



SERVIÇO PÚBLICO FEDERAL
UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARÁ
FACULDADE DE ENGENHARIA DE MINAS E MEIO AMBIENTE

ITAGUAI COSTA FARIA

**EFICIÊNCIA DA CLASSIFICAÇÃO DA HIDROCICLONAGEM PARA
AMOSTRAS DE FRAÇÕES FINAS DO COBRE OXIDADO DA MINA DO
SOSSEGO, LOCALIZADA EM CANAÃ DOS CARAJÁS.**

MARABÁ – PA
2011

ITAGUAI COSTA FARIA

**EFICIÊNCIA DA CLASSIFICAÇÃO DA HIDROCICLONAGEM PARA AMOSTRAS
DE FRAÇÕES FINAS DO COBRE OXIDADO DA MINA DO SOSSEGO,
LOCALIZADA EM CANAÃ DOS CARAJÁS.**

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado para obtenção de
graduação em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Dr. Lucinewton
Silva de Moura.

MARABÁ – PA
2011

UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARÁ
A Comissão Examinadora, abaixo assinada,
Aprova o Trabalho de Conclusão de Curso

**EFICIÊNCIA DA CLASSIFICAÇÃO DA HIDROCICLONAGEM PARA AMOSTRAS
DE FRAÇÕES FINAS DO COBRE OXIDADO DA MINA DO SOSSEGO,
LOCALIZADA EM CANAÃ DOS CARAJÁS.**

Elaborado por

Itaguai Costa Faria

Como requisito para obtenção de Graduação em Engenharia de
Minas e Meio Ambiente, da Universidade Federal do Pará, no
Campus de Marabá (Marabá-PA).

Data: 01/12/2011

COMISSÃO EXAMINADORA

Prof. Dr. Lucinewton Silva de Moura
Universidade Federal do Pará
(Presidente/Orientador)

Profa. Dra. Roseane de Lima Silva
Universidade Federal do Pará
(Membro)

Prof. Dr. Dorsan dos Santos Moraes
Universidade Federal do Pará
(Membro)

MARABÁ – PA
2011

Dados Internacionais de Catalogação-na-Publicação (CIP)

Biblioteca II da UFPA. CAMAR, Marabá, PA

Faria, Itaguai Costa

Eficiência da classificação da hidrociclonagem para amostras de frações finas do cobre oxidado da mina do Sossego, localizada em Canaã dos Carajás / Itaguai Costa Faria ; orientador, Lucinewton Silva de Moura. — 2011.

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) - Universidade Federal do Pará, Campus Universitário de Marabá, Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente, Marabá, 2011.

1. Beneficiamento de minério - Canaã dos Carajás (PA). 2. Cobre - Minas e mineração. 3. Separação (Tecnologia). I. Moura, Lucinewton Silva de, orient. II. Título.

CDD: 22. ed.: 622.7098115

Aos meus pais, Wanderley e René Faria.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente a Deus, por fazer parte da minha vida.

À minha família, meus pais, irmãos e sobrinhos, em especial a vovó Tetê (*in memorian*) que se foi, mas deixou sua alegria que está presente em cada um de nós.

Á Lassie com carinho.

A todos os professores da FEMMA. Em especial, Lucinewton Silva, Reginaldo Sabóia, Roseane Silva e Dorsan Moraes. Ao professor da FAGEO Rimundo Nonato.

Á equipe técnica que me auxiliou neste trabalho: Rinus, Natália (Tec. Laboratório), Carlos (Téc. Química), Ana Carla Sousa e Adriano Paiva.

Em especial, aos companheiros: Renan Tourinho, Guto Souza Gustavo Silva, Débora Almeida, Bruna Guimarães, Rafael Ferrari, Adriano Paiva e Marlon. Que Deus os acompanhe.

À turma de 2006 e 2007.

*"Não temas, porque eu sou contigo: não te assombres, porque eu sou teu Deus; eu te fortaleço, te ajudo, e te sustento com a destra da minha justiça."
Isaías 41:10*

*"A sabedoria serve de sombra, como de sombra serve o dinheiro; mas a excelência da sabedoria é que ela dá vida a seu possuidor."
Eclesiastes 7:12*

SUMÁRIO

RESUMO	8
ABSTRACT	9
1. INTRODUÇÃO	10
1.1 OBJETIVO	11
2. FUNDAMENTAÇÃO TEORICA	12
2.1 COBRE.....	12
2.1.1 História	12
2.1.2 Características e propriedades	13
2.1.3 Recursos e reservas	14
2.2 MINA DO SOSSEGO.....	16
2.2.1 Geologia local	20
2.2.1.1 Disposição dos corpos geológicos.....	21
3. AMOSTRAGEM.....	23
3.1 CONCEITUAÇÃO	24
3.1.1 Amostra	24
3.1.2 Universo ou lote	24
3.1.3 Incremento.....	24
3.1.4 Amostra primária ou global.....	25
3.1.5 Homogeneização	25
3.1.6 Quarteamento.....	25
3.1.7 Amostra final.....	25
3.2 ETAPAS DA AMOSTRAGEM	26
3.2.1 Elaboração do plano de amostragem.....	26
3.2.2 Obtenção da amostra	27
3.2.3 Preparação da amostra	27
3.2.4 Determinação de um parâmetro de qualidade	27
3.3 ERROS DE AMOSTRAGEM.....	27
4. COMINUIÇÃO	31
4.1 MECANISMOS DE FRAGMENTAÇÃO MINERAL	32
4.1.1 Impacto (ou choque).....	32

4.1.2 Compressão (ou esmagamento)	33
4.1.3 Cisalhamento (ou atrito)	33
5. BRITAGEM	35
5.1 BRITAGEM PRIMÁRIA.....	35
5.2 BRITAGEM SECUNDÁRIA.....	36
5.3 BRITAGEM TERCIÁRIA	36
6. MOAGEM.....	37
6.1 CORPOS MOEDORES	37
6.1.1 Dinâmica interna dos moinhos de carga cadente	38
6.1.2 Regime de operação do moinho	39
6.1.3 Energia e economia (cominuição).	41
7. CLASSIFICAÇÃO E PENEIRAMENTO	43
7.1 CLASSIFICAÇÃO	43
7.1.1 Classificação por hidrociclonação	44
7.1.1.1 O mecanismo de funcionamento de um hidrociclone	45
7.1.2 Influência dos parâmetros na classificação por hidrociclone	46
8. PENEIRAMENTO.....	52
8.1 MECANISMOS DO PENEIRAMENTO.....	52
8.1.1 Comportamento coletivo	52
9. MATERIAIS E MÉTODOS	54
9.1 BRITAGEM E PENEIRAMENTO	54
9.2 MOAGEM.....	55
9.3 DENSIDADE.....	55
9.3.1 Densidade do cobre oxidado	55
9.3.2 Densidade da polpa	57
10. ENSAIOS EXPERIMENTAIS	58
10.1 CURVAS DE SEDIMENTAÇÃO.....	58
10.2 HIDROCICLONAÇÃO.....	58
11. RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	60
11.1 BRITAGEM E PENEIRAMENTO	60
11.2 ANÁLISE DA MOAGEM	60
11.3 DENSIDADES	62
11.3.1 Densidade do cobre oxidado	62

11.3.2 Densidade da polpa	62
11.4 CURVAS DE SEDIMENTAÇÃO.....	62
11.5 HIDROCICLONAGEM.....	63
12. CONCLUSÃO	65
13. REFERÊNCIAS	66

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Cobre nativo	13
Figura 2 - localização geográfica dos depósitos.....	16
Figura 3 - Mapa de localização da mina do sossego.....	17
Figura 4 - Cava Sequeirinho.....	18
Figura 5 - Cava Sossego.....	18
Figura 6 - Fluxograma do processo de beneficiamento do minério oxidado.	19
Figura 7 - Geometria dos corpos de minério na cava do Morro do Sossego.	21
Figura 8 - Geometria dos corpos de minério na cava do Sequeirinho.	22
Figura 9 - Diagrama de blocos para processo de amostragem em tratamento de minérios	26
Figura 10 - Redução de tamanhos.....	31
Figura 11 - Fragmentação por impacto	32
Figura 12 - Fragmentação por compressão	33
Figura 13 - Fragmentação por cisalhamento	34
Figura 14 - Corpos moedores	38
Figura 15 - Velocidade crítica do moinho.....	39
Figura 16 - Moagem em regime de cascata.....	40
Figura 17 - Moagem em regime de catarata.....	40
Figura 18 – A percepção da energia aplicada no processo de fragmentação.	42
Figura 19 – Classificador (esquemático).....	43
Figura 20 – Trajetória da suspensão no interior de um hidrociclone convencional.	46
Figura 21 – Curvas de partição real e corrigida de um hidrociclone.	47
Figura 22 – Influência do aumento de α na curva padrão de partição.	49
Figura 23 – Classificação teórica, classificação real e material deslocado no hidrociclone. ...	50
Figura 24– Diferentes eficiências de separação para um mesmo valor de d_{50c}	51
Figura 25 – Tempo de Moagem.....	61
Figura 26 - Curva de sedimentação overflow.....	62
Figura 27 - Curva de sedimentação underflow.....	63
Figura 28 - Curva de partição	64

RESUMO

Em termos conceituais, classificação é a separação de uma população original em duas outras populações, que diferem entre si pela distribuição relativa dos tamanhos das partículas que as constituem: uma população grossa e outra população fina. O hidrociclone é um classificador mecânico e o princípio básico é a sedimentação centrífuga, o seu desempenho é influenciado por suas dimensões, pelas variáveis operacionais e pelas propriedades físicas dos sólidos e da polpa alimentada. Neste trabalho avaliou-se a eficiência da classificação de um hidrociclone, utilizando amostras de cobre oxidado. O minério foi britado, foram feitos ensaios de moagem e posterior hidrociclonagem. Com isso, pôde-se ter o controle e sensibilidade de todo processo para o ensaio em hidrociclone.

Palavras-chave: Classificação, Hidrociclones, Eficiência de separação, cobre oxidado.

ABSTRACT

Conceptually, classification is the separation of an original population in two other populations, which differ by distribution of the particle sizes that are: a population thick and thin another population. The hydrocyclone is a classifier mechanical and rule of the thumb is centrifugal sedimentation. Its performance is influenced by its size, the operation variable and physical properties of solids and pulp fed. In this work we evaluated the efficiency of a hydrocyclone classification using samples oxidized copper. The ore was crushed; grinding tests were made and late hydrocyclonage. With that, we could have control of every process and sensitivity to the test hydrocyclone.

Keywords: Classification, Hydrocyclone, Separation efficiency, oxidized copper.

1. INTRODUÇÃO

As usinas de beneficiamento cada vez mais necessitam da recuperação de frações mais finas dos minérios, para tanto se utilizam de hidrociclones de pequeno diâmetro a altas pressões.

Em termos de processo, o hidrociclone é um equipamento que recebe uma alimentação, composto de partículas de diferentes tamanhos, e a separa em duas frações ou produtos: “underflow”, que contém maior proporção das partículas mais grosseiras, e o “overflow”, onde se concentram as partículas de menores dimensões

Os hidrociclones, como os classificadores mecânicos, têm a sua maior aplicação em circuitos fechados de moagem, diferindo dos demais pela maior capacidade. O princípio básico de separação empregado nos hidrociclones é a sedimentação centrífuga. O desempenho desses é influenciado por suas dimensões, pelas variáveis operacionais e pelas propriedades físicas dos sólidos e da polpa alimentada.

Basicamente um hidrociclone consiste de uma parte cilíndrica seguida de uma parte cônica que possui, em seu vértice, uma abertura, denominada *apex*, pela qual descarrega o *underflow*. A alimentação é introduzida tangencialmente à seção cilíndrica, em que há um tubo coaxial denominado vortex finder, pelo qual é descarregado o overflow.

A classificação em hidrociclone inclui o escoamento de duas fases: a líquida, composta de água, e a sólida, que é constituída pelas partículas do minério.

As principais vantagens apresentadas pelos hidrociclones: capacidade elevada em relação ao seu volume e à área ocupada; controle operacional relativamente simples; custo de investimento pequeno; operação relativamente estável e entra em regime em curto intervalo de tempo.

Este trabalho tem por finalidade, realizar um ensaio de hidrociclonagem. Antes do ensaio de hidrociclonagem, o minério de cobre oxidado passou por etapas de britagem, moagem e peneiramento, que foram descritas e analisadas.

1.1 OBJETIVO

Avaliar a Eficiência da Classificação da Hidrociclonagem para amostras de frações finas de cobre oxidado da Mina do Sossego, localizada em Canaã dos Carajás.

2. FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA

2.1 COBRE

É um dos metais mais importantes industrialmente, de coloração vermelhada, dúctil, maleável e bom condutor de eletricidade.

Conhecido desde a pré-história, o cobre é utilizado atualmente para a produção de materiais condutores de eletricidade, e em ligas metálicas como latão e bronze.

2.1.1 História

O seu nome vem do latim e quer dizer *cuprum* “metal da ilha de Chipre”. Chipre, situada no caminho entre Grécia e Egito, por muito tempo o país do cobre por excelência.

O cobre nativo, o primeiro metal usado pelo homem, era conhecido por algumas das mais antigas civilizações que se tem notícia e tem sido utilizado pelo menos há 10.000 anos, porém o descobrimento acidental do metal pode ter ocorrido vários milênios antes. Em 5000 a.C. já se realizava a fusão e refinação do cobre a partir de óxidos como a malaquita e azurita. Há 3000 a.C descobriram-se moedas, armas, utensílios domésticos sumérios de cobre e bronze, inclusive tubos de cobre. Os egípcios também descobriram que a adição de pequenas quantidades de estanho facilitava a fusão do metal e aperfeiçoaram os métodos de obtenção do bronze.



Figura 1 - Cobre nativo

Fonte: PEREIRA (2004)

Na antiga China se conhece o uso do cobre desde, ao menos, 2000 anos antes de nossa era, e em 1200 a.C. já fabricavam-se bronzes de excelente qualidade estabelecendo um manifesto domínio na metalurgia sem comparação com o Ocidente. É possível que o cobre tenha sido o metal mais antigo a ser utilizado.

