



Universidade Federal
do Rio de Janeiro

Escola Politécnica

DEGRADAÇÃO MECÂNICA DE COQUE METALÚRGICO E SÍNTER

Felipe de Luca Lima Barbosa

Projeto de Graduação apresentado ao Curso de Engenharia Metalúrgica da Escola Politécnica, Universidade Federal do Rio de Janeiro, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Engenheiro.

Orientador: Prof. Rodrigo Magalhães de Carvalho, D.Sc

Coorientador: Pedro Porto Silva Cavalcanti, M.Sc.

Rio de Janeiro
Setembro 2018

DEGRADAÇÃO MECÂNICA DE COQUE METALÚRGICO E SÍNTER

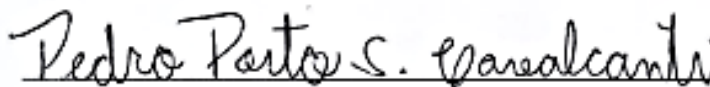
Felipe de Luca Lima Barbosa

PROJETO DE GRADUAÇÃO SUBMETIDO AO CORPO DOCENTE DO CURSO DE ENGENHARIA METALÚRGICA DA ESCOLA POLITÉCNICA DA UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO DE JANEIRO COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE ENGENHEIRO METALÚRGICO.

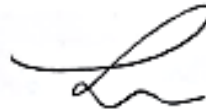
Examinado por:



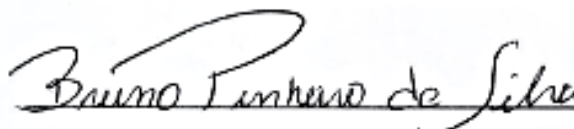
Prof. Rodrigo Magalhães de Carvalho, D.Sc.



Eng. Pedro Porto Silva Cavalcanti, M.Sc.



Prof. Luís Marcelo Marques Tavares, Ph.D.



Eng. Bruno Pinheiro da Silva

RIO DE JANEIRO, RJ - BRASIL

Setembro 2018

Barbosa, Felipe de Luca Lima

Degradação Mecânica de Coque Metalúrgico e Sínter/ Felipe de Luca Lima Barbosa – Rio de Janeiro: UFRJ/ Escola Politécnica, 2018.

IX, 97 p.: il.; 29,7 cm.

Orientador: Rodrigo Magalhães de Carvalho

Coorientador: Pedro Porto Silva Cavalcanti

Projeto de Graduação – UFRJ/ Escola Politécnica/ Curso de Engenharia Metalúrgica, 2018.

Referências Bibliográficas: p.98-103.

1. Coque. 2. Sínter. 3. Degradação. I. Carvalho, Rodrigo Magalhães de. II. Universidade Federal do Rio de Janeiro, UFRJ, Curso de Engenharia Metalúrgica. III. Degradação Mecânica de Coque Metalúrgico e Sínter.

Agradecimentos

Aos meus pais, Celeste e Paulo pelo apoio, amor, conselhos e dedicação na minha formação. Eles são os pilares sobre os quais construo minha trilha.

Ao meu irmão, Bruno, pelos conselhos, orientação e a parceria de sempre.

Às minhas avós, Salete e Vilma, por todo o carinho que sempre tiveram comigo, cada uma à sua maneira.

Ao meu avô Bill, um exemplo de sabedoria e compaixão, por tudo que me proporcionou de positivo na vida: conselhos, palavras de incentivo e, sobretudo, risadas.

A todos os meus parentes que, de alguma forma, estiveram presentes na minha vida e acompanharam meu crescimento. O suporte em momentos-chave foi primordial.

À minha namorada, Tati, uma verdadeira companheira. O seu apoio incondicional fora essencial para chegar até aqui.

Aos meus amigos do São Vicente, que são minha segunda família, eternos companheiros da vida.

Aos amigos do pH, pela amizade e pelos ótimos momentos compartilhados, sobretudo as noites de jogatina.

Aos companheiros de graduação da “Metalmat” e do grupo “Rolê dos Campeões”, pela parceria, pelos momentos de descontração e pelos estudos em grupo durante as madrugadas, momentos determinantes para tornar a trajetória da graduação uma experiência enriquecedora em diversos aspectos.

Aos amigos do “DefonPreus”, “Velho Perequê” e da *Résidence Ouest*, os quais em sua maioria conheci durante o intercâmbio, na França. Esses fizeram deste período um momento especial, repleto de lembranças, experiências e ensinamentos que carregarei comigo.

Aos meus orientadores, professor Rodrigo e Pedro, por sempre estarem dispostos a esclarecer dúvidas e pela dedicação destinada ao sucesso deste e outros trabalhos.

À equipe técnica do Laboratório de Tecnologia Mineral da COPPE/UFRJ, especialmente Thiago e Rangler, por todo o suporte técnico durante as rotinas de ensaios. O esforço e dedicação desta equipe foram primordiais para a conclusão deste trabalho.

Aos colegas da Ternium Brasil, Alan, André, Bruno, Geovane, Marilene, Rafael, Roberto, Rodrigo, Rogério e a todos os demais colegas da equipe do Alto-Forno, pela recepção e orientação durante o estágio na usina.

À Ternium Brasil, pelo suporte dado a este projeto e pela oportunidade de estágio.

Resumo do Projeto de Graduação apresentado à Escola Politécnica/ UFRJ como parte dos requisitos necessários para a obtenção do grau de Engenheiro Metalúrgico.

Degradação Mecânica de Coque Metalúrgico e Sínter

Felipe de Luca Lima Barbosa

Setembro/2018

Orientador: Rodrigo Magalhães de Carvalho

Coorientador: Pedro Porto Silva Cavalcanti

Curso: Engenharia Metalúrgica

No âmbito das operações de transporte e manuseio de uma usina siderúrgica, a degradação de coque metalúrgico e de sínter impacta negativamente os custos e a produtividade da usina. No percurso até o alto-forno, estes materiais sofrem diversos impactos, capazes de reduzir suas granulometrias e introduzir partículas finas nos altos-fornos, o que é prejudicial para o processo de redução no reator. Um dos grandes desafios das empresas do setor é reduzir a degradação e geração de finos desses materiais a partir das condições operacionais de transporte e manuseio praticadas nas usinas. No presente trabalho, amostras de coque metalúrgico e sínter, coletadas em uma usina siderúrgica do estado do Rio de Janeiro, foram caracterizadas, reproduzindo metodologia experimental não convencional, originalmente desenvolvida para descrever a degradação durante o manuseio de minérios de ferro granulados. O modelo baseia-se na mecânica do dano e na distribuição das energias de fratura. A partir da investigação de possíveis influências do tamanho de partícula e das energias de impacto nas características de quebra das amostras, foram reportadas diferenças na distribuição das energias de fratura, no acúmulo do dano, na perda mássica e na distribuição granulométrica dos fragmentos gerados nos ensaios.

Palavras-chave: Coque, Sínter, Degradação, Manuseio.

Abstract of Undergraduate Project presented to POLI/UFRJ as a partial fulfillment of the requirements for the degree of Metallurgical Engineer.

Mechanical Degradation of Metallurgical Coke and Iron Ore Sinter

Felipe de Luca Lima Barbosa

September/2018

Advisor: Rodrigo Magalhães de Carvalho

Co-advisor: Pedro Porto Silva Cavalcanti

Course: Metallurgical Engineering

Metallurgical coke and iron ore sinter are subject to mechanical degradation during their handling in Steel Mill plants. Such materials can suffer different kinds of impacts in their way to the blast furnace and fragmentation can occur, leading to increase on the amount of fines that enter the reactor. This situation is harmful for the ironmaking process and operational conditions, thus it should be avoided. Predicting mechanical degradation and fines generation of coke and sinter under specific handling operational conditions is a great challenge for steel producers, since the conventional quality tests are unable to do so. The present work applies unconventional characterization methods originally designed for iron ore, to describe coke and sinter degradation based on continuum damage mechanics and the distribution of fracture energies of original particles, using data from drop tests of coke and sinter samples from a Brazilian steel company. The influence of particle size and specific impact energy on breakage characteristics of the samples was investigated. Differences on proportion of broken particles, damage accumulation, material loss and fragments sizes distribution were reported.

Keywords: Coke, Sinter, Degradation, Handling.

SUMÁRIO

1	Introdução	1
2	Objetivo	3
3	Revisão Bibliográfica	4
3.1	Processo Siderúrgico	4
3.2	Redução em altos-fornos	5
3.2.1	Processo Produtivo	5
3.2.2	Avanço da tecnologia	7
3.2.3	Fluxo de matérias-primas	8
3.2.4	Geração de finos	14
3.2.4.1	Impactos negativos	15
3.2.4.2	Cenários de degradação e geração de finos	17
3.2.5	Controle de Qualidade das Matérias-Primas	18
3.3	Coque	24
3.3.1	Coqueificação e tipos de Coqueria	27
3.3.2	Degradação do coque	30
3.4	Sínter	36
3.4.1	A Sinterização	37
3.4.2	Degradação do sínter	39
3.5	Fragmentação de partículas	40
3.6	Modelagem matemática da degradação	46
3.6.1	Energia de Fratura	48
3.6.2	Mecânica do Dano	52
3.6.3	Função Quebra	54
4	Metodologia	59
4.1	Análise Granulométrica	60
4.2	Ensaio de Autofratura	62
4.3	Ensaio de queda de peso	64
4.4	Determinação da energia real de impacto	67
5	Resultados e Discussões	70
5.1	Análises granulométrica e química	70

5.2	Energia de impacto	72
5.3	Distribuições de Energias de Fratura	75
5.4	Susceptibilidade ao Dano	80
5.5	Função Quebra	83
5.6	Quebra superficial	90
6	Conclusões	96
7	Referências	98

1 Introdução

A produção de aço é considerada um dos principais indicadores de progresso econômico devido à versatilidade de aplicação do aço ao nosso cotidiano. Segundo dados do Instituto Aço Brasil (2016), os principais setores de aplicação do aço são os de construção civil, automotivo, bens de capital, máquinas e equipamentos e utilidades domésticas e comerciais.

Mesmo com o avanço no último século da tecnologia de refino de aço em fornos de arco elétrico e redução de minério de ferro a ferro primário, como os processos de redução direta, a produção de aço através da combinação dos processos de redução em altos-fornos e refino em conversores de sopro de oxigênio seguem como a principal rota de fabricação de aço. A produção de aço via conversores representou, em 2015, 74,2% da produção total mundial, de acordo com a *World Steel Association*.

No Brasil, a mais recente crise financeira impactou de forma negativa diversos setores, em especial, o setor siderúrgico. Algumas usinas chegaram a cessar a produção em seus altos-fornos por longos períodos. Atualmente, a indústria do país apresenta indícios de recuperação. Em 2017, a produção da indústria subiu 2,5% em relação ao ano anterior, impulsionados principalmente pela produção do setor automobilístico.

Em uma usina siderúrgica integrada que opera com altos-fornos, a produção de gusa no reator representa a maior fatia dos custos da usina. Portanto, quaisquer interferências no ritmo de produção, que idealmente é contínuo, podem gerar grandes impactos nas receitas e margens de lucro das empresas.

Um dos aspectos de maior potencial de impacto na produtividade, estabilidade de processos e operações, bem como a qualidade final do produto do alto-forno é a qualidade das matérias-primas que são carregadas no reator. A natureza química desses materiais tem maior influência sobre a qualidade química final do gusa, enquanto os aspectos físicos têm maior influência sobre a estabilidade do processo de redução.

A degradação mecânica de coque e sinter, duas das matérias-primas do processo de redução, no percurso do alto-forno interfere diretamente sobre suas qualidades físicas, caracterizadas principalmente pela distribuição granulométrica dos materiais. Essa degradação acontece, sobretudo, em operações de manuseio tais como carregamento e descarregamento de navios e trens, empilhamento,

transferência entre correias, enchimentos de silos, entre outros. Essas operações conferem diversas sequências de impactos às partículas de coque e sinter, sendo capazes de reduzir suas granulometrias e eventualmente aumentar a concentração de finos no interior do alto-forno, o que é prejudicial para o processo de redução no reator.

Ainda que os testes de qualidade padronizados para o coque e sinter consigam descrever bem e de forma prática a qualidade física desses materiais, esses testes não são capazes de prever adequadamente a degradação mecânica ocorrida a partir de uma sequência específica de eventos de manuseio.

A fim de investigar como os coques e sínteres degradam a partir de impactos em circuitos de transporte e manuseio, amostras de coque metalúrgico e sinter oriundos de uma usina siderúrgica localizada no estado do Rio de Janeiro foram coletadas e caracterizadas, reproduzindo metodologia experimental não convencional, originalmente desenvolvida para descrever a degradação durante o manuseio de minérios de ferro granulados. O modelo, desenvolvido por Tavares e Cavalho (2008), baseia-se na mecânica do dano e na distribuição das energias de fratura. O mesmo já foi aplicado, de forma adaptada, por Silveira (2012) e Cavalcanti (2015), para descrever a degradação de pelotas. Posteriormente, o modelo também foi aplicado por Pires (2016) para descrever a degradação do coque, na tentativa de validar esta aplicação.

Os materiais de estudo, após coletados, foram caracterizados no Laboratório de Tecnologia Mineral (LTM) da COPPE/UFRJ. A caracterização é composta por diversos ensaios que permitem reproduzir situações reais de impactos que ocorrem nos processos de manuseio dentro das usinas siderúrgicas, podendo inclusive contabilizar efeitos do enfraquecimento contínuo das partículas diante de sucessivos impactos. A partir da investigação de possíveis influências do tamanho de partícula e das energias de impacto nas características de quebra das amostras, foram reportadas diferenças na distribuição das energias de fratura, no acúmulo do dano, na perda mássica por impacto e na distribuição granulométrica dos fragmentos gerados nos ensaios.

2 Objetivo

O presente trabalho propõe-se a avaliar a aplicabilidade do modelo de degradação de minérios de Tavares e Carvalho (2008) na descrição das características de quebra e geração de finos de coque e sinter, em condições semelhantes às aquelas praticadas no manuseio industrial. Adicionalmente, o presente trabalho visa comparar os resultados da modelagem de degradação do coque com resultados obtidos por Pires (2016).

3 Revisão Bibliográfica

3.1 Processo Siderúrgico

Segundo o Instituto Aço Brasil, há duas maneiras de se classificar as usinas que produzem aço, de acordo com os seus processos produtivos: integrada ou semi-integrada. Uma usina integrada, como o próprio nome sugere, integra as três etapas básicas do ciclo de produção do aço em suas operações: redução, refino e laminação. Já as semi-integradas operam a partir do refino somente. A Figura 3.1 apresenta um fluxograma simplificado do processo produtivo siderúrgico. As usinas integradas se subdividem em duas rotas produtivas: a que combina alto-forno e conversor de sopro de oxigênio (Aciaria LD) e a rota de produção via Aciaria elétrica.

Na primeira rota, a etapa de redução é feita em altos-fornos. Este equipamento é responsável por transformar uma mistura sólida de minério de ferro, combustíveis (coque e/ou carvão) e aditivos, em ferro gusa e escória líquida (Biswas, 1981). O gusa, produzido nos altos-fornos, é levado à Aciaria LD, onde é feito o ajuste da composição do aço utilizando uma lança sopradora de oxigênio. O processo de sopro é o principal responsável por reduzir os teores de elementos como carbono, silício, enxofre, manganês e fósforo (Geerdes *et al.*, 2009).

Já a produção via aciaria elétrica se diferencia pelo uso de sucata metálica como principal matéria-prima para obtenção do aço, podendo ser abastecida também com ferro esponja, produto dos fornos de Redução Direta.

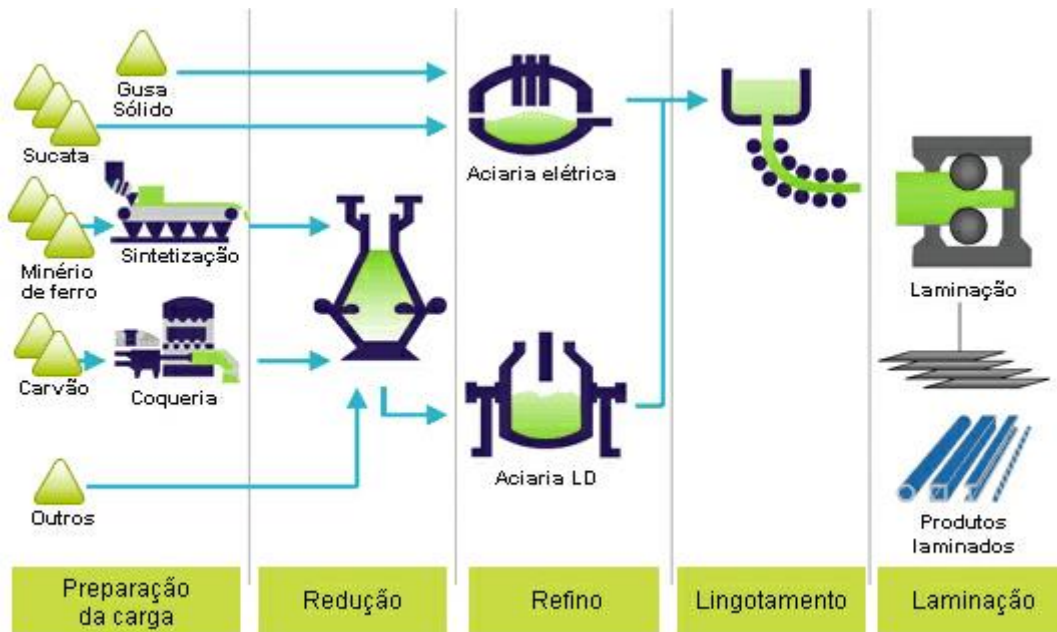


Figura 3.1 – Rota de processamento do aço (Instituto Aço Brasil)

3.2 Redução em altos-fornos

3.2.1 Processo Produtivo

A tecnologia de redução de minério de ferro a ferro primário em altos-fornos é a mais empregada na indústria siderúrgica. O produto da redução no alto-forno é o ferro gusa, obtido em fase líquida em uma faixa de temperaturas entre 1450 e 1550 graus Celsius. Sua composição consiste essencialmente em ferro (94%), carbono (até 5%) e outros elementos como silício, enxofre, fósforo e manganês. O gusa é transportado em carros torpedo ou painéis para a Aciaria LD, onde é realizado o ajuste da composição do aço para atingir as especificações exigidas pelos clientes (Geerdes *et al*, 2009). Para entender o funcionamento do alto-forno, convém primeiramente definir do que se trata este equipamento.

O alto-forno é um reator trocador contracorrente de calor e massa. Os gases gerados a partir de reações de combustão na frente das ventaneiras escoam de maneira ascendente, transferindo calor e fundindo a carga metálica. A carga metálica, carregada em forma de óxidos ferrosos, reduz ao fornecer oxigênio ao gás ascendente. Essas reações criam vazios e, conseqüentemente a carga desce por gravidade. A natureza contracorrente das reações é o que torna o processo bastante eficiente. A eficiência das reações, por sua vez, é determinada pela qualidade do escoamento gasoso dentro do alto-forno (Geerdes *et al*, 2009).

Em um alto-forno, a carga metálica é composta por minério de ferro granulado, sinter e pelotas de minério de ferro. Os combustíveis, no caso do alto-forno a coque, utilizados são coque metalúrgico e carvão. O coque e a carga metálica são carregados no topo do alto-forno e o carvão passa por uma etapa de moagem antes de ser injetado a um tamanho abaixo de 500 micrômetros na região inferior do alto-forno, através das ventaneiras (Figura 3.2). O diagrama esquemático da Figura 3.3 ilustra os mecanismos envolvidos na criação de vazios dentro dos altos-fornos, que são necessários para um processo de redução eficiente e produtivo. O processo pode ser resumido da seguinte maneira (Geerdes *et al.*, 2009):

- O topo do alto-forno é carregado com camadas alternadas de coque e da carga metálica contendo minério de ferro;
- As ventaneiras, localizadas entre as regiões da rampa e cadinho, sopram ar quente, com composição atmosférica, e até 4,0% de enriquecimento de oxigênio, a uma temperatura de 1200°C ou até um pouco acima;
- O jato de ar quente reage com o combustível (coque e carvão pulverizado injetado via ventaneiras), gerando CO₂ e CO. Os gases atingem temperaturas entre 2.100 e 2.300°C (temperatura de chama);
- O consumo do coque na frente das ventaneiras pela reação de combustão cria vazios na zona de combustão;
- O gás quente ascende pelo forno e, durante sua ascensão:
 - Aquece o coque localizado na região da rampa;
 - Fornece calor necessário para a fusão do minério de ferro, criando vazios;
 - Aquece o material na região da cuba;
 - Remove parcialmente o oxigênio da carga por reações químicas.
 - A fusão do minério de ferro produz metal quente (ferro com impurezas) e escória, que escoam pela zona de gotejamento até alcançar o cadinho, de onde são removidos por um furo de corrida. Na zona de gotejamento, gusa e escória consomem coque, incorporando carbono em suas composições e criando vazios. O coque dentro do alto-forno se mantém sólido e nas regiões mais baixas ele acumula no cadinho.

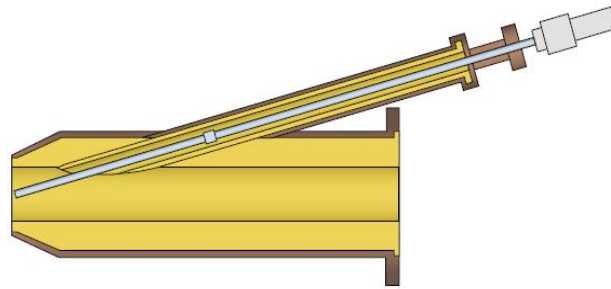
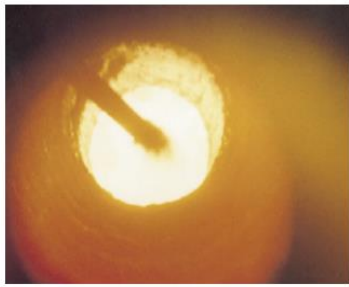


Figura 3.2 – Injeção de carvão pulverizado os altos-fornos, via ventaneiras (Geerdes *et al.*, 2009)

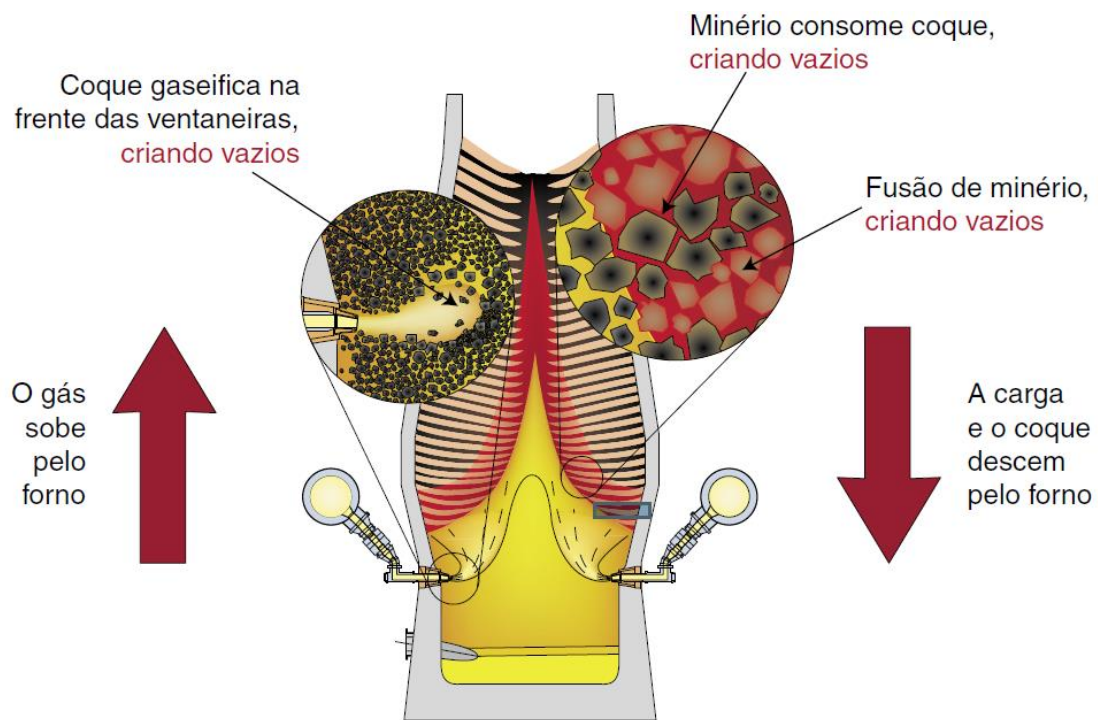


Figura 3.3 – Esquema ilustrativo das forças impulsionadoras de um alto-forno (Geerdes *et al.*, 2009)

3.2.2 Avanço da tecnologia

Os primeiros altos-fornos conhecidos para a produção de ferro gusa datam do século XV (Rizzo, 2009). Ao longo do século XX, os altos-fornos cresceram consideravelmente de tamanho, sendo possível observar com a evolução dos diâmetros de cadinho. No início do século XX, os cadinhos dos altos-fornos tinham de 4 a 5 metros de diâmetro e produziam em torno de 100 mil toneladas por ano. Ao final do século, os cadinhos dos maiores fornos já possuíam de 14 a 15 metros de

diâmetro, com a produção anual de ferro gusa chegando a 4 milhões de toneladas (Geerdes *et al.*, 2009).

A evolução da tecnologia dos altos-fornos no século passado foi, de fato, disruptiva. O aumento da demanda de mercado impulsionou a construção de fornos cada vez maiores, além de acirrar a competição na indústria para entregar um produto de qualidade com o menor preço. Esse conjunto de fatores impulsionou a evolução de tecnologias de produção que suportassem simultaneamente o aumento da produção e a redução dos custos operacionais.

A diversificação das matérias-primas, o aumento da produtividade por meio de elevação de pressões nos altos-fornos e o uso de combustíveis auxiliares permitiram a redução da taxa de utilização de coque, conhecido na indústria siderúrgica como *coke rate*. Além de ser um material caro, o coque metalúrgico é obtido a partir de um processo que gera impactos ambientais significativos, a coqueificação. A pressão por manter alta produtividade e reduzir o *coke rate* foi a força motriz para a evolução das tecnologias de injeção de combustíveis auxiliares (Babich *et al.*, 1996). A injeção desses combustíveis, realizada via ventaneiras, tem como objetivo substituir parcialmente a utilização do coque como combustível, e os materiais injetados mais comuns são óleo mineral, gás natural e carvão. Entre 1960 e 1980, o principal combustível auxiliar utilizado era o óleo mineral. Entretanto, mudanças nos preços relativos entre óleo e carvão, devido à crise do petróleo, tornaram mais vantajosa economicamente a utilização de carvão (Geerdes *et al.*, 2009, Ariyama *et al.*, 2016). Atualmente, os maiores altos-fornos são projetados para trabalhar com a taxa de combustíveis em torno de 500 quilogramas para cada tonelada de gusa produzida, sendo 300 kg/t de coque e 200 kg/t de carvão pulverizado, ou carvão PCI.

3.2.3 Fluxo de matérias-primas

A logística operacional do transporte e manuseio das matérias-primas é um processo crítico dentro das usinas siderúrgicas. No caso das usinas semi-integradas, as etapas de transporte e manuseio de matérias-primas são reduzidas, já que estas usinas operam somente a partir do ciclo de refino, na cadeia produtiva do aço. Já nas usinas integradas, devido a estrutura de processos mais complexa, o circuito de transporte e manuseio de matérias-primas é mais extenso e pode criar mais “gargalos”. O fluxograma da Figura 3.4 apresenta, de forma esquemática, o processo de abastecimento das principais matérias-primas dos altos-fornos, desde a chegada

na usina até a área de estoque e preparação de matérias-primas dos altos-fornos (*stockhouse*).

São três os tipos de matérias-primas normalmente abastecidas em altos-fornos a coque: minério de ferro (em forma de minério granulado, sinter e pelotas), combustíveis (coque e carvão) e fundentes.

As pelotas são fabricadas externamente às usinas siderúrgicas, em usinas de pelotização. Este material chega às usinas siderúrgicas via trens ou navios. O processo produtivo de pelotização pode ser encontrado com mais detalhes em outras literaturas ou outras publicações (Meyer, 1980). Dentro de uma usina integrada, esse material é estocado no pátio de matérias-primas, sendo consumido no processo de acordo com a demanda dos altos-fornos. Em algumas usinas, pelotas também são utilizadas como refrigerantes nos conversores da Aciaria. O abastecimento do minério de ferro granulado é análogo ao das pelotas. O sinter é fabricado dentro das usinas, em fornos de sinterização. O seu processo de fabricação é explicado com maiores detalhes na seção 3.4. Prioritariamente, o sinter é transportado da sinterização até os altos-fornos de forma direta, assim que termina de ser fabricado. O transporte direto, além de evitar a estocagem nos pátios, o que expõe o material ao contato com chuva e ventos, que podem piorar sua qualidade física devido ao envelhecimento, reduz o número de quedas do sinter durante o transporte e a probabilidade de gerar finos nesta etapa. Quanto maior é o número de etapas de um circuito de manuseio e quanto mais severas são as operações desse circuito, maior é a degradação da matéria-prima e a geração de finos.

O coque é um produto que pode ser fabricado externamente ou internamente à usina siderúrgica. A qualidade do coque fabricado internamente ao chegar na alimentação do alto-forno tende a ser superior à do coque fabricado externamente, já que o coque externo é submetido a etapas adicionais de manuseio no seu transporte do fornecedor ao cliente final. Mesmo em usinas que contam com uma coqueria em suas operações, pode haver o consumo eventual de coque fabricado externamente. O coque interno, assim como o sinter, pode ser abastecido nos altos-fornos por via direta ou indireta (caracterizada pela estocagem nos pátios). Devido à potencial degradação mecânica sofrida pelo coque nas operações de manuseio até a alimentação do alto-forno, a rota indireta deve ser evitada. O coque externo chega à usina em trens ou navios e, em seguida, é transportado até o pátio de estocagem, sendo consumido de acordo com a demanda dos altos-fornos. Atualmente, em uma usina do estado do Rio

de Janeiro, até 30% do coque consumido nos altos-fornos podem provir de fontes externas.

No caso da produção interna de coque, a rota de abastecimento de carvão depende do seu fim. O carvão coqueificável é destinado à coqueria e é utilizado como matéria-prima do processo, enquanto o carvão não-coqueificável é destinado à Planta de Injeção de Carvão Pulverizado, conhecida como PCI. O carvão PCI é moído, pressurizado em linhas de transporte que abastecem os altos-fornos e, finalmente, injetado via ventaneiras.

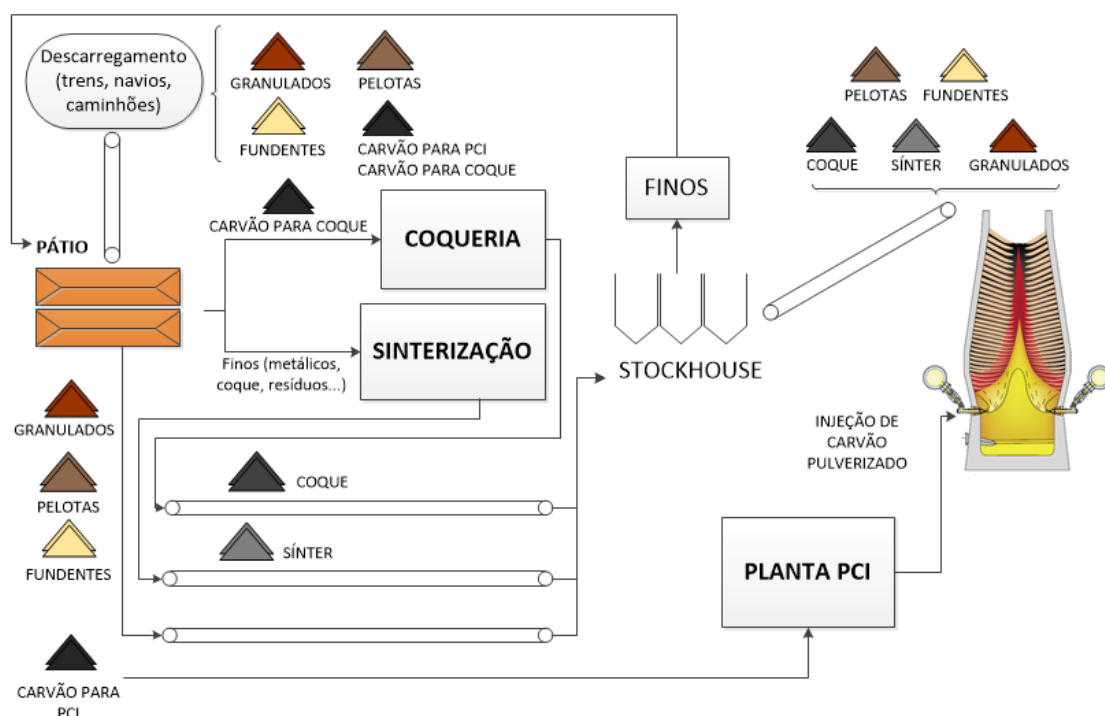


Figura 3.4 – Fluxograma simplificado do transporte e manuseio das matérias-primas dos altos-fornos

Até chegar à *stockhouse*, as principais operações de transporte e manuseio das matérias-primas dos altos-fornos são as transferências entre correias transportadoras. Para o material que é armazenado no pátio de matérias-primas, há também operações de empilhamento pelas máquinas empilhadeiras (*stacker reclaimers*), que podem contribuir para a sua degradação devido aos impactos na queda e à abrasão em consequência do rolamento de partículas sobre outras partículas na pilha.

