

2

BENEFICIAMENTO DE MINÉRIOS DE OURO

Antonio Eduardo Clark Peres - UFMG

Arthur Pinto Chaves - USP

Fernando Antonio Freitas Lins - CETEM/MCT

Maurício Leonardo Torem - PUC-Rio

1. INTRODUÇÃO

O beneficiamento de minérios de ouro apresenta algumas peculiaridades que o distinguem de outros métodos de tratamento. A espécie submetida ao processo de beneficiamento é uma entidade química em sua forma elementar metálica, caracterizada por elevadas densidade e maleabilidade. O valor de mercado do produto é consideravelmente superior ao da grande maioria dos bens minerais.

Em linhas gerais, as rotas de processamento podem se restringir a uma mera adequação granulométrica do minério às etapas hidrometalúrgicas subseqüentes ou envolver, além da preparação, estágios de concentração. Nesse último caso as propriedades diferenciadoras exploradas são a diferença de densidade e de hidrofobicidade (natural ou induzida) entre o ouro e os minerais a ele associados mais intimamente e os minerais de ganga. As operações de preparação devem preservar as partículas de ouro livre e o beneficiamento como um todo deve priorizar a recuperação do ouro contido, ficando o teor de ouro no concentrado e a rejeição de impurezas como objetivos secundários.

As etapas de preparação estão presentes tanto em circuitos em que ocorre concentração prévia dos minérios quanto naqueles em que o minério é submetido diretamente à extração hidrometalúrgica.

2. PREPARAÇÃO

A preparação abrange britagem, peneiramento, moagem e classificação.

BRITAGEM

A britagem primária pode ser realizada tanto em britadores de mandíbulas de dois eixos quanto em britadores de impacto (Chaves e Peres, 1999).

Nos britadores de mandíbulas (**Figura 1**) os elementos mecânicos ativos são uma placa metálica móvel (mandíbula móvel), que se move em movimento recessivo (aproxima-se e afasta-se) de uma placa metálica fixa (mandíbula fixa). A distância entre as duas mandíbulas na extremidade superior do britador é designada como "gape". O fragmento de rocha ou minério a ser britado é introduzido no espaço entre as duas mandíbulas e, durante o movimento de aproximação, é esmagado. Os fragmentos resultantes escoam para baixo, durante o movimento de afastamento, cada qual se deslocando até uma posição em que fique contido pelas mandíbulas e seja novamente esmagado na aproximação seguinte da mandíbula móvel. A mandíbula móvel movimenta-se em torno de um eixo cêntrico. O movimento é gerado por um outro eixo, excêntrico, que aciona uma biela. Esta biela está ligada a duas placas rígidas de metal, chamadas "abanadeiras". A abanadeira da direita tem sua extremidade à direita fixa. A extremidade da esquerda sobe e desce com o movimento da biela, percorrendo um arco de círculo e empurrando a ponta inferior da biela para a frente e depois retornando com ela. A abanadeira da esquerda tem um movimento mais complexo: sua ponta direita sobe e desce e vai para a frente e retorna, transmitindo esses movimentos para a mandíbula, à qual está presa pela sua extremidade esquerda. Como a mandíbula móvel está presa pelo eixo cêntrico, o movimento que ela tem liberdade para fazer é percorrer um arco de círculo, aproximando e afastando a sua extremidade inferior da mandíbula fixa (abrindo e fechando). Todo o conjunto mandíbula móvel - abanadeira esquerda - biela - abanadeira direita é mantido solidário e rígido por uma outra peça, o tirante, que é aparafusado à carcaça do britador. A abanadeira direita apoia-se num calço, de tamanho variável, cujo efeito é aumentar ou diminuir a distância entre as extremidades inferiores das mandíbulas - a "abertura" do britador. Nota-se na Figura 1 a presença de um volante (na realidade são 2, mas o outro está no plano anterior ao corte). Estes volantes têm a função principal de armazenar energia cinética durante a operação do britador, que é intermitente, o equipamento passando períodos operando em vazio, isto é, sem receber alimentação. Nestes períodos, o volante gira e acumula energia cinética, que será dispendida no momento em que o britador for alimentado e tiver que quebrar as partículas entre as mandíbulas. Desta forma o motor do equipamento é aliviado. A outra função de um dos volantes é trabalhar como uma grande polia, acionada por correias em V, a partir do motor. Isto é vantajoso, porque vale como um dispositivo de segurança: em caso de travamento do britador (por exemplo por causa de um fragmento grande demais para ser britado), as correias patinam ou acabam por se romperem, protegendo o motor.

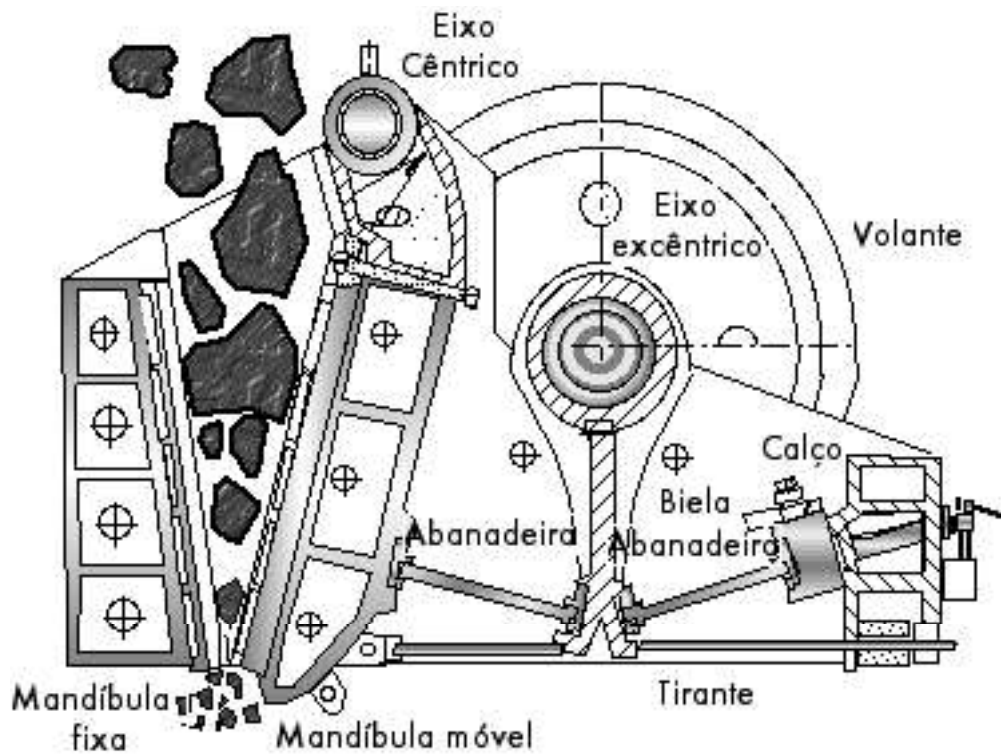


Figura 1 - Corte de um britador de mandíbulas de dois eixos

Os britadores de impacto (**Figura 2**) convencionais se caracterizam por desgaste elevado e por isto estão limitados a materiais não abrasivos. Apresentam menor investimento de capital e maior rendimento energético. A ação mecânica é o impacto dos martelos ou barras de impacto sobre as partículas e a transformação de sua energia cinética em fratura. A carcaça é projetada especialmente de forma a fragmentar as partículas impactadas contra a mesma. A descarga é livre e a câmara é grande, para permitir a movimentação das partículas e passagem de blocos de grandes dimensões. Em alguns modelos a posição das barras de impacto pode ser ajustada horizontalmente, de forma a regular a granulometria do produto.

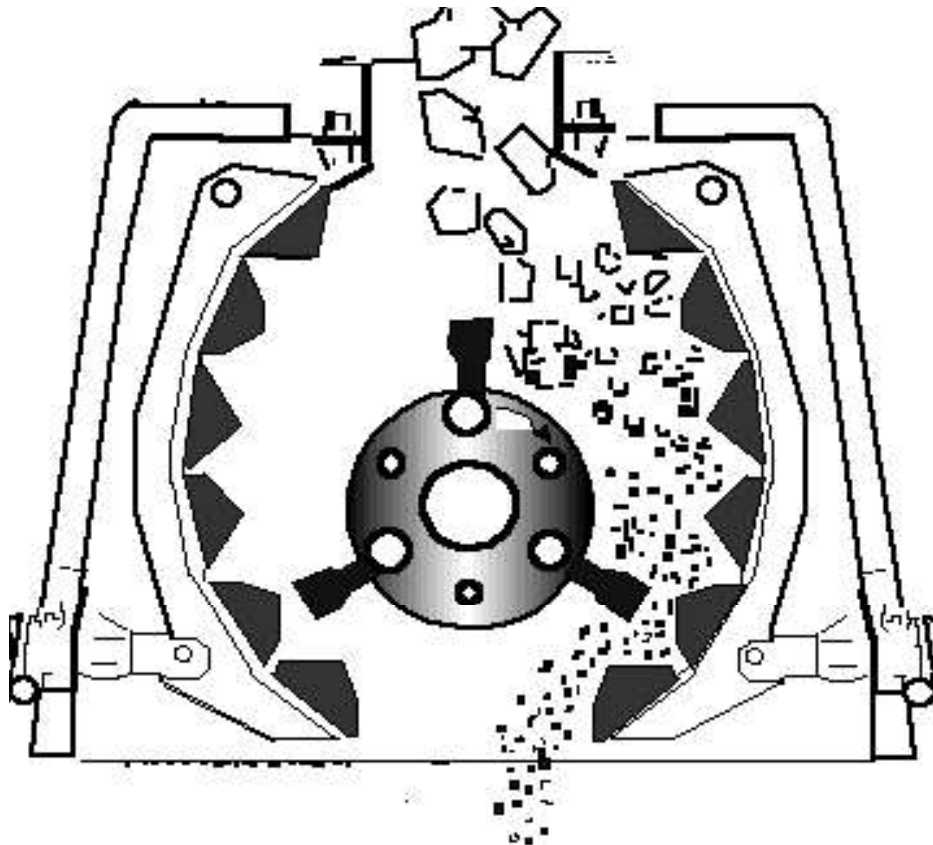


Figura 2 - Britador de impacto

Nas britagens secundária e terciária são empregados britadores cônicos (Chaves e Peres, 1999). Essas máquinas pertencem à família dos britadores giratórios. Em comparação com os britadores giratórios propriamente ditos, apresentam altura do cone reduzida em relação ao diâmetro da base e o manto fecha-se no topo, permitindo melhor aproveitamento do volume da câmara. Os fabricantes fornecem equipamentos com diferentes desenhos de câmara para grossos, médios e finos, de modo que a distribuição granulométrica do produto passante na abertura na posição fechada varia, respectivamente, entre 60%, 68% e 75%. Os aparelhos usados na britagem secundária são designados como britador cônico ou cônico "standard"; os empregados na britagem terciária são mais curtos e de câmara mais fechada, sendo chamados de "short head" (Figura 3).