2.1.2 Características e propriedades

O cobre é um metal de transição vermelho-amarelado, maleável, que apresenta alta condutibilidade elétrica e térmica, só superada pela da prata, que é o metal que melhor conduz eletricidade. Pode ser encontrado em diversos minerais, na forma nativa ou na forma metálica. É importante enfatizar que os atributos de excelência em condutividade térmica e elétrica apresentam-se como fatores determinantes para o cobre alcançar o **status** de metal imprescindível para o desenvolvimento industrial.

O cobre forma uma rica variedade de compostos com estados de oxidação de +1 e +2. Ele não reage com água, mas reage lentamente com o oxigênio atmosférico, formando uma camada marrom escura de óxido de cobre. O cobre também reage com o sulfeto de hidrogênio, formando sulfetos de cobre.

O cobre pode formar ligas metálicas, quando adicionado a alguns elementos químicos para melhorar algumas de suas características, como a maquinabilidade (facilidade de mecanização), resistência mecânica e outras. Além disso, conserva-se a sua alta condutibilidade elétrica e térmica. Os elementos utilizados são estanho, cádmio, ferro, telúrio, zircônio, cromo e berílio. Outras ligas de cobre importantes são os latões e o bronze.

2.1.3 Recursos e reservas

Em 2007, de acordo com o DNPM, as reservas mundiais de cobre estavam estimadas em cerca de 937 milhões de toneladas de metal contido, estando distribuídas por inúmeros países no mundo. Contudo, apresentam grande concentração com cinco países controlando mais de 2/3 das reservas mundiais, sendo que só o Chile detém 38,4%. O Brasil continua a ocupar a 13ª posição no ranking mundial, detendo apenas 1,5% das reservas mundiais. A Tabela 1 mostra a distribuição de valores das reservas mundiais (BRASIL, 2009).

Tabela 1 - Reservas mundiais de cobre

PAÍSES	RESERVAS (Mt de Cu contidos)	PARCELA DO TOTAL
1. CHILE	360.000	38,4%
2. ESTADOS UNIDOS	70.000	7,5%
3. CHINA	63.000	6,7%
4. PERU	60.000	6,4%
5. POLÔNIA	48.000	5,1%
6. AUSTRÁLIA	43.000	4,6%
7. MÉXICO	40.000	4,3%
8. INDONÉSIA	38.000	4,1%
9. ZÂMBIA	35.000	3,7%
10. RÚSSIA	30.000	3,2%
11. CANADÁ	20.000	2,1%
12. CAZAQUISTÃO	20.000	2,1%
13. BRASIL	14.284	1,5%
14. OUTROS	95.716	10,2%
TOTAL MUNDIAL	937.000	100%

Fonte: DNPM – sumário mineral brasileiro (2008).

As reservas totais de minério de cobre do país, predominantemente formadas por minerais sulfetados, estão estimadas em cerca de 21,7 milhões de toneladas de cobre contidos, em 2005, e distribuem-se por nove estados. São eles: Alagoas, Bahia, Ceará, Goiás, Mato Grosso, Minas Gerais, Pará, Rio Grande do Sul e São Paulo. Entretanto, é no estado do Pará que se concentram mais de 85% dessas reservas e os maiores e os mais importantes depósitos econômicos de cobre do país. Em razão desse quadro promissor, é esperada para o estado do Pará, notadamente na Província Mineral de Carajás, a expansão e a concentração da mineração de cobre nas próximas décadas (BRASIL, 2009). A Tabela 2 mostra a distribuição de valores das reservas no Brasil.

Tabela 2 - Reservas de cobre no Brasil

UNIDADES DA FEDERAÇÃO	RESERVAS LAVRÁVEIS	DISTRIBUIÇÃO
PARÁ	9.858	85,6%
GOIÁS	1.224	10,6%
BAHIA	258	2,2%
OUTROS (1)	182	1,6%
BRASIL	11.522	100,0%

Fonte: DNPM – Sumário mineral brasileiro (2008).

A mina Sossego é fruto de um amplo e bem sucedido programa de exploração mineral para metais básicos encetado pela empresa Vale, a partir de meados da década de 1970, na Região de Carajás, que culmina com a descoberta, a caracterização e o desenvolvimento de vários e importantes depósitos de minério de cobre, de médio a grande porte, e considerados de classe internacional, muitos deles com amplas possibilidades de se tornarem minas nos cinco próximos anos. Além de Sossego, ali se encontram os depósitos de Salobo, Alemão, Cristalino, Alvo 118, Pojuca, Gameleira dentre outros, todos encravados na Província Mineral de Carajás, cujos recursos e reservas podem colocá-la entre as mais importantes províncias cupríferas do mundo. Estimuladas pelo sucesso da empresa Vale e pelo favorável ambiente metalogenético para o cobre e demais metais (BRASIL, 2009).



Figura 2 - Localização geográfica dos depósitos

Fonte: DIRETORIA DO DEPARTAMENTO DE OPERAÇÕES NÃO-FERROSOS (2004)

2.2 MINA DO SOSSEGO

No início da década de 90, a vale intensificou a pesquisa exploratória na Província Mineral de Carajás e identificou mais de 100 anomalias que revelaram a existência de calcopirita, o principal mineral-minério de cobre. Naquela década, mais um capítulo marca a história da mineração na região. Era a vez de o mundo conhecer o mais novo depósito de cobre e ouro no Pará: Sossego, descoberto em 1997, depois que os geólogos observaram o trabalho dos garimpeiros. Ao manusear o solo, os garimpeiros deixaram expostas as rochas e seus minerais, oportunidades aproveitadas pelos profissionais da geologia (CAMPÊLO, 2009).

Os geólogos recolheram amostras e enviaram ao laboratório, constatando a existência de altos teores de cobre. O nome “Sossego” foi originado na época do garimpo de ouro, as chuvas provocavam as cheias do rio Parauapebas e dificultavam o acesso ao garimpo. Sem movimentação o “Sossego” era total. (CAMPÊLO, 2009).

Localizada no município de Canaã dos Carajás, a 835 km de Belém, as instalações para a abertura da mina do Sossego começaram a ser construídas em 2002, com o início das

operações ocorrendo em junho de 2004 e produzindo, inicialmente 73 mil toneladas de concentrado de cobre. Hoje, o Sossego tem capacidade média anual estimada em 140 mil toneladas de concentrado de cobre e três toneladas de ouro. Suas reservas estão avaliadas em 245 milhões de toneladas de minério de cobre e a mina tem vida útil prevista de 20 anos. O minério é de boa qualidade: 1% de teor de cobre e 0,28 grama por tonelada de ouro.

Como pode ser vista na Figura 3, a Mina do Sossego está localizada no Sudeste do Estado do Pará, a 37 km da sede do município de Canaã dos Carajás (PA) e encontra-se inserida no contexto do Distrito Mineral de Carajás (CAMPÊLO, 2009).



Figura 3 - Mapa de localização da mina do sossego

Fonte: DIRETORIA DE DEPARTAMENTO DE NÃO-FERROSOS (2004)

O Projeto Sossego da empresa VALE está ligado à Diretoria do Departamento de Operações de Não-Ferrosos de Carajás – DIOC, a qual se incube de tratar dos projetos minerais ligados ao minério de cobre. O Sossego foi o primeiro projeto de cobre iniciado no Pará (CAMPÊLO, 2009).

O complexo do Sossego é compreendido de duas cavas principais: Sequeirinho e Sossego. A cava Sequeirinho, que atingirá 1000 metros de largura por 2800 metros de comprimento com uma profundidade de 450 metros.



Figura 4 - Cava do Sequeirinho

Fonte: CAMPELO (2009)

A cava do Sossego está projetada com números poucos menores: 1000 metros de largura por 800 metros de comprimento, com uma profundidade de 450 metros.



Figura 5 - Cava do Sossego

Fonte: CAMPELO (2008)

No complexo Sossego são lavrados dois tipos de minério de cobre, o sulfetado e o oxidado, dividido em oxidado verde e oxidado vermelho. A reserva lavrável do oxidado está estimada em 14 milhões de toneladas com um teor de 1,05% de cobre. O bem mineral produzido na mina é o concentrado de cobre, o qual é processado na planta de beneficiamento, que utiliza apenas o minério sulfetado. O concentrado possui um teor de 30% de cobre e 6 g/t de ouro, tendo sua produção anual estipulada em 400.000 toneladas.

O minério oxidado está sendo estocado para dar início ao seu beneficiamento somente quando o projeto 118 entrar em operação, devido à proximidade dos projetos e o minério presente ser bastante rico. Haja vista, que o processo de beneficiamento do minério oxidado é diferente do minério sulfetado, para isso foi criada uma planta piloto de lixiviação. A figura 6 mostra um fluxograma do processo de beneficiamento do minério oxidado.

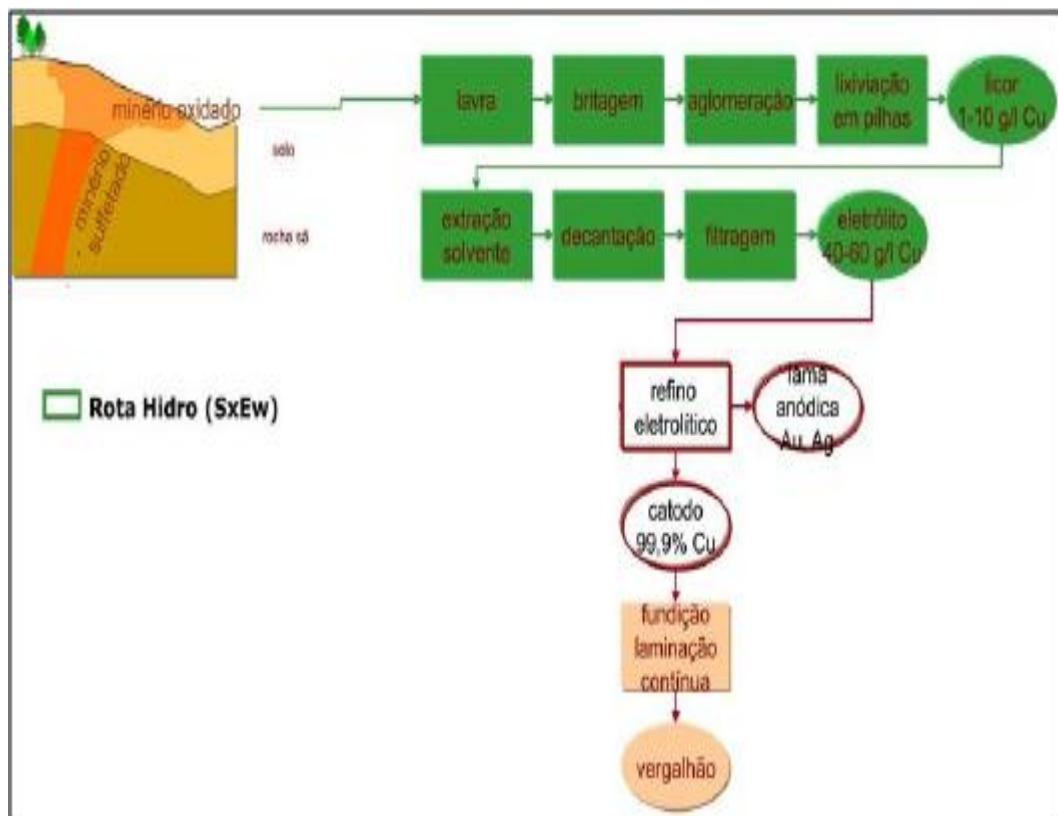


Figura 6 - Fluxograma do processo de beneficiamento do minério oxidado.

Fonte: DIRETORIA DE DEPARTAMENTO DE NÃO-FERROSOS (2004).

2.2.1 Geologia local

Esta síntese foi preparada com base nas informações advindas dos trabalhos geológicos de pesquisa mineral desenvolvidos na área pela DOCEGEO e, posteriormente, pela Phelps Dodge do Brasil Mineração Ltda (PDBM), que subsidiaram o Relatório Final de Pesquisa, aprovado pelo DNPM, em 06/05/99.

O depósito de Cu-Au do Sossego está localizado na borda sul do sigmóide de Carajás, ao longo de uma estrutura de cisalhamento regional com orientação oeste/noroeste – leste/sudeste e mergulho acentuado para sul. Ao longo desta ampla zona de cisalhamento, chamada de “Cinturão Sul de Carajás”, há um conjunto de depósitos de Cobre e Ouro (>1% Cu) descoberto em 1997 pela PDBM, Mineração Serra do Sossego (MSS) e VALE. O cinturão de cisalhamento ocorre na zona de contato de terrenos TTG (tonalitos-trondhjemitos-granodioritos), chamado de Complexo Xingu ao sul, com as vulcânicas de Carajás ao norte, e é caracterizado localmente por rochas de composição granítica (GRA, GRF, MVA e IAC), máficas ou seus equivalentes hidrotermais (GBA e ACT), rochas ricas em biotita (BIX), brechas sulfetadas (BSE) e magnetitos (MAG). Ocorreu ainda alteração hidrotermal intensa à albita, biotita, actinolita, carbonato, epidoto e escapolita, com magnetita abundante.

Com relação às brechas, são descritos pelo menos dois tipos. Um caracterizado por clastos angulosos a subarredondados de rochas graníticas e máficas, imersos em uma matriz com grande diversidade mineralógica, mas dominada por calcopirita, epidoto, magnetita, actinolita, apatita, quartzo e titanita. O outro é constituído apenas por clastos de rochas máficas alteradas hidrotermalmente, cimentados por carbonato, actinolita, quartzo, magnetita, calcopirita, epidoto e clorita. Registra-se, também, um forte metassomatismo de Fe, que gerou corpos maciços de magnetito (MAG) nas zonas mais fraturadas, à custa aparentemente das rochas máficas e graníticas finas e/ou deformadas.

A mineralização caracteriza-se por forte controle estrutural no posicionamento dos corpos de minério, que estão contidos nas bordas e núcleos de espessos pacotes de brechas hidrotermais. O evento magmático gerador dos depósitos está, provavelmente, relacionado à colocação dos corpos graníticos subvulcânicos mais tardios, com os quais a mineralização está intimamente associada.