Na *stockhouse*, os metálicos e o coque são armazenados em silos de grandes dimensões (em torno de 1000m³), que podem representar quedas de material de até 6 metros ou mais, dependendo dos níveis de enchimento dos silos em operação.

A operação de carregamento e descarregamento desses silos é especialmente crítica. Os níveis de enchimento desses equipamentos não devem ser muito baixos, pois isso acarreta em uma maior altura de queda, aumentando o potencial de degradação e geração de finos das matérias-primas, principalmente sinter e coque. A altura de queda no abastecimento dos silos pode superar 10 metros. Por outro lado, manter um nível de enchimento relativamente elevado pode comprometer a estrutura do equipamento e/ou interferir na funcionalidade de sistemas de despoejamento, normalmente situados logo acima das bordas superiores dos silos. Na operação dos silos de coque e sinter, os níveis de enchimento são geralmente controlados entre 50% e 90%. Entretanto, os limites operacionais dos níveis de silo podem eventualmente ser ultrapassados. A Figura 3.5 apresenta dados históricos de níveis de silos de uma usina siderúrgica brasileira, onde é possível visualizar alguns pontos onde os limites operacionais foram ultrapassados. Em caso de nível abaixo do limite inferior, a produção no alto-forno é interrompida até que o silo seja abastecido a níveis operacionais adequados. Em caso de nível acima do limite superior, a taxa de abastecimento dos silos é reduzida, permitindo baixar de forma adequada os níveis de enchimento e, assim, evitar transbordo e desperdício de material.

Os silos de estocagem abastecem peneiras vibratórias, através de calhas vibratórias. A composição desse sistema de peneiramento pode ser visualizada na Figura 3.6. As peneiras (Figura 3.7) realizam a seleção dos materiais de forma a adequar suas granulometrias ao consumo no interior dos altos-fornos. Para sínteres, pelotas e minérios granulados, a granulometria de corte é, normalmente, 5 milímetros, ao passo que para o coque grosso o corte é realizado em 35 milímetros. A peneira de coque da Figura 3.7 possui malhas de borracha, o que contribui para reduzir a quantidade de finos gerados durante o peneiramento, dadas as colisões das partículas contra a tela. Já a peneira de sinter, também da Figura 3.7, possui malhas de arame.

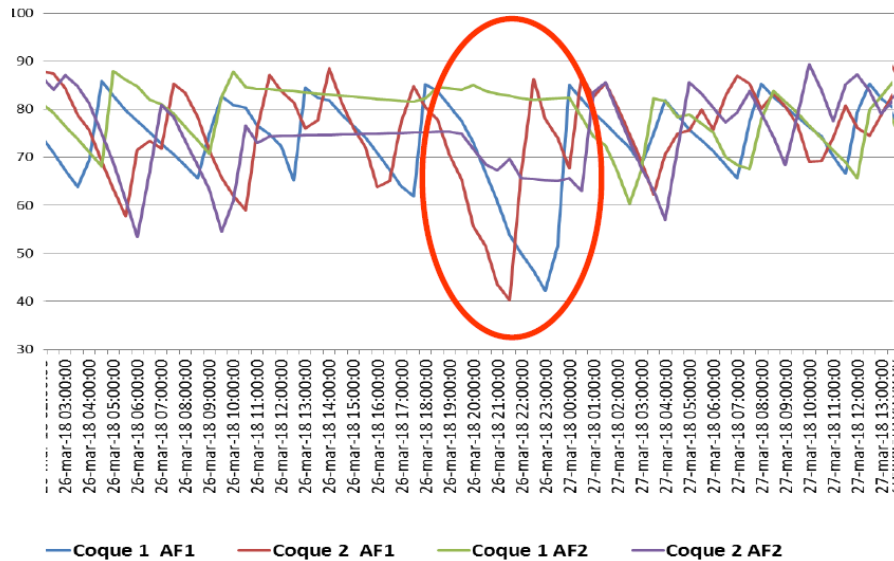


Figura 3.5 – Dados históricos do nível de enchimento dos silos (em % volume) de estocagem de coque em operação, com destaque para período com enchimento abaixo do nível crítico inferior

Os materiais abaixo das suas respectivas granulometrias de corte tendem a passar entre as malhas das peneiras. Usualmente, as frações passantes, que são os chamados “finos”, retornam à sinterização, onde são utilizados como matérias-primas do processo. Em algumas usinas, o coque classificado abaixo de 35 milímetros é reaproveitado no processo de redução, sendo reclassificado em peneiras com malhas de 10 milímetros de abertura. A fração retida desta etapa é o “coque fino”, também conhecido na indústria como *Nut Coke*, ou ainda, *Small Coke*. Esse material é normalmente carregado em misturas com a carga metálica. A efetividade desta operação fora comprovada em diversas usinas, por gerar ganhos em produtividade e, principalmente, em rendimento do coque (Mousa *et al.*, 2011).

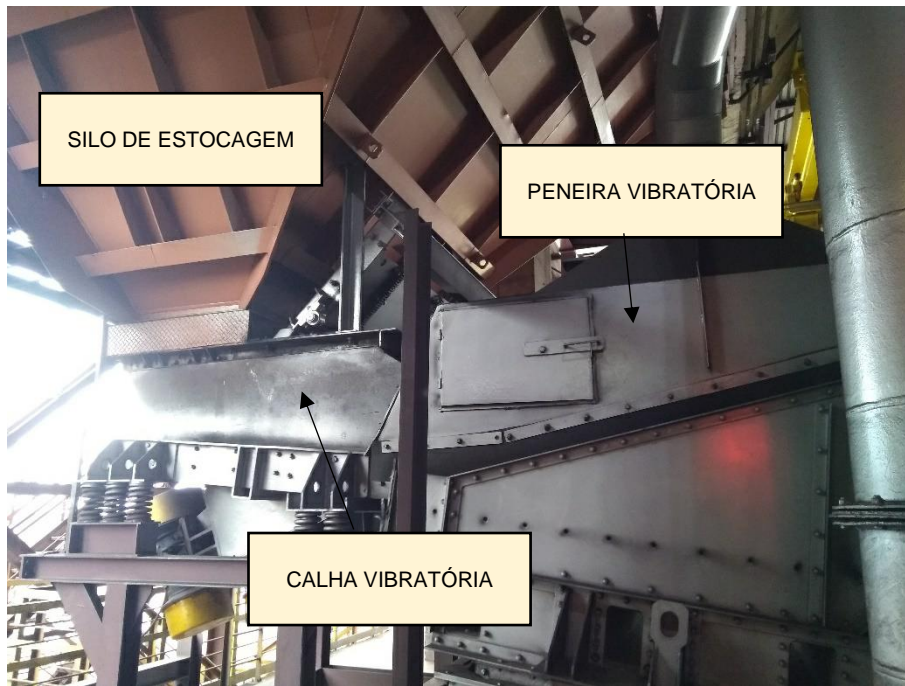


Figura 3.6 – Aparelhagem do peneiramento de matérias-primas na *stockhouse*



(a)



(b)

Figura 3.7 – (a) Malhas de peneira de coque grosso; (b) Malhas de peneira de sínter

Os materiais retidos no sistema de peneiramento, além dos materiais fundentes, que normalmente não passam por classificação granulométrica dentro das usinas siderúrgicas, são posteriormente alimentados em silos dosadores, ou silos-balança. Esses são responsáveis por dosar a quantidade de material que será carregada nos altos-fornos, com base nas “receitas de carga”. Após atingir a massa definida pela operação, as matérias-primas são transferidas dos silos-balança para correias transportadoras, ainda dentro da *stockhouse*. Essas correias alimentam as caçambas

de carregamento ou outras correias transportadoras, que, por fim, transportam as cargas de coque e as cargas metálicas (compostas de minério de ferro, fundantes e, em alguns casos, coque fino), de forma alternada, até o topo do alto-forno. A Figura 3.8 apresenta, de forma esquemática, um fluxograma típico da operação da *stockhouse*, com a determinação de algumas variáveis relevantes para avaliar a degradação e geração de finos dos materiais, como alturas de queda, vibrações de calhas e peneiras e velocidades de correias.

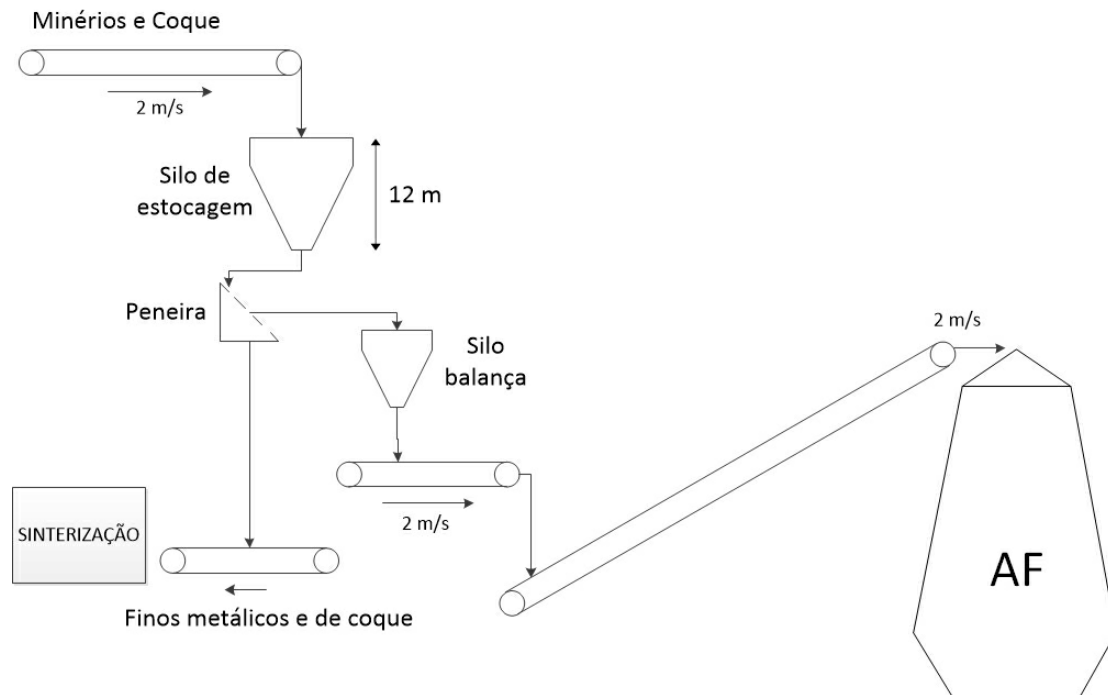


Figura 3.8 – Fluxograma simplificado da preparação das matérias-primas dos altos-fornos na casa de silos (*stockhouse*)

3.2.4 Geração de finos

O alto-forno é constantemente abastecido de granéis sólidos como a matéria-prima ferrosa (sínter, pelotas e minério granulado), os combustíveis (coque e carvão) e, eventualmente, alguns fundentes como quartzo e dolomita. Todas essas matérias-primas são carregadas pelo topo do forno e, através de um conjunto de reações que ocorrem ao longo da estrutura do reator, se transformam em ferro-gusa e escória líquida, extraídos pelos canais de corrida.

A qualidade química e física dessas matérias-primas interfere diretamente no processo de redução, na operação dos altos-fornos e na qualidade final do produto obtido. A qualidade química, que depende da composição de cada matéria-prima,

deve ser tal que, após a redução e fusão da carga metálica, metal quente e escória sejam obtidos dentro das especificações de composição demandadas pela aciaria (Geerdes *et al.*, 2009). Já a qualidade física é um aspecto que interfere diretamente na estabilidade do processo e na operação dos altos-fornos e está ligada às propriedades físicas dos materiais a frio e a quente. A geração de finos na rota de abastecimento e dentro do alto-forno, durante a descida da carga, é um problema associado à qualidade física das matérias-primas. A concentração excessiva de finos dentro do alto-forno prejudica a permeabilidade do leito de fusão, instabilizando a descida de carga e o escoamento gasoso, o que culmina em perda de eficiência e produtividade (Ichida *et al.*, 1992; Nistala *et al.*, 2015).

3.2.4.1 Impactos negativos

Em um alto-forno, o gás redutor CO é gerado na zona de combustão pela reação de coque e os combustíveis auxiliares (carvão, óleo ou gás natural) com o oxigênio injetado nas ventaneiras. O gás ascende através dos vazios da estrutura do leito de fusão, além de vazios criados pelo consumo de coque e pela fusão da carga metálica. Acima da zona de coesão, o gás escoar por meio das janelas de coque. Nessa região e acima, o gás CO retira oxigênio da carga metálica, e CO₂ é obtido, conforme a Equação 3.1:



A eficiência do alto-forno pode ser entendida como o grau utilização do gás CO na redução da carga metálica, isto é, o percentual de gás CO que se transforma em CO₂ (Geerdes *et al.*, 2009), conforme reação da Equação 3.1. A expressão matemática que define esta compreensão pode ser representada pela Equação 3.2:

$$\eta_{CO} = \frac{CO_2}{(CO + CO_2)} \quad (\text{Eq. 3.2})$$

Onde η_{CO} é o rendimento do gás CO, monitorado através da medição da composição do gás de topo. Normalmente, rendimentos em torno de 50% representam uma eficiência ótima e boas condições operacionais do alto-forno.

A Equação 3.2 indica a eficiência da interação entre os gases ascendentes e a carga metálica. Se o gás de topo possui alta concentração relativa de gás CO, significa que esse gás trocou calor e massa de forma ineficiente com a carga metálica, gerando pouco CO₂.

Um escoamento gasoso adequado requer que o leito de fusão seja permeável. O acúmulo de finos (fração do material menor que 5mm para minérios e menor que 35mm para coque) dentro do alto-forno reduz a fração de vazios, pois as partículas finas tendem a aglomerar-se nos interstícios das mais grossas. Isso acontece, sobretudo, para materiais com larga faixa granulométrica (Figura 3.9). Conseqüentemente, a permeabilidade nas regiões de acúmulo de finos diminui, a carga exerce uma resistência maior para a passagem do gás, forçando o escoamento do mesmo através das regiões periféricas do alto-forno. Entre os especialistas em altos-fornos, esse fenômeno é conhecido como escapada gasosa. As escapadas, além de tornar o processo de redução ineficiente, pode aquecer os refratários do reator, gerando problemas de ordem estrutural.

Além dos efeitos mencionados anteriormente, a geração de finos também gera os seguintes impactos:

- Aumento de custos operacionais, relativo ao aumento do *coke rate*, que é uma das ações de contramedida à instabilização citada anteriormente;
- Aumento do retorno de finos para a sinterização – quanto maior é a geração de finos em etapas que antecedem o peneiramento das matérias-primas na área de recebimento e preparação de matérias-primas (*stockhouse*), maior é a fração passante às malhas do sistema de peneiramento, conseqüentemente menor é o rendimento desses materiais.
- Perda de eficiência de peneiramento: partículas finas podem aglomerar-se em torno das malhas das peneiras, principalmente se estiverem úmidas. Isso reduz as chances de outras partículas finas terem a oportunidade de passar pelas malhas e aumenta a probabilidade dessas partículas reportarem à fração retida.
- Perda de produtividade – além de elevar o *coke rate*, outra medida bastante comum para mitigar os efeitos das escapadas é reduzir a vazão de ar soprado pelas ventaneiras. Quanto menor é a vazão de sopro, menor é a taxa de combustão e, conseqüentemente, a produtividade diminui.

- Impermeabilização do cadinho – o carregamento e/ou geração de finos de coque no processo, além de impermeabilizar o leito e as janelas de coque, que é por onde o gás escoar e atinge as camadas de minério de ferro, impermeabiliza a região do “homem morto”, dificultando o escoamento de gusa e escória nessa região e o alcance à região do cadinho.
- Formação de “cascões” – o acúmulo de finos nas regiões periféricas do alto-forno, principalmente de matérias primas ferrosas (minério de ferro granulado, sinter e pelotas) é prejudicial devido à possibilidade da aglomeração desses finos, formando “cascões” nas paredes do reator. Os cascões tendem a crescer e, em um dado momento, desprendem, provocando arreamento de carga, que é outro problema operacional indesejável.

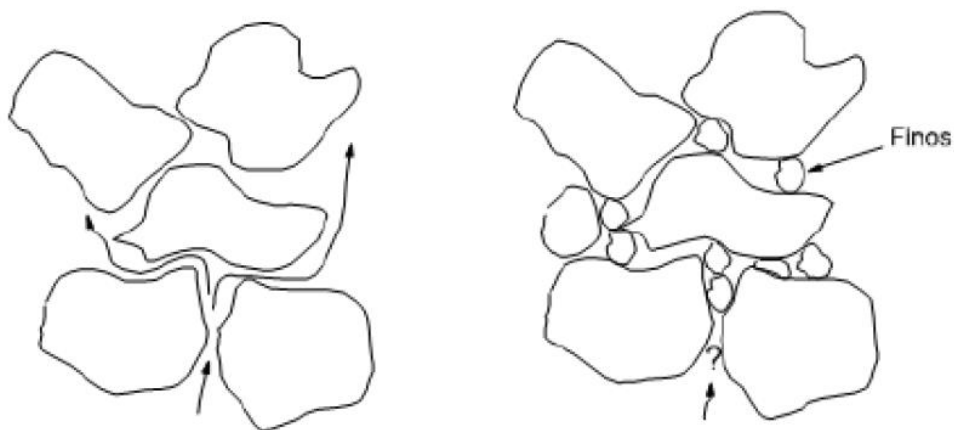


Figura 3.9 – escoamento gasoso em leitos de partículas (adaptado de Bradaschia, 1986)

3.2.4.2 Cenários de degradação e geração de finos

Há duas fontes distintas de finos: finos carregados no alto-forno, que decorrem da degradação a frio das matérias-primas e finos gerados dentro do processo, através de degradação a quente. Parâmetros de operação e processos de uma coqueria ou sinterização, por exemplo, também podem interferir na qualidade física final do coque e do sinter.

Na operação de uma usina integrada, o circuito de transporte e manuseio de matérias-primas é o principal responsável pela degradação a frio desses materiais. Tratam-se de operações de transferências entre correias transportadoras, enchimento de silos, empilhamento no pátio, carregamento e descarregamento de navios, trens ou caminhões. Devido à quantidade de finos que essas etapas podem gerar, sistemas de peneiramento são instalados na *stockhouse*, a fim de remover esses finos e adequar a granulometria de entrada das matérias-primas nos altos-fornos. O carregamento do alto-forno, seja por sistema de duplo cone ou topo sem cone (BLT - *bell less top*), ilustrado na Figura 3.10, também é uma operação que pode gerar uma quantidade considerável de finos, já que nesta etapa, as partículas são projetadas a uma certa altura do nível da carga. Variáveis como a altura de queda, velocidade e angulação de projeção das partículas, bem como o tipo de superfície de contato determinam as energias de impacto dessas partículas. Quanto maior for a energia de impacto, maior é a probabilidade de quebra.

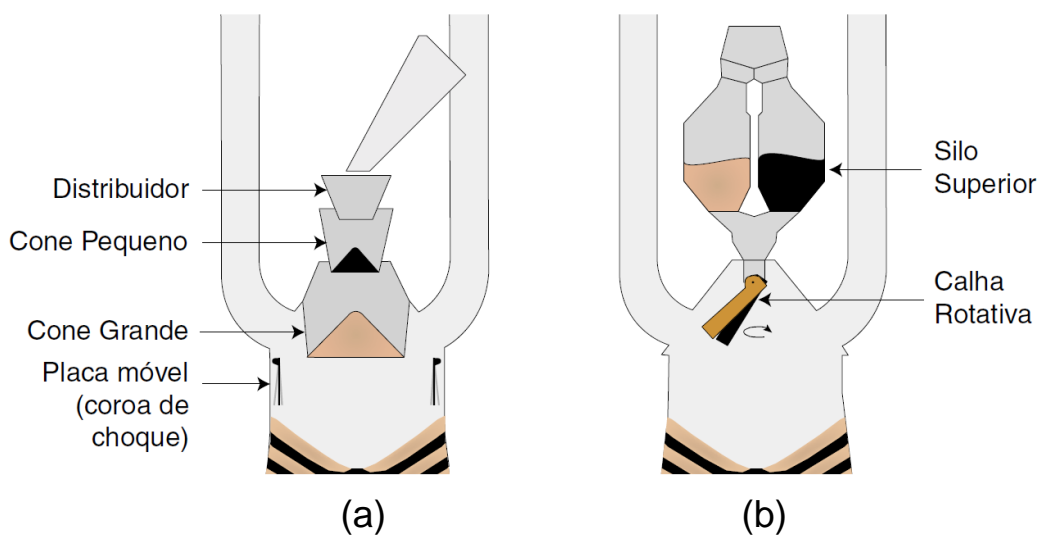


Figura 3.10 – (a) sistema de carregamento duplo-cone; (b) sistema de carregamento de BLT (adaptado de Geerdes *et al.*, 2009)

3.2.5 Controle de Qualidade das Matérias-Primas

As exigências para a carga do alto-forno levam em consideração aspectos físicos e químicos das matérias-primas. No caso das cargas metálicas, os testes de qualidade têm como finalidade o controle de: propriedades metalúrgicas relacionadas a resistência a frio e a quente, redução-degradação, amolecimento e fusão,

granulometria e composição química. Para o coque, as propriedades controladas estão relacionadas a reatividade, resistência a frio e a quente, granulometria e composição química.

Nesta seção, são apresentados os testes que compõem os controles de qualidade relativos ao coque e ao sínter, através de breve descrição dos procedimentos e seus objetivos.

A faixa típica de aceitação do tamanho médio do coque é de 45 a 60 mm (Rizzo, 2009). Além disso, a distribuição deve ser o máximo restringida, a fim de garantir permeabilidade adequada das camadas coque no alto-forno. Os indicadores de controle da qualidade da granulometria do carvão são, normalmente, a fração inferior a 40mm e a fração inferior a 10mm, limitadas a 25% e 2%, respectivamente. Em algumas usinas, também é comum controlar as frações de coque maior que 90mm e/ou maior que 120mm, apenas como fator indicativo de desvios de processos na coqueria.

Para o controle de qualidade granulométrica do coque, amostras de coque são coletadas na saída das baterias de coqueificação, de forma automática ou semiautomática, em períodos determinados a partir de acordos entre as áreas operacionais envolvidas (coqueria, alto-forno e laboratório), sendo peneiradas em malhas de 120, 90, 75, 60, 40, 35, 20 e 10mm

A reatividade do coque está diretamente relacionada à reação de Boudouard, ou *solution loss*, representada pela Equação 3.3:



Quanto maior é a reatividade do coque, maior é a perda de carbono por reação de *solution loss*. Esta propriedade é medida pelo Índice de Reatividade do Coque (CRI), que pode ser definido como o percentual da massa de coque perdida durante o ensaio de injeção de CO₂. A especificação determina que a faixa de aceitação do CRI é abaixo de 25% (Casagrande, 2010).

Outro parâmetro de qualidade importante do coque é o CSR, que é a resistência à degradação após reação com CO₂. No ensaio de CSR, a amostra de coque procedente do ensaio de reatividade é submetida a tratamento mecânico em um tambor (Casagrande, 2010). Ao final do ensaio, a amostra é peneirada em malhas de

9,52mm. O indicador do CSR é a fração retida nas malhas de 9,52mm, em percentual mássico. Os procedimentos de determinação do CRI e CSR são estabelecidos pela norma ASTM D 5341.

Os testes convencionais usados para determinar a resistência a impactos, abrasão e compressão, a frio, do coque, são feitos por tamboramento. Esses ensaios simulam parcialmente o efeito das cargas suportadas pelo coque na zona de preparação dos altos-fornos (Rizzo, 2009). A Tabela 3.1 apresenta os principais testes estabelecidos por normas para avaliar a resistência do coque, com informações sobre o que é medido em cada teste, os indicadores e as especificações de qualidade.

Tabela 3.1 Principais parâmetros de qualidade física do coque - *Apud Geerdes et al. (2009)*

	O que é medido	Resultados	Faixa de Aceitação	Melhor	Referência
Tamanho médio	Distribuição de tamanho	Tamanho médio (mm) % < 40 mm % < 10 mm	45–60 < 25% < 2%		
Resistência a frio	Distribuição de tamanho após rolagem	I40 % > 40 mm	> 45	55	Teste Irsid
		I20 % > 20 mm	> 78		
		I10 % < 10 mm	< 19	16	
		M40 % > 40 mm	> 80	87	Teste Micum
	Estabilidade no porto	% > 1"	> 58		Teste ASTM
	Estabilidade na casa dos silos	% > 1"	> 60		
	Dureza	% > 1/4"	> 70		
Resistência após reação	CSR: reação (CO ₂) + rolagem	% > 10 mm	> 58	70	
Reatividade	CRI: % de perda de peso durante o teste	%	< 29%	24	

Para o sinter, usualmente, as propriedades monitoradas através de testes de qualidade são: granulometria, resistência a frio, degradação sob redução e redutibilidade.

O tamanho médio do sinter varia de 17 a 30 mm (Geerdes *et al.*, 2009). Para realizar o controle da qualidade granulométrica do material, amostradores automáticos situados entre a Sinterização e o Alto-Forno realizam a coleta de incrementos de sinter em intervalos de tempo iguais, compondo uma amostra de aproximadamente 250 kg (Rizzo, 2009). As amostras são peneiradas em malhas de 50, 40, 10 e 5mm.

A resistência a frio do sinter pode ser avaliada através de dois testes distintos: os ensaios de queda (*shatter test*), ou os ensaios de tamboramento (*tumbler test*). O

shatter tem procedimento estabelecido pela norma JIS M8711. O objetivo desse ensaio é medir a susceptibilidade do material a degradação e geração de finos pelo efeito de quedas sucessivas. Para isso, o ensaio é feito submetendo partículas peneiradas em 50, 25 e 10mm e agrupadas em uma caixa de amostra, a quedas repetidas de uma altura de 2 metros, conforme mostra a Figura 3.11. Ao final do teste, a amostra de sínter ensaiada é peneirada em malhas de 10 mm. O resultado final do ensaio, o índice *shatter*, é o percentual em massa da fração retida de 10 mm, em relação à massa total de amostra ensaiada. Para altos-fornos a coque das usinas brasileiras, índices acima de 90% são considerados ótimos.

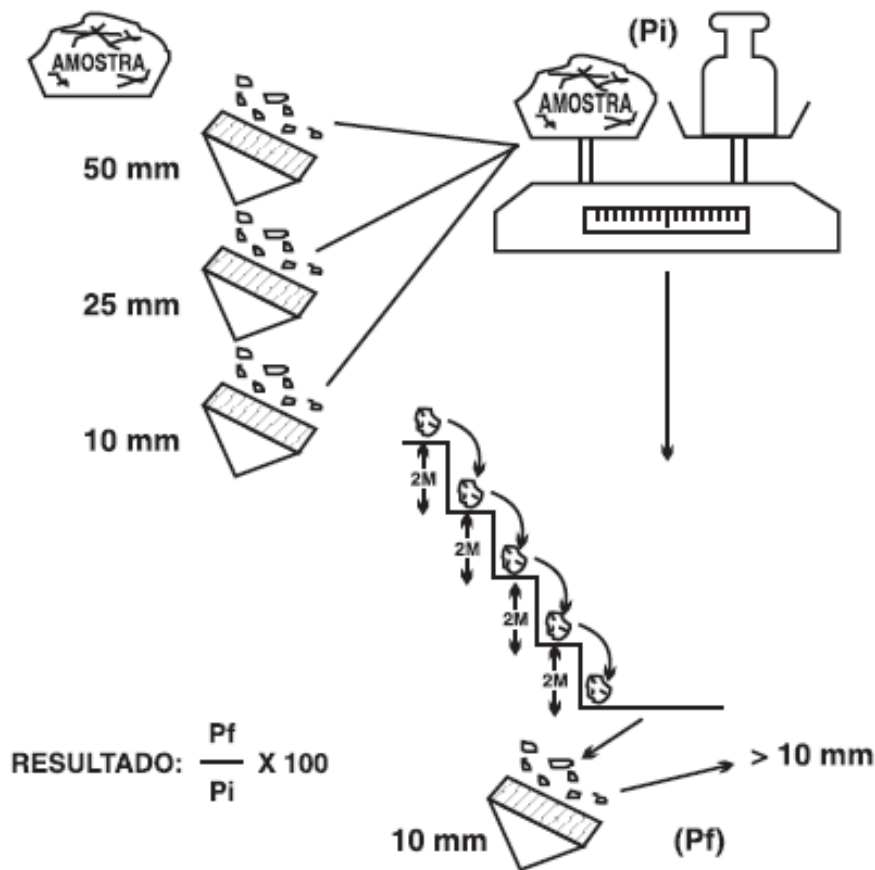


Figura 3.11 – Representação esquemática do *shatter test* (Honorato, 1993)

O *tumbler test*, ou tamboramento, tem procedimento estabelecido pela norma ISO 3271. De acordo com esta norma, o ensaio consiste em selecionar 15 kg de

sínter, com margem de erro de mais ou menos 0,15 kg, com granulometria entre 10 e 40mm, submetendo a amostra a 200 rotações a uma frequência de 25 rpm, em um tambor de 1000 mm de diâmetro e 500 mm de largura. A fração percentual acima de 6,35 mm após a realização do teste é o índice de tamboramento. Também é medido o índice de abrasão, que corresponde à fração percentual abaixo de 0,50 mm após o ensaio.

A susceptibilidade à desintegração do sínter é avaliada através de ensaios que medem geração de finos quando submetido a atmosfera redutora e temperaturas elevadas (Rizzo, 2009). O teste é conhecido como índice de degradação sob redução (RDI). O procedimento usualmente adotado nas usinas siderúrgicas brasileiras é estabelecido pela norma ISO 46961. Algumas usinas utilizam o padrão estabelecido pela norma ISO 46962. Há poucas diferenças entre os dois métodos, sendo a principal o tamanho das malhas das peneiras utilizadas na última etapa do ensaio, sendo 3,15 mm para a norma ISO 46961 e 2,83 mm para a ISO 49692. Para fins ilustrativos, o ensaio estabelecido pela ISO 46962 é apresentado esquematicamente na Figura 3.12. O resultado do ensaio é o RDI, dado pela fração mássica acumulada < 2,83 mm.

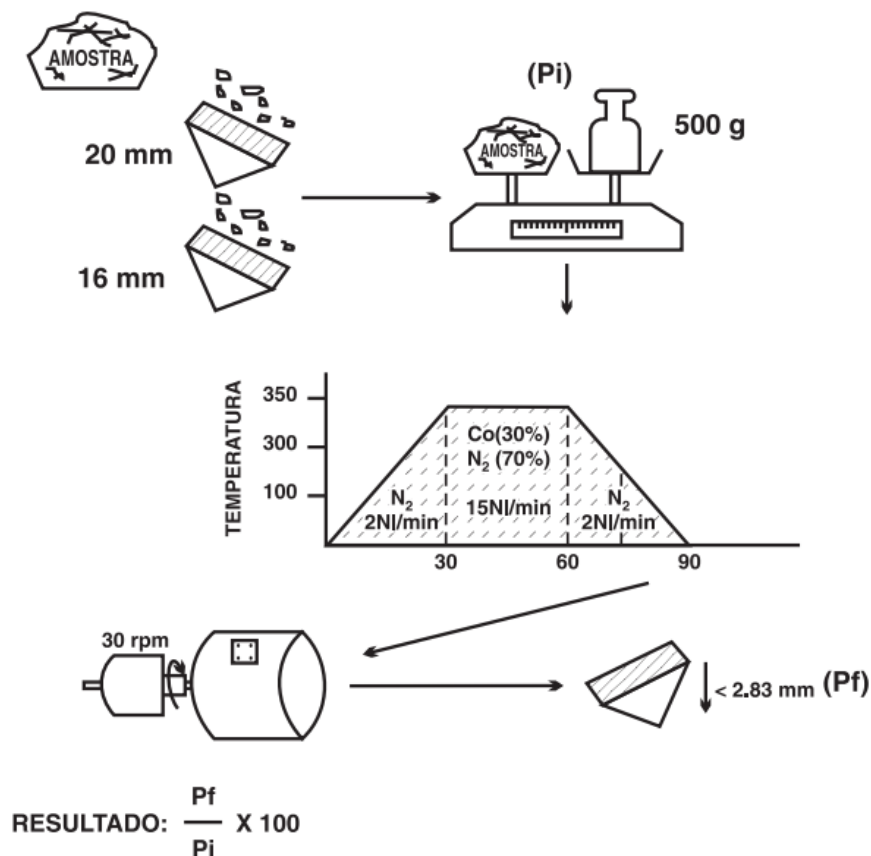


Figura 3.12 – Representação esquemática do ensaio de RDI (Honorato, 1993)

A redutibilidade do sinter é avaliada por meio de testes de índice de redutibilidade (RI). O RI mede a facilidade da remoção do oxigênio do sinter por um agente redutor. Há dois tipos de testes de RI muito utilizados nas usinas siderúrgicas. Segundo Rizzo (2009), o teste estabelecido pela norma ISO 7215 é mais usado no Brasil e na Ásia, enquanto a ISO 4695 é mais empregada na Europa. A Figura 3.13 resume, esquematicamente, a metodologia de determinação do índice de redutibilidade.