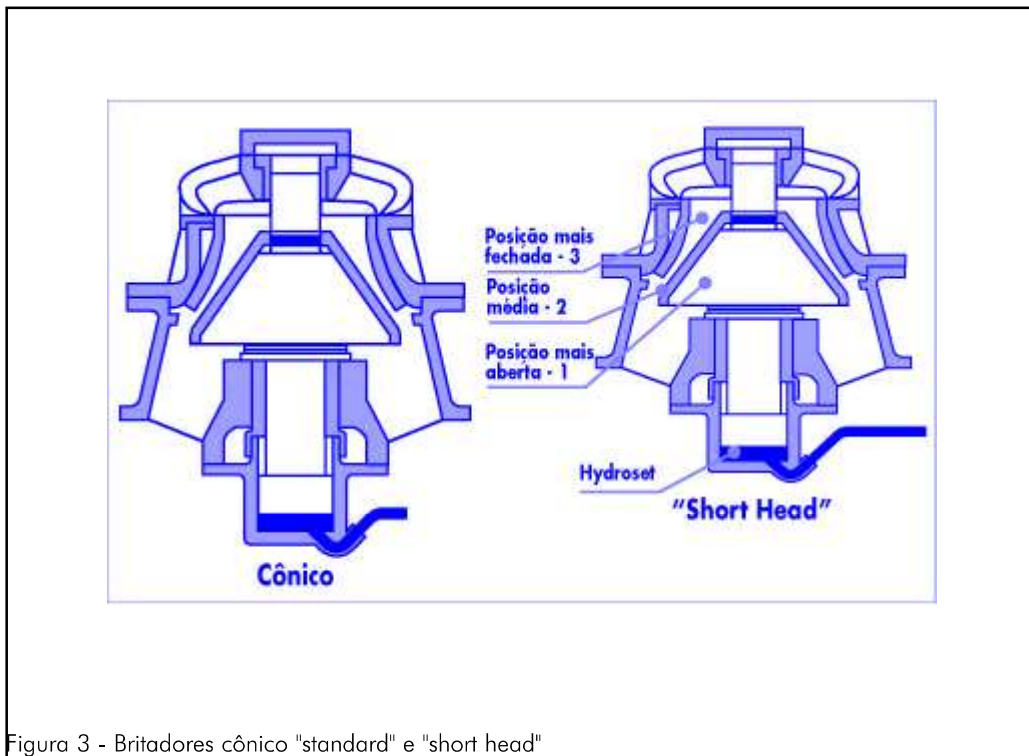


Figura 3 - Britadores cônico "standard" e "short head"

PENEIRAMENTO

Nos circuitos de britagem de minérios de ouro no Brasil são empregadas peneiras vibratórias convencionais, constituídas por um chassi robusto, apoiado em molas, um mecanismo acionador do movimento vibratório e um, dois ou três suportes para as telas ("decks") (Chaves e Peres, 1999). No peneiramento de partículas grosseiras é necessário revestir as paredes internas do chassi com placas de material resistente à abrasão. Quando se peneiram populações contendo tamanhos variados numa malha de abertura pequena é muito conveniente a colocação de um "deck" de alívio ou proteção, com uma tela grossa e forte, que recebe o impacto e o esforço mecânico das partículas maiores. Ao final os "oversizes" das duas frações são reunidos gerando um produto único. As peneiras vibratórias inclinadas têm inclinações variando entre 15° e 35° e transportam o material do leito a uma velocidade de 18 a 36m/min, dependendo da inclinação. As peneiras horizontais transportam o material à velocidade de 12m/min. As peneiras vibratórias inclinadas têm um movimento vibratório circular ou elíptico, que faz com que as partículas sejam lançadas para cima e para a frente, de modo que possam se apresentar à tela várias vezes, sempre sobre aberturas sucessivas. Este movimento vibratório causa a estratificação do conjunto de partículas sobre a tela, de modo que as maiores fiquem por cima e as menores por baixo.

A análise do peneiramento pode ser feita considerando-se peneiramento coletivo ou individual das partículas (Chaves e Peres, 1999). A peneira exerce três ações independentes e distintas sobre a população de partículas alimentadas: transporte das partículas ao longo da peneira, estratificação do leito, ficando as partículas maiores por cima e as menores por baixo e o peneiramento propriamente dito. O comportamento coletivo é ilustrado na **Figura 4**, que mostra o corte ideal do leito de partículas sobre o "deck" de uma peneira eficiente. Apresenta-se também a quantidade de material passante ao longo do leito. O comportamento individual leva em conta a comparação entre o diâmetro d da partícula e a abertura a da tela.

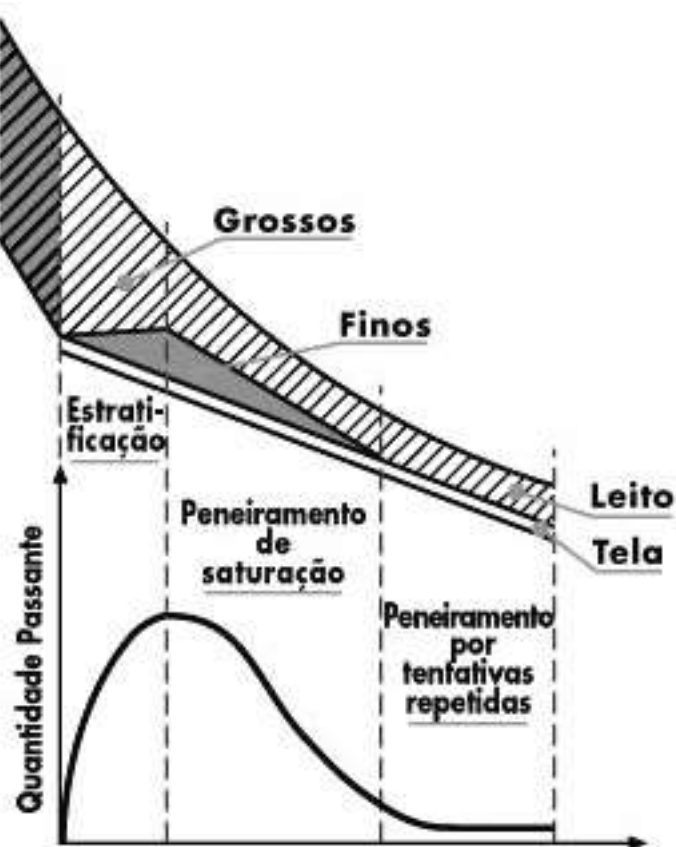


Figura 4 - Comportamento coletivo das partículas

Cinco situações ficam caracterizadas (**Figura 5**):

$d > 1,5 a$ - as partículas escorrem sobre a tela e se encaminham para o "oversize", sem acarretar problemas em termos de eficiência de peneiramento; podem causar problemas operacionais devido ao peso elevado, solucionados com a introdução de um "deck" de alívio;

$1,5 a > d > a$ - também se encaminham para o "oversize" mas, em suas tentativas de passar, podem acabar presas em alguma abertura, reduzindo a capacidade de peiramento; o problema pode ser minimizado mediante regulagem da amplitude e da frequência;

$a > d > 0,5 a$ - essas partículas só atravessam a tela quando caem sobre a malha numa posição conveniente, exigindo um número elevado de tentativas para passar; constituem a chamada faixa crítica de peneiramento;

$d < 0,5 a$ - atravessam a abertura da malha com facilidade;

$d \ll 0,5 a$ - deveriam ter comportamento semelhante ao da classe anterior, mas devido à umidade podem recobrir a superfície das partículas maiores; uma solução para o problema seria o peneiramento a úmido.

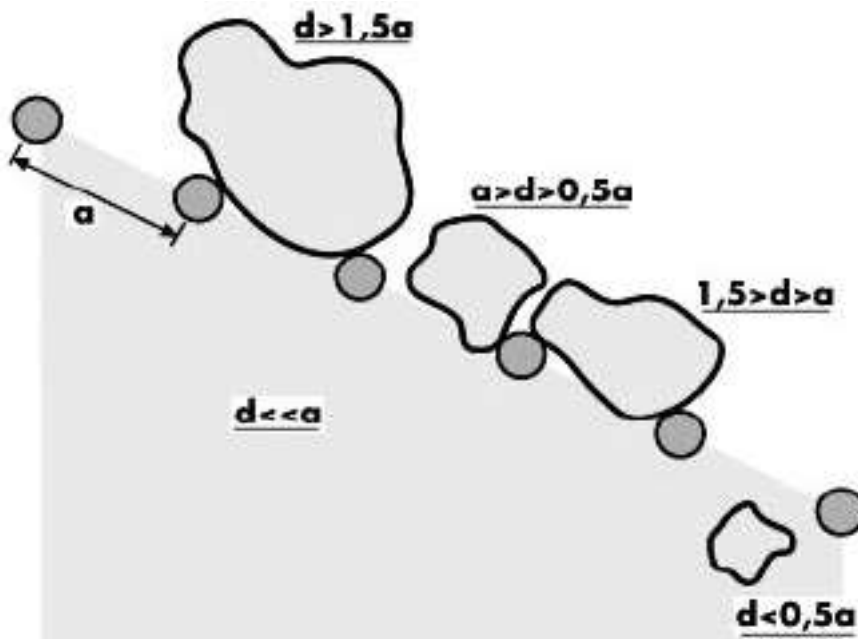


Figura 5 - Comportamento individual das partículas

MOAGEM

Os moinhos empregados em cominuição de minérios de ouro no Brasil são moinhos de bolas (Chaves e Peres, 1999), enquadrados na categoria de moinhos de carga cadente (**Figura 6**). São constituídos de um corpo cilíndrico que gira em torno do seu eixo. A carcaça é feita de chapa calandrada e soldada, com espessura entre 1/100 e 1/75 do diâmetro do moinho, fechada nas duas extremidades por peças de aço fundido chamadas tampas, cabeças ou espelhos ("heads"). São sempre revestidos internamente por material resistente ao desgaste, metálico ou de borracha. Fazem parte das tampas dois pescoços, ou munhões, que sustentam todo o moinho (carcaça, revestimento, tampas, corpos moedores,

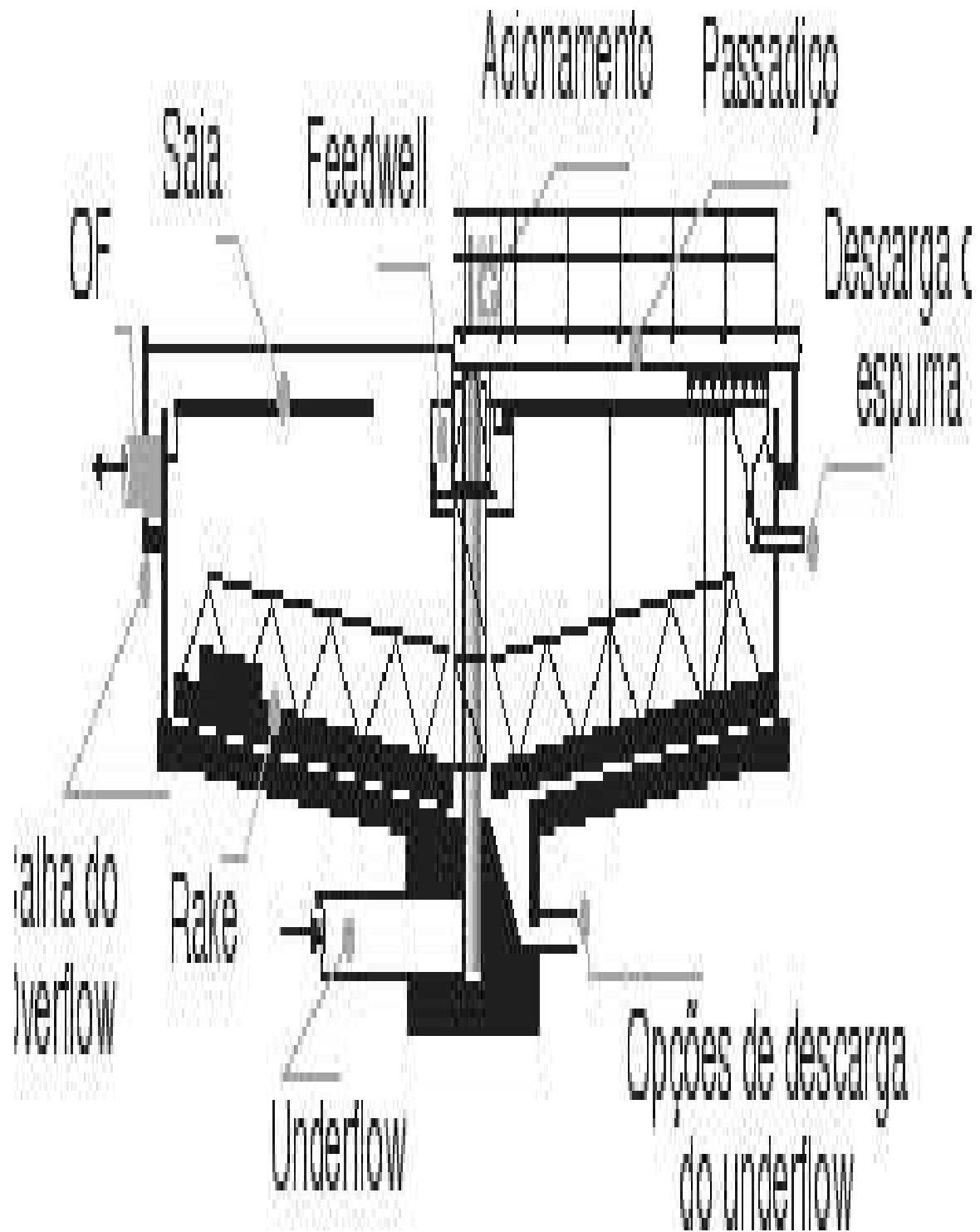


Figura 6 - Moinho de carga quente

minério e água) e giram dentro de mancais. Nunca é demais enfatizar o peso enorme que esses pescoços suportam. Os fabricantes fornecem moinhos de diâmetros pré-definidos; isto porque, do ponto de vista da fabricação do equipamento, é muito fácil alterar o comprimento do moinho, que é feito, como já dito, de chapa calandrada e soldada.

Já as tampas são feitas de aço fundido, os moldes de fundição são muito caros e os fabricantes dispõem de número restrito dos mesmos. O acionamento é feito por coroa e pinhão, a coroa sendo solidária ao moinho e externa à carcaça, fabricada em duas metades, aparafusadas, geralmente em aço fundido. Os dentes são retos até potências de 400 HP e helicoidais acima disso. O acionamento deve ser instalado do lado oposto ao da alimentação (lado da descarga), de modo que algum eventual entupimento que implique em derramamento da polpa de alimentação não venha a atingir a coroa, que é uma peça de usinagem muito cara.