2.2.1.1 Disposição dos corpos geológicos

No Morro do Sossego, a mineralização principal ocorre no interior e nos bordos de um “pipe” de brechas hidrotermais, com outros corpos seguindo a orientação das estruturas planares da área. A interpretação dos dados da pesquisa mineral definiu um corpo principal com formato, em planta, arredondado, com diâmetro de 220 m. Em profundidade, mostra-se contínuo até, pelo menos, à cota – 500 m, mergulhando em média 80° para SW. Os outros corpos de minério principais mostram formato tabular, encaixando-se segundo a direção N80W, com mergulhos em alto ângulo para SW. A Figura 7 mostra a geometria do corpo do Sossego na forma do modelo de blocos.

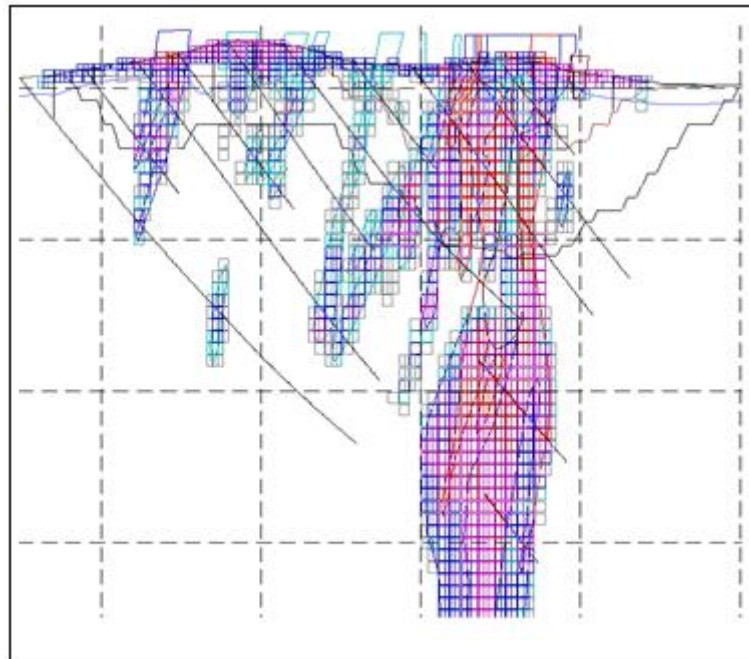


Figura 7 - Geometria dos corpos de minério na cava do Morro do Sossego.

Fonte: RIBEIRO (2008).

Na área Sequeirinho, definiu-se a continuidade da zona mineralizada segundo um “trend” de direção NE. A integração dos dados de sondagem definiu o controle da mineralização, segundo o falhamento com direção entre N60E a N75E e mergulhos médios de 60° para SE, que marca o contato de granitóides e intrusivas máficas metamorizadas, a sul, e metavulcânicas a norte.

Em profundidade, o minério mergulha paralelamente à zona de cisalhamento, com mergulhos variando de 45° a 80°. A Figura 8 mostra a geometria do corpo do Sequeirinho na forma do modelo de blocos.

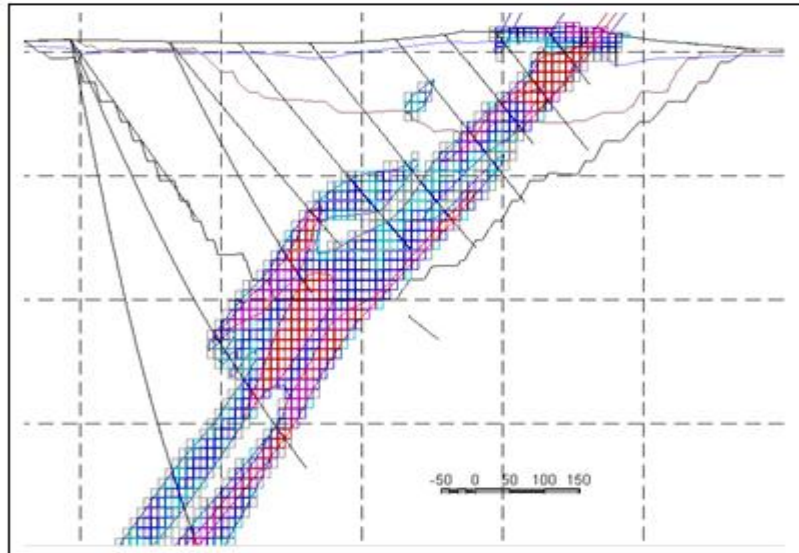


Figura 8 - Geometria dos corpos de minério na cava do Sequeirinho.

Fonte: RIBEIRO (2008).

3. AMOSTRAGEM

Para determinar o desempenho operacional de um processo de tratamento de minérios ou hidrometalúrgicos, é essencial o conhecimento de balanço de massa e das concentrações dos elementos nos diferentes fluxos que circulam nos equipamentos (SAMPAIO; FRANÇA; BRAGA, 2007).

A determinação de uma dada propriedade ou característica de um fluxo, só pode ser realizada em uma pequena fração do mesmo, denominada amostra, que represente da melhor forma possível, o fluxo amostrado. Considerando que os sistemas particulados são usualmente misturas de partículas de tamanho, forma e composição variados, a obtenção de amostras representativas só é possível com base em critérios bem estabelecidos. Quando os procedimentos de seleção e coletas das amostras não são bem conduzidos, os resultados de análises, mesmo que realizadas com precisão, não correspondem com as características do universo amostrado, podendo levar a conclusões incorretas (SAMPAIO; FRANÇA; BRAGA, 2007).

Considerando que as características específicas de toneladas de um dado material são estimadas segundo análises realizadas em amostras pequenas, ou seja, com massas da ordem de gramas, os critérios de obtenção dessas amostras são, pois, de fundamental importância para minimizar os erros associados a essas análises. Com bases nessas análises, são feitas estimativas que servirão, afinal, para avaliação de depósitos minerais, controle de processos em laboratórios, unidades piloto, indústrias e comercialização de produtos. Ressalta-se, dessa forma, a importância da amostragem para um sucesso de um processo industrial (ALLEN, 1981).

A amostragem é o conjunto de operações destinadas à obtenção de uma amostra representativa de uma dada população ou universo. Uma amostra é considerada representativa quando as propriedades do universo (teor dos diversos elementos, constituintes mineralógicos, massa específica, distribuição granulométrica.), estimadas com base nessa amostra, inserem uma variabilidade estatisticamente aceitável (SAMPAIO; FRANÇA; BRAGA, 2007).

A amostragem pode ser probabilística ou não. Na amostragem probabilística, os procedimentos são realizados de forma a garantir que todos os elementos da população tenham uma probabilidade conhecida de integrar a amostra; e esta probabilidade é superior a zero. Esse é o caso mais comum das operações de amostragem, em que o objetivo básico é a obtenção de amostras representativas do universo (BOLFARINE; BUSSAB, 2000).

A amostragem não probabilística poderá ser intencional, quando realizadas com objetivos específicos do investigador, ou não intencional, regida por critérios de conveniência e/ou de disponibilidade. Exemplos disso são as amostragens realizadas em diferentes regiões do perímetro de transbordo de uma coluna de flotação, que têm por finalidade avaliar a homogeneidade da resposta metalúrgica do equipamento (SAMPAIO; FRANÇA; BRAGA, 2007).

3.1 CONCEITUAÇÃO

3.1.1 Amostra

É uma quantidade representativa do todo que se deseja amostrar.

3.1.2 Universo ou lote

Pode ser definido como a massa original de um dado material do qual se deseja conhecer propriedades específicas, segundo as análises realizadas em uma amostra.

3.1.3 Incremento

Ao considerar a variabilidade das características dos materiais nos diversos tipos de fluxos, tanto em relação à posição quanto ao tempo, muitas vezes são necessárias coletas de diversas porções em intervalos de tempo diferentes, de forma a compor a amostra. Cada porção retirada do lote é denominada incremento.

3.1.4 Amostra primária ou global

A amostra primária ou global é a quantidade de material resultante da etapa de amostragem propriamente dita.

3.1.5 Homogeneização

Tem por objetivo obter uma distribuição mais uniforme dos constituintes, permitindo assim o quarteamento em frações de menor massa. Os métodos de homogeneização mais utilizados são as pilhas, na forma de tronco de cone ou longitudinais. Estas também conhecidas como pilhas prismáticas de homogeneização (SAMPAIO; FRANÇA; BRAGA, 2007).

3.1.6 Quarteamento

É a operação realizada com o objetivo de reduzir a massa a ser manuseada e preparar alíquotas para análise granulométrica, química, mineralógica, peso específico, etc. Essas operações são realizadas a seco e podem ser manuais ou utilizando equipamento de concepção simples, mas de grande importância na obtenção de amostras finais, com características similares do ponto de vista estatístico. Os principais métodos utilizados no quarteamento de amostra de minério são: pá fracionada, pás manuais e mecânicas, pilhas cônicas, pilhas longitudinais, quarteador tipo Jones, divisão por incrementos e mesa homogeneizadora/divisora (SAMPAIO; FRANÇA; BRAGA, 2007).

3.1.7 Amostra final

A amostra final é uma quantidade de material, resultante das etapas de preparação da amostra primária, que possui massa e granulometria adequadas para a realização de ensaios (químicos, físicos, mineralógicos etc).



Figura 9 - Diagrama de blocos para processo de amostragem em tratamento de minérios

Fonte: SAMPAIO; FRANÇA; BRAGA (2007).

3.2 ETAPAS DA AMOSTRAGEM

Segundo Sampaio, França e Braga (2007), a amostragem é usualmente realizada em quatro etapas descritas como a seguir.

3.2.1 Elaboração do plano de amostragem

Este se fundamenta na determinação da qualidade necessária para a amostragem, participando das definições do universo, do objetivo e da seqüência de operações utilizadas. O sistema de amostragem a ser utilizado depende de diversos fatores, dentre os quais podem ser destacados o tamanho das partículas, a massa específica, a umidade, etc.

3.2.2 Obtenção da amostra

Consiste na determinação da seqüência e do número de coletas das amostras, que depende do tipo e da precisão requerida para a amostragem, das características do fluxo, etc.

3.2.3 Preparação da amostra

Trata-se do conjunto de operações necessárias à adequação da amostra ao método de determinação do parâmetro de qualidade. Dentre essas atividades, podem ser ressaltadas a secagem, a redução do tamanho, a homogeneização, o quarteamento, etc.

3.2.4 Determinação de um parâmetro de qualidade

Inserem-se as análises dos parâmetros que irão determinar a qualidade do universo. Dentre elas podem ser citados os teores de diversos elementos, a umidade, a distribuição granulométrica, etc.

3.3 ERROS DE AMOSTRAGEM

Erros de amostragem são erros cometidos durante a preparação das amostras.

Segundo Pierre Gy (1998), o erro total de amostragem é o somatório do erro de amostragem propriamente dita (E_{ap}), e do erro de preparação da amostra primária (E_p), para obtenção da amostra final, pela Equação (01).

$$E_a = E_{ap} + E_p \quad (01)$$

O erro de amostragem propriamente dita é o somatório de sete erros independentes, resultantes do processo de seleção da amostra primária, e provenientes, principalmente, da variabilidade do material que está sendo amostrado, pela Equação (02).

$$E_{ap} = E_{a1} + E_{a2} + E_{a3} + E_{a4} + E_{a5} + E_{a6} + E_{a7} \quad (02)$$

Onde:

- E_{a1} : erro de ponderação, resultante da não uniformidade da densidade ou da vazão do material;
- E_{a2} : erro de integração - termo regional, resultante da heterogeneidade de distribuição das partículas, a longo prazo, no material;
- E_{a3} : erro de periodicidade, resultante de eventuais variações periódicas da característica de interesse no material;
- E_{a4} : erro fundamental, resultante da heterogeneidade de constituição do material.
- Depende fundamentalmente da massa da amostra e, em menor instância, do material amostrado. É o erro que se comete quando a amostragem é realizada em condições ideais;
- E_{a5} : erro de segregação, resultante da heterogeneidade de distribuição localizada do material;
- E_{a6} : erro de delimitação, resultante da eventual configuração incorreta da delimitação da dimensão dos incrementos;
- E_{a7} : erro de extração, resultante da operação de tomada dos incrementos.

O erro de preparação é o somatório de cinco erros independentes, provenientes das operações de redução de granulometria, homogeneização e quarteamento a que a amostra primária é submetida, pela Equação (03).

$$E_p = E_{p1} + E_{p2} + E_{p3} + E_{p4} + E_{p5} \quad (03)$$

Onde:

- Ep1: perda de partículas pertencentes à amostra;
- Ep2: contaminação da amostra por material estranho;
- Ep3: alteração não intencional da característica de interesse a ser medida na amostra final;
- Ep4: erros não intencionais do operador (como a mistura de subamostras provenientes de diferentes amostras);
- Ep5: alteração intencional da característica de interesse a ser medida na amostra final.

Os erros Ea1, Ea2, Ea3, Ea4 e Ea5 podem ser definidos quantitativamente. Suas médias e variâncias podem ser estimadas a partir de resultados de experimentos variográficos.

Os erros Ea6, Ea7 e Ep não podem ser estimados experimentalmente. Todavia, é possível minimizá-los e, em alguns casos, eliminá-los, evitando assim os erros sistemáticos indesejáveis.

O estudo das técnicas de amostragem tem por objetivo minimizar os erros cometidos nas etapas de amostragem propriamente dita e de preparação da amostra primária.

Os erros mais comuns praticados na preparação de amostra são exemplificados a seguir:

- Perda de partículas pertencentes à amostra, como por exemplo, o material retido nos amostradores;
- Contaminação da amostra na preparação, por material estranho, como por exemplo, o resultante do desgaste dos instrumentos/equipamentos utilizados, da não limpeza prévia dos mesmos (ferrugem, minério estranho, poeira etc). Quando a contaminação por ferro na amostra é crítica, utiliza-se gral de ágata ou moinho com discos ou bolas de porcelana;
- Alteração de uma característica a ser analisada, como por exemplo, quando o parâmetro de interesse é a umidade, e o operador deixa a amostra exposta a uma fonte de calor ou de umidade;

- Erros não intencionais do operador, como misturar sub-amostras de diferentes amostras, etiquetar erradamente etc.
- Erros intencionais, como alterar o teor ou outro parâmetro importante (salgar a amostra).
- O erro fundamental é o único erro que não pode ser evitado, pois teoricamente a massa ideal da amostra seria aquela que englobasse todo o seu universo. Para que se possa trabalhar com uma amostra de massa menor, normalmente é necessário diminuir a sua granulometria. De uma maneira geral, a redução da granulometria pode ser realizada como segue:
 - Até cerca de 50,8 mm, utilizam-se britadores de mandíbulas;
 - De 50,8mm até 1,2mm, britadores cônicos ou de rolos;
 - Abaixo de 1,2mm, moinho de barras ou bolas, moinho de discos, pulverizadores ou trituradores manuais.

