第五篇

重选设备

第一章　重选机工作原理

第一节　概　　述

重选的实质概括起来就是松散—分层—分离过程。置于分选设备内的散体矿石层（称作床层），在流体浮力、动力或其他机械力的推动下松散，目的是使不同密度（或粒度）颗粒发生分层转移，就重选来说就是要达到按密度分层。故流体的松散作用必须服从粒群分层这一要求。这就是重选与其他两相流工程相区别之处。流体的松散方式不同，分层结果亦受影响。重选理论所研究的问题，简单说来就是探讨松散与分层的关系。分层后的矿石层在机械作用下分别排出，即实现了分选。故可认为松散是条件，分层是目的，而分离则是结果。前述各种重选工艺方法即是实现这一过程的手段。它们的工作受这样一些基本原理支配：

（1）颗粒及颗粒群的沉降理论；

（2）颗粒群按密度分层的理论；

（3）颗粒群在斜面流中的分选理论。

此外还有在回转流中的分选，尽管介质的运动方式不同，但除了重力与离心力的差别外，基本的作用规律仍是相同的。

有关粒群按密度分层理论，最早是从跳汰过程入手研究的。曾提出了不少的跳汰分层学说，后来又出现一些专门的在垂直流中分层的理论。

斜面流选矿最早是在厚水层中处理较粗粒矿石，分选的根据是颗粒沿槽运动的速度差。40 年代以后斜面流选矿向流膜选矿方向发展，主要用来分选细粒和微细粒级矿

石。流态有层流和紊流之分。一贯认为紊流脉动速度是松散床层基本作用力的观点，在层流条件下即难以作出解释。1954 年 $R.A.$ 拜格诺（$Bagnold$）提出的层间剪切斥力学说，补充了这一理论上的空白。但同分层理论一样，斜面流选矿要依靠现有理论做出可靠的计算仍是困难的。

尽管重选理论到今天仍未达到完善地步，但和许多工艺学科一样，它已可为生产提供基本的指导，并可作为数理统计和相似与模拟研究的基础。

第二节　粒群按密度分层理论

矿粒群按密度分层是重选的核心问题，许多学者提出了他们的认识和研究成果，因而形成了众说纷纭的局面。将各种学说立论观点加以分类，不外出自两种思想体系：一种就是在介质动力作用下，依据颗粒自身的运动速度差或距离差发生分层，可算是动力学体系学说；另一种则是以床层整体内在的不平衡因素作为分层根据，可算是静力学体系学说。这两类学说虽然在数理关系上尚未取得统一，但在物理概念上面可将它们联系起来，取得分层过程的连贯性认识。

一、分层的动力学体系学说

A 按颗粒自由沉降速度差分层学说

这一学说最早由雷廷智提出，他认为在垂直流中，床层的分层是按轻、重矿物颗粒的自由沉降速度差发生。在紊流绕流即牛顿阻力条件下，球形颗粒的沉降末速为：

$$\upsilon_{ON} = 51.1\sqrt{d\left(\frac{\delta-\rho}{\rho}\right)}\text{，m/s} \qquad (1-1)$$

式中　υ_{ON}——牛顿阻力下的颗粒沉降末速，m/s；

d、δ——球形颗粒的粒度和密度，m 和 kg/m^3；

ρ——介质密度，Kg/m^3。

上式表明，颗粒粒度和密度对沉降速度有同样重要的影响。$\Gamma.O.$ 切乔特将上式改写成：

$$v_o = A\sqrt{d} = Ax \qquad (1-2)$$

关系后，并予以延伸，绘出了不同密度颗粒在同一介质中沉降时，沉降速度随粒度变化的关系，如图 5－1－1 所示。由图可见，要使两种密度不同的混合粒群在沉降

（或与介质相对运动）中达到按密度分层，必须使给料中最大颗粒与最小颗粒的粒度比小于等降颗粒的粒度比，即等降比。这便是该学说给出的结论。

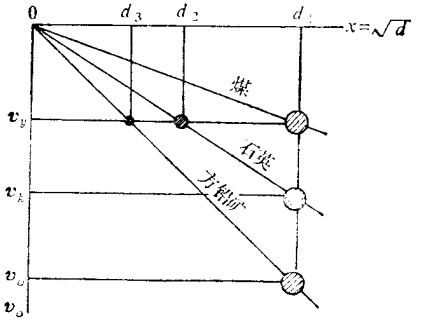


图 5－1－1　不同密度颗粒的沉降速度随粒度变化关系图

根据（1－1）式，牛顿阻力条件下的等降比：

$$e_{ON}=\frac{d_1}{d_2}=\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho} \tag{1-3}$$

式中　d_1、d_2；δ_1、δ_2——轻重矿物的粒度和密度。

微细颗粒在层流绕流条件下，根据斯托克斯粘性阻力公式导出的沉降末速为：

$$v_{OS}=\frac{d^2\ (\delta-\rho)}{18\mu}g,\ \mathrm{m/s} \tag{1-4}$$

式中　μ——流体的动力粘度，$Pa\cdot s$；

其他符号意义同前，均采用 $kg\cdot m\cdot s$ 单位制。

斯托克斯阻力条件下的等降比为：

$$e_{OS}=\frac{d_1}{d_2}=\left(\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{1-5}$$

公式（1－3）适用于雷诺数 $Re=10^3\sim10^5$ 范围内，公式（1－5）用在 $Re<1$ 条件下（相当于球形石英颗粒在水中沉降的粒度各为 3～57 毫米和 <0.1 毫米）。在阻力过渡段，等降比式中的指数随 Re 减小而减小，介于 $1\sim\frac{1}{2}$。等降比的减小表明对微细粒级的分选变得困难了。

雷廷智的学说在 19 世纪末欧洲大陆上曾有广泛的影响。它要求矿石（煤）在入选前作严格地筛分分级，因而导致了生产流程复杂化。但在英国则基于经验对煤采取宽级别入选，照样取得了良好结果。

B　按颗粒的干涉沉降速度差分层学说

为了解释矿石可按宽级别（给料上下限粒度比值大于自由沉降等降比）入选问题，*R*.*H*.门罗（*Monroe* 1888）提出了按干涉沉降速度差分层的学说。颗粒的干涉沉降速度为：

$$v_{hs} = v_0\theta^n = v_0\ (1-\lambda)^n \tag{1-6}$$

式中　θ、λ——矿粒群在介质中的松散度及容积浓度；

n——反映矿粒群粒度和形状影响的指数，球形颗粒在牛顿阻力条件下 $n=2.39$，在斯托克斯阻力下 $n=4.70$。

在牛顿阻力条件下干涉沉降等降比为：

$$e_{hs\cdot N} = \left(\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho}\right)\left(\frac{\theta_2}{\theta_1}\right)^{4.78} \tag{1-7}$$

在斯托克斯阻力条件下的干涉沉降等降比为：

$$e_{hs\cdot s} = \left(\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho}\right)^{\frac{1}{2}}\left(\frac{\theta_1}{\theta_2}\right)^{2.35} \tag{1-8}$$

上列式中的 θ_1 和 θ_2 可分别理解为等降的轻矿物局部悬浮体的松散度和相邻的重矿物局部悬浮体的松散度。由于此时轻矿物的粒度总是大于重矿物，故 θ_1 必然小于 θ_2。与（1－3）和（1－5）式对比可见：

$$e_{hs} > e_0 \tag{1-9}$$

由此可以说明，在干涉沉降条件下可以分选宽级别的事实。虽然它比前述学说前进了一步，但由于 θ_1 和 θ_2 值难以确定以及 n 值也是变量等原因，要作可靠的计算仍很困难。不过这一学说却说明了随着粒群容积浓度的增大，按密度分层的效果会好转。

动力学分层体系学说表明了在有流体动力参与松散的条件下，粒度总是对按密度分层是一个限制性因素。由此可知，以沉降为主要形式的分选过程，包括介质与颗粒作相对运动时的分层，预先分级总要比不分级为好；对于细粒级金属损失也可由其沉降速度低而得到说明。

但是这类学说并未反映出在没有垂向流体动力作用时的分层原因。亦未揭露出矿物密度对按密度分层的决定性作用，因而并不能视为分层的普遍原理。

二、分层的静力学体系学说

这类学说不再考虑流体的动力作用，也无视个别颗粒的行为，而是将床层视作一个整体，从某种内在的静力因素中探讨分层的原因。

A　按矿物悬浮体密度差分层的学说

这一学说最早由 *A*.*A*.赫尔斯特（*Hirst*，1937）和 *R*.*T*.汗库克（*Hancock*）提

出，他们将混杂的床层视作由局部重矿物悬浮体和局部轻矿物悬浮体构成。在重力作用下，悬浮体存在着静力不平衡，就像油与水混合在一起那样，最终导致按密度分层。如图 5－1－2 所示。

局部轻矿物和重矿物悬浮体的密度分别是：

$$\rho_{su_1} = \lambda_1 (\sigma_1 - \rho) + \rho \tag{1-10}$$

和

$$\rho_{su_2} = \lambda_2 (\sigma_2 - \rho) + \rho \tag{1-11}$$

按此学说实现正分层（重矿物在下）的条件便是：

$$\lambda_2 (\delta_2 - \rho) + \rho > \lambda_1 (\delta_1 - \rho) + \rho \tag{1-12}$$

以某种方式改变 λ_1 与 λ_2 的相对值，使

$$\lambda_2 (\delta_2 - \rho) + \rho > \lambda_1 (\delta_1 - \rho) + \rho \tag{1-13}$$

时，应发生反分层（轻矿物在下）。当

$$\lambda_2 (\delta_2 - \rho) + \rho = \lambda_1 (\delta_1 - \rho) + \rho \tag{1-14}$$

时，两种颗粒应处于混杂状态。

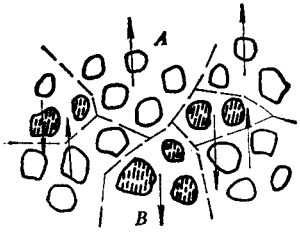


图 5－1－2　密度不同的局部悬浮体在静压强作用下的分层运动

A—轻矿物悬浮体；*B*—重矿物悬浮体

利亚申柯以他的少量悬浮试验认为上述关系是正确的，但后人经过大量的试验检验，除了看到正、反分层的变化外，发现计算的临介（混杂）状态上升水流速度值总是比理论值为小。

这一学说实际上是无法用悬浮试验验证的。因为只要有流体动力存在，便破坏了静态分层条件。只有当悬浮体浓度很高，悬浮粒群的流体动力很小时，才接近静态分层条件。这一学说有它正确的成分，但根据却是想像的。

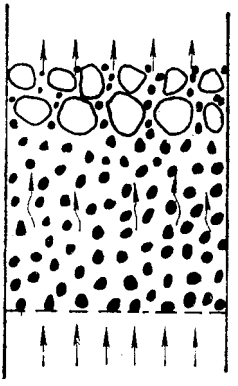


图 5－1－3　按重介质原理分层

B　按重介质作用原理分层

我国张荣曾和姚书典等人根据他们各自的试验于 1964 年提出了这一学说。他们取粒度差较大（$d_1/d_2 > 4 \sim 5$ 并远超过自由沉降等降比）不同密度矿物颗粒，两两进行搭配，然后置于管中用上升水流悬浮。试验方法与利亚申柯相同。结果得出：当重矿物悬浮体的密度超过轻矿物本身密度时，发生了正分层（参见图 5－1－3）。正分层的条件成为：

$$\delta_1 < \lambda_2 \left(\delta_2 - \rho\right) + \rho \tag{1-15}$$

随着上升水速的增大，重矿物扩散开来，它的悬浮体密度减小，及至低于轻矿物密度时，发生了反分层。出现分层转变（混杂）时的临介上升水速为：

$$u_{cr} = v_{02}\left(1 - \frac{\delta_1 - \rho}{\delta_2 - \rho}\right)^{n_2} \tag{1-16}$$

式中　n_2——重矿物干涉沉降公式中的指数常数。

许多轻、重矿物粒度差较大时的分层，经考查表明，接近按上述关系发生。

C　位能分层学说

F. *W*·迈耶（*Mayer* 1947）通过对跳汰床层的分析得出，分层后床层的位能低于分层前的位能（在这里表现为床层重心高与其重量的乘积）。基于自然界有限体系内自由能有从高处向低处变化的一般规律，只要床层颗粒有相对转移的可能，重矿物进入底层应能自发地进行。即分层是通过颗粒的再分布达到位能降低的过程。当然在此过程中不应有水流流动，即分层应在“静态”条件下进行。

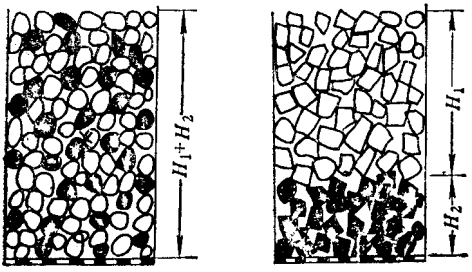


图 5－1－4　床层分层前后位能的变化

a—分层前；b—分层后

参阅图 5－1－4，设分层后的轻、重矿物层高度分别为 H_1、H_2，它们在自然堆积时的容积浓度各为 λ_{01} 和 λ_{02}，床层底面积为 A。则通过重心距底面的变化可计算出分层后的位能降为：

$$\Delta E = \frac{H_1 H_2}{2} A$$

$$[\lambda_{02}(\delta_2 - \rho) - \lambda_{01}(\delta_1 - \rho)] \tag{1-17}$$

假定分层前后床层总高度及 H_1、H_2 和 A 值不变，则在发生正分层时 $\triangle E =$（+），故由上式知分层是根据下列条件发生：

$$\lambda_{02}(\delta_2 - \rho) > \lambda_{01}(\delta_1 - \rho) \tag{1-18}$$

上式与（1－12）式所示关系是一样的，只是这里的容积浓度变为自然堆积的容积浓度。实际上床层在自然堆积时是不可能发生分层运动的，而若给以流体动力松散又破坏了静态分层条件。故迈耶学说仍存在着理论与实践之间的矛盾。表明它只反映一种理想的分层结果。但根据这一学说却可导出某些有意义的结论。

将床层中轻、重矿物层的高度分别以重量含量 γ_1 和 γ_2（$\gamma_1 + \gamma_2 = 1$）及其密度关系代入，并认为在自然堆积时 $\gamma_{01} = \gamma_{02}$，则位能降 $\triangle E$ 相对于分层前的位能 E_1 之比可认为是分层难易度标志。

$$\frac{\Delta E}{E_1} = \frac{\gamma_1(1-\gamma_1)(\delta_2 - \delta_1)}{\gamma_1(\delta_2 - \rho) + (1-\gamma_1)(\delta_1 - \rho)} \tag{1-19}$$

上式右侧表明，介度密度 ρ 和矿物密度差（$\delta_2 - \delta_1$）值愈大，$\triangle E/E_1$ 值亦愈高，表明分层愈易于进行。当（$\delta_2 - \delta_1$）数值相同时，由上式分母可见，δ_2 与 δ_1 本身的值愈小对分层亦愈有利。除此之外，床层中轻、重矿物的相对含量对分层速度亦有影响。轻矿物最佳含量关系式为：

$$\frac{\gamma_1^2}{1-2\gamma_1}=\frac{\delta_1-\rho}{\delta_2-\delta_1} \tag{1-20}$$

根据计算，对一般重选矿石，以轻矿物含量为 0.4～0.5 时分层进行最快，在跳汰选矿中随着上层重矿物量减少，分层速度降低，可认为是上述关系的佐证。

根据位能学说，采取静力分层条件在生产中已取得良好效果。目前在选矿界已将迈耶学说视为重选分层的基本原理。

D　分层动力学

由上述位能学说得知，随着分层的进行，分层速度降低，故可认为单位时间内进入底层的重矿物量与上部混合层中存留的重矿物量成正比。由此可以写出重矿物回收产率 ε 随时间变化的分层动力学关系式：

$$\frac{d\varepsilon}{dt}=K\ (1-\varepsilon) \tag{1-21}$$

式中　K——比例系数；

$$\varepsilon_i=1-e^{-kt} \tag{1-22}$$

根据上式绘出的分层动力学曲线见图 5－1－5。这一曲线与静电放电、化学反应的过程曲线一致。公式（1－21）没有考虑紊动扩散的逆向介质流速引起的重矿物损失。因此按计算，当 $t\to\infty$ 时，$\varepsilon\to1$。如前所述，实际这是做不到的。

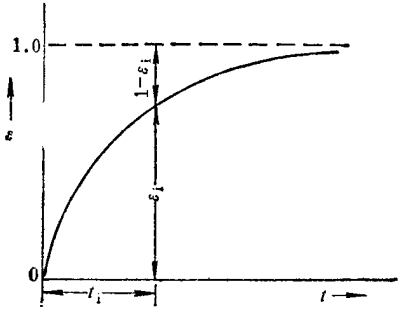


图 5－1－5　分层动力学曲线

前苏联 И.А. 拉依维奇（Райвич，1974）考虑到流体在松散床层时造成的扩散损失，认为该项损失系与底部重矿物的数量成正比，写成 $K_2\varepsilon$，于是得：

$$\frac{d\varepsilon}{dt}=K_1\ (1-\varepsilon)\ -K_2\varepsilon \tag{1-23}$$

变形得

$$\frac{d\varepsilon}{dt}=\left(\frac{K_1}{K_1+K_2}-\varepsilon\right)\ (K_1+K_2)$$

$$= K\ (\varepsilon_{max} - \varepsilon) \qquad (1-24)$$

式中　$K = (K_1 + K_2)$ ——系数；

$\varepsilon_{max} = \dfrac{K_1}{K_1 + K_2}$ ——精矿中重矿物可能的最大回收率。

公式（1－24）虽然形式上与公式（1－21）相同，但已扣除了因介质扰动而不再能够回收的重矿物量。该式可以作为建立垂直流分选数学模型的基础。

三、动力学和静力学分层学说的统一性问题

颗粒的自由沉降，当达到沉降末速时，颗粒的重力被流体的浮力和阻力所平衡。浮力是流体的静压力，它的大小和重力一样与颗粒体积（d^3）成正比，因此单位体积颗粒在介质中的有效重力只与其密度有关，而与粒度无关。而阻力是流体的动压力，由阻力通式 $R = \psi d^2 v^2 \rho$（见分级篇）可见，它的大小随颗粒表面积（d^2）而增加，故作用于单位体积颗粒的阻力将随粒度的增加而减小，在自由沉降达平衡时存在关系式：

$$\delta g = \rho g + \frac{6\psi}{\pi d} v_0^2 \rho \qquad (1-25)$$

这样便造成了不同密度颗粒在适当粒度差下可成为等降颗粒。可见阻力是影响粒群按密度有效分层的不利因素。如果能够减小沉降过程中的阻力作用项，并相应增大浮力作用项，则粒度的影响即可减小，按密度分层的效果也可得到改善。但在自由沉降条件下这是做不到的。

当颗粒在悬浮着的粒群中沉降时即成为干涉沉降。根据定义，公式（1－6）中的 v_{hs} 系颗粒相对器壁的沉降速度，而相对于内部间隙介质的速度 u_{vo} 则大于 v_{hs}，两者的关系为：

$$v_{hs} = u_{vo}\ (1-\lambda) \qquad (1-26)$$

与（1－6）式对比可见，颗粒相对于间隙介质的速度明显地低于自由沉降的相对速度 v_o。那么是什么力量补偿了这不足的流体动力作用而维持了颗粒平衡运动呢？这便是由于周围粒群的存在而使整个悬浮体的密度比单一介质增大了所致。静的浮力作用补偿了流体的动压力。将（1－6）式分解得出：

$$v_{hs} = v_0\ (1-\lambda)^{n-1}\ (1-\lambda) \qquad (1-27)$$

可见式中 $v_0\ (1-\lambda)^{n-1}$ 即相当于（1－26）式中的 u_{vo}。$(1-\lambda)^{n-1}$ 可认为是由于流体静力因素增大，使间隙速度 u_{vo} 比 u_o 降低的系数，而（$1-\lambda$）则是修正干涉沉降速度 v_{hs} 比间隙速度 u_{vo} 降低的系数。由于 n 值经常大于 2，故可近似地认为，影响干涉沉降速度降低的静力因素甚至比动力因素更为强烈。粒群愈密集，静力因素愈增强，颗

粒悬浮所需流体的相对速度亦愈小。由此按密度分层趋势亦增强。

在极端的情况下，当流体与床层颗粒间相对速度为零时，床层内便只剩有轻矿物局部悬浮体与重矿物局部悬浮体之间的静力作用了。如果此时颗粒间仍有相对转移的可能，那么分层便是根据悬浮体密度差或位能降进行。这样的分层不再受颗粒粒度的影响。但是这只能是一种理想，因为床层不松散，分层也就无法进行，而松散在绝大多数情况下又需有流体动力参加。故相应对入选矿石粒度总要有范围限制。

按重介质分层可算是按悬浮体密度差分层的一个特例。当轻矿物的体积相对于重矿物颗粒很大时（参阅图 5－1－3），围绕在轻矿物周围的分散介质体积也相对变得很小，于是局部轻矿物悬浮体的密度将接近轻矿物本身密度，即 $\rho_{su_1} \approx \delta_1$。故按重介质关系分层可认为是轻、重矿物粒度差大为增加后，由按悬浮体密度差分层的一种自然转变。

这一学说比较接近实际，是由于细小重矿物颗粒可借较小的介质流速松散悬浮，而这一流体动力对大颗粒轻矿物的作用则很小，即后者主要靠悬浮体的静力支配其运动，这便是对轻矿物表现出的静力分层机理。

此时虽然轻、重矿物间可有很大粒度差，但对矿物间的密度差却提出了严格的要求。例如当床层略呈紧密状态而又有活动性时 $\lambda_2 \approx 0.5$，在水中与石英（$\delta_1 = 2650$ 千克/米^3）相分离的重矿物密度，由公式（1－14）可算出应不低于 4300 千克/米^3。

在重选的生产中，分层多发生在干涉沉降和重介质作用之间。当被分选矿物间的密度差不很大或有较多连生体时，即应根据分选时介质流速的大小适当地筛分分级入选。而当密度差较大且界限明显时，亦可不分级入选，但为了避免微细粒重矿物损失，进行预先脱泥后分别入选效果还是要好些。

由上述分析可见，分层的动力学体系学说和静力学体系学说它们实际是一脉相承的。从自由沉降到干涉沉降，再到静力分层，是动力因素削弱，静力因素增强的过程，各种分层学说则是在这一链条中就不同浓度条件提出的理性认识，应当根据不同情况加以灵活运用。

第三节　斜面流分选理论

应用斜面水流进行选矿也是由来已久的。早年多以厚水层在长槽内处理粗、中粒矿石，称粗粒溜槽。水流呈较强的紊流流态，人工操作，目前在选别砂金中仍有应用。

但现在大量的斜面流选矿则是以薄层水流处理细粒和微细粒矿石，称流膜选矿。处理细粒级的流膜具有弱紊流流态特征，如摇床、圆锥选矿机、螺旋选矿机等属之。处理微细粒级的流膜则多呈层流流态，如矿泥皮带溜槽，巴特莱斯－莫兹利翻床等属这一类。离心选矿机是借助离心力处理微细粒级矿石的，由于流速的增大表现为弱紊流流动。