CLASSIFICAÇÃO

Classificação consiste em separar uma população de partículas em duas outras, uma com proporção significativamente maior de partículas grosseiras ("underflow"), outra com proporção significativamente maior de partículas finas ("overflow") (Chaves et alii, 1996). De maneira geral a classificação é executada com um dos objetivos: (1) selecionar partículas suficientemente finas (portanto com elevado grau de liberação) para alimentar o processo de concentração (especialmente a flotação) e aquelas que devem retornar ao moinho; (2) eliminar partículas muito finas, nocivas à etapa subsequente, operação conhecida como deslamagem.

Durante décadas a classificação foi realizada em classificadores espirais. Há cerca de 50 anos esses equipamentos passaram a ser substituídos por hidrociclones, ou simplificada, ciclones (**Figura 7**, Masini et alii, 1980), invenção do Dutch State Mines Department (Holanda). Hoje é considerado equipamento padrão para classificação fina, entre 850 mm e 2 mm. Vantagens do ciclone em relação a classificadores espirais são: capacidade elevada em termos de volume ou área ocupada, facilidade de controle operacional, operação relativamente estável e entrada em regime em curto período de tempo, manutenção fácil e facilitada por um projeto bem feito, investimento baixo viabilizando a colocação de unidades de reserva. As desvantagens são: custo operacional maior (devido à energia gasta no bombeamento), incapacidade de armazenar grande volume de polpa e, com isso, de ter efeito regulador, menor eficiência de classificação. Essa última característica, no caso do fechamento de circuitos de moagem, pode se transformar em vantagem, já que uma certa quantidade de finos pode afetar a reologia da polpa de forma a tornar mais eficiente a moagem.

A compreensão do funcionamento do ciclone fica facilitada a partir da análise de sua operação com água apenas. A polpa de alimentação adquire um movimento circular, ou mais precisamente um escoamento rotacional, dentro da porção cilíndrica do ciclone. As únicas opções para a saída da água alimentada são o "apex" e o "vortex finder". A maior

parte da água sai pelo "vortex finder", devido à sua maior secção. No interior do ciclone toda a água gira no mesmo sentido, mas parte dela tem uma componente vertical de velocidade descendente e se dirige para o "apex" (vórtice descendente) e a outra tem um sentido ascendente e se dirige para o "vortex finder" (vórtice ascendente). As principais características desse escoamento são: a velocidade angular varia diretamente com a pressão de alimentação; a velocidade linear varia diretamente com a velocidade angular para um dado diâmetro de ciclone (em ciclones de diâmetro grande é possível obter elevadas velocidades lineares com pequenas velocidades angulares, pequenas pressões; ciclones de pequeno diâmetro exigem pressões elevadas para a obtenção de velocidades lineares adequadas); para uma mesma pressão, ciclones de diâmetros crescentes apresentarão velocidades lineares crescentes; o movimento da massa fluida acarreta o aparecimento de uma pressão negativa que provoca sucção de ar para dentro do ciclone, através do "apex" (esse ar mistura-se ao vórtice ascendente e sai pelo "overflow").

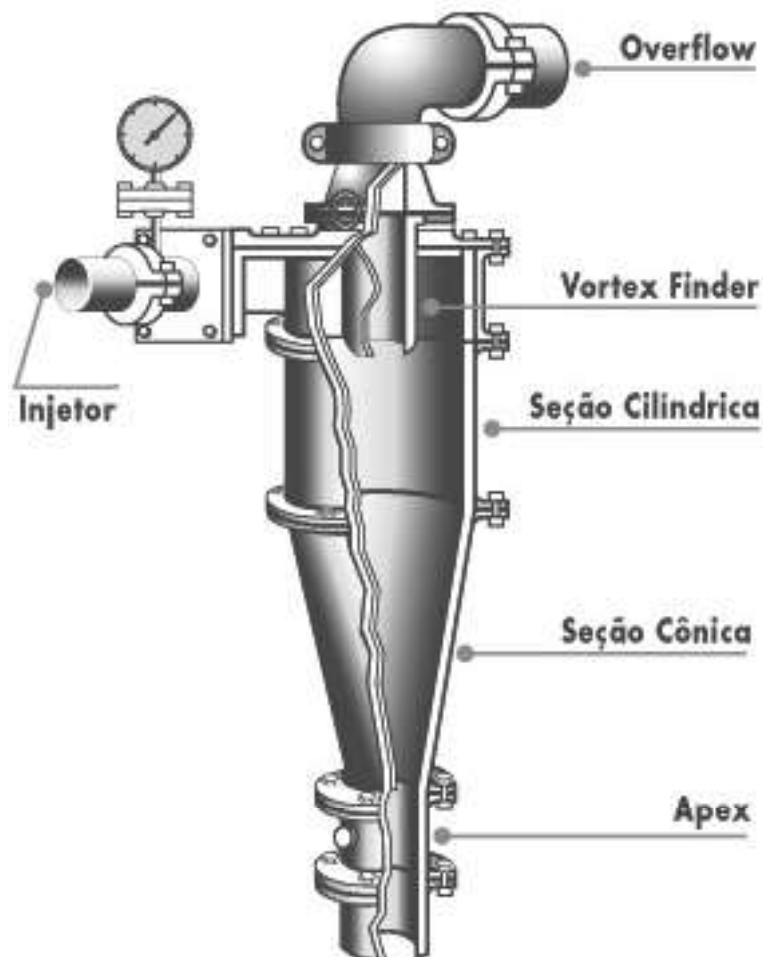


Figura 7 - Ciclone típico

Considerando-se a presença de partículas sólidas, o movimento circular gera uma força centrífuga que impele as partículas em direção às paredes do ciclone. As partículas ficam sujeitas à velocidade centrífuga que tende a arrastá-las em direção às paredes do ciclone e à velocidade vertical imposta pelo movimento da água dentro do ciclone: no sentido descendente nas regiões próximas à periferia, onde a massa de polpa está sendo descarregada pelo "underflow", e no sentido ascendente nas regiões centrais, onde a polpa está sendo descarregada pelo "overflow". As partículas mais grosseiras têm massa maior e por isso afundam mais depressa no campo centrífugo, ocupando o volume do ciclone próximo às paredes. As partículas finas também tendem a ser projetadas em direção às paredes, mas como o espaço já está ocupado pelas partículas grosseiras são empurradas para o centro do ciclone. Partículas extremamente finas se incorporam ao meio líquido e se dividem entre "underflow" e "overflow" de acordo com a partição de água entre esses fluxos

3. CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA

O método mais adequado para o processamento de um minério de ouro é determinado por muitos fatores como a mineralogia dos minerais portadores de ouro e dos minerais de ganga, o tipo de padrão de liberação dos minerais portadores de ouro e o tamanho da partícula de ouro, entre outros (Lins, 2000).

Tipicamente, as partículas livres de ouro de tamanho maiores que 200 μm podem ser recuperadas eficientemente por métodos gravíticos. Quando o ouro está associado a sulfetos, o processamento usual inclui a cominuição do minério e subsequente liberação, seguida de uma etapa de flotação antes da cianetação. Com os minérios de natureza refratária, é comum o emprego de ustulação ou lixiviação à pressão ou bacteriana previamente à cianetação (Lins, 2000). A concentração de minérios de ouro no Brasil é praticada por métodos gravíticos e por flotação.

Os aparelhos mais empregados na separação gravítica de minérios de ouro são os jigues, as mesas vibratórias (ou oscilatórias) e os concentradores centrífugos. Na década de 80 surgiram grandes novidades no campo da concentração gravítica com o lançamento no mercado dos concentradores Knelson e Falcon e de aparelhos fabricados pela empresa Bartles-Mosley, frutos da genialidade de Richard Mosley. Infelizmente uma pendência entre Bartles e Mosley pôs fim à sociedade entre eles. Os direitos de fabricação dos equipamentos ficaram com Bartles, porém não houve continuidade da produção sem a genialidade de Mosley. Este criou uma nova empresa, mas foi obrigado a desenvolver novos equipamentos, como o Multy Gravity Separator(MGS), aparelho caro e de difícil operação. O falecimento de Richard Mosley, em junho de 1995, pôs fim a essa era. Na década de 90 surgiu na Austrália o jigue centrífugo, que tem mostrado resultados promissores. Neste trabalho, vamos nos ater à descrição dos jigues convencionais, das mesas vibratórias e dos concentradores centrífugos Knelson e Falcon.

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 através de processos gravíticos, desconsiderando o fator de forma das partículas minerais. O critério de concentração - originalmente sugerido por Taggart, com base na experiência industrial - aplicado à separação de dois minerais em água é definido como segue (Burt, Lins, 1998):

$$CC = (\rho_p - 1) / (\rho_l - 1)$$

onde ρ_p é a densidade do mineral pesado e ρ_l a do mineral leve, considerando-se a densidade da água igual a 1,0.

Para o para wolframita e 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.

Tabela 1: Significado do critério de concentração (CC)

CC	Significado
> 2,5	Separação eficiente até 200 malhas
2,5 - 1,75	Separação eficiente até 100 malhas
1,75 - 1,50	Separação possível até 10 malhas, porém difícil
1,70 - 1,20	Separação possível até 1/4", porém difícil

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.

De qualquer modo, a tabela acima indica a dificuldade de se alcançar uma separação eficiente quando tratando frações abaixo de 200 malhas (74 mm). Aquele critério de concentração, no entanto, foi sugerido com base em equipamentos que operam sob a gravidade; a introdução da força centrífuga amplia a possibilidade de uma separação mais eficiente com materiais finos e superfinos.

JIGUES E MESAS

a) 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 8**) (Lins, 1998).

Existem duas abordagens para a teoria de jigagem, a clássica, hidrodinâmica - a qual iremos nos ater aqui - e a teoria do centro de gravidade. O conceito clássico considera o movimento das partículas, cuja descrição típica foi feita por Gaudin, que sugeriu que três mecanismos estão envolvidos: 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 (Lins, 1998).

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.

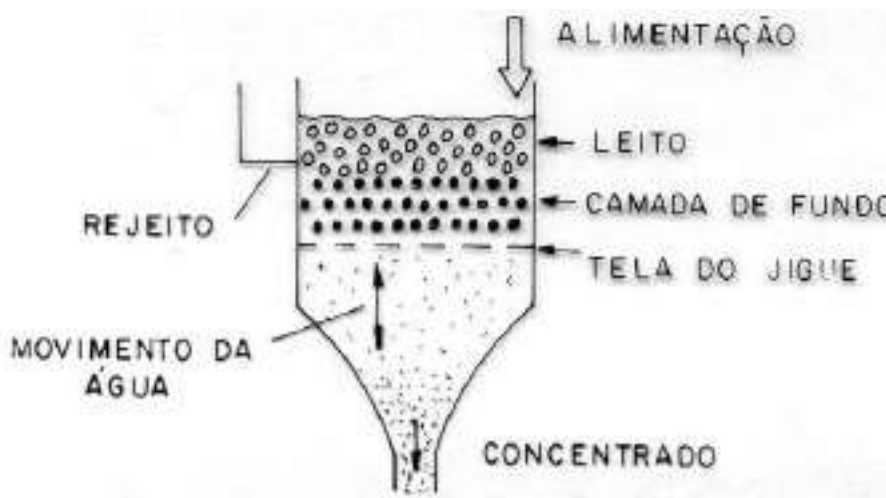


Figura 8 - Esquema simplificado de um jigue.

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 (Lins, 1998).

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. 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 (Lins, 1998).

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 freqüentemente na concentração secundária de aluviões auríferos 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 (Lins, 1998).

Na ex-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 (ragging), 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 grosseiros.

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 prestem a devida atenção a esse aspecto.

b) Mesa

A mesa vibratória ou oscilatória típica consiste de um deck 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 (Lins, 1998).

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 a 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 (**Figura 9**).

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 9c. É provável também que haja a ação das forças de Bagnold oriundas do movimento da mesa e do fluxo de polpa sobre esta.

