

## CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA

**Fernando Antonio Freitas Lins**

Eng. Metalúrgico pela PUC-Rio, Mestre e Doutor em  
Engenharia Metalúrgica e de Materiais pela COPPE-UFRJ  
Pesquisador Titular do CETEM/MCTIC

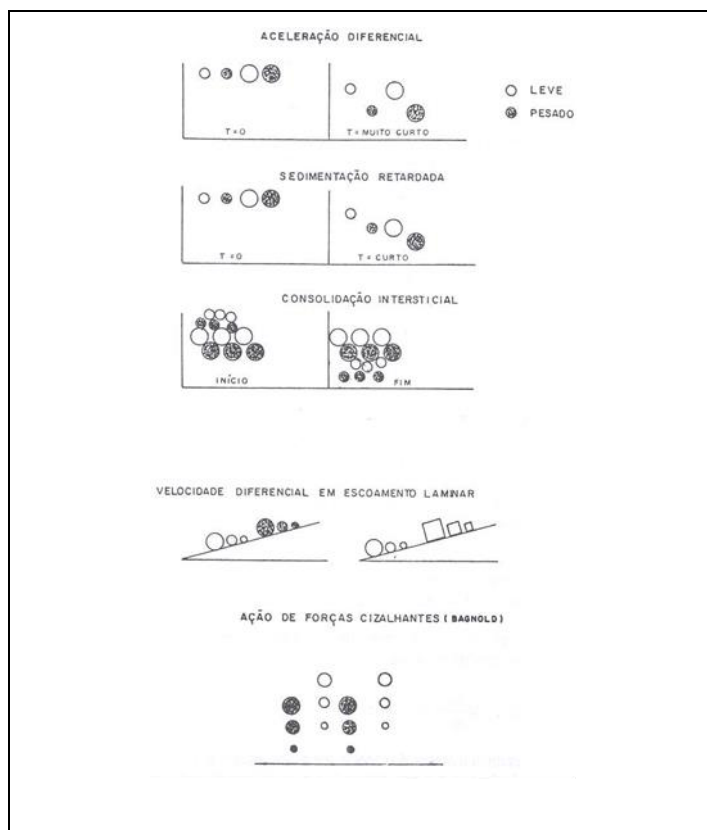


## PRINCÍPIOS DE CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA

A concentração gravítica pode ser definida como um processo no qual partículas de diferentes densidades, tamanhos e formas são separadas uma das outras por ação da força de gravidade ou por forças centrífugas. É uma das mais antigas formas de processamento mineral e, apesar de tantos séculos de utilização, seus mecanismos ainda não são perfeitamente compreendidos.

Os principais mecanismos atuantes no processo de concentração gravítica (TAGGART, 1945; GUADIN, 1971; BURT, 1984; TRATAMENTO, 1980 KELLY e SPOTTISWOOD, 1982; BERADLO e MASINI, 1984) são os seguintes (Figura 1):

- aceleração diferencial;
- sedimentação retardada;
- velocidade diferencial em escoamento laminar;
- consolidação intersticial;
- ação de forças cisalhantes.



**Figura 1.** Efeito dos mecanismos de concentração gravítica.

### Aceleração Diferencial

Na maioria dos concentradores gravíticos, uma partícula sofre a interferência das paredes do concentrador ou de outras partículas e, portanto, pode mover-se apenas por tempo e distância curtos antes que pare, ou seja, desviada por uma superfície ou por outra partícula. Assim, as partículas estão sujeitas a seguidas acelerações (e desacelerações) e, em algumas condições, esses períodos de aceleração podem ocupar uma proporção significativa do período de movimento das partículas.

A equação de movimento de uma partícula sedimentada em um fluido viscoso de densidade  $\rho$  é:

$$ma = m \frac{dv}{dt} = mg - m'g - R \quad [1]$$

onde:

$m$  é massa do mineral;

$a$  é a aceleração;

$R$  é a resistência do fluido ao movimento da partícula;

$g$  aceleração gravidade;

$m'$  é a massa do fluido deslocado.

A aceleração inicial ocorre quando  $v = 0$ ; assim, a resistência  $R$ , que também depende de  $v$ , pode ser desconsiderada. Desde que a partícula e o fluido deslocado tenham o mesmo volume, tem-se:

$$\frac{dv}{dt} = \left(1 - \frac{\rho}{\Delta}\right)g \quad [2]$$

onde  $\Delta$  é a densidade da partícula. Portanto, a aceleração inicial dos minerais é independente do tamanho e depende apenas das densidades do sólido e do fluido (ou polpa). Teoricamente, se a duração da queda é bastante curta e frequente, a distância total percorrida pelas partículas será mais afetada pela aceleração diferencial inicial (e pela densidade) do que pela velocidade terminal (e pelo tamanho).

### Sedimentação Retardada

Uma partícula em queda livre em um fluido (água por exemplo) é acelerada por um certo tempo pela ação da força de gravidade, aumentando sua velocidade até alcançar um valor máximo, a velocidade terminal, que então permanece constante.

A **razão de sedimentação livre** em água ( $\rho = 1$ ) de duas partículas esféricas de diâmetros  $d_1$ ,  $d_2$  e densidades  $\Delta_1$  e  $\Delta_2$ , é expressa pela relação:

$$\frac{d_1}{d_2} = \left( \frac{\Delta_2 - 1}{\Delta_1 - 1} \right)^m \quad [3]$$

O expoente  $m$  varia de 0,5 para partículas pequenas ( $< 0,1$  mm) obedecendo à lei de Stokes, a 1, para partículas grossas ( $> 2$  mm), obedecendo à lei de Newton.

A relação [3] dá a razão de tamanho requerida para duas partículas apresentarem a mesma velocidade terminal. Verifica-se que, para um dado par de minerais, a relação será maior nas condições de Newton ( $m = 1$ ). Em outras palavras, a diferença de densidade entre partículas minerais tem um efeito mais pronunciado nas faixas grossas, ou ainda, do outro lado, nas faixas granulométricas mais finas, a separação por este mecanismo é menos efetiva. Por exemplo, uma pepita esférica de ouro de 2 mm de diâmetro apresenta a mesma velocidade terminal, em queda livre, que uma partícula de quartzo de 20 mm. Já a velocidade terminal de uma partícula de ouro de 20  $\mu\text{m}$  se iguala à de uma partícula de quartzo apenas três vezes maior, de 60  $\mu\text{m}$  de diâmetro.

Na prática, equivale a dizer que, para um determinado par de minerais, a separação destes, em granulometria grossa (regime de Newton), pode ser alcançada em intervalos de tamanhos relativamente mais largos. Já em granulometria fina (regime de Stokes), é necessário um maior estreitamento do intervalo de tamanho para uma separação mais eficiente por este mecanismo.

Se ao invés de água houver a sedimentação em uma polpa (água e minerais), o sistema se comporta como um líquido pesado, e a densidade da polpa é mais importante que a da água. A condição de **sedimentação retardada**, ou com interferência, agora prevalece.

Considerando as partículas esféricas, a relação de sedimentação retardada é semelhante à relação anterior, substituindo-se a densidade da água pela densidade da polpa. É fácil verificar que esta relação é sempre maior que na situação de sedimentação livre. Se a densidade da polpa fosse 2, por exemplo, os diâmetros do quartzo e ouro seriam 48/2 mm e 100/20  $\mu\text{m}$ , respectivamente, para comparação como o exemplo acima, ou seja, os diâmetros em que as partículas de quartzo e ouro apresentariam a mesma velocidade terminal nos dois regimes.

### **Consolidação Intersticial**

Este mecanismo ocorre devido à formação de interstícios entre partículas grossas de um ou mais minerais, proporcionando liberdade de movimentação das partículas finas nos vazios formados. Por exemplo, no final do impulso em um jig, o leito começa a se compactar e as partículas pequenas podem então descer através dos interstícios sob a influência da gravidade e do fluxo de água descendente, este provocado pela sucção que se inicia.

### **Velocidade Diferencial em escoamento laminar**

O princípio em que se baseia a concentração em escoamento laminar é o fato que quando uma película de água flui sobre uma superfície inclinada e lisa, em condições de fluxo laminar ( $Re < 500$ ), a distribuição de velocidade é parabólica, nula na superfície e alcança seu máximo na interface do fluido com o ar. Este princípio se aplica à concentração em lâmina de água de pequena espessura, até aproximadamente dez vezes o diâmetro da partícula.