判断斜面流的流态是以雷诺数 Re 作判据：

$$Re = \frac{Ru_{mea}\rho}{\mu} \tag{1-28}$$

式中　R——水力半径，以过水断面积 A 和湿周长 L 之比表示，即 $R = A/L$。当水层厚度相对于槽宽很小时，水力半径接近于水深 H；

u_{mea}——斜面水流的平均流速。

表示层流与紊流界限的雷诺数与转变条件有关。由紊流转变为层流的下限雷诺数约为 300，由层流转变为紊流的上限雷诺数约为 1000，但是很不稳定，有时达到 2000。

处理粗、中、细粒矿石的斜面流、水流仍可保持独立的流动特性，此时上式中的 ρ，μ 及 u_{mea} 应以水流计算；处理微细粒级的矿浆，已具有统一的流动特性，应采用矿浆值计算。

斜面流依流速在沿程是否有变化而可分为等速流或非等速流，而就沿程某一点的流速是否随时间而变化，又分为稳定流和非稳定流。目前重选中应用较多的是等速流选矿，少数应用非等速流，如扇形溜槽。非稳定的流动伴随有加速度力产生，只在个别设备，如振摆皮带溜槽中应用。

一、层流斜面流的流动特性和松散作用力

A　层流的流速沿深度分布

层流中流体质点均沿层运动，层间质点不发生交换。水流（或矿浆）速度沿深度的分布可由层间粘性摩擦力与重力分力的平衡关系中导出。如图 5－1－6 所示，在某流域面积为 A 的两层面间，粘性摩擦力的大小按顿内摩擦定律计为：

$$F = \mu A \frac{du}{dh} \tag{1-29}$$

式中　$\frac{du}{dh}$——沿流层厚度方向的速度梯度。

在流动在平衡时，层间摩擦力应与 h 高度以上的重力分力：

$$W = (H - h)\ A\rho g \sin a \tag{1-30}$$

微层流速 u 随高度而变化的关系式为：

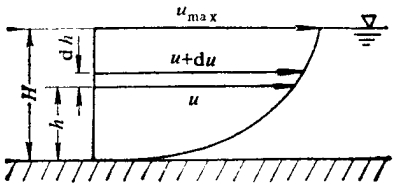


图 5－1－6　层流流膜的流速分布

$$u = \frac{\rho g \sin a}{2\mu}(2H - h)\ h \tag{1-31}$$

当 $h = H$ 时，得表层最大流速 u_{max}

$$u_{max} = \frac{\rho g \sin a}{2\mu} H^2 \tag{1-32}$$

水速相对于表层最大流速的变化为：

$$\frac{u}{u_{max}} = 2\frac{h}{H} - \left(\frac{h}{H}\right)^2 \tag{1-33}$$

上式表明，层流斜面流水速沿深度的分布为一条二次抛物线。平均流速为：

$$u_{mea} = \frac{\rho g \sin\alpha}{3\mu} H^2 \tag{1-34}$$

故知层流的平均流速为其最大流速的 2/3。

B　层流矿浆流膜的松散作用力——层间斥力

在层流矿浆流膜内不存在旋涡扰动的扩散作用，那么矿物粒群又是怎样松散的呢？1954 年 *R*.*A*.巴格诺尔德（*Bagnold*）在研究中发现：当悬浮体中固体颗粒连续受到剪切运动的作用时，在垂直于剪切方向上将产生一种斥力（或称分散压），使粒群具有向两侧膨胀的倾向。这种层间斥力随剪切速度梯度的增大而增加，当它的大小足以克服颗粒在介质中的重量时，粒群即呈悬浮松散状态。如示意图 5－1－7 所示。

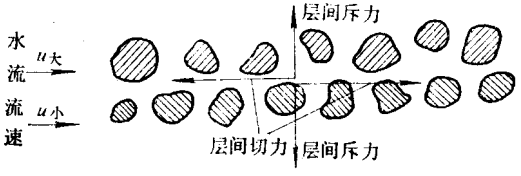


图 5－1－7　巴格诺尔德层间剪切和层间斥力示意图

研究得出，随着颗粒在剪切运动中的接触方式不同，切应力的性质亦异。在速度梯度较高时，上下层颗粒直接发生碰撞，颗粒的惯性力对切应力的形成起主导作用。此时属于惯性切应力。巴格诺尔德提出计算式为：

$$T_{in}=0.013\delta\ (zd)^2\left(\frac{du}{dh}\right)^2,\ N/m^2 \tag{1-35}$$

式中　T_{in}——惯性切应力，N/m^2

z——悬浮液的线性浓度，其定义为单位体积内固体颗粒的总线性长与松散后间隙线性长增大值之比。其与容积浓度的关系为：

$$z=\frac{\lambda^{\frac{1}{3}}}{\lambda_n^{\frac{1}{3}}-\lambda^{\frac{1}{3}}}=\frac{1}{\left(\frac{\lambda_0}{\lambda}\right)^{\frac{1}{3}}-1} \tag{1-36}$$

式中　λ_0 及 λ——床层松散后及自然堆积时的容积浓度。

当剪切速度较小或固体浓度较低时，颗粒相遇后通过水膜发生摩擦，流体的粘性对切应力的形成起了主导作用，此时属粘性切应力。计算式为：

$$T_{ad}=2.2Z^{\frac{3}{2}}\mu\frac{du}{dh},\ N/m^2 \tag{1-37}$$

巴格诺尔德还提出了无因次数 N 作为切应力性质的判断准则。它的表达式为：

$$N=\frac{\delta\ (zd)^2\left(\frac{du}{dh}\right)^2}{Z^{\frac{3}{2}}\mu\frac{du}{dh}}=\frac{Z^{\frac{1}{2}}\delta d^2\frac{du}{dh}}{\mu} \tag{1-38}$$

试验得知，当 $N\leqslant 40$ 时，基本属粘性切应力；当 $N\geqslant 450$ 时，基本属于惯性切应力。在这两者之间为过渡段，随着 N 值的增大，惯性切应力所占比例亦增大。

层间斥力 P 随切应力 T 的增大而增加，两者间存在一定的比例关系：

$$\left.\begin{array}{ll}\text{完全属惯性剪切时} & \dfrac{T}{P}=0.32\\ \text{完全属粘性剪切时} & \dfrac{T}{P}=0.75\end{array}\right\} \tag{1-39}$$

在层流条件下，欲使床层粒群松散悬浮，须借增大速度梯度以使层间斥力超过颗粒群在介质中的重力，即 $P\geqslant G_{oh}$，其中 G_{oh} 为 h 高度以上颗粒群在介质中的重量，按下式计算：

$$G_{oh}=(\delta-\rho)g\cos\alpha\int_h^H\lambda dh \tag{1-40}$$

式中 a 为斜槽倾角。若已知 h 至 H 高度内固体的平均容积浓度 λ_{mea}，上式为：

$$G_{oh}=(\delta-\rho)\ g\cos a\ (H-h)\ \lambda_{mea} \tag{1-41}$$

可见，矿粒的密度愈大、浓度愈高，为了使床层松散所需的层间斥力亦愈大。将分选槽面作剪切摇动，提高速度梯度是增大层间斥力的良好办法。

床层在剪切斥力作用下松散后，颗粒便依所受到的层间斥力、自身的重力和床层

机械阻力的相对大小而发生分层转移。这种分层基本不受流体动力影响，故仍属静力分层。它不仅发生在极薄的层流流膜内，而且也出现在弱紊流流膜的底层。通常称为“析离分层”。在摇床床条沟内的分层是最为明显的例子。重矿物颗粒具有较大的斥力和重力压强，因而在摇动中首先转移到底层，轻矿物被排挤到上层。在同一密度层内，较粗颗粒尽管对细颗粒有较大层间压力，但细颗粒在向下运动中所遇到的机械阻力却更小，因而分布到了同一密度的粗颗粒层的下面。分层结果如图 5－1－8 所示。在粒度上的这种分布与动力分层恰好相反。但在给料粒度差不大或颗粒微细时，粒度的分布差异往往不明显，而只表现为按密度差分层。

二、紊流斜面流的流动特性和紊动扩散作用

A　紊流的流速沿深度分布

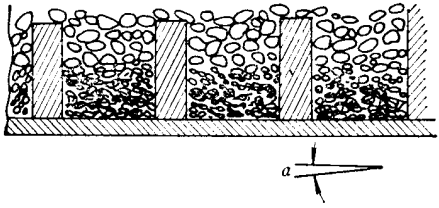


图 5－1－8　摇床上的“析离分层”结果

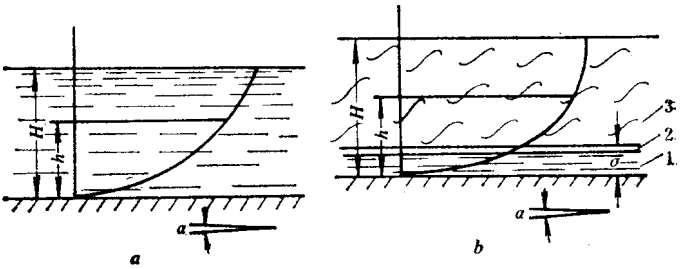


图 5－1－9　层流和紊流的流速分布对比

a—层流；*b*—紊流

1—层流边层；2—过渡层；3—紊流层

紊流的特点是内中存在大小无数的旋涡，流场内某指定点的速度和方向均时刻在变化着，故只能用时间的平均值表示该点的速度，称为“时均点速”。由于流体质点在层间交换的结果，使得流速沿深度的分布变得比较均匀了。层流和紊流的流速分布比较见图 5－1－9。

对于紊流的速度分布一种简单的描述方法是用指数式表示：

$$u = u_{max}\left(\frac{h}{H}\right)^{\frac{1}{n}} \tag{1-42}$$

式中　$\frac{1}{n}$——指数系数。取决于流动雷诺数和槽底粗糙度。对于平整底面，当 $Re > 50 \times 10^3$ 时，$n = 7 \sim 10$；在重选粗粒溜槽中水流的平均流速为 $1 \sim 3\text{m/s}$，$n = 4 \sim 5$；处理细粒级的弱紊流流膜，$n = 2 \sim 4$。

$$u_{mea} = \frac{n}{n+1}u_{max} \tag{1-43}$$

故知平均流速与最大流速之比为 $n:(n+1)$。

公式（1－42）常用来表示较强紊流的流速分布，对于弱紊流则偏离较大。这是由于弱紊流流膜存在较明显的不同流态层所致。

在紊流的最底部受固定壁的限制，仍有一薄层作层流流动，称作“层流边层”。在强紊流中，它的厚度常以几分之一至几十分之一毫米来度量，故一般可忽略不计。但在薄层弱紊流中，边层厚度则有不容忽视的比例。在它上面是一过渡层，接着便是紊流层。这样便形成了弱紊流的三层结构，如图 5－1－9 所示。不过不管怎样，紊流层一经形成，总是要占据大部分厚度。过渡层的厚度很薄，一般也计入在层流边层内。

用因次分析法求得层流边层厚度 σ 计算式：

$$\sigma = N\frac{\mu}{\sqrt{\rho\tau_0}} = N\frac{v}{v_r}，\ m \tag{1-44}$$

式中　τ_0——层流边层界面切应力，N/m^2；

$\nu = \frac{\mu}{\rho}$——流体的运动粘度，m^2/s；

$\upsilon_r = \sqrt{\frac{\tau_0}{\rho}}$——切应力速度，反映底部流体切向流动摩阻力大小的量，m/s；

N——普兰特准数，无因次，在重力声已知 $N = 10.47$。

紊流层内的流速分布，对数曲线分布式为：

$$u = \frac{\upsilon_\tau}{K}\ln\frac{h}{\sigma} + U_\sigma \tag{1-45}$$

式中　K——紊流系数，或称卡尔曼准数，在重力场厚水层中约为 0.4；

h——自底面算起的层面的高度；

u_σ——层流边层界面的流速。

在层流边层内流速分布仍遵循层流公式（1－31）。考虑到 $h < \sigma$，数值很小，忽略括号内 h

$$u = \frac{\rho g H \sin\alpha}{\mu} h \tag{1-46}$$

上式表明层流边层内速度分布近似为一直线。经过过渡层面与紊流层的对数曲线相连接。(1-45)式微分式为：

$$\frac{du}{dh} = \frac{\rho g H \sin a}{\mu} \tag{1-47}$$

层流边层内切应力仍遵循牛顿内摩擦定律：

$$\tau_0 = \mu \frac{du}{dh} \tag{1-48}$$

或

$$\tau_0 = \rho g H \sin a \tag{1-49}$$

$$v_r = \sqrt{\frac{\tau_0}{\rho}} = \sqrt{gH\sin a} \tag{1-50}$$

层流边层厚度的计算式为：

$$\sigma = \frac{Nv}{v_r} = \frac{Nv}{\sqrt{gH\sin a}} \tag{1-51}$$

当 $h = \sigma$ 时

$$u_\sigma = N\sqrt{gH\sin a} = Nv_r \tag{1-52}$$

经过代换，紊流层的流速分布计算式为：

$$u = \frac{1}{K}\sqrt{gH\sin a}\left(ln\frac{h}{\sigma} + KN\right) \tag{1-53}$$

将层流边层内流速分布视作对数曲线起始段，则整个流层的平均速度简化为：

$$u_{mea} = \frac{1}{K}\sqrt{gH\sin a}\left(ln\frac{H}{\sigma} + KN - 1\right) \tag{1-54}$$

实测表明，上述流速分布计算式较指数方程式更为准确。

B　紊流斜面流的粒群松散—紊动扩散作用

紊流中水流质点的扰动运动是松散床层的主要作用因素，称作“紊动扩散作用”。将槽内某点的瞬时速度分解为沿槽纵向，法向和横向三个分量，每个方向上的瞬时速度偏离时均速度（在法向和横向为零）的值称为瞬时脉动速度。对松散床层来说主要是依靠法向的瞬时脉动速度。它的时间均方根值称为法向脉动速度。

$$u_{im} = \sqrt{\frac{1}{T}\int u'^{2}_{y}\,dt} \tag{1-55}$$

式中　u'_y——法向瞬时脉动速度；

T——时间段长。

法向脉动速度 u_{im} 随水流的纵向平均流速增大而迅速增加，写成比例式为：

$$u_{im} = mu_{mea} \tag{1-56}$$

式中　m——比例系数，据 Т.Г. 福缅科（Фоменко，1966）在光滑的粗粒溜槽中测定，m 值随水流平均速度的变化关系如图 5－1－10 所示。槽底粗糙度增加，m 值亦增加，在摇床上分选时 $0.1 \leqslant u_{mea} \leqslant 0.39\text{m/s}$，此时 $0.07 \leqslant m \leqslant 0.15$。

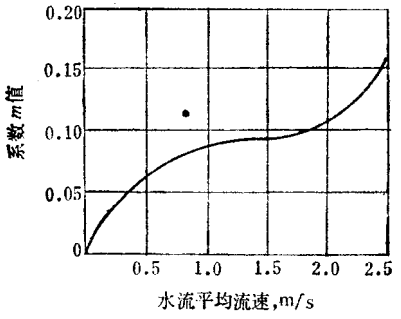


图 5－1－10　系数 m 随水流平均流速的变化关系

法向脉动速度沿水深分布并不一致，在下部初始旋涡形成区，脉动速度较强，向上逐渐减弱。

矿粒群在紊流斜面流中借法向脉动速度维持松散悬浮，反过来颗粒群又对脉动速度起着抑制作用，因而矿浆流膜的紊动度总是要比清水流膜为弱。这种现象称为粒群的“消紊作用”。

在紊流矿浆流的底部，固体颗粒浓度较大，流速显著降低；向上流速则急剧增大，甚至到顶部超过了清水斜面流的流速。但矿浆流的流速分布仍遵循对数式关系：

$$\frac{du}{dh} = \frac{\upsilon_\tau}{K}\frac{1}{h} \tag{1-57}$$

由于粒群的消紊作用，层间速度梯度增大，在上式中表现为 K 值随浓度的增大而减小。我国张瑞谨测定的泥浆浓度对 K 值的影响关系见表 5－1－1。

表 5－1－1　不同固体含量下 K 值

含沙量，kg/m^3	44	68	123	225	370	490	528	837	964	1051
K	0.34	0.31	0.28	0.26	0.29	0.33	0.33	0.36	0.37	0.43

矿浆斜面流的平均流速在浓度较低时仍接近清水斜面流的流速，但随着浓度增大

则急剧降低，如图 5－1－11 所示。

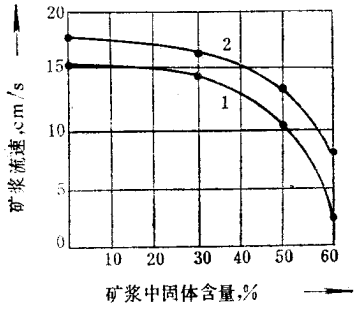


图 5－1－11　斜面流中固体浓度对流速的影响

1—斜槽倾角 12°；2—斜槽倾角 18°

三、厚层紊流斜面流中矿石的分选

厚水层的紊流斜面流主要处理粗中粒（＞2 毫米）矿石。设备通常为直线的倾斜长槽。为了有效地松散床层并滞留重矿物，在槽内还常设置挡扳或粗糙的敷面物，轻、重矿物在沿槽底（或沉积物）表面运动中，重矿物滞留在槽内，轻矿物排出槽外，从而达到分离。

颗粒沿槽运动的速度方程式为：

$$v = u_{dmea} - \left[v_0^2 \left(f\cos\alpha - \sin\alpha\right) - f u_{im}^2\right]^{\frac{1}{2}} \tag{1-58}$$

式中　v——颗粒的运动速度；

u_{dmea}——在颗粒直径范围内水流平均速度；

f——颗粒与底面的摩擦系数；

a——斜槽倾角，其他符号意义同前。

多数的斜槽设备坡度均不大，当 $a < 6°$ 时，$\sin a \approx 0$，$\cos a \approx 1$

$$v = u_{\mathrm{dmea}} - \sqrt{f}\sqrt{v_0^2 - u_{im}^2} \tag{1-59}$$

由上式可见，颗粒运动速度 v 取决于自身沉降末速 v_0、摩擦系数 f。迎面水速 u_{dmea}及法向脉动速度 u_{im}。重矿物颗粒或因 v_o 较大或在粒度较小时受到的 u_{dmea}不大，而有较小的运动速度。轻矿物颗粒则相反，或因 v_0 较小或因 u_{dmen}较大而具有较大移动速度，这样便可使两者分离开来。那些粒度细小的轻矿物和微细的重矿物颗粒则在跳跃中或连续悬浮中被排出槽外，法向脉动速度限定了重矿物的粒度回收下限。刚能使颗粒启动的水流速度称做“冲走速度”。当时取 $v = 0$，u_{im}相对 v_0 很小可忽略不计，冲

走速度 u_o 的近似公式为：

$$u_0 = v_0\sqrt{f} \tag{1-60}$$

表 5－1－2 列出了几种矿物的静摩擦系数 f 值。

在紊流斜面流中按颗粒的运动速度差分选是很不精确的，故粗粒溜槽只可作粗选使用，而且回收率也不很高。

四、在薄层流膜中矿石的分选

呈弱紊流流动的矿浆流膜，厚度在数毫米至十数毫米之间。多用于处理小于 2 毫米细粒级矿石。颗粒在流膜内呈多层分布，经过粒群的消紊作用底部层流边层增厚，颗粒大体呈沿层运动，在这里可称之为“流变层”。流变层以上旋涡迅即形成和发展。在紊动扩散作用下，矿粒群被松散并向排矿端推移，这一层称作“悬移层”。悬移层以上脉动速度减弱，只悬浮少量微细颗粒，称做“表流层”或“稀释层”。流膜结构示意地绘于图 5－1－12 中。

表 5－1－2　在不同表面上矿物的滑动静摩擦系数

矿物	铁		玻　璃		木　材		漆　布	
	水中	空气中	水中	空气中	水中	空气中	水中	空气中
赤铜矿	0.58	0.53	0.38	0.46	0.81	0.67	0.82	0.73
白钨矿	0.66	0.53	0.50	0.51	0.78	0.70	0.73	0.71
赤铁矿	0.66	0.54	0.36	0.47	0.80	0.67	0.75	0.74
石　英	0.67	0.37	0.80	0.72	0.60	0.75	0.80	0.78

稀释层中悬浮的微细颗粒不再能够进入底层，故该层的脉动速度即决定了分选粒度下限，约为 30～40 微米。进入悬移层的矿物颗粒，在旋涡扰动下不断上下运动，重矿物被底部流变层容纳，剩下的轻矿物则悬浮在该层中。如同在上升水流中一样，颗粒是呈“上细下粗、上稀下浓”分布。底部流变层内颗粒处于紧密接触状态，借助剪切运动维持松散。颗粒依自身压强不同分层转移，故这一层是最有效的静力分选区。保持该层具有一定的厚度和剪切速度，对提高重矿物的回收率和品位有重要意义。

弱紊流流膜中的重矿物层仍有沿槽运动，故经常可实现连续分选作业。只有当重矿物层受到过大压力时才出现沉积层（如在离心选矿机内），这时便形成了四层结构。

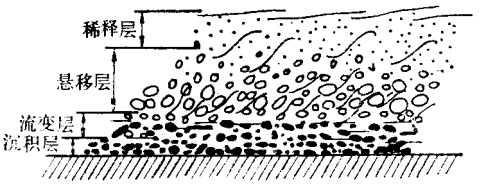


图 5－1－12　弱紊流矿浆流膜结构示意图

层流矿浆流膜已基本不存在紊动扩散作用，故适于处理微细粒级（－0.1 毫米）。流膜很薄，一般只有 1～2 毫米，离心流膜的流动层甚至低于 1 毫米。但仍可将它分成三层结构，即上部稀释层，中间流变层和底部沉积层。但前两者的界限是很不清楚的。参见图 5－1－13。

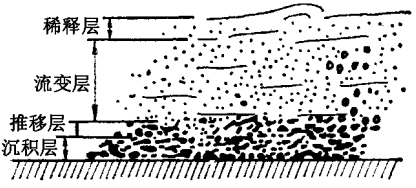


图 5－1－13　层流流层结构示意图

在理论上层流的表面应是一平如镜，但实际上受表面张力影响，经常要生成一系列的鱼鳞波。它的作用深度虽不大，但已足可将 10～20 微米（按石英计）颗粒悬浮起来。这就决定了在重力场中回收粒度下限很难低于 10～20 微米。

以下流变层的作用与上述弱紊流中的相同。不过因这里浓度较低，它的最有较分选区还是在靠近下部较高浓度区，有时特殊地称之为“推移层”。推移层的下面即是沉积层，微细颗粒与槽面间往往具有较大粘结力，故沉积层常是不流动的，这就造成了矿浆流膜分选经常是间断作业。