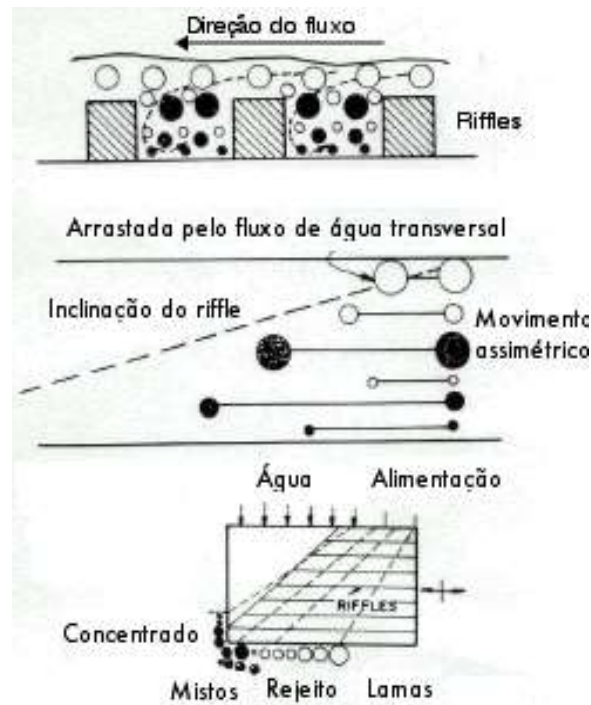


Figura 9 - Mesa oscilatória.

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, de ripas de altura um pouco maior e mais larga para criar melhores condições de sedimentação; é a chamada mesa de lamas.

CONCENTRADORES CENTRÍFUGOS

A operação dos concentradores centrífugos se baseia no princípio de se aumentar o efeito gravitacional visando uma maior eficiência na recuperação de partículas finas. Surgiram no Canadá substituindo equipamentos rudimentares como as calhas ("sluice boxes"). Merecem destaque no presente os concentradores centrífugos Knelson (Knelson e Jones, 1994) e Falcon (Falcon Concentrators Inc., 1998) ambos canadenses.

Concentrador Knelson

Ainda na década de 80 a Knelson solucionou o problema de se aumentar a força centrífuga sem perda de fluidização do leito concentrador, fator que estende a utilização do equipamento a faixas granulométricas mais finas. O concentrador Knelson modelo padrão é uma centrífuga que desenvolve 60 g, operando em batelada. A descarga de concentrado dura de 10 a 15 minutos, sendo realizada mediante a abertura de um orifício de drenagem, através do qual o concentrado é impulsionado por um jato de água, seguindo por uma tubulação até uma sala ou container de segurança. O modelo CD - Descarga Central - ("centre discharge") se assemelha ao concentrador padrão, mas inovações mecânicas reduziram o tempo de descarga automática a 2 minutos. O concentrador de descarga central Knelson é ilustrado na **Figura 10**. Um concentrador de descarga variável, operado continuamente, foi projetado para indústrias de metais de base e de carvão.

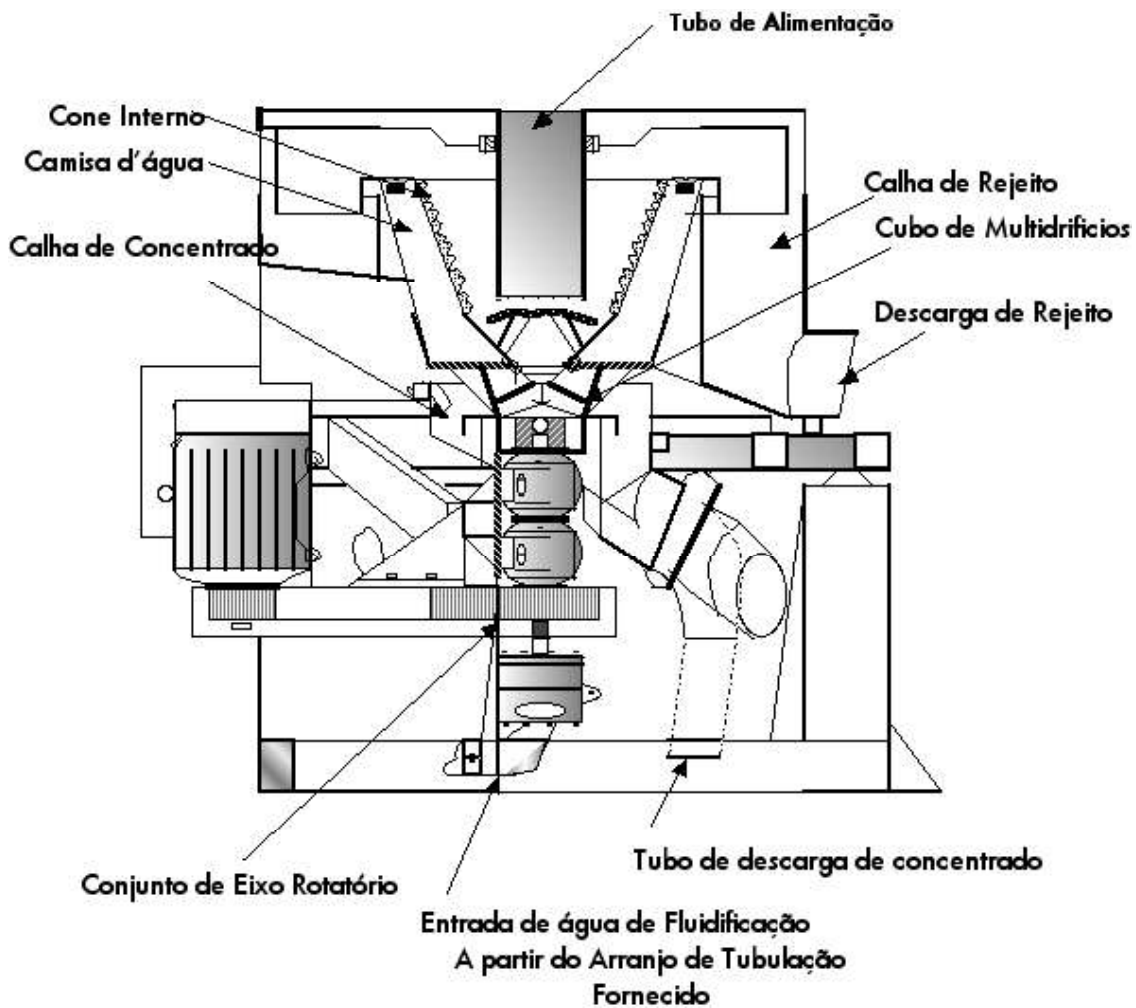


Figura 10 - Concentrador Knelson de descarga central de 30"

Concentrador Falcon

A Falcon, empresa mais recente que a Knelson, porém fabricando concentradores centrífugos desde a segunda metade da década de 80, foi a pioneira no fornecimento de concentradores centrífugos contínuos, desenvolvidos a partir da tecnologia de operação em batelada ou semi-contínua. Os modelos semi-contínuo e em batelada ainda são os mais utilizados. Seus aparelhos podem atingir 200 g e recuperar partículas abaixo de 10 mm. Isto é possível mediante a utilização de baixas pressões de água (50 - 80 kPa) para fluidizar os "rifles" de concentrado, sob ação centrífuga equivalente a 200 g, usando acionadores de frequência variável. Um esquema do concentrador Falcon, incluindo a representação do balanço de forças no equipamento, é apresentado na **Figura 11**. Uma instalação de circuito típica, incluindo a utilização de um concentrador semi-contínuo Falcon, é ilustrada na **Figura 12**.

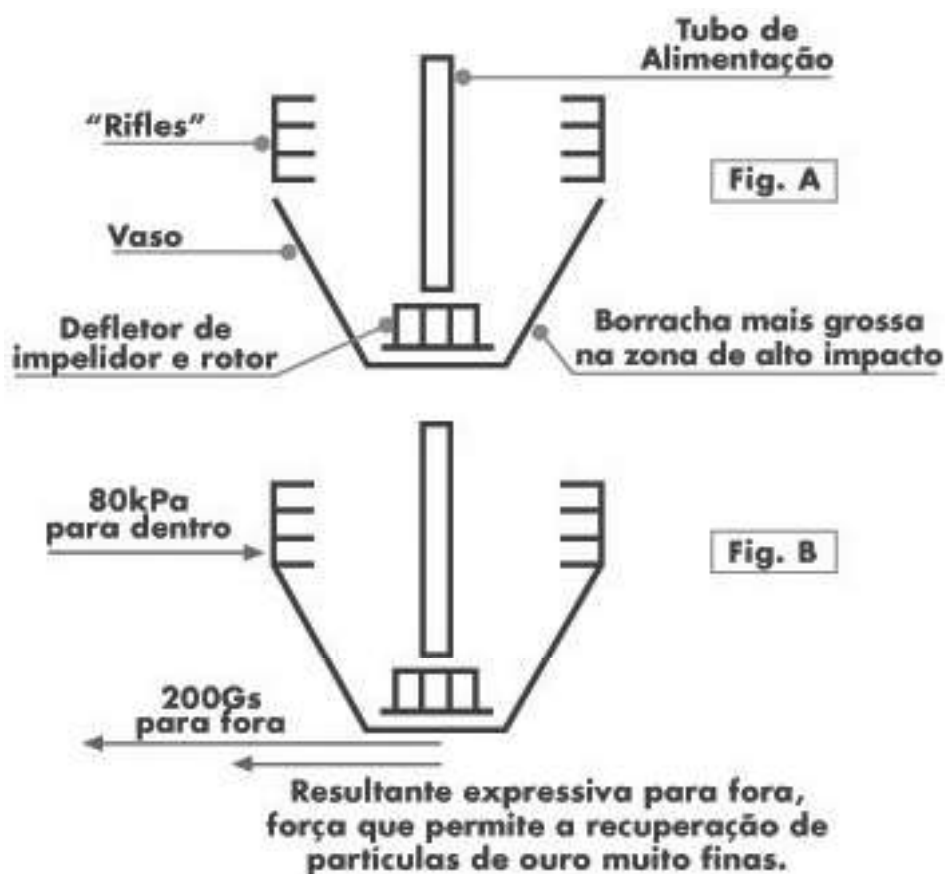


Figura 11 - Concentrador Falcon

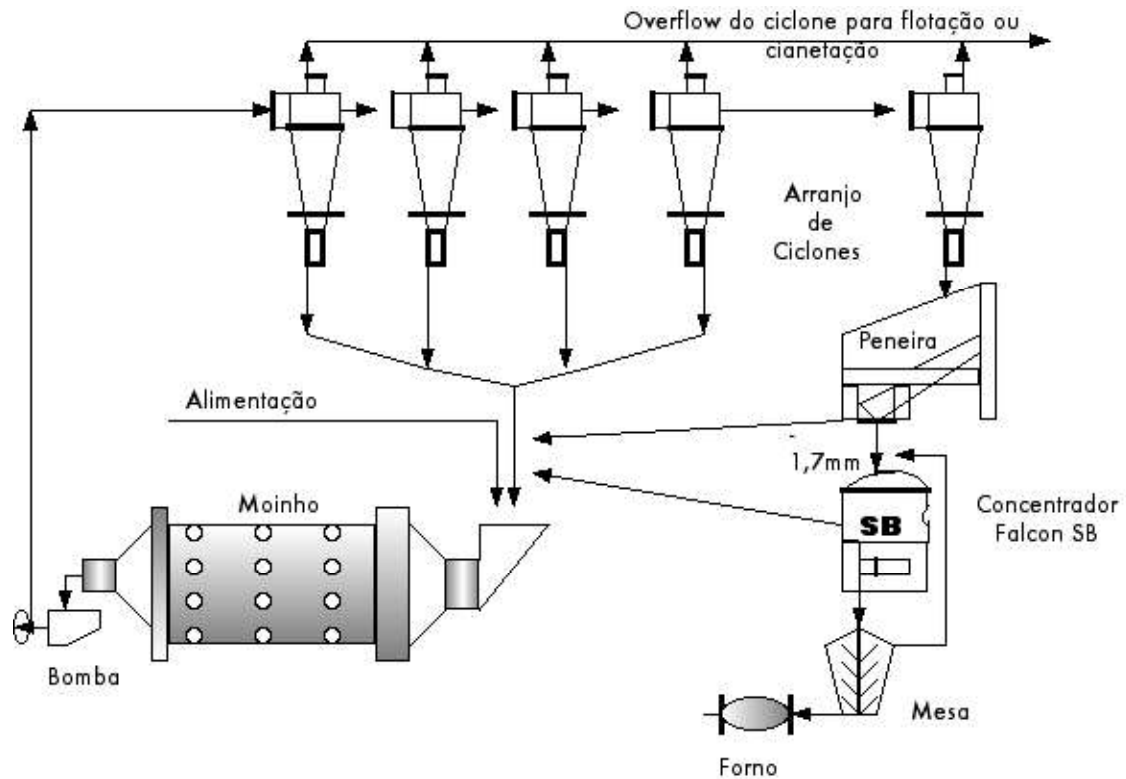


Figura 12 - Circuito típico incluindo concentrador Falcon

4. FLOTAÇÃO

INTRODUÇÃO À FLOTAÇÃO

A flotação é um método de separação entre partículas sólidas que explora diferenças superficiais baseadas no fato das mesmas poderem apresentar caráter polar (hidrofilicidade) ou apolar (hidrofobicidade). Segundo o princípio de afinidade entre espécies ambas polares ou ambas apolares, em uma máquina de flotação as entidades hidrofílicas seguem o fluxo de água e as hidrofóbicas aderem às bolhas de ar. Superfícies de ouro puras e limpas são naturalmente hidrofílicas. Entretanto, menos de uma monocamada de contaminante carbonáceo, depositado a partir do ar ou da solução, é suficiente para tornar a superfície hidrofóbica. O resultado prático é que o ouro pode ser considerado um dos melhores exemplos de hidrofobicidade natural entre os sistemas de extração industrial (Marsden e House, 1992). Na maioria dos casos as partículas de ouro encontram-se na natureza intimamente associadas a alguns minerais, especialmente da família dos sulfetos, tais como arsenopirita, pirita, pirrotita e calcopirita. Este é o caso das empresas brasileiras que praticam flotação de ouro, que pode ser tratada como flotação de sulfetos, como veremos adiante.