Quando partículas são transportadas em uma lâmina de água, elas se arranjam na seguinte sequência, de cima para baixo em um plano inclinado: finas pesadas, grossas pesadas e finas leves, e grossas leves. A forma influencia este arranjo, com as partículas achatadas se posicionando acima das esféricas. Note-se que este arranjo é o inverso do que ocorre na sedimentação retardada, sugerindo que uma classificação hidráulica (que se vale do mecanismo de sedimentação) do minério a ser concentrado por velocidade diferencial é mais adequada que um peneiramento.

### **Ação de Forças de Cisalhamento**

Se uma suspensão de partículas é submetida a um cisalhamento contínuo, há uma tendência ao desenvolvimento de pressões através do plano de cisalhamento e perpendicular a este plano, podendo resultar na segregação das partículas. Este fenômeno foi primeiramente determinado por Bagnold, (KELLY e SPOTTISWOOD, 1982) em 1954. O esforço de cisalhamento pode surgir de uma polpa fluindo sobre uma superfície inclinada, ou ser produzido por um movimento da superfície sob a polpa, ou ainda da combinação dos dois. O efeito resultante desses esforços de cisalhamento sobre uma partícula é diretamente proporcional ao quadrado do diâmetro da partícula e decresce com o aumento da densidade. Deste modo, as forças de Bagnold provocam uma estratificação vertical: partículas grossas e leves em cima, seguindo-se finas leves e grossas pesadas, com as finas pesadas próximas à superfície do plano. Note-se que este mecanismo de separação produz uma estratificação oposta à resultante da sedimentação retardada ou classificação hidráulica.

Quando o cisalhamento é promovido apenas pelo fluxo de polpa, a vazão tem que ser substancial para criar esforços de cisalhamento suficientes para uma separação, requerendo-se normalmente maiores inclinações da superfície. Onde o cisalhamento é, principalmente, devido ao movimento da superfície, podem ser usadas baixas vazões e menores ângulos de inclinação da superfície.

## CRITÉRIO E EFICIÊNCIA DE CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA

O critério de concentração (CC) é usado em uma primeira aproximação e fornece uma idéia da facilidade de se obter uma separação entre minerais por meio de processos gravíticos, desconsiderando o fator de forma das partículas minerais. O critério de concentração – originalmente sugerido por Taggart (1945), com base na experiência industrial – aplicado à separação de dois minerais em água é definido como segue:

$$CC = (\rho_p - 1) / (\rho_\ell - 1) \quad [4]$$

onde:

$\rho_p$  e  $\rho_\ell$  são as densidades dos minerais pesado e leve, respectivamente, considerando a densidade da água igual a 1,0.

Para o par wolframita/quartzo, por exemplo, a relação acima assume os valores:

$$CC = (7,5 - 1) / (2,65 - 1) = 3,94.$$

A Tabela 1 mostra a relação entre o critério de concentração e a facilidade de se fazer uma separação gravítica (TAGGART, 1943).

**Tabela 1.** Significado do critério de concentração (CC).

CC	Significado
> 2,5	Separação eficiente até 74 $\mu\text{m}$
2,5 – 1,75	Separação eficiente até 147 $\mu\text{m}$
1,75 – 1,50	Separação possível até 1,4 mm, porém difícil
1,70 – 1,20	Separação possível até 6 mm, porém difícil

Segundo Burt (1984), para incluir o efeito das formas das partículas a serem separadas, o critério de concentração deve ser multiplicado por um fator de razão de forma (FRF). Este fator é o quociente entre os fatores de sedimentação (FS) dos minerais pesados (p) e leves ( $\ell$ ). O fator de sedimentação para um mineral é definido como a razão das velocidades terminais (v) de duas partículas do mesmo mineral, de mesmo tamanho, mas de formas diferentes; a primeira partícula sendo aquela para a qual se deseja calcular o fator de sedimentação (FS), e a segunda partícula uma esfera. De acordo com Burt, o critério de concentração (CC) pode ser muito útil se a forma das partículas for considerada; caso contrário, surpresas desagradáveis quanto à eficiência do processo podem se verificar na prática. As equações a seguir redefinem o critério de concentração, segundo a sugestão de Burt (1984).

$$CC = [(\rho_p - 1) / (\rho_\ell - 1)] FRF \quad [5]$$

$$FRF = FS_p / FS_\ell \quad [6]$$

$$FS_p = v_p / v_{p(esf.)}, FS_\ell = v_\ell / v_{\ell(esf.)} \quad [7]$$

De qualquer modo, os dados da Tabela 1 indicam a dificuldade de se alcançar uma separação eficiente quando tratando frações abaixo de 74  $\mu\text{m}$ . Aquele critério de concentração, no entanto, foi sugerido com base em equipamentos que operam sob a ação da gravidade; a introdução da força centrífuga amplia a possibilidade de uma separação mais eficiente com materiais finos e superfinos.

## EQUIPAMENTOS GRAVÍTICOS

### Calha Simples

O uso de calha concentradora (*sluice box*) para o tratamento de cascalhos auríferos já era disseminado desde o século XVI, conforme atestou Agrícola, descrevendo vários modelos de calhas em seu trabalho "De Re Metálica" publicado em 1556. As calhas são aplicadas até hoje, em várias partes do mundo, à concentração de aluviões auríferos. No Sudeste Asiático as calhas presentes nas instalações de concentração de cassiterita aluvionar são referidas como **palongs**, diferenciando-se das calhas comuns, à primeira vista, pelo longo comprimento, variando de 50 a 300 m (TAGGART, 1948).

Uma calha (Figura 2) consiste essencialmente de uma canaleta inclinada, feita normalmente de madeira e de seção transversal retangular. Inicialmente, no fundo da calha são instalados vários septos ou obstáculos (*riffles*), arranjados de modo a prover alguma turbulência e possibilitar a deposição das partículas pesadas, enquanto as leves e grossas passam para o rejeito. Atualmente, os obstáculos foram substituídos por carpete que são mais eficientes para aprisionar as partículas de ouro. O minério alimenta a calha na forma de polpa diluída. O pré-concentrado é removido manualmente da calha após interrupção ou desvio da alimentação, em alguns casos, requerendo um tratamento adicional de limpeza em outro equipamento de menor capacidade (LINS, et al., 1992a).

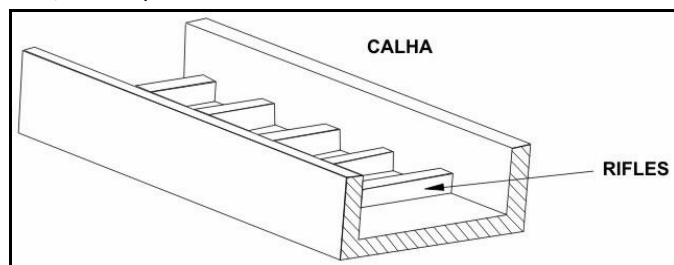


Figura 2. Seção transversal de uma calha simples e esquema de *riffles* húngaro (normalmente empregado).



As calhas simples são usadas para o beneficiamento de minério com faixa granulométrica muito ampla e onde o mineral valioso é de tamanho médio e grosso. A quantidade de água e a inclinação são reguladas para que os seixos passem, por rolamento, sobre os *riffles*. O cascalho grosso é transportado ao longo das calhas por deslizamento e rolamento por sobre os *riffles*, enquanto o cascalho fino move-se em curtos saltos logo acima dos *riffles*. As areias sedimentam nos espaços entre os *riffles*.

O que ocorre acima dos *riffles* é essencialmente uma classificação por tamanho, embora possa ser também encarado como uma concentração, à medida que as partículas valiosas sejam finas. As areias são mantidas em um estado de **sedimentação retardada** e **consolidação intersticial** pelo turbilhonamento da água e, em menor extensão, pela vibração causada pelos seixos rolando por cima dos *riffles*. As partículas pesadas sedimentam através do leito até o fundo da calha, enquanto as leves são gradualmente deslocadas em direção ao fluxo de polpa. O requisito principal para a recuperação de ouro mais fino, por exemplo, é a manutenção de um leito de areia frouxo, não compactado, entre os *riffles*.

Como se depreende, os *riffles* são de grande importância no processo, e devem atender a três objetivos:

- retardar o mineral valioso, mais denso, que sedimenta na parte inferior do fluxo;
- formar uma cavidade para retê-lo;
- proporcionar certo turbilhonamento da água para que haja separação mais eficiente entre os minerais com diferentes densidades.

No caso de concentração de ouro fino, para recuperação mais eficiente, é recomendável um fluxo menor, implicando em calhas mais largas. Versões em miniatura dos *riffles* húngaros podem ser usadas, embora seja mais comum a utilização de revestimento de carpete, borracha natural ou tecido grosso, coberto por uma tela metálica expandida com a função dos *riffles*.

