calculada nos ensaios "locked cycle".

Minas	Alim. Moinho (g)	Alimentação Nova		C. C. (%)
		(g)	(%)	
Ferradinho	1071,0	107,1	10,0	1000
Flor	1102,0	121,2	11,0	910
B. Moura Creme	1017,7	101,8	10,0	1000
B. Moura Rosa	1018,0	71,3	7,0	1430
G - 18	1039,5	62,4	6,0	1670

Tabela 7- Carga circulante (C.C.) calculada para os ensaios da usina piloto.

Minas	Alim. Moinho (kg/h)	Alimentação Nova		C. C. (%)
		(kg/h)	(%)	
Ferradinho	423,0	86,1	20,2	490
B. Moura Creme	307,4	78,9	25,7	390
B. Moura Rosa	102,1	71,3	69,8	140
G - 18	240,0	96,5	40,2	250

6. ANÁLISE DOS RESULTADOS

Conforme apresentado na Tabela 3, as variações dos resultados expressas pelos desvios padrão podem ser atribuídas a erros operacionais no peneiramento e a erros de amostragem devido à homogeneização das amostras, preparação das pilhas para realização dos ensaios de moagem e geração de finos pelo manuseio das amostras.

Analisando a Figura 8, é possível verificar que durante os cinquenta ciclos, as amostras das minas G - 18 e Ferradinho foram as que apresentaram uma menor dispersão de seus pontos, tendendo a valores de 6 e 10% de material menor que 0,074 mm, respectivamente. Já nas demais amostras, Barra Moura Rosa, Barra Moura Creme e Flor, foram observadas maiores dispersões e os resultados tenderam para os valores 7, 10 e 11%, respectivamente.

Em circuitos fechados de moagem de minérios, devido à diferença de moabilidade de seus componentes, o material grosseiro que retorna ao moinho a partir do classificador, terá uma composição diferente daquela da alimentação nova. No início da moagem ou quando há significativas flutuações na composição da alimentação, o circuito atravessa um período transiente. Neste período, a composição dos diferentes fluxos (alimentação do moinho, produtos recirculado e de moagem) passam por contínuas mudanças antes de atingir o estado de equilíbrio.

As perturbações observadas nos ensaios "locked cycle" podem ser atribuídas a essas flutuações de composição da alimentação do moinho, uma vez que o minério é constituído essencialmente por talco e quartzo, minerais que apresentam características de moabilidade muito diferentes entre si. O talco é um mineral lamelar que se desagrega facilmente, gerando quando

processado (cominuído ou atritado), muitos finos. Sua dureza na escala Mohs é 1, enquanto a do quartzo é 7. O índice de moabilidade (WI) do talco é de apenas 6,5 kWh/t, conforme determinação apresentada em Anexo, já o do quartzo é de 15 kWh/t⁽²⁵⁾.

Analisando as cargas circulantes das amostras na moagem em laboratório ("locked cycle") apresentada na Tabela 6, verifica-se que estas foram elevadas, como consequência dos ensaios terem sido realizados a seco. Destacam-se, as amostras das minas Barra Moura Rosa e G - 18, que por terem maior teor em quartzo (ver Tabela 2), alcançaram maiores valores de carga circulante, 1430 e 1670 %, respectivamente.

Para os ensaios da usina piloto (Tabela 7), as maiores cargas circulantes foram encontradas para as amostras das minas Ferradinho e Barra Moura Creme. A exemplo do que ocorreu em laboratório, seria de se esperar que as amostras com maior teor de quartzo (Barra Moura Rosa e G - 18) apresentassem também nos ensaios de moagem piloto uma maior carga circulante, o que não ocorreu. Tal fato pode sugerir que os ensaios de usina piloto com estas amostras tenham sido realizados fora das condições normais de trabalho. Como exemplo, pode ser mencionada suas baixas vazões de alimentação no moinho (102,1 e 240,0 kg/h), gerando dessa forma, um produto mais fino e uma menor carga circulante (140 e 250 %). Cumpre lembrar que dentro das condições normais de trabalho, a carga circulante assume valores na faixa de 400 a 500 %⁽³⁵⁾.