Qualquer operação de concentração de minerais requer três condições básicas: liberabilidade, diferenciabilidade e separabilidade dinâmica. A liberabilidade é conseguida nas operações de fragmentação da etapa de preparação. O caráter hidrofóbico das partículas de ouro em sua condição natural foi discutido anteriormente. As partículas dos sulfetos e ele associadas, apesar de não serem tão hidrofílicas quanto aquelas dos oxi-minerais, requerem a adsorção de um coletor para serem coletadas pela fase ar. Para que a ação do coletor seja mais efetiva a presença de um ativador é geralmente necessária. Uma espuma estável é obtida pela ação de um espumante que tem também a função de facilitar a cinética de interação partícula - bolha. Por separabilidade dinâmica entende-se a disponibilidade de um equipamento ou máquina de flotação. Os reagentes e máquinas empregados na flotação de ouro no Brasil serão discutidos a seguir.

REAGENTES

Os coletores empregados na flotação de sulfetos contendo ouro associado pertencem à família dos tio-compostos ou compostos sulfidrílicos. Os grupos polares dos tio-compostos contêm pelo menos um átomo de enxofre não ligado a oxigênio. São usualmente derivados de um "composto de origem" oxigenado, através da substituição de um ou mais átomos de oxigênio por enxofre. Partindo-se de compostos de origem da química inorgânica a transição para tio-composto requer a substituição de um ou mais hidrogênios por radicais de hidrocarboneto. Os tio-compostos são normalmente comercializados sob a forma de sais de sódio ou potássio.

As principais propriedades dos tio-compostos são: (i) baixa ou nenhuma atividade na interface líquido/ar (caracterizando ação exclusivamente coletora, ausência de ação espumante); (ii) alta atividade química em relação a ácidos, agentes oxidantes e íons metálicos; e (iii) diminuição da solubilidade com o aumento da cadeia hidrocarbônica.

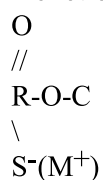
A importância das reações de oxidação de tio-compostos leva a uma forma de apresentação dos mesmos que abrange a seqüência: composto de origem, tio-derivativo, produto de oxidação, conforme a **Tabela 2**.

A estrutura dos compostos de origem é apresentada na própria tabela. Os tio-derivativos e produtos de oxidação são ilustrados a seguir.

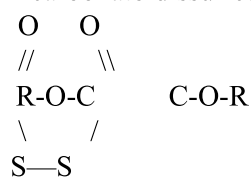
Tabela 2: Principais tio-compostos

Composto de origem	Tio-derivativo	Produto de oxidação
ácido carbônico $\begin{array}{c} \text{O} \\ // \\ \text{HO}-\text{C} \\ \backslash \\ \text{OH} \end{array}$	monotiocarbonato ditiocarbonato (xantato) tritiocarbonato perxantato éter xântico formato xantógeno	carbonato dissulfeto dixantógeno
ácido carbâmico $\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{O} \\ \backslash \quad // \\ \text{N}-\text{C} \\ / \quad \backslash \\ \text{H} \quad \text{OH} \end{array}$	ditiocarbamato éster de tionocarbamato	dissulfeto de tiouretana
ácido fosfórico $\begin{array}{c} \text{HO} \quad \text{O} \\ \backslash \quad // \\ \text{P} \\ / \quad \backslash \\ \text{HO} \quad \text{OH} \end{array}$	monotiofosfato de dicresila ditiofosfato de monoalquila ditiofosfato de dialquila	monotiofosfatógeno ditiofosfatógeno ditiofosfatógeno (análogos ao dixantógeno)
ácido fosfínico $\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{O} \\ \backslash \quad // \\ \text{P} \\ / \quad \backslash \\ \text{H} \quad \text{OH} \end{array}$	ditiofosfinato	
uréia $\begin{array}{c} \text{H}_2\text{N} \\ \backslash \\ \text{C}=\text{O} \\ / \\ \text{H}_2\text{N} \end{array}$	tiouréia mercaptobenzotiazol	
água $\begin{array}{c} \text{O} \\ / \quad \backslash \\ \text{H} \quad \text{H} \end{array}$	mercaptana	dissulfeto
amoníaco NH ₃	tioeteramina	

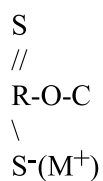
monotiocarbonato



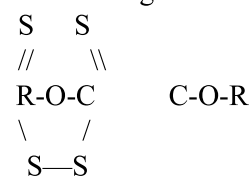
carbonato dissulfeto



ditiocarbonato (xantato)

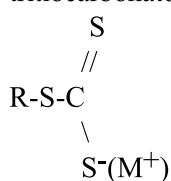


dixantógeno

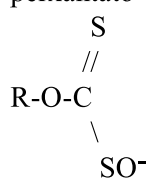


Nos xantatos ocorre ressonância entre os átomos de enxofre da ligação dupla e da simples com o carbono. A ressonância entre os dois átomos de enxofre e o de oxigênio é desprezível.

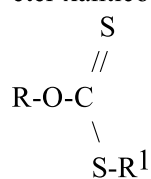
tritiocarbonato



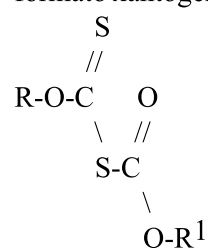
perxantato



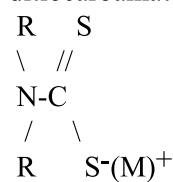
éter xântico



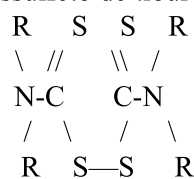
formato xantógeno



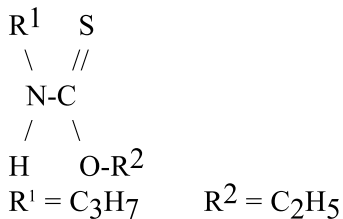
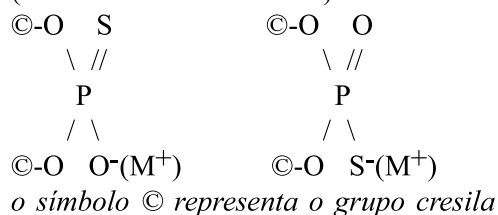
ditiocarbamato de dialquila



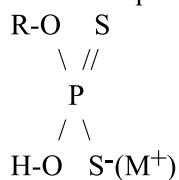
dissulfeto de tiouretana



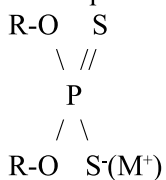
éster de tionocarbamato de alquila

monotiofosfato de dicresila
(duas formas tautoméricas)

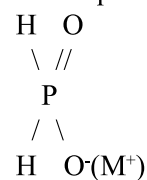
ditiofosfato
de monoalquila



ditiofosfato
de dialquila



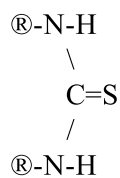
ditiofosfinato
de dialquila



mercaptana e seus sais
 R-SH $\text{R-S}^-(\text{M}^+)$

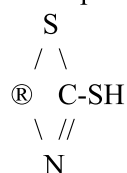
tioeteramina
 $\text{R}_1\text{-S}(\text{CH}_2)_n\text{-N-R}_2$
|
 R_3

tiouréia de difenila (tiocarbanilida)



o símbolo ® representa o grupo fenila

mercaptobenzotiazol



o símbolo ® representa o grupo fenila

Os grupos apolares dos tiocompostos empregados em flotação são geralmente hidrocarbonetos de cadeia curta: etila a hexila (C_2H_5 a C_6H_{13}), fenila (C_6H_5), ciclohexila (C_6H_{11}) e combinações de grupos alquila e arila.

No caso dos xantatos são empregados industrialmente os homólogos de 2 a 5 carbonos. As estruturas ramificadas (iso) dos homólogos de 3 e 4 carbonos (propila e butila) são mais utilizadas que as estruturas lineares (n). Existem também xantatos secundários (sec).

$\text{CH}_3\text{-CH}_2\text{-CH}_2\text{-CH}_2\text{-X-Na}$: n butil-xantato de sódio

$\text{CH}_3\text{-CH-CH}_2\text{-X-Na}$: iso butil-xantato de sódio



$\text{CH}_3\text{-CH}_2\text{-CH-X-Na}$: butil-xantato secundário de sódio



Os xantatos são normalmente designados pelo símbolo X:

EtXK: etil-xantato de potássio

X^- : ânion xantato

X_2 : dixantógeno

No caso das mercaptanas, reagentes pouco comuns, empregam-se os homólogos com 12 carbonos, devido à toxicidade e baixo limite de odor dos inferiores.

Apesar do elevado momento de dipolo dos sais insolúveis, produtos de reação entre xantatos e ditiofosfatos e cátions metálicos, mesmo os homólogos mais curtos, são hidrofóbicos.

Os surfatantes comumente empregados como espumantes em sistemas de flotação são compostos não iônicos, geralmente pertencentes à classe dos alcoóis ou dos éteres, incluindo seus derivados contendo grupos óxido de etileno e óxido de propileno, além de óleo de pinho (a substância ativa é o α -terpineol) e dos chamados ácidos cresílicos (os cresóis na realidade são alcoóis aromáticos).

Os alcoóis de cadeia linear tendem a formar filmes solidificados na interface líquido-gás, efeito indesejável. Entre os alcóis de cadeia ramificada o mais comumente empregado como espumante é o MIBC, metil isobutil carbinol.

Os chamados poliglicóis são derivados de dois éteres cíclicos, o óxido de etileno e o óxido de propileno. A hidrofiliidade desses grupos aumenta drasticamente a solubilidade dos chamados éteres de poliglicol em relação aos alcoóis correspondentes. Um metil-éter de propileno glicol é exemplificado a seguir: $\text{CH}_3-(\text{O}-\text{C}_3\text{H}_6)_x-\text{OH}$. O peso molecular é função do número x de grupos óxido de propileno.

Ao contrário das funções bem definidas dos coletores e dos espumantes, as ações dos modificadores são distintas:

i. *modulação do pH, de extrema importância prática.* É efetuada mediante a adição de ácidos e de bases. Deve ser levado em conta o fato de que o ânion do ácido ou o cátion da base poderá em alguns sistemas se adsorver especificamente e alterar as características das interfaces envolvidas. Cuidados especiais devem ser tomados quando os íons adicionados através da solução são comuns aos minerais presentes. Outra cautela em relação à modulação do pH implica em não se ultrapassar o valor almejado, gerando a necessidade de se proceder o ajuste em sentido contrário;

ii. *controle do estado de agregação da polpa através da adição de dispersantes e agregantes (coagulantes e floculantes).* Os dispersantes, em geral, exercem também o papel de depressores de ganga. As ações de dispersão e de agregação estão intimamente relacionadas com a modulação do pH. Em geral, uma polpa dispersa favorece a flotação. Os polímeros naturais e sintéticos têm poder floculante no caso de apresentarem alto peso molecular e são dispersantes quando possuem baixo peso molecular. Os principais polímeros sintéticos são derivados do ácido acrílico, constituindo as poliácridamidas. Em menor escala são também empregados derivados do ácido metil-acrílico, de ésteres acrílicos, de acrilonitrila e de acrilamida. Um polímero constituído por mais de um monômero é designado como copolímero. Os amidos, polímeros naturais, são também floculantes ou coagulantes. Além dos amidos, alguns polímeros naturais derivados da celulose têm aplicação industrial, sendo a carboxi-metil celulose o mais importante deles;

- iii. *ativação, através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz e/ou seletiva a ação dos coletores;*
- iv. *depressão, através da adição de reagentes capazes de inibir a ação do coletor e hidrofiliar a superfície dos minerais que se destinam ao afundado.* Entre os depressores orgânicos destacam-se os polissacarídeos, em especial o amido de milho. Outros depressores orgânicos são os taninos e seus derivados, em especial o quebracho, os derivados da celulose (a carboximetil celulose é o principal representante) e os lignossulfonatos.