流膜选矿的操作条件：给矿体积、给矿浓度、槽底倾角、槽面振动强度或移动速度（如皮带溜槽）等即是通过流膜的流动参数，包括紊动性、矿浆粘度、速度梯度、流变层厚度而影响于选别指标的。增大给矿体积或减小浓度，将增加矿浆流动的紊动性并提高速度梯度和减小流变层厚度，结果导致精矿品位提高而回收率下降。反之，减小给矿体积或增大浓度，又将因流速降低和矿浆粘度增大，而减小了速度梯度和脉动速度，并使流变层增厚，结果会造成回收率提高而精矿品位下降。槽面的振动强度和移动速度大小亦受这些因素制约。

第四节　重力选矿流程

一、重选流程的组成

矿石的重选生产也和其他选矿生产一样，是在一系列连续作业的流程中进行。按作业的性质可分作准备作业、选别作业和产品处理作业三大部分。

1、准备作业

重选的准备作业主要包括：

（1）为使矿物解离而进行的破碎与磨碎；

（2）对被粘土胶结的矿石进行洗矿及脱泥；

（3）采用筛分或水力分缓方法对入选原料按粒度分级，然后分别入选。

后一项准备作业是重选的特有要求，因为在一般的重选设备内，分选条件只对特定粒级最为适宜。

2、选矿作业

选别作业是分选矿物的主体环节，同样要按一定的流程进行，重选的流程组合繁简程度很不一样，但多数的流程结构比较复杂，这是由于：（1）重选的工艺方法较多，不同粒级的矿石应选用不同的工艺设备处理；（2）同样类型的设备在处理不同粒度给料时应选用不同的操作条件；（3）多数重选设备的富集比或降尾能力不高，需作多次精选或扫选方能获得最终产品。常用重选设备的处理粒度范围和应用见表 5－1－3。

表 5－1－3 所列处理粒度范围是指该种设备可能达到处理的粒级，数值也是大致的。其中除了重介质选矿、细粒溜槽和矿泥溜槽可以全粒级入选外，其他多数设备需分级入选。

重选的优势即在于它能够处理各种粒度矿石。从重选角度可将矿石分为粗粒（大于 25 毫米）、中粒（25～2 毫米）、细粒（2～0.1 毫米）及微细粒（小于 0.1 毫米）。处理粗、中以至细粒的重选设备处理能力大，能耗少，在可能条件下均乐于采用，有用矿物在粗、中以至细粒条件下选出，可以减少细磨损失并降低生产费用。处理微细粒级的重选设备分选效果差，除非不得已不宜于采用。重选在选矿生产中的功用可归纳为如下几方面：

表 5－1－3　常用重选设备的处理粒度范围和应用

设备名称	处理粒度范围，mm	适用的矿石类型	承担的作业种类	处理能力 $t/台\cdot h$
鼓形重介质分选机	500～6	煤、脉矿	粗选、预选	320～26
圆锥重介质分选机	75～3	脉矿	预选	24～26
重介质振动溜槽	75～6	黑色金属矿	预选、粗选	25～80
重介质旋流器	50～0.2	煤、脉矿	粗选、预选	40～45
重介质涡流旋流器	50～0.2	脉矿	预选	20～24
隔膜跳汰机	30～0.1	黑色金属矿砂矿、脉矿	粗、扫、（精）	1～25
无活塞跳汰机	200～0.5	煤	粗选、扫选	20～300
IHC 圆形跳汰机	25～0.1	砂矿	粗选	10～350
粗粒溜槽	200～1	砂矿	粗选	0.2～3.5（$t/m^2\cdot h$）
摇床	3～0.025	煤、脉矿、黑色金属矿	粗选、精选、扫选	0.13～2.5
螺旋选矿机	2～0.05	煤、脉矿、黑色金属矿、	粗选、精选、扫选	3～12（3 头）
螺旋溜槽	0.2～0.02	脉矿、黑色	粗选、精选、扫选	4～5（4 头）
尖缩溜槽	2.5～0.038	金属矿、砂矿、脉、黑色金属矿	粗选、扫选	3～6$t/头\cdot h$
圆锥选矿机	2～0.05 0.1～0.006	砂矿、脉、黑色金属矿	粗选、扫选	60～70
10 层摇动翻床		砂矿、脉矿	粗选	2.1～3.1
卧式离心选矿机	0.074～0.006	砂矿、脉矿	粗选、扫选（精）	0.6～5
皮带溜槽	0.074～0.01	脉矿	精选	0.04～0.13
振摆皮带溜槽	0.1～0.01	脉矿	精选	0.4～0.7
横流皮带溜槽	0.074～0.006	脉矿	精选	0.3～0.5

（1）矿石预选，在粗粒或中、细粒条件下，预先选出部分最终尾矿，以减少主选入选矿量，降低生产成本；

（2）矿石的主选，将有用矿物与脉石或围岩相分离，得到最终精矿和最终尾矿（或中矿）；

（3）与其他选矿方法组成联合流程，进行有用成分的综合回收或粗、细粒级分别处理；

（4）选矿的补充作业，在主流程之后补充回收伴生成分。

重力选矿的应用正日益扩大，除用于分选传统的矿物原料外，也用于工业废渣和工业垃圾的处理，同时也用在老尾矿的再回收。

3、产品处理

重选产品的处理　重选精矿的脱水要比浮选或细磨磁选精矿的脱水容易得多，因为重选精矿中含微泥是很少的。对粗粒精矿只要适当晾晒或泄滤即可，微细粒精矿同样要进行过滤或干燥。重选的粗粒尾矿还可做建材或铺路石使用，细粒和微细粒尾矿仍要送尾矿坝堆存。

二、重选流程的类型

重选的流程构成与矿石的产状（脉矿或砂矿）、矿物嵌布粒度、有用成分价值，分选作业任务及生产规模大小有关。处理廉价的铁、锰矿石要尽量采用简单的流程，贫砂矿的粗选流程也不宜复杂。对于那些价高的有色和稀有金属矿石，为了减少过粉碎损失，即须采用多段破（磨）碎、多段选别流程，但同时也要考虑到生产规模。对于那些粗细粒产品价值不等的（如金刚石、萤石等）矿石，尤其要采取阶段选别流程。

各选别段的流程内部结构（粗、精、扫选次数、分支回路等）则与入选矿石的粒度、品位和对产品的质量要求有关。生产中常是将那些处理能力大而分选精确性不高的设备安排在粗、扫选作业中，而将处理量小，富集比高的设备设置在精选作业中。由于矿石性质各式各样，所以重选流程的组成也型式繁多，下面只就流程的段数构成作一简单分类说明。

1、单元重选作业

指仅由某项重选工艺（单台或多台设备）构成的生产环节。矿石预选（重介质选或跳汰选）、补充性重选作业属于这类流程。分选目的只在于得到部分最终尾矿或部分精矿。

2、单循环重选流程

流程中包含有系统的粗、精、扫选及其准备作业，如洗矿分级等，但不含有破碎及磨矿作业。

这类流程主要用于处理有用矿物已单体分离的矿石，如河流冲积砂矿，海滨砂矿等。我国采金船上采用较多的筒筛洗矿、三次跳汰、一次摇床选的选别流程即属这一类（见图 5－1－14）。处理含钛、锆海滨砂矿的以圆锥选矿机粗选、螺旋选矿机精选的流程也属之。

3、单段重选流程

这种流程中只有一段破碎或磨矿作业（如破碎与磨矿是连续进行仍应视作一段）。

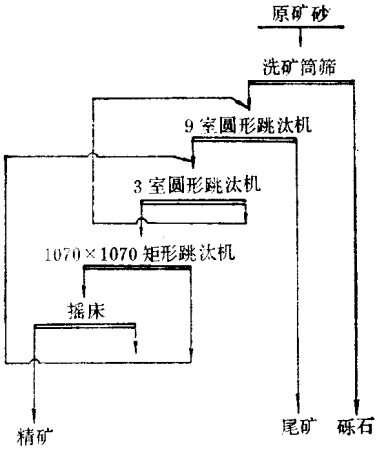


图 5－1－14　采金船上的三次跳汰一次摇床选流程

处理残坡积砂矿或井下开采的铁、锰矿石常采用这种流程。图 5－1－15 所示为龙烟白庙选厂处理鲕状赤铁矿石的工艺流程，选别的目的是除去开采过程中混入的围岩，恢复地质品位。

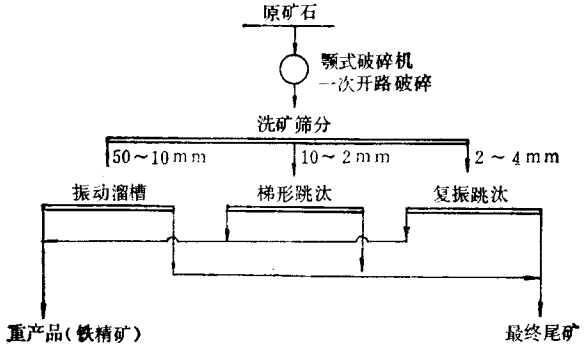


图 5－1－15　龙烟白庙选厂重选流程

4、二段重选流程

这是一种最简单的阶段选别流程。我国处理黑钨矿石的中、小型选矿厂多采用这种流程，如图 5－1－16 所示。原矿经预选处理后，用对辊机破碎，产品分粗、中、细三个粒级，分别用跳汰和摇床处理。前两级跳汰尾矿合并用棒磨机磨碎后，再经一次跳汰选别，尾矿返回第一段循环处理，故又称该流程为“大闭路”流程。它既可回收部分块钨，又可避免流程过分复杂化。重选流程中产生的次生矿泥和矿石预选脱出的原生矿泥合并送矿泥工段处理。

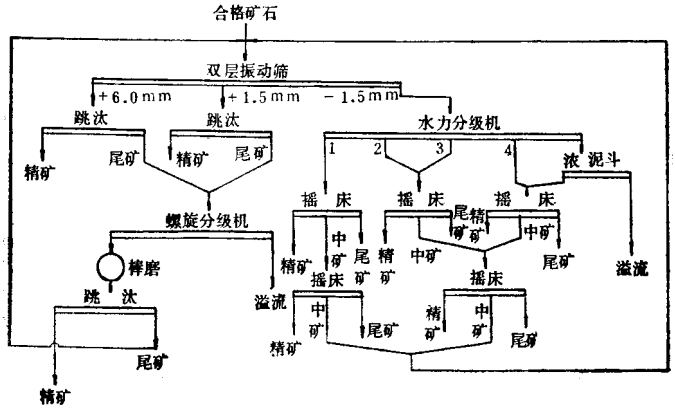


图 5－1－16　黑钨矿重选通用的二段选别流程

矿泥中的有用矿物几乎均已单体解离，故多采用重选单循环流程处理，有时尚辅以磁选和浮选作业。重选矿泥流程在中、小型选厂常用的有：离心机—摇床—皮带溜槽联合流程（见图 5－1－17）；摇床—振摆溜槽联合流程，以及摇床—铺布溜糟、水力淘汰盘组成的流程等。

5、三段重选流程

一些大型的黑钨矿选矿厂、砂锡及部分脉锡选矿厂，原矿处理量大，为了适应有用矿物不均匀嵌布特性，而按“细碎粗磨、早收多收、泥砂分选、贫富分选”的原则组织生产，较多地采用了三段选别流程，其实这种流程也是在两段流程的基础上扩展而成。图 5－1－18 示出了云锡公司新冠选厂处理残坡积砂锡矿矿砂系统的三段选别流程。流程中包括二、三段磨矿（第一段棒磨在矿石准备车间）、一、二、三段选别、次精矿集中复洗及单独处理作业。由矿石准备车间送来的 1.5～0.037 毫米矿砂先用 ϕ500 毫米旋流器和分泥斗分级，大于 0.074 毫米粒级送一段摇床，一段摇床尾矿经棒磨至小于 0.3 毫米给到第二段摇床选别，第二段摇床中矿再送第三段球磨，磨至小于 0.15 毫米进入第三段摇床选别。各段的富中矿（次精矿）集中到复洗系统，进行两段磨矿三段选别。由入选矿砂分级得到的小于 0.074 毫米粒级经分级脱泥后进细砂摇床和原生矿泥溢流摇床，由粗级别磨矿分级脱出的矿泥进次生矿泥摇床和次生矿泥溢流摇床。复洗系统最初脱出的矿泥，经脱泥分级后给入复洗溢流摇床。

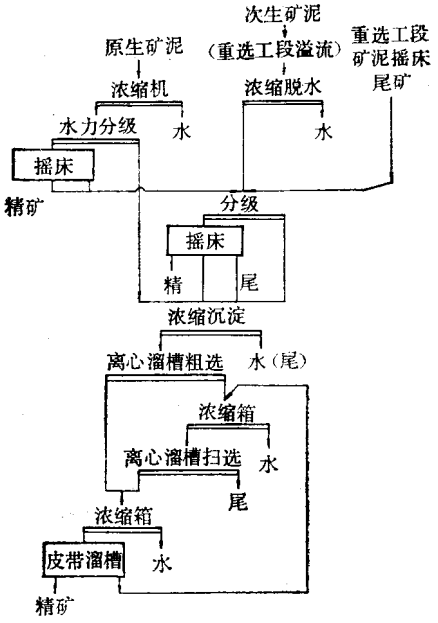


图 5－1－17　中、小型钨选厂矿泥工段重选流程

由矿砂选别系统中最终脱出的原生矿泥和次生矿泥合并送矿泥系统处理，流程见图 5－1－19。流程中包括离心选矿机初步富集、皮带溜槽及摇床精选和细泥中矿再选作业。由于强化了水力旋流器分级和脱泥，并以离心机取代了五层自动溜槽，分选指标得到了大幅度提高。

三、重选与其他选矿方法的联合工艺流程

重选与其他选矿方法联合用于主选生产在实践中应用愈来愈广泛，其目的在于：

（1）对不同的矿物组分按其物理－化学性质差异分别回收；

（2）对同一种矿物按嵌布粒度差异实行粗细分选，多数情况重选处理较粗粒级部分；

（3）进一步提高产品质量或补充回收主要有用成分。与重选相联系的常见联合流程有：重－磁选联合流程；重－浮选联合流程；重－磁－浮选及其他工艺的联合流程。

1、磁－重选联合流程

这种联合流程主要用于处理含铁、锰及其他带磁性矿物的矿石。利用重选和磁选在处理不同粒级矿石中各自的优势，分别处理，可以收到最佳技术经济效果。

连城贫氧化锰矿原矿含 Mn 17.65%。选厂原来只以洗矿、手选方式生产，选出含 Mn 33% ～ 35% 的冶金用锰精矿，经济效益低。以后进行技术改造，先后采用了

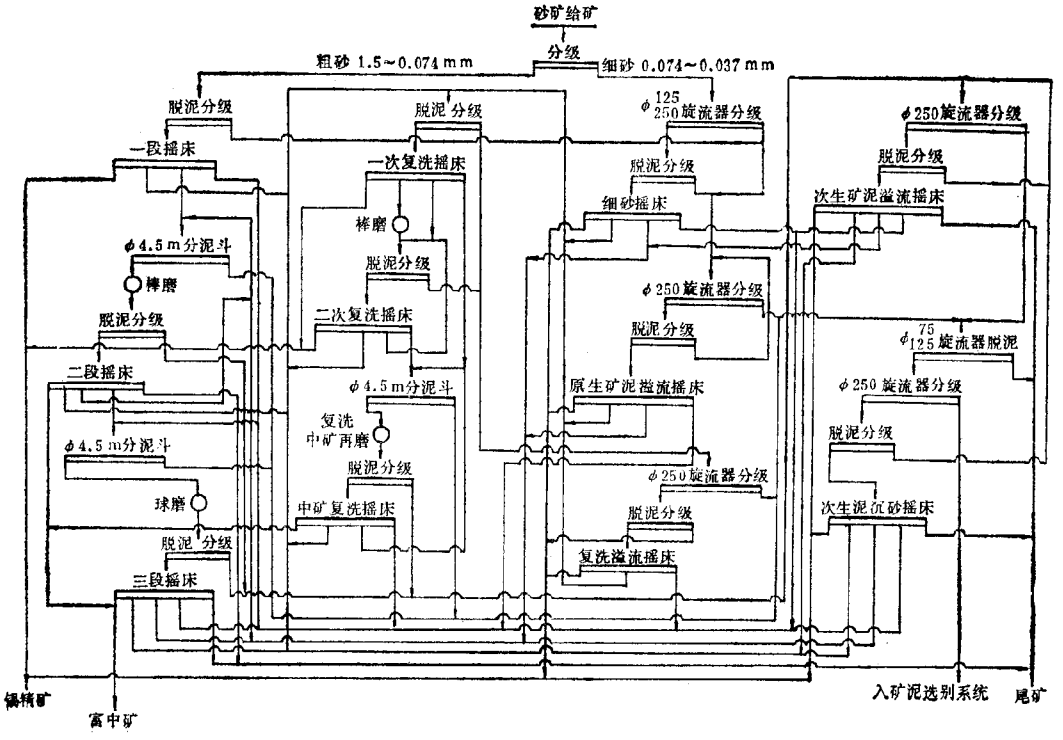


图 5－1－18　云锡新冠选厂矿砂系统三段重选流程

AM—30 型大粒度跳汰机，6—S 型摇床和 GC—200 型强磁选机，组成重－磁选加手选的联合流程（见图 5－1－20），除了继续生产冶金用锰精矿外，还获得了含 *Mn* 45% 以上的放电锰精矿，经济效益大幅度提高。

海南铁矿石选矿有多种工艺形式，其中平炉矿和低硫高炉富矿在筛分洗矿之后，产出部分被贫化的富矿粉，采用图 5－1－21 所示磁－重流程处理。入选矿石经过两段筛分后，分成 10～3、3～0.5 及小于 0.5 毫米三个粒级，前二粒级送跳汰选别，后一粒级给弱磁、强磁机处理。在入选矿石品位为 44% ～45% 时，选出的综合精矿品位为 58～59%，回收率 80% 左右。

齐大山二选厂采用传统的单一磁选流程处理焙烧磁铁矿石，铁矿物为细粒不均匀嵌布。在考查中发现原矿在第一段磨矿后－200 目占 50% ～55% 的产品中，已有 60% ～65% 铁矿物达到了单体解离，于是在 80 年代初进行了磁－重流程改造，改造后流程如图 5－1－22 所示。先将第一段磨矿产品送中磁选机处理，选出最终尾矿数量占总尾矿量 81%。中磁选机精矿给入水力旋流器分级。粗粒级送螺旋溜槽，选出品位为 64.07%，产率占 19.93% 的最终精矿，数量占总精矿量的 44%。旋流器的溢流送弱磁

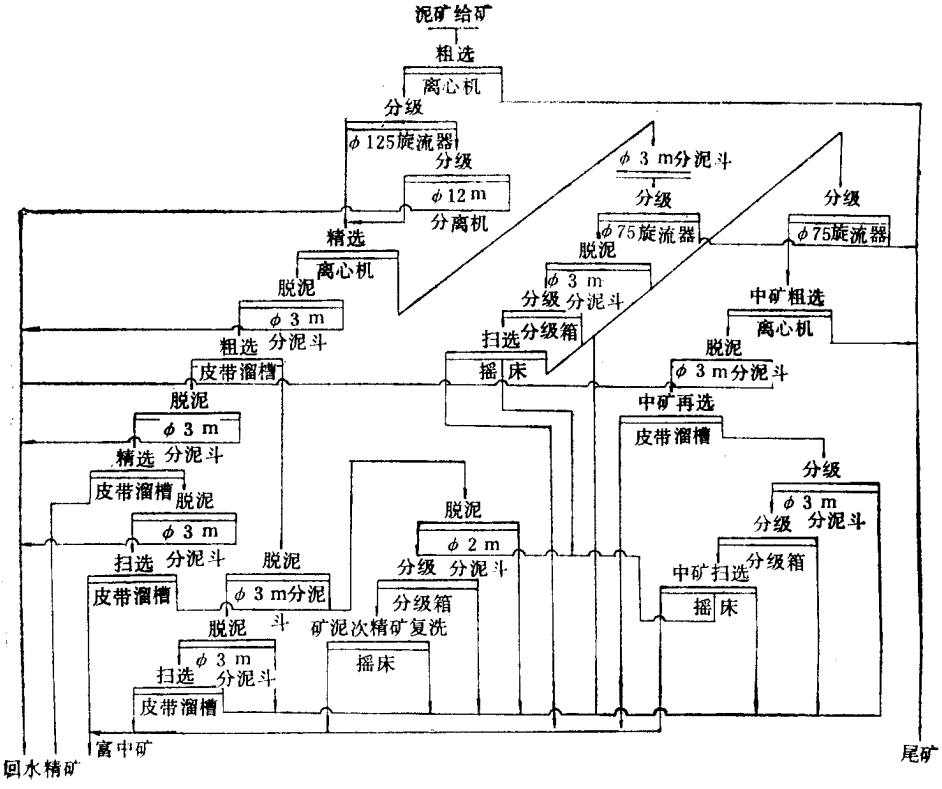


图 5－1－19　云锡新冠选厂泥矿选别系统流程

选及细筛处理。由于螺旋溜槽在粗粒条件下选出了大量最终精矿，因而节省了二次球磨机容积达 50% 以上，实现了一、二次球磨机台数比 2∶1，生产成本大幅度降低。

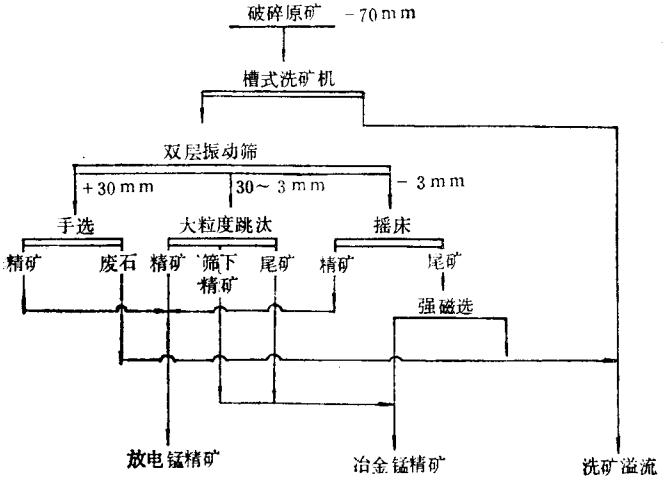


图 5－1－20　连城锰矿庙前选厂技术改造后流程

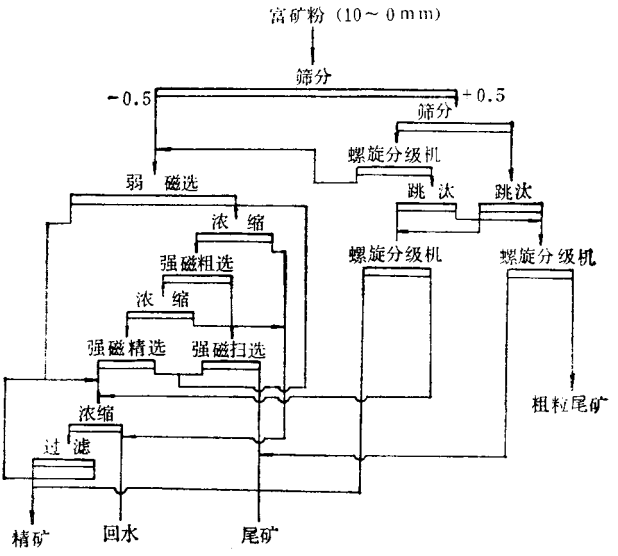


图 5－1－21　海南铁矿富粉矿弱磁－强磁－重选联合流程

弓长岭二选厂处理假象赤铁矿石，原矿中含有较多磁铁矿，但含量波动较大。为此，原矿在磨碎到－200 目占 75%～80% 后，先用弱磁选机选出磁铁矿精矿（后经技术改造在磨矿－磁选车间采用了类似齐大山二选厂的阶段选别流程），磁选尾矿送浓缩机缓冲，然后经水力旋流器分级，沉砂送螺旋溜槽，溢流给离心选矿机，流程见图 5－1－23。磁－重选综合最终精矿品位 *Fe* 65.09%，回收率 70.00%。工艺指标不如焙烧－磁选流程高，但可避免修建焙烧炉和煤气管道的大量投资。