Observando as Figuras 9, 10, 11, 12 e 13 é possível verificar que as curvas representativas dos produtos obtidos em laboratório e na usina piloto se mantiveram bastante próximas, fato este evidenciado através dos fatores de ajustes que variaram entre 1,28 e 1,49 (Tabela 5). A diferença encontrada pode ser explicada levando-se em consideração fatos como:

- o circuito de moagem da usina piloto apresentar dificuldade de atingir o estado de equilíbrio, pois além da diferença de moabilidade dos constituintes mineralógicos, a alimentação ao longo do período do ensaio, pode não ter permanecido homogênea, tanto em relação a composição mineralógica quanto a distribuição de tamanhos;
- nos ensaios "locked cycle", a moagem foi realizada a seco enquanto que na usina piloto era a úmido. A moagem a úmido em condições normais, promove uma maior geração de finos, já que possui taxas específicas de quebra maiores. Weibull (apud AUSTIN et al.⁽³⁶⁾) realizou um estudo de moagem de carvão, onde a variável estudada era o tipo de moagem: a seco e a úmido. Neste estudo, ele constatou que a taxa específica de quebra para moagem a úmido foi superior a da moagem a seco por um fator de 1,85;
- a utilização de diferentes processos de separação da fração abaixo de 0,074 mm: peneiramento em laboratório e de classificação (classificador espiral Akins) na piloto. Estes baseiam-se em princípios diferentes. Enquanto no peneiramento a separação se dá exclusivamente segundo o tamanho das partículas, na classificação, que ocorre em meio fluido (água), há a influência também da densidade das partículas. Assim, uma partícula fina e densa poderá ser arrastada para o "underflow" do classificador enquanto uma partícula grosseira mas com menor densidade poderá se dirigir para o "overflow". Dessa forma, a eficiência de separação do classificador (piloto) será sempre menor quando comparada com a do peneiramento a úmido (laboratório);
- a carga circulante será tanto menor quanto mais fina for a distribuição de tamanhos no produto⁽¹⁴⁾, para estudos envolvendo uma mesma amostra e uma mesma granulometria de controle (0,074 mm). No caso

específico das amostras G - 18 e Barra Moura Rosa estas apresentaram os menores valores de cargas circulantes e os maiores fatores de ajuste (1,39 e 1,44, respectivamente);

- mudança de escala de laboratório para usina piloto, pois a taxa específica de quebra varia diretamente com o diâmetro do moinho ($S_j \propto \sqrt{D}$) e inversamente com o diâmetro das bolas ($S_j \propto d^{-1}$) que aqui neste trabalho, deve ser estendido ao diâmetro médio dos seixos. Considerando-se apenas os diâmetros dos moinhos, 252 mm para o de laboratório e 406 mm para o da usina piloto, a taxa específica de quebra dos ensaios piloto seria 30% maior que a dos ensaios de laboratório, sendo este valor obtido por:

$$\frac{S_{i \text{ piloto}}}{S_{i \text{ laboratório}}} \propto \frac{\sqrt{D_{\text{piloto}}}}{\sqrt{D_{\text{laboratório}}}} \propto \frac{\sqrt{406}}{\sqrt{252}} = 1,3.$$

7. CONCLUSÕES

A realização deste trabalho permitiu concluir que a simulação de um circuito contínuo de moagem com seixos, a úmido, para o minério de talco estudado pode ser realizada a partir de ensaios descontínuos, a seco, em laboratório utilizando a técnica "locked cycle".

Neste caso particular, o minério de talco apresentou dificuldades para atingir o equilíbrio, sendo necessário cinquenta ciclos de moagem. Este número elevado pode ser atribuído ao fato dele ser muito friável. Para minérios que não apresentem esta característica, o estado de equilíbrio será atingido mais facilmente, reduzindo assim o número de ciclos.

Como em qualquer técnica de simulação, onde o produto obtido é uma estimativa do valor verdadeiro, na técnica aqui utilizada também ocorre um erro associado que pode ser quantificado através dos fatores de ajuste encontrados. Estes fatores, que aqui variaram numa faixa de 1,28 a 1,44, estão relacionados principalmente às diferentes condições operacionais utilizadas nas escalas de laboratório e de piloto, tais como:

- moagem a seco / moagem a úmido;
- diferentes diâmetros dos moinhos; e
- tipo de separação: peneiramento / classificação.

Pelo fato dos fatores de ajuste serem variáveis, esta técnica de simulação não permite fazer previsões sobre seus valores para um minério de talco ainda não estudado, bem como dimensionar instalações.

Os resultados, no entanto, mostraram que determinado o fator de ajuste, esta técnica tem grande valia para ensaiar diferentes condições de moagem e

otimizar circuitos no que diz respeito a distribuição de tamanhos do produto final. Devido à sua simplicidade, esta técnica pode ser uma alternativa à simulação através de modelos matemáticos.

Assim, a partir de operações no moinho descontínuo de laboratório, pode-se estimar, com razoável precisão, os resultados que poderiam ser obtidos quando se quisesse introduzir alterações na operação industrial.