As principais variáveis das calhas são largura, profundidade, inclinação, comprimento (quanto maior este, maior tende a ser a recuperação) e a quantidade de água (maior quantidade para minérios finos).

No Brasil, as calhas não são muito utilizadas nas instalações de empresas de mineração, embora algumas façam uso da calha para o tratamento dos rejeitos gravíticos, possibilitando alguma recuperação adicional de ouro. Nos empreendimentos de garimpeiros, no entanto, sua aplicação (em diversas versões) é mais difundida. Nas barças e dragas que operam na Amazônia é comum o emprego de um tipo de calha denominada de "Cobra Fumando". Como seu comprimento é pequeno (<3 m) é previsível que seja eficiente apenas na recuperação de ouro grosso (LINS et al., 1992a; LINS e SILVA, 1987).

## Calha Estrangulada

As calhas estranguladas (*pinched sluice*) diferem da calha com *riffles* em dois aspectos: na calha estrangulada o fundo é regular (desprovido de *riffles*) e a remoção do concentrado é contínua. Sua aplicação esporádica em algumas instalações aconteceu nas primeiras décadas do século XX. Seu maior desenvolvimento foi na Austrália, nos anos de 1950, associado à concentração de minerais pesados de praias (BURT, 1984).

Uma calha estrangulada típica (Figura 3a) consiste de um canal inclinado que decresce em largura ("se estrangula") no sentido do fluxo. A polpa, com alta percentagem de sólidos, é alimentada na parte mais larga da calha em um fluxo relativamente laminar, ocorrendo uma variação de velocidade de modo que as partículas finas e pesadas se concentram na parte inferior do fluxo, por meio de uma combinação de **sedimentação retardada** e **consolidação intersticial**. Na calha estrangulada normal, a diminuição da largura resulta em um aumento da espessura do leito da polpa e naturalmente facilita a separação entre os minerais leves e pesados. No final da calha, a camada inferior do fluxo, de movimento mais lento e enriquecida com minerais pesados, é separada das camadas superiores por um cortador ajustado adequadamente (Figura 3a).

A calha estrangulada é um equipamento relativamente ineficiente, pois, apesar de boa recuperação, a razão de enriquecimento em uma passagem é pequena, requerendo-se, portanto, múltiplas passagens para a obtenção de um concentrado com teor alto.

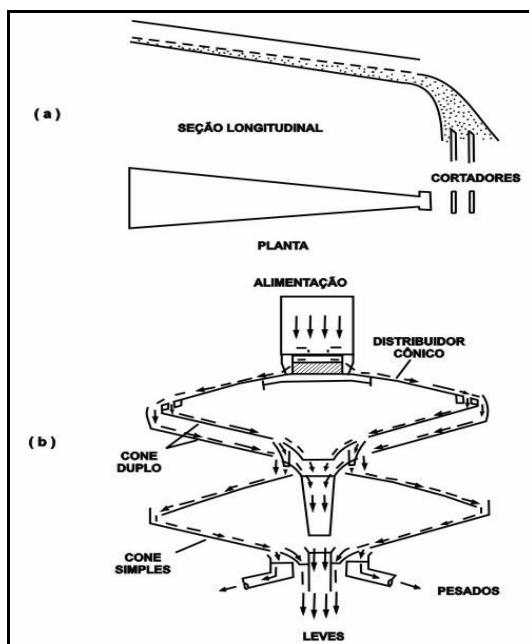
Algumas calhas estranguladas foram ou são comercializadas: Cannon Circular Concentrador, Carpco Fanning Concentrador e Lamflo Separador (com redução da largura da calha com auxílio de paredes laterais curvas), nos EUA; York Sluice, Belmond Multiple Sluice, Cudgen Multi-Variable, Diltray, Xatal Multi-Product e Wright Impact Plate Concentrator, na Austrália. Esses equipamentos foram consagrados no beneficiamento de minerais pesados de praias e aluviões. Geralmente não são empregados na concentração de minérios auríferos.

## Concentrador Reichert

Ernst Reichert, trabalhando para a Mineral Deposits Ltd., Australia, concluiu que uma grande deficiência nas calhas estranguladas era o efeito da parede lateral, concebendo, então, um equipamento sem paredes, ou um cone invertido. Desenvolvido no início dos anos 1960 com um ou dois cones operando em série, já nos anos de 1970 a unidade padrão de um concentrador Reichert era composta de multi-estágios, com até oito cones duplos e simples; sua aplicação também foi além dos minerais pesados de areias de praia, incluindo minérios de ferro, estanho e ouro, entre outros.

O concentrador Reichert consiste de uma série de cones invertidos sobrepostos por distribuidores cônicos, arranjos verticalmente e empregando várias combinações

de cones simples. A Figura 3b ilustra um cone duplo seguido de um cone simples. A alimentação é feita homogeneamente sobre a superfície do distribuidor cônico; nenhuma concentração ocorre nesta etapa. Quando a polpa flui no cone concentrador em direção ao centro, a espessura do leito cresce devido à menor seção transversal. No ponto de remoção do concentrado, por uma abertura anular regulável, a espessura do leito é cerca de quatro vezes àquela da periferia do cone. Os minerais mais densos tendem a permanecer próximos à superfície, formando uma camada estratificada. As partículas leves passam por sobre a abertura anular e são conduzidas a uma tubulação central que alimenta outro estágio de cones (BURT, 1984; SIVAMOHAN e FORSSBERG, 1985a).



**Figura 3.** (a) Calha estrangulada; (b) Cone Reichert.

Os cones são fabricados com material leve (poliuretano, fibra de vidro). O concentrador é montado em estrutura metálica, circular, com altura variável, dependendo do número de estágios. O diâmetro típico do cone é de 2 m, estando em desenvolvimento unidades com 3 a 3,5 m, este último apresentando capacidade três vezes maior que o cone de 2 m. Os cones apresentam um ângulo de inclinação fixo de 17°.

Até o tamanho máximo de partícula de 2 mm não há interferência no regime do fluxo, entretanto, o máximo tamanho a ser efetivamente concentrado é 0,5 mm. O limite inferior é cerca de 50  $\mu\text{m}$ , embora em certas condições este limite possa ser menor.

Os mecanismos de separação das calhas e cones fazem com que os pesados finos sejam preferencialmente recuperados em relação aos pesados grossos. Por isso, são mais apropriados aos minérios aluvionares e areias de praia, uma vez que os minerais valiosos são significativamente mais finos que os minerais leves.

Para minérios submetidos à moagem é recomendável uma classificação prévia. A presença de lama coloidal aumenta a viscosidade da polpa e deve ser mantida a menos de 5% para uma operação eficiente.

A percentagem de sólidos da polpa é um fator crítico, devendo ser controlada em  $\pm 2\%$  do valor ótimo, que se situa normalmente entre 55% e 65% de sólidos em peso. Os valores baixos são indicados quando a distribuição granulométrica dos pesados é similar à dos leves. Para percentagem de sólidos elevada, a viscosidade da polpa aumenta, dificultando a separação dos pesados mais finos.

A taxa de alimentação também deve ser bem controlada. Para uma determinada abertura anular do cone, a quantidade de concentrado recuperado é praticamente invariável, dentro de certos limites de alimentação. Assim, um aumento na alimentação implicará em menor recuperação dos minerais pesados, enquanto uma diminuição na taxa acarretará um menor teor de concentrado. A capacidade típica de uma unidade concentradora é de 60 a 90 t/h.

A aplicação do concentrador Reichert é verificada atualmente em outras áreas além daquelas de minerais pesados de areia. É utilizado por algumas minerações de ouro aluvionar na Austrália, para recuperar ouro fino. Sua aplicação em aluviões auríferos é recomendada em usinas de grande porte e com bom controle operacional. Devida à grande capacidade, há uma tendência à sua utilização nos circuitos de moagem de sulfetos para recuperação de ouro (ex.: Boliden AB, na Suécia). Similarmente, sua aplicação a minérios de ouro livre e minérios complexos é promissora. Outro emprego promissor do concentrador Reichert seria na recuperação de partículas mistas de ouro de rejeitos de flotação.