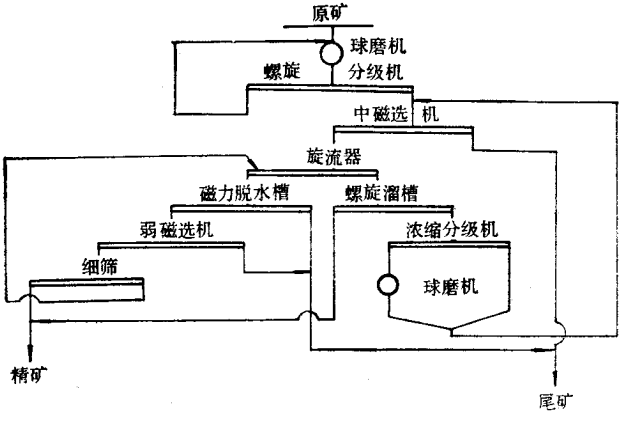


图 5－1－22　齐大山二选厂磁－重选联合流程

磁－重联合流程也用来处理焙烧的高铁锰矿石、钽铌铁矿－长石石英矿石以及高铁锡中矿等。有时重选法还用来提高弱磁选精矿的品位。

2、重－浮选联合流程

主要用于处理同时含有高密度矿物（金、铂、钨、锡、钽、铌矿物）和硫化矿物的矿石，但亦可用于分选嵌布粒度不均匀的硫化矿石。

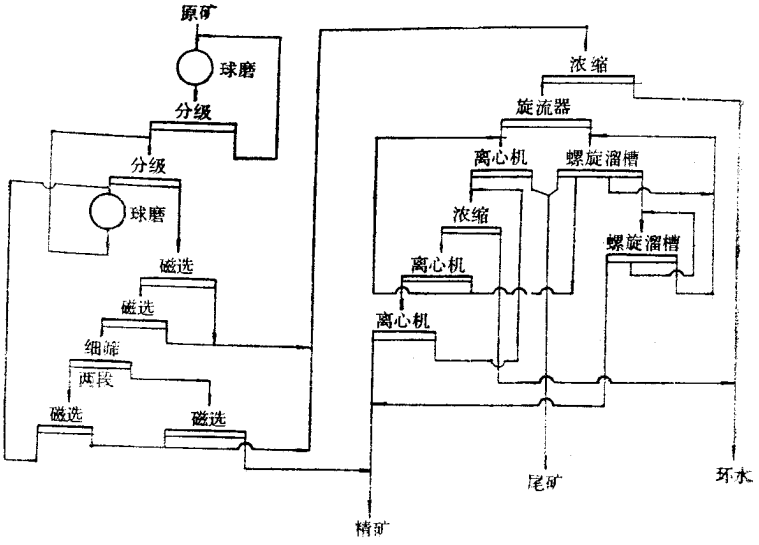


图 5－1－23　弓长岭二选厂磁－重联合流程

广东泰美钽铌矿选矿厂处理深部花岗岩原生矿石，矿石中除含铌铁矿、富铪锆石、独居石外，尚有大量石英、长石、云母等。流程中采用弱磁及强磁选，选出具有弱磁性的铌铁矿及带中磁性的云母，然后用摇床提高品位，得到铌铁粗精矿。尾矿经脱泥后可以得出作玻璃原料用的石英砂，从而使原料达到综合利用。

广西大厂长坡选矿厂处理的原料属含锡多金属硫化矿石，所含金属矿物主要有黄铁矿、铁闪锌矿、脆硫锑铅矿、锡石、砷黄铁矿以及少量闪锌矿、方铅矿等，嵌布粒度不均匀，大部分呈集合体浸染在脉石或围岩中。锡石磨碎至 0.2 毫米可与硫化矿物集合体分离，其他有色金属硫化矿物需磨碎至 0.1 毫米方能解离完全。因此该厂采用重介质旋流器预选、二段磨矿、二段选别、中矿再磨再选的重－浮－重流程，流程组成如图 5－1－24 所示，最后分别得到锡、铅、锌及硫砷精矿。

3、重－磁－浮及其他选矿工艺的联合流程

这类流程主要用在选别有用矿物组成复杂、嵌布粒度又有差别的矿石。重选在流程中常被安排在首部，用以选出粗粒精矿或丢弃部分最终尾矿，接着再细磨用浮选及磁选法处理，有时尚须辅以电选或水冶等作业环节。这类流程在实践中也是不少的。

南京梅山铁矿的矿石中，有用矿物以磁铁矿为主，其次为假象赤铁矿、菱铁矿及黄铁矿；脉石矿物为石英、方解石、白云石和磷灰石。采用井下开采，出井矿石的贫化率为 18% 左右。入厂矿石破碎至 75 毫米以下，分成三个粒级，首先用重介质选、跳

汰选和磁选加以富集，再将选出的各粒级重产品和磁性产品合并，经过细碎磨矿用浮选法分离，最后得到铁精矿和硫铁精矿。

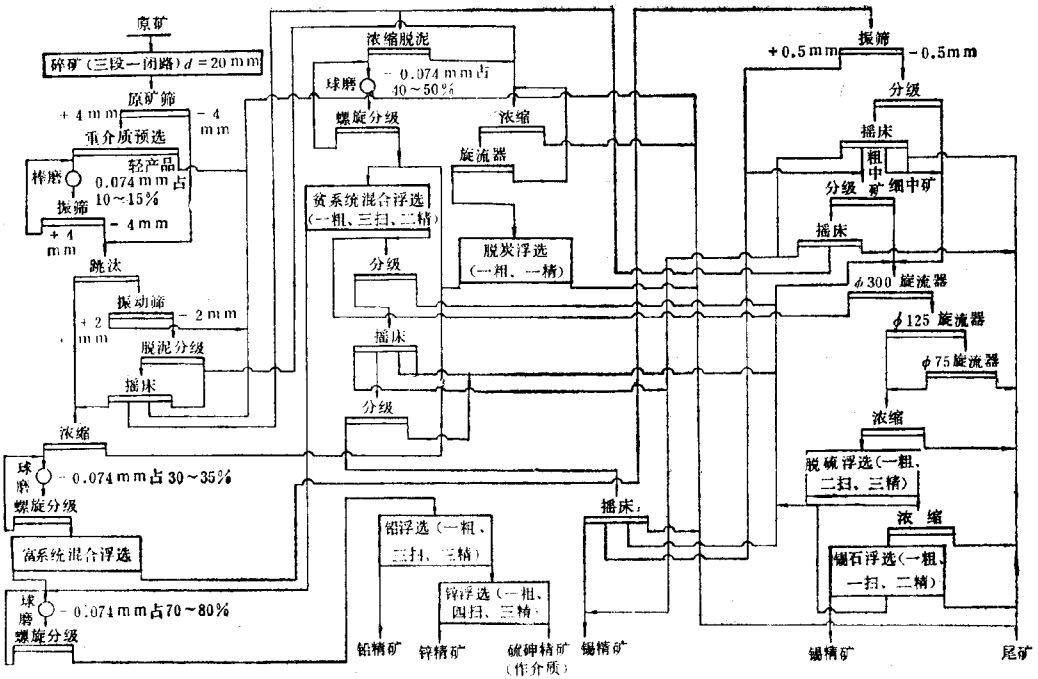


图 5－1－24　广西大厂长坡选矿厂重－浮－重联合流程

包头钢铁公司所属选矿厂处理的矿石来自大型沉积变质热液交代型铌、稀土、铁矿床。含铁矿物主要是赤铁矿、磁铁矿及少量黄铁矿、褐铁矿；稀土矿物为氟碳矿，独居石、氟碳钙矿等；铌矿物为铌铁矿、黄绿石、铌钙矿等，其他有用矿物还有金红石、锆英石、萤石、重晶石、磷灰石等。脉石矿物主要是石英、方解石、云母、钠长石。矿物组成复杂，有价元素多，综合利用价值高，因而采用了多种选矿工艺。主厂房内部分系列采用磁－浮流程处理，选出铁精矿和稀土泡沫产品。后者再送重选（摇床）车间与浮选车间，选出高品位和中品位稀土精矿。重选在这里起着为浮选进行预选提高入选品位的作用。

攀枝花密地选矿厂处理的矿石是产自辉长岩体中的钒钛磁铁矿，也属复合矿石。金属矿物主要有钛磁铁矿、钛铁矿，硫化矿物以磁黄铁矿为主，另有少量钴镍黄铁矿、硫钴矿、黄铜矿等。脉石矿物以钛普通辉石、斜长石为主。由于有用矿物的可选性各异，因此采用了多种工艺的联合流程。先是用弱磁选选出钒铁精矿，尾矿送选钛厂。在该厂采用弱磁选、强磁选、重选、浮选及电选分别选出铁精矿、钛精矿、硫钴精矿及最终尾矿。

4、重砂精选的联合流程

各种类型的砂矿几乎均采用重选法进行预先富集，结果将那些密度较大的（约大于 3500 千克/米^3）的矿物均选入粗精矿中，习惯上称作重砂。为了得到单一精矿，对重砂产品还要作精选分离，为此经常要设立集中的中央精选厂。此外在处理含多种有用成分矿石的大、中型选矿厂，为了进行矿物的最终分离，也要设立精选车间或精选段。精选厂（车间、段）内的流程组成要依混合精矿的矿物组成决定。在脉钨矿的重选精矿中经常含有辉铋矿、自然铋、锡石、绿柱石、白钨矿、黄铁矿、闪锌矿、方铅矿、黄铜矿以及各种氧化铁矿物等；在脉锡矿的重选精矿中，除含重金属硫化矿物和铁矿物外，还常含有铌钽矿物。在砂金矿及海滨、湖滨、河滩和堆积砂矿的重选粗精矿中，则经常含有磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿、钛铁矿、铬铁矿、锡石、褐钇铌矿、金红石、独居石、磷钇矿、氟碳铈矿、锆英石、白钨矿、白钛石以及部分柘榴石、菱铁矿、十字石、橄榄石、磷灰石、重晶石、萤石等，它们在粗精矿中的含量差别很大，有些矿物甚至不存在，但是含有其中的几种却是经常的。对它们的分离须要依据矿物颗粒所具有的物理、化学性质差异进行。因此精选流程常包括有：跳汰选、摇床选、溜槽选、弱磁选、强磁选、泡沫浮选、粒（枱）浮选、电选以及化学选矿等。对于含粗粒未单体解离矿物的粗精矿，甚至还要采用阶段磨碎、阶段选别流程。除了重选厂的精选车间（工段）外，砂矿中央精选厂的流程也比较灵活，矿量也不固定，常采取分批间断方式生产。图 5－1－25 示出了含独居石等矿物重选粗精矿的精选流程方案，可以作为示例供借鉴。

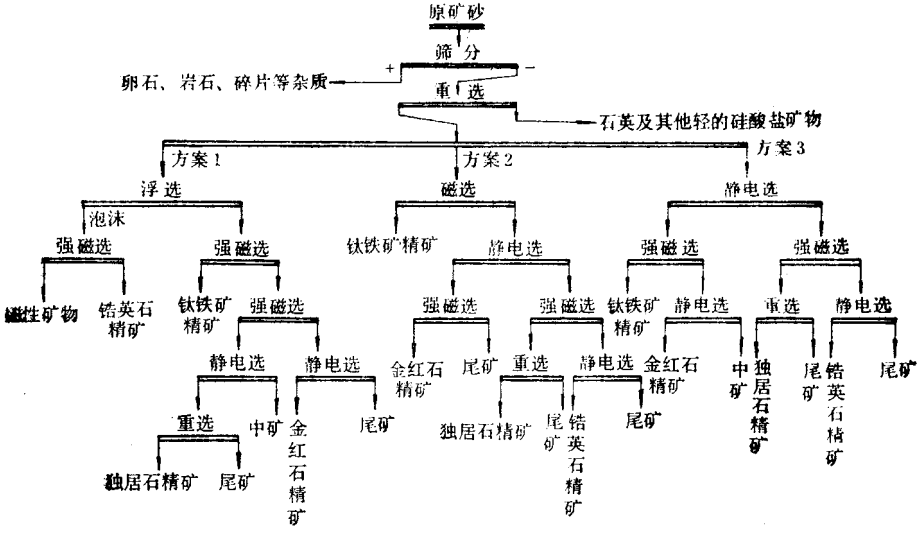


图 5－1－25　独居石砂矿重选粗精矿精选原则流程

第二章　重介质选矿机安装调试、操作维护与故障检修

第一节　概　　述

重介质选矿是指在密度大于 1000 千克/米^3 的介质中进行的选矿过程。介质的密度一般选择在矿石中轻矿物和重矿物的密度之间，因而矿粒基本是按密度差分离，流体的动力作用影响很小。当严格控制介质的密度时（波动范围不超过 20 千克/米^3），可使密度差只有 50 ~ 100 千克/米^3 的两种矿物有效分离。

重介质有重液和重悬浮液两种，前者是一些密度较大的有机液体或无机盐类溶液；后者是一些被称为“加重质”的细磨矿粉或合金粉与水混合的悬浮液。重液由于价格昂贵和有毒，工业上很少应用，仅在实验室使用。重悬浮液的来源广、无毒、价廉，因此工业上普遍应用。常用的重液和加重质的性质列于表 5 – 2 – 1 和表 5 – 2 – 2 中。

与选矿有关的重悬浮液的性质是它的密度、粘度和稳定性。

表 5 – 2 – 1　选矿常用重液的性质

品种及化学成份	溶　　剂	配成重液最大密度 kg/m^3
三溴甲烷（$CHBr_3$）	酒精、苯、甲苯、四氯化碳	2890
四溴乙烷（$C_2H_2Br_4$）	同　　上	2970
杜列液（$KI + HgI_2$）	水	3190
二碘甲烷（CH_2I_2）	苯或其他有机溶剂	3320
克列里奇液〔$HCOOT1 + CH_2(COOT1)_2$〕	水	4300

表 5－2－2　选矿常用加重质的性质

品种及化学成份	密度，kg/m^3	配成悬浮液最大密度，kg/m^3	莫氏硬度
细磨硅铁（85%Fe，15%Si）	6900	3100	7.3～7.6
喷制硅铁（85%Fe，15%Si）	6900	3500～3800	7.0
方铅矿（PbS）	7500	3300	2.5～2.75
磁铁矿（Fe_3O_4）	5000	2500	5.5～6.5
磁黄铁矿（Fe_nSn+1）	4600	2300	3.5～4.5
黄铁矿（FeS_2）	5000	2500	6～6.5
砷黄铁矿（FeAsS）	6000	2800	5.5～6

这些性质与加重质的密度、粒度和形状有关。细磨的加重质形状不规则，配制的重悬浮液最大固体容积浓度约为 35%，而用球形喷雾硅铁配制的重悬浮液最大固体容积浓度可达 43%。加重质的粒度愈细，允许的固体容积浓度也愈低。常用加重质的粒度上限是 0.15 毫米。表 5－2－3 列出了典型的硅铁加重质粒度特性。

表 5－2－3　硅铁加重质的粒度特性

细磨硅铁（锡铁山锑矿）		喷制硅铁（西德克纳萨工厂）		
粒级，mm	产率，%	粒级，mm	产率，%	
			细级（$\rho_{su}<3g/cm^3$）	粗级（$\rho_{su}<3g/cm^3$）
+0.09	10	+0.1	8.2	24.1
−0.09+0.074	4	−0.1+0.074	8.3	12.9
−0.074+0.063	18	−0.074+0.04	31.5	29.5
−0.063	68	−0.04+0.02	24.7	18.5
		−0.02+0.01	10.8	8.3
		−0.01	16.5	6.7

重介质选矿在工业上应用已有 50 余年历史，主要用在矿石预选上，即在粗粒条件下选出脉石或围岩，减少细磨深选矿石量，并提高入选矿石品位。目前它已在处理铁、锰、铅、锌、钨、锡、锑、萤石、金刚石及其他金属和非金属矿石方面广为应用。在选煤工业中应用尤多。入选矿石粒度的上限为 50～150 毫米，下限为 2～3 毫米。采用旋流器分选时，上限粒度为 30～40 毫米，下限可降至 0.5 毫米。目前正在研究扩大用旋流器类型设备分选的粒度上限。

第二节　重悬浮液的性质

在有关的悬浮液的性质中，密度决定着分选的密度（比重）界限，而粘度和稳定性则影响着分选的精确性。

一、悬浮液的粘度和流变性

悬浮液的粘度与均质液体不同，它是液体与液体、固体与固体以及液体与固体之间的内摩擦力（切应力）的体现。因而内切应力要比单一分散介质为大。根据流体（包括两相流体）的切应力与速度梯度的关系，可将流体分为四种流变类型，即牛顿流体、粘塑性流体、假塑性流体和膨胀性流体。后三种也称作非牛顿流体。这些流体的速度梯度与切应力关系曲线称作流变曲线，如图 5－2－1 所示。

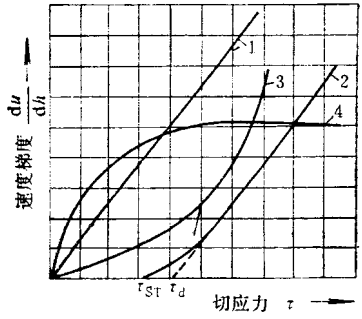


图 5－2－1　流体的速度梯度与切应力的关系

1—牛顿流体；2—粘塑性流体；3—假塑性流体；4—膨胀性流体

牛顿流体的流变曲线为一通过坐标原点的直线，切应力与速度梯度的关系可用下式表示：

$$\tau = \mu \frac{du}{dh}，\ N/m^2 \qquad (2-1)$$

式中　μ——粘度，Pa·s；

τ——切应力，N/m^2。

$\frac{du}{dh}$——速度梯度，或称剪切率，1/s。

在一定的温度和压力下，牛顿流体的粘度为一常数，不随速度梯度而变。属于这类流体的有各种均质液体，空气、低分子化合物溶液、以及稀的溶胶体和悬浮液等。

当悬浮液内固体颗粒相互连结形成网状结构物时，流体不仅有粘性而且有塑性，称为粘塑性流体。当外力作用很小时，它只发生形变而不流动。只有当外力大于静切应力 τ_{ST} 时，才产生流动，流变曲线为一条不通过原点的曲线。在高的速度梯度下，内部结构物遭到破坏，曲线渐变为直线。将此直线段向下延伸与 τ 轴的交点 τ_d 称为动切应力。其值表示粘塑性流体流动时，粘度（塑性粘度）变成常数所需的最小切应力。直线段的 τ 值与 $\frac{du}{dh}$ 的关系可表示为：

$$\tau = \tau_d + \mu_p \frac{du}{dh} \tag{2-2}$$

式中　τ_d——动切应力，N/m^2；

μ_p——塑性粘度，Pa·s。

粘塑性流体又称为宾汉体。用粘度计测得的这类流体的粘度称为视粘度，写成 μ_c：

$$\mu_c = \frac{\tau_d}{du/dh} + \mu_p \tag{2-3}$$

公式右侧第一项称作结构粘度。可见，粘塑性流体的视粘度（总粘度）系由结构粘度和塑性粘度两项组成。显然视粘度并非常数，而是随速度梯度的增大而减小。

属于粘塑性流体的有高浓度的矿浆、泥浆。沥青、水泥浆、油漆等。选矿用重悬浮液多属粘塑性流体。

照塑性流体和膨胀性流体的流变曲线都通过坐标原点，两者均没有静切应力。假塑性流体的流变曲线凸向 τ 轴，即其视粘度随速度梯度的增加而变小；膨胀性流体的流变曲线凸向 $\frac{du}{dh}$ 轴，即其视粘度随速度的增大而变大，两种流体的 $\tau - \frac{du}{dh}$ 关系服从指数方程，故又称幂律流体，表达式如下：

$$\tau = K\left(\frac{du}{dh}\right)^n \tag{2-4}$$

式中　K——与粘度有关的系数，称作稠度系数，流体粘度越高，K 值越大；

n——流体指数。假塑性流体 $n<1$，膨胀性流体 $n>1$。当 $n=1$ 时上式与（2-1）相同，即为牛顿流体。

假塑性流体和膨胀性流体的视粘度为：

$$\mu_c = K\left(\frac{du}{dh}\right)^{n-1} \tag{2-4}$$

属于假塑性流体的有高分子聚合物溶液、乳状液、胶状原油、水凝胶、牙膏、浆

糊等：属于膨胀性流体的有浓淀粉糊、高固体含量的涂料、流砂、某些高浓度的悬浮液。当重悬浮液的浓度较高时（例如容积浓度大于 42%），也会具有膨胀性流体的性质。

悬浮液的粘度和流变性可用毛细管粘度计、加压毛细管粘度计或旋转粘度计测定。旋转粘度计的测定原理如图 5－2－2 所示。在固定的外筒 9 和转动的内筒 8 之间加入被测悬浮液。位于测头 1 内的电机 2 的转子带动内筒旋转，由于悬浮液的内摩擦力作用，将内筒和电机转子的转动反应到电机定子上，使定子受到一个大小相等方向相反的扭力矩。这个扭力矩使与定子相连的可动框架 4 转动，并通过吊丝 12 使固定于吊丝上的刻度盘 7 偏转，偏转的角度由弹簧 5 平衡。刻度盘的偏转角与悬浮液的粘度成正比。由指针 6 指出的转角按下式计算粘度：

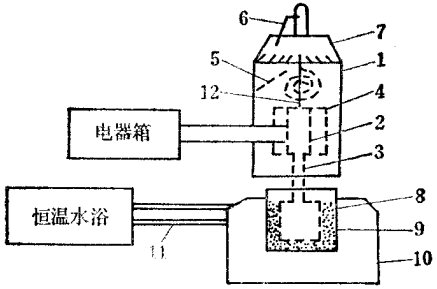


图 5－2－2　旋转粘度计工作原理图

1—测头；2—电机；3—电机轴；4—可动框架；5—弹簧；6—指针；7—刻度盘；8—内筒；9—外筒；10—恒温槽；11—胶管；12—吊丝

$$\mu_c = \frac{15\ (R_2^2 - R_1^2)\ K\phi}{2\pi^2 R_1^2 R_2^2 hn},\ \text{Pa·s} \tag{2-6}$$