8. TRABALHOS FUTUROS

Os resultados obtidos sugerem a continuidade deste trabalho visando dar uma maior abrangência à técnica aqui estudada. Assim, como trabalhos futuros podem ser propostos:

- estudar amostras de talco de outras procedências; e
- avaliar a participação das condições operacionais mais significativas na determinação dos fatores de ajuste, quais sejam: concentração de sólidos; carga de corpos moedores; carga circulante; etc..

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. SOARES, O.N.; ARAÚJO, A.C. Uma técnica para a estimativa dos parâmetros das funções seleção e distribuição de quebra a partir de dados de laboratório visando a simulação da moagem com bolas. In: III Encontro do Hemisfério Sul sobre Tecnologia Mineral / XV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, São Lourenço, Minas Gerais, Brasil, p.564-83, 1992.
2. REID, K.J. A solution to the batch grinding equation. **Chemical Engineering Science**, v. 20, p.953-65, 1965.
3. LUZ, A.B. da; ALMEIDA, S.L.M.; PONTES, I.F. Talco do Paraná - flotação em escala piloto. CETEM, RP 01/90, 1990.
4. BURGER, J. Talc USA & Europe competitive markets. **Industrial Minerals**, p.17-27, 1991.
5. RAU, E. Talc: nonmetallic industrial minerals. In: WEISS N.L. **Mineral Processing Handbook**. SME-AIME, 1985.
6. ANDREWS, P.R.A. Pilot-plant treatment of a Quebec talc ore. **CIM Bulletin**, v.82, p.76-81, 1989.
7. LINCH, A.J. Mineral crushing and grinding circuits, their simulation, optimisation, design and control. In: FUERSTENAU, D.W. **Developments in Mineral Processing**, Elsevier Scientific Publishing Company, 342p, 1977.
8. FLAVEL, M.D.; RIMMER, H.W. Particle breakage studies in an impact breakage environment. **SME-AIME annual meeting**, Chicago, February, 1981.
9. AUSTIN, L.G.; KLIMPEL, R.R. Theory of grinding operations. **Industrial Engineering Chemical**, v.56, p.18-29, 1964.
10. AUSTIN, L.G.; ROGERS, R.S. Powder technology in industrial size reduction. **Powder Technology**, v.42, p.91-109, 1985.
11. KLIMPEL, R.R.; MANFROY, W. Chemical grinding aids for increasing throughput in the wet grinding ores. **Ind. Eng. Chem. Process Des. Dev.**, v.17, p.518-23, 1978.
12. KLIMPEL, R.R. Laboratory studies of the grinding and rheology of coal-water slurries. **Powder Technology**, v.32, p.267-77, 1982.
13. KAWATRA, S.K.; EISELE, T.C. Rheological effects in grinding circuits. **International Journal of Mineral Processing**, v.22, p.251-59, 1988.

14. AUSTIN, L.G.; KLIMPEL, R.R.; LUCKIE, P.T. **Process engineering of size reduction: ball milling**. Society of Mining Engineers - AIME, (várias paginações), 561 p, 1984.
15. CHENG, D.C. Further observations on the rheological behavior of dense suspensions. **Powder Technology**, v.37, p.255-73, 1984.
16. GAO, M.; FORSSBERG, E. The influence of slurry rheology on ultra-fine grinding in a stirred ball mill. In: XVIII International Mineral Processing Congress, Sidney, p.237-44, 1993.
17. FUERSTENAU, D.W.; VENKATARAMAN, K.S.; VELAMAKANNI, B.V. Effect of chemical additives on the dynamics of grinding media in wet ball mill grinding. **International Journal of Mineral Processing**, v.15(4), p.257-68, 1984.
18. EL_SHALL, H.; SOMASUNDARAM, P. Mechanism of grinding modification by chemical additives: organic reagents. **Powder Technology**, v.38, p.267-73, 1984.
19. TANGSATHIKULCHAI, C.; AUSTIN, L.G. The effect of slurry density on breakage parameters of quartz, coal and copper ore in laboratory ball mill. **Powder Technology**, v.42, p.287-96, 1985.
20. KLIMPEL, R.R. Slurry rheology influence on the performance of mineral/coal grinding circuits - part 1. **Mining Engineering**. v.34(12), p.1665-68, 1982.
21. KLIMPEL, R.R. Slurry rheology influence on the performance of mineral/coal grinding circuits - part 2. **Mining Engineering**. v.35(1), p.12-26, 1983.
22. FINCH, J.A.; LAPLANTE, A.; LEUNG, J. Modelling and simulation methodology for ore and coal process. In: SPOC Manual, CANMET, Chapter 4, Modelling and Simulation, SP 85 - 1/4E, 89p, 1985.
23. AUSTIN, L.G.; CONCHA, F. Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación. **Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología para el Desarrollo**, curso ministrado no CETEM, 392p, 1993.
24. SOARES, O.N. **Simulação da operação de moagem por bolas baseada no balanço massa-tamanho**. Minas Gerais, 1991, 178p. Tese de Mestrado, Escola de Engenharia, UFMG.
25. BERALDO, J.L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. Editora Edgard Blucher Ltda, São Paulo, 143p, 1987.
26. CRABTREE, D.D. Mechanisms of size reduction in comminution systems. **Transactions of AIME**, v.229, p.201-10, 1964.
27. YAMAMOTO, M.S. **Estudo da variação do índice energético específico - W_i , segundo a granulometria do ensaio obtida através de um**