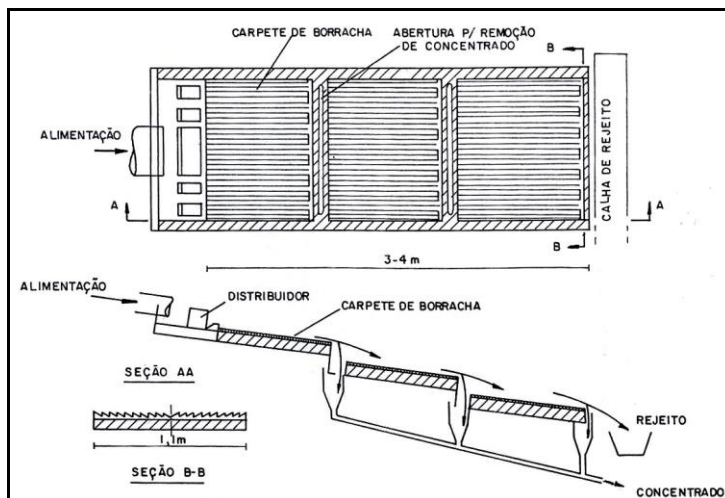
Apesar desse equipamento (uma variação da calha estrangulada) apresentar uma recuperação próxima à da mesa oscilatória, além de uma alta capacidade, as razões de concentração e enriquecimento – tipicamente 3 a 5 – são inferiores às obtidas em jigues e mesas. São necessárias normalmente várias etapas de concentração.

### **Mesa Plana**

A mesa plana (*plane table*) também denominada de mesa fixa ou mesa estática, foi concebida e primeiramente empregada em 1949 na empresa Rand Lease Gold Mine, na África do Sul, para recuperar partículas de ouro.

Este equipamento consiste de uma mesa inclinada coberta com tapete de borracha com sulcos longitudinais, em forma de "V", paralelos aos lados da mesa e na direção do fluxo de polpa. No final de cada mesa – normalmente há três seções em sequência – existe uma abertura regulável e transversal ao fluxo de polpa. Os minerais mais densos e o ouro movimentam-se próximos à superfície, percorrendo os sulcos longitudinais, e são recolhidos continuamente naquela abertura. A parte majoritária da polpa passa para a mesa plana seguinte, havendo oportunidade de se recuperar mais partículas de ouro.

A função dos sulcos no tapete de borracha é proteger as partículas pequenas e pesadas já sedimentadas, que percorrem estes sulcos, dos grãos maiores e leves que se movimentam com maior velocidade na parte mais superior do fluxo de polpa. A Figura 4 mostra o esquema de uma mesa plana.



**Figura 4.** Esquema de uma mesa plana.

A mesa plana é, às vezes, classificada como uma calha estrangulada, embora rigorosamente não o seja. No entanto, como o concentrado flui nas camadas inferiores do leito de polpa e é separado continuamente das camadas superiores, justifica-se sua inclusão nesta categoria. Além disso, o mecanismo de ação dos sulcos longitudinais em "V" guarda uma certa semelhança com o estrangulamento de uma calha típica, uma vez que também há uma redução na largura efetiva da camada inferior do leito e, conseqüentemente, aumento da sua profundidade, com a vantagem de manter a mesma largura na superfície do leito, resultando em maior capacidade unitária que uma calha típica (BURT, 1984; ZADKIN, 1954).

O comprimento total da mesa, dado pelo número de seções, é função da recuperação desejada. A largura usual é em torno de 1,0 m, sendo frequente considerar que a mesa plana apresenta uma capacidade de 60 t/h por metro de largura. A distância

vertical entre cada seção é de aproximadamente 8 cm, enquanto o afastamento entre as mesmas, regulável, é cerca de 2,5 cm. Valores típicos para as dimensões dos sulcos em "V" são: 3,2 mm de largura máxima, 3,0 mm de profundidade e 3,2 mm de distância entre os sulcos.

Definidas as dimensões da mesa, as variáveis inclinação e percentagem de sólidos da polpa são as mais importantes. A inclinação oscila normalmente entre 8 e 10°. A percentagem de sólidos em peso geralmente está entre 60 e 70% e corresponde à percentagem de sólidos da descarga de um moinho, que é o material que de modo geral é a alimentação da mesa plana.

A utilização da mesa plana em diversas usinas da África do Sul dá-se na descarga do moinho secundário. O concentrado da mesa plana é submetido a etapas de limpeza em mesa oscilatória ou concentrador de correia. Os rejeitos retornam ao circuito de moagem. A cianetação ou a flotação geralmente complementa o circuito, tratando o *overflow* dos ciclones. No Brasil (LINS et al., 1992a), as únicas aplicações conhecidas ocorreram nas unidades industriais da Mineração Morro Velho em Jacobina, BA e em Nova Lima, MG (Projeto Cuiabá/Raposos) e na São Bento Mineração - MG. Em Jacobina, a mesa plana era alimentada pela descarga do moinho semi-autógeno e o concentrado da mesa plana passava por limpeza em mesa oscilatória, cujo concentrado apresentava cerca de 20% de ouro, com recuperação em torno de 50% do ouro alimentado na usina. O concentrado seguia direto para a etapa de fusão.

As características deste equipamento, como alta razão de concentração, alta capacidade, baixo custo de investimento (normalmente é construído na própria usina), e baixos custos operacionais e de manutenção, faziam com que a mesa plana tivesse grande potencial de aplicação no Brasil para minérios auríferos (LINS et al., 1992a); no entanto, tal potencial não se concretizou.

## Jigue

O processo de jigagem é provavelmente o método gravítico de concentração mais complexo, por causa de suas contínuas variações hidrodinâmicas. Nesse processo, a separação dos minerais de densidades diferentes é realizada em um leito dilatado por uma corrente pulsante de água, produzindo a estratificação dos minerais (Figura 5).

Existem duas abordagens para a teoria de jigagem, a clássica, hidrodinâmica – a qual iremos nos ater aqui (GAUDIN, 1971; BURT, 1984) – e a teoria do centro de gravidade (KELLY e SPOTTISWOOD, 1982). O conceito clássico considera o movimento das partículas, cuja descrição típica foi feita por Gaudin (1971), que sugeriu três mecanismos: **sedimentação retardada**, **aceleração diferencial** e **consolidação intersticial**.

Grande parte da estratificação supostamente ocorre durante o período em que o leito está aberto, dilatado, e resulta da **sedimentação retardada**, acentuada pela **aceleração diferencial**. Estes mecanismos colocam os grãos finos/leves em cima e os grossos/pesados no fundo do leito. **A consolidação intersticial**, durante a sucção, põe as partículas finas/pesadas no fundo e as grossas/leves no topo do leito. Os efeitos de impulsão e sucção, se ajustados adequadamente, devem resultar em uma estratificação quase perfeita, segundo a densidade dos minerais.

Os jigues são classificados de acordo com a maneira pela qual se efetua a dilatação do leito. Nos jigues de tela móvel, já obsoletos, a caixa do jigue move-se em tanque estacionário de água (ex.: jigue Hancock). Os jigues de tela (ou crivo) fixa, nos quais é a água que é submetida ao movimento, são subclassificadas segundo o mecanismo de impulsão da água. Nesses, a tela, na maioria dos casos, é aberta, quer dizer, o concentrado passa através da mesma.

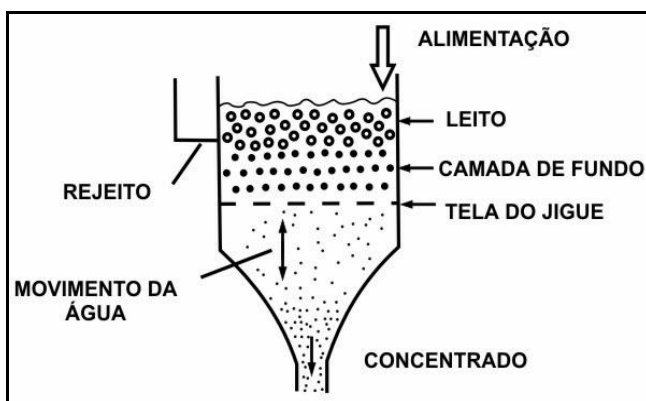


Figura 5. Esquema simplificado de um jigue.

O jigue de diafragma tipo Denver é o representante mais conhecido dessa subclasse. O impulso da água é causado pelo movimento recíproco de um êmbolo com borda selada por uma membrana flexível que permite o movimento vertical sem que haja passagem da água pelos flancos do mesmo. Este movimento se faz em um compartimento adjacente à câmara de trabalho do jigue e resulta da ação de um eixo excêntrico. No jigue Denver original há uma válvula rotativa comandada pelo excêntrico que só dá passagem à entrada de água na câmara durante o movimento de ascensão do diafragma, ou seja, atenua o período de sucção do leito, melhorando as condições para que haja a sedimentação retardada das partículas através de um leito menos compactado. No entanto, em casos de minérios com finos valiosos, a recuperação dependerá de um período de sucção (**consolidação intersticial**) acentuado. As chances de se obter um concentrado mais impuro, no entanto, aumentam, uma vez que as partículas finas e leves passam a ter maior oportunidade de um movimento descendente intersticial.