4. COMINUIÇÃO

Cominuição ou fragmentação é o conjunto de operações de redução de tamanhos de partículas minerais, executado de maneira controlada e de modo a cumprir um objetivo pré-determinado. Isto inclui as exigências de controlar os tamanhos máximos dos produtos e de evitar a geração de quantidades excessivas de finos (CHAVES; PERES, 2006).

As operações de cominuição se fazem necessárias na realidade industrial por diversas razões tais como: permitir o manuseio do material de mineração que precisa ter seu volume reduzido para poder ser movimentado, para permitir o transporte contínuo em correias transportadoras, para permitir a utilização do minério, para liberar as partículas dos minerais úteis e dos minerais de ganga e permitir a sua separação através dos processos de concentração, em concentrados, rejeitos e produtos intermediários. (CHAVES; PERES, 2006).

O processo elementar para redução de tamanho de partículas é a quebra, que tem como resultado a formação de fragmentos de diferentes tamanhos e de forma irregular (WELLENKAMP, 1999). Como se percebe na Figura 10.

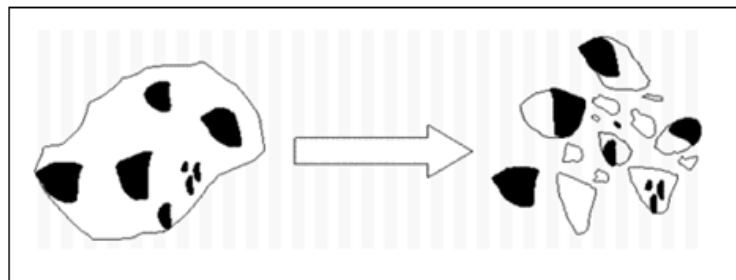


Figura 10 - Redução de tamanhos

Fonte: PEREIRA (2004).

Um material ideal se rompe quando o limite de ruptura é ultrapassado. Isto é, quando se rompem todas as ligações atômicas de certo plano. Isso não ocorre facilmente com rochas e minerais, pois eles são materiais heterogêneos, anisotrópicos e contém falhas, fraturas, tanto em escala micro quanto macroscópica (WILLS, 2007).

A importância da operação de fragmentação pode ser percebida em toda a sua magnitude, se for destacado o fato que maior parte da energia gasta no processamento de minérios é absorvida pela fragmentação. Isso nos leva a supor que grande parte dos custos operacionais de uma usina de tratamento de minérios se deve a fragmentação. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

A energia mecânica necessária a fragmentação é aplicada por meio dos seguintes mecanismos: esmagamento ou compressão, impacto e atrito.

A abrasão é considerada por alguns autores como um quarto mecanismo de importância em alguns casos especiais de moagem. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

4.1 MECANISMOS DE FRAGMENTAÇÃO MINERAL

4.1.1 Impacto (ou choque)

- É o mais eficiente em termos de utilização de energia;
- Ocorre quando as forças de fragmentação são aplicadas de forma rápida e intensidade muito superior à resistência das partículas;
- Faz uso, em geral da energia cinética de corpos em movimentos cadentes.

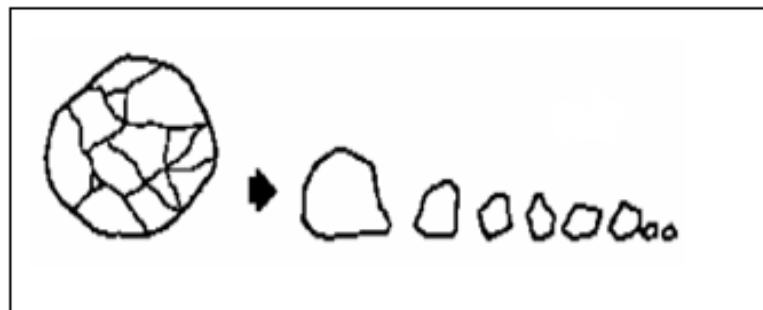


Figura 11 - Fragmentação por impacto

Fonte: PEREIRA (2004)

4.1.2 Compressão (ou esmagamento)

- É a mais comum, desde blocos da ordem de metros até partículas micrométricas;
- Ocorre quando forças de compressão são aplicadas de maneira lenta e progressiva, permitindo-se que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado;
- Em geral, as forças de compressão aplicadas são poucos superiores à resistência dos blocos rochosos ou partículas;
- Gera um número reduzido de fragmentos homogêneos de tamanhos intermediários.

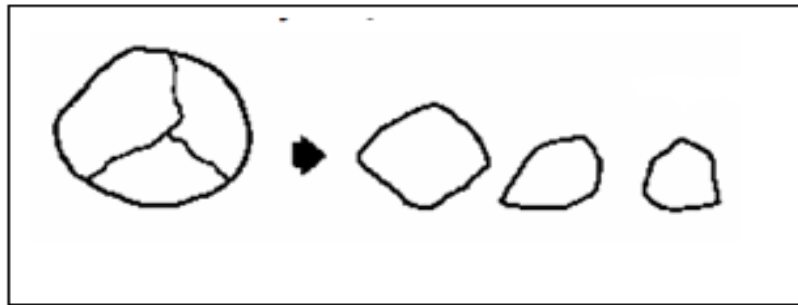


Figura 12 - Fragmentação por compressão

Fonte: PEREIRA (2004)

4.1.3 Cisalhamento (ou atrito)

- Leva a um consumo alto de energia e a uma alta produção de superfinos;
- As forças aplicadas são insuficientes para provocar fraturas ao longo de toda a partícula;
- Prevalece uma concentração de esforços na área periférica que leva ao aparecimento de pequenas fraturas.

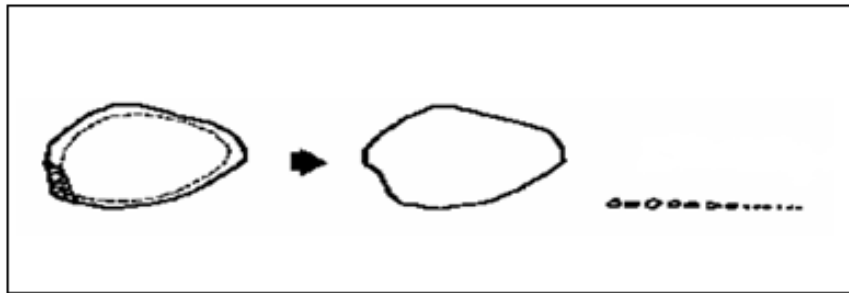


Figura 13 - Fragmentação por cisalhamento

Fonte: PEREIRA (2004).

As operações de cominuição são a britagem e a moagem. Elas são diferentes não só em termos da faixa de tamanhos considerada, como principalmente, dos mecanismos de redução de tamanhos envolvidos. Nos processos de britagem, as partículas grosseiras sofrem a ação de forças de compressão ou impacto. Os processos de moagem se restringem às frações mais finas e utilizam mecanismos de abrasão e arredondamento quebra de arestas (CHAVES; PEREZ,2006).

Para haver uma liberação satisfatória do mineral valioso, é necessário que o minério seja reduzido a uma granulometria fina. Nestas condições, a fragmentação se desenvolve por meio de três estágios, isto é, grossa, intermediária e fina ou moagem. Nos dois primeiros estágios a fragmentação é realizada em britadores, e no último estágio, em moinhos (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

5. BRITAGEM

Segundo Luz, Sampaio e Almeida (2004), Genericamente, britagem pode ser definida como conjunto de operações que objetiva a fragmentação de blocos de minérios vindos da mina, levando-os a granulometria compatíveis para a utilização direta ou para posterior processamento. A britagem é um estágio no processamento de minérios, que utiliza, em sucessivas etapas, equipamentos apropriados para a redução de tamanhos convenientes. É aplicada a fragmentos de distintos tamanhos, desde rochas de 1000 mm até 10 mm (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

Não existe um circuito padrão para britar os diferentes tipos de minérios. Geralmente a operação de britagem é feita dentro dos estágios convenientes. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

A britagem se desenvolve em estágios subseqüentes denominados britagem primária, secundária, terciária e eventualmente quaternária. Em cada estágio, obtém-se uma determinada relação de redução, definida pelo quociente da dimensão da alimentação pela dimensão do produto. A relação ideal é a de 4 para 1. Os mecanismos envolvidos compreendem basicamente impacto, compressão e cisalhamento. Os equipamentos tradicionalmente utilizados são os britadores giratórios, de mandíbulas, cônicos, de rolos e de impacto (horizontal e vertical) (DUTRA, 2008).

5.1 BRITAGEM PRIMÁRIA

Os britadores empregados são de grande porte e sempre operam em circuito aberto e sem o descarte (escalpe) da fração fina contida na alimentação. A britagem primária é realizada a seco e tem uma razão de redução de 8:1.

5.2 BRITAGEM SECUNDÁRIA

Segundo Luz, Sampaio, Almeida, (2004), entende-se por britagem secundária, de forma geral, todas as gerações de britagem subsequentes à primária.

Tem como objetivo na maioria dos casos a redução granulométrica do material para a moagem, a razão de redução é de 6:1 ou 8:1. É comum na britagem secundária o descarte prévio da fração fina na alimentação, com finalidade de aumentar a capacidade de produção. Esta operação é chamada “escalpe”.

5.3 BRITAGEM TERCIÁRIA

Em geral é o último estágio de britagem, no entanto, existem usinas com mais de três estágios, cujo fato está ligado a características de fragmentação do material, ou à granulometria do produto final. Os equipamentos em geral utilizados são os britadores cônicos, cuja granulometria máxima do produto obtido está compreendida na faixa de 25 a 3 mm, com uma razão de redução de 4:1 ou 6:1. Estes equipamentos exigem um maior controle de operação, geralmente em circuitos fechados. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

6. MOAGEM

A moagem é o último estágio do processo de fragmentação, compreende as operações de cominuição nas faixas de tamanhos abaixo de 3/4 polegadas. Neste estágio as partículas são reduzidas, pela combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito, a um tamanho adequado à liberação do mineral, geralmente, a ser concentrado nos processos subsequentes. Cada minério tem uma malha ótima para ser moído, dependendo de muitos fatores incluindo a distribuição do mineral útil na ganga e o processo de separação que vai ser usado em seguida (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

A moagem é a área de fragmentação que requer maiores investimentos, maior gasto de energia e é considerada uma operação importante para o bom desempenho de uma instalação de tratamento (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

No custo de processamento de minério de cobre, desde a mina até o embarque do concentrado, esta operação unitária, contribui com 40% dos custos totais (CHAVES; PERES, 2006).

Os equipamentos de moagem que são de longe os mais importantes responsáveis pela imensa maioria das utilizações industriais, são os moinhos de carga cadente: moinho de barras, de bolas e de seixos. (CHAVES; PERES, 2006).

6.1 CORPOS MOEDORES

Corpos moedores são materiais usados com objetivos de fragmentação. Os corpos moedores são elevados pelo movimento da carcaça até certo ponto de onde caem, seguindo uma trajetória parabólica, sobre os outros corpos que estão na parte inferior do cilindro e sobre o minério que ocupa os interstícios dos corpos moedores. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

A carga pode ser feita de barras, bolas, cylpebs ou seixos (pebbles). Barras e bolas são mais usadas. Cylpebs, em princípio, são peças metálicas cilíndricas ou tronco-cônicas usadas

em lugar das bolas. Os seixos são usados quando o material a ser moído não pode ser contaminado como o ferro proveniente da abrasão dos corpos moedores (CHAVES; PERES, 2006).

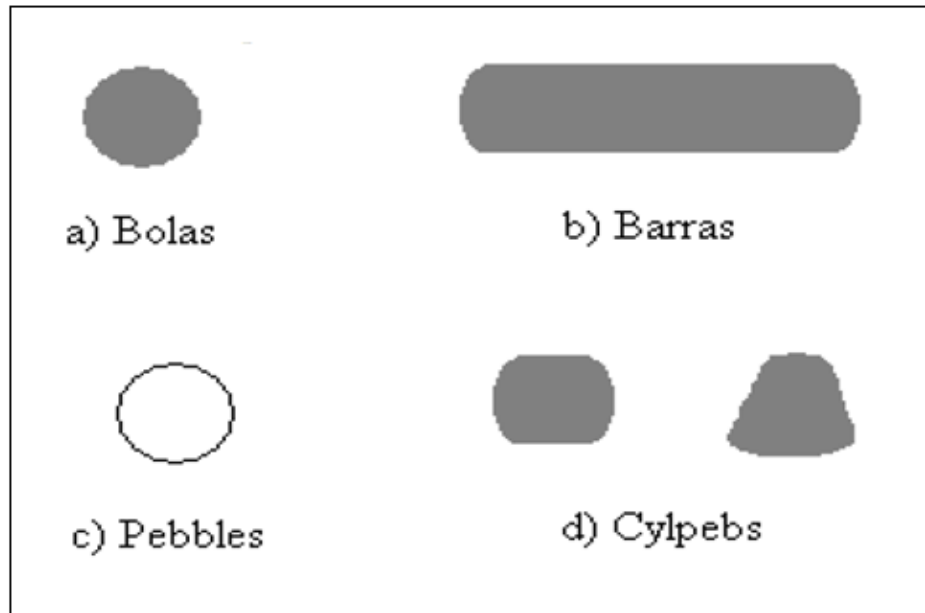


Figura 14 - Corpos moedores

Fonte: PEREIRA (2004).

Vários materiais podem ser usados como corpos moedores, tais como: ligas metálicas (aço, ferro fundido), cerâmicas (alumina, zirconita, zircônia), e polímeros (SILVA, 2009).