- moinho de bolas padrão, em circuito fechado.** São Paulo, 1987. Tese de Mestrado, Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
28. AUSTIN, L.G.; KLIMPEL, P.T.; ROGERS, R.S.C. Simulation of grinding circuits for design. In: MULLAR, A.L.; JERGENSEN, G.V. **Design and Instalation of Cominution Circuits**, AIME, NEW York, p.301-24, 1982.
29. AUSTIN, L.G.; BRAME, K. A comparison of the Bond method for sizing wet tumbling ball mills with an SBM simulation model. **Powder Technology**, v.34, p.261-74, 1983.
30. SHOJI, K.; AUSTIN, L.G.; SMAILA, F.; BRAME, K.; LUCKIE, P.T. Further studies of ball and powder filling effects in ball milling. **Powder Technology**. v.31, p.121-26, 1982.
31. GAO, M.W.; FORSSBERG, E. The effect of powder filling on selection and breakage functions in batch grinding. **Powder Technology**. v.59, p.275-83, 1989.
32. PRASHER, C.L. **Crushing and Grinding Process Handbook**. John Wiley & Sons Limited, (várias paginações), 474p., 1987.
33. FUERSTENAU, D.W.; VENKATARAMAN, K.S. The comminution of multicomponent feeds under batch and locked-cycle conditions: kinetics, simulation and energy distribution. **International Journal of Mineral Processing**. v.22, p.105-18, 1988.
34. GUMTZ, G.D.; FUERSTENAU D.W. Simulation of locked-cycle grinding. **Transactions of SME-AIME**. v.247, p.330-35, 1970.
35. TRAJANO, R.B. **Princípios de tratamento de minérios**. Rio de Janeiro, 1966. Xerocopiado.
36. AUSTIN, L.G.; BAGGA, P.; CELIK, M. Breakage properties of some materials in a laboratory ball mill. **Powder Technology**. v.28, p.235-241, 1981.

ANEXO

DETERMINAÇÃO DO WI - MINA FERRADINHO

DETERMINAÇÃO DO WI - MÉTODO BOND

IDENTIFICAÇÃO DA AMOSTRA

Minério	Talco da Mina Ferradinho
Procedência	Ponta Grossa-PR
Massa Total	21.165 g
Granulometria	3,327 mm