式中　R_1、R_2——内筒及外筒的半径，m；

h——内筒高度，m；

n——内筒转数，r/min；

ϕ——刻度盘偏转角度，格；

K——仪器常数，N·m/度·格。

利用电器箱调节电机（即调节内筒）的转速，可在不同的转速（换成不同速度梯度$\frac{du}{dh}$）下，根据测出的不同转角换算成不同的切应力 τ，由此可以作出图 5－2－1 的流变曲线。

悬浮液有非结构化和结构化两类，前者仍属牛顿流体。选金属矿所用悬浮液由于密度较大，加重质的浓度较高（容积浓度 C > 25% ~ 30%），因而易形成结构化，即多属粘塑性流体。根据其动切应力大小，又可分为弱结构化悬浮液和结构化悬浮液两种。

影响悬浮液粘度的因素有：加重质的浓度、粒度、密度、形状、悬浮液中表面活性物质的成份，添加分散剂和附加振动等。在其他条件相同时，粘度随加重质容积浓度的增加而增大，常用王德（Vand）公式计算：

$$\mu_c = \mu_o \left(1 + 2.5C + 7.35C^2 + 16.2C^3\right) \qquad (2-7)$$

式中　μ_c 和 μ_o——悬浮液的视粘度和分散介质（液相）的粘度；

C——固相容积浓度。

上式只能用于非结构化的悬浮液。对于结构化的悬浮液目前还没有合适的计算公式。图 5 - 2 - 3 和图 5 - 2 - 4 分别示出了不同悬浮质和同一悬浮质而粒度不同时视粘度随容积浓度的变化关系。

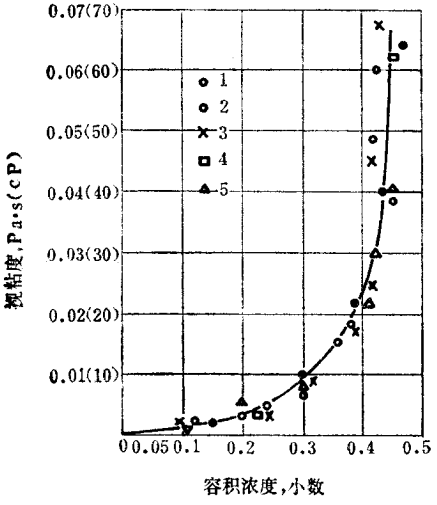


图 5 - 2 - 3　粒度为 0.074 ~ 0.043mm 的不同悬浮质组成的悬浮液视粘度与容积浓度的关系

1—石英；2—磁铁矿；3—硅铁；4—方铅矿；5—铅粉

二、悬浮液的密度

悬浮液的密度 ρ_{Su} 决定于加重质的密度 δ 和容积浓度 λ 以及液体的密度 ρ，用下式计算：

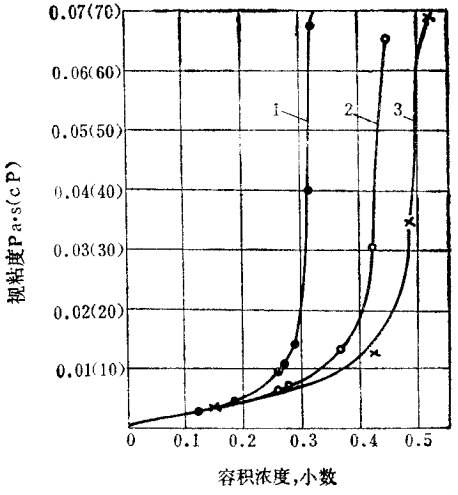


图 5－2－4　不同粒度的方铅矿组成的悬浮液视粘度与容积浓度的关系

1—粒度 0.005～0mm；2—粒度 0.074～0mm；3—粒度 0.147～0mm

$$\rho_{Su} = \lambda\ (\delta - \rho)\ + \rho \qquad (2-8)$$

对于水悬浮液，$\rho = 1000$ 千克/米^3，上式变成：

$$\rho_{Su} = \lambda\ (\delta - 1000)\ + 1000 \qquad (2-9)$$

用某种加重质配制的悬浮液可能达到的最大密度将受到允许的最大容积浓度限制。一般细磨（有棱角）的加重质最大容积浓度为 36%，而球形的加重质最大容积浓度可达 43%（球形颗粒占 85%～90%）。

配制密度为 ρ_{Su} 的悬浮液所需加重质的重量 W 可用下式计算

$$W = \frac{V_{Su}\delta\ (\rho_{Su} - 1000)}{\delta - 1000}，\ \text{kg} \qquad (2-10)$$

式中　V_{Su}——悬浮液的体积，m^3。

生产中悬浮液的密度可用浓度壶人工测定或仪器自动检测。自动测定装置有压差式密度测量仪和放射性密度测定仪等。由这些装置获得的一次信号，通过电子仪器转换成电讯号传输给执行机构，用补加水或补加加重质方法调节悬浮液的密度。这些装置可使密度的波动范围不超过 ± 100 千克/米^3。

生产中使用的悬浮液密度原则上应略高于待分离的轻矿物密度。但是结构化悬浮液的有效密度（实际分离密度）往往比悬浮液的物理密度为高。这是由于悬浮液的静切应力引起上浮力增大所致。最适宜的悬浮液的密度选择应根据对产物的质量要求，按计算初步确定后，再在生产中进行调节。

三、悬浮液的稳定性

悬浮液的稳定性是指悬浮液保持其上下层密度稳定少变的性能。可用加重质在悬浮液中沉降速度 v 的倒数来衡量，称作稳定性指数，用 z 表示。

$$z = \frac{1}{v}，\ \mathrm{s/cm} \tag{2-11}$$

z 值越大，表示悬浮液的稳定性越高，生产中越易于控制分选密度。结构化的悬浮液具有高的稳定性，但同时也会带来分选不精确等问题。因此生产中常通过搅拌，流动来破坏悬浮液的结构化并维持上下层密度少变。一般要求在分选机内上部与下部悬浮液的密度差为 100～200 千克/米^3。就悬浮液本身讲增强稳定性的方法有：

(1) 添加细粒级的加重质；

(2) 取不同密度加重质配合使用，如硅铁－磁铁矿联合应用，以提高团体容积浓度；

(3) 在加重质粒度不太细时，添加 1～3% 粘土质物料，同时加入适量的分散剂，如水玻璃、六偏磷酸钠等，用量为加重质重量的 0.001～0.5%。

第三节　重介质选矿机

重介质选矿机的类型，据统计，至今已出现的重介质选矿机有 74 种之多，按设备结构型式大致可分为：

(1) 圆锥型重介质选矿机；

(2) 鼓型重介质选矿机；

(3) 重介质旋流器；

(4) 重介质涡流旋流器；

(5) 重介质振动溜槽。

按介质在设备内的运动形态又可分为静态分选设备和动态分选设备两大类。静态分选的特点是介质的运动速度小，采用微细粒的悬浮液作介质，分选密度接近于悬浮液的物理密度，第 (1)、(2) 类设备属之。动态分选的特点是介质作高速回转运动或振动。采用较粗粒的不稳定悬浮液作介质，在分选过程中加重质有浓集观象，故分选密度常大于悬浮液的密度。后 3 类设备属于这种工作方式。由于可使用较低密度加重质，且设备处理能力大，故近年多倾向使用。各种常用重介质选矿机的结构简图示于

图 5－2－5 中。

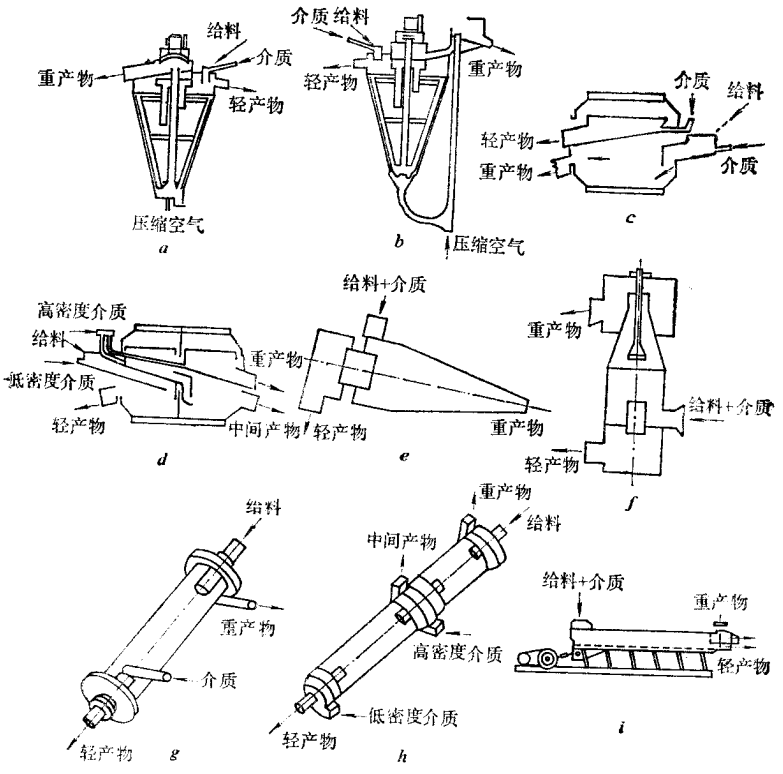


图 5－2－5　选矿用重介质选矿机

a—内部提升式圆锥重介质选矿机；*b*—外部提升式圆锥重介质选矿机；*c*—单室鼓形重介质选矿机；*d*—双室鼓形重介质选矿机；*e*—重介质旋流器；*f*—田川式重介质涡流旋流器；*g*—两产品荻纳式重介质涡流旋流器；*h*—三产品荻纳式重介质涡流旋流器：*i*—重介质振动溜槽

一、圆锥型重介质选矿机

圆锥型重介质选矿机（图 5－2－5 *a*，*b*）外形为一倒锥形槽，直径 2～6 米，机内装有缓慢旋转（每分钟 4～5 转）的搅拌叶片，用于保持悬浮液的稳定。悬浮液通过中心套管给到槽内不同高度处，矿石从上表面加入，浮物从周边溢出，沉物从底部用空气提升器或砂泵排出。按提升器的配置位置，设备还分为内部提升式和外部提升式两种。

该设备适于处理轻矿物含量多的矿石，一般用在有色金属矿石的预选，给矿粒度范围 50～3 毫米。设备属深槽型，矿石在槽内停留时间长，故分选精确度较高。缺点

是中间密度矿粒常在槽内聚集、介质循环量大且要求使用微细粒加重质，增加了介质制备和回收工作量；重产物排出还需有专门的压气装置或砂泵。

设备的生产能力可按下面经验公式计算：

$$Q = 220 D d \rho_{Su} \tag{2-12}$$

式中　Q——按给矿量计算的生产能力，t/h；

D——圆锥表面直径，m；

d——给矿最大粒度，m；

ρ_{Su}——悬浮液的密度，t/m^3。

表 5－2－4 和表 5－2－5 列出了国外和国内圆锥型重介质选矿机的生产指标。

表 5－2－4　圆外圆锥型重介质选矿机的生产指标

矿石类型	圆锥直径 mm	给矿粒度 mm	生产率 t/h	单位生产率 $t/m^2 \cdot h$	悬浮液密度 kg/m^3	加重质	轻产物产率 %
铅锌矿	6000	−40＋4	400	14.0	2750	硅铁	60
铅锌矿	6400	−30＋1.6	50	2.1	3000	硅铁	75
磁铁矿	6100	−30＋4.8	150	5.2	2900	硅铁	
金刚石砂矿	4800	−26＋1.5	160	9.0	3000	硅铁	93
萤石矿	4300	−39＋1.65	35	2.45		硅铁	50
萤石矿	4000	−26＋1.5	100	8.0	2840	硅铁	63
萤石矿	3000	−19＋3	13	2.0	2730	硅铁	25
多金属锡矿	3500	−100＋4	90	9.4	2750	硅铁	60
锌矿	2750	−38＋12	75	12.7	2800	方铅矿	85.5
赤铁矿	2100	−42＋5	150	40	3100	硅铁	40
锡矿	2100	−18＋5	24	7	2800	硅铁	70
含砷、黄铁矿、锡矿	2000	−30＋6	25	8	2800	砷黄铁矿	64
红柱石矿	1536	−35＋1.6	8.5	4.5	2950	硅铁	38
石榴石矿	1530	−25＋3	20	11	3200	硅铁	—

二、鼓型重介质选矿机

鼓型重介质选矿机（图 5－2－5c.d）广泛用于选矿和选煤。外形是一旋转的圆鼓。悬浮液和矿石从鼓的一端给入，轻产物从另一端溢出。重产物沉入底部，由扬板提起投入到排矿流槽中，鼓型分选机属浅槽型，借转鼓的回转搅拌，易于保持悬浮液的密

度稳定，故可采用粒度较粗的加重质，介质的循环量少，便于制备和净化。缺点是机内分选面积小，搅动大，不适于处理细粒矿石，但可处理粒度大、重产物产率高的矿石。给矿粒度范围一般是 150～6 毫米。

鼓型选矿机有两产品和三产品两种机型。前者只有一个室，按一种密度分选。后者用隔板分成两个室，第一个室用低密度悬浮液，第二个室用高密度悬浮液，故可得到三种产品。

鼓型选矿机的生产能力按下式计算

$$Q = 250Dd\rho_{Su} \qquad (2-13)$$

式中　D——圆鼓直径，m。

其他符号意义同（2－12）式。

表 5－2－5　柴河铅锌矿圆锥型重介质选矿机的生产指标

项　目	指						标		
设备规格	直径　2.4m						锥角　50°		
原矿性质	矿石类型	给矿粒度 mm	有用矿物				脉石矿物		
	铅锌矿	30～10	方铅矿、白铅矿、闪锌矿、菱锌矿				白云石、方解石、石英		
选别指标	给矿品位，%		精矿品位，%		尾矿品位，%		回收率，%		尾矿产率 %
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	
	1.704	3.778	5.243	11.85	0.198	0.34	91.86	93.69	～70
生产率 t/h	～25								
介质性质	加 重 质		加重质粒度，mm		加重质密度 kg/m^3		悬浮液密度 kg/m^3		
	硅　铁		－0.074 占 90%		6500		2870～2900		
介质循环及消耗	矿 介 比		悬浮液循环量，m^3/h		加重质总消耗，kg/t				
	1∶10～1∶11		95		0.815				
电动机功率 kW	3								

表 5－2－6 和表 5－2－7 分别列出了国外和国内该机的生产指标。

表 5－2－6　国外鼓型重介质选矿机的生产指标

矿石类型	规格，mm（直径×长）	给矿粒度 mm	生产率 t/h	单位生产 $t/m^2 \cdot h$	悬浮液密度 kg/m^3	加重质	轻产物产率 %
菱铁矿	3000×3000	－80＋6	100	33	3000	硅铁	20
赤铁矿	1500×3600	－80＋6	85	50	3200	硅铁	37
菱铁矿	2400×2400	－40＋5	140	58	3100	硅铁	16
铅铁矿	2400×2400	－50＋4	80	33	2680	硅铁	66

表 5－2－7　我国锡矿山锑矿鼓型重介质选矿机的生产指标

项　目	指标					
设备规格	$\phi 1.8 \times 1.8$					
原矿性质	矿石类型	给矿粒度 mm	有用矿物	脉石矿物		
	锑　矿	40～10	辉锑矿、氧化锑、黄铁矿	石英、硅化灰岩		
选别指标	品位 Sb，%			回收率 %	尾矿产率	
	给　矿	精　矿	尾　矿			
	1.31～1.58	2.26～2.73	0.18～0.2	93.3～95.1	40～45	
生产率，t/h	15～20					
介质性质	加重质	加重质粒度	加重质密度 kg/m^3	悬浮液密度 kg/m^3		
	刚玉废料	－0.074mm 占 90%	6500	2630～2650		
介质循环及消耗	矿介比	悬浮液循环量 m^3/t 矿	加重质总消耗 kg/t			
	1∶3～4	0.7	0.65～1.2			
电动机功率 kW	7.5					

三、重介质旋流器

重介质旋流器（图 5－2－5*e*）属于动态型分选设备。矿石连同悬浮液一起在一定的压力（80～200 千帕）下给入器内，重产物由沉矿口排出，轻产物则经溢流管排出。矿石在旋流器内作高速回转运动，借助离心力加速了分离过程，因而可处理较细粒矿

石，给矿粒度下限可达 0.5 毫米。回转运动的另一有益效果是悬浮液受到连续的强烈剪切，不会发生结构化，故可采用较高浓度悬浮液，相应地加重质的密度也可低一些，如磁铁矿、黄铁矿等。正是由于有这些优点，故动态型分选设备近年获得了更广泛的应用。

悬浮液在旋流器内有向周边浓集的趋向，故实际的分离密度要比给入的悬浮液密度大。分离密度同时还受到结构参数的影响。改变沉砂口和溢流口直径的比值，可使沉砂产率和分离密度发生变化。沉砂口与溢流口相比直径越大，沉砂产率亦愈大，但分离密度增幅减小。重介质旋流器的入选粒度范围可达 35 ~ 0.5 毫米，但为了避免沉砂口堵塞和便于筛分脱出介质，实际的给矿粒度范围多是 20 ~ 2 毫米。

国内目前应用的重介质旋流器有单锥体和双锥体两种结构型式。重介质旋流器的生产能力可按下式计算：

当 $\frac{d_o}{d_f} < 2$ 时

$$Q = 15.3 \frac{P^{4/7} d_0^{3/5} D^{0.42} d_f^{1.12}}{\rho_{Su}^{1.15} \mathrm{tg}\left(\frac{a}{2}\right)^{1/6}} \tag{2-14}$$

当 $\frac{d_o}{d_f} > 2$ 时

$$Q = 10.4 \frac{P^{4/7} d_0^{1/4} D^{0.75} d_f^{1.14}}{\rho_{Su}^{1.15} \mathrm{tg}\left(\frac{a}{2}\right)^{1/6}} \tag{2-15}$$

式中　Q——重介质旋流器的容积生产能力，L/min；

P——给矿压力，kgf/cm^2；

d_o——溢流口直径，cm；

d_f——给矿口直径，cm；

D——旋流器直径，cm；

ρ_{Su}——给入的悬浮液密度，g/cm^3；

a——旋流器锥角，度。

重介质旋流器均直径与给矿处理量及给矿最大粒度的关系见表 5 - 2 - 8。

国内重介质旋流器的应用实例见表 5 - 2 - 9。

表 5 - 2 - 8　重介质旋流器的直径与生产率及给矿最大粒度的关系

旋流器直径，mm	300	350	400	450	500
给矿最大粒度，mm	12	15	20	30	35
生产率，t/h	10	20	30	40	50

表 5－2－9　国内重介质旋流器的生产指标

选厂名称		大厂长坡选厂	云锡个旧选厂	云锡网状矿	湘东钨矿	洋塘钨矿	奕良铅锌矿
原矿性质	矿石种类	锡石多金属硫化矿	锡石多金属硫化矿	氧化脉锡矿	黑钨石英脉矿	黑钨石英脉矿	硫化铅锌矿
	有用矿物	锡石、铁闪锌矿、脆硫锑铅矿、黄铁矿、磁硫铁矿	锡石、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、褐铁矿	锡石、褐铁矿、赤铁矿	黑钨矿、黄铜矿、锡石	黑钨矿、黄铁矿、磁黄铁矿、磁铁矿	方铅矿、菱锌矿、黄铁矿、褐铁矿
	脉石	石英、方解石、石膏	透辉石、方解石、白云石	方解石电气石	石英	石英、长石、萤石	方解石白云石
	入选粒度，mm	20～4	20～5	16～3	13～3	12～3	13～3
旋流器参数	旋流器类型	单　锥	双　锥	双　锥	单　锥	单　锥	双　锥
	圆筒直径 mm	430	500	500	430	380	500
	圆筒高度 mm	250			420	240	
	给矿管直径，mm	80×80	100×60	100×60	100×80	75	100×6
	溢流管直径，mm	90	125	130	110×120	65	140
	沉砂管直径，mm	64	60	60	65～70	28～31	35
	锥角（度）	20	上锥 20° 下锥 50°	上锥 23° 下锥 50°	20	20	上锥 23° 下锥 60°
	进口压力 MPa（kgf/cm^2）	0.118～0.147（1.2～1.5）	0.14（1.43）	0.140～0.147（1.43～1.5）	0.132～0.142（1.35～1.45）	0.112～0.129（1.14～1.32）	0.140～0.147（1.43～1.5）
介质性质	加重质种　类	黄铁矿	磁黄铁矿	磁黄铁矿	黄铁矿	黄铁矿	方铅矿
	加重密度 kg/m^3	4200～4500	4200	4200	4800～4900	5000	
	悬浮液密度 kg/m^3	2200～2400	2200	2200～2300	2300～2459	1900～2200	2200～2300
	粒　度 －0.074 mm 占%	50	85	85	35	30	
矿介比，t:t		1:4～6	1:5～6	1:5～6	1:6～8	1:8～12	
介质消耗 kg/t		5～6		2～3	2～3	3～4	

选厂名称		大厂长坡选厂	云锡个旧选厂	云锡网状矿	湘东钨矿	洋塘钨矿	奕良铅锌矿
选别指标	给矿品位,%	Sn0.3～0.4	Sn0.079	Sn0.119	$WO_3$0.286	$WO_3$0.324～0.339	Pb6.09 Zn21.76
	精矿品位,%	Sn0.75～0.85	Sn0.098	Sn0.191	$WO_3$0.456	$WO_3$0.52～0.95	Pb9.47 Zn30.35
	尾矿品位,%	Sn0.04～0.07	Sn0.025	Sn0.075	$WO_3$0.012	$WO_3$0.038～0.05	Pb0.53 Zn7.62
	尾矿产率,%	44.94～66.61	26.98	61.68	42.6	4l～65	37.8
	精矿回收率,%	87.93～92.66	91.07	61.30	96.4	95～98	Pb96.65 Zn86.75
	给矿量 t/h	35～45	40～45	40～45	30～45	10～12	20

四、重介质旋涡旋流器

重介质旋涡旋流器　有田川式旋涡旋流器（图 5－2－5*f*）及荻纳式旋涡旋流器（图 5－2－5*g* 及 *h*）两种结构。

田川式旋涡旋流器是日本大坂造船所的田川制作所于 1964 年制成。它实际是一个倒置的旋流器，重产物由上部沉砂口排出，轻产物由下部溢流管排出。由重产物的排出口插入一个空气导管，使旋流器内的空气柱压力稳定。调节空气导管与溢流管口的距离，或改变沉砂口与溢流管的直径都可以改变轻、重产物的产率分配。这种旋流器的特点是：沉砂口较大；可处理粗、中粒矿石（60～2 毫米），可使用较粗粒加重质（－0.074 毫米占 15.6～50%），有利于介质的净化和回收。