O jigue tipo Denver é geralmente utilizado no Brasil na jigagem terciária de minérios aluvionares auríferos e de cassiterita ou na etapa de apuração, que seria a etapa final de concentração (LINS e SILVA, 1987). Os jigues tipo Denver fabricados no Brasil não possuem válvula rotativa para admissão de água, sendo portanto mais apropriados à recuperação dos finos pesados.

Nos jigues tipo Yuba, o diafragma se movimenta na parede da câmara. No jigue Pan-American, o diafragma se situa diretamente embaixo da câmara, movimentando-se verticalmente. Esses jigues são bastante empregados na concentração primária e secundária de aluviões, no Brasil e na América do Norte, em instalações fixas ou móveis, ou em dragas. Na África do Sul, o jigue Yuba é empregado em algumas instalações no circuito de moagem, para recuperar a pirita já liberada e partículas de ouro; os concentrados dos jigues contêm de 20 a 40% da pirita do minério, com teor de 38% deste mineral e 25 a 35% do ouro livre.

Pode-se citar ainda o jigue que tem a secção de trabalho trapezoidal, ao invés de retangular, como é comum nos jigues mencionados anteriormente. O jigue trapezoidal é utilizado frequentemente na concentração secundária de aluviões auríferas e de cassiterita. Há alguns anos, foi desenvolvido o jigue circular (IHC) que consiste no arranjo de vários jigues trapezoidais, formando um círculo, com a alimentação distribuída centralmente. Como o fluxo tem a sua componente horizontal de velocidade diminuída, estes jigues são particularmente apropriados para a recuperação de minerais finos pesados, como a cassiterita e o ouro de aluviões; apresentam ainda a vantagem de consumir menos água e ocupar menor espaço que os jigues retangulares, para uma mesma capacidade (RICHARDSON, 1984).

Na, então União Soviética, a participação dos *placers* na produção de ouro era muito significativa, sendo os jigues bastante utilizados nas dragas, comumente tratando o rejeito das calhas.

A abertura da tela do jigue deve ser entre duas e três vezes o tamanho máximo das partículas do minério. Como dimensão média das partículas da camada de fundo (*rapping*), natural ou artificial, deve-se tomar aquela igual ao dobro da abertura da tela, e com variações nessas dimensões, não sendo recomendável uma camada de fundo de um só tamanho. As condições do ciclo de jigagem devem ser ajustadas para cada caso, citando-se apenas como diretriz que ciclos curtos e rápidos são apropriados a materiais finos, o contrário para os grossos.

Uma variável importante é a água de processo, que é introduzida na arca do jigue, sob a tela. Não deve haver alteração no fluxo dessa água, pois perturba as condições de concentração no leito do jigue. É recomendável que as tubulações de água



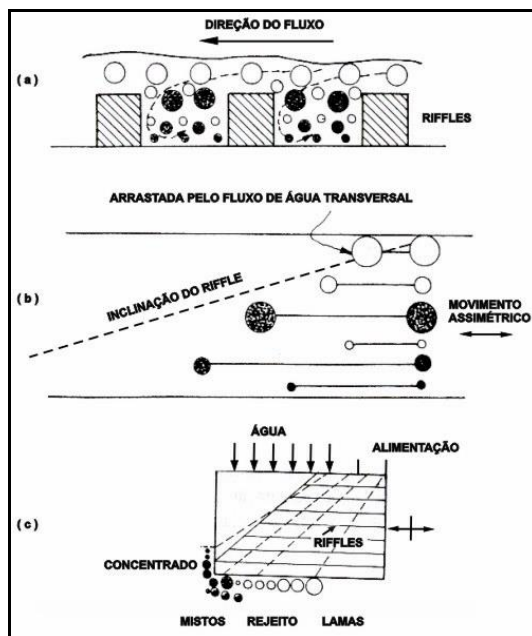
de processo para cada jigue, ou mesmo para cada câmara do jigue, sejam alimentadas separadamente a partir de um reservatório de água, por gravidade. É comum, no entanto, que as instalações gravíticas no Brasil não dispensam a devida atenção a esse aspecto.

### Mesa Oscilatória

A mesa oscilatória típica consiste de um deque de madeira revestido com material com alto coeficiente de fricção (borracha ou plástico), parcialmente coberto com ressalto, inclinado e sujeito a um movimento assimétrico na direção dos ressalto, por meio de um mecanismo que provoca um aumento da velocidade no sentido da descarga do concentrado e uma reversão súbita no sentido contrário, diminuindo suavemente a velocidade no final do curso (BURT, 1984).

Os mecanismos de separação atuantes na mesa oscilatória podem ser melhor compreendidos se considerarmos separadamente a região da mesa com *riffles* e a região lisa. Naquela, as partículas minerais, alimentadas transversalmente aos *riffles*, sofrem o efeito do **movimento assimétrico** da mesa, resultando em um deslocamento das partículas para frente; as pequenas e pesadas deslocando-se mais que as grossas e leves. Nos espaços entre os *riffles*, as partículas estratificam-se devido à dilatação causada pelo movimento assimétrico da mesa e pela turbulência da polpa através dos *riffles*, comportando-se este leito entre os *riffles* como se fosse um jigue em miniatura – com **sedimentação retardada** e **consolidação intersticial** (improvável a aceleração diferencial) – fazendo com que os minerais pesados e pequenos fiquem mais próximos à superfície que os grandes e leves (Figuras 6a e 6b).

As camadas superiores são arrastadas por sobre os *riffles* pela nova alimentação e pelo fluxo de água de lavagem transversal. Os *riffles*, ao longo do comprimento, diminuem de altura de modo que, progressivamente, as partículas finas e pesadas são postas em contato com o filme de água de lavagem que passa sobre os *riffles*. A concentração final tem lugar na região lisa da mesa, onde a camada de material apresenta-se mais fina (algumas partículas de espessura). A resultante do **movimento assimétrico** na direção dos *riffles* e da **velocidade diferencial em escoamento laminar**, perpendicularmente, é o espalhamento dos minerais segundo o esquema mostrado na Figura 6c. É provável também que haja a ação das **forças de Bagnold** oriundas do movimento da mesa e do fluxo de polpa sobre esta (SIVAMOHAN, 1985c).



**Figura 6.** Mesa oscilatória: (a) estratificação vertical entre os *riffles*, (b) arranjo das partículas ao longo dos *riffles*, (c) distribuição na mesa.

A mesa oscilatória é empregada há várias décadas, sendo um equipamento disseminado por todo o mundo para a concentração gravítica de minérios e carvão. É considerada de modo geral o equipamento mais eficiente para o tratamento de materiais com granulometria fina. Sua limitação é a baixa capacidade de processamento (< 2 t/h), fazendo com que seu uso, particularmente com minérios de aluviões, se restrinja às etapas de limpeza. É um equipamento muito usado na limpeza de concentrado primário ou secundário de minérios de ouro livre e minérios aluvionares.

Quando tratando minérios de granulometria muito fina, a mesa oscilatória opera com menor capacidade (< 500 kg/h), sendo comum a colocação, após uma série de 6 a 10 *riffles*, com altura um pouco maior e mais larga para criar melhores condições de sedimentação; é a chamada mesa de lammas.

### Espiral

O concentrador espiral é construído na forma de um canal helicoidal de seção transversal semicircular (Figura 7). Muito embora sejam comercializadas espirais com características diferentes – diâmetro e passo da espiral, perfil do canal e modo de remoção do concentrado – conforme o fabricante e o fim a que se destina, os mecanismos de separação atuantes são similares.

Quando a espiral é alimentada, a velocidade da polpa varia de zero na superfície do canal até um valor máximo na interface com o ar, devido ao escoamento laminar. Ocorre também uma estratificação no plano vertical, usualmente creditada à combinação de **sedimentação retardada** e **consolidação intersticial**, sendo também provável que haja a ação de **esforços cisalhantes**. O resultado final é que no plano vertical, os minerais pesados estratificam-se na superfície do canal, com baixa velocidade, e os minerais leves tendem a estratificar-se na parte superior do fluxo, nas regiões de maiores velocidades. A trajetória helicoidal causa também um gradiente radial de velocidade no plano horizontal, que tem um efeito menor na trajetória dos minerais pesados e substancial na dos minerais leves. Estes, devido à **força centrífuga**, tendem a uma trajetória mais externa (BURT, 1984; SIVAMOHAN e FORSSBERG, 1985b).