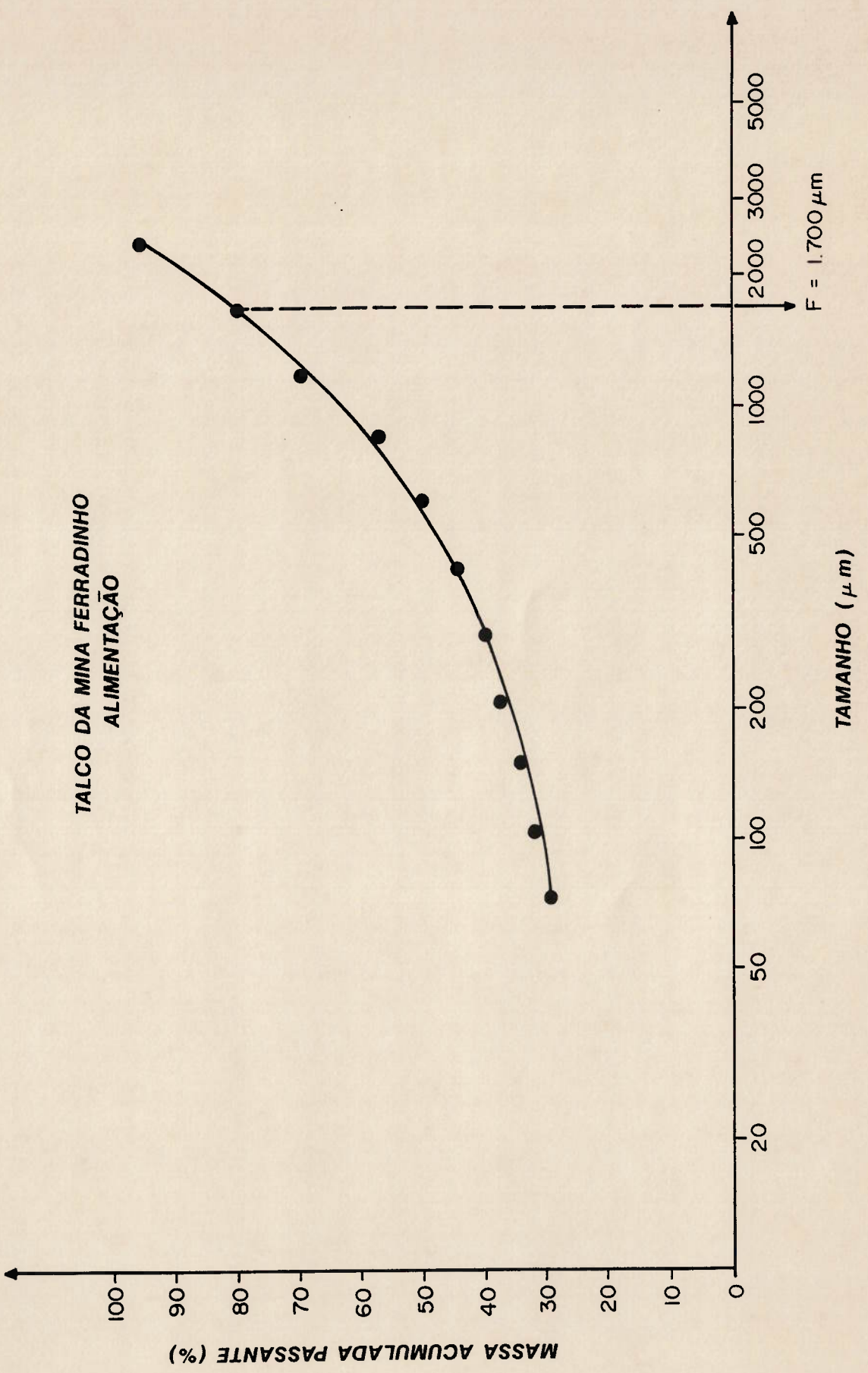
CONDIÇÕES OPERACIONAIS

Velocidade de Rotação do Moinho	70 rpm
Massa de Bolas	20.906,32 g
Volume do Minério	700 ml
Malha Teste (Am)	147 µm
Massa da Alimentação (M)	773,48 g
Massa da Alimentação quando em regime (Aar)	220,99 g
Massa Passante em Am na Alimentação	33,23%

CÁLCULO DO WI

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} \cdot Mob^{0,82} \cdot 10(P^{-0,5} - F^{-0,5})} \times 1,1$$

Malha Teste (AM)	Resultados	Mob (g/rot.)	F (µm)	P (µm)	WI (kWh/t)
147 µm	Teste 1	4,10	1700	102	6,5
	Teste 2	4,10		102	6,5
				Média	6,5



DETERMINAÇÃO DO WI

Talco da Mina Ferradinho

Granulometria: 3,327 mm

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA DA ALIMENTAÇÃO

Fração Granulométrica (μm)	Massa Retida (g)	Massa Retida (%)	Massa Retida Acumulada (%)	Massa Passante Acumulada (%)
3327 x 2362	59,76	6,07	6,07	93,93
2362 x 1651	145,70	14,80	20,87	79,13
1651 x 1168	98,05	9,96	30,83	69,17
1168 x 833	114,36	11,62	42,45	57,55
833 x 589	67,95	6,90	49,35	50,65
589 x 417	58,59	5,95	55,30	44,70
417 x 295	46,67	4,74	60,04	39,96
295 x 208	30,99	3,15	63,19	36,81
208 x 147	35,21	3,58	66,77	33,23
147 x 104	20,71	2,11	68,88	31,12
104 x 74	20,49	2,08	70,96	29,04
-74	285,82	29,04	-	-
Total	984,30	100,0	-	-