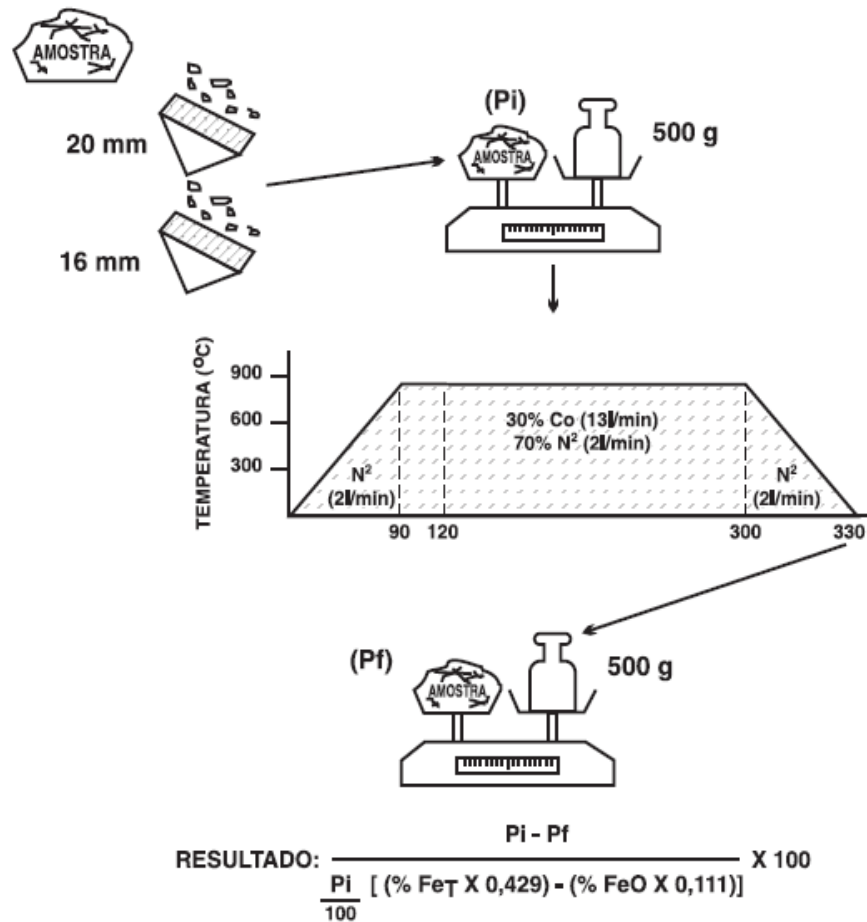


Figura 3.13 – Representação esquemática do teste de redutibilidade (RI) (Honorato, 1993)

3.3 Coque

O coque pode ser definido como um material carbonáceo, sólido, de baixo teor de cinzas e voláteis, obtido a partir da destilação de uma mistura de carvões minerais. Apresenta estrutura porosa, coloração cinzenta e densidade aparente em torno de 0,5 g/cm³. Uma amostra de coque pode ser observada na Figura 3.14.

É o principal combustível empregado no processo de redução em altos-fornos, onde desempenha funções de ordens térmica, física e química (Flores, 2014).

A função térmica do coque nos altos-fornos é fornecer calor para fundir a carga metálica e para que reações de gaseificação e redução dos óxidos metálicos ocorram no interior do reator.

Como o coque é a única matéria-prima carregada no alto-forno que se mantém sólida abaixo da Zona Coesiva, ele desempenha papel importante na permeabilidade, desta região e abaixo, necessária para que o ferro-gusa e a escória atinjam a região do cadinho, além da sustentação da carga sobrejacente. Acima da Zona Coesiva, os requisitos físicos do coque consistem basicamente em garantir permeabilidade do leito de fusão, através das “janelas de coque”, condição necessária para garantir escoamento gasoso adequado.

Já a sua função química é servir como fonte de carbono, tanto para as reações de gaseificação e redução como para a incorporação de carbono ao gusa, que ocorre na zona de coque ativo.



Figura 3.14 – Partículas de coque de origem nacional

O processo de destilação do carvão ocorre em fornos, na ausência de ar e em tempo estabelecido. Esse processo é conhecido como coqueificação e a planta onde este material é fabricado é conhecida como Coqueria.

A seleção da mistura de carvões minerais para o processo de coqueificação é a variável mais importante no controle das propriedades finais do coque (Geerdes *et al.*, 2009). A qualidade da mistura interfere na qualidade física e química do produto. A tabela 3.2 apresenta a composição química típica de coques que podem ser considerados como de boa qualidade química.

Tabela 3.2 Composição química típica do coque - adaptado de Geerdes *et al.* (2009)

	Análise Química	% (base seca)
Coque	Carbono Fixo	87-92
	Nitrogênio	1,2-1,5
	Cinzas	8-11
	Enxofre	0,6-0,8
	Material Volátil	0,2-0,5
Cinzas	Sílica, SiO ₂	52,0
	Alumina, Al ₂ O ₃	31,0
	Ferro, Fe	7,0
	Calcário, CaO	2,5
	Potássio, K ₂ O	1,8
	Magnésia, MgO	1,2
	Sódio, Na ₂ O	0,7
	Fósforo, P	0,3
	Manganês, Mn	0,1
	Zinco, Zn	< 0,02

As reservas de carvão mineral estão distribuídas em todo a crosta terrestre. Entretanto, há uma concentração maior de minas de carvão na Europa e na América do Norte. Em 2016, 58,2% das reservas se encontravam nessas regiões, como pode ser observado na Figura 3.15.

As maiores reservas e os carvões de melhor qualidade para a fabricação de coque se concentram em países da América do Norte, da Eurásia e da Oceania. O reflexo disto é o cenário econômico de exportação de carvão coqueificável. Os 5 maiores exportadores são a Austrália, os Estados Unidos, o Canadá, a Rússia e a Mongólia (*World Coal Association*, 2014), conforme detalhado na Tabela 3.3.

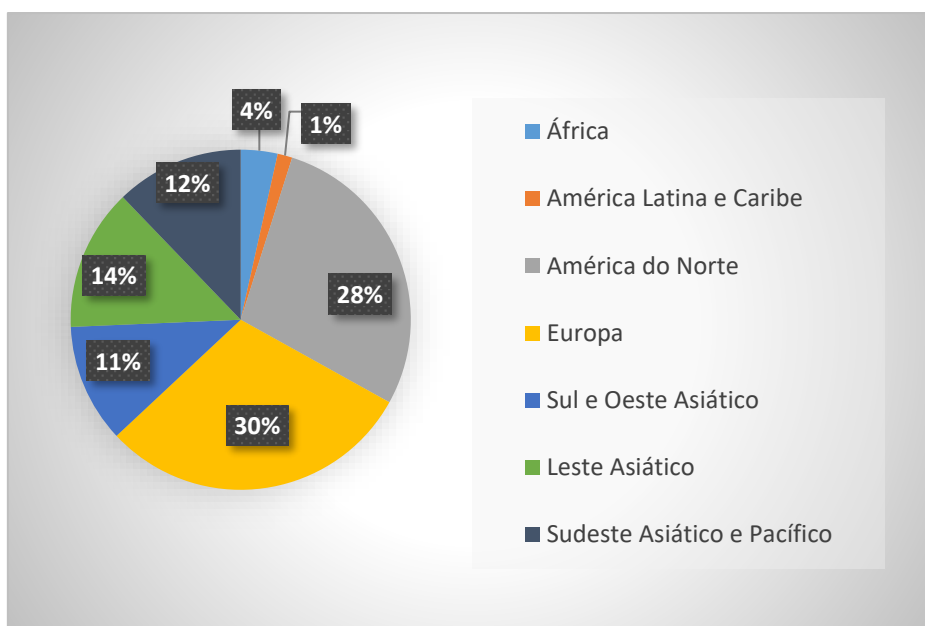


Figura 3.15 – Distribuição das reservas mundiais recuperáveis de carvão mineral (adaptado de *World Energy Council*, 2016)

Tabela 3.3 Os cinco maiores exportadores de carvão coqueificável em 2013 – adaptado de *World Coal Association*, 2014

País	Volume de exportação (Mt)
Austrália	154
EUA	60
Canadá	33
Rússia	22
Mongólia	15

3.3.1 Coqueificação e tipos de Coqueria

Os primeiros processos de coqueificação foram desenvolvidos na Inglaterra, no Século XVI (Rizzo, 2009). Entretanto, o processo só foi realmente aperfeiçoado no início do século XVIII, pois, até então, os métodos de fabricação de combustíveis a partir do carvão geravam produtos que emitiam gases sulfurosos de forte odor, além de alguns contaminantes.

Resumidamente, as etapas do processo de coqueificação são (Rizzo, 2009):

- Desgaseificação – até 200°C: remoção da umidade da mistura de carvões. Entre 300°C e 500°C: decomposição térmica do carvão,

evolução de hidrocarbonetos formadores de alcatrão e liberação de gases CO, CO₂ e H₂;

- Amolecimento – ocorre a partir de 350°C. É quando o carvão amolece e inicia-se a formação de poros na massa plástica. O amolecimento ocasiona uma contração do material;
- Inchamento – os gases produzidos pela pirólise evoluem, causando um inchamento do carvão na zona plástica;
- Ressolidificação – formação de estrutura semicoque, entre 450°C e 700°C. A transformação da massa plástica para a estrutura sólida nessa faixa de temperaturas é irreversível. O coque se mantém sólido e permeável até temperaturas em torno de 2000°C (Geerdes *et al.*, 2009);
- Contração – entre 700°C e 900°C: caracterizado por reações de craqueamento e grafitização, que tornam a estrutura mais estável. Acima de 900°C: transformação do semicoque em coque e alcance de sua resistência mecânica máxima.

Há três tipos de processos de fabricação de coque metalúrgico conhecidos, que se distinguem pelos fornos e suas tecnologias: o processo convencional (*byproduct*), o processo de recuperação de calor (*Heat-Recovery*) e o processo *Non-Recovery*, também conhecido como processo em colmeia (Towsey *et al.*, 2011). O processo *Heat-Recovery* é uma modificação do processo em colmeia, que, devido a essa modificação, se tornou defasado. Sendo assim, os outros dois processos são os que predominam na indústria siderúrgica.

A origem do nome *byproduct* se deve à possibilidade de aproveitamento dos subprodutos do processo (Pires, 2016). Esses subprodutos são os gases de coqueria, alcatrão, piche, amônia, BTX (benzeno, tolueno e xileno), entre outros, que podem ser utilizados como combustíveis em outros processos (Costa *et al.*, 2003), inclusive dentro da própria usina siderúrgica.

O ciclo operacional de uma coqueria do tipo convencional se resume às seguintes etapas (Rizzo, 2009): preparação da mistura de carvões, enforamento, aquecimento, desenforamento, apagamento, preparação do coque e tratamento de resíduos. Esse processo está ilustrado no fluxograma da Figura 3.16.

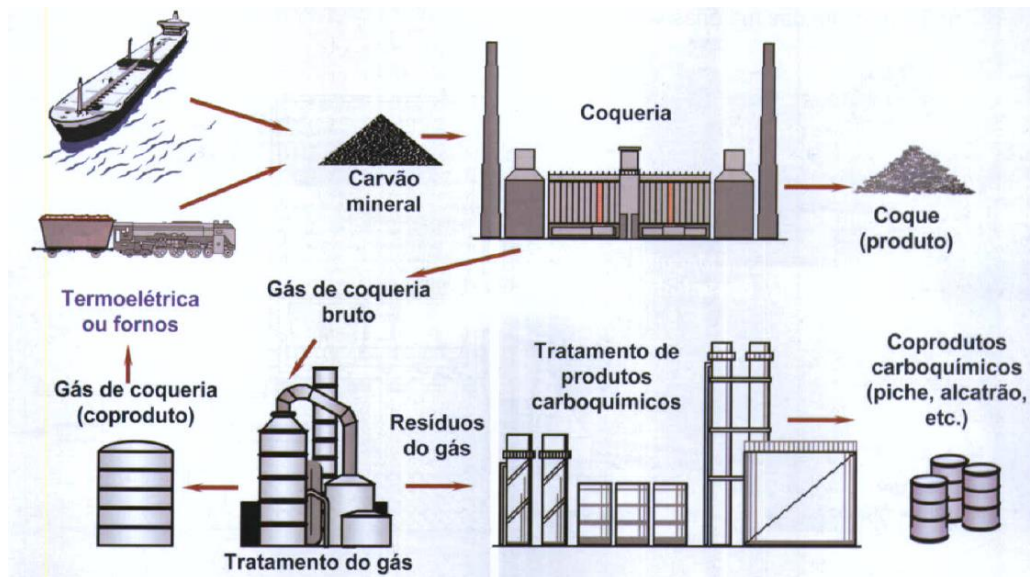


Figura 3.16 – Fluxograma de produção do coque em baterias do tipo *byproduct* (Rizzo, 2009)

A tecnologia do processo de fabricação de coque em baterias do tipo *Heat-Recovery* é mais nova do que a convencional. É um processo onde os gases gerados pela queima do carvão não são reaproveitados como subprodutos. Neste processo, o gás de coqueria é destruído termicamente dentro dos fornos e o calor gerado a partir desta combustão é reaproveitado como fonte de energia elétrica para o processo de coqueificação. Outra diferença em relação à coqueria convencional é a disposição dos fornos das baterias, que é feita na direção horizontal (Towsey *et al.*, 2011).

Segundo Valia (2008, apud Silva, 2008, p. 27), geralmente a qualidade do coque produzido em uma coqueria do tipo *Heat-Recovery* será superior ao coque produzido por uma mesma mistura de carvões em uma bateria convencional. O que explicaria esta diferença é o maior tempo de coqueificação no processo *Heat-Recovery* e as temperaturas atingidas nos fornos, que também são superiores.

Assim como no processo convencional, a mistura de carvão é convenientemente preparada a fim de obter um produto final de boa qualidade. A mistura é então enfiada em blocos e aquecida a temperaturas que podem chegar a 2000°C. A combustão da matéria-prima enfiada gera a expulsão de matéria volátil em forma de gases. Esses gases então são sugados através de aberturas nas paredes da região superior do forno (*downcomers*) e a circulação desses gases quentes também mantém

a região inferior do forno aquecida. O excesso dos gases abastece caldeiras, que geram vapor, que por sua vez é utilizado como fonte de energia elétrica, a ser aproveitada no processo de coqueificação. O processo de coqueificação é feito em pressão negativa, o que evita a emissão de voláteis para o meio ambiente.

3.3.2 Degradação do coque

Os custos de fabricação do coque representam uma fatia de 40% do custo total da produção de gusa e 30% do custo de produção das placas de aço (Silva, 2008). Sendo assim, o desenvolvimento tecnológico dos altos-fornos sempre foi acompanhado por sucessivas tentativas de redução da fatia dos custos relativos à fabricação do coque. O principal progresso nesse sentido foi a redução do *coke rate* ao longo do século XX, que foi possível, principalmente, graças ao desenvolvimento de tecnologias de injeção de combustíveis auxiliares. A Figura 3.16 apresenta a evolução histórica da redução da taxa de consumo (em quilogramas por tonelada de metal quente) e a composição dos combustíveis dos altos-fornos, entre os anos 1950 e 2000.

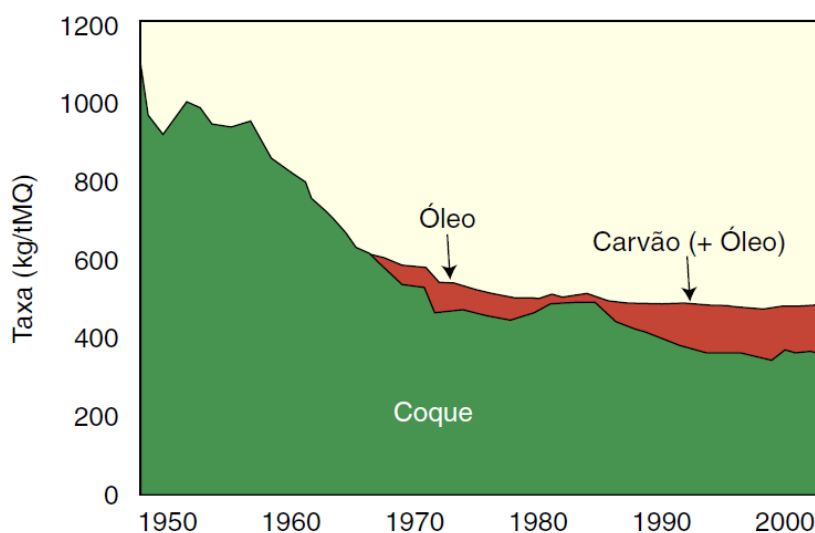


Figura 3.16 – Perfil do consumo de combustíveis nos altos-fornos nos anos de 1950 a 2000 (adaptado de Geerdes *et al.*, 2009)

Os fenômenos físico-químicos no interior dos altos-fornos foram amplamente estudados a partir da segunda metade do século XX. Isso foi permitido graças a experiências de dissecação e “congelamento” de altos-fornos russos e japoneses, a

partir da década de 1960, quando foi possível compreender a estrutura interna dos altos-fornos (Rizzo, 2009).

Estas experiências abriram portas para a obtenção de amplo conhecimento técnico acerca do processo de redução em altos-fornos, motivando alterações de projetos e parâmetros operacionais e a implementação de novas tecnologias, sempre visando aumentar a produtividade e reduzir os custos da usina.

Entretanto, como pode-se observar na ilustração da Figura 3.16, a redução do *coke rate* apresenta tendência de estabilização a partir da década de 1990. Aparentemente, a evolução em termos de processos chegou próxima do seu limite. Com isso, nos últimos anos, muitas empresas têm observado e estudado outros aspectos da operação dos altos-fornos, visando reduzir ainda mais os custos de produção. Hoje, um dos principais focos das usinas dos setores siderúrgico e mineral é o tratamento das matérias-primas.

Reduzir a degradação das matérias-primas nas rotas de abastecimento dos altos-fornos é um dos atuais desafios das empresas do setor siderúrgico. Os respectivos ganhos em rendimento de matéria-prima e redução da geração de finos podem ser muito promissores. A cada material está associado um controle de qualidade (física e química), porém, estes controles não são capazes de prever o efeito de operações de transporte e manuseio na degradação e geração de finos (Nistala *et al.*, 2015). Os ensaios de qualidade convencionalmente utilizados para determinar as resistências de coque e de sinter são apresentados na seção 3.2.5.

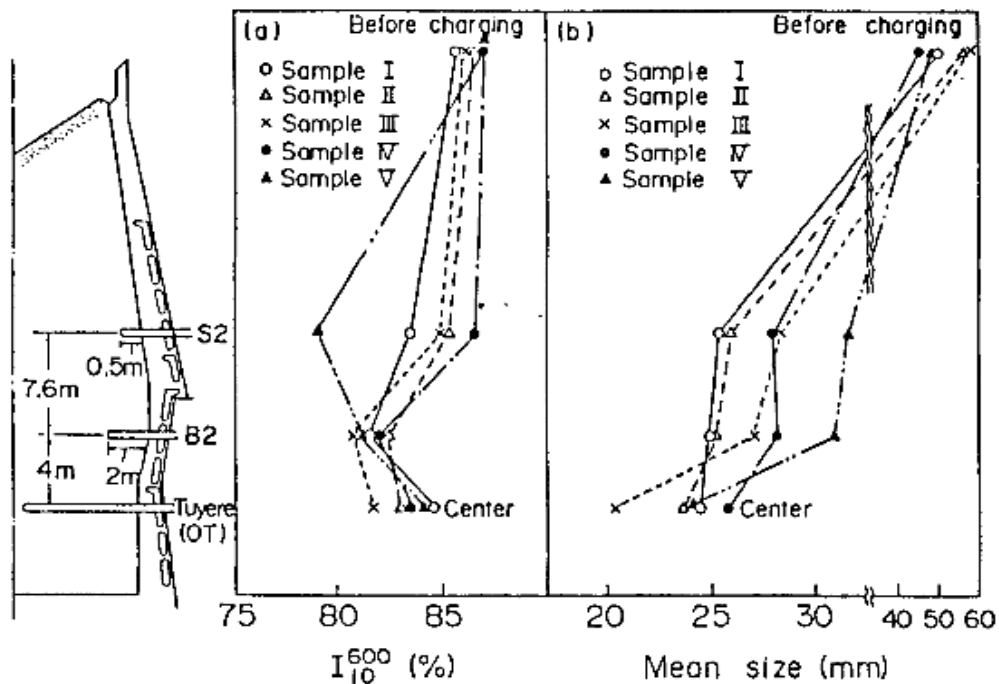


Figura 3.17 – Distribuição longitudinal da resistência (I_{10}^{600}) e do tamanho médio do coque no interior dos altos-fornos (Apud Iwanaga e Takatani, 1988)

A degradação a quente do coque pôde ser compreendida a partir das experiências de dissecação dos altos-fornos. A Figura 3.17 apresenta um dos resultados destas experiências, onde foi observado que o tamanho médio do coque e a sua resistência mecânica reduzem a partir das regiões mais baixas da cuba e, próximo às ventaneiras, reduzem de forma mais drástica (Iwanaga e Takatani, 1988). Os principais mecanismos de redução de tamanho do coque dentro dos altos-fornos são os esforços de abrasão, as reações de gaseificação e o ataque de álcalis (Geerdes *et al.*, 2009).

As influências dos tamanhos dos altos-fornos e das condições operacionais na degradação a quente do coque também foram investigadas. Para mais detalhes, recomenda-se a leitura de alguns trabalhos como os de Kojima *et al.* (1976) e Iwanaga e Takatani (1988).

O aspecto financeiro da utilização do coque motivou alguns estudos sobre a sua degradação física a frio. Este tipo de degradação ocorre, predominantemente, em operações de transporte e manuseio. O rígido controle da degradação a frio é importante para garantir que o coque seja carregado no alto-forno com qualidade física adequada.

Arima *et al.* (1992) estudaram a degradação de coque decorrente de testes *shatter* e tamboramento, analisando a quebra volumétrica e quebra superficial de coques, além das distribuições granulométricas dos produtos resultantes dos ensaios. Foi observado que a quebra volumétrica, resultante dos testes, poderia ser descrita pela distribuição estatística de Weibull e que as perdas mássicas por abrasão são, basicamente, proporcionais à massa total das partículas. Alguns dos resultados obtidos por Arima *et al.* (1992) são apresentados nas Figuras 3.18, 3.19 e 3.20.

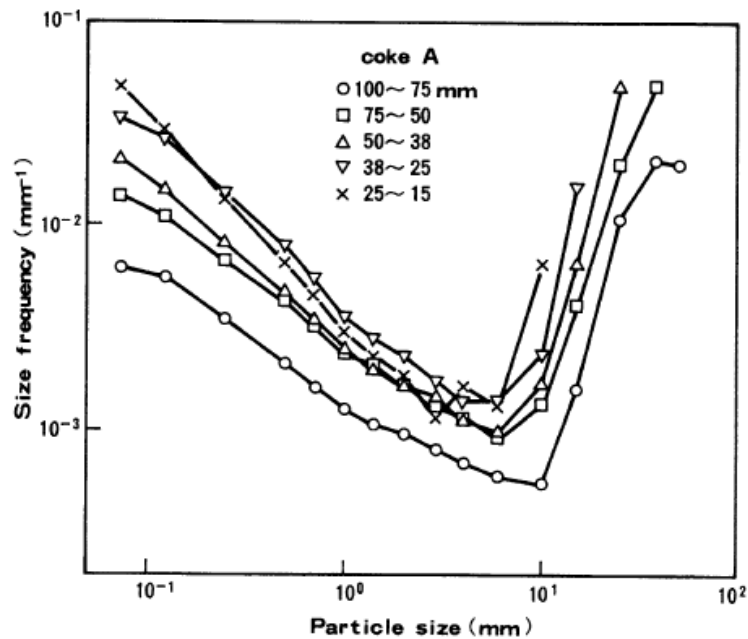


Figura 3.18 – Distribuição granulométrica dos produtos da quebra, para diferentes tamanhos de partícula originais e altura de queda de 2 metros (*Apud Arima et al.*, 1992)

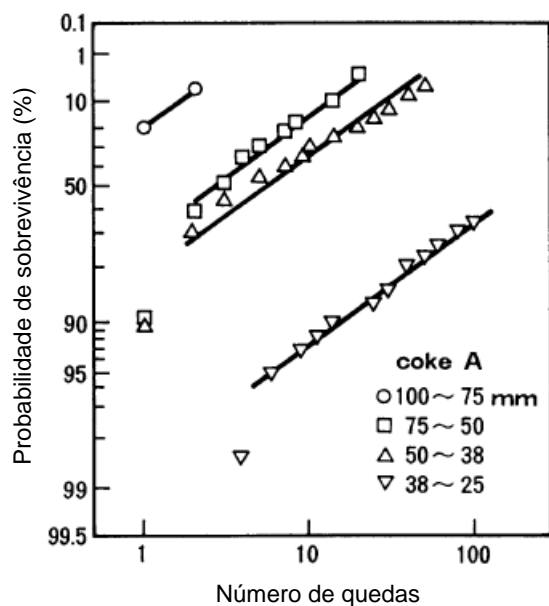


Figura 3.19 – Características de quebra do coque para sucessivos impactos a uma altura de queda de 2 metros no teste *Shatter* (Apud Arima et al., 1992)

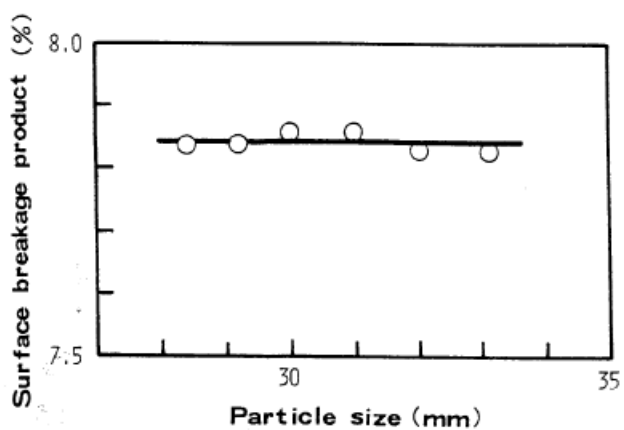


Figura 3.20 – Dependência do tamanho na quebra superficial de coques submetidos a ensaios no tambor JIS (Apud Arima et al., 1992)

Pires (2016) também avaliou a degradação de coques, simulando condições comparáveis com as operações de transporte e manuseio através de ensaios em escala laboratorial, compondo uma técnica de caracterização não convencional que

permitiu prever a degradação de duas amostras de coque, fabricados por processos distintos (convencional e *Heat Recovery*). A partir dos resultados de ensaios de quebras individuais de partículas e aplicando o modelo de degradação de Tavares e Carvalho (2008), foi testada a hipótese que a distribuição das energias de fratura volumétrica dos coques, desconsiderando os efeitos das forças de arraste na calibração das energias de impacto, segue uma distribuição log-normal (Figura 3.21). Além disso, o efeito de impactos sucessivos na proporção de partículas quebradas após cada impacto também foi investigado, através dos resultados apresentados na Figura 3.22. Dos resultados obtidos por Pires, observa-se que ambos os coques apresentaram o fenômeno da estabilização, isto é, após uma sequência inicial de aproximadamente 7 impactos, o percentual de partículas quebradas deixa de aumentar, ou aumenta muito pouco, com impactos subsequentes. Da Figura 3.22, observa-se também que o modelo de Dano, conforme aplicado a partículas minerais (Tavares, 2007) não conseguiu descrever muito bem o comportamento da população de partículas para um número de impactos maior que 7, indicando talvez que a distribuição de energias de fratura inicial das partículas ou o próprio modelo de dano pudessem ser alvo de melhorias ou modificações.

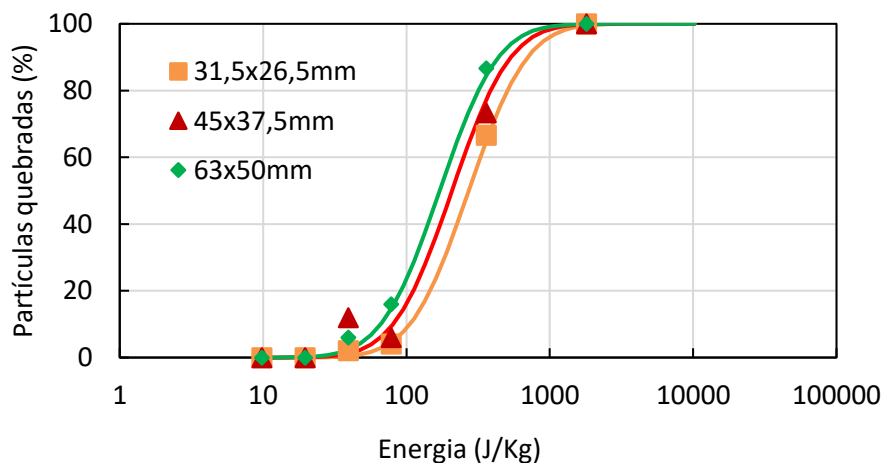


Figura 3.21 – Distribuição das energias de fratura de coques fabricados pelo processo *Heat Recovery* (Pires, 2016)

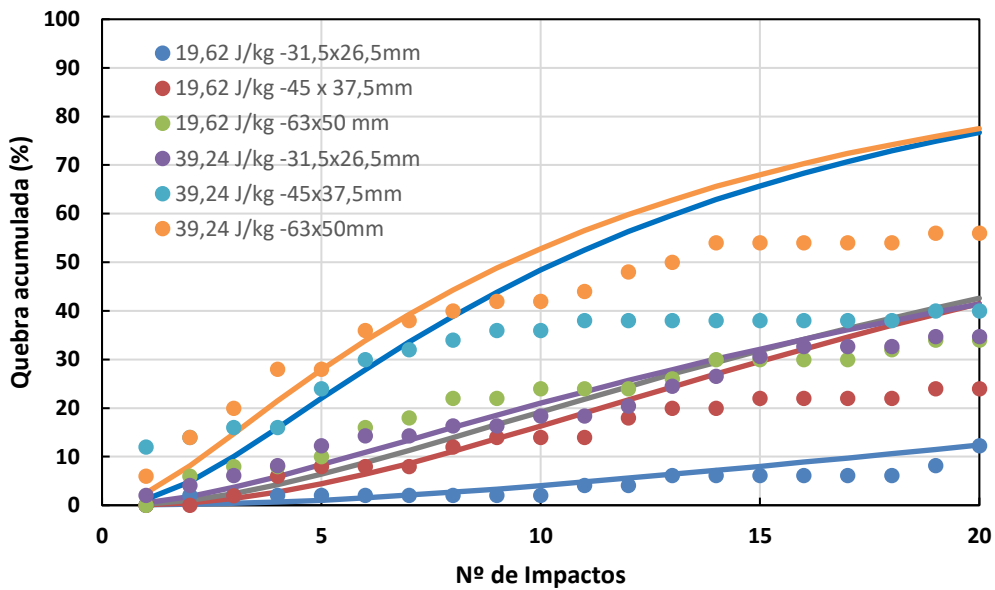


Figura 3.22 – Percentual de quebra de coques fabricados pelo processo *Heat Recovery* em função do número de impactos (Pires, 2016)

3.4 Sínter

No início do século XX, muitas empresas dos setores minero-metalúrgicos já percebiam a necessidade de evitar o desperdício e descarte de materiais e os ganhos que poderiam ser gerados a partir disto. Uma das maneiras encontradas foi o reaproveitamento, de forma eficiente, de finos de minério gerados no beneficiamento do minério de ferro e finos gerados nas operações e processos das usinas siderúrgicas. A solução encontrada foi promover a aglomeração desses finos, por meio de dois processos distintos: a pelletização e a sinterização. Devido ao foco do presente trabalho, o processo de pelletização não será detalhado.

O sínter pode ser definido como um material multifásico, resultante da aglomeração de finos de 4 origens distintas: finos de minério de ferro de granulometria entre 6,35mm e 0,149mm (*sínter-feed*), aglomerantes, resíduos metalúrgicos e combustível sólido. Apresenta coloração cinzenta-metalizada, formato irregular (cantos vivos e cavidades) e granulometria de padrão de consumo 90% abaixo de 25 mm (Geerdes *et al.*, 2009). Segundo Rizzo (2009), o sínter é um aglomerado relativamente friável que não resiste a grande manuseio e transporte. Por essas razões, as plantas de sinterização localizam-se dentro das usinas siderúrgicas. Uma amostra de sínter de origem nacional pode ser visualizada na Figura 3.23.



Figura 3.23 – Partículas de sinter de origem nacional

3.4.1 A Sinterização

As primeiras plantas de sinterização contínuas, desenvolvidas por Dwight e Lloyd, datam de 1906 (Geerdes *et al.*, 2009). O avanço da tecnologia de fabricação do sinter culminou na melhora da qualidade deste produto, tanto que em alguns países da Europa, Ásia e até o Brasil, atualmente, o sinter é a carga metálica predominante dos altos-fornos.