FLOTAÇÃO DE MINÉRIOS DE OURO

A aplicação da flotação como uma etapa no processamento de minérios de ouro pode ser assim classificada, considerando a interação com a mineralogia prevalente no minério (Lins, 2000):

Flotação de Minérios com Partículas de Ouro

Flotação de Ouro Associado com Sulfetos

- ouro associado com pirita, pirrotita e arsenopirita;
- ouro associado a minerais como calcopirita e bornita em minérios de cobre;
- ouro associado com sulfetos de Cu, Pb, Ag, Zn.

Flotação de Ouro em Sistemas Mistos

- parte do ouro ocorre como partículas de ouro nativo e parte associada a sulfetos.

De modo geral, o esquema de flotação aplicado a minérios de ouro, com ouro associado a sulfetos ou não, visa a flotação conjunta de ouro e sulfetos. Essa prática se justifica, em parte, pela dificuldade inerente de separação seletiva entre ouro livre (partículas de ouro nativo liberadas dos sulfetos ou minerais de ganga) e os sulfetos de modo geral.

Exemplificando com o sulfeto mais comum em minérios de ouro, a pirita. A literatura clássica, desde Gaudin, considera que o ouro e a pirita interagem do mesmo modo, mesmo mecanismo, com os xantatos, atribuindo-se ao dixantógeno formado em ambas superfícies a flotabilidade que passam a apresentar e, em decorrência, a impossibilidade de separação seletiva entre ouro livre e pirita (Lins, 2000).

A despeito da dificuldade inerente de separação, nos casos onde o ouro está liberado (pelo menos parcialmente e constituindo uma fração significativa do ouro total do minério) dos sulfetos, a flotação seletiva em determinadas situações poderá ser vantajosa do ponto de vista econômico, técnico e ambiental (Monte et al., 1997, Monte et al., 2002), embora não seja ainda tal prática empregada no Brasil.

Exemplos: a separação prévia entre o ouro livre e pirita aurífera (esta sendo recuperada em outra etapa de flotação) pode resultar em menor custo total de reagentes de flotação e em menor tempo de residência, em comparação com uma única etapa, flotando-se conjuntamente o ouro livre e a pirita. Ademais, a cianetação separada dos dois concentrados (requerendo condições diferentes) pode ser também interessante do ponto de vista econômico. Se for um minério de ouro livre (*free gold ore*), quando não há ouro associado à pirita, a vantagem de se flotar o ouro liberado fica ainda mais evidente. Neste caso, a flotação pode ser uma etapa a se estudar se uma fração significativa do ouro liberado se apresentar em tamanho considerado fino demais para que haja uma concentração gravítica eficiente, ou grosseiro em demasia a ponto de prejudicar a cianetação (elevando o tempo de residência requerido para dissolução das partículas de ouro).

Outro exemplo, desta feita com uma perspectiva ambiental. Um minério contendo ouro livre e arsenopirita, além da ganga. Uma separação seletiva entre o ouro liberado e esse sulfeto pode resultar em opções de tratamento diferenciado e disposição para a arsenopirita, havendo ou não ouro associado a ela, pela necessidade de se cuidar das problemas ambientais decorrentes, como drenagem ácida e liberação de espécies de arsênio nos efluentes.

No Brasil, pelo menos três importantes produtores de ouro empregam a flotação, todos localizados em Minas Gerais. (Outros novos projetos em Carajás estão sendo objeto de estudo.) Na usina São Bento, em Santa Bárbara, o ouro e a pirita são flotados juntos em um concentrado *bulk*, o qual, em seqüência, é tratado por duas rotas alternativas de lixiviação, a pressão ou bacteriana, antes da cianetação.

Na operação de Morro Velho, em Raposos, o processamento do minério inclui uma etapa preliminar de flotação de ouro livre e grafita com mercaptobenzotiazol (MBT) em pH neutro. Em uma etapa seguinte, a pirita contendo ouro é flotada com a adição de ditiofosfato. Em seqüência, os dois concentrados são tratados conjuntamente em um ustulador, antecedendo a cianetação.

A Rio Paracatu Mineração (RPM), em Paracatu, processa um minério de ouro contendo ouro livre e sulfetos (pirita e arsenopirita). O esquema de flotação nesse caso consta de tratar separadamente o *overflow* e o *underflow* do ciclone que classifica o produto da moagem. O *underflow* (75% + 147 μ m) é concentrado por flotação com a adição de MBT (30 g/t) em pH 6-6,5. O *overflow* (90% - 147 μ m) também, com a adição de MBT (10g/t), no mesmo pH. Após uma etapa de limpeza, os dois concentrados se juntam, alimentando o circuito de cianetação.

No caso específico de flotação de sulfetos contendo ouro associado, a principal ação modificadora é a ativação por cátion cúprico (geralmente adicionado sob a orma de sulfato), particularmente importante no caso do sulfeto associado a ouro ser a pirita, apesar de ser

empregado com sucesso em outros sistemas. A escolha de depressores de ganga depende dos minerais presentes e de outras condições, como granulometria, etc. Combinações e dosagens adequadas de coletores, ativadores e depressores são essenciais. Além de atuar diretamente na modulação da ação do coletor, os modificadores podem também afetar as características da espuma. Dosagem excessiva de sulfato de cobre pode resultar em instabilidade de espuma, ao passo que dosagem insuficiente leva a recuperação exagerada de lamas (O'Connor e Dunne, 1994).

A flotação com depressão preferencial de certo(s) sulfeto(s) tem sido mencionada na literatura, a adição de agentes oxidantes ou redutores sendo considerada como fator essencial. Além de reagentes químicos convencionais, agentes biológicos têm sido testados como oxidantes. No Brasil, uma tentativa de remoção seletiva de pirrotita para reduzir o consumo de cianeto e oxigênio na lixiviação do ouro não apresentou bons resultados (Velarde, 1991), apesar da técnica ter sido exitosamente aplicada no exterior.

O mecanismo de flotação de sulfetos contendo ouro associado pode ser explicado simplificadaamente a partir da formação de pontos de “ancoragem” constituídos por um sal em que o cátion pertence ao retículo cristalino do mineral e o ânion é proveniente do tio-composto empregado como coletor. A baixa solubilidade desse sal é imprescindível, sendo essencial que sua solubilidade seja inferior à do hidróxido respectivo. A ação ativadora dos cátions cúprico fica explicada pela substituição parcial do cátion superficial do retículo cristalino por Cu^{2+} , capaz de formar tiolatos de baixíssima solubilidade. Esses pontos de ancoragem, pouco significativos em termos de percentagem de cobertura superficial, são suficientes para nuclearem a adsorção do produto de oxidação do tiolato. No caso do tiolato mais investigado, o xantato, o produto de oxidação, o dixantógeno, é um óleo extremamente hidrofóbico, que estabelece ligações de van der Waals, inicialmente com as cadeias hidrocarbônicas dos pontos de ancoragem, e posteriormente entre si, formando multicamadas de alta estabilidade. A reação anódica de oxidação do ânion tiolato é equilibrada eletroquimicamente pela reação catódica de redução do oxigênio dissolvido. No caso de partículas de ouro livre, inexoravelmente contaminadas no ambiente natural, o produto de oxidação do tiolato se adsorve diretamente na superfície contaminada por forças de van der Waals.

Os coletores mais comumente empregados na flotação de ouro associado a sulfetos são os xantatos e ditiofosfatos, que coletam de forma não seletiva tanto o ouro quanto os sulfetos.

MÁQUINAS DE FLOTAÇÃO

Na flotação de minérios de ouro no Brasil são empregadas células mecânicas de sub-aeração, com exceção da flotação unitária praticada na RPM.

A **Figura 13** ilustra uma máquina de flotação Wemco. Detalhes do rotor e estator são apresentados na **Figura 14**.

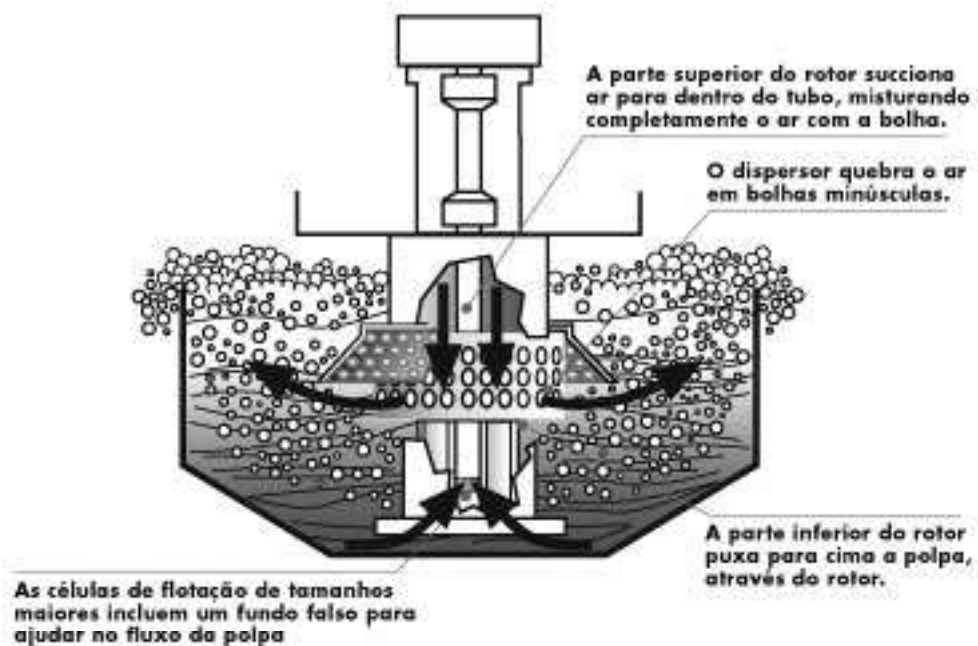


Figura 13 - Máquina de flotação mecânica de sub-aeração Wemco

A polpa é agitada pelo rotor e mantida em suspensão. Outra função do rotor é criar uma pressão negativa capaz de aspirar o ar necessário para a flotação. Em algumas famílias de máquinas essa pressão negativa é suficiente para aspirar todo o ar necessário ao processo, caracterizando uma célula auto-aerada; em outras a aspiração do ar requer o auxílio de compressores. A função do estator é quebrar as bolhas de ar em inúmeras bolhas pequenas. O capuz do estator tem por finalidade dividir a célula em duas zonas, uma turbulenta, pela ação do rotor, que propicia alta probabilidade de colisão partícula/bolha, outra quiesscente visando à manutenção da adesão partícula/bolha (Chaves e Leal Filho, 1998).

A flotação unitária ("unit flotation" ou "flash flotation") foi desenvolvida na Finlândia pela Outokumpu Oy, com o objetivo de separar rapidamente metais valiosos, que são flotados em equipamentos especialmente projetados, células "skim air", instaladas no circuito de moagem, sendo alimentadas pelo "underflow" do ciclone de fechamento do circuito de moagem, evitando a sobre-moagem de partículas já liberadas (Anon., 1986). No Brasil esse tipo de máquina de flotação é utilizado na RPM.

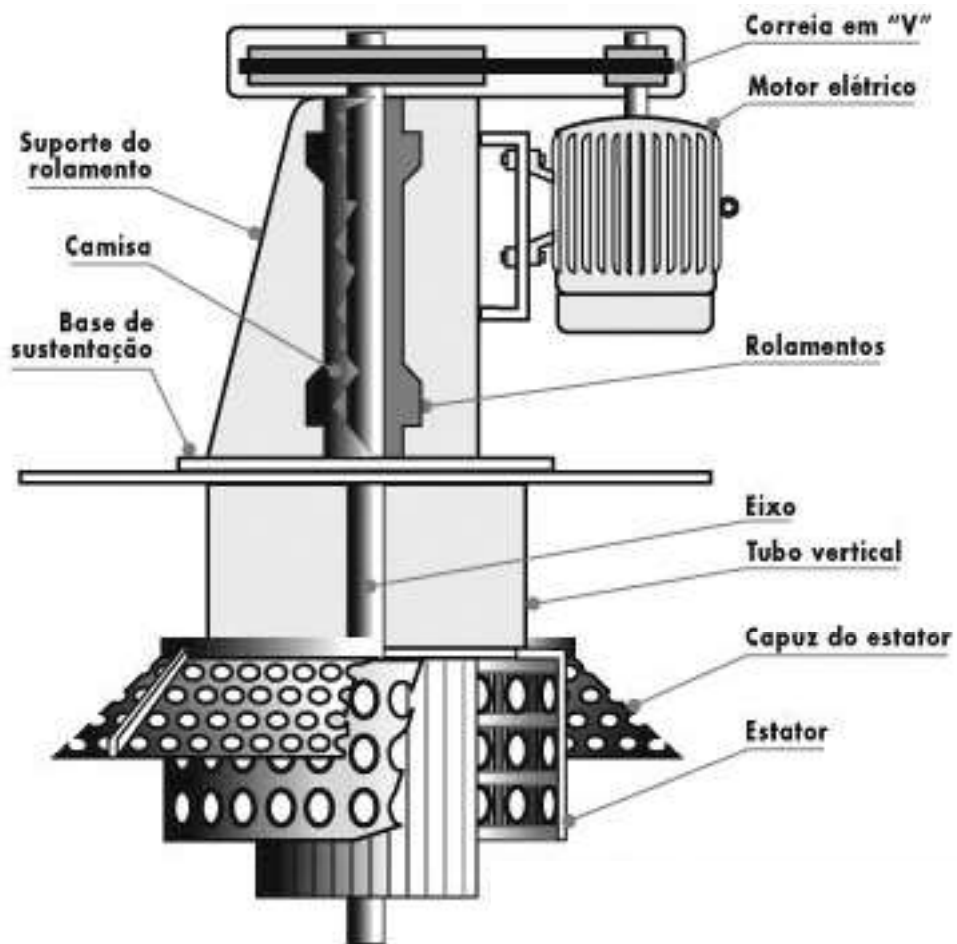


Figura 14 - Rotor e estator da máquina Wemco

5. ESPESSAMENTO

Os espessadores convencionais (**Figura 15**) são constituídos de um tanque cilíndrico-cônico (a altura da porção cilíndrica é pequena em relação ao diâmetro e o cone é raso - inclinação do fundo 12:1) (Monte et al., 2002).