DETERMINAÇÃO DO WI - TESTE 1

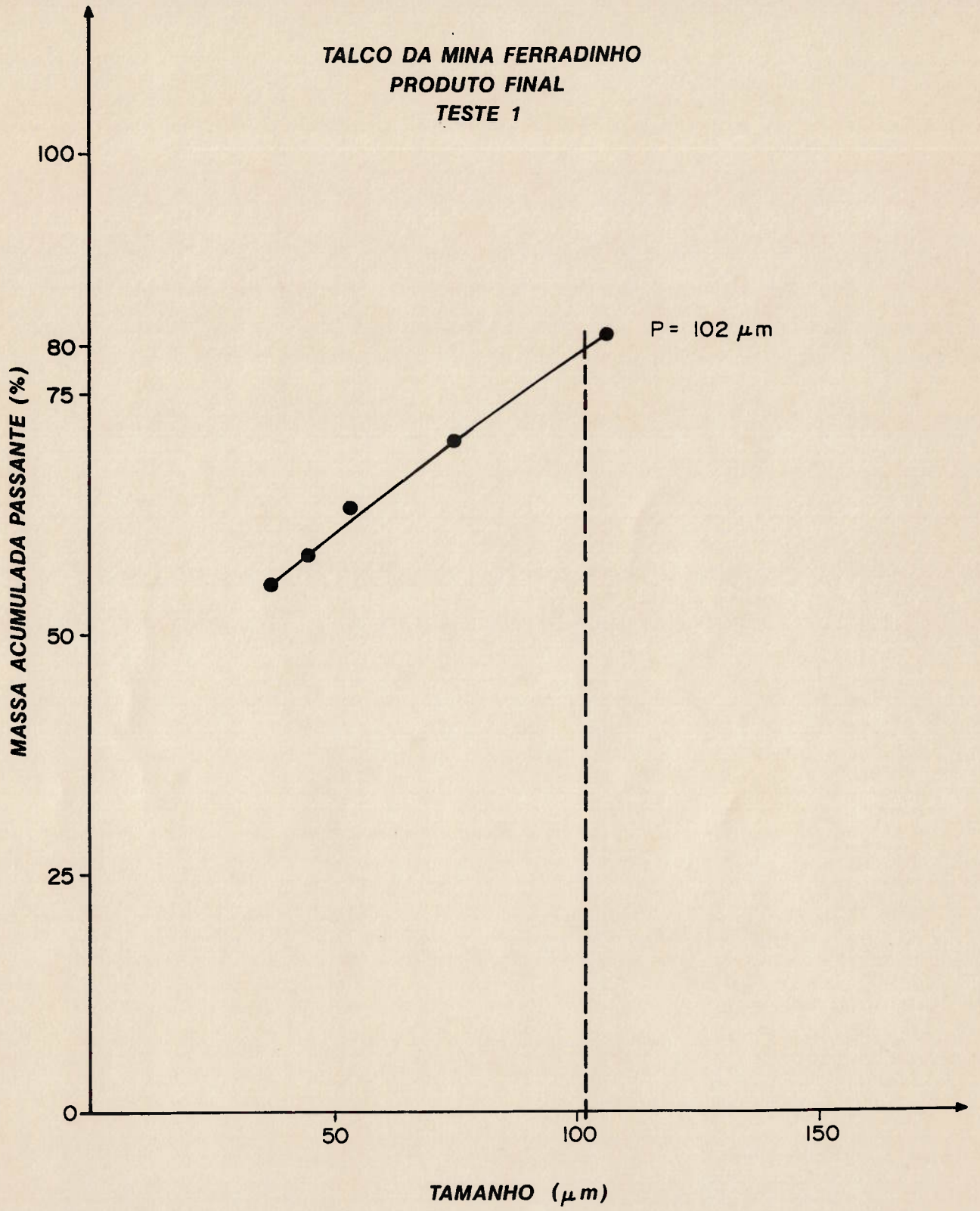
Talco da Mina Ferradinho

Granulometria: 3,327 mm

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA DO PRODUTO

Fração Granulométrica (μm)	Massa Retida (g)	Massa Retida (%)	Massa Retida Acumulada (%)	Massa Passante Acumulada (%)
147x104	41,58	18,86	18,86	81,14
104x74	24,06	10,91	29,77	70,23
74x53	15,15	6,87	36,64	63,36
53x44	11,76	5,33	41,97	58,03
44x37	6,54	2,97	44,84	55,06
-37	121,39	55,06	-	-
Total	220,48	100,0	-	-