6.1.1 Dinâmica interna dos moinhos de carga cadente

Os corpos moedores são elevados pelo movimento da carcaça até certo ponto de onde caem, seguindo uma trajetória parabólica, sobre as outras bolas que estão na parte inferior do cilindro e sobre o minério que ocupa os interstícios das bolas. As bolas acompanham o movimento da carcaça e impelidas pela força centrífuga percorrem uma trajetória circular. Enquanto a força centrífuga for maior que a força da gravidade, as bolas permanecem nesta trajetória. No momento que o componente da força da gravidade que se opõe a força centrífuga e for maior que esta, as bolas abandonam a trajetória circular e passam a seguir uma trajetória parabólica mostrada na figura (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

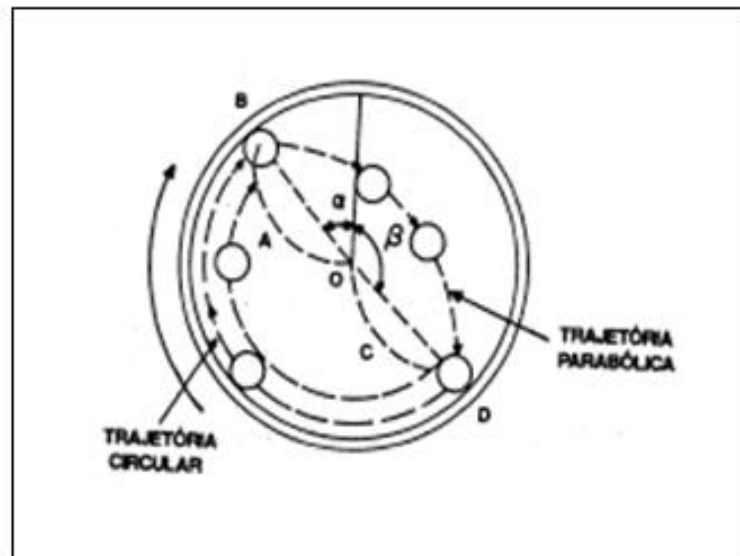


Figura 15 - Velocidade crítica do moinho

Fonte: LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA (2004)

6.1.2 Regime de operação do moinho

A velocidade de rotação, o fator de enchimento (isto é, o volume ocupado pelas bolas e relação ao volume do moinho) e mais outros fatores determinam o regime de operação do moinho. Tem-se então, dois regimes no moinho: cascata e catarata. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

Na moagem em cascata, a velocidade baixa do moinho e o alto fator de enchimento fazem com que as bolas ao alcançarem certa altura rolem sobre as outras não havendo quase impacto e moagem se dá por abrasão ou atrito. Devem-se usar bolas de diâmetros menores. Este regime é adequado para a obtenção de um produto final com granulometria fina. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

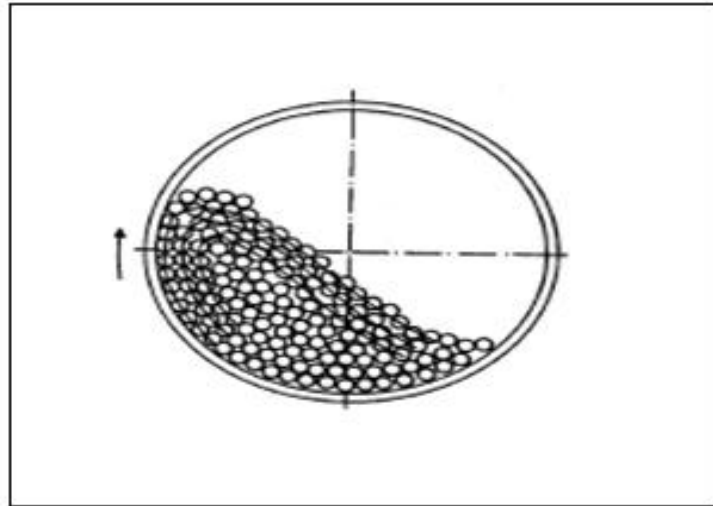


Figura 16 - Moagem em regime de cascata

Fonte: LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA (2004)

Na moagem em catarata, conforme aumenta a velocidade de rotação do moinho, as bolas passam a ser lançadas pra cima e a percorrer uma trajetória parabólica, caindo sobre as outras bolas e sobre a polpa causando fragmentação por impacto. Devem-se usar bolas maiores para aumentar ainda mais a energia do meio moedor e baixo fator de enchimento (menos bolas). Este regime é adequado para a fragmentação de material mais grosso e para evitar a produção de finos. (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004).

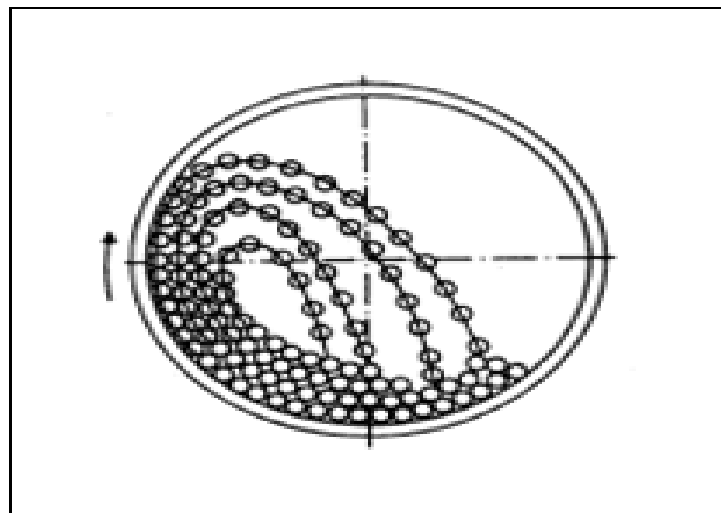


Figura 17 - Moagem em regime de catarata

Fonte: LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA (2004)

Aumentando ainda mais a velocidade de rotação, as bolas ultrapassam o leito de bolas e começam a cair sobre o revestimento do lado oposto. Essa situação é altamente indesejável,

pois não se traduz em moagem efetiva do minério, significando apenas aumento do desgaste dos corpos moedores e do revestimento do moinho, aumento do nível de ruído e aumento do consumo de energia. Há também o risco de fraturas do revestimento. (CHAVES; PERES, 2006).

Aumentando mais ainda esta rotação, chega-se a uma situação em carga é centrifugada contra a carcaça do moinho e fica estacionária e ralação a esta. Esta rotação é chamada de “velocidade crítica” e a rotação do moinho é sempre referida como a porcentagem deste valor a que o moinho está operando. É dada pela Equação (04):

$$VC = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{2g}{D}} \quad (04)$$

Onde:

g = aceleração da gravidade;

D = diâmetro do moinho;

Ou seja, é proporcional ao inverso da raiz quadrada do diâmetro do moinho (CHAVES; PERES, 2006).

6.1.3 Energia e economia (cominuição).

Segundo Delboni (2008), energia despendida nos processos de fragmentação e os esforços mecânicos, aos quais os equipamentos são submetidos modulam os custos de operação e investimentos em circuitos industriais de britagem e moagem. Nesse contexto, a melhoria no aproveitamento de energia utilizada em fragmentação apresenta impactos não apenas nas margens de lucro do empreendedor, mas também na demanda global de energia.

Outro aspecto que merece atenção é que o produto fragmentado influencia diretamente o rendimento de processos subsequentes de concentração. O melhor aproveitamento de recursos naturais não renováveis é, portanto, função da distribuição granulométrica resultante do circuito de cominuição adotado.

Os custos associados à fragmentação de minérios são função, entre outros aspectos, da granulação requerida e acompanham o consumo de energia específica. Seguindo a divisão clássica da fragmentação em operações de desmonte, britagem e moagem, a energia específica aumenta em uma ordem de magnitude nessa seqüência. Assim, enquanto operações de desmonte de rocha, por explosivo, consomem cerca de 0,1 kWh/t, em britadores o índice eleva-se para magnitudes de 1 kWh/t, atingindo valores da ordem de 10 kWh/t em circuitos de moagem. Em etapas conhecidas como pulverização, moagem fina ou micronização, o consumo específico pode atingir até 100 kWh/t (DELBONI, 2008).

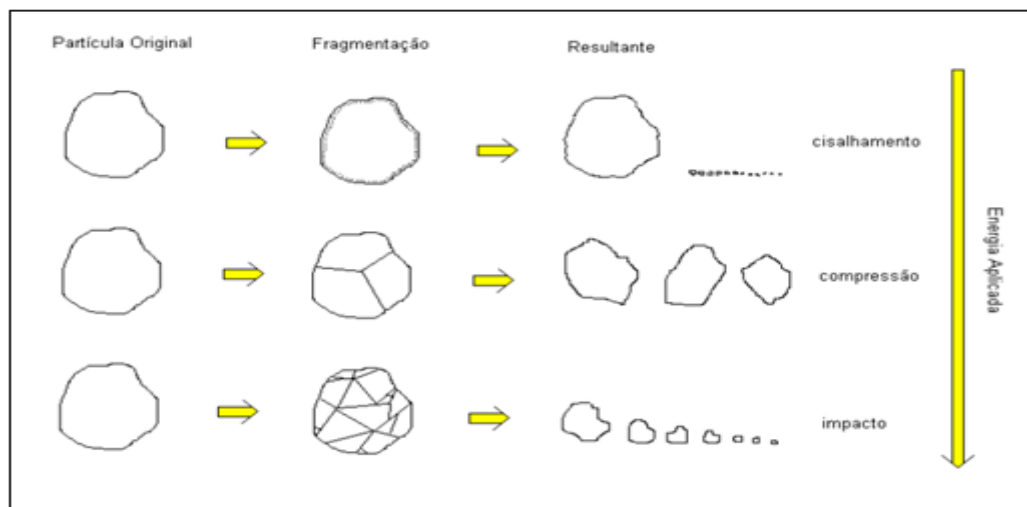


Figura 18 – A percepção da energia aplicada no processo de fragmentação.

Fonte: PEREIRA (2004).

7. CLASSIFICAÇÃO E PENEIRAMENTO

7.1 CLASSIFICAÇÃO

Em termos conceituais, classificação é a separação de uma população original (denominada “alimentação”) em duas outras populações, que diferem entre si pela distribuição relativa dos tamanhos das partículas que as constituem: uma população, grossa, que é composta predominantemente pelas partículas correspondentes as dimensões presentes na alimentação; outra, fina, que contém predominantemente de menores dimensões presentes na alimentação (CHAVES; PERES, 2006).

Em termos de processo, o classificador (Figura 19) é um equipamento que recebe uma alimentação, composto de partículas de diferentes tamanhos, e a separa em duas frações ou produtos: “underflow”, que contém maior proporção das partículas mais grosseiras, e o “overflow”, onde se concentram as partículas de menores dimensões (CHAVES; PERES, 2006).

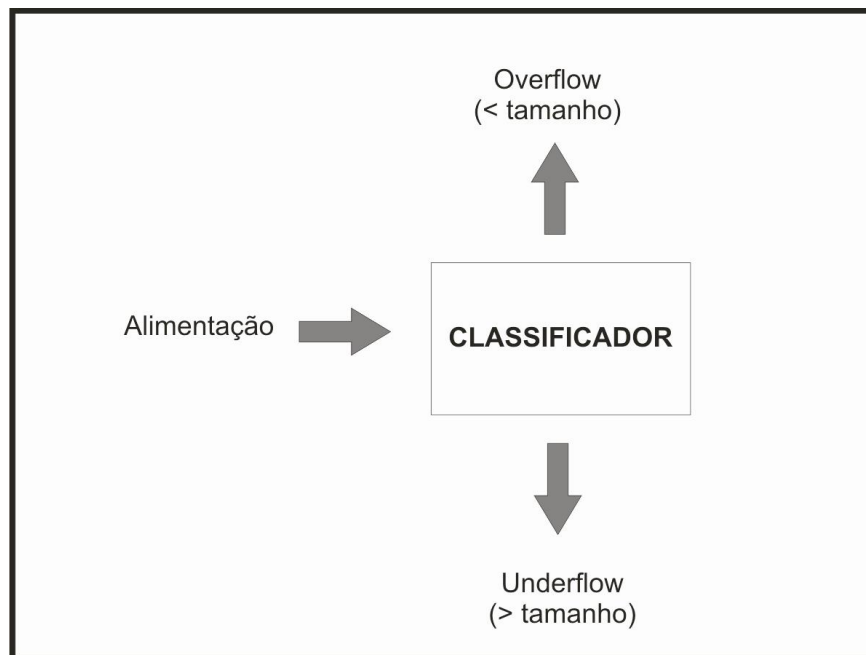


Figura 19 – Classificador (esquemático)

Fonte: VALADÃO; ARAÚJO, 2007.

7.1.1 Classificação por hidrociclonação

Embora a existência dos hidrociclones reporte a 1890, somente a partir de 1940 iniciou-se a fabricação desse equipamento com tecnologias avançadas. Nos anos seguintes, milhares de hidrociclones foram instalados e hoje esses equipamentos são considerados padrões em muitas empresas. Trata-se de um equipamento versátil, de capacidade elevada e sem partes móveis.

Segundo Luz, Sampaio e Almeida (2004), as principais vantagens apresentadas pelos hidrociclones: capacidade elevada em relação ao seu volume e à área ocupada; controle operacional relativamente simples; custo de investimento pequeno; operação relativamente estável e entra em regime em curto intervalo de tempo.

No entanto apresenta as seguintes desvantagens: não possibilitam realizar ajustes para minimizar os efeitos causados pelas oscilações na alimentação; para se ter um controle efetivo no processo, geralmente é necessárias instalações sofisticadas; se o minério for abrasivo, o custo de manutenção das bombas e dos hidrociclones poderá ser relativamente elevado; eficiência de classificação menor que dos classificadores espirais.

Os hidrociclones são alimentados com polpa de minério, resultando como produtos o *underflow* e o *overflow*. O primeiro contém a maior parte das partículas grossas que foram alimentadas e o segundo engloba a maioria das partículas finas, que foram classificadas. Basicamente um hidrociclone consiste de uma parte cilíndrica seguida de uma parte cônica que possui, em seu vértice, uma abertura, denominada *apex*, pela qual descarrega o *underflow*. A alimentação é introduzida tangencialmente à seção cilíndrica, em que há um tubo coaxial denominado *vortex finder*, pelo qual é descarregado o *overflow* (CARRISSO, 2004).

Não é, portanto, o tamanho das partículas individuais que é diferente em cada produto, mas a distribuição relativa das partículas com esses tamanhos é que distingue o *overflow* do *underflow*. Falando em termos probabilísticos, poderíamos afirmar que no produto grosseiro a probabilidade de encontrar tamanhos maiores é elevada e que correspondentemente, a probabilidade de encontrar tamanhos menores é pequena (CHAVES; PERES, 2006).