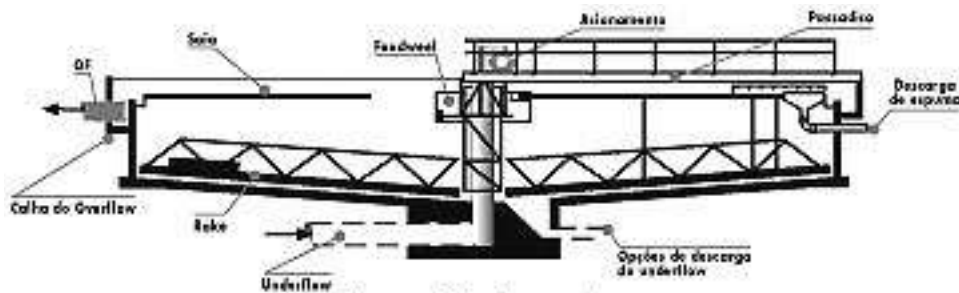


Figura 15 - Espessador convencional

São alimentados pelo centro, as partículas sólidas sedimentam e são retiradas pelo fundo, no ápice da porção cônica, constituindo o "underflow", enquanto o líquido sobrenadante transborda ("overflow") e é recolhido em uma calha que circunda o tanque. A função principal do espessador é adensar a polpa até um valor conveniente para a operação subsequente. A recirculação total ou parcial da água de processo está exercendo um papel cada vez mais relevante. Em alguns casos especiais, que incluem a cianetação de minérios de ouro, os espessadores são usados como reatores químicos, retendo o minério durante o tempo necessário para que reações químicas ocorram e separem a fase sólida da solução.

6. PANORAMA BRASILEIRO

Três empresas foram escolhidas para ilustrar o panorama brasileiro: a Companhia Vale do Rio Doce - CVRD (Gomes), por ser a maior produtora de ouro no país, a Rio Paracatu Mineração - RPM (Azevedo), por apresentar o fluxograma mais elaborado em termos de operações de concentração, que abrangem, além dos métodos gravíticos, a flotação, tanto em células mecânicas quanto a flotação unitária, e a pioneira, antiga Mineração Morro Velho, hoje AngloGold Morro Velho (Vieira).

Os minérios lavrados pela CVRD se classificam como "free milling ores", por estarem disponíveis para cianetação após britagem/moagem. As características de liberação permitem, por exemplo no caso de Fazenda Brasileiro (fluxograma ilustrado na Figura 16), a produção de concentrado gravítico que alimenta diretamente a fusão.

A produção de ouro nas unidades operadas pela CVRD é apresentada a seguir:

	ROM Milhões t/ano	Processo	t Au/ano
Igarapé Bahia - PA	2,2	Lixiviação em pilhas	11
	2,2	Lixiviação em tanques/ adsorção CIP	
Fazenda Brasileiro - BA	1,0	Adsorção CIL	5
Almas -TO	0,35	Lixiviação em pilhas	0,5
Itabira - MG	0,21	Lixiviação em tanque	0,6
Caeté - MG	0,35	Lixiviação em pilhas	0,7
TOTAL			17,8

A Usina de Fazenda Brasileiro será apresentada como exemplo de uma usina de beneficiamento de minérios de ouro do tipo “free milling”. O fluxograma simplificado é ilustrado na **Figura 16**.

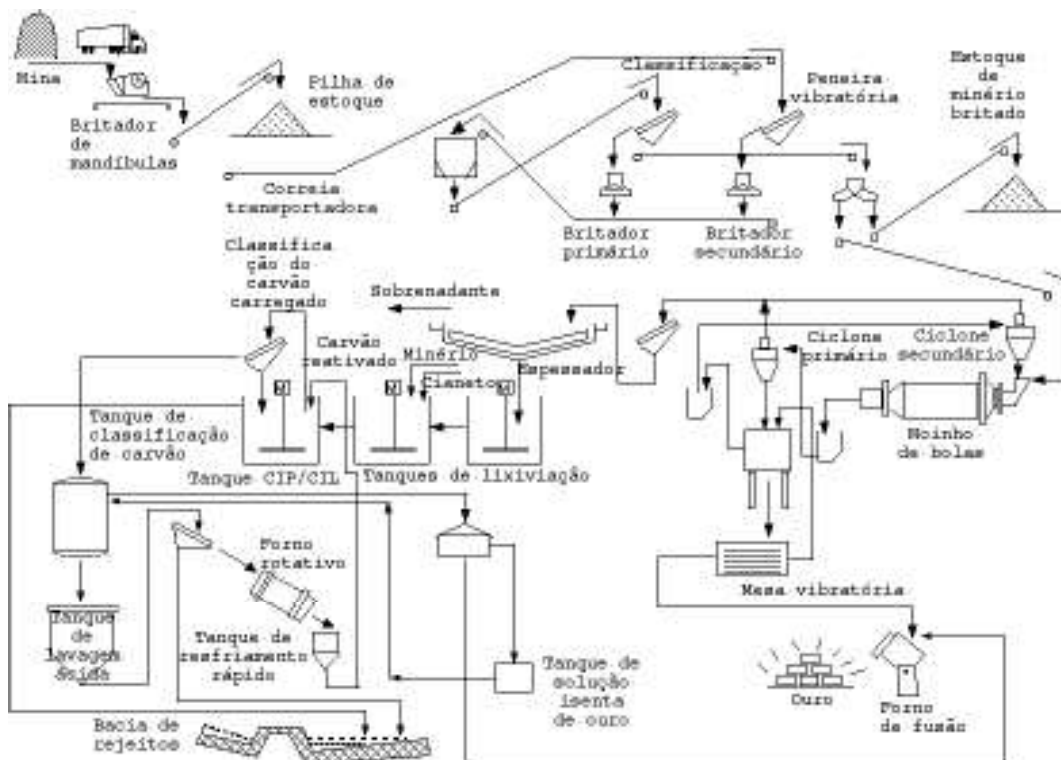


Figura 16 - Fluxograma simplificado da Usina de Fazenda Brasileiro

Foi a primeira unidade produtora de ouro da CVRD, operando desde 1984 uma usina de lixiviação em pilhas com minério oxidado proveniente da mina a céu aberto. Em 1988 passou a ser lavrada a mina subterrânea. A produção atual é 5,2 toneladas de ouro por ano, sendo lavradas por mês 80.000 toneladas de minério com teores médios de 5 g Au/t (mina subterrânea) e 1,2 g Au/t (mina a céu aberto).

Os principais minerais presentes no ROM são: quartzo (32,5%), albita (24,3%), clorita (23,0%) e sulfetados (pirita, arsenopirita, pirrotita e calcopirita, em proporção entre 3 e 6,5%). O ouro (nativo) apresenta-se preenchendo fraturas em sulfetos (principalmente pirita e arsenopirita), na superfície de sulfetos (formando pequenos "dentes"), associado a fraturas em veios de quartzo e, menos freqüentemente, como inclusão em arsenopirita.

O ROM (teor médio de 5 g Au/t) alimenta uma moega com grelha fixa de abertura de 700 mm, sendo retomado por alimentador vibratório com grelha de 178 mm. A porção retida alimenta um britador de mandíbulas FAÇO 12090. O minério britado a 178 mm segue para uma pilha pulmão, sendo retomado em túnel, por alimentadores vibratórios, e encaminhado à segunda etapa de cominuição que envolve: peneiramento primário em 9,53 mm (3/4"), em peneiras vibratórias inclinadas, com "deck" de alívio de 44,5 mm (1 3/4"); britagem secundária em britador FAÇO standard 120 RBG, do retido do peneiramento primário, peneiramento secundário em 9,53 mm (3/4"), em peneiras vibratórias inclinadas, com "deck" de alívio de 19,1 mm (3/4") do produto da britagem secundária, britagem terciária, em britadores cônicos Nordberg, em circuito fechado com o peneiramento secundário. O produto da segunda etapa de cominuição consiste em minério passante em 9 mm, oriundo dos peneiramentos primário e secundário, que segue para a etapa de moagem. As etapas seguintes ocorrem em duas linhas: linha 1 trata 40 t/h de sólidos e linha 2 trata 80 t/h de sólidos. A moagem ocorre em circuito fechado com dupla classificação em ciclones e concentração gravítica. Na linha 1, o moinho de bolas tem dimensões de 10x17' e os ciclones possuem diâmetro de 15". Na linha 2 o moinho de bolas tem dimensões de 12,5 x 24' e os ciclones possuem diâmetro de 26". A descarga do moinho alimenta uma primeira bateria de ciclones cujo "underflow" constitui-se na alimentação de concentradores centrífugos Knelson e Falcon. Até fevereiro de 1998, a concentração gravítica era operada em jigues Denver. O concentrado alimenta uma mesa vibratória "rougher", cujo rejeito passa a uma mesa "scavenger". Os concentrados de ambas as mesas (com teor mínimo de 20% Au, especificação da fundição direta) são recolhidos em um filtro caixa tipo cofre. Os rejeitos de todos equipamentos de concentração gravítica são reunidos e bombeados para alimentação de uma segunda bateria de ciclones, cujo "underflow" retorna ao moinho, como carga circulante, fechando o circuito. Os "overflows" das duas ciclonagens (80% passante em 74 mm) são bombeados até uma peneira vibratória para eliminação de materiais estranhos à polpa (arpas, plásticos, etc.) e alimentam o espessador, cujo "overflow" é água a ser recirculada ao processo (principalmente moagem). O "underflow", com cerca de 50% de sólidos, alimenta a etapa de pré-aeração e cianetação.

Nas usinas que empregam processos CIP e CIL e lixiviação em tanque na hidrometalurgia, o controle do estágio de moagem em circuito fechado com ciclonagem deve ser rigoroso.

O fluxograma da RPM é ilustrado nas Figura 17 (Moagem e Flotação) e 18 (Hidrometalurgia). O fluxograma da Hidrometalurgia foi incluído no texto por conter algumas operações de beneficiamento de minérios, como moagem, ciclonagem, espessamento e concentração em concentrador centrífugo Knelson.

Na **Figura 17** os cilindros horizontais são alimentadores e transportadores de correia. O "underflow" do primeiro cilindro refere-se aos finos que passam pelo alimentador de sapatas e vão diretamente para um transportador de correia, sem necessidade de classificação. O "underflow" da classificação alimenta tanto a jigagem (um ciclone, 12,5% do fluxo) quanto a flotação unitária (sete ciclones, 87,5% do fluxo). A carga circulante da moagem primária, composta pelo rejeito da flotação unitária, é parcialmente retirada para o circuito de remoagem. A fração retirada é controlada por uma válvula automática. Dependendo do WI do minério esta válvula opera mais aberta ou mais fechada, a abertura refletindo diretamente na taxa de alimentação nova da planta.