TALCO DA MINA FERRADINHO
PRODUTO FINAL
TESTE 1



DETERMINAÇÃO DO WI - TESTE 2

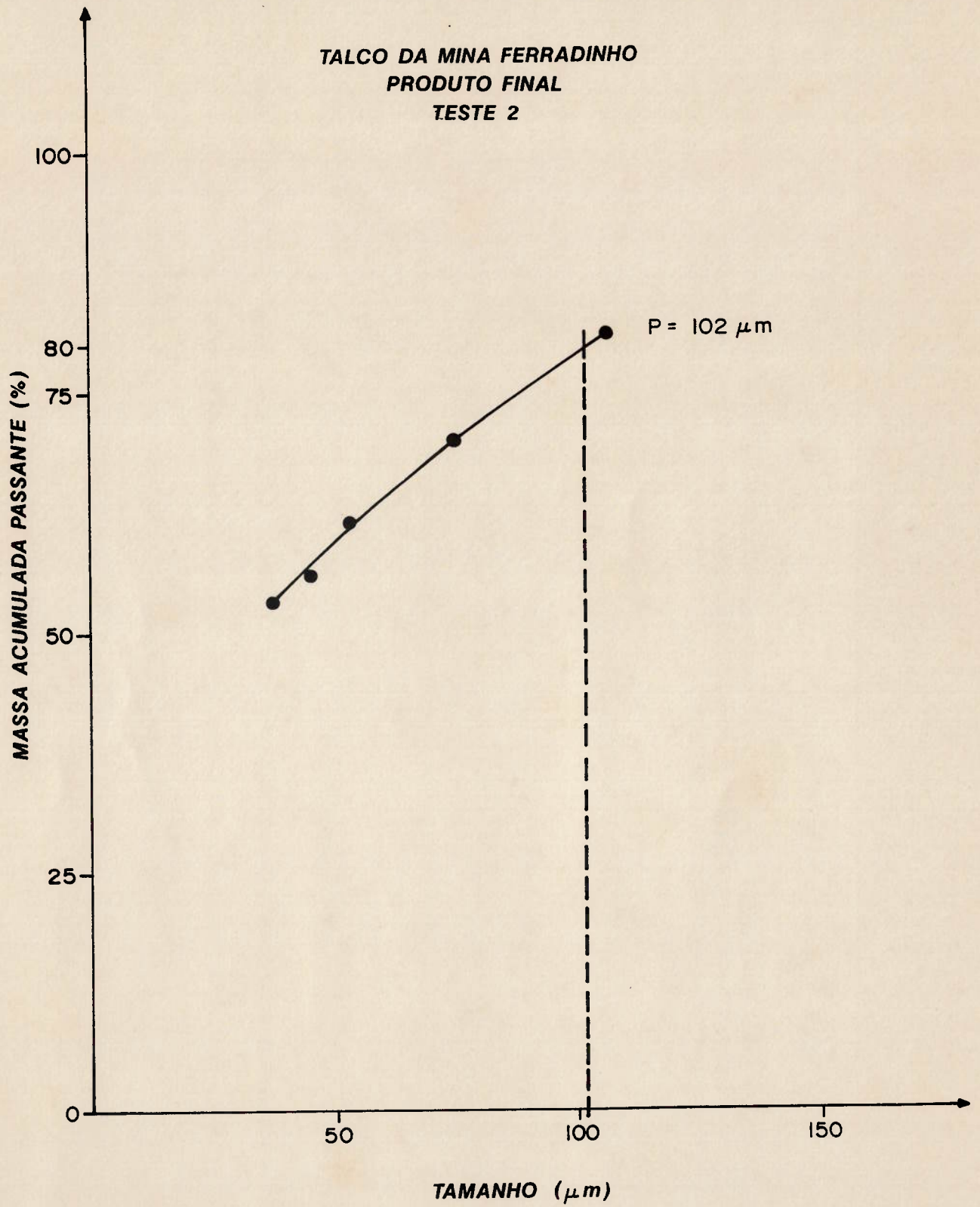
Talco da Mina Ferradinho

Granulometria: 3,327 mm

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA DO PRODUTO

Fração Granulométrica(μm)	Massa Retida (g)	Massa Retida (%)	Massa Retida Acumulada (%)	Massa Passante Acumulada (%)
147 x 104	40,21	18,80	18,80	81,20
104 x 74	24,76	11,58	30,38	69,62
74 x 53	16,91	7,90	38,28	61,72
53 x 44	11,55	5,40	43,68	56,32
44 x 37	7,46	3,49	47,17	52,83
-37	112,99	52,83		
Total	213,88	100,0	-	-

TALCO DA MINA FERRADINHO
PRODUTO FINAL
TESTE 2



DETERMINAÇÃO DO WI - TESTE 1

Minério: Talco da Mina Ferradinho

Malha Teste: 147 μm

Massa da Alimentação (M): 773,48 g

Aar = 220,99 g

1	2	3	4	5	6	7	8
Nº de Ciclos	Nº de Rotações (rpm)	Massa Passante no Ciclo (g)	Massa Retida (g)	Massa Passante (g)	Passante Líquido Gerada no Ciclo (g)	Desvio (g)	Mob (g/rot.)
1	50	257,03	359,11	414,37	157,34	138,12	3,15
2	26	137,69	517,18	256,30	118,61	35,31	4,56
3	30	85,17	558,54	214,94	129,77	-6,05	4,32
4	35	71,42	550,95	222,53	151,11	1,54	4,32
5	34	73,95	557,77	215,71	141,76	-5,28	4,17
6	36	71,68	558,79	214,69	143,01	-6,30	3,97
7	38	71,34	534,74	238,74	167,40	17,75	4,40
8	32	79,33	564,81	208,67	129,34	-12,32	4,04
9	37	69,34	552,41	221,07	151,73	0,08	4,10
10	36	73,46	550,27	223,21	149,75	2,22	4,16
						Média	4,10