荻纳式涡旋器于 1965 年在美国制成，与田川式不同处是它的外形呈筒形，与水平成 25°安装。在圆筒的上下两端盖中心开口作为给矿口和轻产物排出口。悬浮液从靠近筒体下端的进口沿切线方向给入，在圆筒内形成带有空气柱的旋转液流。在离心力作用下，重矿物颗粒被抛向器壁，由靠近筒体上端的排料口排出；轻矿粒“悬浮”在中心由旋转的介质带到圆筒的下端开口排出。荻纳旋涡旋流器的优点在于：悬浮液与矿石分开给入，悬浮液的密度容易控制；机体磨损少；在适当的分选条件下分选精度高；沉物与浮物的产率比例允许在大范围内变化，从 9∶1 变到 1∶9；操作压力不大，一般只需 58.83～147.1 千帕（0.6～1.5 大气压）。给矿粒度范围介于 35～0.2 毫米。

1977 年又研制出两段可得三产物的荻纳旋涡旋流器。它实际是由两个单段荻纳旋流器串联而成。每段都有单独的重介质入口和重产物排出口，第一段的轻产物进入第二段再选。因此这种旋流器可产出两种沉物（精矿和中矿）和一种浮物（尾矿）。中矿经破碎后返回再选或单独处理。向两段分别给入不同密度的重悬浮液，可以得到两种

不同密度的产物。例如在处理方铅矿－萤石矿石时，可得到方铅矿粗精矿、萤石粗精矿和尾矿。目前两段的荻纳旋流器正在取代一段的旋流器在推广使用。意大利萨丁岛某铅锌矿用它预选铅锌矿石，使粗精矿中铅品位提高 3.6%，锌品位提高 16%，铅回收率提高 3%，锌回收率提高 1%。

国外生产的两种两产品重介质旋涡旋流器的规格列于表 5－2－10；三产品荻纳旋流器列于表 5－2－11。

表 5－2－10　两产品重介质旋涡旋流器规格

田川式涡流旋流器			荻纳式旋涡旋流器		
旋流器直径 mm	给矿粒度 mm	生 产 率 t/h	旋流器直径×长 mm	给矿粒度 mm	生产率 t/h
200	10～0.3	4	150×1130	12.7～0.2	试验型
300	20～0.3	15	235×1550	19～0.2	10～20
350	40～0.5	30	315×1800	25.4～0.2	20～40
400	60～0.5	45	340×1955	31.7～0.2	40～60
450	70～0.5	60	390×2070	38.1～0.2	50～89
500	75～0.5	80			

表 5－2－11　三产品荻纳重介质旋涡旋流器规格

旋流器直径 mm	总长度 mm	最大给矿粒度 mm	生产率 t/h
150	1500～1650	8	试验型
250	2300～2550	18	15
300	2700～3000	25	35
400	3400～3800	35	60
500	3800～4300	40	90

两产品田川式重介质旋流器在国内的应用实例见表 5－2－12。

国外旋涡旋流器的应用实例见表 5－2－13。

表 5－2－12　重介质旋涡旋流器的生产指标

选厂名称		红岭钨矿	昌化铅锌矿	梅山铁矿
原矿性质	矿石种类	石英脉黑钨矿	硫化铅锌矿	铁矿石
	有用矿物	黑钨矿	方铅矿，闪锌矿	赤铁矿　磁铁矿
	脉石	石英、花岗岩	石英、花岗岩	方解石、白云石、石英、长石
	入选粒度，mm	30～5	30～2	20～2
旋流器参数	旋流器直径，mm	300	200	300
	圆筒高度，mm	320	250	
	给矿口尺寸，mm	85×85	56×56	85×85
	轻产物排出口，mm	150	90	150
	重产物排出口，mm	125×125	87.75	148
	空气导管与轻产物管口间距，mm	175	105	
	锥　角（度）	20	20	20
	进口压力，kPa	137.3～143.2	140.2～147.1	143.2～144.2
介质性质	加重质种类	黄铁矿	黄铁矿	黄铁矿
	加重质密度，kg/m^3	4560～4700	4500	4290～4490
	悬浮液密度，kg/m^3	2250～2350	2200～2300	2360～2370
	粒度，－0.074mm占%	45～48	45～60	33～34
矿介比，t:t		1:8～10	1:4.5～5	1:4.5～5.5
介质消耗量，kg/t		3.2～3.9		
选别指标	给矿品位，%	WO_3:0.21～0.28	Pb：3.45～3.41 Zn：5.28～5.5P	Fe：46.72～47.70
	精矿品位，%	WO_3:0.337～0.506	Pb：5.82～5.5P Zn：10.1～9.75	Fe：49.98～51.20
	尾矿品位，%	WO_3:0.022～0.039	Pb：0.37～0.41 Zn：0.59～0.88	Fe：6.17～8.32
	尾矿产率，%	40.74～56.05	41.17～47.1	7.45～8.17
	精矿回收率，%	91.99～96.21	Pb：93.34～95.09 Zn：91.61～94.99	98.57～99.02
	生产率，t/h	20～24	3～4	16.0～19.1

表 5－2－13　国外重介质涡流旋流器应用实例

矿石类型	设备规格 mm	选　别　条　件	产　物	产率,%	品位,%	回收率,%
氧化锰	田川式 350	给矿粒度：25～0.5mm 加重质：硅铁 悬浮液密度：2400kg/m³ 操作压力：141.2kPa	重产物 轻产物 给　矿	Mn36.4 Mn63.6 Mnl000	47.7 25.6 33.5	51.5 48.5 100.0
铅锌矿	田川式 450	给矿粒度：30～3m 加重质:硅铁 介质量：3m³/min 给矿量：35t/h	重产物 轻产物 给　矿	63.06 36.94	Pb：5.18 Zn：10.07 Pb：0.1 Zn：0.19 Pb：3.3 Zn：6.42	Pb：98.91 Zn：98.58 Pb：1.09 Zn：1.42 Pb：100.00 Zn：100.00
锡石硫化矿	两产品 获纳式 400	给矿粒度：10～0.5mm 加重质：硅铁 悬浮液密度：3000kg/m³ 给矿量：45t/h	重产物 轻产物 给　矿	72.3 27.7 100.0	1.59 0.28 1.23	93.8 6.2 100.0
钨锡矿	两产品 获纳式	给矿粒度：6.7～0.6mm 加重质：硅铁 悬浮液密度：2990kg/m³	重产物 轻产物 给　矿	25.18 74.82 100.00	Sn：0.64 WO_3：1.48 Sn：0.062 WO_3：0.058 Sn：0.21 $W0_3$：0.42	Sn：77.89 WO_3：89.64 Sn：22.11 WO_3：10.36 Sn：100.00 WO_3：100.00
氧化－硫化铅锌　矿	三产品 获纳式	给矿粒度：20～1mm	重产物 轻产物 给　矿	41.2 58.8 100.0	Pb：3.10 Zn：13.02 Pb：0.26 Zn：0.91 Pb：1.43 Zn：5.90	Pb：89.3 Zn：90.9 Pb：10.7 Zn：9.1 Pb：100.0 Zn：100.0
萤石－方铅矿	三产品 获纳式	悬浮液密度 一段：3250kg/m³ 二段：2750kg/m³	重产物 中间产物 轻产物 给　矿	5.80 54.12 40.08 100.00	CaF_2：40.02 Pb：45.10 CaF_2：91.80 Pb：0.46 CaF_2：8.05 Pb：0.08 CaF_2：55.23 Pb：2.90	CaF_2：4.2 Pb：90.3 CaF_2：90.0 Pb：8.6 CaF_2：5.8 Pb：1.1 CaF_2：100.O Pb：100.0

五、重介质振动溜槽

重介质振动溜槽　见图 5－2－5i。此种设备在 50 年代初首先在瑞典斯特利帕（Stripa）选矿厂使用，故又称斯特利帕重介质选矿机。60 年代开始在我国用于处理铁矿和锰矿。设备主体是一个摇动的长槽，长槽的底面为冲孔筛板。筛板下有水室。矿石和介质由一端给入。介质在槽中受到摇动和上升水的作用形成一个高浓度重介层，对矿石起着分选和运搬作用。该设备的主要优点是可使用粗粒加重质（－1.5＋0.15 毫米），加重质的容积浓度可高达 60%。因此可以采用密度较低的加重质，例如在选别铁矿石时即可直接应用细粒精矿作加重质。粗粒加重质也便于回收和净化。重介质振动溜槽用于分选 75～6 毫米的矿石。保持各层介质密度稳定是重要的操作条件。槽体由曲柄连杆装置带动运动，振动大，不宜安装在楼板上，而应安置在重型混凝土基础上。

国产的重介质振动溜槽的规格见表 5－2－14 选别铁矿石的生产指标列于表 5－2－15 中。

表 5－2－14　重介质振动溜槽的技术规格

设备规格（宽×长）mm	给矿粒度 mm	处理量 t/h	冲　程 mm	冲　次 次/min	补加水量 t/h	水　压 kPa	倾　角 度	电动机功率 kW
400×5000	75～6	25～30	18	360,380,400	20～25	300～400	3	7
800×5500	75～6	60	16～22	380	35～40	300～400	3	14
1000×5500	75～6	70～80	18～24	360～380	40～50	300～400	3	20

表 5－2－15　国内重介质振动溜槽的生产指标

选　厂　名　称		梅山铁矿	南京凤凰山铁矿	龙烟铁矿白庙选厂
原矿性质	矿石种类	复合铁矿石	赤铁矿	鲕状赤铁矿
	有用矿物	磁铁矿、假象赤铁矿菱铁矿	赤铁矿	赤秩矿、菱铁矿
	脉石及围岩	安山岩		石英、长石、页岩、板岩
	入选粒度，mm	75～12	50～10	50～10
设备参数	设备规格，mm	400×5000	400×5000	400×500
	分离隔板高度，mm	120×180	120×180	150×200
	筛下水压，kPa	300～400	300	300～310
	筛下水量，m^3/h	35～40	25～30	21～24
	冲　程，mm	14～11	18	17
	冲　次，次/分	380	380	385

续表

选厂名称		梅山铁矿	南京凤凰山铁矿	龙烟铁矿白庙选厂
重介质性质	加重质种类	铁精矿	铁精矿	铁精矿
	加重质密度，kg/m³	4.4	3.8～4.0	4～4.5
	加重质粒度，mm	2～0	2～0	2～0
	重介质密度，kg/m³	1900	1800～1900	1900～2100
	分选密度，kg/m³	2400～2600	2800	2900～3100
	介质层厚度，mm	300～400	280～300	250～200
矿介比，t:t		1:8～10		1∶8～10
加重质消耗量，kg/t		5	2～3	2
选别指标	给矿品位，%Fe	36.0	36.61	34.71
	精矿品位，%Fe	44.0	46.47	45.54
	尾矿品位，%Fe	18.0	15.60	13.80
	尾矿产率，%	34.0～50.0	33.22	21.50
	精矿回收率，%	80.0	34.77	85.96
	处理量，t/h	30～45	25～30	30～35

第四节　重介质选矿工艺流程

重介质选矿工艺包括矿石准备、介质制备、矿石分选、介质脱出、介质再生等项作业。图 5－2－6 为以硅铁悬浮液或磁铁矿悬浮液作介质的典型分选工艺流程。

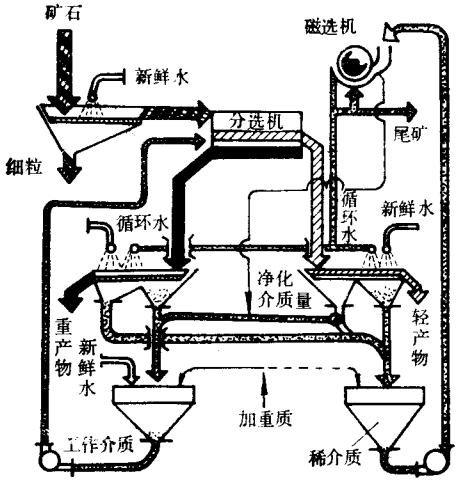


图 5－2－6　典型的重介质选矿工艺流程

一、矿石准备

入选矿石经破碎到适宜粒度后，还要进行洗矿和筛分，以除去粘附在矿块上的矿泥并控制给矿粒度下限。这两项工作可在筛分机上用喷水办法同时完成。筛分机在我国多采用直线振动筛和自定中心振动筛。洗矿水压为 100～125 千帕，耗水量为 0.2～0.9 米^3/吨矿石。筛上产物中的细粒级含量不应超过 0.2～0.3%。

二、介质制备

采用块状硅铁或磁铁矿等作加重质时，要预先进行破碎和磨碎。破碎与磨碎的作业流程与一般选矿厂破碎原矿的流程基本相同。应用颚式破碎机与筛分机组成闭路破碎到一定粒度后，再用球磨机与螺旋分级机闭路磨碎，直到所要求的粒度。

采用喷制的粒状硅铁或磁铁矿、黄铁矿的精矿作加重质时，一般不需要再磨矿，除非粒度较粗时才重新磨碎。

磨后的加重质再经磁选（除去非磁性杂质）或浓缩（以硫化铁等作介质时），然后存放到浓介质槽中，供分选应用。

三、矿石分选

矿石分选即在分选机内进行轻、重矿物的分离。操作中关键的问题是要保持悬浮液的密度稳定。常用的悬浮液密度检测仪器有压差或密度测量仪和放射性密度测定仪。

图 5－2－7 是压差式悬浮液密度测量仪工作示意图。两根测压管插入到被测悬浮液的不同深度处，两管的上端与压缩空气源相通，调节节流阀控制进入管内的空气量，使其刚能从底口排出。测压管同指示管和电极组连通，并将两测压管底端的压强差显示在指示管和电极组的液面高度上。设 h_1 和 h_2 分别为长管和短管的插入深度，H 为指标管内的水柱上升高度，ρ_{Su}为悬浮液密度，ρ 为指示管内水的密度，则当压力平衡时存在如下关系：

$$H\rho = h_1\rho_{Su} - h_2\rho_{Su}$$

取 $\rho = 1$ 克/厘米^3，则上式可写成

$$H = （h_1 - h_2）\ \rho_{Su} \qquad (2-16)$$

因安装时（$h_1 - h_2$）为定值。故指示管内的水柱高即直接表示了悬浮液的密度。$h_1 - h_2$ 的差值越大，测量的灵敏度越高。一般（h_1 与 h_2）为 250～500 毫米，压缩空气源的压力为 80～100 千帕。

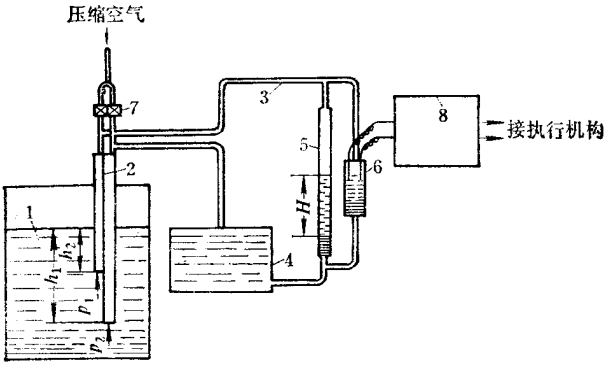


图 5－2－7　压差式悬浮液密度自动控制装置

1—被测悬浮液；2—测压管；3—胶管；4—水盒；
5—指示管；6—电极；7—节流阀；8—放大器

生产过程中要很好掌握给入的矿介比（1 吨矿石所需介质吨数或立方米数比值）。一般鼓型分选机吨数比值为 1∶0.7～0.8；圆锥选矿机为 1∶1；重介质旋流器为 1∶6；重介质旋涡旋流器为 1∶8；荻纳式旋流器为 1∶4。

悬浮液的粘度也应控制不使之过份增大，为此应尽量减少悬浮液中的微泥含量。措施可以采取：（1）将磨制好的新鲜介质先经过净化处理，脱出极微细的泥质和杂质；（2）将一部分从产物中分出的浓介质送净化系统处理（参阅下述生产流程示例）。

四、介质脱出

由分选机排出的轻、重产物分别进筛分机以脱出夹带的悬浮液。脱介筛分分两段进行：第一段筛出浓介质，直接返回流程使用；第二段在筛分机上喷水冲洗，以洗掉矿石上粘附的加重质、两段筛分可以在同一筛子上进行，前部 25～30％长度脱出浓介质，后部加水冲洗。所用的筛子有直线振动筛、自定中心振动筛和共振筛。筛面多为条缝筛、缝宽 2～3 毫米或更小些。脱介筛的单位生产能力约为 10～20 吨矿石/时米^2。

五、介质再生

一般脱出的浓介质量约占整个工作介质量的 90～95％，其余粘附在矿石上的加重质被冲洗到稀介质，这部分介质污染严重，需要进行提纯和浓缩，这项作业称作介质再生。再生方法依加重质性质不同而不同：

（1）以黄铁矿作加重质的净化系统，包括脱介、洗涤、一至三次脱粗、旋流器及浓缩机浓缩，定期浮选除去杂质；

（2）硅铁悬浮液的净化系统，包括脱介、洗涤、磁力脱水槽、磁选机回收硅铁，旋流器浓缩等。净化系统的工作制度采取分流连续工作制；

（3）采用粗粒（2～0毫米）赤铁矿作加重质的净化系统只有脱介、洗涤和浓缩作业，不设介质净化作业，定期全部更换新介质。

新补充的加重质和浓介质的一部分也被送到介质净化系统中提纯后再用，以防粘度升高。根据国外经验，硅铁加重质一般消耗为0.2～0.3千克/吨，黄铁矿类消耗为0.5～0.8千克/吨。

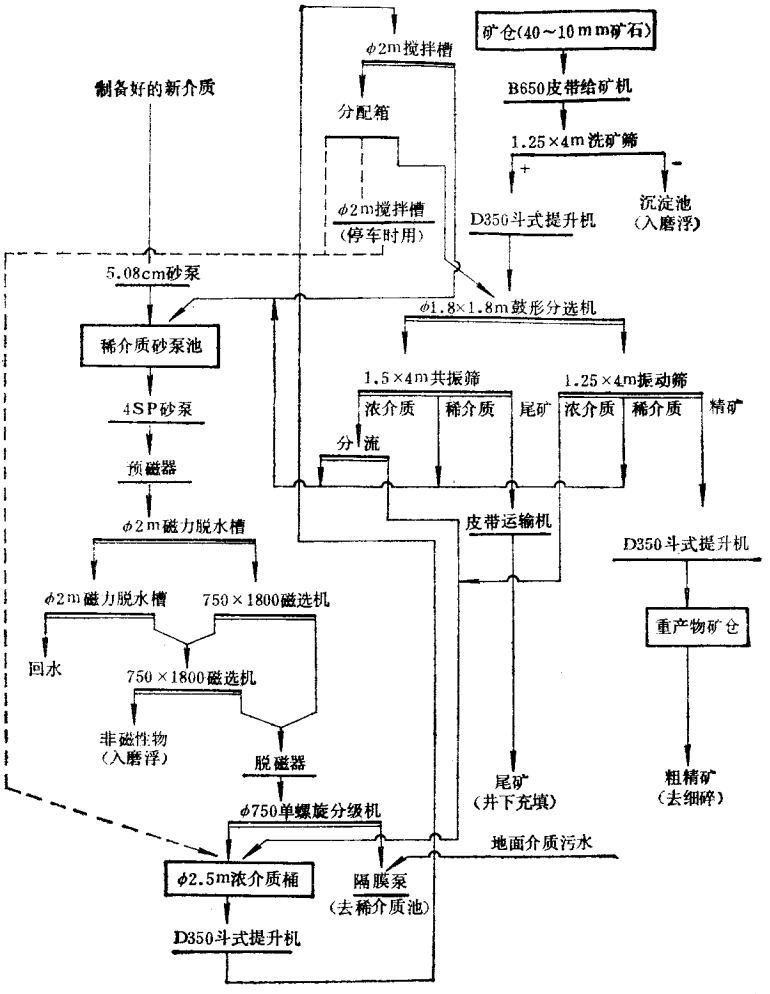


图5－2－8　鼓形分选机重介质选矿流程

六、重介质选矿生产流程实例

A　湖南锡矿山锑矿南选厂重介质生产流程（见图 5－2－8）

该生产车间于 1971 年投产，采用鼓形分选机，处理单一硫化锑矿石，矿石中主要金属矿物为辉锑矿，少量锑氧化物、黄铁矿、磁黄铁矿等，脉石矿物以石英（硅化灰岩）为主，次为方解石、重晶石、高岭土、石膏等。辉锑矿属粗粒嵌布。矿石密度 2800 千克/米^3，脉石密度 2650 千克/米^3。矿石经粗碎后分为三个级别。－150＋40 毫米粒级用手选丢废，－40＋10 毫米级别送重介质选别，－10 毫米粒级直接送磨矿浮选。加重质采用郑州砂轮厂或苏家屯砂轮厂的刚玉废料（含杂质的硅铁）。该车间近期的选别指标见表 5－2－7，重介质选矿处理量占原矿石的 17～19%，直接选矿费用（材料消耗＋动力＋工资）2.6～2.8 元/吨。

B　大厂长坡选矿厂重介质选矿流程（见图 5－2－9）

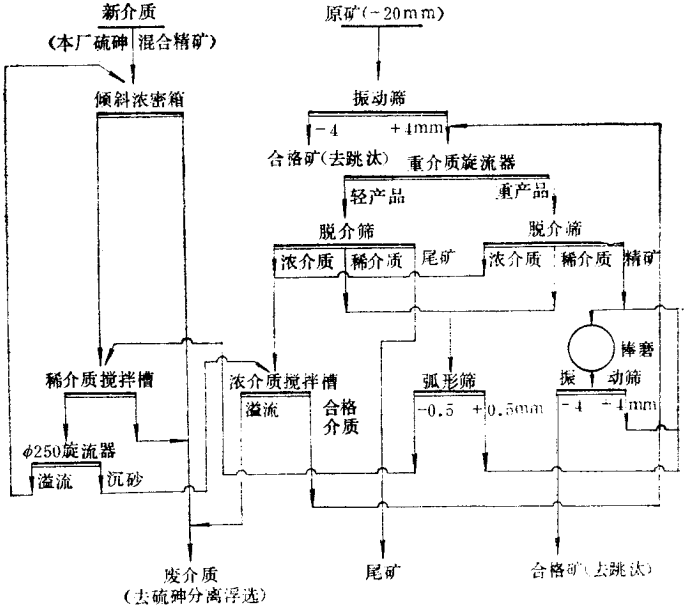


图 5－2－9　重介质旋流器选矿流程

这是我国最早建成的重介质旋流器选矿工艺。所处理的矿石为锡石多金属硫化矿。主要金属矿物有锡石、铁闪锌矿、脆硫锑铅矿、黄铁矿、磁黄铁矿、砷黄铁矿等。脉石矿物为石英、方解石、石膏。围岩是灰岩和碳质页岩。金属矿物的密度大于 2800 千克/米^3，脉石和围岩的密度则小于该值。锡石和各种锡石硫化矿物呈集合体存在，在