7.1.1.1 O mecanismo de funcionamento de um hidrociclone

Hidrociclones são equipamentos que se utilizam de um campo centrífugo para promover a separação, quer seja entre sólido e líquido, ou até mesmo entre líquido e líquido. Uma alimentação, dotada de energia de pressão, é injetada tangencialmente no topo da parte cilíndrica do hidrociclone, induzindo o fluido a realizar, ao longo de sua trajetória, um movimento rotacional. O movimento rotacional do fluido, ao longo de seu percurso, gera acelerações centrífugas diretamente atuantes nas partículas presentes no meio, forçando-as a moverem-se em direção à parede do equipamento (PEREIRA, 2011).

À medida que o fluido entra na parte cônica do hidrociclone, maiores são as componentes de velocidade do fluido (axial, radial e tangencial), já que a seção disponível ao escoamento vai se reduzindo.

Uma vez que a abertura do *underflow* é relativamente pequena, este permite que apenas parte da suspensão inicialmente alimentada no hidrociclone seja descarregada. Diante disso, a parcela que não é descarregada no *underflow* migra para o centro do eixo do equipamento (vortex), formando um vórtice interno direcionado para cima e com movimento rotacional inverso àquele criado pelo primeiro vórtice (SILVÉRIO; VIEIRA; BARROZO, 2005).

A Figura 20 mostra a trajetória da suspensão no interior de um hidrociclone convencional. A alimentação da suspensão, sob pressão, é feita tangencialmente no topo da câmara cilíndrica do hidrociclone, provocando um movimento rotacional, o que gera acelerações centrífugas várias vezes maior que a aceleração gravitacional, que atuam diretamente nas partículas presentes na suspensão.

Dessa forma, as partículas maiores e mais densas tendem a se movimentar em direção à parede do equipamento, de onde são conduzidas num movimento espiral descendente até a saída inferior chamada *underflow*. As partículas menores e menos densas tendem a migrar em direção ao centro do equipamento adquirindo um movimento espiral ascendente e são conduzidas até a saída superior chamada *overflow*.

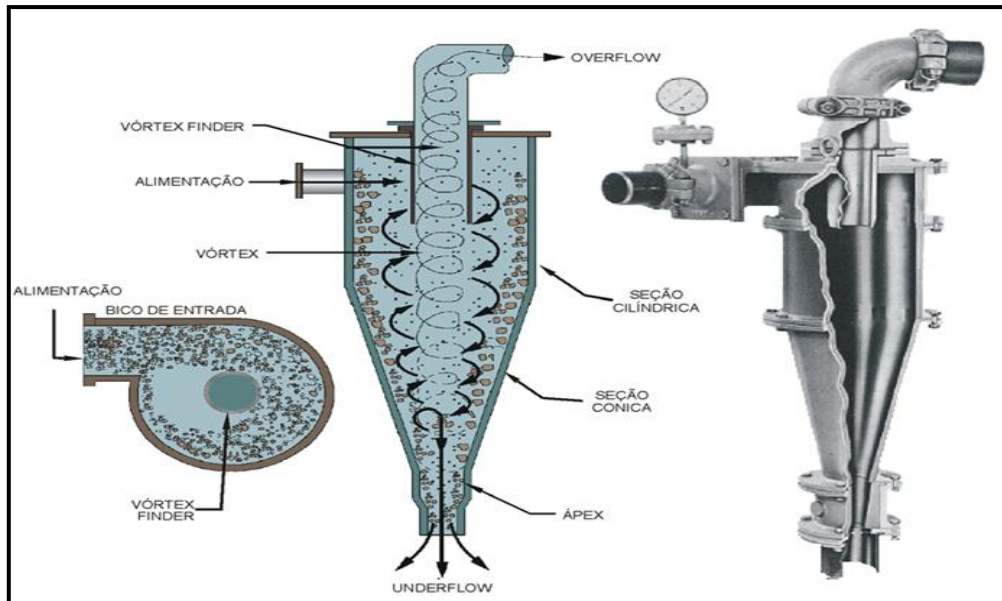


Figura 20 – Trajetória da suspensão no interior de um hidrociclone convencional.

Fonte: IMBELLONE (2009)

7.1.2 Influência dos parâmetros na classificação por hidrociclone

Na operação do hidrociclone há uma regra, quase universal, para utilização do P_{50} , como diâmetro de corte na classificação, mais conhecido como d_{50} , isto é, o diâmetro ou tamanho de partículas com 50% de probabilidade de ir para o *underflow* ou *overflow*, durante a classificação. A determinação desse valor dá-se por meio da análise granulométrica, em laboratório, com amostras dos fluxos da alimentação e *underflow*. Os resultados das análises granulométricas são plotados em um gráfico, em que, no eixo das abscissas estão os tamanhos das partículas em micrômetros e, no eixo das ordenadas, estão os valores da recuperação no *underflow*. A curva obtida é chamada de curva de partição, na qual se determina o diâmetro (μm) medido de partição, conforme ilustrado na Figura 21 (SAMPAIO; OLIVEIRA; SILVA, 2007).

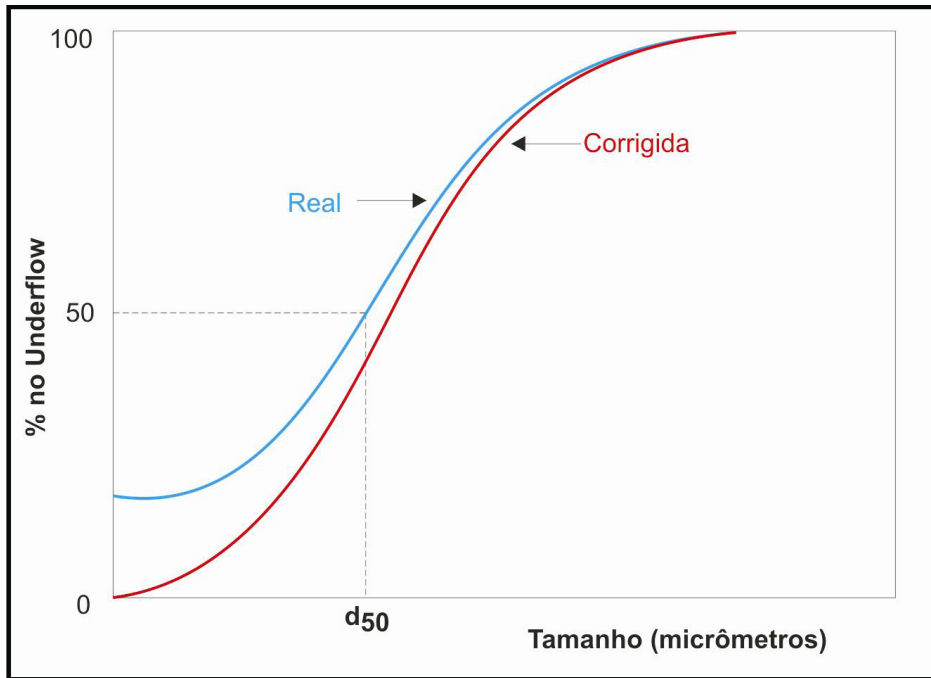


Figura 21 – Curvas de partição real e corrigida de um hidrociclone.

Fonte: VALADÃO; ARAÚJO, 2007.

Uma forma de correção, sugerida por Kelsall, é que se R_f corresponde à fração de água da alimentação que se dirige ao *underflow* por meio de um desvio (*bypass*), R_f por cento de todos os tamanhos de partículas são arrastados para o *underflow*. Com isto, torna-se possível determinar a curva de partição e o seu d_{50} corrigido (CORREIA, 2010).

Cada ponto da curva é calculado pela Equação (05):

$$Y_{(i)} = \frac{W_u M_u}{W_f M_f} \quad (05)$$

Onde:

$Y_{(i)}$ = fração do material na classe de granulometria;

W_u e W_f = fração em peso de cada classe de granulometria no *underflow* e na alimentação, respectivamente;

M_u e M_f = vazão em peso do material seco no *underflow* e na alimentação, respectivamente.

O cálculo dos pontos corrigidos é dado pela Equação (06):

$$Y_{(i)c} = \frac{Y_{(i)} - R_f}{100 - R_f} \cdot 100 \quad (06)$$

Sendo:

$$R_f = \frac{\frac{S}{1+S} - R_S \frac{\Phi}{100}}{1 - \frac{\Phi}{100}} \quad (07)$$

Onde:

S = razão entre as vazões volumétricas de polpa do *underflow* e do *overflow*;

Φ = percentagem de sólidos em volume (*vol. sólido/vol. sólido + vol. água*).

$$R_S = \frac{M_u}{M_f} \quad (08)$$

Segundo CORREIA (2010) outro tipo de curva de partição é a denominada curva padrão de partição proposta por Lynch e Rao, que por meio de inúmeras investigações mostraram que esta curva para um dado material, independe do tamanho do hidrociclone, do *vortex finder*, do *apex* e das condições operacionais. Com isto, é possível determinar uma curva padrão de partição de um material em um hidrociclone de pequenas dimensões (em escala piloto) e prever resultados em escala industrial.

A equação que define essa curva é dada pela Equação (09):

$$Y_{(i)} = \frac{\exp(\alpha x_i) - 1}{\exp(\alpha x_i) + \exp(\alpha) - 2} \quad (09)$$

Onde:

$$i = d_i / d_{50c};$$

α = inclinação da curva de partição.

A Figura 22, mostra a influência do aumento de (α) na curva de partição reduzida.

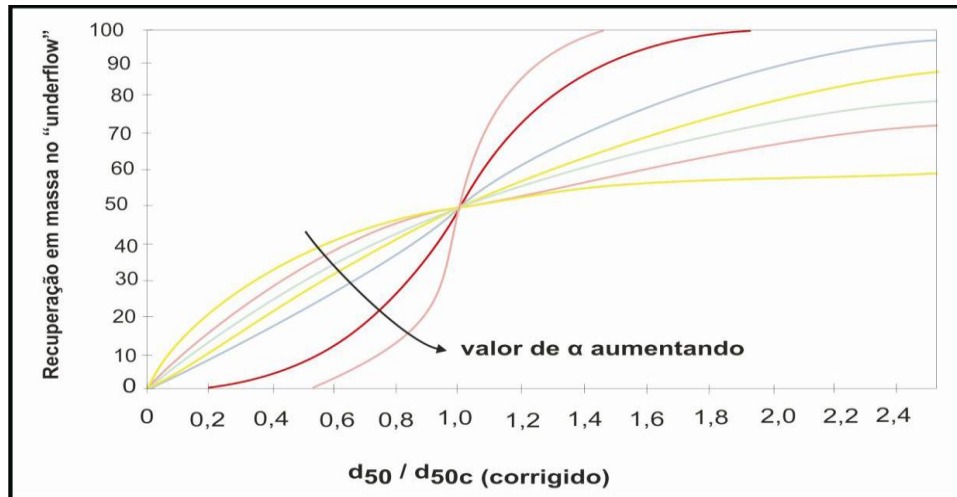


Figura 22 – Influência do aumento de α na curva padrão de partição.

Fonte: LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004.

Quanto maior o valor de (α), mais eficiente é a separação. O valor mais comum de (α) é em torno de 4.

A Figura 23, mostra uma classificação ideal, onde todas as partículas com tamanhos superiores e inferiores a (d_{50c}) dirigem-se, respectivamente, para o *underflow* e o *overflow*, entretanto isso não ocorre na prática. Devido à imperfeição no processo de classificação do hidrociclone, a curva fica inclinada, formando áreas denominadas material deslocado, constituídas por partículas finas que se dirigem ao *underflow* e partículas grossas ao *overflow*. Essa imperfeição é medida com auxílio da seguinte relação (CORREIA, 2010). Equação (10).

$$I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2d_{50c}} \quad (10)$$

Onde:

I = Imperfeição;

d_{75} = Probabilidade de 75% da alimentação ir para o underflow;

d_{50} = Probabilidade de 50% da alimentação ir para o underflow e 50% para o overflow;

d_{25} = Probabilidade de 25% da alimentação ir para o underflow.

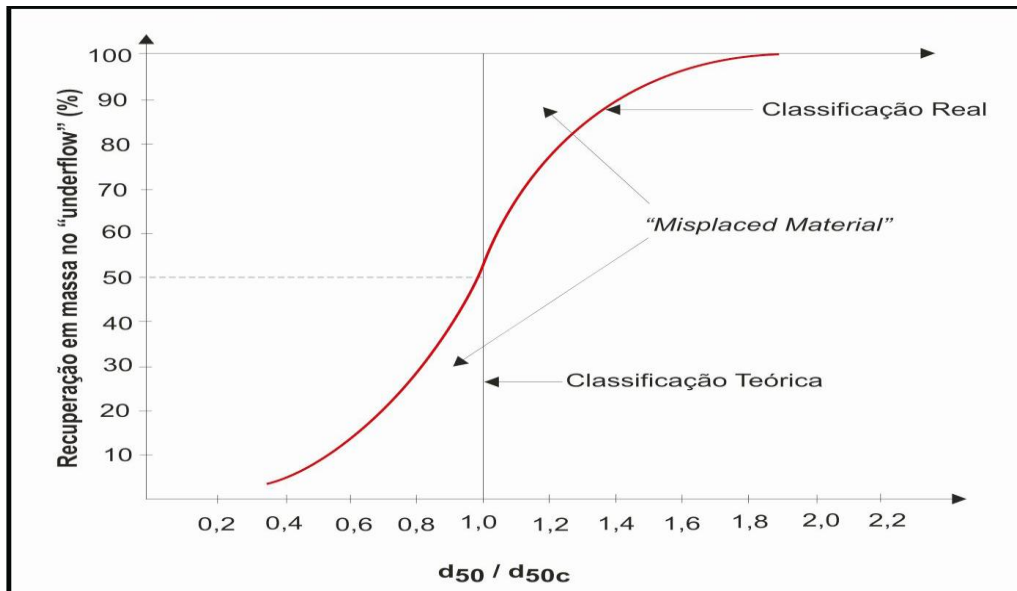


Figura 23 – Classificação teórica, classificação real e material deslocado no hidrociclone

Fonte: CORREIA (2010).