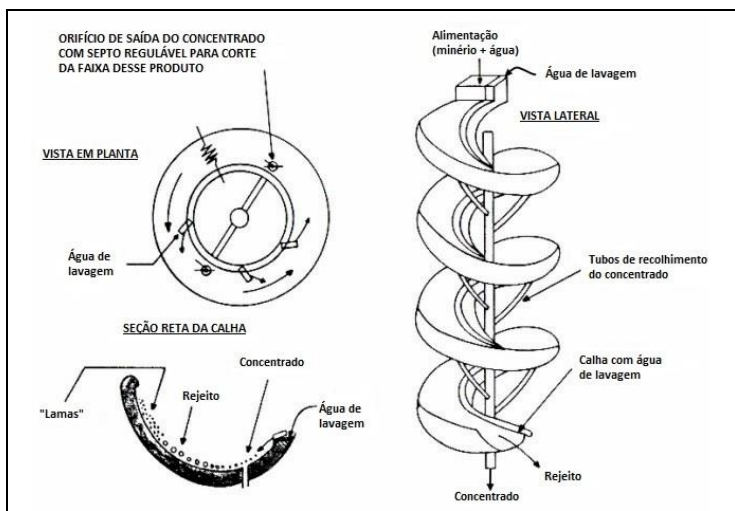


Figura 7. Esquema de uma espiral (Humphreys).

A resultante desses mecanismos é a possibilidade de se remover os minerais pesados por meio de algumas aberturas reguláveis existentes na parte interna do canal – como é o caso da maioria das espirais, inclusive a tradicional espiral de Humphreys – ou por meio de cortadores no final do canal, caso da Mark 7. Uma característica comum a muitas espirais tradicionais é a introdução de água de lavagem após cada abertura de remoção do pesado, com o fim de limpar a película de minerais pesados dos minerais leves finos e também manter a diluição da polpa. Neste contexto, a Mineral Deposits, Austrália, colocou no mercado, recentemente, a espiral com água de lavagem (*Wash-Water Spiral*), cujo sistema de lavagem é mais eficiente do que aquele utilizado na tradicional espiral de Humphrey. A água de lavagem é alimentada, sob pressão, na parte central da espiral, através de uma mangueira, com furos entre as aberturas que coletam os minerais pesados. Essa água, ao sair sob pressão, centrifuga os minerais leves para a parte periférica da espiral, favorecendo o processo de separação. Essa espiral, com água de lavagem, tem sido usada na etapa de purificação de concentrados.

Para aplicação a minérios de ouro, tem havido referências sobre a espiral Mark 7, desenvolvida na Austrália. As diferenças principais quando comparada com a espiral de Humphreys são: separação do concentrado no final da última espira, ausência de água de lavagem, passo variável, além de diferente perfil. Tal como é a tendência atual, a Mark 7 é construída de fibra de vidro e plástico, com revestimento de borracha, e comercializada também com duas ou três espirais superpostas na mesma coluna.

O emprego da Mark 7 na concentração de minérios de ouro livre e de aluviões mostrou um bom desempenho com recuperação variando de 75 a 90% e razão de enriquecimento de 10 a 80, com recuperação significativa de ouro fino.

Na Suécia, foi introduzido na usina da Boliden um sistema de concentração gravítica (cone Reichert, espiral Mark 7 e mesa oscilatória) para tratar o produto da moagem primária de um minério de sulfetos de Cu, Pb, Zn e ouro; mais de 50% do ouro passou a ser recuperado por gravidade e enviado diretamente para fusão, ao mesmo tempo em que melhorou a recuperação global de ouro na usina, antes limitada à flotação (RUBALOWSKI e RAJAGOPAL, 1985).

A capacidade de uma espiral simples é normalmente de 2 t/h, semelhante à mesa oscilatória, mas ocupando uma área muito menor.

### Hidrociclone

O hidrociclone usado para concentração gravítica é projetado para minimizar o efeito de classificação e maximizar a influência da densidade das partículas. Quando comparado com o ciclone classificador, apresenta maior diâmetro e comprimento do *vortex finder* e com ângulo do ápex bem superior (Figura 8). Quando a polpa é alimentada tangencialmente, sob pressão, um *vortex* é gerado em torno do eixo longitudinal. A **força centrífuga**, inversamente proporcional ao raio, é bastante grande perto do *vortex* e causa a estratificação radial das partículas de diferentes densidades e tamanhos (por **aceleração diferencial**). As partículas pesadas, sendo mais sujeitas a uma ação da força centrífuga, dirigem-se para a parte superior da parede cônica, com a formação de um leito por **sedimentação retardada**, no qual as partículas leves e grossas situam-se mais para o centro do cone e as finas, por **consolidação intersticial**, preenchem os espaços entre os minerais pesados e grossos. As partículas grossas e leves, primeiro, e as mistas ou de densidade intermediária, depois, são arrastadas para o *overflow* pelo fluxo aquoso ascendente, enquanto o leito estratificado se aproxima do ápex. Próximo ao ápex, as partículas finas e leves são também carregadas para o *overflow* pela corrente ascendente e as pesadas, finas e grossas, são descarregadas no ápex (ver Figura 8a) (BURT, 1984).

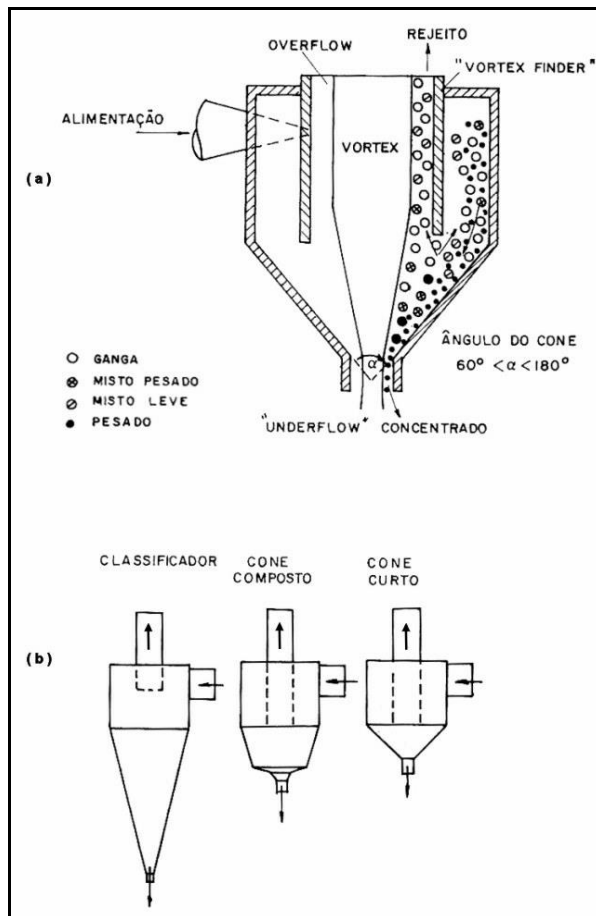


Figura 8. Hidrociclone: (a) esquema de um hidrociclone; (b) tipos.

Os hidrociclones (ou ciclones concentradores) recebem na língua inglesa os nomes de *short-cone*, *wide-angle cyclone*, *water-only cyclone* e *hydrocyclone*. Há também um tipo de ciclone cuja parte cônica é composta de três seções com ângulos diferentes; em inglês são referidos como *compound water cyclone*, *tricone* ou *multicone*. Todos eles se assemelham quanto aos princípios de separação descritos anteriormente. Na Figura 8b estão esquematizados um ciclone classificador e dois tipos de ciclone concentradores.

Os hidrociclones têm no diâmetro da parte cilíndrica sua dimensão característica, relacionada com a sua capacidade. O ângulo do cone, o diâmetro e a altura do *vortex finder*, e a pressão de alimentação, entre outros, são os parâmetros mais estudados no hidrociclone. Por ser um equipamento compacto, de baixo custo e de fácil instalação, tem sido objeto de muitas experiências e aplicações industriais em muitos países, inclusive no Brasil, na indústria carbonífera.

Os ciclones do tipo *water only cyclone*, também chamado de ciclone autógeno (para marcar a diferença do ciclone de meio denso), e do tipo *tricone* são geralmente indicados para a preconcentração de finos de carvão abaixo de 0,6 mm, onde a fração leve resultante é em seguida tratada por flotação. Este tipo de circuito é muito usado nos casos de dessulfuração de carvões em que o enxofre está associado à pirita.