Esquemas da fabricação de sinter podem ser visualizados através das figuras 3.24 e 3.25 e ajudam a entender o processo, que pode ser resumido pelas seguintes etapas:

- Recebimento dos finos de minério, combustíveis e aglomerantes na área da Sinterização;
- Armazenagem e dosagem das matérias-primas do processo para homogeneização das misturas (*blend*);
- Homogeneização da mistura em tambor rotativos, com adição de água, que tem papel de aglomerante primário, visando atingir umidade entre 5% e 7%;

- Deposição de uma camada de sinter pré-fabricado, de granulometria na faixa de 12 a 20 mm, no fundo dos carros-grelha (camada de forração). Esta camada impede a queima da região inferior dos carros-grelha pela frente de queima do processo;
- Deposição da mistura previamente preparada sobre a camada de forração;
- Processo de queima da mistura, que começa com a ignição da camada superior. Exaustores localizados abaixo da máquina de sinter sugam o ar através do leito formado e então a frente de queima avança de cima para baixo;
- Após o ciclo de aglomeração do sinter, o material formado (bolo de sinter) é despejado em britadores, onde é quebrado, a fim de reduzir e adequar a granulometria para consumo do sinter nos altos-fornos;
- Resfriamento e classificação granulométrica por peneiramento. Os finos peneirados (abaixo de 5 mm) são diretamente retornados ao processo de sinterização para compor uma nova mistura. Parte do material entre 12 e 20 mm também retorna ao processo para compor a camada de forração.

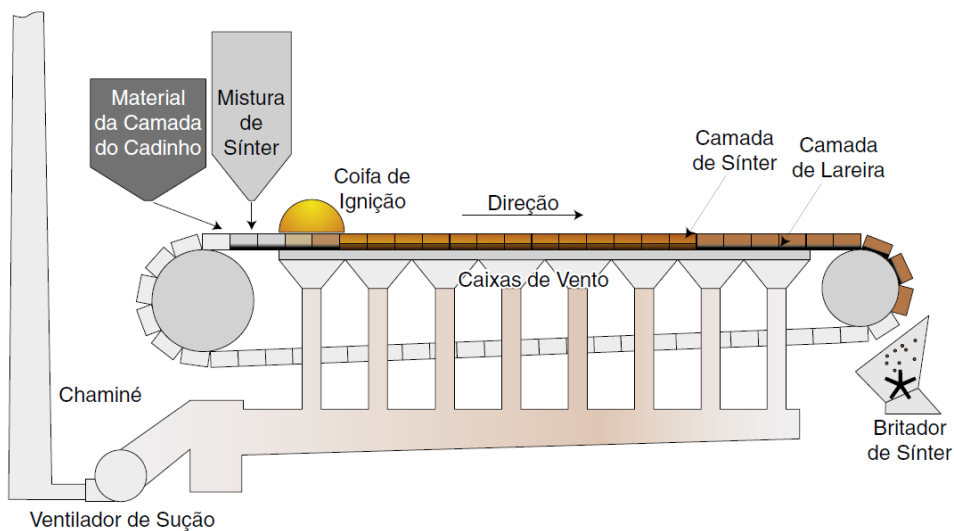


Figura 3.24 – Resumo esquemático da produção de sinter, na Sinterização (Geerdes *et al.*, 2009)

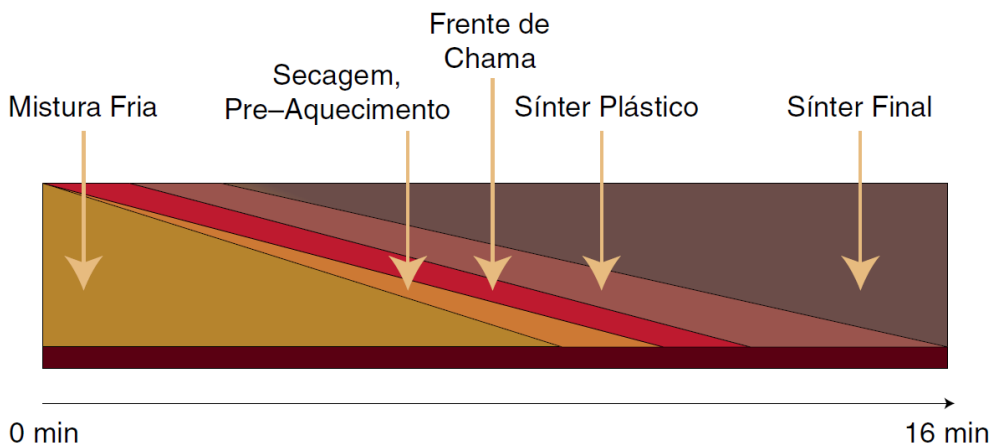


Figura 3.25 – Perfis de temperatura do ciclo de aglomeração da mistura na máquina de sínter (Geerdes *et al.*, 2009)

3.4.2 Degradação do sínter

Analogamente ao coque, o sínter carregado nos altos-fornos é passível de degradação e geração de finos durante o percurso até o reator. São considerados finos de sínter as partículas do material cujo tamanho é inferior a 5 mm. O principal impacto da geração de finos, como já mencionado na seção 3.2.5, é a perda de permeabilidade do leito do alto-forno, o que atrapalha o escoamento gasoso dentro do mesmo. No caso do sínter, o carregamento de finos excessivos dentro do alto-forno também contribui para a formação de cascões nas paredes do reator.

Assim como as outras matérias-primas dos altos-fornos, o sínter responde de maneiras diferentes aos esforços compressivos e de abrasão, dependendo da temperatura e da atmosfera a que é submetido. Sendo assim, podemos separar a degradação do sínter em degradação a quente e a frio.

A degradação a quente do sínter é usualmente interpretada a partir do índice de degradação sob redução, mais conhecido como RDI, que mede a susceptibilidade à degradação dos minérios ferrosos sob atmosfera redutora e temperaturas elevadas. Existem diversos testes de qualidade estabelecidos por normas para a determinação do RDI, como citado na seção 3.2.5.

Alguns pesquisadores como Cores *et al.* (2010), Wu *et al.* (2011), entre outros, estudaram o comportamento físico do sínter nos altos-fornos para diferentes condições operacionais e de processos de sinterização. Na maioria desses trabalhos,

a investigação foi feita com base nas respostas do RDI às alterações de processos de fabricação do sinter.

Para a degradação a frio do sinter, a quantidade de trabalhos que se propuseram a investigar a degradação deste material durante o manuseio é reduzida. Dentre esses trabalhos, podem ser destacados Teo *et al.* (1990), Sahoo (2007) e Nistala *et al.* (2015).

3.5 Fragmentação de partículas

Nas usinas siderúrgicas, coque e sinter são manuseados em forma granular. Os primeiros processos de fragmentação desses materiais já ocorrem nas saídas dos fornos da Sinterização e da Coqueria. Tratam-se de etapas de britagem, que têm como objetivo reduzir a granulometria dos produtos a níveis adequados de consumo nos altos-fornos.

Diversos fatores podem influenciar qualitativa e quantitativamente na fragmentação do coque e do sinter: parâmetros operacionais de produção, qualidade química da mistura ferrosa, no caso do sinter, e da mistura de carvões, no caso do coque, composição química, estrutura, presença de trincas, parâmetros operacionais do circuito de transporte e manuseio, entre outros.

Como cada material responde mecanicamente de forma diferente, e, além disso, devido à variabilidade de propriedades que pode existir para um mesmo material, é importante compreender os mecanismos de fragmentação das partículas para preveni-la.

Partículas minerais são fraturadas como resultado da ação de esforços, que podem ser classificados como normais ou tangenciais. Esforços normais podem ser de compressão ou de tração, enquanto os tangenciais correspondem aos de cisalhamento (Tavares, 1997).

Ao serem submetidas a esforços, sejam eles normais ou tangenciais, as partículas sofrem deformação. Uma deformação pode ser classificada como elástica ou plástica.

Segundo Callister (2014), a deformação elástica é o processo no qual tensão e deformação são proporcionais, mantendo uma relação estabelecida pela Lei de Hooke (Equação 3.3):

$$\sigma = E \cdot \varepsilon$$

(Eq. 3.3)

Onde σ é a tensão aplicada, E é o módulo de elasticidade, ou módulo de *Young*, e ε é a deformação elástica resultante da aplicação da tensão σ . Este tipo de deformação é não-permanente, ou seja, quando o carregamento é cessado, o material retorna à sua forma original (Callister, 2014). Em um resultado de ensaio de tração, a região elástica é caracterizada por uma reta (Figura 3.26).

A deformação plástica, diferentemente da elástica, é permanente e não-recuperável. Ela ocorre devido à quebra de ligações atômicas e moleculares do material, e, para os materiais policristalinos, o principal mecanismo de deformação plástica é a criação e movimentação de discordâncias. No regime plástico, tensão e deformação não se relacionam de forma linear. Uma curva de tensão x deformação, resultado típico de um ensaio de tração, bem como a definição das regiões elástica e plástica, são apresentados na Figura 3.26.

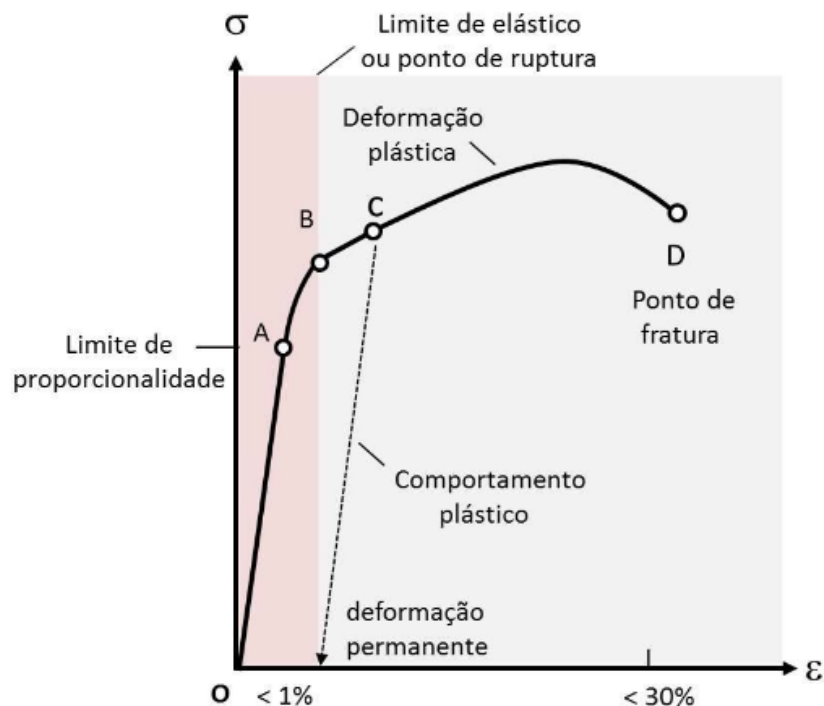


Figura 3.26 – curva tensão versus deformação de um ensaio de tração. Ponto A: regime elástico; ponto B: Limite elástico; ponto C: Regime plástico (Barcelos, 2015)

Em geral, partículas minerais se deformam elasticamente. Em alguns casos, entretanto, rochas podem apresentar comportamento inelástico, caracterizando-os como elasto-plásticos (Tavares, 1997).

Em circuitos de manuseio, a fratura dos materiais particulados ocorre, basicamente, pela imposição de esforços gerados através de um impacto simples (Cavalcanti, 2015). A energia desses impactos pode ser total ou parcialmente transferida à partícula, sendo armazenada pela mesma em forma de deformação elástica. A pequena quantidade de deformação plástica nos pontos de carregamento e ao redor é considerada insignificante (Tavares e King, 1998).

Materiais particulados apresentam falhas, como poros e cantos vivos. Quando a resistência à ruptura é atingida nesses pontos, a falha cresce de forma instável e cada vez mais rapidamente através da propagação de trincas. Quando uma ou mais trincas emergem da partícula, ocorre a fragmentação e novas partículas do material são geradas (Tavares e King, 1998), caracterizando um evento de quebra.

A quebra de partículas pode ser definida como o processo pelo qual a energia aplicada em um evento provoca a perda de massa em uma partícula original (ou mãe) gerando também partículas filhas de menor massa. O processo de fragmentação das partículas pode ocorrer de duas maneiras distintas: pela quebra interparticular e pela quebra de partículas individuais (Evertsson e Bearman, 1997). A interparticular ocorre quando uma partícula apresenta por todo o seu entorno diversos pontos de contato com outras partículas vizinhas. Essa situação é evidenciada quando ocorre a compressão de um leito de partículas, o que é o caso, por exemplo, da estocagem de sinter e coque em silos ou pilhas e da descida de carga do alto-forno.

O mecanismo de quebra de partículas individuais está associado a três tipos de carregamento, com base em suas formas, nas velocidades e o número de pontos de contato (Figura 3.27): compressão lenta e controlada (uniaxial), impacto duplo e impacto simples.

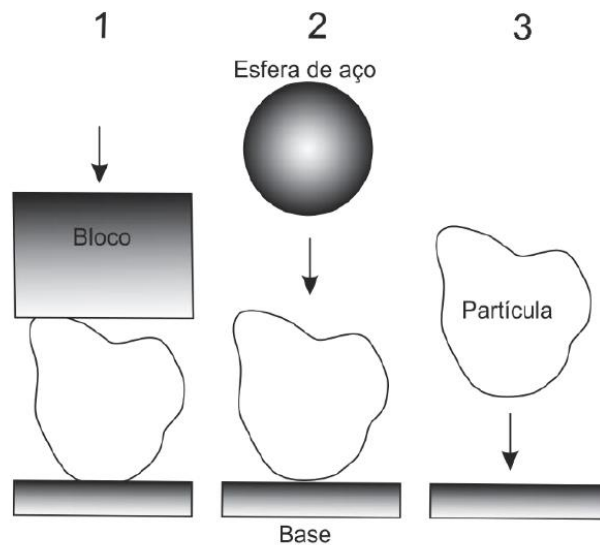


Figura 3.27 – Tipos de carregamento relacionados à fragmentação de partículas individuais: 1) compressão lenta, 2) impacto duplo, 3) impacto simples (King, 2001)

No transporte e manuseio de particulados dentro das usinas siderúrgicas, as principais operações que culminam em fragmentação individual provêm de carregamentos de impactos simples. Tratam-se de operações de carregamento dos altos-fornos, transferência entre correias, enchimento de silos, carregamento de navios, trens, caminhões e empilhamento em pátios. São situações em que partículas são projetadas contra superfícies de borracha, aço, concreto, ou mesmo contra um leito de partículas (caso do enchimento dos silos e do carregamento dos altos-fornos).

A fragmentação de partículas depende da direção e intensidade dos esforços aplicados (Tavares, 2005). A combinação desses fatores resulta em dois tipos de fratura: volumétrica ou superficial. A fratura volumétrica ocorre quando, a partir da aplicação de uma determinada energia, há fragmentação total da partícula, podendo gerar fragmentos de tamanhos variados e bem distribuídos, ou fragmentos concentrados, parte em frações relativamente grossas, parte em frações mais finas (Cavalcanti, 2015).

Já a fratura superficial ocorre quando a força normal aplicada for insuficiente para causar ruptura e/ou o cisalhamento ocorrer na superfície (Cavalcanti, 2015). Nestes casos, ocorre abrasão ou lascamento. Podemos ver, de acordo com a Figura 3.28, que para níveis de energia aplicada mais baixos (inferiores à energia de ruptura do material), a fratura é superficial, enquanto que para altas energias a fratura é volumétrica.

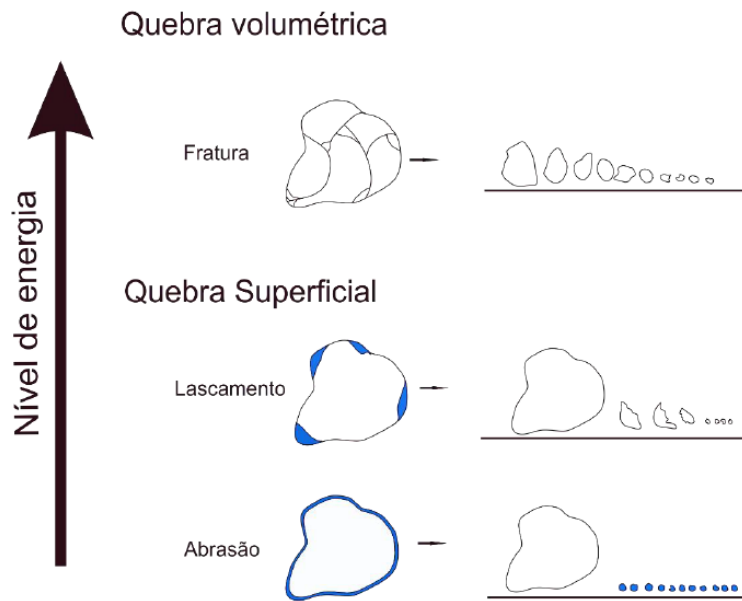


Figura 3.28 – Mecanismos de fratura de minérios de acordo com o nível de energia aplicado (Cunha, 2014)

A fragmentação volumétrica pode ser através de clivagem ou estilhaçamento. Os dois mecanismos podem ser vistos nas figuras 3.29 e 3.30, respectivamente. A fratura por clivagem ocorre a aplicações de energias mais baixas, enquanto o estilhaçamento se caracteriza pela fragmentação a energias relativamente mais altas. Além disso, a fratura por clivagem gera fragmentos distribuídos, predominantemente, em duas frações concentradas, sendo uma de partículas mais grossas e a outra de partículas mais finas. O estilhaçamento gera fragmentos de diversos tamanhos, portanto, a distribuição dos fragmentos é mais variada.

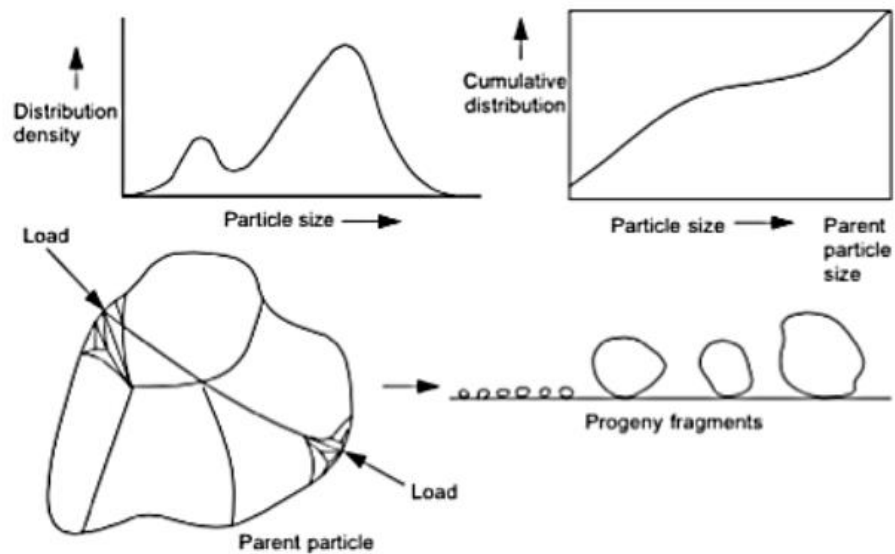


Figura 3.29 – Mecanismo de fragmentação de partículas: fratura por Clivagem (*Apud* King, 2001)

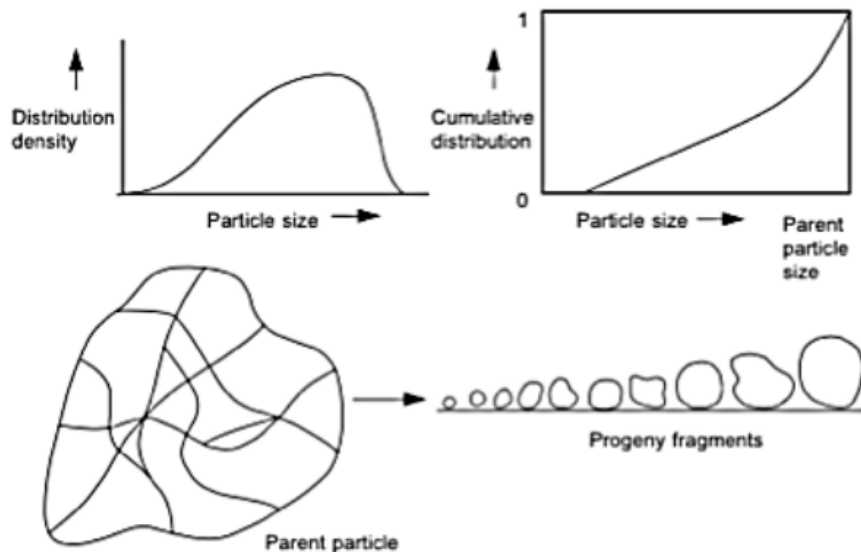


Figura 3.30 – Mecanismo de fragmentação de partículas: fratura por Estilhaçamento (*Apud* King, 2001)

Como visto na seção 3.5, a fratura superficial pode ser caracterizada pela abrasão ou lascamento. Este mecanismo de fratura decorre de esforços normais inferiores à energia necessária para a fragmentação volumétrica ou de esforços cisalhantes/tangenciais na superfície da partícula. A abrasão e o lascamento geram fragmentos de tamanhos muito inferiores ao tamanho da partícula original, ou partícula

mãe. Essa, por sua vez, sofre uma pequena redução de massa e tamanho. É de se esperar, portanto, que a distribuição de tamanhos resultante da fratura superficial seja significativamente mais heterogênea em relação ao mecanismo de fratura volumétrica. A Figura 3.31 mostra que a distribuição dos fragmentos de abrasão apresenta dois picos bem distintos, um relacionado às partículas filhas e outro à partícula mãe.

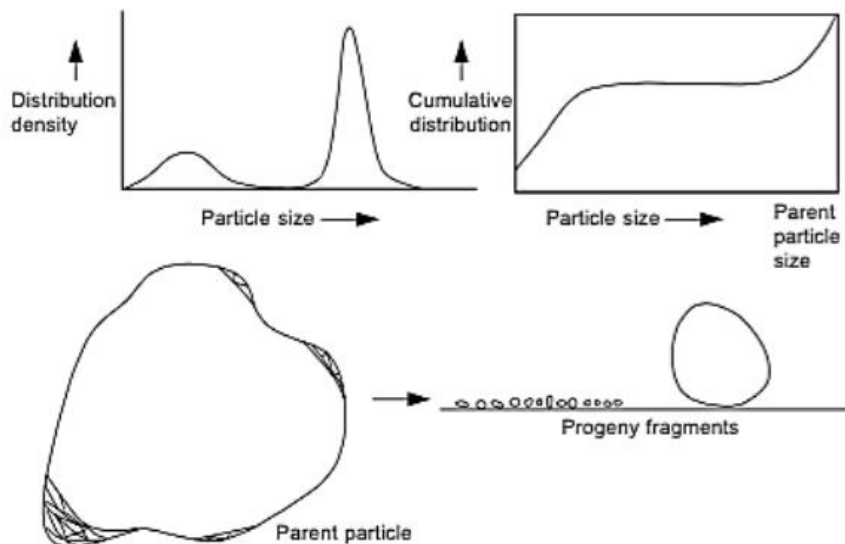


Figura 3.31 – Mecanismo de fragmentação de partículas: fratura superficial (Apud King, 2001)

3.6 Modelagem matemática da degradação

Na indústria siderúrgica, a resistência a frio e a geração de finos das matérias-primas dos altos-fornos são monitoradas através dos ensaios de tamboramento e teste *shatter*, com procedimentos estabelecidos pelas normas ISO 3271 e JIS M8711. Apesar de serem ensaios práticos e de resultados rápidos, se enquadrando na rotina de operação da usina, os índices medidos se limitam a descrever a qualidade física das matérias-primas, não sendo capazes, entretanto, de prever a degradação de materiais particulados em circuitos de transporte e manuseio (Teo *et al.*, 1990).

Sendo assim, diversos pesquisadores como Norgate *et al.* (1986), Teo *et al.* (1990), Weedon e Wilson (2000) e Sahoo (2007) se propuseram a descrever este fenômeno, através do desenvolvimento de modelos matemáticos a partir de resultados de ensaios, em escala laboratorial, de compressão, tamboramento, queda livre, entre outros (Cavalcanti, 2015). Porém, nenhum desses modelos desenvolvidos foi capaz de

descrever com riqueza de detalhes a degradação de minérios em condições de manuseio.

Tavares e Carvalho (2008) desenvolveram um modelo matemático capaz de preencher esta lacuna, a partir de dados da quebra de amostras de minério de ferro granulado, resultantes de testes realizados em uma célula de carga de impacto.

Posteriormente, adaptações do modelo original foram feitas por Silveira (2012) e Cavalcanti (2015) para prever a degradação de pelotas de minério de ferro. Aplicações do modelo original também foram feitas para comparar a degradação durante o manuseio de coques produzidos por tecnologias de fabricação distintas (Pires, 2016). Para o sítier, ainda não foram desenvolvidos trabalhos com este tipo de abordagem.

A Figura 3.32 apresenta a estrutura do modelo de Tavares e Carvalho (2008), onde são consideradas as contribuições, tanto das características do processo de manuseio quanto do material, na degradação resultante.

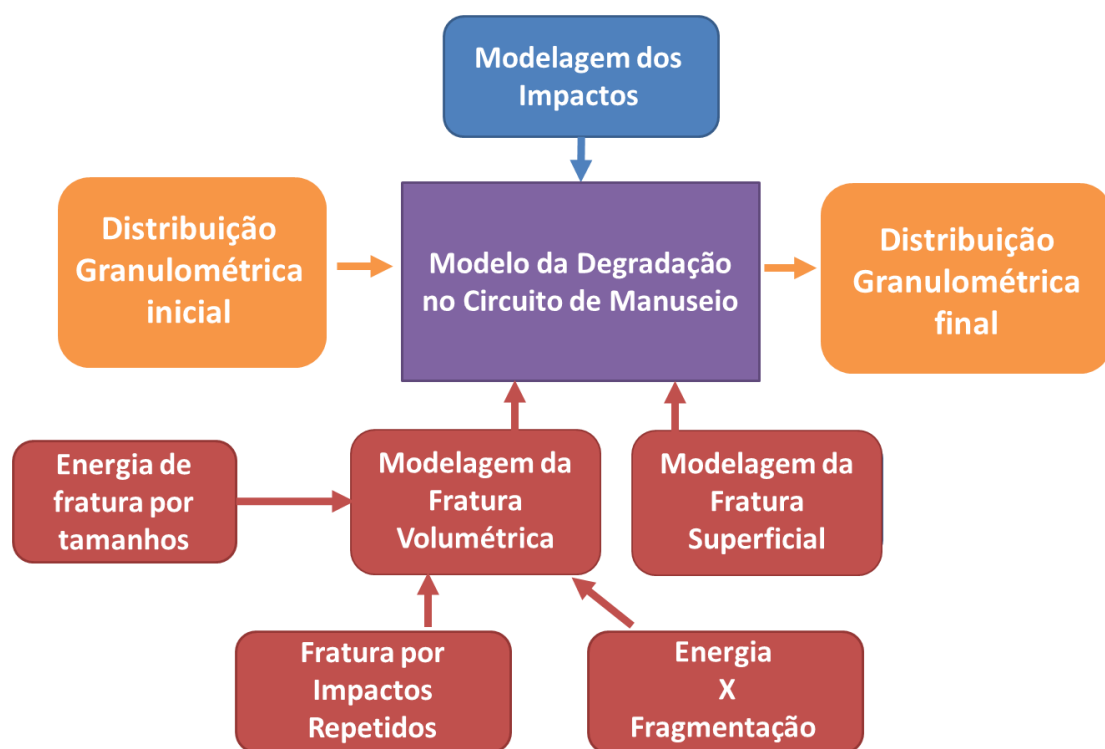


Figura 3.32 – Representação do modelo matemático de degradação de Tavares e Carvalho (2011)

O modelo, que é baseado na mecânica do dano e na distribuição das energias de fratura, propõe descrever a susceptibilidade de amostras de minério à degradação,

distinguindo-se os mecanismos de quebra em função da energia de impacto aplicada às amostras. A partir de uma metodologia de caracterização não convencional, é possível estimar, dado uma sequência de eventos de impacto, a proporção de partículas quebradas e de finos gerados, além da distribuição granulométrica resultante.

3.6.1 Energia de Fratura

A descrição da probabilidade de quebra dos minérios é uma das bases do modelo de degradação de Tavares e Carvalho (2008). A energia necessária para quebrar uma partícula, que pode ser considerada como a energia de fratura daquela partícula, depende de fatores como sua forma, tamanho e estrutura interna (Pires, 2016), além das próprias condições de impacto a que é submetida. Segundo Tavares (1997), existe uma variabilidade intrínseca relacionada à fratura em populações de partículas. Isso significa que diferentes partículas de um dado material e faixa granulométrica podem ter diferentes resistências aos impactos. Essa é uma das maiores dificuldades encontradas para caracterizar a energia de fratura de uma partícula.

Segundo Tavares (2009), quanto menor a granulometria de materiais frágeis, maior a energia específica de fratura. Sendo assim, espera-se que, dado um evento de manuseio qualquer, partículas de coque e de sínter, por exemplo, com maior granulometria apresentem maior proporção de quebra, enquanto as de menor granulometria sejam as que quebrem menos. A Figura 3.33 mostra este efeito, a partir de resultados de caracterização da quebra de minérios de cobre em diferentes faixas granulométricas, utilizando a Célula de Carga de Impacto.

Outro resultado que pode ser extraído da caracterização da quebra de minérios é a distribuição das energias de fratura, que podem ser modeladas a partir da escolha de uma distribuição estatística apropriada. A Figura 3.34 apresenta dados das quebras de partículas de calcário, contidas na faixa entre 4,50 e 4,00 mm, para diferentes energias aplicadas, numa Célula de Carga de Impacto. Os pontos representam dados experimentais e a linha contínua representa o ajuste da distribuição log-normal, proposta por Tavares e King (1998). No caso da distribuição de energias de autofratura, a distribuição log-normal é dada pela Equação 3.4:

$$F_j(E_m) = \frac{1}{2} \left[1 + \operatorname{erf} \left(\frac{\ln E_m - \ln E_{m50,j}}{\sqrt{2\sigma_j^2}} \right) \right] \quad (\text{Eq 3.4})$$

Onde E_{m50j} é a mediana da distribuição, que, do ponto de vista da sua aplicação ao modelo de degradação, representa a energia necessária para quebrar 50% das partículas de tamanho j no primeiro impacto, σ^2 é a variação da distribuição e E_m é a energia específica de fratura.