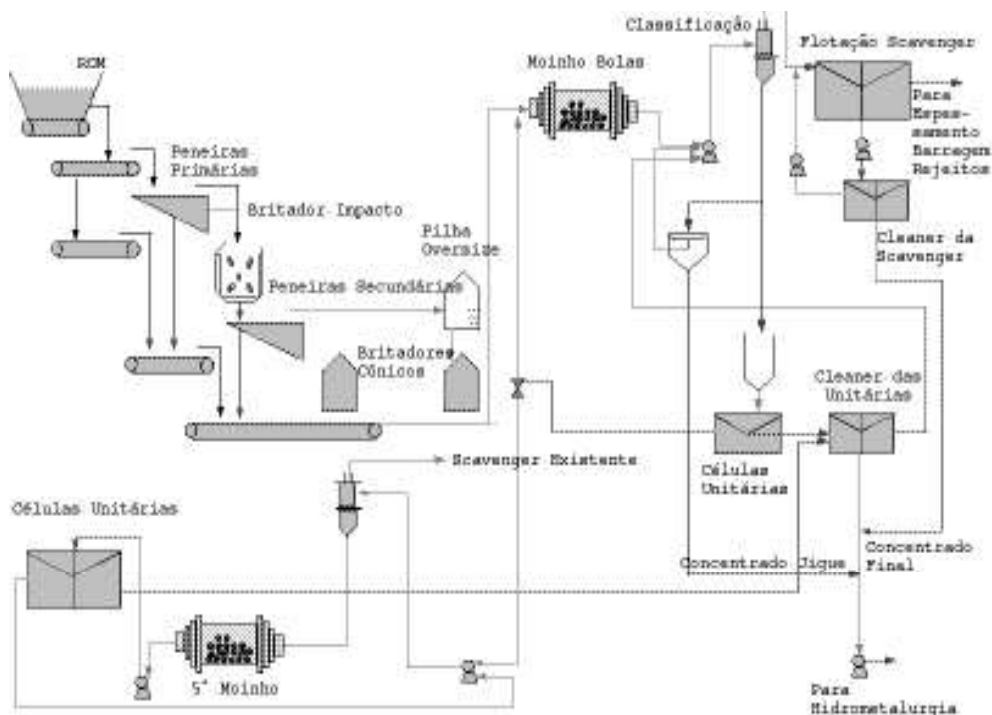


Figura 17 - Rio Paracatu Mineração: Fluxograma de Processo - Moagem e Flotação

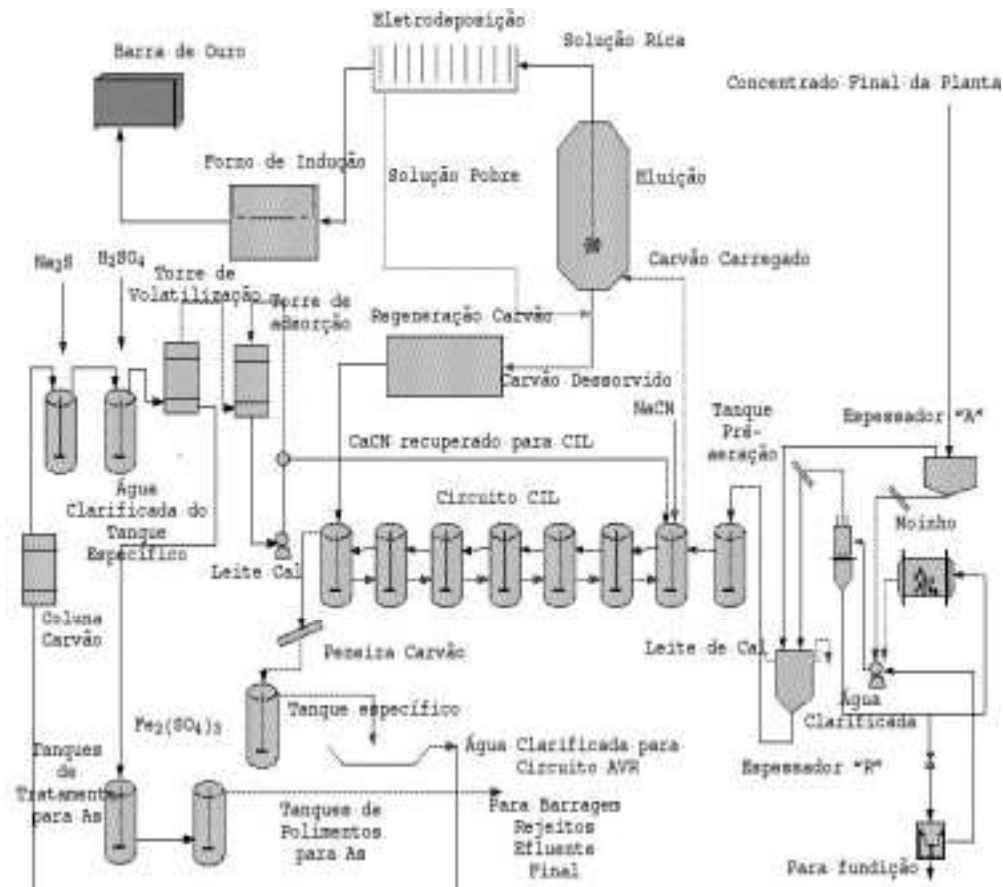


Figura 18 - Rio Paracatu Mineração: Fluxograma de Processo - Hidrometalurgia

Nas **Figuras 19 e 20** são apresentados os fluxogramas simplificados de beneficiamento da AngloGold Morro Velho: Circuito de Cuiabá (produção de 400 kg/mês de ouro total refinado) e Circuito Mina Velha/Espírito Santo (produção de 170 kg/mês de ouro total refinado), respectivamente. Ambas as usinas operam britagem primária em britador de mandíbulas Blake, britagem secundária em britador cônica (Cuiabá opera um britador "standard" alimentando um "short head"), peneiramento em peneiras vibratórias, cicloneamento, moagem em moinhos de bolas com descarga por 'overflow', concentração gravítica em mesas estáticas e mesas vibratórias James, espessamento e flotação em células mecânicas.

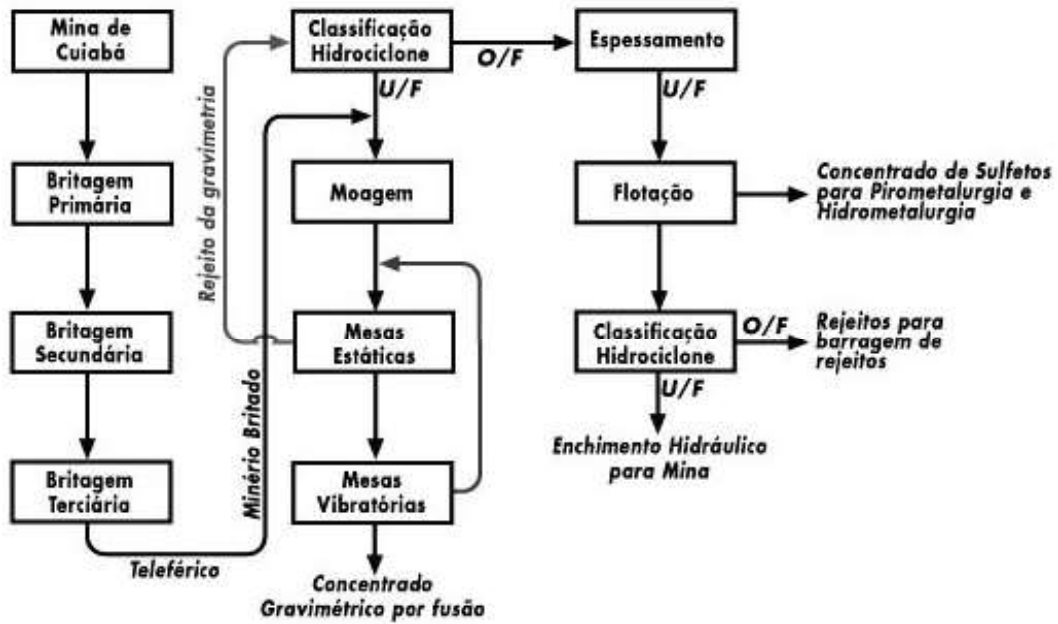


Figura 19 - AngloGold Morro Velho: Circuito de Cuiabá - Beneficiamento

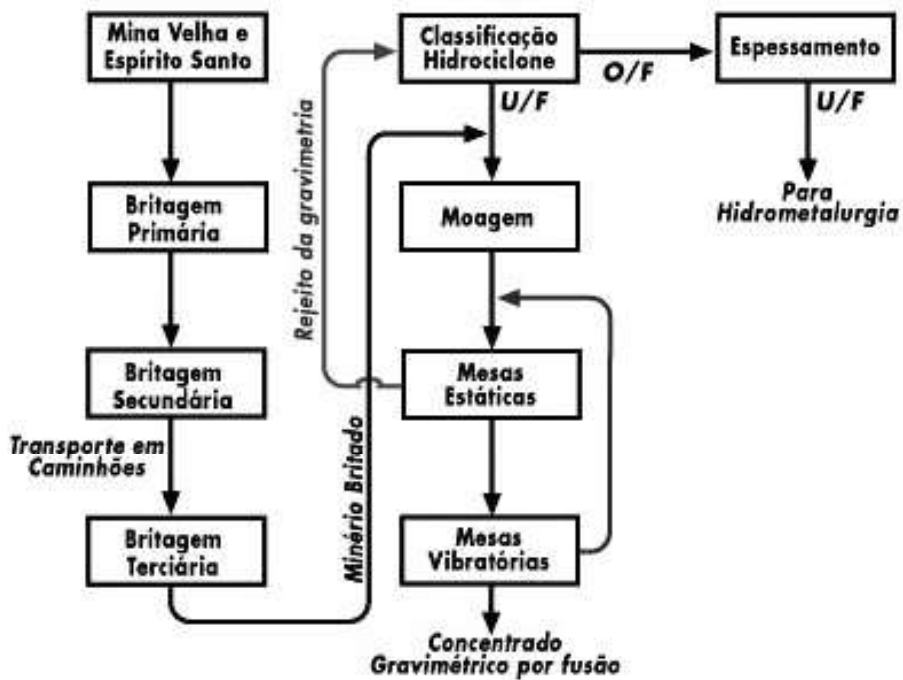


Figura 20 - AngloGold Morro Velho: Circuito Mina Velha / Espírito Santo – Beneficiamento

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ANON., Outokumpu lança novo sistema de flotação. *Brasil Mineral*, 1986, (28), 52.
- AZEVEDO, J.C.S., Informações pessoais, 2000.
- BURT, R., *Gravity Concentration Technology*, 1984
- CHAVES, A.P. et alii, Teoria e prática do tratamento de minérios, volume 1, 1996, Signus, São Paulo.
- CHAVES, A.P. et alii, Teoria e prática do tratamento de minérios, volume 2, 1996, Signus, São Paulo.
- CHAVES, A.P. e Peres, A.E.C., Teoria e prática do tratamento de minérios: Britagem, Peneiramento e Moagem, volume 3, 1999, Signus, São Paulo.
- CHAVES, A.C. e Leal Filho, L.S., Flotação, In: *Tratamento de Minérios*, ed. por A.B. Luz, M.V. Possa e S.L. Almeida, 2ª edição, 1998, CETEM, Rio de Janeiro.
- Falcon Concentrators Inc., A new generation of gravity recovery equipment, 1998.
- GOMES, A. D., Informações pessoais, 2000.
- KNELSON, B. e Jones, R, A new generation of Knelson concentrators: a totally secure system goes on line. *Minerals Engineering*, 1994, 7 (2/3), 201-207.
- LINS, F.F., Flotação de minérios de ouro, 2000. (relatório interno CETEM)
- LINS, F.F., Concentração Gravítica, In: *Tratamento de Minérios*, ed. por A.B. Luz, M.V. Possa e S.L. Almeida, 2ª edição, 1998, CETEM, Rio de Janeiro.
- MARSDEN, J. e House, I., *The chemistry of gold extraction*, 1992, Ellis Horwood, New York.
- MASINI, E. et alii, Caracterização, cominuição e classificação de minérios, In *Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia*, 1980, ITEP, Recife.
- MONTE, M.B., Lins, F.F. e Oliveira, J.F., Flotation of gold from pyrite under oxidizing conditions. *International J. Mineral Processing*, 1997, v. 51, p. 255-267.
- MONTE, M.B., Lins, Dutra, A J.B., Falcão, C.R.A e Lins, F.F., The influence of the oxidation state of pyrite and arsenopyrite on the flotation of auriferous sulfide ore. *Minerals Engineering*, 2002. (submetido).
- O'CONNOR, C.T. e Dunne, R.C., The flotation of gold bearing ores - a review. *Minerals Engineering*, 1994, 7 (7), 839-849.
- VELARDE, F.D., Estudo da flotação seletiva de pirrotita, pirita e arsenopirita, 1991, Dissertação de Mestrado, CPGEM/UFMG.
- VIEIRA, J.A.N., Informações pessoais, 2000.

AGRADECIMENTOS

Os autores agradecem à Companhia Vale do Rio Doce (Dra. Áurea Dias Gomes), Rio Paracatu Mineração (Engº. Júlio César Sanches de Azevedo) e Anglogold Morro Velho (Dr. João Alberto Nascimento Vieira) pelas preciosas informações fornecidas.