50～30 毫米粒级中即有 40～50%的脉石与金属矿物基本解离。

该矿山因原矿晶位逐年下降，于 1966 年采用重介质旋流器进行矿石预选，以扩大原矿处理量并提高入主选的矿石品位。应用本厂自产的硫砷混合精矿作加重质，处理细碎后全部 -20+4 毫米级别矿石。废石的作业产率为 50%，按原矿计则是 40%。重介质选的尾矿品位大大低于全厂总尾矿品位。近期的生产指标见表 5-2-9。

该厂利用自产的硫砷混合精矿作加重质，污染后的废介质返回到硫砷分离的浮选作业中、因而勿需另设介质净化系统。但粘附在精矿和尾矿上的加重质损失量则较大。

第五节　重介质选矿效率的评定

一、浮沉试验

采用一系列密度递变的重液或重悬浮液，将矿石依次投入其中分离出密度不同的级别，这种操作称作浮沉试验。可以用于查明矿石或遗别产品的不同密度物的重量组成和品位变化，从而确定矿石的可选性和分选效果。矿石的浮沉试验要分成几个窄粒度级别（如 25～12、12～6、6～3 毫米）进行。最细的级别（如 -3 毫米或 -1 毫米）不参加试验。所用重液或重悬浮液密度相差 50～100 千克/米^3，数量以 4～8 种为宜（如 2700、2800、2900 和 3000 千克/米^3 四种）。投料顺序从最轻密度液开始，捞出浮物后再将沉物投入下一个较重密度液中，如此得到各不同密度物，分别进行称重、化验，计算出各部分的产率、金属分布率等。表 5-2-16 示出了 -25+3 毫米粒级铅矿石的浮沉试验结果。表中除列出了个别部分的指标外，还计算了累计的产物指标。

二、可选性曲线

可选性曲线　即表示产物的产率、品位与回收率之间关系的曲线。图 5-2-10 是根据表 5-2-16 的数据绘制的铅矿石的可选性曲线。曲线表示了在理想条件下分选得到的轻、重产物产率（γ_f、γ_s）、品位（β_f、β_s）以及金属分布率（ε_f、ε_s）随分离密度的变化关系。当规定其中的某一指标（如 β_f）时，便可由曲线求得其他指标。

表 5－2－16　铅矿石（－25＋3mm 粒级）的浮沉试验结果

密度级别 g/cm²	产　率，%			品　位，Pb%			金属分布率，%		
	个别	浮物累计	沉物累计	个别	浮物累计	沉物累计	个别	浮物累计	沉物累计
	γ	γ_f	γ_s	β	β_f	β_s	ε	ε_f	ε_s
－2.7	22.9	22.9	75.4	0.2	0.2	2.43	1.9	1.9	73.8
－2.8＋2.7	13.3	36.2	52.5	0.6	0.35	3.39	3.3	5.2	71.9
－2.9＋2.8	8.6	44.8	39.2	0.9	0.47	4.39	3.0	8.2	68.6
－3.0＋2.9	5.9	50.7	30.6	1.6	0.60	5.31	3.3	11.5	65.6
－3.1＋3.0	24.7	75.4	24.7	6.1	2.43	6.10	62.3	73.8	62.3
－25＋3mm	75.4			2.43			73.8		
－3＋0mm	24.6			2.65			26.2		
－25＋0mm	100.0			2.48			100.0		

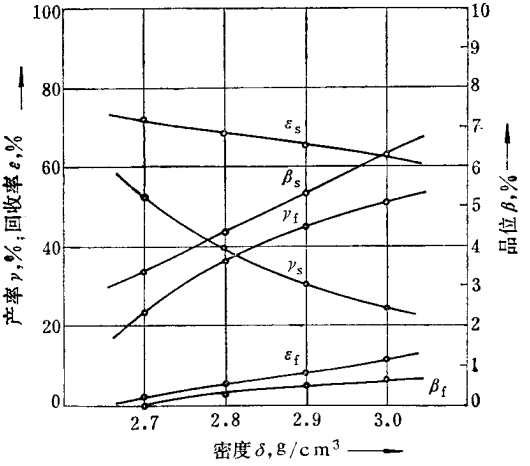


图 5－2－10　铅矿石可选性曲线

利用可选性曲线与实际分选指标对比，还可对分选效果作出判断。例如实际分选当轻产物品位为 β_f 时产率为 γ_f'，而在可选性曲线上同一 β_f 下的理论产率为 γ_f，则两者之比 $\frac{\gamma_f'}{\gamma_f}$ 即表示了实际分选效果的好坏，该值越接近于 1，表示分选越接近理想指标，即效果越好。此项比值在重选中称之为“数量效率”。

三、分配曲线

原料中某较高密度级别在分选时将较多地进入重产物中，但仍将有少量进入轻产

物中，而较低密度级别则相反。原料中某密度级别在产物中的相对回收率称作“分配率”，即

$$\varepsilon\text{（分配率）} = \frac{\text{产物中某密度级别的重量}}{\text{给料中某密度级别的重量}} \times 100\% \qquad (2-17)$$

将实际选别得到的轻、重产物在同一系列密度液中进行浮沉试验，测得其密度组成，再根据轻、重产物的产率合成计算出原料的密度组成，然后求得各密度级别在产物中的分配率。取坐标纸，将级别的密度值置于横坐标，纵坐标表示分配率，即可画出分配率随密度变化的关系曲线。这是一种用统计规律评定选别效率的方法，曲线的转折越急，分选效果越好。作为示例表 5－2－17 列出了某铅矿经重介质选别后各密度级别在产物中的分配率计算结果。图 5－2－11 是根据表中数据绘制的沉物分配曲线。

表 5－2－17　产物的密度组成和分配率计算

密度级别 g/cm^3	产物密度组成（占产物%）		产物密度组成（占给料%）			分配率，%	
	浮物	沉物	浮物	沉物	给料	浮物	沉物
－2.6	17.0	0	9.49	0	9.49	100.0	0
－2.7＋2.6	20.1	0.2	11.22	0.09	11.31	99.2	0.8
－2.8＋2.7	44.1	9.0	24.60	3.98	28.58	86.1	13.9
－2.9＋2.8	15.0	18.8	8.37	8.31	16.68	50.2	49.8
－3.0＋2.9	3.6	18.6	2.01	8.22	10.23	19.8	80.2
－3.1＋3.0	0.2	19.7	0.11	8.71	8.82	1.3	98.8
＋3.1	0	33.7	0	14.89	14.89	0	100.0
合　计	100.0	100.0	55.80	44.20	44.20		

由分配曲线可以得到两个重要指标，一是分离密度 δ_{50}，即是分配率为 50% 的密度值，它表示分选时的实际分离密度。另一个是平均或然偏差 E_p，又称可能偏差，意指分配率为 25% 和 75% 的密度值与分离密度差值的平均数：

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2} \qquad (2-18)$$

在图 5－2－11 中，$\delta_{50} = 2.85$ 克/厘米^3，$E_p = 0.07$ 克/厘米^3。E_p 值越小，表示分选越精确，曲线的中间段也越陡。静态重介质分选机的 E_p 值介于 0.005 至 0.04，重介质旋流器的 E_p 值介于 0.03 至 0.08。

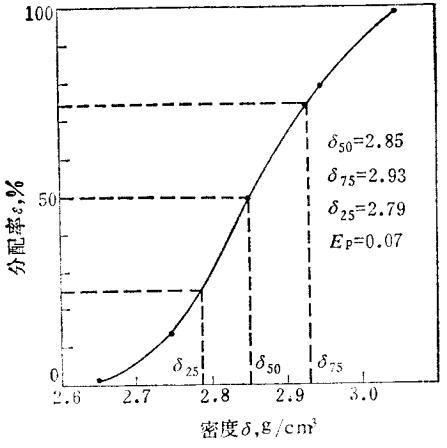


图 5－2－11　沉物分配曲线

第六节　重介质分选设备安装调试与维护检修

重介质选煤的应用范围很广，特别是对难选煤有较好的分选效果。目前重介质分选工艺在选煤界已得到了广泛的推广应用。根据工作原理，重介质分选设备可分为两类：一类是在重力场中工作的重介质分选机，通常用于分选块煤，如刮板分选机（俗称浅槽）、斜轮分选机、立轮分选机等；另一类是在离心力场中工作的重介质旋流器，通常用于分选末煤或不分级煤。

一、重介质分选机安装调试与故障处理

（一）工作原理与结构特点

1. 工作原理

重介质分选机是根据阿基米得原理，将被分选原煤在一定密度的悬浮液中按密度差异进行分层和分离的设备。其工艺过程是：经预先筛分后的原煤（一般大于 13mm 或 6mm）进入充满重介质悬浮液的槽体中进行分选。悬浮液的密度自动调节。密度小于悬浮液的物料（精煤）浮至液面，在水平流的作用下，随排料口的溢流排出；密度大于悬浮液的物料（矸石和高灰分煤）沉至槽底，由排矸刮板、立轮或斜轮提升到排料口排出，从而得到两种不同密度的产品。所不同的是，刮板分选机利用上升流，而立轮和斜轮分选机则是利用下降流来维持悬浮液的稳定。

2. 重介刮板分选机的结构特点

重介刮板分选机主要由槽体、排矸刮板及其驱动装置等部分组成，如图 5－2－12 所示。

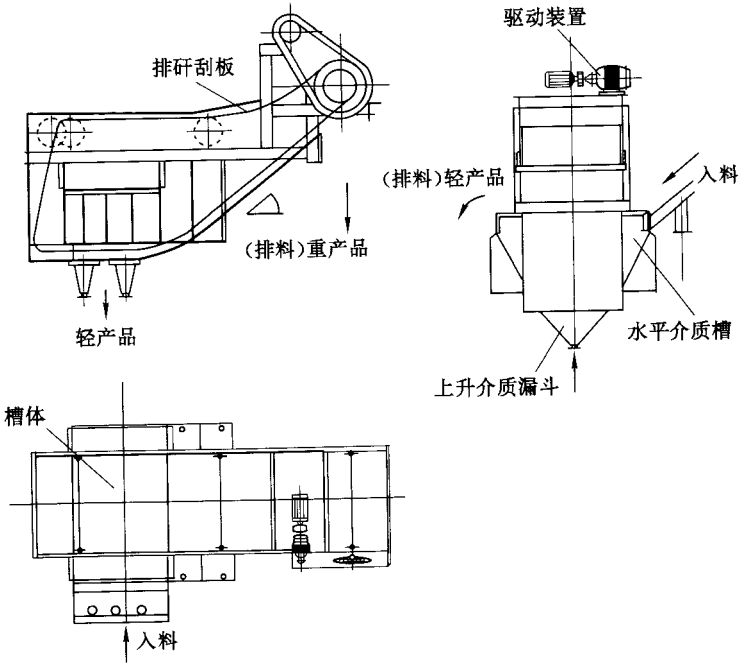


图 5－2－12　重介刮板分选机结构示意图

槽体是钢外壳的槽式结构，槽底铺设一层带孔的耐磨衬板，底板外并列两个介质漏斗提供上升介质流，以免介质在槽体内沉淀。入料端一侧设有水平介质槽，提供水平流，以保证物料层向排料方向运行速度并维持液面高度，槽体内两侧下部各有一条为刮板链导向的轨道。

排矸刮板由驱动装置、头轮组、随动轮组、尾轮组、刮板链组成。驱动装置由电动机、减速机及传动链组成，用于驱动排矸刮板将沉入底部的高密度物提升至排料口排出，为适应生产需要，电动机采用双速电机。头轮轴采用滚动轴承支撑，阻力小、转动灵活，随动轴和尾轮组分别用轴承固定在槽体侧板上，为防止刮板链垂度过大，尾部还设有螺旋拉紧装置。

3. 重介斜轮分选机的结构特点

斜轮分选机结构如图 5－2－13 所示，主要由分选槽、排煤轮和重产物提升轮组成。

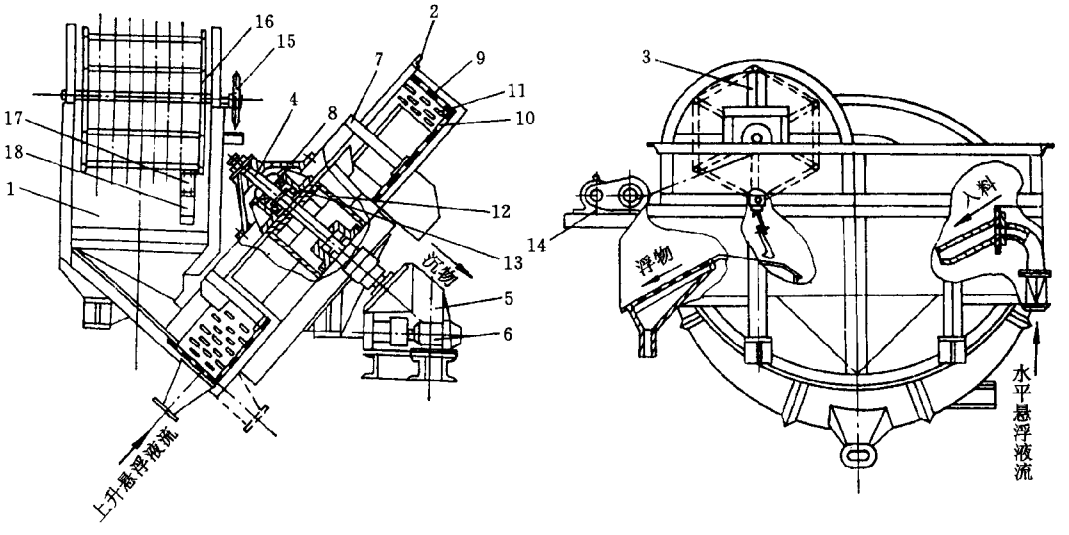


图 5－2－13　重介斜轮分选机结构图

1—分选槽；2—提升轮；3—排煤轮；4—提升轮轴；15—减速装置；6—电动机；7—提升轮骨架；8—轮转盖；19—立筛板；10—筛底；11—叶板；12—支座；13—轴承座；14—电动机；15—链轮；16—骨架；17—橡胶带；18—重锤

分选槽是由钢板焊成的多边开口箱体，上部是矩形，下部与煤流方向成 40°或 45°角，底槽斜提升轮装在分选槽旁侧的机壳内，提升轮的轴经减速装置由电动机带动。

斜提升轮下部与分选槽相通，在轮盘的整个圆内沿径向装有若干块叶板用来刮取重产物。

排煤轮的轴是一个焊接组件，轴的两端装有轴头，电动机通过链轮带动轮轴转动。轴的两端装有六边形骨架，对应角处分别用六根卸料轴相连，每根卸料轴上装有若干用橡胶带吊挂的重锤，用来拨出轻产物。

4. 重介立轮分选机的结构特点

目前国内外重介立轮分选机类型较多，其主要部件提升轮和分选槽的结构大体相同，但提升轮的传动方式不同，有采用周边链条传动（德国太司卡），有采用悬挂式皮带传动（波兰 DISA），有采用中心传动（法国德鲁鲍依），我国 JL 型立轮分选机采用棒齿圈传动。

下面以 JL—2550 为例，介绍立轮分选机的结构。如图 5－2－14 所示，立轮分选机主要由分选槽、提升轮、挡轮装置、托轮装置、拨动轮装置、机架、矸石溜槽和排煤轮等组成。

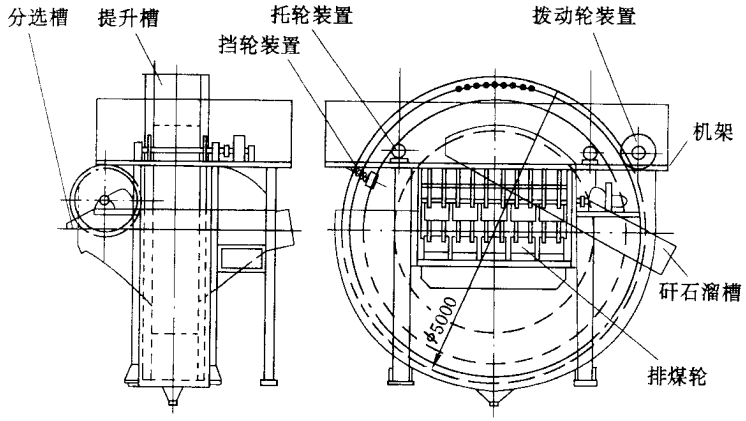


图 5－2－14　重介立轮分选机结构图

槽底底流口的喇叭口上开有检查孔，用于检查和清理沉积在底部的物料；扁形入料口内有分流板，用以形成稳定均匀的水平液流；分选槽内部两侧，沿提升轮的内径安装了密封板，防止大块物料窜到提升轮与分选槽之间。

提升轮主要由提料板、框架、轮底、轮帮、棒齿架、棒齿轴、棒齿套和底托辊等部件组成，棒齿轴用螺栓固定在棒齿架上，在棒齿上装有棒齿套与传动装置上的拨动轮相啮合，为了使提升轮受力均衡，两侧均有棒齿结构。提升轮用托轮装置支撑，其结构特点是轴座可以通过顶丝在底座上滑动。这样，既可以调整提升轮的位置，使提升轮与槽体之间保持恰当的密封间隙，又可以调整提升轮的垂直度，以防止其串动。提升轮的旋转是由拨动轮装置实现的。拨动轮装置安装在提升轮一侧的传动装置上，电动机经由三角皮带传动，带动减速机，通过联轴器带动拨动轮旋转，从而拨动两侧棒齿，使提升轮旋转。

浮煤排出装置与斜轮排煤轮结构相似，是由电动机经减速机带动排煤轮轴旋转，用橡胶带连接的刮板将浮煤拨出。

（二）安装与调试

1. 重介刮板分选机

（1）设备可安装在钢架结构或混凝土基础上，槽体沿长度方向高差不大于 0.3mm/m，沿宽度方向高差不大于 0.2mm/m，二次灌浆高度不低于 30mm。

（2）起吊设备时，注意槽体不得变形。

（3）槽体安装找正后，再安装各部件。

（4）尾轴组件下部在安装时与槽体焊接。

（5）随动轴和尾轮轴组件安装时须将链轮先装到轴中部，待两端轴固定后再将链

轮移到设计位置，并用螺钉紧固在轴上。

（6）上升介质漏斗下部管路的倾角不得小于45°。

（7）全部溜槽（给料溜槽、轻产品溜槽、重产品溜槽）按设计位置就位后，与分选机槽体焊接固定。

（8）试车前，先检查各传动部件有无卡阻现象，并对各润滑点注入润滑剂，电机温升不得超过允许值，滚动轴承和滑动轴承温升不得超过25℃，如运行正常，方可注入悬浮液进行生产调试。

2. 重介斜轮分选机

（1）设备可安装在钢架结构或混凝土基础上，安装前先校验相对位置尺寸及地脚螺栓位置尺寸是否与图纸相符。

（2）先安装提升轮机架和分选槽，校平找正，要求溢流堰对安装基面水平误差不大于0.3mm/m。

（3）安装提升轮及传动装置，提升轮与底筛板最大间隙不大于10mm，提升轮沿圆周保持一致，每米轮径跳动不大于2mm，提升轮外侧椭圆度不大于7mm，中心偏差不大于2mm。传动装置的安装找正应符合通用设备的安装要求。

（4）安装排煤轮及其传动装置，校平找正，确保排煤轮轴水平，轴端链轮与减速器出轴链轮找正，平行度不大于0.5mm/m。拨料重锤间隔与长度应均匀一致。

（5）安装给料管与溜槽，入料溜槽及重产物溜槽内镶贴铸石或微晶耐磨板。

（6）安装结束，试水检查是否有渗漏。

（7）空车试车检查，各运转部位是否运行均匀平稳，排矸轮及排煤轮不得有卡阻现象。

（8）空车运行8h，检查各部位轴承温升，检查各连接部位连接螺栓是否松动，特别注意转轮盖与提升轮骨架的连接螺栓，检查正常后，方可投入使用。

3. 重介立轮分选机

（1）设备安装在钢架结构或混凝土基础上，先校核安装位置是否与安装图一致，并校核基础螺栓位置与尺寸。

（2）安装机架和分选槽，校平找正并固定。

（3）安装提升轮及传动装置，拨齿轮装置与立轮须严格平行，两轮中心距要符合图纸规定要求，拨齿轮与棒齿的接触间隙与受力应均匀一致，不得有卡阻或滞后等现象。

（4）安装立轮的托轮装置，并与机架可靠地固定，通过轴承座的拉紧丝杆调整提升轮与分选槽之间的间隙不超过6～8mm，托轮应紧贴轨面，并能自由滚动，轮缘与托

轨之间不得有卡阻现象。

（5）安装排煤轮及其传动装置，校平找正后与分选槽两侧的支架固定。

（6）安装给料溜槽、给料管，并进行给水试车检查。

（7）检查各部位润滑情况，按要求注油。

（8）检查正常后，空负荷运转 8h，若无问题，可投入生产。

（三）操作与日常保养维护

（1）严格执行设备的操作规程，开车前检查分选槽底、提升轮或刮板是否有异物卡压；开车过程中注意提升轮是否有偏摆及卡阻现象，检查各部位润滑及温升。

（2）开车前先接通介质泵，使分选槽内充满合格介质，刮板分选机工作时介质液面应高于溢流口 100～120mm 左右。

（3）随时检查分选槽液位及密度，随时调整介质添加执行机构和分流装置，调整分选密度，达到要求值。介质密度和给料量应保持相对稳定。

（4）停车前应停止给料，将轻重物料排净后再停车。停车时间较长时，应将分选槽内介质放空，避免介质沉淀造成启动困难。

（5）检查各运转部件轴承温升。各润滑点每天注油一次，每班检查各注油点润滑情况。每隔 6 个月更换轴承座内全部润滑脂。

（6）定期检查排煤轮重锤，提升轮及轴承齿轮磨损情况，检查套筒滚链、刮板链、刮板、衬板及道轨磨损情况。出现异常，及时更换处理。

（7）检查齿棒卡板固定情况，如有松动，停车处理。

（8）检查提升轮的提升板、筛板、密封板等的磨损与固定情况，必要时进行更换与调整。

（9）排料轮转动灵活，无卡阻，轮架不倾斜，无锈蚀。分选槽体每年进行一次防腐处理。

（10）排料轮传动链松紧适宜，润滑良好，不甩油，运转平稳，无跳齿和脱链现象。

（11）主轴无弯曲，无磨损，运转灵活，无异常杂音。转轮盖和主轴配合锥面接合面积在 65%以上。

（12）润滑：

提升轮轴，用 3 号钙基润滑脂，每半年至 1 年更换一次。

减速器，用 40 号机油，3～6 个月更换一次。

排煤轮轴，用 3 号钙基润滑脂，每半年至 1 年更换一次。

外传动伞齿轮，用 3 号钙基润滑脂，每周清理更换一次。

（四）常见故障处理

1. 重介刮板分选机

（1）刮板链及衬板磨损。

处理办法：更换。

（2）刮板链错牙走斜。

处理办法：松开尾部螺旋拉紧装置，调整后再拉紧，并要保证两侧刮板链张紧度一致。

（3）大块异物卡堵刮板。

处理办法：停车，取出异物后再开车。

2. 重介斜、立轮分选机

（1）提升轮被异物卡住，不能运行。

处理办法：①停止给料，放料冲车，异物清除后可以开车；②当提升轮被压时间较长，提升轮内物料难以清除，此时需用手拉葫芦拉动提升轮将物料清除（注意要松开传动系统连接）。