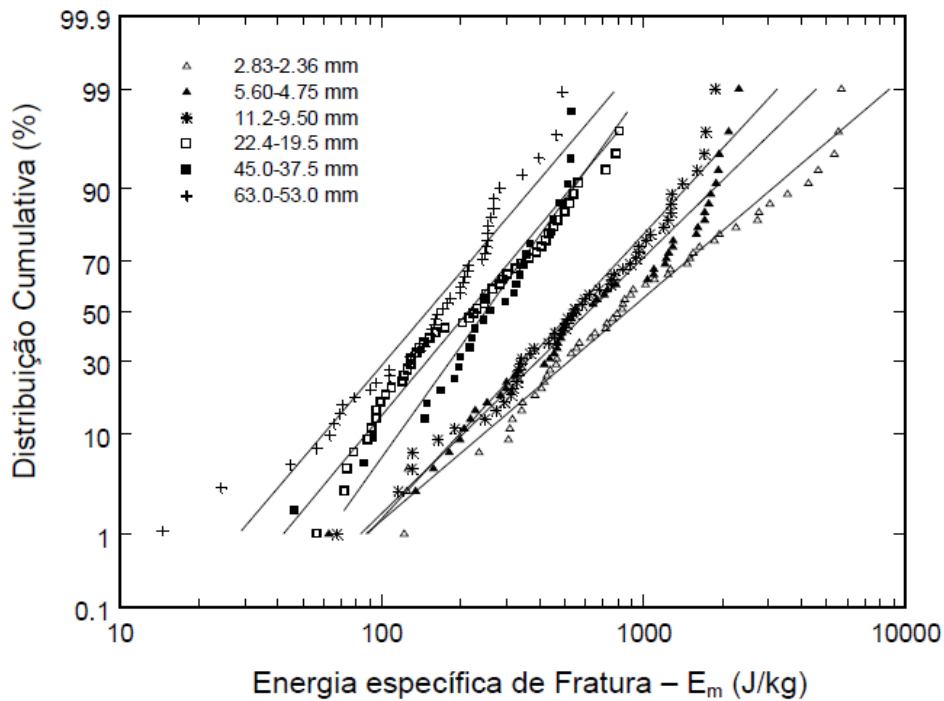


Figura 3.33 – Distribuição das energias de fratura de minérios de cobre. Cada ponto representa um teste de impacto feito em uma partícula individual (Carvalho, 2013)

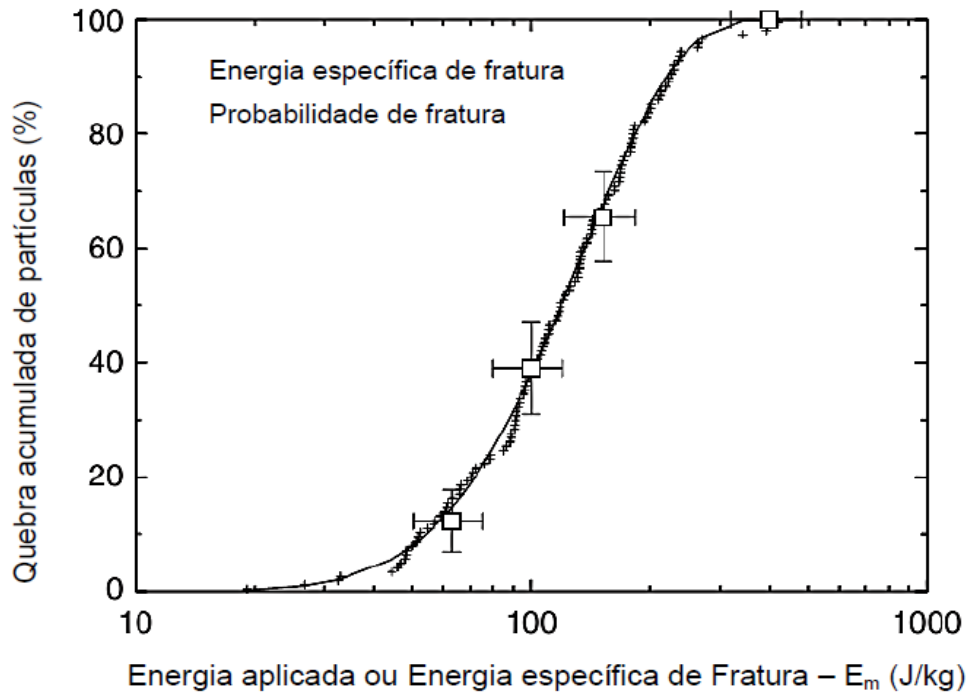


Figura 3.34 – Distribuição das energias de fratura de partículas de calcário; granulometria: 4,75 x 4,00 mm (Tavares, 2007)

Resultados como os da Figura 3.34 também podem ser obtidos para diferentes granulometrias, obtendo-se, para cada faixa de tamanhos, uma mediana de energia específica de fratura. Tavares (2007) propôs uma relação, dada pela Equação 3.5, para descrever tal efeito. A função necessita de três parâmetros, que podem ser obtidos a partir de dados experimentais (Carvalho 2014).

$$E_{50b,j} = E_{inf} \left[1 + \left(\frac{d_o}{d_j} \right)^\varphi \right] \quad (\text{Eq 3.5})$$

Para alguns minérios, a variância da distribuição de energias de fratura pode também variar com o tamanho de partícula. Esta relação, similar àquela dada pela Equação 3.5, é dada pela Equação 3.6, proposta por Carvalho e Tavares (2013):

$$\sigma_i = \sigma_{inf} \left[1 + \left(\frac{d^*}{d_j} \right)^\theta \right] \quad (\text{Eq 3.6})$$

Para o conjunto das Equações 3.5 e 3.6, E_{inf} , d_o , d^* , σ_{inf} , θ e φ são parâmetros variáveis, que devem ser ajustados a partir de resultados experimentais.

A Figura 3.35 apresenta as relações entre o E_{50} e o tamanho de partícula para dois tipos de coque metalúrgico, onde os pontos representam os valores de E_{50} determinados a partir da Equação 3.4, para cada faixa de tamanho, e as linhas contínuas representam os ajustes da Equação 3.6 que melhor descrevem o efeito do tamanho de partícula no valor do E_{50} de cada material.

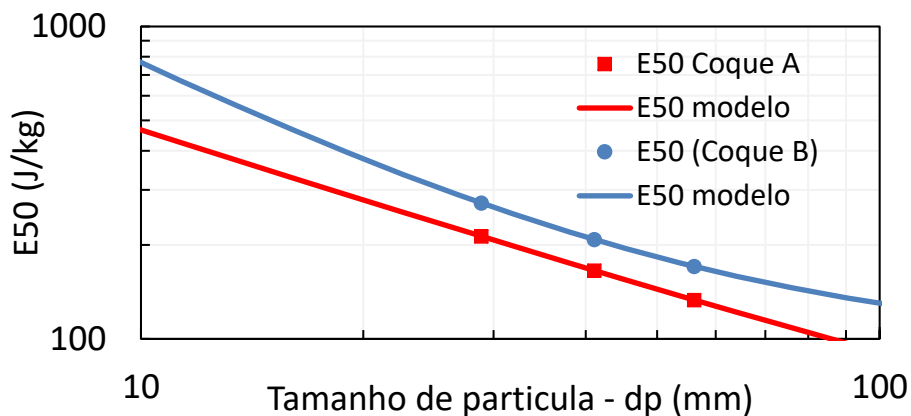


Figura 3.35 – Efeito da granulometria na mediana específica de fratura (E_{50}), para dois tipos de coque (Pires, 2016)

Uma alternativa viável para se determinar a distribuição de energias de fratura de uma população de partículas é a realização do ensaio de autofratura. Neste ensaio, partículas de granéis sólidos são liberadas de uma altura pré-determinada, atingindo um anteparo de aço fixo no solo. Com este ensaio é possível obter a proporção de partículas que fratura em função da energia aplicada.

A diferença fundamental entre este ensaio e o ensaio com a Célula de Carga de Impacto (CCI) é o tipo de carregamento que as partículas sofrem. Enquanto os ensaios de autofratura simulam carregamentos de impacto simples, os ensaios com a

CCI simulam carregamentos de impactos duplos. No dia a dia da operação de manuseio de granéis dentro de uma usina siderúrgica, partículas projetadas sobre um leito ou uma superfície, como no caso de transferência entre correias, empilhamento, enchimento de silos, entre outros, representam carregamentos de impactos simples. Já as partículas que foram em uma etapa anterior empilhadas, ou que compõem um leito, podem sofrer carregamentos de impactos duplos, a partir da queda de novas partículas e sua interação com as mesmas.

3.6.2 Mecânica do Dano

Segundo Tavares e Carvalho (2011), quando uma partícula sofre uma queda a partir de um evento de manuseio, ela pode quebrar ou não. Isso acontece quando a energia de impacto não é suficiente para que ocorra fratura. Nesses casos onde não há quebra volumétrica, parte da superfície da partícula pode ser perdida, representando uma quebra superficial. A partícula então pode acumular dano na forma de uma ou mais trincas, ou na propagação daquelas já existentes, após cada impacto (Cavalcanti, 2015), podendo posteriormente quebrar, em um próximo impacto, a partir da aplicação de uma energia relativamente mais baixa. Partindo de uma abordagem mecanicista, este fenômeno pode ser interpretado através do enfraquecimento progressivo das partículas, decorrentes de impactos sucessivos sofridos em circuitos de transporte e manuseio.

Baseado na combinação da mecânica do dano com a teoria de contatos elásticos de Hertz, Tavares e King (2002) desenvolveram um modelo para descrever impactos de uma partícula esférica.

A Figura 3.36 demonstra a evolução do perfil Força versus Deformação de uma partícula submetida a impactos sucessivos. Pode ser observado que o carregamento e descarregamento do material enfraquecem a partícula, através da propagação de trincas. Então, para a ilustração da Figura 3.36, durante o terceiro impacto a partícula fratura, pois a mesma energia que foi aplicada em sucessivos impactos só foi suficiente para quebrar a partícula no terceiro impacto.

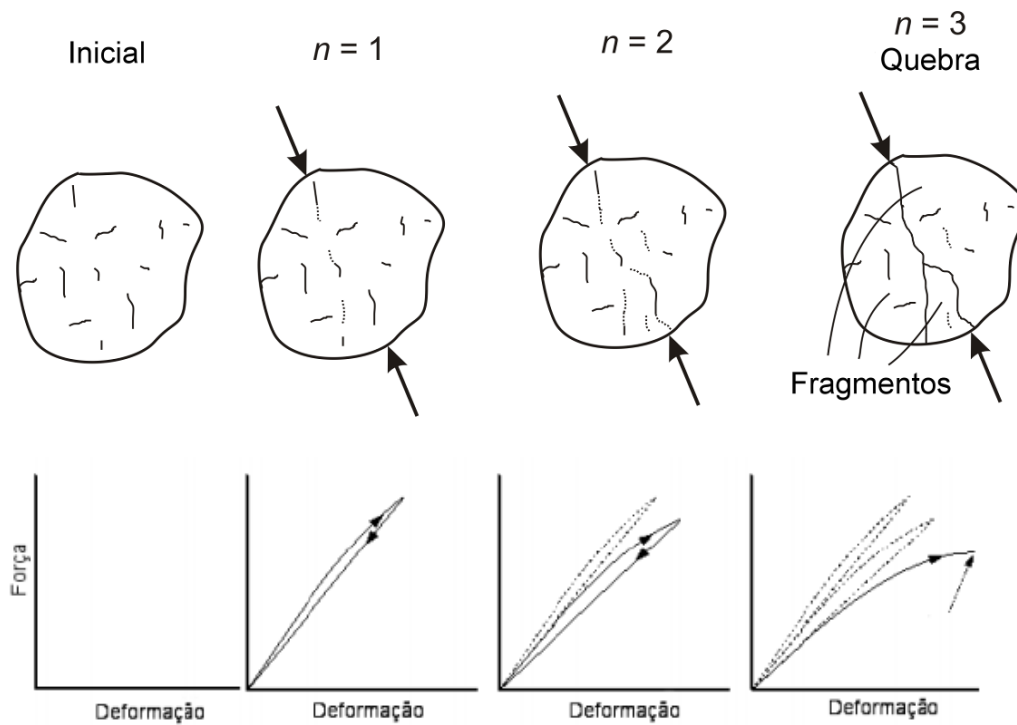


Figura 3.36 – Ilustração do fenômeno de enfraquecimento, consequente do acúmulo de dano causado por impactos repetidos de mesma energia (Tavares, 2009)

O modelo prevê que, à medida que o material sofre impactos de energia insuficiente para a fratura da partícula, ele acumula dano e a sua rigidez sofre redução, que se estende para cada novo impacto. O dano acumulado pode ser descrito pela variação da razão entre a deformação ocasionada pelo impacto e a constante de deformação do material, de acordo com a Equação 3.7:

$$D = \left(\frac{\alpha}{\alpha_c}\right)^\gamma \quad (\text{Eq. 3.7})$$

Onde D é o dano, α é a deformação sofrida pelo material durante o impacto, α_c é a constante de deformação do material e γ é um parâmetro que mede a susceptibilidade do material à fragmentação.

O modelo presume que a Equação 3.7 se mantém válida após aplicação de diversos impactos, possibilitando estabelecer uma relação entre a energia específica de fratura do material e a energia de impacto, em sucessivos impactos, através da Equação 3.8:

$$E_n = E_{n-1}(1 - D) \quad (\text{Eq. 3.8})$$

O modelo também se baseia na descrição de probabilidade de fratura do material original, que pode ser obtida a partir de experimentos realizados na célula de carga de impacto do LTM COPPE/UFRJ.

Desta maneira, o modelo permite calcular como a distribuição de energias de fratura da população de partículas varia em função do número de impactos, dada uma energia E_k aplicada. A partir da resolução em conjunto das Equações 3.9 e 3.10, obtém-se a distribuição das energias de fratura resultante.

$$F_n(E_n) = \frac{[F_n(E_n) - F_n(E_k)]}{1 - F_n(E_k)} \quad (\text{Eq. 3.9})$$

$$D = \left[\frac{2\gamma}{(2\gamma - 5D + 5)} \frac{E_{k,n}}{E_{n-1}} \right]^{\frac{2\gamma}{5}} \quad (\text{Eq. 3.10})$$

$F_n(E_k)$ é a proporção de partícula quebradas no n -ésimo impacto a partir de uma energia específica de impacto E_k . Para resolver o sistema das Equações 3.9 e 3.10, deve-se aplicar métodos numéricos apropriados (Carvalho, 2013).

3.6.3 Função Quebra

Determinar a maneira como partículas de coque e sinter quebram, quantitativa e qualitativamente, através de impactos, pode gerar informações ricas e importantes para estudos de otimização de rotas de manuseio, projetos de repotenciamento de equipamentos envolvidos em transferência de granéis (correias, silos, empilhadeiras, entre outros) ou quaisquer outros estudos que visem minimizar a degradação das matérias-primas da redução no percurso até os altos-fornos.

As funções quebras são capazes de descrever as distribuições granulométricas dos produtos da quebra. Assim, dada uma energia de impacto, um material específico e a partir da execução de procedimentos adequados de caracterização deste material, é possível combinar os submodelos citados nas seções 3.6.1 e 3.6.2 com as funções quebra do material, para descrever o potencial de degradação e geração de finos em um evento de manuseio específico.

Um dos métodos mais simples, pela praticidade e agilidade, utilizados para investigar as características da fragmentação dos materiais é o *Drop Weight Test* (DWT), ou teste/ensaio de queda de peso. Com este método, é possível avaliar características de resistência à fragmentação das partículas por impacto com energia variável. O procedimento de ensaio de queda de peso é descrito com maiores detalhes na seção 4.3. A partir dos seus resultados, diversas relações podem ser estabelecidas para descrever as distribuições granulométricas resultantes da quebra do material na célula de carga.

Uma das maneiras de se realizar este procedimento é através da simples distribuição cumulativa dos tamanhos de partículas dos produtos da quebra, que pode ser obtida diretamente a partir de resultados do peneiramento dos mesmos. A título de exemplo de aplicação, a Figura 3.37 apresenta a distribuição dos tamanhos de partícula de fragmentos oriundos da quebra de minério de cobre, contido na faixa de 22,4 x 19,2 mm, para três energias de impacto distintas.

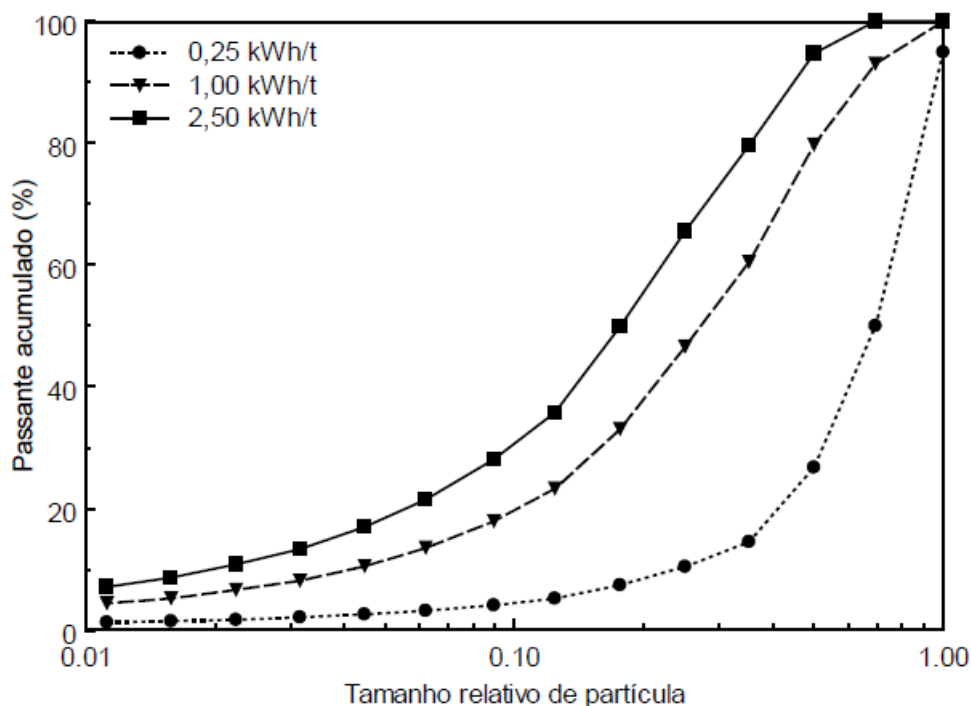


Figura 3.37 – Distribuição granulométrica dos produtos de quebra de minério de cobre, para três energias distintas e faixa granulométrica de 22,4 x 19,0 mm (Apud Carvalho, 2013)

A alta complexidade da variação de inclinação na distribuição granulométrica das partículas filhas, quando se altera a energia aplicada, fez Narayanan e Whiten proporem uma descrição alternativa (King, 2001), expressando o passante acumulado como função de um número de parâmetros calculados das curvas de distribuição granulométrica. Esses parâmetros são conhecidos como t_n , que representam a fração do material de tamanhos de partícula inferiores a $1/n$ do tamanho representativo da partícula original, ou partícula-mãe. O principal é o t_{10} , ou seja, a fração acumulada abaixo de $1/10$ do tamanho representativo da partícula-mãe. Para cada resultado de distribuição granulométrica de uma amostra, estão associados diversos valores de t_n .

Uma forma de representar graficamente a função quebra do material a partir dos parâmetros t_n s é apresentada na Figura 3.38, onde os pontos representam conjuntos de dados experimentais de diferentes distribuições granulométricas e seus respectivos valores de t_n e as linhas representam o ajuste da função beta incompleta, na sua versão aplicada aos modelos de t_{10} , dada pela Equação 3.11 (Carvalho *et al.*, 2009):

$$t_n(t_{10}, \alpha_n, \beta_n) = \frac{1}{\int_0^{t_{10}} t^{\alpha_n-1} (1-t)^{\beta_n-1} dt} \int_0^{t_{10}} t^{\alpha_n-1} (1-t)^{\beta_n-1} dt \quad (\text{Eq. 3.11})$$

Onde α_n e β_n são os parâmetros da função, que podem ser obtidos a partir do ajuste da Equação 3.11 aos dados experimentais.

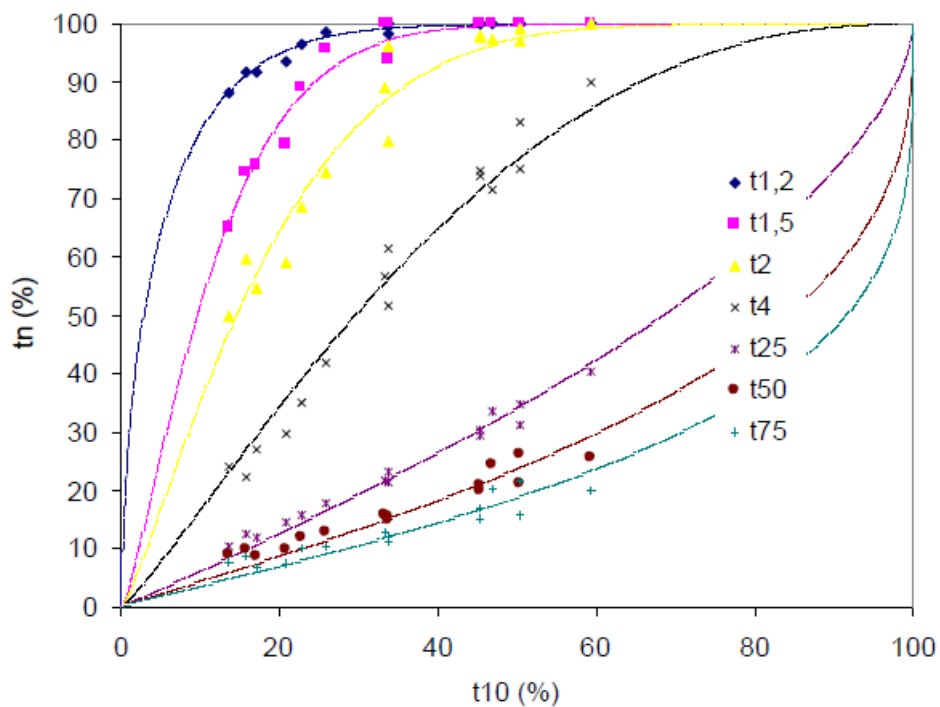


Figura 3.38 – Ajuste da função beta incompleta aos conjuntos de parâmetros $t_n \times t_{10}$ (Carvalho *et al.*, 2009)

Há ainda uma terceira relação, obtida pela combinação do parâmetro t_{10} com as distribuições das energias de fratura, resultantes de ensaios de DWT ou autofratura. Esta relação, dada pela Equação 3.12 foi proposta por Tavares (2009) e relaciona o t_{10} com as medianas específicas de fratura da população de partículas que quebrou (E_{50b}) a partir da aplicação de uma energia E_m . Resultados típicos dessa relação são apresentados na Figura 3.39, onde são comparadas as funções quebra de dois tipos de coque (Pires, 2016).

$$t_{10} = A \left[1 - \exp \left(-b' \frac{E_m}{E_{50b}} \right) \right] \quad (\text{Eq.3.12})$$

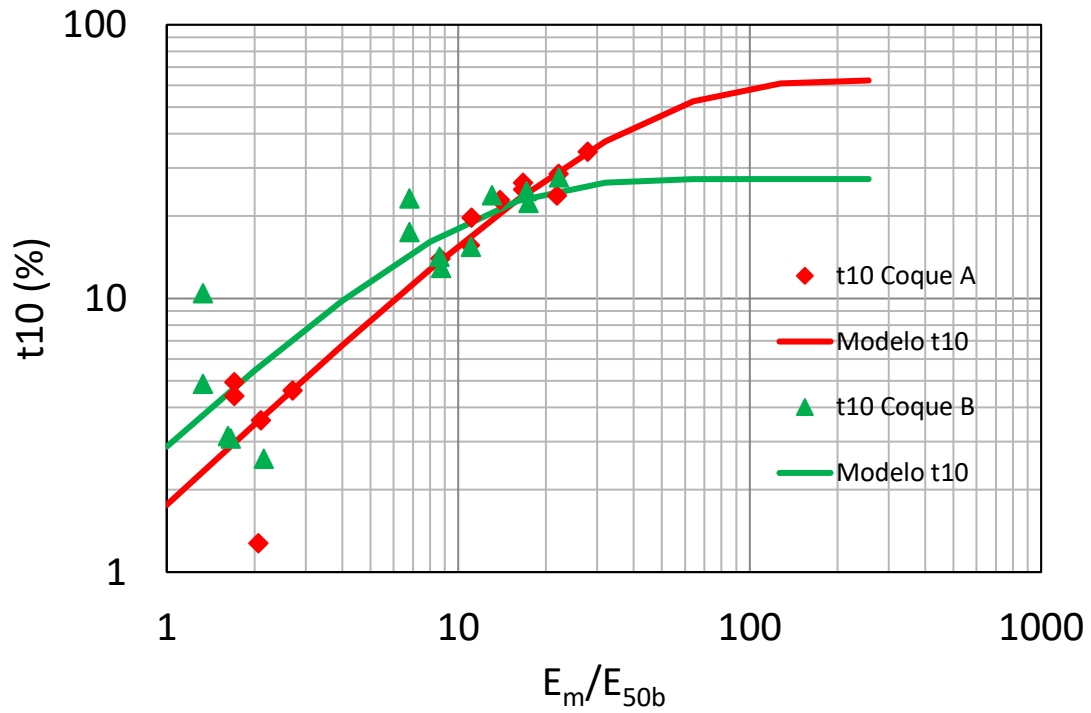


Figura 3.39 – Parâmetro t_{10} em função da razão E_m/E_{50b} para dois tipos de coque (adaptado de Pires, 2016)

4 Metodologia

Os materiais utilizados para o desenvolvimento deste trabalho foram coques metalúrgicos e sínteres, oriundos de uma usina siderúrgica nacional localizada no Estado do Rio de Janeiro. As amostras de sínter foram obtidas a partir da fabricação em forno de sinterização convencional, enquanto que os coques foram fabricados em fornos equipados com tecnologia *Heat Recovery*. A amostragem dos materiais foram realizadas em pontos únicos e distintos entre si, nas rotas de abastecimento dos altos-fornos da usina. As amostras de coque foram obtidas em um amostrador semiautomático, alimentado pela correia transportadora da Figura 4.1, situada na saída das baterias de fornos da Coqueria. Já o sínter foi coletado manualmente, com o auxílio de uma pá, na correia que abastece o material em silos de estocagem da *stockhouse* (Figura 4.2).

Parte do material coletado foi destinado ao laboratório da usina, para realização de análises químicas, metalúrgicas e de umidade das amostras.

No intuito de adaptar para o coque e sínter os modelos de degradação desenvolvidos por Tavares e Carvalho (2008), para minérios de ferro granulados e Cavalcanti (2015), para pelotas de minério de ferro, a metodologia de caracterização dos materiais empregada nesses trabalhos foi reproduzida, considerando os principais interesses e objetivos relativos ao presente trabalho. Sendo assim, os lotes de sínter e coque obtidos, na etapa de amostragem, foram caracterizados no LTM, seguindo os procedimentos experimentais abaixo:

- Análise granulométrica;
- Ensaio de autofratura;
- Ensaio de queda de peso;
- Ensaio de velocidade de queda.



Figura 4.1 – Ponto de coleta das amostras de coque, no prédio de amostragem.



(a)



(b)

Figura 4.2 – (a) Ponto de coleta das amostras de sínter; (b) Ferramental utilizado para amostragem.

4.1 Análise Granulométrica

A primeira etapa de caracterização do coque e do sínter consistiu em realizar a análise granulométrica dos materiais via peneiramento a seco. Tipicamente, o coque e sínter consumidos no interior dos altos-fornos têm tamanhos médios entre 45 e 60 milímetros e 17 e 30 milímetros, respectivamente.

O lote de coque foi peneirado manualmente, seguindo a sequência padronizada de aberturas de 90,0; 75,0; 63,0; 53,0; 45,0; 37,5; 31,5; 26,5, 22,4 e 19,0 milímetros. A Figura 4.3 apresenta os tipos de peneira que foram utilizadas nesta etapa de

caracterização e um exemplo de como elas foram dispostas para o peneiramento de ambos os materiais de estudo. Para o sinter, a partir do lote disponibilizado para os testes inseridos no escopo deste trabalho, o material foi homogeneizado em pilhas formadas sobre tapetes de borracha, dividindo-se a pilha em duas partes aproximadamente iguais, como pode ser visto na Figura 4.4, executando o peneiramento das frações quarteadas separadamente. A escolha das quantidades de material a ser peneirado é de fundamental importância para gerar resultados representativos ao final da análise. Não se deve utilizar quantidade excessiva de material sobre a peneira, pois, nesse caso, muitas partículas finas podem ficar aderidas nas grossas, sem haver oportunidade de passarem pelas malhas, ficando retidas em frações que não representam seus tamanhos (Sampaio e Silva, 2007), ou seja, contaminando a fração grossa com partículas finas. Depois de homogeneizadas, as amostras de sinter foram peneiradas seguindo a sequência padronizada de aberturas de 63,0; 53,0; 45,0; 37,5; 31,5; 26,5; 22,4; 19; 16; 13,2; 11,2 e 9,5 milímetros.



Figura 4.3. Peneiras utilizadas para análise granulométrica de sinter e coque.



Figura 4.4. Preparação das amostras de sínter para análise granulométrica

Ao final do peneiramento, as frações retidas em cada malha foram pesadas e curvas de distribuição dos tamanhos por funções densidade e distribuição acumulada foram obtidas a partir dos resultados das pesagens. Os resultados dos peneiramentos dos lotes de coque e sínter serão discutidos no Capítulo 5.

4.2 Ensaios de Autofratura

Com o intuito de modelar matematicamente a degradação ocorrida em operações de transporte, manuseio e carregamento dos altos-fornos, para os materiais deste estudo, foram realizados os ensaios de autofratura, que consistem em submeter partículas à queda livre, individualmente, a partir de uma determinada altura sobre uma determinada superfície.

No presente trabalho, a superfície de impacto escolhida foi uma placa de aço fixada no solo. Fazendo-se variar a altura de queda das partículas, a escolha dessa superfície de impacto permite avaliar a degradação dos materiais de estudo para diversas energias de impacto, o que é necessário para a modelagem da distribuição estatística do fenômeno de quebra de partículas.

A Figura 4.5 apresenta um esquema simplificado das etapas adotadas na execução dos ensaios autofratura e o aparato experimental utilizado. Um tubo guia feito de PVC de aproximadamente 8 metros de altura e 20 centímetros de diâmetro foi utilizado no intuito de aumentar a precisão dos lançamentos e evitar a interação das partículas com outros objetos. A região próxima ao ponto de impacto das partículas foi confinada com o auxílio de tábuas de madeira, conforme apresentado na Figura 4.4,

de modo a evitar a perda de partículas e/ou de fragmentos gerados após os impactos. Uma bateria de ensaios de autofratura consiste em:

- i. Selecionar de forma balanceada um lote de, pelo menos, 20 partículas de determinada faixa granulométrica;
- ii. Pesar as partículas individualmente, identificando-as uma a uma, antes dos ensaios;
- iii. Promover queda livre, partícula por partícula, a partir de uma determinada altura, projetando-as contra a superfície escolhida para os ensaios;
- iv. A cada impacto de uma partícula do lote, avaliar a fragmentação da mesma, classificando em quebra volumétrica (perda mássica igual ou superior a 10%) ou quebra superficial(perda mássica inferior a 10%).
- v. Recolher os fragmentos gerados em cada impacto, separando-os em três grupos distintos: fragmentos de quebra volumétrica, fragmentos de quebra superficial e partículas sobreviventes (partículas que sofreram quebra superficial);
- vi. Pesar as partículas sobreviventes;
- vii. Para avaliar a degradação acumulada de sucessivos impactos, repetir os passos de i a vi apenas para o grupo de partículas sobreviventes;
- viii. Análise granulométrica dos fragmentos de quebra volumétrica e quebra superficial.

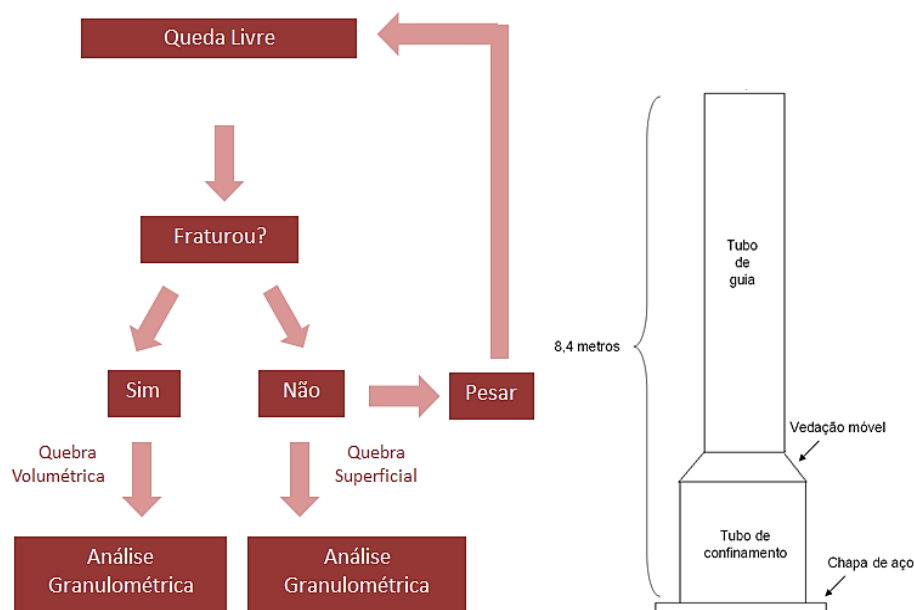


Figura 4.5 – Fluxograma dos ensaios de autifratura executados no LTM, à esquerda, e desenho do aparato experimental, à direita (adaptado de Cavalcanti, 2015)

4.3 Ensaios de queda de peso

Os ensaios de queda de peso foram conduzidos por meio da adaptação do padrão adotado pelo *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (JKMRC). O objetivo deste tipo de ensaio é promover a fragmentação volumétrica de partículas, através da aplicação de elevadas energias de impacto em células de carga de impacto, coletando, ao final dos ensaios, os fragmentos das quebras para posterior classificação granulométrica e determinação da função quebra do material. No caso do presente trabalho, os ensaios de queda de peso foram executados a fim de caracterizar a proporção de quebra de coque e sínter no primeiro impacto, como uma alternativa para realizar ensaios a energias de impacto não factíveis pelo método de autifratura, que no caso do presente trabalho se limita a energias equivalentes a quedas de a partir de 8,4 metros sobre uma placa de aço.

Para tal, foram utilizados dois equipamentos de Célula de Carga de Impacto, da COPPE, localizados no LTM (Figura 4.6). Apesar das diferenças entre os equipamentos do LTM e o *Drop Weight Tester* (DWT) do JKRMC, a equivalência entre ambos foi estabelecida previamente através de ensaios comparativos realizados com um minério de cobre (Tavares, 2003).