A eficiência de classificação aumenta na medida em que I (Imperfeição) se aproxima de zero. A Figura 24 mostra a variação de eficiência para diferentes curvas de partição com o mesmo d_{50c} .

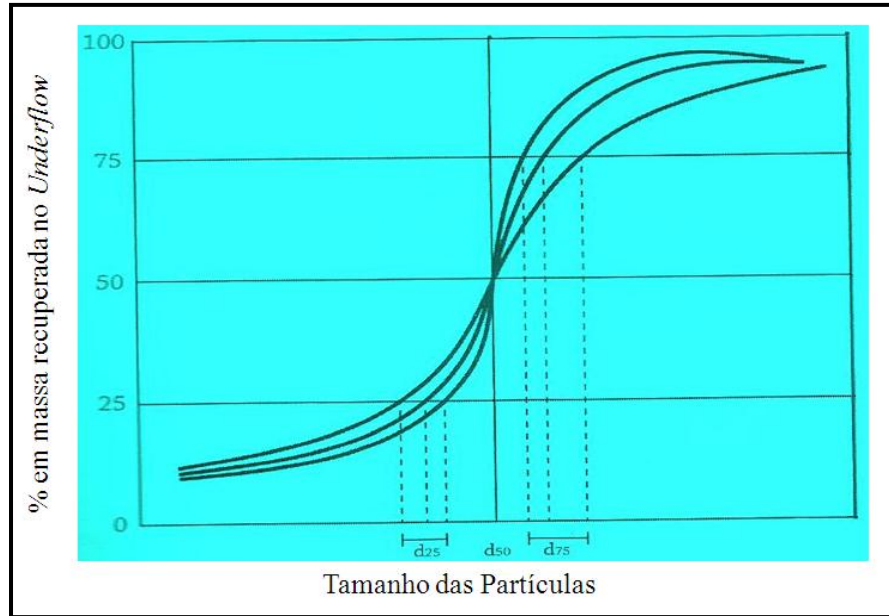


Figura 24– Diferentes eficiências de separação para um mesmo valor de d_{50} .

Fonte: VALADÃO; ARAUJO (2007).

A eficiência de separação pode ser obtida pela Equação (11);

$$E = \frac{d_{25}}{d_{75}} \quad (11)$$

Onde:

E = Eficiência de Separação;

d_{25} = Probabilidade de 25% da alimentação ir para o underflow;

d_{75} = Probabilidade de 75% da alimentação ir para underflow.

A eficiência de separação pode assumir valores entre 0 e 1. Valores próximos de 0 indicam uma baixa eficiência de separação; a eficiência igual a 1 indica uma classificação perfeita no tamanho de corte d_{50} (VALADÃO; ARAÚJO, 2007).

8. PENEIRAMENTO

Peneiramento é a operação de separação de uma população de partículas em duas frações de tamanhos diferentes, mediante a sua apresentação a um gabarito de abertura fixa e predeterminada. Cada partícula tem as possibilidades de passar ou ficar retidas. Os dois produtos chamam-se “oversize” ou retido e “undersize” ou passante (CHAVE; PERES, 2006).

No peneiramento a úmido adiciona-se água ao material a ser peneirado com o propósito de facilitar a passagem dos finos através da tela de peneiramento, o peneiramento industrial a úmido é normalmente aplicado até 0,4 mm, mas recentemente tem sido possível peneirar partículas mais finas, da ordem de 50 μm . Os peneiramentos industriais a seco são realizados, normalmente, em frações granulométricas de até 6 mm. Entretanto, é possível peneirar a seco com eficiência razoável em frações de até 1,7 mm (LUZ; SAMPAIO; ALMEIDA, 2004)

8.1 MECANISMOS DO PENEIRAMENTO

O funcionamento de uma peneira e o comportamento das partículas em relação à peneira deve ser considerado de dois pontos de vista: o do conjunto de partículas e o de cada partícula individualmente (CHAVES; PERES, 2006).

8.1.1 Comportamento coletivo

De acordo com Chaves e Perez (2006), para poder peneirar, uma peneira deve exercer três ações independentes e distintas sobre a população de partículas que é alimentada a ela:

Deve transportar as partículas de uma extremidade do deck até a outra, deve estratificar o leito de modo que as partículas maiores fiquem por cima e os menores por baixo.

Como já vimos, a inclinação do deck afeta a altura do leito sobre ele e o ideal seria poder aumentar a inclinação até ter um leito cuja a espessura fosse a de uma partícula e então o peneiramento seria imediato, pois todas as partículas estariam sobre a tela, mas isto é impossível.

Na prática o leito, quando alimentado sobre o deck está todo misturado, com partículas grossas e finas em todas as posições. A estratificação ocorre porque as partículas grossas e finas têm massas diferentes.

O deck transmite uma velocidade v para cada partícula. Esta velocidade é a mesma, porque a massa do deck é infinita em relação a cada partícula. Cada partícula adquire uma quantidade de movimento mv , que é o produto de sua massa pela velocidade adquirida. As partículas maiores têm quantidades de movimento maiores e por isso são lançadas mais longe, e acabam ficando na porção superior do leito. Com as partículas menores ocorre o inverso, estratificando-se o leito desta forma.

Esta estratificação dá chance às partículas menores de se apresentarem-se à tela e passarem ou não através dela, o que constitui o peneiramento propriamente dito.

9. MATERIAIS E MÉTODOS

Todos os trabalhos analisados foram realizados na Usina e no Laboratório de Tratamento de minérios da Universidade Federal Do Pará – Campus Sul e Sudeste do Pará.

9.1 BRITAGEM E PENEIRAMENTO

O minério em estudo foi cedido pela empresa Vale - GAROY (Gerência de Processo de cobre) - Projeto Sossego. Foram cedidos aproximadamente 400 kg de cobre, em blocos de rocha com uma média de 30 cm de diâmetro. Para o estudo foram usados 180 kg de amostra e fragmentado manualmente até 9 cm de diâmetro, em seguida, o material foi britado por um britador de mandíbulas de marca Engendrar e modelo 1208. Após a britagem foram realizados oito peneiramentos, em uma peneira inclinada de marca Engendrar, um com 12 kg de amostra e outros sete peneiramentos, cada um com 24 kg de amostra, gerando aproximadamente na calha de descarga de material passante um produto fino de 18,24 kg ($< 2,3$ mm).

Em seguida, foi realizado um peneiramento em duplicata de 450g do produto fino para verificar a granulometria do material nas malhas de 20, 32,45, 65, 80, 100, 150, 200, 250, 325 e 400# (mesh) durante 10 minutos no agitador de peneiras de marca Betel. Os materiais retidos em cada malha foram pesados e armazenados em sacos plásticos para posterior análise.

Após todo este processo, vários peneiramentos de 10 minutos foram realizados nas malhas de 20, 32, 65, 80, 100, 150, 200, 250, 325 e 400# (aproximadamente 40 peneiramentos). Os materiais retidos nas malhas 20, 32, 65 e 80# foram selecionados para a moagem e posterior hidrociclonagem, representando aproximadamente 92,81% (16,93 kg). Os retidos e passantes de 100# não foram descartados, pois serviram como teste de prova para análises posteriores.

9.2 MOAGEM

Antes do ensaio em hidrociclone foi realizada uma cinética de moagem no moinho de bolas de marca Engendrar. Este ensaio de moagem sugere o tempo de cominuição de uma amostra para uma granulometria desejada, além do controle e sensibilidade de todo processo para o ensaio em hidrociclone.

Para a moagem foram utilizados os materiais retidos nas malhas de 20, 32, 65 e 80#, representando um total de 92,81% (16,93 kg). Esses materiais foram homogeneizados e quarteados em alíquotas de 2 kg (massa constante). Em seguida as amostras foram estocadas para utilização na etapa de moagem. Durante o período de estocagem, deve ser evitada a contaminação ou alteração da amostra.

O tempo de moagem para cada ensaio depende da natureza do minério e é estabelecida pelo pesquisador. Como o minério é friável, foram usados para a realização dos ensaios, os seguintes tempos de moagem: 5; 8; 11; 14; 17; 20 e 23 minutos, variando em intervalos de 3 minutos. Para cada tempo de moagem foi utilizado uma massa constante de 2 kg, representando um total de 14 kg.

Após a moagem transfere-se a amostra do moinho para um recipiente, com o devido cuidado, para evitar perdas durante o manuseio. Em seguida foi feita uma análise granulométrica para cada tempo de moagem.

9.3 DENSIDADE

9.3.1 Densidade do cobre oxidado

A densidade foi realizada em duplicata utilizando o método do picnômetro. Foi utilizada uma pequena quantidade de material, 2% de sólido, haja vista que a densidade

independe da quantidade de amostra para que seja representativa. O picnômetro utilizado foi de 50 mL.

Segundo Sampaio, França e Braga (2007), para utilizar o método do picnômetro exige-se uma balança de precisão, com no mínimo duas casas decimais.

Primeiramente, foi pesado o picnômetro vazio, limpo e seco na estufa a 100 °C e resfriado no dessecador, assim obteve-se o valor de A_1 .

Em seguida, pesou-se o picnômetro cheio com água destilada, assim obteve-se o valor de A_4 .

Com o picnômetro vazio e seco foi adicionado 1g da amostra de cobre, e foi pesado, onde obteve-se o valor de A_2 .

Em seguida, foi adicionado água no picnômetro juntamente com a amostra de cobre, até transbordar, foi seca a parte externa e pesado o mesmo, onde obteve-se o valor de A_3 .

Em seguida foi calculada a densidade real do cobre, através da Equação (13).

$$d_s = \frac{(A_2)-(A_1)}{(A_4+A_2)-(A_1+A_3)} \quad (13)$$

Onde:

d_s = densidade dos sólidos;

A_1 = peso do picnômetro vazio;

A_2 = peso do picnômetro com a amostra;

A_3 = peso do picnômetro com a amostra e a água;

A_4 = peso do picnômetro com água;

9.3.2 Densidade da polpa

Há necessidade de se conhecer a densidade da polpa d_p , trata-se de um parâmetro importante que o pesquisador deverá sempre controlar. Para sua determinação, deve-se antes determinar, por picnometria, a densidade do sólido que compõe a polpa.

A densidade da polpa será calculada pela equação (14) de Determinação da Percentagem de Sólidos (%S).

$$ds = 100 \frac{ds(dp-1)}{dp(ds-1)} \quad (14)$$

Onde:

ds = densidade do sólido;

d_p = densidade da polpa.

10. ENSAIOS EXPERIMENTAIS

10.1 CURVAS DE SEDIMENTAÇÃO

A curva de sedimentação foi analisada em provetas. Para o overflow foi utilizada uma proveta de 2000 mL e para o underflow foi utilizada uma proveta de 1000 mL.

Segundo Sampaio; França e Braga (2007) existem vários fatores que influenciam o processo de sedimentação, tais como a natureza das partículas, o pré-tratamento da polpa e o efeito de concentração de sólidos, porém o processo de sedimentação é regido pela lei de Stokes, a qual considera que a velocidade de sedimentação de uma partícula isolada (v) é função da sua densidade (ρ_s) e do seu diâmetro (D_p), de acordo com a equação (15).

$$v = \frac{(\rho_s - \rho_f)g(D_p)^2}{18\mu} \quad (15)$$

Onde:

ρ_f = massa específica do fluido;

ρ_s = massa específica do sólido ou partícula;

μ = viscosidade do fluido;

10.2 HIDROCICLONAGEM

As amostras usadas nos tempos de moagem (14 kg) foram homogeneizadas, em seguida, fez-se uma análise granulométrica em duplicata de 250 g nas malhas de 60, 80, 100, 150, 200, 250, 325 e 400#, esses materiais serviram como alimentação para o hidrociclone.

Definiu-se que a concentração da polpa seria de 10% de sólido em massa, o ensaio foi conduzido em um Hidrociclone de marca Engendrar modelo: CHP 2,5. O ensaio iniciou com a adição da água e da amostra de cobre, misturados e homogeneizados durante 7 minutos. Em seguida, foi ligada a válvula de fluxo e depois de alguns minutos a válvula de pressão, a pressão chegou a 14 psi.

A vazão do underflow e do overflow foi coletada em um recipiente de plástico, durante 5 segundos. Para evitar erros, foram coletados três pontos para a obtenção de uma vazão média. As vazões do underflow e overflow foram obtidas medindo-se a massa de polpa coletada no recipiente, dividido pelo tempo de amostragem.

Após o término foram pesadas as amostras do underflow e do overflow e deixadas em repouso, e posteriormente foi retirado o excesso de água de cada amostra, e iniciado o procedimento de secagem. Após a secagem, iniciou-se o peneiramento do overflow e do underflow para realizar a análise granulométrica, onde foram utilizadas as faixas granulométricas: 60, 80, 100, 150, 200, 250, 325 e 400#. Os retidos nas malhas foram pesados, para em seguida fazer a análise dos resultados.

11. RESULTADOS E DISCUSSÕES

11.1 BRITAGEM E PENEIRAMENTO

Após a britagem dos 180 kg de amostra, foi obtido na descarga de material passante da peneira inclinada, um produto fino de 18,24 kg ($< 2,3$ mm), ou seja, o britador adquiriu uma eficiência de aproximadamente 10,13%.

11.2 ANÁLISE DA MOAGEM

Para a moagem, foram usados os seguintes tempos de moagem: 5; 8; 11; 14; 17; 20 e 23 minutos, variando em intervalos de 3 minutos, com este intervalo de tempo não percebe-se eficiência na moagem.

Devido à ineficiência dos moinhos pequenos usados em laboratórios, não se recomenda a moagem de amostras com granulometria mais grossa que 1,5 mm. Os moinhos mais recomendados são de barras, bolas ou porcelanas, para o caso das amostras, em que a contaminação é prejudicial às etapas do beneficiamento subsequentes (MOSHER; BIGG, 2002).

A Tabela 3 mostra as características das bolas utilizadas nos testes.

Tabela 3 – Características da carga de bolas utilizadas nos testes.

Nº BOLAS	DIÂMETRO (cm)	PESO (g)	VOLUME (cm^3)
43	3,65	8490,3	1094,2
67	3,02	7447,5	965,77
10	2,51	664,7	82,75
71	1,91	1979	258,9
219	1,2	1820,5	198,04
TOTAL = 410	-	20402	2599,66

Fonte: Universidade Federal do Pará (2011).