DETERMINAÇÃO DO WI - TESTE 2

Minério: Talco da Mina Ferradinho

Malha Teste: 147 μm

Massa da Alimentação (M): 773,48 g

Aar = 220,99 g

1	2	3	4	5	6	7	8
Nº de Ciclos	Nº de Rotações (rpm)	Massa Passante no Ciclo (g)	Massa Retida (g)	Massa Passante (g)	Passante Líquido Gerado no Ciclo (g)	Desvio (g)	Mob (g/rot.)
1	50	257,03	358,80	414,68	157,65	193,69	3,15
2	26	137,80	499,23	274,25	136,45	53,26	5,25
3	25	91,13	571,10	202,38	111,25	-18,61	4,45
4	35	67,25	556,12	217,36	150,11	-3,63	4,29
5	35	72,23	520,76	252,72	180,49	31,73	5,15
6	27	83,98	577,25	196,23	112,25	-24,98	4,16
7	37	65,21	557,20	216,80	151,07	-4,71	4,08
8	37	71,87	550,81	222,67	150,80	1,68	4,07
						Média	4,10

TALCO MINA FERRADINHO - DETERMINAÇÃO DO WI

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} \times Mob.^{0,82} \times 10 (P^{-0,5} - F^{-0,5})} \times 1,1$$

$$WI = \frac{44,5}{149^{0,23} \times 4,10^{0,82} \times 10 (102^{-0,5} - 1700^{-0,5})} \times 1,1$$

$$WI = \frac{44,5}{3,1610608 \times 3,1804075 \times 10 (0,0990148 - 0,0242536)} \times 1,1$$

$$WI = \frac{44,5}{7,5160883} \times 1,1$$

$$WI = 6,5 \text{ kWh / t}$$

CÁLCULO DA ENERGIA NECESSÁRIA PARA MOER 1 t

$$W = 10 WI (P^{-0,5} - F^{-0,5})$$

$$W = 10 \times 6,5 (102^{-0,5} - 1700^{-0,5})$$

$$W = 10 \times 6,5 (0,0990148 - 0,0242536)$$

$$W = 10 \times 6,5 (0,0747612)$$

$$W = 10 \times 0,485948$$

$$W = 4,8594804$$

$$W = 4,9 \text{ kWh/t}$$

LISTA DE TABELAS

	Pag.
Tabela 1 - Resultados de análises químicas via úmida das amostras de talco.	48
Tabela 2 - Composição mineralógica semi-quantitativa das amostras de talco.	49
Tabela 3 - Análise granulométrica média da alimentação e seus desvios padrão.	50
Tabela 4 - Análise granulométrica dos produtos de moagem da usina piloto e dos ensaios "locked cycle" para cada mina.	53
Tabela 5 Fatores de ajustes para as distribuições de tamanhos dos produtos de moagem dos ensaios "locked cycle" e da usina piloto.	57
Tabela 6 Carga circulante (C.C.) calculada nos ensaios "locked cycle".	58
Tabela 7 Carga circulante (C.C.) calculada para os ensaios de usina piloto.	58

LISTA DE FIGURAS

	Pag.
Figura 1 - Fluxograma simplificado da usina de processamento da Western Talc Company, Califórnia.	12
Figura 2 - Fluxograma simplificado da usina de processamento da Eastern Magnesia Talc Company, Vermont.	13
Figura 3 - Energias de fragmentação características para a redução de tamanho em operações de britagem e moagem.	31
Figura 4 - Composição do material recirculado e do produto do circuito como função do número de ciclos para experimentos "locked-cycle".	39
Figura 5 - Comparação entre as distribuições de tamanhos experimentais e as simuladas por computador para dolomita, no intervalo de tamanhos 1,7 x 2,4mm, para vários ciclos de moagem de diferentes tempos.	41
Figura 6 - Circuito de moagem da usina piloto e pontos de amostragem.	43
Figura 7 - Fluxograma de preparação das amostras.	45
Figura 8 - Resultados obtidos nos ensaios de moagem com aplicação da técnica "locked cycle".	52
Figura 9 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Ferradinho.	54
Figura 10 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Barra Moura Creme.	54
Figura 11 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Barra Moura Rosa.	55
Figura 12 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina G - 18.	55
Figura 13 - Resultados das análises granulométricas dos produtos de moagem da usina piloto e do "locked cycle" da mina Flor.	56