(a)



(b)

Figura 4.6 – (a) *Drop Weight Tester* do LTM; (b) Célula de Carga de Impacto do LTM



Figura 4.7 – Partícula de coque posicionada para um ensaio de queda de peso (Pires, 2016)

A seguir, a apresentação das etapas dos ensaios conduzidos neste trabalho (para coque e sinter):

- Seleção de três lotes de sinter e três lotes de coque, com suas respectivas massas balanceadas, sendo cada lote composto por partículas de faixas granulométricas específicas. Para o sinter, foram selecionadas 150 partículas entre 16,0 e 13,2 milímetros, 90 partículas entre 22,4 e 19,0 milímetros e 45 partículas entre 31,5 e 26,5 milímetros. Para o coque, as faixas escolhidas foram: 63,0 x 53,0, 45,0 x 37,5 e 31,5 x 26,5 milímetros. Para cada faixa, foram selecionadas 80 partículas de coque;
- Escolha das energias específicas de impacto aplicadas às amostras de sinter: 0,02, 0,10 e 0,25 kWh/t. Cada um dos três lotes foi dividido igualmente entre as três energias de impacto escolhidas;
- Escolha das energias específicas de impacto aplicadas às amostras de coque: 0,02, 0,045, 0,07 e 0,10 kWh/t (dois lotes); 0,02, 0,12, 0,14 e 0,25 kWh/t (um lote). Cada lote foi dividido igualmente entre as respectivas energias de impacto;
- Cálculo das alturas de queda dos pesos, de acordo com Equação 4.1:

$$hi = hf + \frac{mE_{is}}{0,0272 M_d} \quad (\text{Eq. 4.1})$$

Sendo hi a altura de queda (em centímetros) a partir da qual o impactor é solto, hf a altura final de repouso do peso (em centímetros e estimada a partir de resultados anteriores), mk a massa média das partículas de cada lote (em gramas), M_d a massa do impactor (em quilogramas) e E_{is} é a energia específica de impacto aplicada (em J/kg). Presumindo que a restituição do peso após o impacto pode ser ignorada, a energia específica de impacto aplicada é considerada equivalente à energia específica de cominuição (E_{cs}).

- Posicionamento da partícula na base, conforme exemplo da Figura 4.7, e liberação do impactor a partir das alturas definidas na etapa anterior;
- Coleta e peneiramento a seco dos fragmentos de quebra gerados em cada ensaio, utilizando de peneiras em progressão geométrica de $\sqrt{2}$ mm, com malhas de abertura entre 37 e 0,45mm para o sinter e entre 90 e 0,45 milímetros para o coque;

- Normalização da distribuição granulométrica dos produtos de cada ensaio em relação ao tamanho médio das partículas originais;

4.4 Determinação da energia real de impacto

Foram realizados ensaios de queda de partículas de coque e sínter em diferentes tamanhos, a fim de se determinar as energias de impacto nos ensaios de autofratura. Esses testes foram realizados utilizando o mesmo aparato da Figura 4.3 e filmados com uma câmera de alta velocidade, com capacidade de aquisição de 960 quadros por segundo, a uma resolução de 2160 pixels. As energias de impacto, em ensaios de queda, podem ser determinadas de acordo com a Equação 4.1:

$$E = \frac{v^2}{2} \quad (\text{Eq. 4.1})$$

Onde E é a energia específica de impacto, em J/kg e v é a velocidade de impacto das partículas sobre a chapa de aço.

A Figura 4.8 ilustra, de forma esquemática, o procedimento experimental adotado para os ensaios. Esse procedimento é resumido a seguir.

Uma das paredes da área de confinamento da chapa de aço, localizada no subsolo, foi recoberta com papel quadriculado e graduado. Amostras de sínter na fração entre 19,0 e 16,0 milímetros e coque na fração entre 45,0 e 37,5 milímetros foram coletadas e submetidas a quedas de 1, 2, 4 e 8,4 metros. Para cada altura, foram escolhidas, aleatoriamente, 5 partículas de cada material e, em seguida, cada partícula foi submetida a uma queda sobre a chapa de aço fixada no solo. Os eventos de queda foram registrados por uma câmera de alta definição (HD) e taxa de gravação de 960 quadros por segundo, posicionada em frente ao aparato experimental montado.

Utilizando o *software Tracker (Open Source Physics)*, os eventos sofreram tratamentos de imagem para estimar a velocidade média das quedas, utilizando o contador de quadros do *software*. Visto que a câmera encontrava-se alinhada com a escala graduada a 15 centímetros da superfície de impacto, foram calculadas as velocidades médias de queda, em cada ensaio, considerando dois pontos específicos: um a 15 centímetros do ponto de contato e o outro aproximadamente no ponto de contato. A definição desses pontos visou minimizar erros de determinações de

medidas decorrentes de análises de imagens, conhecido como erro de paralaxe (Tian *et al.*, 2002).

De acordo com Tavares *et al.* (2018), a equação diferencial resultante do balanço de forças atuantes sobre uma partícula em queda em meio fluido é dada pela Equação 4.2. Sua integração permite obter a velocidade da partícula no momento do impacto contra o anteparo posicionado no solo. A equação contempla efeitos como a densidade da partícula, tamanho e forma. Na equação,

$$\rho V_p \frac{dv}{dt} = (\rho - \rho_f) V_p g - \frac{C_D \pi d^2 \rho_f}{8} v^2 \quad (\text{Eq.4.2})$$

ρ é a massa específica da partícula, V_p o volume esférico da partícula, ρ_f é a massa específica do fluido, no caso do ar atmosférico, igual a 1200 kg/m³ a 25°C, g é a aceleração da gravidade, igual a 9,81 m/s², d é o diâmetro representativo da partícula, v é a viscosidade do ar, igual a 1,85 x 10⁻⁵ kg.m⁻¹.s⁻¹ a 25°C, e C_D é o coeficiente de arraste, considerado constante e próprio de cada material. Os valores de C_D dos materiais de estudo foram obtidos a partir do ajuste entre dados de velocidade média dos últimos 15 cm de queda, obtidos a partir das análises de imagens dos ensaios, e aqueles resultantes da integração da Equação 4.2.

A Figura 4.9 apresenta a tela principal do *software* Tracker e um exemplo de tratamento de imagem aplicado à presente metodologia, que também fora aplicada, de forma semelhante, por Tavares *et al.* (2018), para determinar as energias reais de impacto de pelotas de minério de ferro em ensaios de autofratura.

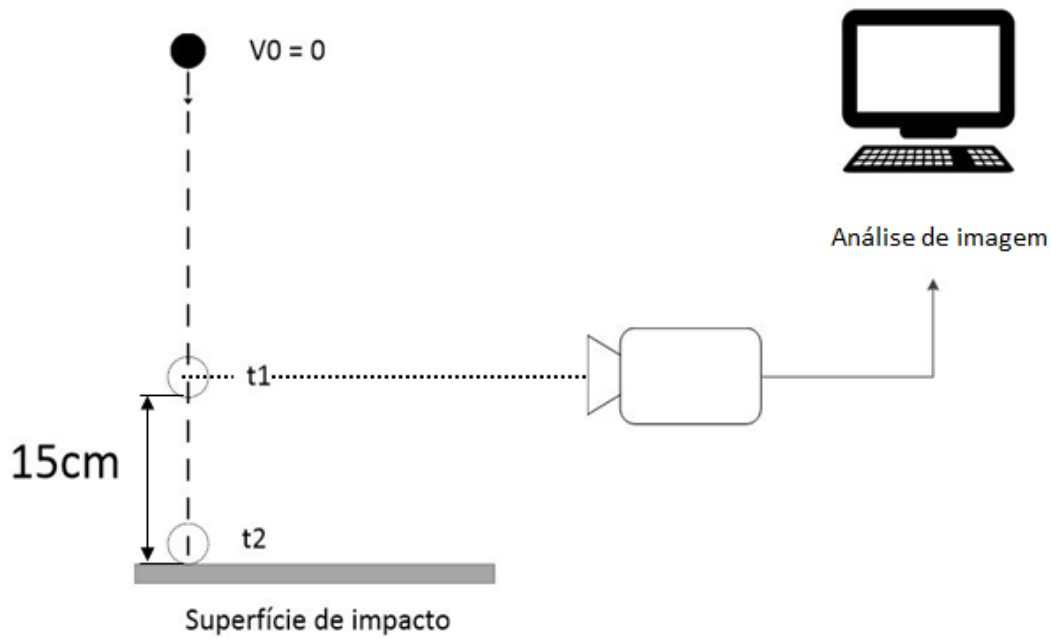


Figura 4.8 – Representação esquemática do método de obtenção das velocidades de impacto

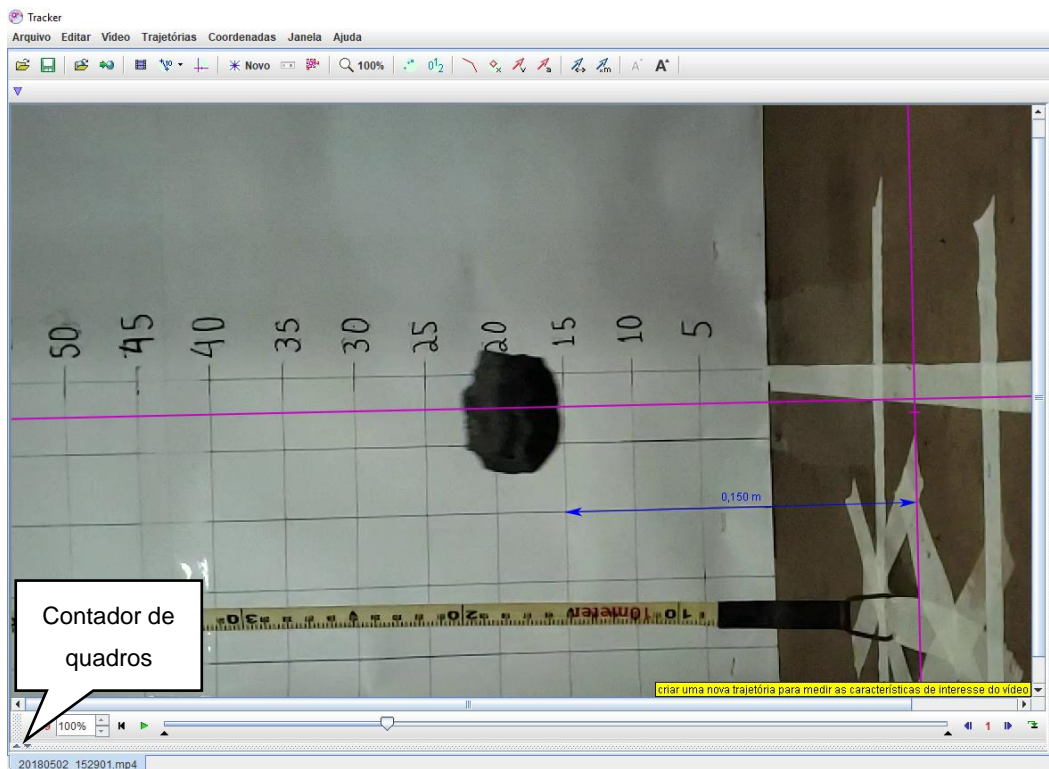


Figura 4.9 – Tela principal do *software* Tracker, ferramenta analisadora de vídeos. Momento em que uma partícula de coque atinge a marca de 15 cm de altura em relação à placa de aço

5 Resultados e Discussões

5.1 Análises granulométrica e química

Os resultados das análises granulométricas das amostras coletadas, apresentados na Figura 5.1, indicaram que o coque continha partículas na faixa de 19 a 90 mm, apresentando um tamanho médio de 55,53 mm e o sínter apresentou partículas entre 9,5 e 53 mm, com tamanho médio de 13,12 mm. O tamanho médio do coque analisado está dentro da faixa tipicamente encontrada nas usinas siderúrgicas (entre 45 a 60 mm). Já o tamanho médio do sínter coletado está abaixo da faixa típica de operação das usinas (entre 17 e 30 mm). Esse resultado pode estar relacionado a possíveis erros inerentes à operação de amostragem do material, que foi feita manualmente, com auxílio de pás.

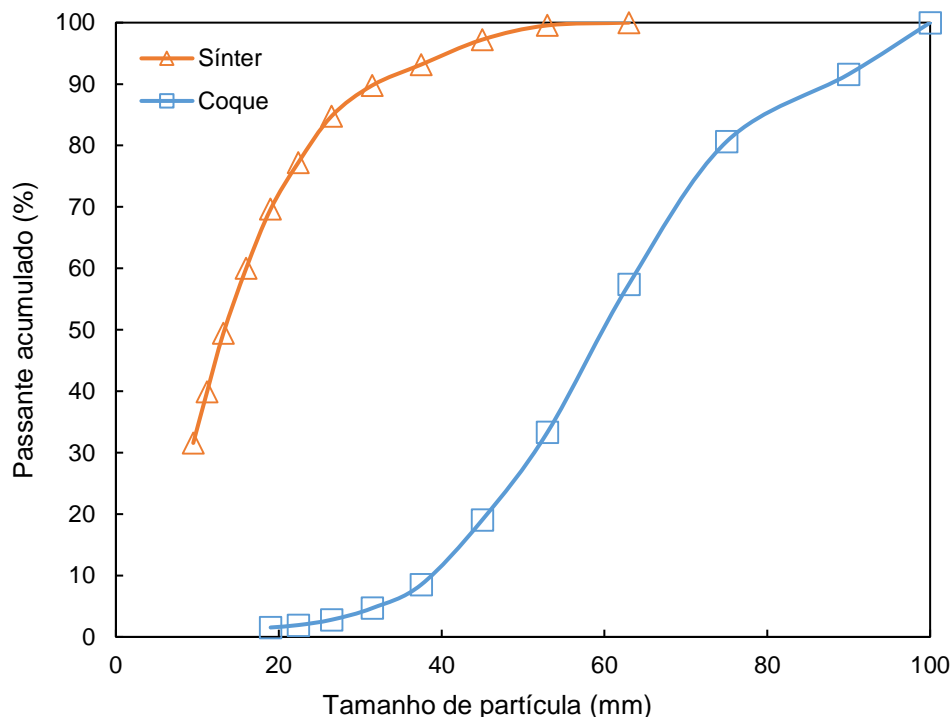


Figura 5.1 – Curvas de distribuição granulométrica das amostras de coque e sínter coletadas

As tabelas 5.1 e 5.2 apresentam os resultados das análises laboratoriais, realizadas na usina, das amostras de coque e sínter, respectivamente.

Pode-se dizer que a qualidade química das amostras de coque, no geral, está dentro dos padrões típicos de qualidade, exceto apenas pelo teor de voláteis (0,79%), que ficou acima da faixa típica de 0,2 a 0,5%. A qualidade metalúrgica apresentou ótimo resultado. Segundo Geerdes *et al.* (2009), as faixas de aceitação são no mínimo 58% para o CSR e no máximo 29% para o CRI. Os testes *shatter* e de tamboramento não foram executados para nenhum dos materiais coletados.

No caso do Sínter, deve-se destacar os valores de RDI encontrados. De acordo com a especificação da norma ISO 4696-1, a faixa de aceitação do índice RDI < 3,15 mm é de, no máximo, 28%. Nas amostras coletadas o resultado para este índice foi de 38,69%. Altos valores de RDI podem estar associados a altos teores de Alumina (Al_2O_3) no sínter. Segundo Lu *et al.* (2007), em geral, quanto maior é o teor de Alumina no sínter, pior é a sua performance e mais sua qualidade é deteriorada. O teor de Alumina encontrado na amostra de sínter foi de 1,87%, considerado acima dos padrões aceitáveis (em torno de 1,00%).

Tabela 5.1 Análises químicas, metalúrgicas e umidade da amostra de coque utilizada no presente trabalho

Análises	Índice	Percentual ou Teor
Umidade	-	0,09
Química do coque	Materiais voláteis	0,74
	Cinzas	10,5
	Carbono fixo	88,8
	Fe	6,28
Química das cinzas	SiO ₂	53,1
	Al ₂ O ₃	28,2
	CaO	3,35
	MgO	0,91
	P	0,4
	TiO ₂	1,44
	Mn	0,03
	Na ₂ O	0,46
	K ₂ O	1,6
	Metalúrgica	CSR
CRI		22,9

Tabela 5.2 Análises químicas, metalúrgicas e umidade da amostra de sinter utilizada no presente trabalho

Análises	Índice	Percentual ou Teor
Química	Fe	55,26
	Al ₂ O ₃	1,871
	SiO ₂	5,55
	CaO	11,31
	Mn	0,511
	TiO ₂	0,109
	MgO	2,02
	P	0,064
	K ₂ O	0,061
	Na	0,02
	Zn	0,017
	S	0,03
	C	0,06
FeO	6,627	
Metalúrgica	RDI < 0,5mm	8,61
	RDI < 3,15mm	38,69
	RDI > 6,35mm	26,54

5.2 Energia de impacto

Durante o impacto, coque e sinter são submetidos a energias dadas pela Equação 4.1, baseada na velocidade de impacto. Esta pode ser calculada a partir da resolução da equação diferencial resultante do balanço de forças para a queda de partículas em um fluido, dada pela equação 4.2. A calibração das energias de impacto, em função das velocidades de queda, foi realizada seguindo o procedimento descrito na seção 4.4, com amostras de sinter na faixa de 19 x 16 mm e coque na faixa de 45 x 37,5 mm sendo submetidas a quedas de 1, 2, 4 e 8,4 metros, calculando, em seguida, a velocidade média da partícula nos últimos 15 cm de queda.

As velocidades de impacto das amostras de coque e sinter, obtidas a partir dos ensaios de queda, são apresentadas na Figura 5.2. Os pontos representam dados experimentais, e as linhas tracejadas representam os modelos ajustados a partir dos dados experimentais. Os coeficientes de arraste, C_D , ajustados foram 0,93 para o coque e 1,37 para o Sinter. A linha contínua corresponde ao modelo de queda livre, cujas velocidades de impacto são calculadas diretamente com a Equação 5.1:

$$v = (2gH)^{1/2} \quad (\text{Eq. 5.1})$$

Onde v é a velocidade de impacto da partícula em queda livre que foi liberada a partir de uma altura H .

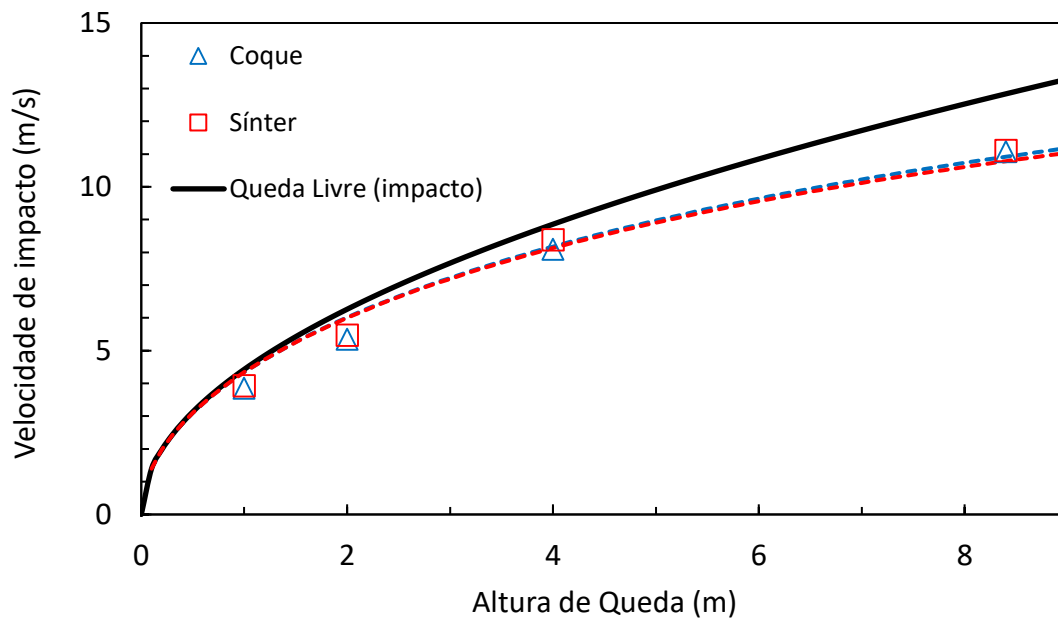


Figura 5.2 – Velocidades de impacto em função da altura de queda de partículas de coque e sinter; representação dos modelos com e sem consideração do arraste mecânico.

A análise da Figura 5.2 permite identificar que, tanto para o coque quanto para o sinter, as velocidades de impacto medidas por análise de imagem dos ensaios de queda, entre 1 e 8,4 metros, variaram entre aproximadamente 4 e 11 m/s, sem grandes diferenças entre os materiais. Pode-se dizer que para quedas de altura de até 1,5 metros, as velocidades de impacto das partículas de coque e sinter se aproximam das velocidades calculadas pelo modelo de queda livre. A partir deste ponto, os modelos divergem entre si com o aumento da altura de queda, o que demonstra a importância da consideração do arraste mecânico para estimar corretamente as energias reais de impacto a elevadas alturas de queda.

O modelo de velocidade de impacto na queda foi aplicado para cada material, granulometria e altura de queda testados nos ensaios de autofratura. Isso permitiu

estimar as energias de impacto a que essas partículas são submetidas. As energias calculadas são apresentadas na Tabela 5.3.

Tabela 5.3 Energias de impacto calculadas para sinter e coque, em diferentes granulometrias e alturas de queda

Material	Faixa Granulométrica (mm)	Energia de Impacto (J/kg)			
		1 metro	2 metros	4 metros	8,4 metros
Coque	31,5 x 26,0	9,26	17,49	31,38	52,63
	45,0 x 37,5	9,41	18,07	33,43	59,58
	63,0 x 53,0	9,52	18,51	34,98	65,14
Sinter	16,0 x 13,2	9,31	17,71	35,11	54,52
	22,4 x 19,0	9,47	18,23	37,52	61,21
	31,5 x 26,5	9,56	18,63	43,96	66,42

Ao comparar os dois materiais na faixa granulométrica de 31,5 x 26,5 mm, pode ser observado que, para alturas de queda próximas a 1 metro, as energias de impacto a que as partículas de coque e sinter estão sujeitas estão muito próximas, diferindo apenas de 0,3 J/kg. Entretanto, com o aumento da altura de queda, há também aumento da diferença entre as energias de impacto do coque e sinter. Isso sugere que as partículas de sinter, durante a queda, adquirem maior aceleração. Isso pode estar associado às diferenças de massa específica e coeficiente de arraste dos materiais.

Conforme observado na Figura 5.2, os modelos de velocidade de queda calculados para os materiais de estudo divergem do modelo de queda livre. Como a energia de impacto é proporcional ao quadrado da velocidade de impacto, as diferenças de energia entre os modelos são mais significativas do que a comparação entre as velocidades. Para uma altura de queda de 8,4 metros, a energia de impacto calculada pelo modelo de queda livre seria aproximadamente 82,41 J/kg, cerca de 30 J/kg a mais do que a energia de impacto calculada para as partículas de coque entre 31,5 e 26,5 mm e 18 J/kg a mais do que a energia de impacto calculada para as partículas de sinter entre 31,5 e 26,5 mm.

Considerando um determinado material, efeitos de forma e tamanho de partícula na energia de impacto também podem ser observados. Quanto maior é a granulometria da partícula, maior será sua aceleração durante uma queda. Consequentemente, maior será a energia aplicada ao material no instante do impacto.

Além disso, à medida em que a altura de queda cresce, esse efeito se torna mais evidente. Observando os dados da Tabela 5.3 para coque, a uma altura de queda de 1 metro, a diferença entre as energias de impacto de uma partícula contida na faixa de 31,5 x 26,5 mm e outra contida na faixa de 63,0 x 53,0 mm é de 0,26 J/kg, o que representa uma diferença de 2,8% em relação à energia de impacto da menor partícula. Já para alturas de queda iguais a 8,4 metros, a diferença de energia de impacto entre uma partícula contida na menor faixa e outra contida no maior faixa, é de 12,51 J/kg, o que representa uma diferença de 23,8% em relação à energia de impacto da menor partícula.

5.3 Distribuições de Energias de Fratura

A distribuição das energias de fratura dos materiais testados foi obtida pela análise do percentual de quebra volumétrica resultante do primeiro impacto das partículas, para cada combinação de material, tamanho de partículas e altura de queda.

As curvas de distribuição log-normal, que melhor representam cada conjunto de dados de percentual de quebra por energia de impacto, para as amostras de coque e sínter, são representadas por linhas contínuas, nas Figuras 5.3 e 5.4, respectivamente. Cada ponto no gráfico representa o resultado de uma bateria de ensaio de autofratura, ou de ensaio de queda de peso (no caso de elevadas energias), para uma determinada amostra.

Os resultados dos ensaios de autofratura com o coque mostraram que, para energias inferiores a 10 J/kg (equivalente a uma queda de aproximadamente 1 metro), não houve quebra volumétrica para nenhuma das três faixas granulométricas testadas. Para alturas de queda de aproximadamente 2 metros, o mesmo acontece, apenas para as faixas de 31,5 x 26,5 mm e 45,0 x 37,5 mm. Para a faixa de 63,0 x 53,0 mm, justamente no intervalo onde se enquadra o tamanho médio típico do coque consumido nos altos-fornos, a proporção de partículas quebradas foi de 5%.

Os modelos parecem descrever bem o comportamento do material na faixa de 31,5 x 26,5 mm, mesmo para energias mais altas (a partir de 70 J/kg), onde os ensaios de quebra foram realizados na célula de carga do LTM. O tipo de impacto sofrido pelas partículas neste ensaio é de duplo contato, mecanismo diferente dos ensaios de autofratura (impacto simples), o que pode explicar a discrepância entre o

ajuste do modelo e os dados experimentais. Já para a faixa intermediária, o modelo parece descrever bem os dados experimentais para baixas e elevadas energias. Entretanto, nota-se que para energias de impacto intermediárias, em torno de 130 J/Kg e 230 J/kg, o que seria equivalente a quedas de aproximadamente 14 e 23 metros, respectivamente, o modelo não descreve bem os resultados experimentais de quebra das amostras de coque. Novamente, ensaios de queda de peso foram utilizados a fim de popular as regiões de energias elevadas das curvas distribuição, visto que os ensaios de autofratura se limitaram a 8,4 metros (altura da janela do 2º andar do LTM). Para a faixa mais grossa, o modelo também descreve bem o comportamento do material para a maioria dos dados experimentais.

As medianas de energia específica de fratura e os desvios-padrão dos modelos de distribuição são apresentados na Tabela 5.4. Os ajustes dos modelos aos dados experimentais foram realizados encontrando um único desvio-padrão, representativo para todas as amostras de coque testadas.

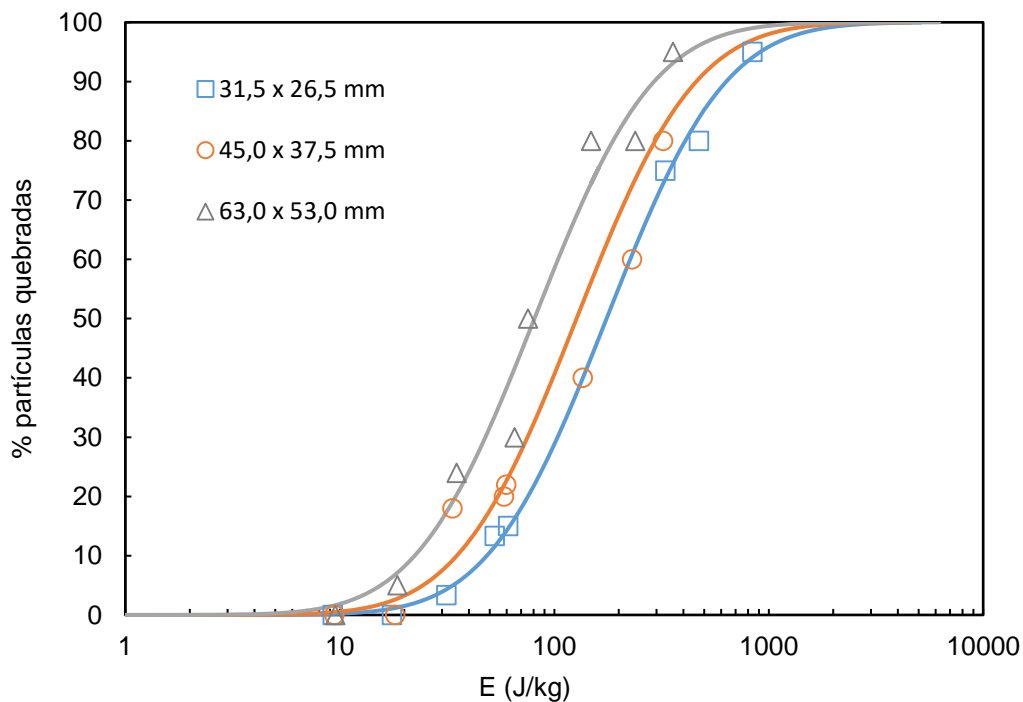


Figura 5.3 – Proporção de quebra volumétrica versus Energia de Impacto para o coque

Tabela 5.4 Parâmetros das distribuições log-normais das energias de fratura do coque

Parâmetros	31,5 x 26,5 mm	45,0 x 37,5 mm	63,0 x 53,0 mm
E_{50} (J/kg)	175,35	127,05	80,79
Desvio-padrão	1,00	1,00	1,00

Pires (2016) também aplicou o modelo de degradação de minérios desenvolvido por Tavares e Carvalho (2008), visando descrever a degradação durante o manuseio de coques, comparando produtos fabricados em processo convencional de coqueificação, com produtos fabricados pelo processo *Heat Recovery*, sendo estes últimos provenientes da mesma unidade de Coqueria de onde foram coletadas as amostras de coque utilizadas no presente trabalho.

Os resultados de Pires (2016) para as distribuições das energias de fratura mostram que há uma clara diferença entre as resistências dos coques de origem nacional, em épocas distintas. As faixas granulométricas testadas pelos dois trabalhos foram as mesmas. Segundo Pires (2016), para os três tamanhos de partículas testados, houve quebra de partícula apenas a partir de energia equivalente a uma queda de 4 metros. Para o coque estudado no presente trabalho, a proporção de quebra para a mesma altura de queda foi de 24%, para a fração 63,0 x 53,0 mm, 18% para a fração de 45,0 x 37,5 mm e 3,33% para a fração de 31,5 x 26,5 mm. Para 8,4 metros de altura, a proporção máxima de quebra encontrada, para o coque nacional, foi inferior a 20% nos resultados de Pires (2016), enquanto no presente estudo o resultado foi de 30% de quebra. Ambos resultados referem-se à faixa granulométrica mais grossa dentre as três testadas.

É conveniente enfatizar, que, dentre as três faixas de tamanhos testadas para o coque, apenas duas são representativas do tamanho de coque que normalmente é carregado nos altos-fornos. Na *stockhouse*, o peneiramento do coque remove grande parte das partículas abaixo de 35 milímetros. Este tamanho está acima da granulometria mais fina testada, tanto no trabalho de Pires (2016), quanto no presente trabalho. Entretanto, sabe-se por experiência de operação, que nenhum peneiramento industrial é 100% eficiente, portanto, partículas inferiores a 35 milímetros podem, eventualmente, reportar à fração retida e adentrar os altos-fornos.

Os resultados dos ensaios de quebra do sinter mostraram que, a partir da altura mais baixa testada (1 metro), apenas a amostra na faixa de 16,0 x 13,2 mm não apresentou quebra. Nesta altura de queda, a proporção máxima de quebra do material

foi de 20%. Para energias de impacto de até 20 J/kg, equivalente a uma queda de 2 metros sobre uma superfície de aço, o material sofre bastante degradação, já no primeiro impacto, chegando ao máximo de 37% para a faixa de 31,5 x 26,5mm.

Diferentemente do caso do coque, todas as faixas granulométricas testadas para o sinter representam tamanhos de partículas que podem ser carregadas nos altos-fornos, já que o peneiramento do material, na *stockhouse*, é usualmente feito com malhas de 5 mm de abertura.

Para este trabalho, as amostras de sinter foram coletadas na saída das correias do topo da *stockhouse*, logo acima do nível superior de um dos silos de sinter. Portanto, os dados da Figura 5.4, que representam resultados de quebras no primeiro impacto, fornecem uma estimativa razoável da potencial degradação e geração de finos que poderia ocorrer, caso essas partículas tivessem caído nos silos, em vez de serem coletadas para estes estudos. Entretanto, é necessário salientar que essas estimativas poderiam ser uma superestimação do fenômeno, já que entre a coleta das amostras e a chegada no LTM, o material foi manuseado e transportado dentro de tambores. Ainda que tenham sido tomados os devidos cuidados com o manuseio deste material, afim de não o degradar, a sua resposta aos ensaios de caracterização dificilmente seria a mesma, caso caíssem nos silos diretamente a partir da correia.

Os modelos de quebra no primeiro impacto descrevem bem o comportamento do material na faixa de 16,0 x 13,2 mm, para todo o espectro de energias. O mesmo não pode ser dito para o material contido na faixa de 22,4 x 19 mm, onde o modelo aparentemente superestima a quebra do material na faixa de 60 a 70 J/kg. Para a faixa de 31,5 x 26,5 mm, a quebra do material ensaiado para alturas de 4 e 8,4 metros também é superestimada pelo modelo, que apresenta uma boa aderência para o resto dos dados.

As medianas de energia específica de fratura e os desvios-padrão dos modelos de distribuição são apresentados na Tabela 5.5.