A aplicação do hidrociclone foi estudada com minérios auríferos da África do Sul, como alternativa aos ciclones classificadores, objetivando enriquecer a alimentação para o circuito gravítico e diminuir a massa de material a ser concentrada, ao mesmo tempo em que reduz o teor de ouro do *overflow* a ser cianetado. Em um único estágio foi alcançada uma razão de concentração de até 5, com recuperação de ouro de 62% (ANON, 1981; RAO, 1985).

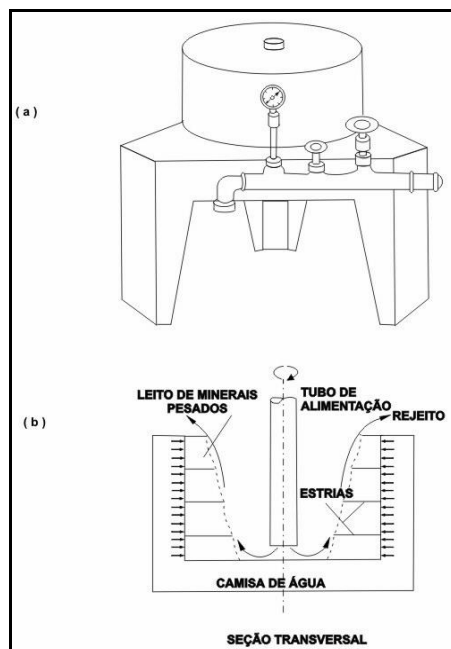
### Concentrador Centrífugo

Estes equipamentos de concentração apresentam a vantagem de contarem com a ação de **força centrífuga** muito grande. Na Ex-União Soviética e na China foram testados alguns desses equipamentos; pelo menos algumas unidades estiveram em operação. Um equipamento de duas décadas que se disseminou para o tratamento de metais preciosos de granulometria fina é o concentrador centrífugo Knelson. Outros fabricantes também desenvolveram e comercializam concentradores centrífugos com princípios de operação similares ao Knelson. Posteriormente foi desenvolvido o concentrador Falcon, (também no Canadá), com força centrífuga até cinco vezes maior que o presente nos concentradores Knelson (BURT, 1984; HARRIS, 1984).

O jigue centrífugo e o *muti – gravity separator* (MGS) são outros equipamentos que utilizam a força centrífuga para melhorar a eficiência de recuperação de minerais finos, e que também foram desenvolvidos nos últimos 20-30 anos.

Nos concentradores tipo Knelson, a força centrífuga empregada é cerca de cinquenta vezes a força de gravidade, ampliando a diferença entre a densidade dos vários minerais. Esta força centrífuga enclausura as partículas mais pesadas em uma série de anéis localizados na parte interna do equipamento, enquanto o material leve é gradualmente deslocado para fora dos anéis, saindo na parte superior do concentrador (ver Figura 9). A colocação do cone numa camisa d'água e a injeção de água sob pressão dentro deste através de perfurações graduadas nos anéis evitam que o material se compacte em seu interior.

A operação desse concentrador centrífugo é contínua por um período, tipicamente, de 8 a 10 h para minérios auríferos, até que os anéis estejam ocupados predominantemente por minerais pesados. Quanto maior a proporção de minerais pesados na alimentação, menor será o período de operação do concentrador. Portanto, esta variável deve ser otimizada de acordo com as características de cada minério a ser tratado. Após a paralisação do equipamento, faz-se a drenagem do material retido em seu interior, operação esta realizada em 10-15 min.



**Figura 9.** Concentrador centrífugo (a) visão externa, (b) seção transversal.

Do ponto de vista de eficiência de recuperação, uma das variáveis mais importantes é a água de contrapressão. Se a pressão da água for muito alta, haverá uma fluidificação excessiva no interior dos anéis que poderá fazer com que as partículas finas ou superfinas pesadas saiam no rejeito. Ao contrário, no caso de pressão muito baixa, haverá pouca fluidificação, dificultando a penetração das partículas pesadas nos espaços intersticiais do leito semcompactado nos anéis, implicando também em perdas. A regulagem da água é feita, com frequência, no caso de minérios auríferos, pelo tratamento do rejeito com bateia; varia-se a pressão até não se detectar partículas do mineral pesado de interesse no concentrado da bateia. Percebe-se que esse método de controle fica limitado à eficiência de recuperação do ouro pela bateia, a qual se sabe não ser satisfatória para as partículas superfinas.

A prática de concentração de minérios aluvionares auríferos tem indicado que pressões entre 8 e 12 psi (55 e 83 kPa) são suficientes para fluidificar o leito e permitir boa recuperação. Há as seguintes sugestões: 5 psi para material fino, 10 psi para areias e 16 psi para material grosso. Contudo, a pressão adequada (assim como o período de operação) é dependente das características de cada minério (LINS et al., 1992a; LINS et al., 1992b; LINS et al., 1992c; VEIGA e LINS, 1992).

O concentrador Knelson foi concebido para a concentração de minérios aluvionares, podendo ser usado com minérios de ouro livre, após a moagem, e no tratamento de rejeitos de instalações gravíticas. Segundo o fabricante, em uma única passagem, o equipamento pode alcançar um enriquecimento de 1.000 vezes ou mais.

Foram realizadas experiências na Austrália com concentrado de sulfeto de níquel, obtido por flotação. A recuperação do ouro contido neste concentrado variou entre 64 e 71%, indicativo da recuperação de ouro superfino, uma vez que 50 a 80% da alimentação estavam abaixo de 75  $\mu\text{m}$ . Estes resultados incentivaram a instalação do concentrador Knelson no circuito de moagem.

Muitas unidades desse equipamento, ou similares, foram comercializadas na América do Norte e na Austrália. No Brasil também já há muitas em uso, em instalações garimpeiras ou de empresas, para recuperação de ouro.

Mais recentemente, cogita-se o emprego do concentrador centrífugo para o retratamento de rejeitos gravíticos de minerais pesados contidos nas frações finas, assim como na limpeza de carvões. Alguns dos fabricantes dedicam-se ao aperfeiçoamento de equipamentos com descarga contínua do concentrado (Falcon) ou descarga semi-contínua (Knelson). Registra-se a aplicação da concentração centrífuga a vários tipos de minérios, para recuperação de finos de cassiterita, scheelita, separação de pirita fina de carvões, etc. (SAMPAIO e TAVARES, 2005).

## RECUPERAÇÃO DE FINOS

---

Os equipamentos de concentração gravítica de finos baseiam-se em vários mecanismos (SIVAMOHAN e FORSSBERG, 1985d). Um deles é a **velocidade diferencial em escoamento laminar**. Sua limitação é que se aplica apenas a películas com algumas partículas de espessura, implicando que quanto menor a granulometria dos minerais, maior deve ser a área do deque. Como consequência, os equipamentos usando apenas este princípio apresentam capacidade muito baixa.

Os equipamentos que se utilizam da **força centrífuga** são talvez mais promissores na separação de finos; com a vantagem de apresentarem capacidades muito superiores àqueles que se baseiam nas forças de cisalhamento (LINS et al., 1992b).

Para ilustrar o desempenho de vários equipamentos gravíticos, serão considerados a cassiterita e o ouro. A recuperação de finos de cassiterita em vários equipamentos é mais conhecida que a recuperação de ouro. Para efeito de comparação foram montadas na Figura 10 as curvas de recuperação *versus* granulometria para a cassiterita e o ouro, para granulometria abaixo de 100  $\mu\text{m}$ . As curvas de cassiterita foram extraídas do livro de Burt (1984) e para o ouro fez-se uso de outras referências. Verifica-se que a cassiterita, apesar de ter densidade bem menor que o ouro, é melhor



recuperada por gravidade na faixa fina e superfina. A explicação para isso é que as partículas do ouro apresentam uma certa hidrofobicidade (aversão à água) que em tamanhos muito pequenos, e principalmente quando as partículas são achatadas, faz com que o ouro tenda a ficar na superfície do fluxo aquoso, saindo nos rejeitos.

É interessante também citar a influência do pH da polpa na eficiência de concentração de superfinos em lâminas d'água de algumas partículas de espessura. Foi verificado que os fenômenos eletrocinéticos atuam significativamente na separação de uma fração superfina de minério de cassiterita. Usando-se o concentrador Bartles-Mozley em pH neutro foi obtida a melhor recuperação. A viscosidade da polpa também afetou a eficiência de concentração (BURT, 1968).

A recuperação de finos é menos preocupante quando os rejeitos são tratados por outro processo, como flotação ou cianetação (para o caso do ouro). No entanto, quando são descartados e há ainda substancial quantidade de finos valiosos, configura-se um problema. A questão é geralmente um desafio para o tratamentista de minérios.