Porém, para a análise no gráfico, os tempos variaram em intervalos de 6 minutos, nos seguintes tempos de moagem: 5; 11; 17 e 23 minutos, e chegou-se as seguintes conclusões.

Na Figura 25, foi possível determinar o tempo de moagem necessário á redução granulométrica de uma amostra de cobre oxidado, desde que as condições operacionais sejam mantidas. No ensaio, foi determinado o tempo de moagem para se moer uma amostra do minério. Percebe-se que, em aproximadamente de 100 micrômetros até 550 micrômetros ocorreu redução das partículas nos tempos de moagem, porém, as curvas de 17 e 23 minutos foram semelhantes, ou seja, não houve eficiência, porém, na prática não precisaria moer até 23 minutos para chegar a 100% de passantes, o gasto de energia será maior.

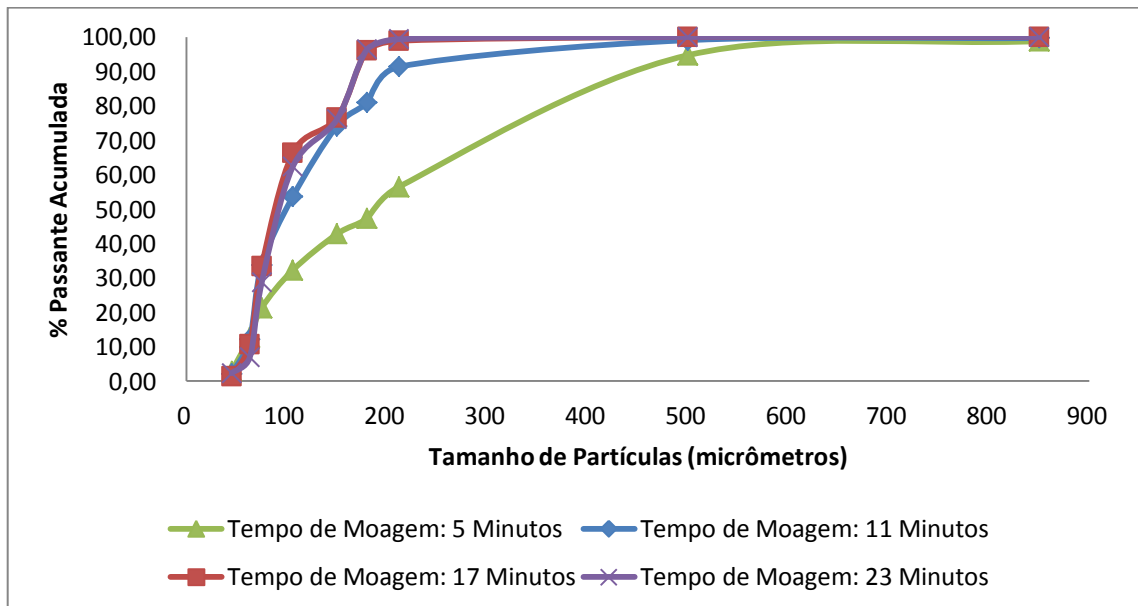


Figura 25 – Tempo de Moagem

Percebe-se também que, a partir 600 micrômetros as curvas para os tempos de moagem foram constantes. Isso significa na prática que, a partir de 600 micrômetros não precisaria moer mais que 5 minutos para chegar a 100% de passantes, o gasto de energia será maior.

11.3 DENSIDADES

11.3.1 Densidade do cobre oxidado

A densidade real do cobre foi determinada pelo método do picnômetro. A densidade média real do cobre oxidado foi de $1,957 \text{ g/cm}^3$.

11.3.2 Densidade da polpa

Para o processo de hidrociclonagem, foi definido que a concentração da polpa teria 10% de concentração de sólido em massa (cobre oxidado). A densidade do sólido fora calculado por picnometria, então, calculou-se a densidade da polpa, $d_p = 1,0005 \text{ g/cm}^3$.

11.4 CURVAS DE SEDIMENTAÇÃO

Durante o ensaio de proveta registra-se o deslocamento da interface superior da polpa com o tempo, cujo dados foram utilizados na construção dos gráficos da Figura 26 e 27.

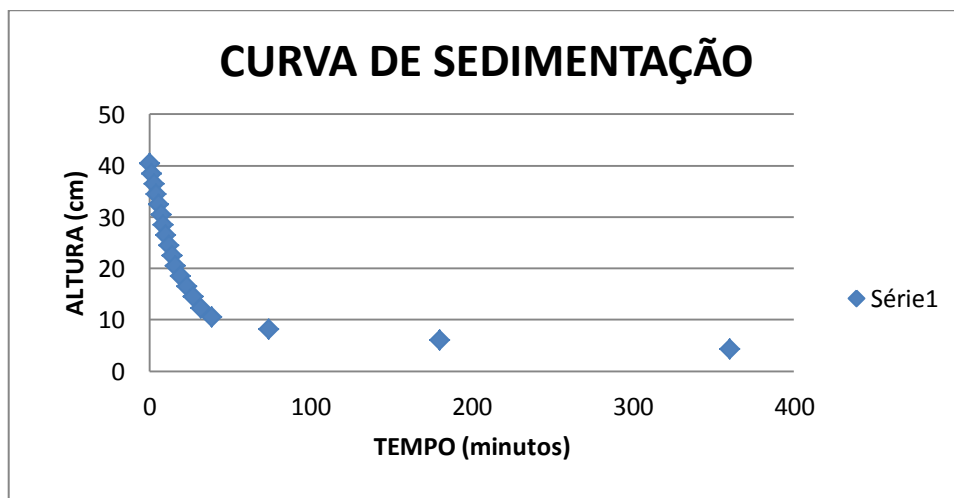


Figura 26 - Curva de sedimentação overflow

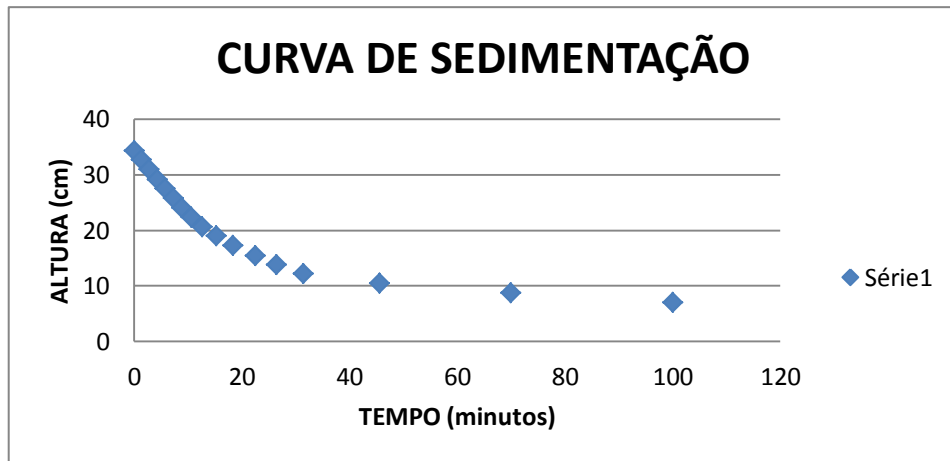


Figura 27 - Curva de sedimentação underflow

11.5 HIDROCICLONAGEM

A Tabela 4 mostra os dados das análises granulométricas do underflow e overflow, com isso têm-se informações suficientes para a construção das curvas de partição experimental e corrigida.

Tabela 4 - Análise granulométrica do underflow e do overflow

	ABERTURA (MESH)	% RETIDA	% RETIDA ACUMULADA
UNDERFLOW	60	1,49 %	1,49 %
	80	7,00 %	8,49 %
	100	5,01 %	13,5%
	150	6,59 %	20,09%
	250	12,00%	32,09%
	325	1,59 %	33,68%
	400	1,79 %	35,47%
	-400	64,53%	100,0%
OVERFLOW	60	0,07 %	0,07%
	80	0,20 %	0,27%
	100	0,16 %	0,43%
	150	0,61 %	1,04%
	250	1,87 %	2,91%
	325	1,00 %	3,91%
	400	1,98 %	5,89%
	-400	94,11%	100,0%

E através dessas análises granulométricas, foi construída a curva de partição real e corrigida, onde se definiu o diâmetro de corte (d_{50}) destes ensaios, ou seja, o tamanho das partículas com 50% de probabilidade de ir para o underflow ou overflow, durante a classificação.

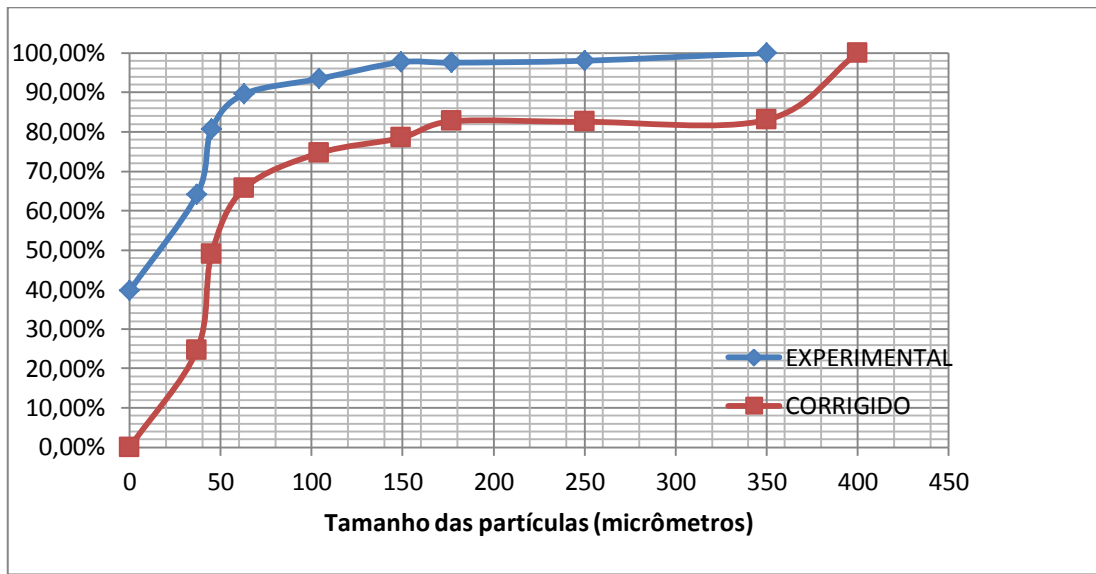


Figura 28 - Curva de partição

A Figura 28 relaciona a porcentagem no underflow e o tamanho das partículas em micrômetros, a curva real não coincide com a curva corrigida, isso significa que a classificação do hidrociclone não atingiu as condições operacionais de uma separação ideal. Pela Tabela 4 podemos observar que o arraste de partículas grossas para o overflow foi uma porcentagem pequena, porém, o arraste de partículas finas para o underflow foi grande, ocasionando uma baixa eficiência da hidrociclonagem.

Também pode-se calcular a eficiência pela curva de partição corrigida, o d_{50} foi de 49 micrômetros, o d_{25} foi de 40 micrômetros e o d_{75} foi de 100 micrômetros. Efetuando o cálculo, obtém-se o valor da eficiência de separação que foi de 0,4, uma eficiência baixa.

12. CONCLUSÃO

Foi importante acompanhar o desenvolvimento do processo de cominuição, as etapas de britagem e moagem, e posterior classificação, hidrociclonagem. A britagem e a moagem tiveram boa eficiência, enquanto que a hidrociclonagem não atingiu resultados satisfatórios, muitas partículas finas foram arrastadas para o underflow.

Com o acompanhamento do processo, pôde-se ter uma sensibilidade maior em relação aos resultados. Enfim, para uma eficiência considerável, exige muita competência e sensibilidade do operador para definir os parâmetros operacionais ideais.

Sendo relevante ressaltar que, se em alguma etapa do processo os resultados forem duvidosos, os mesmos deverão ser refeitos, pois problemas poderão surgir nas etapas subsequentes, comprometendo a qualidade do trabalho.

13. REFERÊNCIAS

CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Britagem, Peneiramento e Moagem. 3ª Ed. Volume 3. São Paulo: Signus Editora, 2006.

CHAVES, A. P. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios 3ª Ed. Volume 1. São Paulo: Signus Editora, 2006.

IMBELLONE, A. M. Ciclones – Eficiência e Fatores de Eficiência. 2009. Trabalho Acadêmico – Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente - Universidade Federal do Pará, Marabá, 2009.

CAMPÊLLO, N. H. S – Estudos de Otimização na Utilização dos Tratores de Esteira Caterpillar D11 na Mina do Sossego. 2009. Trabalho Acadêmico – Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente – Universidade Federal do Pará, Marabá, 2009.

PEREIRA, A. C. S - Eficiência da classificação da hidrociclonagem para amostras de frações finas de filito e caulim. 2011. Trabalho acadêmico - Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente – Universidade Federal do Pará, Marabá, 2011.

LIMA, F. M. - Obtenção da fração argila do saprólito de filito utilizando hidrociclonagem 2010. Trabalho acadêmico Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente – Universidade Federal do Pará, Marabá, 2010.

DELBONI JUNIOR, H. Cominuição. Escola Politécnica, Departamento de Engenharia de Minas da USP – Universidade de São Paulo, 2004.

DUTRA, R.; Beneficiamento de Minerais Industriais. II Encontro de Engenharia e Tecnologia dos Campos Gerais, 2008.

LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; ALMEIDA, S. L. M. Tratamento de Minérios. 4ª Ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004.

PEREIRA, P. E. C., Comparação entre Diferentes Testes de Moagem SAG para Determinação da Energia Unitária para a Cominuição de Minérios Sulfetados de Cobre. UFMG, Belo Horizonte, 2004.

WILLS, B. A., Wills' Mineral Processing Technology: Na introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. 7 ed., The University of Queensland, Austrália, 2007.

ALVES, V. K. Otimização de Carga Moedora Utilizando Ferramentas de Modelamento Matemático e Simulação de Moagem. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica) – Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2006.

SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A.; BRAGA, P. F. A. Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007.

BRASIL, Ministério de Minas e Energia. Relatório Técnico 23. Perfil da Mineração de Cobre. Brasília, DF, 2009.