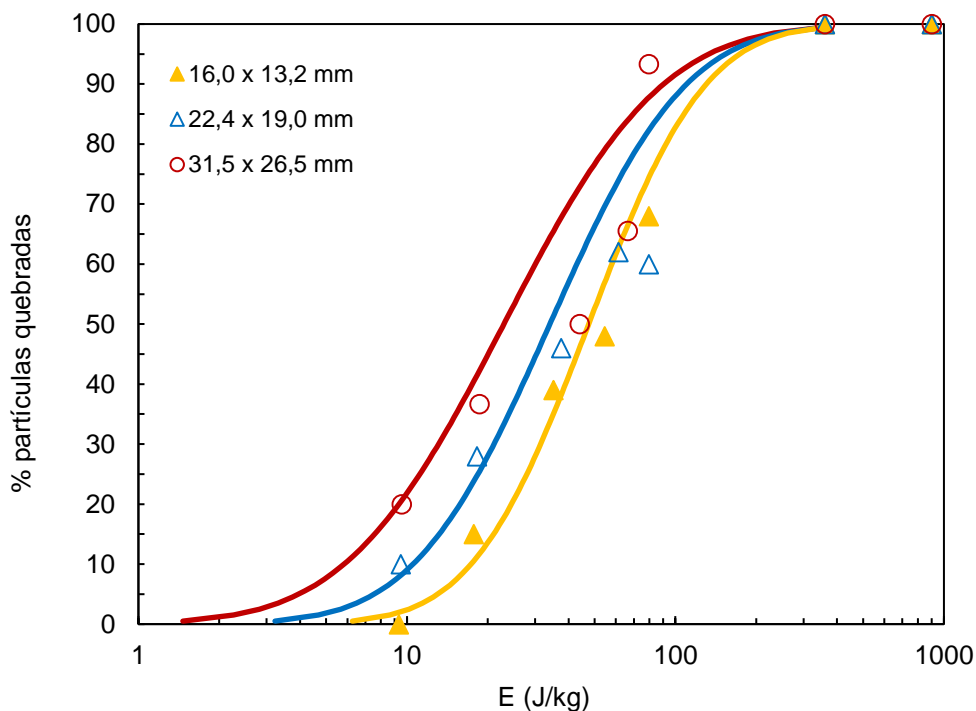


Figura 5.4 – Proporção de quebra volumétrica versus Energia de Impacto para o sínter

Tabela 5.5 Parâmetros das distribuições log-normais das energias de fratura do sínter

Parâmetros	16,0 x 13,2 mm	22,4 x 19,0 mm	31,5 x 26,5 mm
E_{50} (J/kg)	47,53	34,08	22,96
Desvio-padrão	0,79	0,91	1,07

A relação entre E_{50} e tamanho de partícula, para os materiais de estudo, é apresentada na Figura 5.5. Os pontos representam os valores de E_{50} obtidos do ajuste da função log-normal aos resultados dos testes de autofratura e queda de peso. As linhas contínuas representam o modelo dado pela Equação 3.5, calculada com os parâmetros apresentados na Tabela 5.6. Os resultados mostram que o coque apresenta, de forma sistemática, medianas de energia específica de fratura superiores ao sínter. Para a faixa de 31,5 x 26,5 mm, o coque apresenta um valor de E_{50} 8 vezes superior ao do sínter. Isso mostra que a resistência do coque a impactos é, para tamanhos de partícula típicos de consumo nos altos-fornos, superior a do sínter.

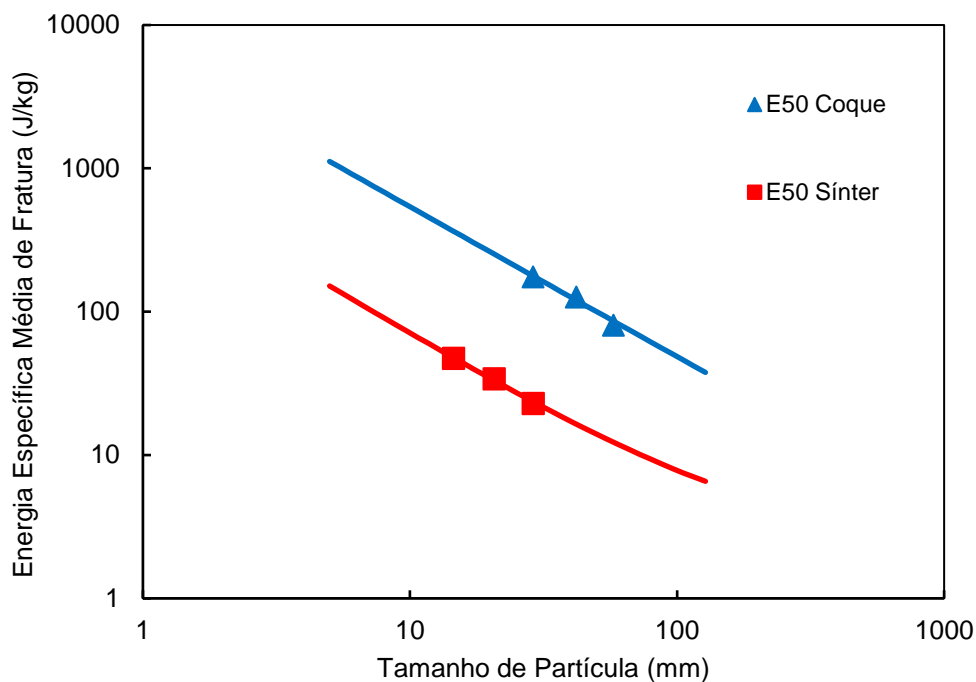


Figura 5.5 – Comparação das relações entre as medianas específicas de fratura e o tamanho de partícula, para coque e sínter, onde os símbolos são os dados experimentais e as linhas os modelos

Tabela 5.6 Parâmetros utilizados para os cálculos da Equação 3.5

Parâmetros	Coque	Sínter
E_{inf} (J/kg)	6,00	2,53
d_0	614,28	194,27
ϕ	1,10	1,11

5.4 Susceptibilidade ao Dano

Após a caracterização da quebra no primeiro impacto das amostras de coque e sínter, parte delas foram submetidas a impactos sucessivos, pelo procedimento de autofratura. Esses ensaios visam simular quedas sucessivas de um determinado material a uma determinada altura, permitindo determinar a sua susceptibilidade ao dano.

As quebras acumuladas de amostras de coque e sínter, em sequência de dez impactos, são apresentadas nas figuras 5.6 e 5.7, respectivamente. Os pontos do gráfico representam os resultados obtidos experimentalmente, enquanto as linhas

contínuas representam o ajuste do modelo do Dano, através da resolução das equações 3.9 e 3.10.

No caso do coque, foi testada a hipótese que a susceptibilidade ao dano seria uma característica intrínseca do material e independente do tamanho de partícula considerado. Para testar verificar esta hipótese, foi simulado, através do modelo, o comportamento do material para um valor de γ constante e igual a 3,88, que corresponde ao valor médio dos parâmetros determinados por Pires (2016), na caracterização do coque de origem nacional. Os resultados da Figura 5.6 mostram que, para todas as faixas granulométricas testadas, o modelo descreve bem a tendência da susceptibilidade ao dano do coque, medida pelo parâmetro γ , validando-se, portanto, a hipótese que a susceptibilidade ao dano do coque é uma característica intrínseca do material. Para a fração mais grossa (63,0 x 53,0 mm), o modelo parece superestimar a quebra acumulada do material testado a 8,4 metros. Enquanto o modelo prevê quebra de aproximadamente 40% no primeiro impacto, os resultados obtidos experimentalmente apresentaram 30% de quebra no primeiro impacto. Para uma altura de queda de 4 metros, o modelo subestima a quebra acumulada do material contido na faixa de 63,0 x 53,0 mm. Apesar da diferença entre modelo e resultados experimentais, no primeiro impacto, ser de apenas 3,8% de quebra, esta diferença aumenta para 10% no terceiro impacto, se mantendo constante até o décimo impacto. Para as outras duas faixas de tamanho, 45,0 x 37,5 mm e 31,5 x 26,5 mm, o modelo descreve com boa confiabilidade o comportamento do material até o sexto impacto. Deste ponto em diante, a quebra do material parece apresentar uma estabilização, atingindo patamares de 43%, para a fração contida em 31,5 x 26,5 mm e 64%, para a fração contida em 45,0 x 37,5 mm.

A aparente estabilização do coque também fora apontada por Pires (2016), a partir dos resultados de quebra acumulada dos coques, entre 1 e 20 impactos. Este fenômeno é usualmente reportado pelos especialistas da área de redução e pode estar relacionado à variabilidade de propriedades mecânicas das populações de partículas de coque.

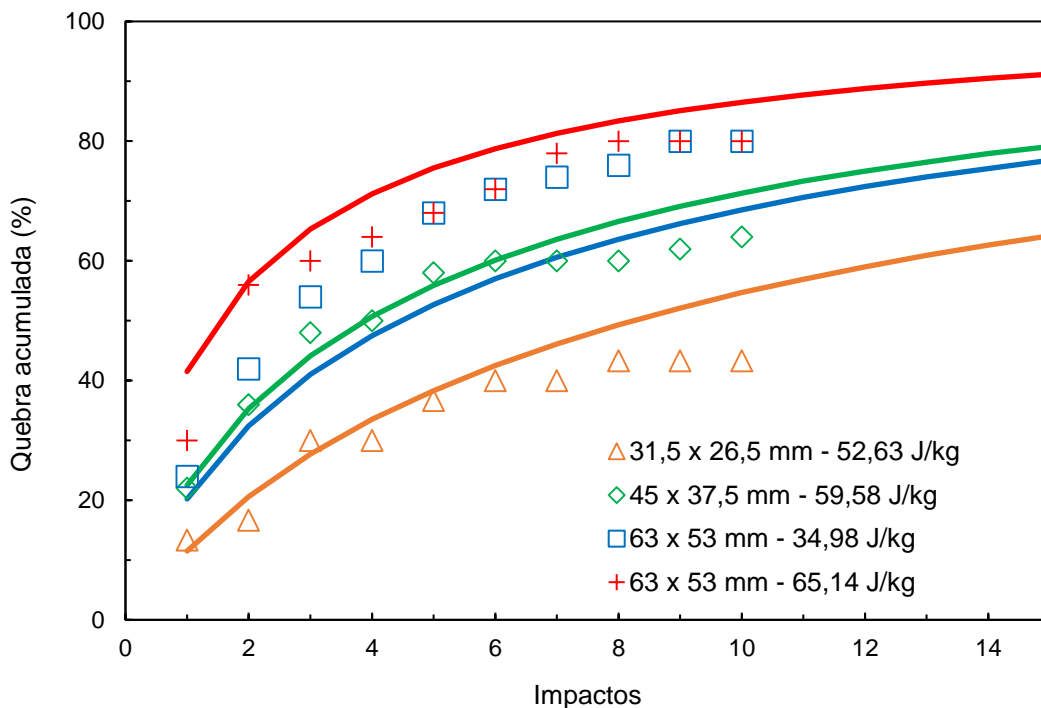


Figura 5.6 – Percentual de quebra acumulada do coque através de impactos sucessivos ($\gamma = 3,88$)

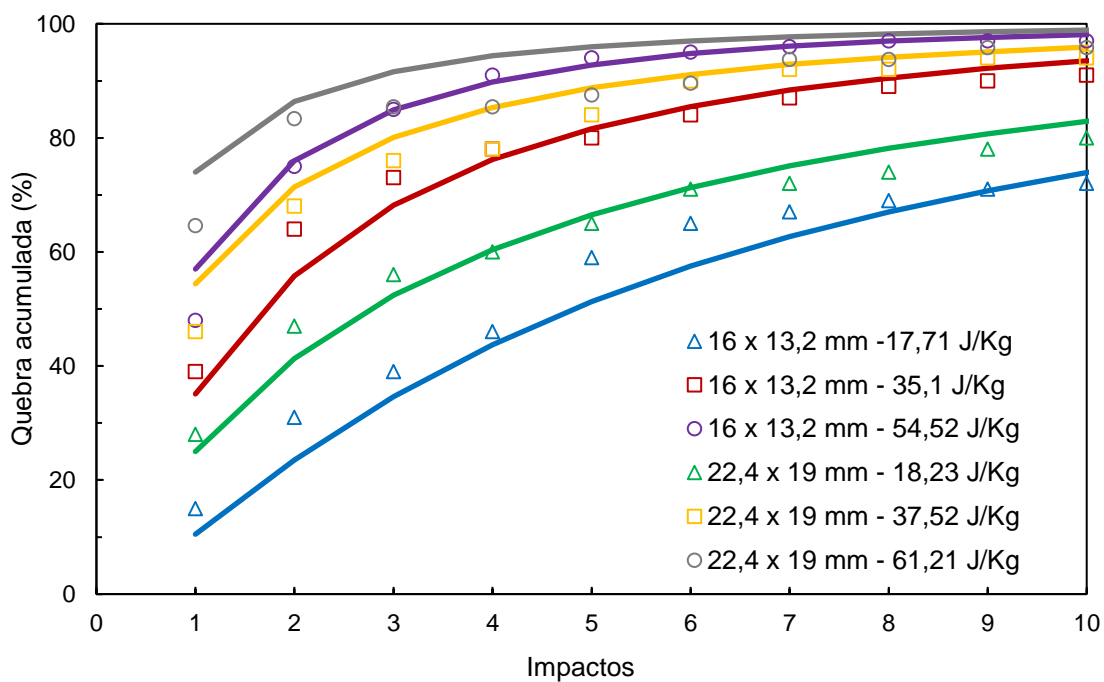


Figura 5.7 – Percentual de quebra acumulada do síter através de impactos sucessivos ($\gamma = 3,25$)

Os resultados da Figura 5.7 apontam que, para o sínter, os modelos descreveram com boa confiabilidade a susceptibilidade ao dano de todas as amostras testadas. Para o material classificado na faixa granulométrica mais fina e energias de impactos mais baixas (17,71 J/kg e 3510 J/kg), o modelo do dano descreve bem o comportamento do material ao longo das quedas, tanto com relação a previsão de quebra quanto à susceptibilidade ao dano. O mesmo acontece para o sínter na faixa de 22,4 x 19 mm, a uma energia de impacto de 18,23 J/kg. Para as outras três amostras, os modelos superestimam o comportamento do material, sobretudo no primeiro impacto. Para a sequência de 2 a 10 impactos, o modelo apresentou boa aderência aos resultados experimentais.

Com base nos resultados de ambos os materiais, pode-se afirmar que o sínter apresentou susceptibilidade ao dano superior a do coque, evidenciado pelo menor valor de γ encontrado. Dentre outros possíveis fatores, esta relação está associada a diferença do formato da superfície destes e da distribuição de trincas internas dos materiais. O sínter apresenta superfície rugosa, com cantos vivos e poros, que são pontos concentradores de tensão. Essa condição torna o material mais susceptível a propagação de trincas internas e, conseqüentemente, ao seu enfraquecimento. É esperado, portanto, que ao final de uma sequência de quedas, o sínter apresente degradação e geração de finos superiores às do coque.

5.5 Função Quebra

Os resultados da quebra volumétrica de coque e sínter, a partir dos ensaios de autofratura, podem ser descritos, tanto pelos dados brutos de distribuição granulométrica, gerada a partir do peneiramento dos fragmentos, quanto por suas funções quebra, representadas pelos ajustes das equações 3.11 e 3.12 para cada material.

Nos ensaios de autofratura e queda de peso, sempre que a energia de impacto superou a energia de fratura do coque e do sínter, ocorreu fratura. Os fragmentos gerados da quebra volumétrica dos materiais de estudo foram coletados e peneirados, cuidadosamente, a fim de evitar nova degradação e geração de fragmentos, que poderiam comprometer a representatividade dos resultados de distribuição granulométrica, resultantes da quebra dos ensaios de autofratura e queda de peso.

A Figura 5.8 apresenta as distribuições granulométricas resultantes da quebra do coque no primeiro impacto, a partir dos ensaios de autofratura. Os resultados indicam que energias de impacto maiores geram distribuições de fragmentos mais finos. Além disso, quanto mais fina é a granulometria do material de origem, mais fina será também a distribuição dos fragmentos gerados na quebra. Partículas de coque de tamanho na faixa de 31,5 x 26,5 mm (tamanho cujo material já pode ser classificado como *small coke*) que quebraram a partir de queda de 8,4 m, geraram fragmentos de tamanhos variados e bem distribuídos, entre 22,4 e 13,2 mm. Para a mesma faixa original de tamanhos e 4 metros de queda, a distribuição dos fragmentos concentrou-se entre 22,4 e 26,5 mm no primeiro impacto, com 99% da população retida nessa faixa. Os fragmentos gerados da quebra de partículas classificadas nas faixas de 45,0 x 37,5 mm e 63,0 x 53,0 mm, com exceção do ensaio de queda de 2 metros da faixa mais grossa, foram distribuídos em largas faixas de tamanho. Para as partículas originalmente contidas na faixa de 45,0 x 37,5 mm, a geração de finos de coque (partículas menores que 35 mm) chegou a aproximadamente 100%, para uma altura de queda de 8,4 metros. Para as partículas originalmente contidas na faixa de 63,0 x 53,0 mm, o valor máximo de finos gerados foi de 35,9%, resultado referente a uma altura queda de 8,4 metros.

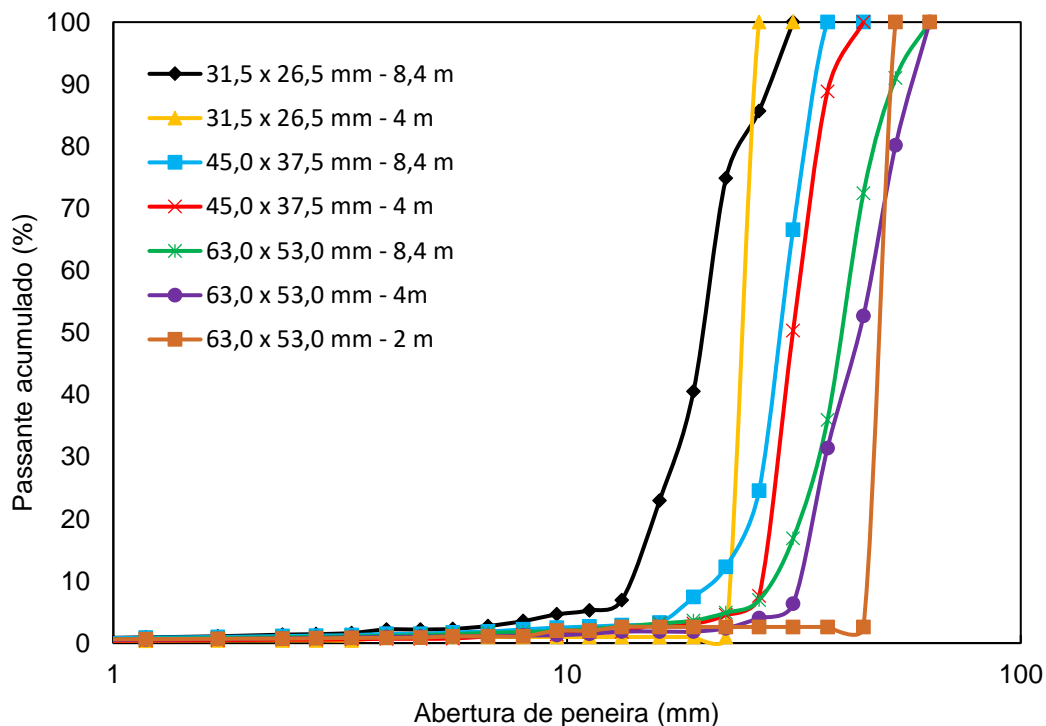


Figura 5.8 – Distribuições granulométricas dos produtos da quebra de coque

Devido à quantidade de informações a respeito dos resultados de testes do sínter, as distribuições da quebra volumétrica no primeiro impacto foram divididas em três gráficos, de acordo com a faixa granulométrica da amostra original, sendo apresentados nas Figuras 5.9, 5.10 e 5.11.

Para os resultados do sínter, também é possível observar, a exemplo do coque, que a distribuição dos fragmentos tende a ser mais fina para energias de impacto maiores e, quanto mais fina é a granulometria do material de origem, mais fina tende a ser também a distribuição geral dos fragmentos de quebra.

O maior valor percentual de geração de finos de sínter (partículas menores que 5 mm), levando em consideração apenas a população quebrada, foi encontrado para a fração mais grossa, de 31,5 x 26,5 mm. Este valor foi de aproximadamente 31% e se refere ao ensaio de autofratura realizado a uma altura de queda de 8,4 metros. Analogamente, a partir da quebra das partículas originais classificadas a 22,4 x 19 mm e 16,0 x 13,0 mm, o valor máximo de geração de finos foi de 11,0% e 16,0%, respectivamente. Ambos resultados referem-se a resultados de ensaios de autofratura realizados a alturas de queda de 8,4 metros.

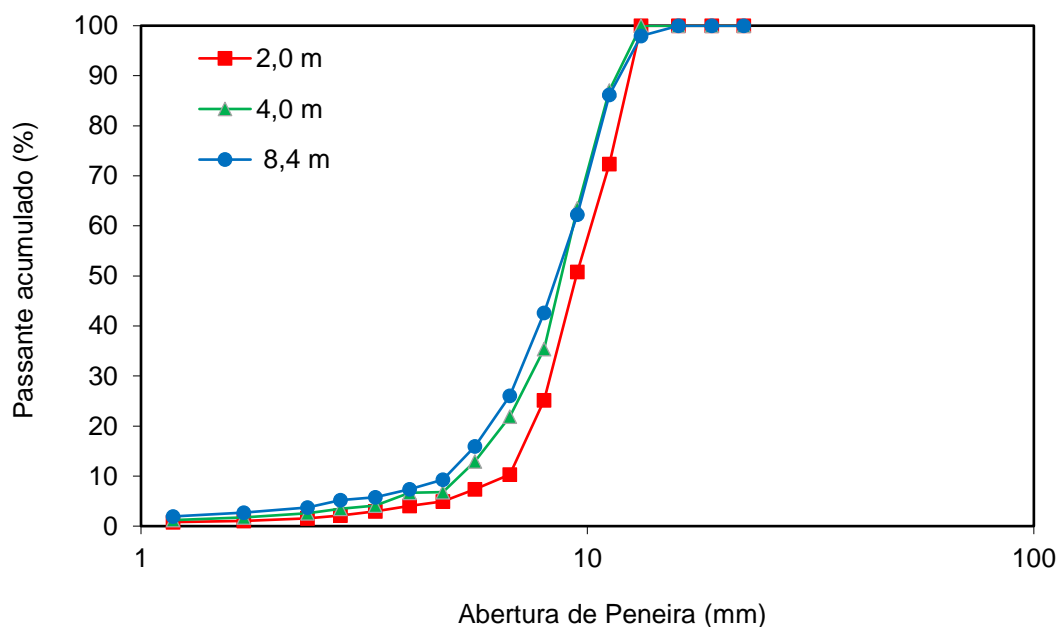


Figura 5.9 – Distribuições granulométricas dos produtos da quebra de partículas de sínter originalmente contidas na faixa de 16,0 x 13,2 mm

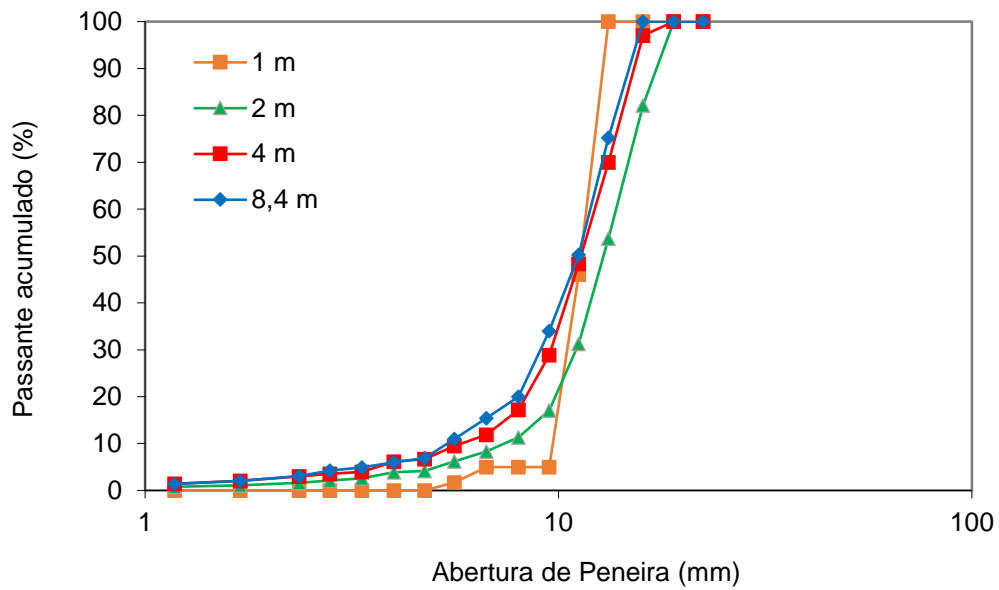


Figura 5.10 – Distribuições granulométricas dos produtos da quebra de partículas de sínter originalmente contidas na faixa de 22,4 x 19,0 mm

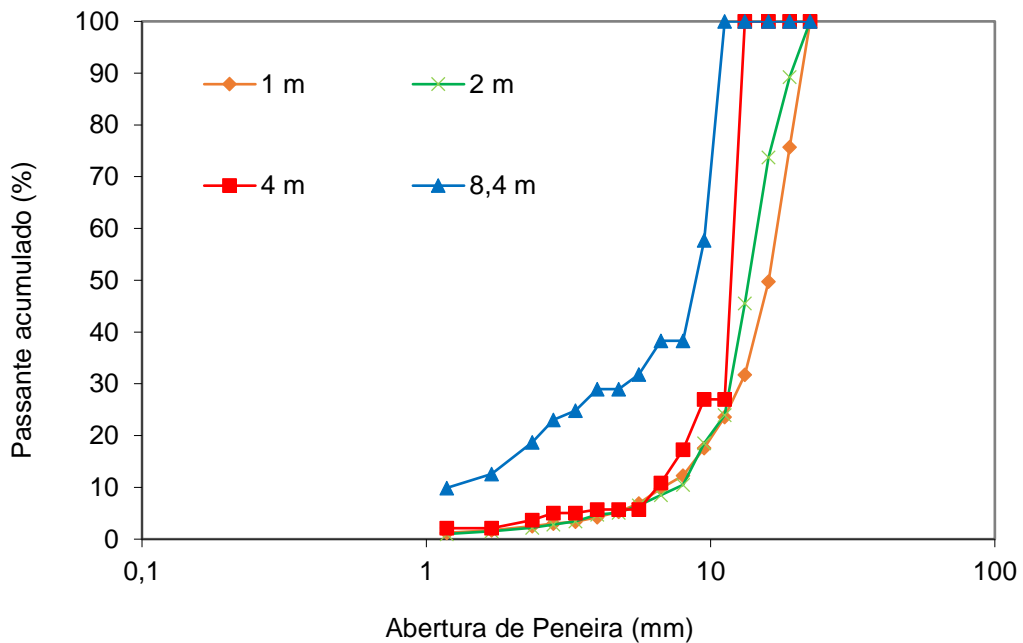


Figura 5.11 – Distribuições granulométricas dos produtos da quebra de partículas de sínter originalmente contidas na faixa de 31,5 x 26,5 mm

A partir das distribuições granulométricas de quebra de cada amostra, foi possível obter os diferentes t_n s para cada conjunto de dados e material, conforme apresentado nas Figuras 5.12 e 5.13, onde pode-se observar que os produtos de quebra do coque apresentaram distribuição granulométrica mais homogênea do que o sinter, ou seja, o coque quebrou em faixas de tamanhos espaçadas, porém, com fragmentos concentrados em alguns faixas, enquanto os fragmentos do sinter se distribuíram por uma diversidade maior de faixas de tamanhos.

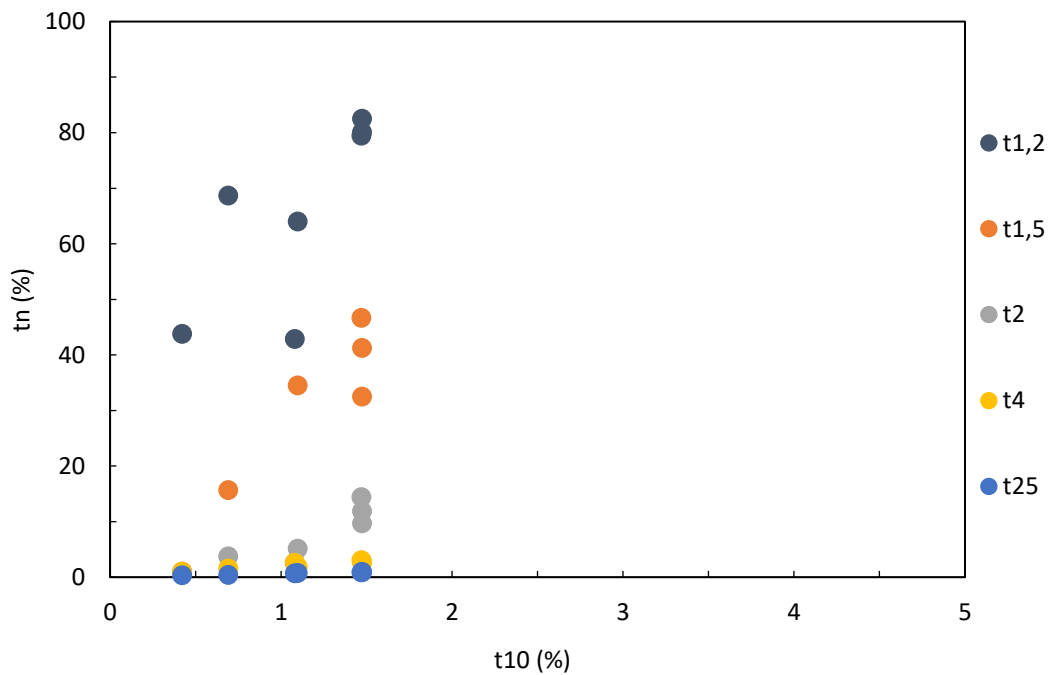


Figura 5.12 – Conjunto de dados t_{10} e t_n s das amostras de coque submetidas aos ensaios de autofratura

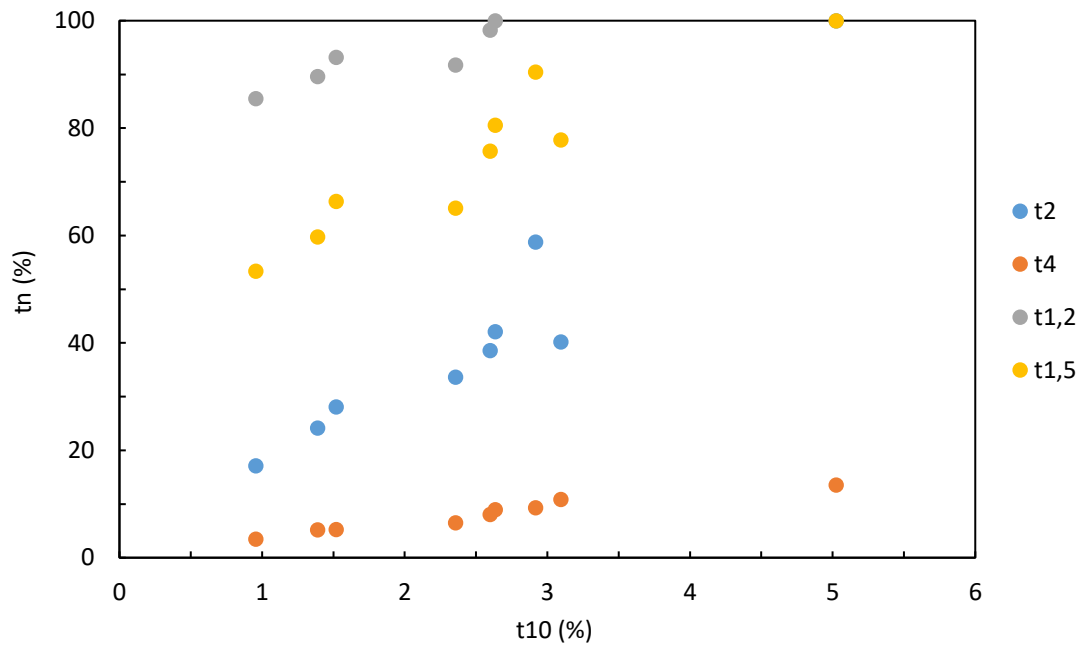


Figura 5.13 – Conjunto de dados t_{10} e t_n s das amostras de sínter submetidas aos ensaios de autofratura

Outra maneira de se descrever a função quebra dos materiais é através da Equação 3.12. Para cada material, foi encontrado um conjunto de parâmetros ótimos A e b', apresentados na Tabela 5.8, utilizados determinar a relação t_{10} versus E_n / E_{50b} , apresentada na Figura 5.14, onde os pontos representam resultados obtidos experimentalmente e as linhas contínuas os ajustes do modelo.