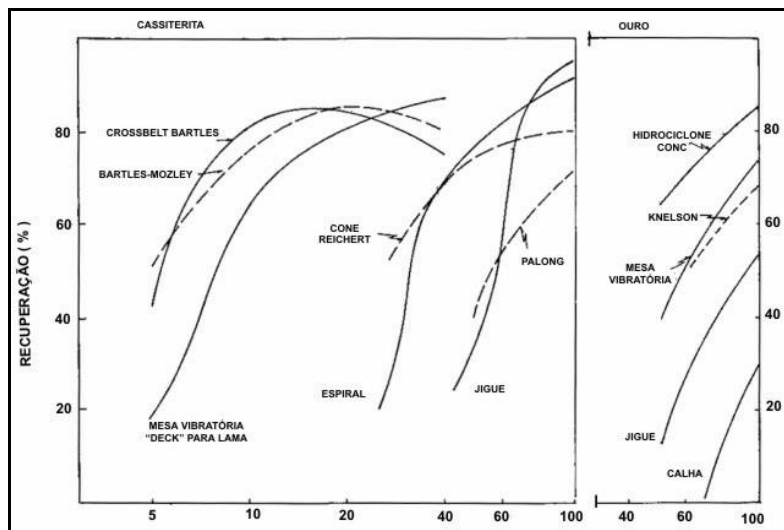


Figura 10. Curvas de recuperação x granulometria ( $\mu\text{m}$ ) para cassiterita e ouro  $< 100\mu\text{m}$ .

## CONSIDERAÇÕES FINAIS

### Eficiência dos Equipamentos

Depende de uma variedade de fatores como taxa de alimentação, faixa granulométrica, percentagem de sólidos, entre outros. O desempenho de qualquer concentrador gravítico está relacionado com a adequada escolha e controle dos fatores acima, dentro de resultados aceitáveis de recuperação e enriquecimento.

## Preparação da Alimentação

Em circuitos de concentração gravítica, em geral, o peneiramento grosso é principalmente usado em circuitos de britagem e na rejeição de grossos estéreis e materiais estranhos nas operações com minérios aluvionares. Usa-se para este fim a peneira vibratória e o *trommel*.

Quando, no caso de minérios aluvionares, há grande quantidade de argilas, difíceis de serem desagregadas, mesmo com a pressão dos monitores – no caso de lavra hidráulica –, pode haver perda de ouro no *oversize* do peneiramento, carregado pelos blocos de argila. Jatos de água sob pressão durante o peneiramento podem ajudar na desagregação. Pode-se também empregar um atricionador cilíndrico acoplado a um *trommel*, com defletores radiais para possibilitar quedas mais vigorosas no interior do escrudador. Os seixos do minério também contribuem para a desagregação. Experiências recentes foram relatadas e dão conta da eficiência do concentrador centrífugo na desagregação de aglomerados de argila.

Uma operação de deslamagem, ou remoção de ultrafinos, é geralmente realizada com o objetivo de manter baixa a viscosidade da polpa a ser concentrada, pois seu aumento é nocivo ao processo. Isto é feito, em pequenas usinas, com auxílio de tanques deslamadores, onde ocorre a sedimentação dos sólidos enquanto a lama sai pelo *overflow*. São também usados para desaguamento. Em usinas com bom controle operacional, o ciclone é usado para estas funções. A deslamagem deve evitar a perda de finos valiosos passíveis de recuperação numa etapa seguinte de concentração. Uma deslamagem também ocorre nas etapas de concentração, de modo que o concentrado secundário ou terciário se apresenta com menos lama e finos do que a alimentação da primeira etapa de concentração.

A classificação do minério em duas ou três faixas granulométricas para concentração gravítica é recomendável para melhorar a eficiência do processo. Os classificadores hidráulicos são usados para este fim, normalmente precedidos de uma etapa de deslamagem e/ou desaguamento.

Nos empreendimentos de pequeno porte, tratando aluviões auríferas, a tendência, pelo menos no Brasil, é alimentar os equipamentos de concentração sem classificação prévia. Para aumentar a recuperação é necessário reconcentrar os rejeitos de alguns equipamentos em outros mais eficientes para finos, após eliminação dos grossos e intermediários estéreis (por peneiramento e/ou cicloneamento).

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

---

- ANON. Hydrociclones improve gold recovery on dredge plants. *World Mining*, p. 49-50, July 1981.
- BERALDO, J.L.; MASINI, E.A. Beneficiamento de minério aluvionar. Curso organizado pelo IBRAM. Rio de Janeiro: IBRAM, set., 1984.
- BURT, R.O. A study of the effect of deck surface and pulp pH on the performance of a fine gravity concentrator. *International Journal of Mineral Processing*, v. 5, p. 39-44, 1978.
- BURT, R.O. Gravity Concentration Technology. Amsterdam: Elsevier, 1984.
- GAUDIN, A.M. Principles of Mineral Dressing. New Delhi: Tata McGraw-Hill, 1971.
- HARRIS, D. The Knelson concentrator - applications in Australia. In: *Gold, mining, metallurgy and geology*. Proc. Regional Conf. Australia. Inst. Min. Metall., Oct. 1984.
- KELLY, E.G. & SPOTTISWOOD. Introduction to Mineral Processing. New York: John Wiley, 1982.
- LINS, F.A.F.; SILVA, L.A. Aspectos do beneficiamento de ouro aluvionar. Rio de Janeiro: CETEM, 1987. Série Tecnologia Mineral, 41.
- LINS, F.A.F.; COTTA, J.C.; LUZ, A.B.; VEIGA, M.M.; FARID, L.H.; GONÇALVES, M.M.; SANTOS, R.L.C.; BARRETO, M.L.; PORTELA, I.C.M.H.M. Aspectos diversos da garimpagem de ouro. Rio de Janeiro: CETEM, 1992a. Cap. 4. Série Tecnologia Mineral, 54.
- LINS, F.F.; COSTA, L.S.N.; DELGADO, O.C. e GUTIERREZ, J.M. Concentrador centrífugo: revisão e aplicações potenciais. Rio de Janeiro: CETEM, 1992b. Série Tecnologia Mineral, 55.
- LINS, F.F., VEIGA, M.M. et al. Performance of a new centrifuge (Falcon) in concentrating a gold ore from Texada Island, B.C., Canada. *Minerals Engineering*, v. 5, p. 1113-1121, 1992c.
- RAO, P.D. et al. Beneficiation of gold and scheelite using a compound water cyclone. In: *International Mineral Processing Congress*, 15. Cannes, France, 1985, p. 231-243.
- RICHARDSON, J. The evolution and current applications of the MK II Cleveland circular jig to alluvial gold recovery. In: *Symposium on Precious Metals Recovery*, I. Reno, USA, June 1984.
- RUBALOWSKI, E.; RAJAGOPAL, K. Espiral concentradora: uma revisão do estado da arte. In: E.N.T.M.H., XI, Natal (RN), out. 1985.
- SAMPAIO, C.H. e TAVARES, L.M.M, In: Beneficiamento gravimétrico: uma introdução aos processos da concentração mineral e reciclagem de materiais por densidade. Porto Alegre, Editora da UFRGS, 603p., 2005.

SIVAMOHAN, R.; FORSSBERG, E. Principles of sluicing. *International Journal of Mineral Processing*, v. 15: p.157-171, 1985(a).

SIVAMOHAN, R.; FORSSBERG, E. Principles of spiral concentration. *International Journal of Mineral Processing*, v.15, p.173-181, 1985(b).

SIVAMOHAN, R.; FORSSBERG, E. Principles of tabling. *International Journal of Mineral Processing*, v. 15, p.281-295, 1985(c).

SIVAMOHAN, R. & FORSSBERG, E. Recovery of heavy minerals from slimes. *International Journal of Mineral Processing*, v. 15, p. 297-314, 1985(d).

TAGGART, A.F. Handbook of mineral dressing, ores and industrial minerals. New York: John Wiley, 1948.

TRATAMENTO de Minérios e Hidrometalurgia, In Memoriam Professor Paulo Abib Andery. Recife: ITEP, 1980.

VEIGA, M.M.; LINS, F.F. Recuperação de ouro fino com um novo concentrador centrífugo (Falcon). In: Anais do XV ENTMH, São Lourenço (MG), v. 2, p. 477-489, 1992.

ZADKIN, T. The Rand Leases plane table. In: J. Chem. Metall. Min. Soc. of S. Africa, p. 292-297, Feb. 1954.