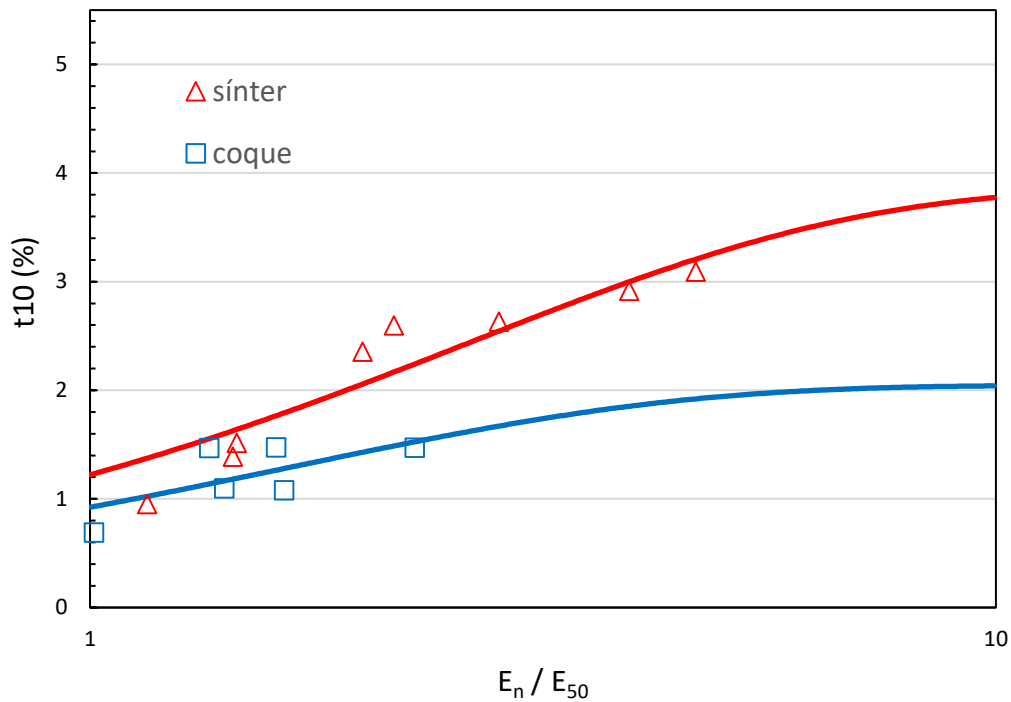


Figura 5.14 – Funções quebra de coque e sínter, representadas para baixas energias de impacto

Tabela 5.8 – Parâmetros da função quebra dada pela Equação 3.12, para coque e sínter

Parâmetros	Coque	Sínter
A	2,05	3,86
b'	0,60	0,38

É possível observar na Figura 5.14 que, os modelos para o cálculo do t_{10} em função da relação entre as energias de impacto E_n e E_{50b} representam bem, em geral, o comportamento de ambos os materiais, ainda que possam ser identificados alguns *outliers*, para os quais o modelo não foi bem ajustado.

Além disso, observa-se que os fragmentos gerados na quebra do coque, no primeiro impacto, são sistematicamente mais grossos do que aqueles gerados a partir da quebra do sínter. Esse já era um resultado esperado, visto que o sínter é um material de tamanho médio em torno de 3 vezes menor que o coque.

5.6 Quebra superficial

Através dos ensaios de autofratura, foi possível quantificar a perda de massa por partícula após cada impacto. Quando uma partícula perde menos que 10% da sua massa original, após um impacto, considera-se que esta partícula sobreviveu ao impacto e que houve fratura superficial, que pode ser de abrasão ou lascamento.

Ao pesar cada partícula sobrevivente após um impacto, gera-se um grande número de informações a respeito do percentual de perda mássica por impactos. Os resultados de perdas mássicas individuais, para todos os impactos onde houve quebra superficial, foram agrupados para cada material, energia de impacto e faixa granulométrica. Uma forma conveniente de apresentar os resultados de perda mássica dos materiais é através da distribuição cumulativa para cada conjunto de dados.

As Figuras 5.15, 5.16 e 5.17 apresentam as distribuições das perdas mássicas das amostras de coque, para cada faixa granulométrica. Para o sinter, as distribuições de perdas mássicas para cada faixa de tamanhos são apresentadas nas Figura 5.18.

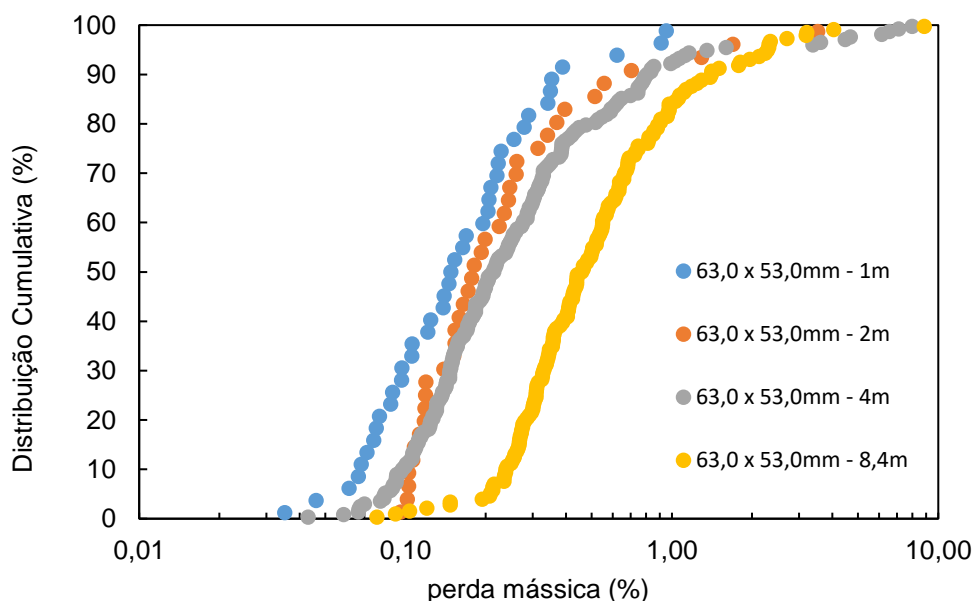


Figura 5.15 – Abrasão por impacto para partículas de coque contidas na faixa de 63,0 x 53,0 mm

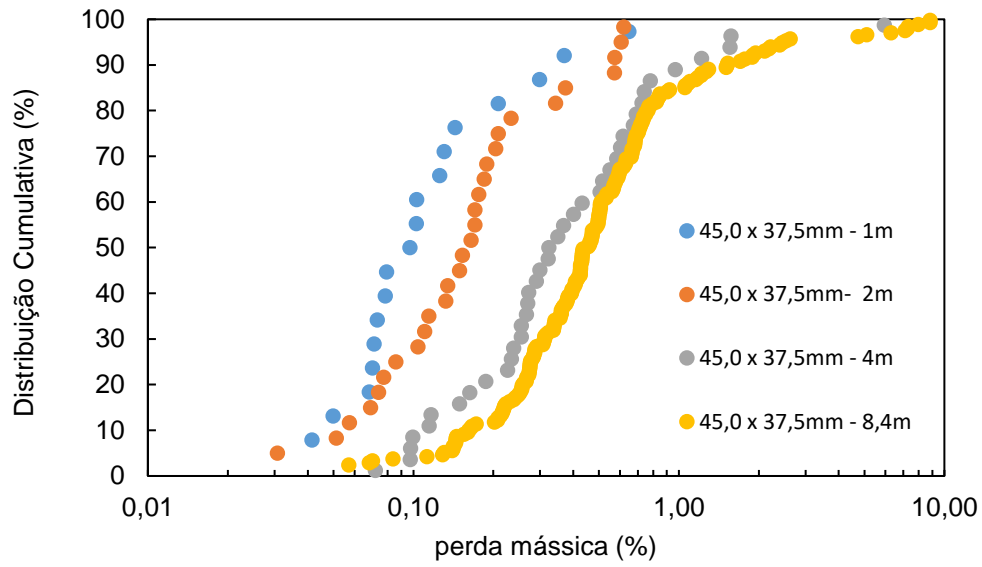


Figura 5.16 – Abrasão por impacto para partículas de coque contidas na faixa de 47,0 x 37,5 mm

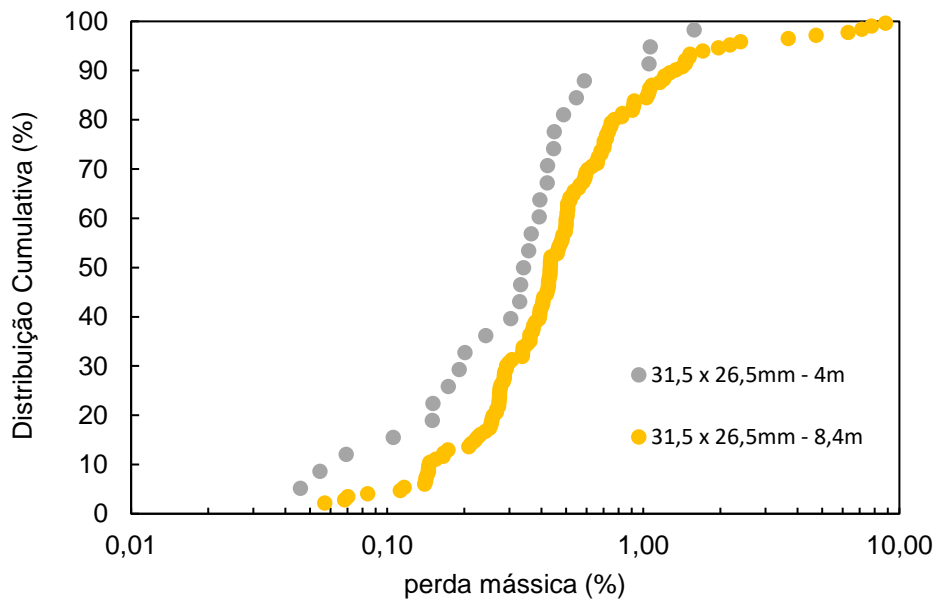


Figura 5.17 – Abrasão por impacto para partículas de coque contidas na faixa de 31,5 x 26,5 mm

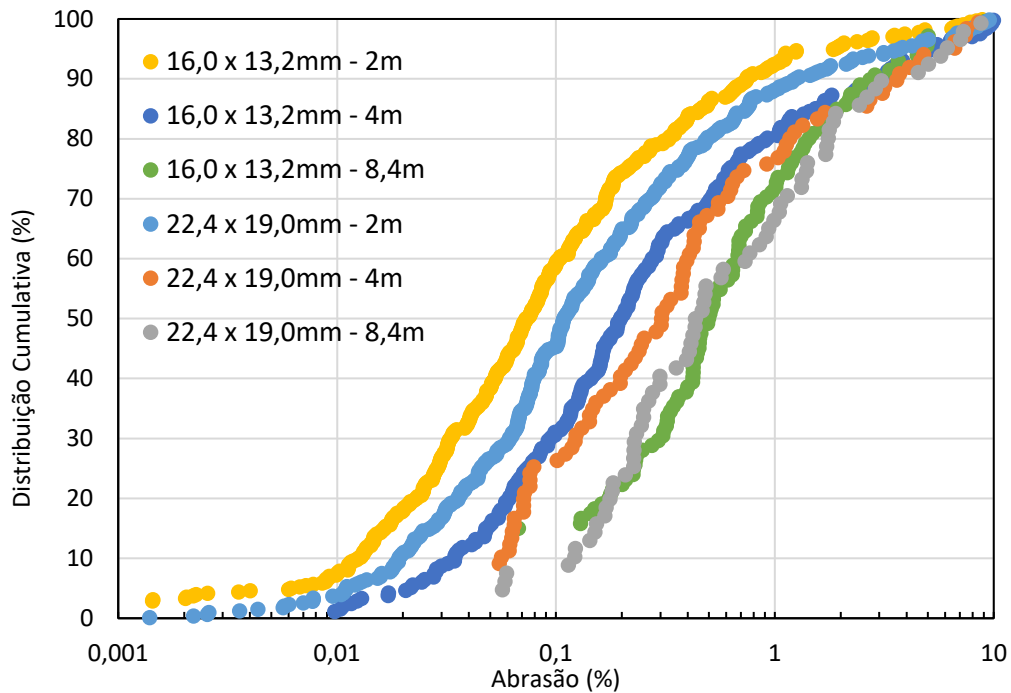


Figura 5.18 – Abrasão por impacto para partículas de sínter

Observando os resultados das Figuras 5.15, 5.16, 5.17 e 5.18 a distribuição dos dados de perda mássica para os materiais de estudo parecem seguir uma distribuição do tipo log-normal, assim como nos resultados de perda mássica de coques obtidos por Pires (2016). Partindo deste princípio, pode-se extrair, de cada conjunto de dados, o valor médio de perda mássica (que no caso da distribuição log-normal é igual à mediana) e determinar uma relação entre perda mássica média e tamanho de partícula, para cada faixa granulométrica e material, conforme apresentado nas Figuras 5.19 e 5.20.

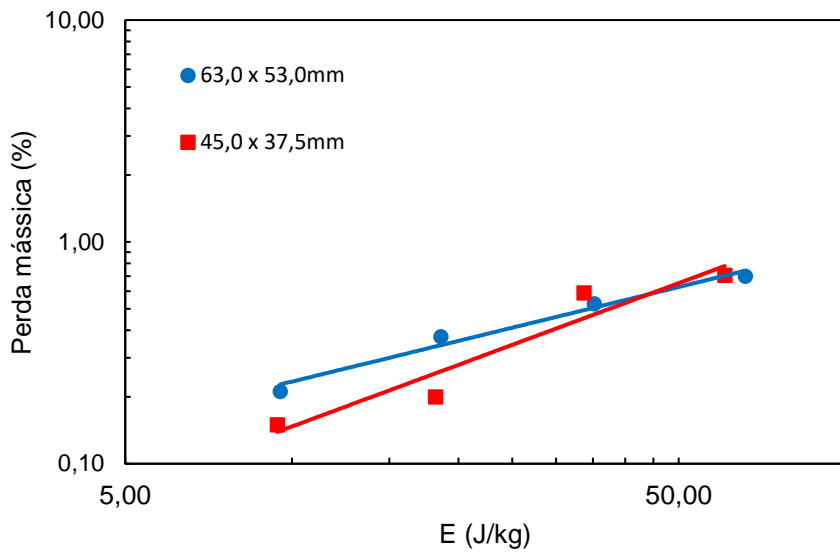


Figura 5.19 – Abrasão por impacto para partículas de coque

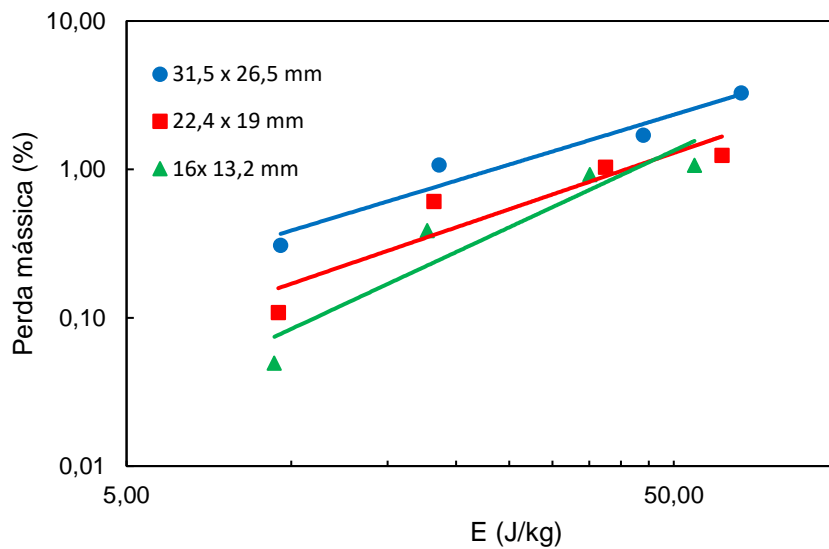


Figura 5.20 – Abrasão por impacto para partículas de sinter

Tanto na Figura 5.19 quanto na Figura 5.20, observa-se que há um claro efeito da altura de queda das partículas na perda mássica média final. Materiais submetidos a maiores quedas, ou seja, maiores energias de impacto, tendem a gerar mais finos de abrasão. Para o coque, as perdas mássicas parecem convergir para um valor médio de 0,70%, em torno de 60 J/kg, o que seria equivalente a uma queda de aproximadamente 6 metros sobre uma superfície de aço. Isso sugere que não há uma

relação direta entre a perda mássica e o tamanho de partícula, como foi observado por Arima *et al.* (1992). Este efeito não fora reportado nos resultados de Pires (2016). No caso do sínter, há o efeito do tamanho de partícula na perda mássica do material. Sínteres de maiores tamanhos tendem a gerar mais finos de abrasão.

Comparando os resultados dos ensaios de autofratura de coque e sínter das Figuras 5.19 e 5.20, percebe-se que o efeito do tamanho de partícula na perda mássica é mais significativo para o sínter do que para o coque. Considerando todos os dados apresentados na Figura 5.21, a perda mássica média variou entre 0,15% e 0,70%. Já para o sínter, considerando todos os dados apresentados na Figura 5.22, a variação foi de 0,05% a 3,29%.

As Figuras 5.21 e 5.22 mostram as relações entre perda mássica e número de impactos, para diferentes tamanhos do coque e diferentes energias de impacto às partículas de sínter, respectivamente.

Em nenhum dos casos, é possível observar que a perda mássica média por impacto não é significativa, ou seja, pode-se dizer que a perda mássica média de partículas de coque e sínter a partir de uma sequência de eventos de manuseio não depende do número de impactos.

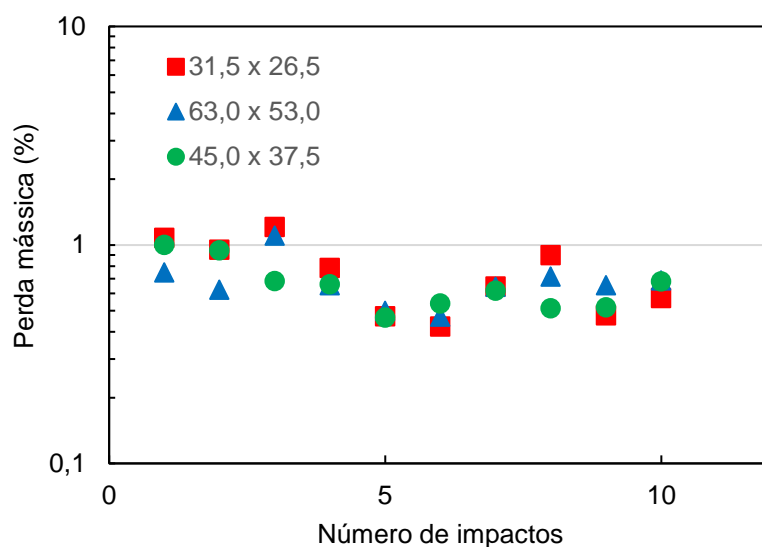


Figura 5.21 – Perda mássica média do coque por impacto no ensaio de autofratura, para uma altura de queda de 8,4 metros e diferentes tamanhos de partícula.

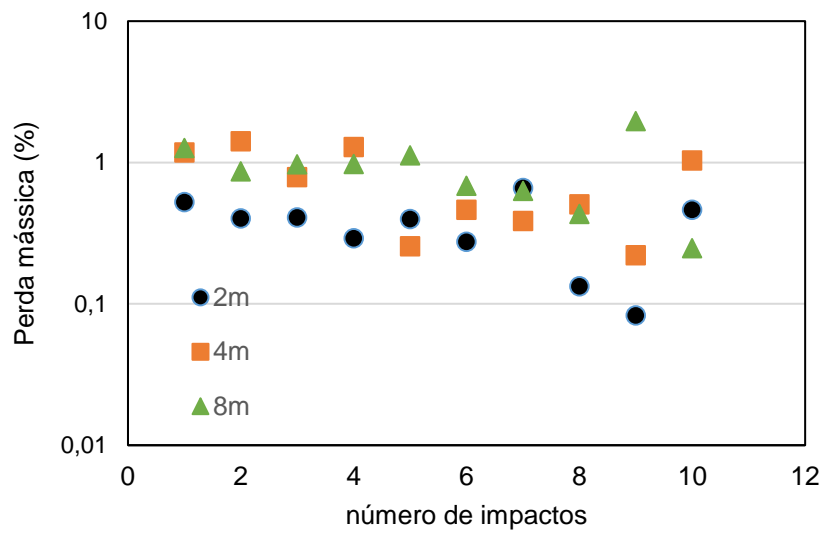


Figura 5.22 – Perda mássica média do sínter por impacto no ensaio de autofratura, para um tamanho de partícula na faixa de 16,0 x 13,2 mm e diferentes alturas de queda.

6 Conclusões

Os resultados do trabalho apontam que, no geral, partículas de sínter tendem a ser mais susceptíveis à quebra do que partículas de coque. Nos ensaios de autofratura, enquanto as amostras de sínter apresentaram quebras na proporção de até 20% para energias específicas de 10 J/kg (considerada uma energia relativamente baixa), nenhuma amostra de coque ensaiada apresentou quebra volumétrica a partir da aplicação de energias semelhantes. O sínter também é mais susceptível ao acúmulo de dano, visto que seu valor de γ é menor do que o do coque, o que provavelmente está relacionado com a propagação de trincas internas no sínter ser mais expressiva.

Diferenças entre as funções quebra também foram perceptíveis. A distribuição dos fragmentos de quebra do sínter é sistematicamente mais fina se comparado com o coque, entretanto, como se tratam de materiais de tamanho médio distintos, não se pode atrelar esses resultados a uma maior ou menor resistência dos materiais à fragmentação. Para as perdas mássicas, conclui-se que o efeito da granulometria é mais expressivo para o sínter do que para o coque. Além disso, para ambos os materiais, a perda mássica é diretamente proporcional à energia de impacto.

As amostras de coque de processadas pela tecnologia *Heat Recovery*, caracterizadas por Pires (2016), apresentaram resistência a impactos superior, comparadas às amostras de coque caracterizadas no presente estudo, o que pode indicar diferenças de qualidade da fabricação dos coques, que foram produzidos em diferentes épocas. A qualidade física do coque pode ser influenciada desde a qualidade do carvão usado na coqueificação, até parâmetros de processos, não cabendo a este trabalho tirar conclusões a respeito disso.

A comparação dos resultados obtidos para coques deste trabalho e de Pires (2016) também mostram que a susceptibilidade ao dano foi similar nos dois casos, indicando que para os coques, não existe variabilidade significativa deste parâmetro. Outra tendência também observada no presente trabalho foi a estabilização do coque, que ocorreu entre o 6º e 7º impactos. O mesmo fenômeno foi observado por Pires (2016), que levantou a hipótese de que talvez a distribuição log-normal não seja a mais apropriada para descrever o comportamento das partículas de coque sujeitas à sucessivos impactos.

De uma maneira geral, a aplicação do modelo de degradação de Tavares e Carvalho (2008) apresentou resultados satisfatórios, principalmente para o sínter.

Foram construídos modelos capazes de prever informações relevantes a respeito da quebra, perda mássica e distribuição granulométrica dos produtos resultantes da degradação dos materiais. Esses modelos que foram calibrados no presente trabalho podem servir de base para simular a degradação mecânica de coque e sínter, em quaisquer cenários de transporte e manuseio de interesse da usina.

7 Referências

ARIMA, T., NISHI, T., OKUHARA, T., 1992, Mechanism of Coke Size Degradation by Mechanical Impact. *ISIJ International*, v. 78, n. 7, pp. 147-154.

ARIYAMA, T., SATO, M., NOUCHI, T., TAKAHASHI, K., Evolution of Blast Furnace Process toward Reductant Flexibility and Carbon Dioxide Mitigation in Steel Works. *ISIJ International*, v. 56, n. 10, pp. 1681–1696.

BABICH, A., YAROSHEVSKII, S., FORMOSO, A., ISIDRO, A., FERREIRA, S., CORES, A., GARCIA, L., 1996, Increase of Pulverized Coal Use Efficiency in Blast Furnace. *ISIJ International*, v. 36, n. 10, pp. 1250-1258.

BARCELOS, I. D., 2015, Estudo de propriedades estruturais e óticas de heteroestruturas formadas por materiais bidimensionais. Tese de Doutorado, UFMG / Programa de Pós-Graduação em Física, Belo Horizonte, MG, Brasil.

BISWAS, A. K., 1981, Principles of Blast Furnace Ironmaking. Brisbane, Cootha Publishing House.

BRADASCHIA, C., 1986, Siderurgia para não-siderurgistas. São Paulo, Curso ABM.

CALLISTER, W. D. J., 2008, Ciência e engenharia de materiais: uma introdução. 7 ed. Rio de Janeiro, LTC.

CARVALHO, R. M., 2013, Mechanistic modelling of semi-autogenous grinding. Tese de Doutorado, UFRJ / COPPE, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

CARVALHO, R. M., TAVARES, L. M., 2013, Predicting the effect of operating and design variables on breakage rates using the mechanistic ball mill model. *Minerals Engineering*, 43-44, pp. 91-101.

CARVALHO, R. M., TAVARES, L. M., SECCHI, A. R., 2009, Determinação de parâmetros ótimos da função quebra de minérios utilizando o modelo da função beta incompleta. In: 15th European Symposium on Comminution and Classification. Proceedings of the 15th European Symposium on Comminution and Classification, v.1, pp. 343-343.

CASAGRANDE, C. M., 2010, Avaliação dos parâmetros de CRI e CSR do coque produzido em forno industrial, forno de soleira aquecida e box test. Dissertação de Mestrado, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG, Brasil.

CAVALCANTI, P. P. S., 2015, Calibração e validação de modelo matemático de degradação de pelotas queimadas de minério de ferro durante manuseio e transporte. Dissertação de Mestrado, UFRJ / COPPE, Rio de Janeiro.

CORES, A., BABICH, A., MUÑIZ, M., FERREIRA, S., MOCHON, J., 2010, The Influence of Different Iron Ores Mixtures Composition on the Quality of Sinter. *ISIJ International*, v. 50, n. 8, pp. 1089-1098.

COSTA, L. C., 2003, Transporte, caracterização e controle de qualidade de coque de alto-forno. In: ULHÔA, Murilo B., 2003, Carvão aplicado à fabricação de coque de alto-forno. São Paulo. ABM

CUNHA, E. R., 2014, Modelagem mecanicista de britadores de impacto de eixo vertical. Tese de Doutorado. Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais. UFRJ / COPPE, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

EVERTSSON, C. M., BEARMAN, R.A., 1997, Investigation of interparticle breakage as applied to cone crushing. *Minerals Engineering*, 10. 199-214.

FLORES, B. D., 2014, Avaliação experimental em forno piloto da influência de um carvão colombiano de alta heterogeneidade e de carvões de alto e baixo volátil na qualidade do coque. Dissertação de Mestrado, UFRGS / PPGE3M, Porto Alegre, RS, Brasil.

GEERDES, M., VLIET, C., TOXOPEUS, H., 2009, *Modern Blast Furnace Ironmaking*. 2 ed. Amsterdam, IOS Press.

HONORATO, E. P., 2005, Adequação granulométrica das matérias-primas e do sistema de segregação contínua (I.S.F), para melhorias na produtividade e qualidade do sinter para os altos-fornos. Dissertação de Mestrado. UFMG / Escola de Engenharia, Belo Horizonte, MG, Brasil.

ICHIDA, M., NAKAYAMA, T., TAMURA, K., SHIOTA, H., ARAKI, K., SUGISAKI, Y., 1992. *ISIJ International*, v. 32, n. 4, pp. 505-513.

INSTITUTO AÇO BRASIL, Processo Siderúrgico. Disponível em: <
<http://www.acobrasil.org.br/site2015/processo.html> >

ISO 3271:2015, Iron ores for blast furnace and direct reduction feedstocks - Determination of the tumble and abrasion indices.

ISO 4696-1:2015, Iron ores for blast furnace feedstocks - Determination of low-temperature reduction-disintegration indices by static method - Part 1: Reduction with CO, CO₂, H₂ and N₂

ISO 4696-2:2015, Iron ores for blast furnace feedstocks - Determination of low-temperature reduction-disintegration indices by static method - Part 2: Reduction with CO and N₂.

IWANAGA, Y., TAKATANI, K., 1988, Degradation Behavior of Coke at High-Temperature Zone in Blast Furnace. *ISIJ International*, v. 28, pp. 990-998.

JSA - JIS M 8711, Iron Ore Sinter - Determination of Shatter strength (Amendment 1), 2017.

KING, R. P., 2001, Modeling and simulation of mineral processing systems. Oxford. Butterworth-Heinemann.

KOJIMA, K., NISI, T., YAMAGUCHI, T., NAKAMA, H., IDA, S., 1976, Change of Coke Properties in Blast Furnace. *Tetsu-to-Hagané*, v. 62, n.5, pp. 570-579.

LU, L., HOLMES, R. J., MANUEL, J. R., 2007, Effects of Alumina on Sintering Performance of Hematite Iron Ores. *ISIJ International*, v. 47, n. 3, pp. 349-358

MEYER, K., 1980, Pelletizing of Iron Ores, Springer-Verlag Berlin. Heidelberg, Germany.

MOUSA, A., BABICH, A., SENK D., 2011, Effect of Nut Coke-sinter Mixture on the Blast Furnace Performance. *ISIJ International*, v. 51, n. 3, pp. 350–358.

NISTALA, S. H., SINHA, M., CHOUDHARY, M. K., BOSE, G., SINHA, S., 2015, Study of generation of sinter return fines during transportation. *Ironmaking 226 and Steelmaking*, v. 42, n. 3, pp. 226-232.

NORGATE, T. E., TOMPSITT, D. F., BATTERHAM, R. J., 1986, Computer simulation of the degradation of lump ores during transportation and handling. 2nd Int. Conf. of Bulk Material Storage, Handling and Transportation, Wollongong, Australia, pp. 89-93.

PIRES, L. C., 2016, Caracterização de coques visando previsão da degradação durante manuseio. Projeto de Graduação. UFRJ / Escola Politécnica, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

RIZZO, E. M. S., 2009, Processo de Fabricação de Ferro-Gusa em Alto-Forno. São Paulo, ABM.

SAHOO, R., 2007, Degradation characteristics of steel making materials during handling. Powder Technology, v. 176, 77–87.

SAMPAIO, J. A.; SILVA, F. A. N. G., Análise granulométrica por peneiramento. In: Tratamento de Minérios: práticas laboratoriais. Rio de Janeiro: CETEM/MCTI, 2007. pp. 55-72.

SILVA, O. J., 2008, Caracterização Tecnológica de Carvões para Coqueria. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG. Brasil.

SILVEIRA, M. A. C. W., 2012, Modelagem da degradação de pelotas de minério de ferro durante manuseio e transporte. Dissertação de Mestrado. UFRJ / COPPE, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

TAVARES, L. M. & CARVALHO, R. M. 2009. Modeling breakage rates of coarse particles in ball mills. Minerals Engineering, 22, 650–659.

TAVARES, L. M. M., 1997, Microscale investigation of particle breakage applied to the study of thermal and mechanical predamage. Tese de doutorado, University of Utah, EUA.

TAVARES, L. M., 2003, Caracterização tecnológica de amostras de minério de cobre de Salobo usando a Célula de Carga de Impacto COPPE. Relatório de Projeto PEMM4535, Fundação COPPETEC, 22 p.

TAVARES, L. M., 2004, Optimum routes in particle breakage by impact, Powder Technology, v. 142, pp. 81-91.

TAVARES, L. M., 2007, Breakage of particles: Quasi-Static. In: SALMAN, A.D., GHADIRI, M. and HOUNSLOW, M.J. (eds.), Handbook of Powder Technology: Particle Breakage, 1 ed. Amsterdam: Elsevier B.V, v. 12. pp. 3-68.

TAVARES, L. M., CARVALHO, R. M., 2011, Modeling ore degradation during handling using continuum damage mechanics. International Journal of Mineral Processing, v. 101, n. 1-4, pp. 21-27

TAVARES, L. M., KING, R. P., 1998, Single particle fracture under impact loading, International Journal of Mineral Processing, v. 54, pp. 1-28.

TAVARES, L. M., KING, R. P., 2002, Modeling of particle fracture by repeated impacts using continuum damage mechanics, Powder Technology, v.123, n. 2-3, pp. 138-146.

TAVARES, L. M., CARVALHO, R. M., 2008, Modeling iron ore degradation during handling. 3rd International Meeting on Iron making and 2nd International Symposium on Iron Ore, September 22-26, São Luis, Maranhão, Brasil.

TAVARES, L.M., CAVALCANTI, P. P. S, CARVALHO, R. M, Silveira, M. W., Bianchi, M., Otaviano, M., 2018, Fracture probability and fragment size distribution of fired Iron ore pellets by impact, Powder Technology, v. 336, pp. 546-554.

TEO, C. S., WATERS, A. G., NICOL, S. K., 1990, Quantification of the breakage lump materials during handling operation. International Journal of Mineral Processing, v. 30, 159-184.

TIAN, Z. Z., KYTE, M. D., MESSER, C. J., 2002, Parallax Error in Video-Image Systems. Journal of Transportation Engineering, v. 128, n. 3, pp. 218-223.

TOWSEY, P. S., CAMERON, I., GORDON, Y., 2011, Comparison of Byproduct and Heat-Recovery Cokemaking Technologies. The Iron & Steel Technology Conference and Exposition, Pittsburgh, Pa, USA, March.

WEEDON, D. M., WILSON, F., 2000, Modeling iron ore degradation using a twin pendulum breakage device. International Journal of Mineral Processing, v. 59, pp. 195-213.

WORLD COAL ASSOCIATION, Coal Facts 2014. Disponível em: < <https://www.worldcoal.org/coal-facts-2014> >. Acesso em: 29 ago. 2018.

WORLD ENERGY COUNCIL, 2016, Coal recoverable reserves by region. Disponível em: < <https://www.worldenergy.org/data/resources/resource/coal/> >.

WORLD STEEL ASSOCIATION, Steel Statistical Yearbook 2016. Disponível em: < <https://www.worldsteel.org/about-steel.html> >. Acesso em: 29 ago. 2018.