（2）主轴常见故障：①键槽坏（滚键）；②伞齿轮轮齿断；⑧主轴断。

处理方法：备用一根装配好的主轴装置，出现主轴故障时，拆下旧轴装置，装上新轴装置，调整好后开车。此法对生产影响较小。

大修周期一般为 16～18 个月，设备拆检顺序为设备安装顺序的反过程，装配过程参见前述设备安装顺序过程。

二、旋流器安装调试与维护检修

重介质旋流器是在离心力场中进行分选的设备，主要用于分选 13～0.5mm 末煤。近年来，随着技术的进步，大直径旋流器不断应用于生产实践，分选粒度上限逐渐加大，如 1200/850 无压三产品旋流器的分选粒度上限可达 80～90mm，一般应用 50mm，重介质旋流器的适用范围正逐步加大。

（一）工作原理与结构

1. 工作原理

煤和矸石的混合物进入充满给定密度悬浮液的旋流器中，受到重力和离心力的作用而分离；大于悬浮液密度的矸石，所受作用力的方向与离心加速度方向相同，在悬浮液中做离心运动，集中在外层形成矸石带，由于干扰沉降作用，紧贴器壁的是大矸石，其次是中等粒度、小粒度矸石，汇合成螺旋运动沿器壁由底流口排出；小于悬浮液密度的煤，在旋流器中做向心运动，并集中在旋流器的中心轴附近呈旋涡运动形成

中煤和精煤带，在溢流管附近，由于溢流管底部的涡流作用发生二次分选，精煤沿溢流管排出，中煤和矸石将再旋流，中煤带在轻颗粒与重颗粒间起隔栅作用，该处可使灰分较低的中煤向底流口方向运动，作为尾煤排出或随精煤沿溢流管排出。

2. 结构

二产品旋流器一般由入料管、溢流管、溢流排出管、圆筒圆锥段、底流管组成。有压给料二产品旋流器见图 5－2－15。三产品旋流器由一台圆筒旋流器和一台圆筒圆锥旋流器串联而成。无压给料三产品重介质旋流器见图 5－2－16；有压给料三产品重介质旋流器见图 5－2－17。

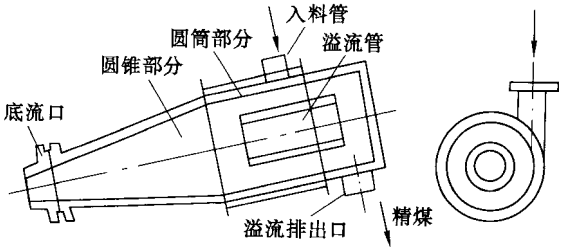


图 5－2－15　有压给料二产品重介质旋流器结构简图

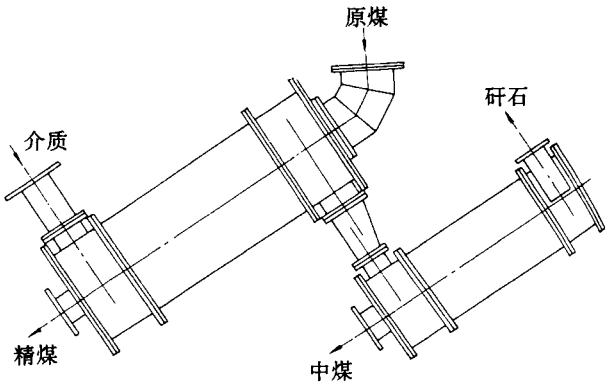


图 5－2－16　无压给料三产品重介质旋流器结构简图

各类旋流器随工艺要求不同而结构参数、处理能力和外形尺寸各不相同。

旋流器的各结构件分为整体铸造和耐磨内衬两种形式。整体铸造材料常用的有耐磨合金和聚氨酯等，耐磨合金材料常用的有 Cr15M03、抗磨复合材料、硬质合金等；耐磨内衬材料有耐磨钢玉衬片、碳化硅和聚氨酯等。

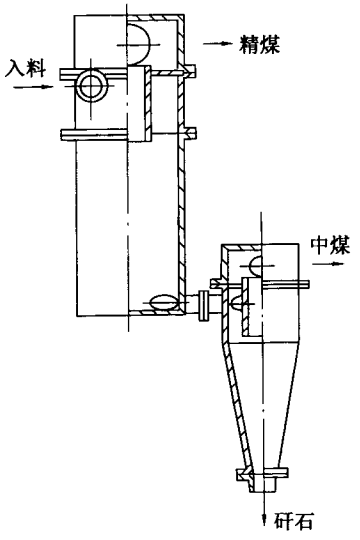


图 5－2－17　有压给料三产品重介质旋流器结构简图

近年来，我国选煤厂开始采用小直径重介旋流器来分选 0～1mm 的煤泥，一般 10 台一组，结构材料为 Q235A 外壳，内用耐磨聚氨酯弹性体，在煤泥分选方面有一定的效果。

（二）安装与调试

重介质旋流器安装简单，一般出厂前已装配好，整体吊装要严格按照设备安装技术要求进行，然后进行精矿、尾矿管道的安装。

安装结束，检查所有紧固件，是否均匀紧固，可靠连接。

检查无异常，进行清水加压试压，试验压力为额定工作压力的 1.2 倍，试压时间不少于 15min，确认无泄漏后，可投料运行。

（三）操作要点

（1）旋流器在工作过程中要保持给料压力和给料浓度的稳定，这样有利于保持较高的分选效率。

（2）加强巡回检查，发现入料管口和底流口堵塞及时停机处理。

（3）经常检查底流口磨损情况，当磨损量达到影响分选效率的尺寸时要及时更换。

（四）日常保养维护及常见故障处理

旋流器没有运动部件，维护量小。

常见故障及处理：

（1）旋流器体连接密封垫坏，漏料。处理方法：停车更换新垫。

（2）杂物堵塞入料管、底流排放管。处理方法：停止给料，将堵塞物掏出。如果堵塞物尺寸较大，需将法兰拆开，取出堵塞物，重新紧固后开车。

（3）底流中含轻物料多。处理方法：①如果压力低，可提高并稳定给料压力；②如果底流口磨损大，需检查底流口尺寸，更换合适的底流口材料。

第三章　跳汰机安装调试、操作维护与故障检修

第一节　概　　述

跳汰选矿是指物料主要在垂直升降的变速介质流中，按密度差异进行分选的过程。物料在粒度和形状上的差异，对选矿结果有一定的影响。跳汰时所用的介质可以是水，也可以是空气。以水作为分选介质时，称为水力跳汰；以空气作为分选介质时，称为风力跳汰。目前，生产中以水力跳汰应用最多，故本章内容，仅涉及水力跳汰。

实现跳汰过程的设备叫跳汰机。被选物料给到跳汰机筛板上，形成一个密集的物料层，这个密集的物料层称为床层。在给料的同时，从跳汰机下部透过筛板周期地给入一个上下交变水流，物料在水流的作用下进行分选。首先，在上升水流的作用下，床层逐渐松散、悬浮，这时床层中的矿粒按照其本身的特性（矿粒的密度、粒度和形状）彼此作相对运动进行分层。上升水流结束后，在休止期间（停止给入压缩空气）以及下降水流期间，床层逐渐紧密，并继续进行分层。待全部矿粒都沉降到筛面上以后，床层又恢复了紧密状态，这时大部分矿粒彼此间已失去了相对运动的可能性，分层作用几乎全部停止。只有那些极细的矿粒，尚可以穿过床层的缝隙继续向下运动（这种细粒的运动称作钻隙运动），并继续分层。下降水流结束后，分层暂告终止，至此完成了一个跳汰周期的分层过程。物料在一个跳汰周期中的分层过程如图 5－3－1 所示。物料在每一个周期中，都只能受到一定的分选作用，经过多次重复后，分层逐渐完善。最后，密度低的矿粒集中在最上层，密度高的矿粒集中在最底层。

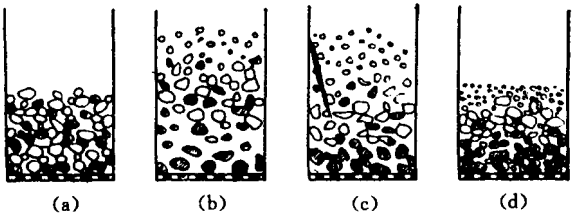


图 5－3－1　矿粒在跳汰时的分层过程

(a) 分层前颗粒混杂堆积；(b) 上升水流将床层托起；

(c) 颗粒在水流中沉降分层；(d) 水流下降，床层密集，重矿物进入底层

物料在跳汰过程中之所以能分层，起主要作用的内因，是矿粒自身的性质，但能让分层得以实现的客观条件，则是垂直升降的交变水流。

在跳汰机入料端给入物料的同时，伴随物料也给入了一定量的水平水流。水平水流虽然对分选也起一定的影响，但它主要是起润湿和运输的作用。润湿是为了防止干物料进入水中后结团；运输是负责将分层之后，居于上层的低密度物料冲带而走，使它从跳汰机的溢流堰排出机外。

跳汰机中水流运动的速度及方向是周期变化的，这样的水流称作脉动水流。脉动水流每完成一次周期性变化所用的时间即为跳汰周期。在一个周期内表示水速随时间变化的关系曲线称作跳汰周期曲线。水流在跳汰室中上下运动的最大位移称为水流冲程。水流每分钟循环的次数称为冲次。跳汰室内床层厚度、水流的跳汰周期曲线形式、冲程和冲次是影响跳汰过程的重要参数。

跳汰分选法的优点在于：工艺流程简单，设备操作维修方便，处理能力大，且有足够的分选精确度。因此，在生产中应用很普遍，是重选中最重要的一种分选方法。

煤炭分选中，跳汰选煤占很大比重。全世界每年入选煤炭中，有 50% 左右是采用跳汰机处理；我国跳汰选煤占全部入选原煤量的 70%。另外跳汰选煤处理的粒度级别较宽，在 0.5～150mm 范围；既可不分级入选，也可分级入选。跳汰选煤的适应性较强，除极难选煤，均可优先考虑采用跳汰的方法处理。

矿石分选中，跳汰选矿是处理粗、中粒矿石的有效方法，大量地用于分选钨矿、锡矿、金矿及某些稀有金属矿石；此外，还用于分选铁、锰矿石和非金属矿石。处理金属矿石时，给矿粒度上限可达 30～50mm，回收的粒度下限为 0.2～0.074mm。

从表 5－3－1 可以看出，用跳汰的方法所处理的物料，其有用成分的密度从 1.2g/cm^3 到 15.6g/cm^3，有用成分和脉石（矸石）间的密度差从 0.3 g/cm^3 到 1.3 g/cm^3，入料粒度从 0.05 mm 至 250 mm。

表 5－3－1　跳汰选矿的使用范围

有用矿物类型	有用成分密度 /g·cm^{-3}	跳汰入料粒级 /mm	可选用的其他设备
黑色金属			
褐铁矿	3.5	3～50	溜槽
假象赤铁矿	5.3	3～50	溜槽
硬锰矿	4.2	0.2～50	重介质分选机
水锰矿	4.3	0.2～50	重介质分选机
软铁矿	4.8	0.2～50	重介质分选机
磁铁矿—赤铁矿	5.2	0.5～1.0	重介质分选机
磁铁矿—假象赤铁矿			磁选机
砂矿			
锡石、钨、锰矿、钽铁矿、铌矿	6～8	0.05～25	溜槽、螺旋选矿机
钛锆矿、钍矿	4.2～5.2	0.05～25	溜槽、螺旋选矿机
黄金、白金	达 15.6	0.05～25	溜槽、螺旋选矿机
金刚石	3.5	0.05～25	溜槽、螺旋选矿机
原生矿			
钨锰矿、锡石	7.35～6.95	0.3～6	溜槽和摇床
煤			
烟煤	达 1.2	0.5～13（10）	重介质旋流器、摇床
		13（10）～100	重介质分选机
		0.5～50（100）	
无烟煤	1.8～2.0	13～100（250）	重介质分选机
可燃性页岩	2～2.2	25～150	重介质分选机

第二节　跳汰选矿原理

关于跳汰分层机理，前人曾作了大量研究，提出了不少理论见解。虽然它们对生产起了一定的指导作用，但因跳汰过程涉及因素复杂，加之测试手段的不完善，迄今尚未建立起完整周密的理论体系。已经提出的理论见解虽然对松散分层的机理认识各不相同，但归纳起来不外乎两种基本观点：一是从个别颗粒的运动差异（速度、加速度）中探讨分层原因，谓之动力学体系学说；另一种是从床层整体的内在不平衡因素（位能差、悬浮液密度差等）中寻找分层依据，可称之为静力学体系学说。它们虽然说

法不一，但各有合理的成分。这里因篇幅所限不能就每一学说逐一介绍，只讨论两种具有代表性的学说。

一、按密度分层的位能学说

由热力学第二定律可知，任何封闭体系都趋向于自由能的降低，即一种过程如果变化前后伴随着能量的降低，则该过程将自发地进行。德国人迈耶尔应用这一普遍原理分析了跳汰过程，认为床层的分层过程是一个位能降低的过程。因此当床层适当松散时，重矿物颗粒下降，轻矿物颗粒上升，应该是一种必然的趋势。

图5－3－2表示了床层分层前与分层后的理想变化情况。若取床层的底面为基准面，基准面的面积为 A。床层分层之前的位能 E_1 可用床层重心 O 至底面的距离乘以床层的总质量来表示，即

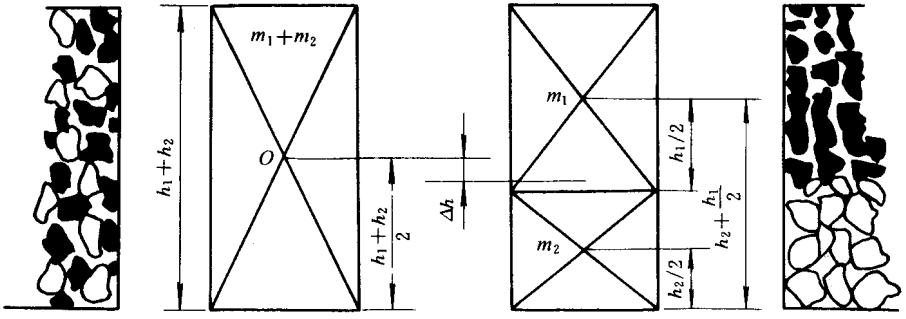


图5－3－2　物料分层前后床层位能的变化

m_1、m_2—床层内轻、重物料的质量；h_1、h_2—床层内轻、重物料的堆积高度

$$E_1 = \frac{h_1 + h_2}{2}(m_1 + m_2) \tag{3-1}$$

床层分层之后的位能 E_2 为：

$$E_2 = \frac{h_2}{2}m_2 + \left(h_2 + \frac{h_1}{2}\right)m_1 \tag{3-2}$$

分层前后位能的降低值 $\triangle E$ 为：

$$\triangle E = E_1 - E_2 = \frac{1}{2}(m_2 h_1 - m_1 h_2) \tag{3-3}$$

床层是自然堆积而成的。设自然堆积时的轻物料与重物料的容积浓度分别为 λ_1 和 λ_2；轻、重物料的密度分别为 δ_1 和 δ_2；介质密度为 ρ，则可得

$$m_1 = Ah_1\lambda_1\delta_1$$

$$m_2 = Ah_2\lambda_2\delta_2$$

代入式（3－3）中，得

$$\Delta E = \frac{h_1 h_2}{2} A \quad (\lambda_2\delta_2 - \lambda_1\delta_1) \tag{3-4}$$

由于在分层过程中，床层内轻、重物料各自的数量不发生变化，式（3－4）中的 $\frac{h_1 h_2}{2} A$ 为定值，而且当分层过程可以发生时，ΔE 必定为正值。因此，也就存在着

$$\lambda_2\delta_2 > \lambda_1\delta_1 \tag{3-5}$$

由此可见，从位能分层的观点来说，床层在跳汰过程中，由不同密度颗粒所组成的粒群，其散密度 $\lambda\delta$ 的不同，是分层的基本依据，散密度高者处于最底层。粒群的散密度是矿粒的密度 δ 与粒群在自然堆积状态时的固体容积浓度 λ 的乘积，而 λ 又是矿粒形状及粒群粒度组成的函数；所以，跳汰分层的结果，不仅取决于矿粒的密度，而且还与矿粒形状及粒群粒度组成有关。粒度相同而密度不同的两种矿粒，在自然堆积时，其 λ 是相同的，因此，分层结果必然是高密度矿粒位于下层，低密度矿粒位于上层；若密度相同而粒度不同的两种矿粒，在自然堆积时，大粒度者 λ 较高，故分层结果必然是粒度大的位于下层，粒度小的位于上层。在实际跳汰过程中，虽然原料中各矿粒在粒度上的差别很大，但是各个密度级的粒度组成，基本上是相近的。因此可以认为，矿粒将比较严格地按密度分层。根据位能假说，跳汰时在床层中如果人为地加入一些高密度细矿粒，则因它在分层过程中可充填到重矿粒床层的空隙中，从而提高了重矿粒床层的容积浓度，导致分层前后床层位能差值的增大，因而可以加速分层过程和提高分层效果。该方法，就是倍尔得（B.M.Bird）1947 年提出的“重介质跳汰”。

分层的位能学说完全不涉及流体动力学因素的影响，只就分层前后床层内部能量的变化，说明了分层的趋势，因而属于静力学体系学说。除了跳汰以外，所有其他重选分层过程，皆可用此学说予以解释，故现常将迈耶尔的位能学说视作重选分层的基本原理。但重选过程离不开流体松散，则流体动力对颗粒运动的影响就不可避免，故迈耶尔学说只是一种理想的情况。

二、分层过程的动力学学说

从个别颗粒的运动差异中探讨分层原因的学说提出最早，先后有按颗粒的自由沉降速度差分层学说，按颗粒的干涉沉降速度差分层学说，按颗粒的初加速度差分层学说及按干涉沉降—吸啜作用分层学说等。它们各以流体对颗粒作用的某方面结果作为分层根据，虽然有其一定的道理，但均不够全面。直到维诺格拉道夫（1952 年）以数

学形式，将各项因素加以概括，列出力学微分方程式，算是总其大成。

在垂直交变流中，床层中的颗粒所受到的作用力有：颗粒在介质中的重力、介质阻力、介质被带动作加速运动的附加惯性阻力、介质本身作加速运动的附加推力及床层中其他颗粒对运动颗粒的摩擦碰撞——机械阻力等。由于这些力的作用关系复杂，要想作出明确的数学解答是很困难的，故只能就它们对分层的影响进行一些定性的分析。

1. 床层中的矿粒在垂直交变流中的受力分析

假定取作用在颗粒上的力，其作用方向以向下为正、向上为负。则各项作用力可表述如下。

①矿粒在介质中的重力 G_0，因其方向向下，故为正。即

$$G_0 = \frac{\pi d_v^3}{6}(\delta - \rho)\ g$$

②矿粒与水因有相对运动而引起的介质阻力 R_1。当水流超越矿粒运动时，该项表现为介质推动矿粒运动的动压力。即

$$R_1 = -\psi d_v^2 v_c^2 \rho$$

式中，v_c 为相对运动速度，它等于矿粒速度 v 与水流速度 u 之差。介质阻力 R_1 的方向与 v_c 方向相反，而 v_c 的方向又是变化的，当颗粒相对于介质的 v_c 方向向下时，R_1 为负；v_c 方向向上时，R_1 为正。矿粒不论是在静止、上升或下降水流中，其沉降时所受到的介质阻力 R_1 的方向，最终都是向上的，故该项取负值。

③由于介质作加速运动，其加速度所产生的惯性力作用在矿粒上，称为介质流对矿粒的附加推力 F_1。F_1 的方向与介质加速度方向相同，其值等于矿粒排开同体积液体的质量与该液体加速度 $\dot{u}$ 的乘积，即

$$F_1 = \pm \frac{\pi d_v^3}{6}\rho\dot{u}$$

矿粒所受介质的附加推力 F_1 与矿粒在介质中所受浮力的原理相似，区别仅在于浮力是由于介质的重力加速度所引起的，而惯性力 F_1 则是由于介质运动的加速度 $\dot{u}$ 所产生的。

④由于矿粒在介质中作加速运动，势必带动周围部分介质也随其作加速运动，于是这部分介质便产生了与其方向相反的惯性力，此力反作用在矿粒上。因此，矿粒受到一个附加惯性阻力 R_g 的作用，由式可知

$$R_g = -j\frac{\pi d_v^3}{6}\rho\frac{\mathrm{d}v_c}{\mathrm{d}t}$$

式中　j——附加质量系数（它表示与矿粒作同步加速运动的介质当量体积占矿粒体积

的分数。其大小与矿粒形状有关，对于球形颗粒，$j=0.5$）。

附加惯性阻力 R_g 的方向，与相对加速度方向相反。由于相对速度无论在静止、上升或下降介质流中，最终都是向下的，故相对加速度方向也向下，因此只 R_g 为负。

⑤床层中的矿粒运动时，要受到机械阻力 R_j。机械阻力 R_j 的大小不仅与床层的松散度有关，而且还受矿粒自身粒度及形状的影响。当床层处于悬浮松散状态时，R_j 只表现在局部颗粒间的摩擦与碰撞上，运动颗粒的动能被消耗。当床层紧密时，通过颗粒间的直接传递，阻力便来自床层整体，因而达到极大。但在床层紧密过程中，首先失去活力而停止运动的是粗重的颗粒，而细小颗粒还在大颗粒的间隙中继续运动。可见，对于粒度不同的矿粒，所受的机械阻力 R_j 也不同。基于 R_j 这种复杂性，当前尚无法用数学表达式予以表达。因此，暂不计入。这对定性地分析颗粒运动的趋向，不会有所妨碍。

2. 矿粒在垂直交变介质流中运动微分方程式的建立

在机械阻力不予考虑的条件下，将其他各项力加以合并，便可得到矿粒在跳汰过程中受力的方程式，即

$$m\frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}t}=G_0+R_1+F_1+R_g$$

或

$$\frac{\pi d_v^3}{6}\delta\frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}t}=\frac{\pi d_v^3}{6}(\delta-\rho)\ g-\psi d_v^2 v_c^2\rho\pm\frac{\pi d_v^3}{6}\rho\dot{u}-j\frac{\pi d_v^3}{6}\rho\frac{\mathrm{d}v_c}{\mathrm{d}t}\qquad(3-6)$$

式（3－6）只表示某单个矿粒在垂直方向上的受力情况，但是也可以将它视为某种同一性质矿粒的运动微分方程式，可用以分析跳汰床层的分层机理。若以 $m=\frac{\pi d_v^3}{6}\delta$ 除式（3－6）两侧，便可得到单位质量矿粒的运动微分方程式，即

$$\frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}t}=\frac{\delta-\rho}{\delta}g-\frac{6\psi v_c^2\rho}{\pi d_v\delta}\pm\frac{\rho}{\delta}\dot{u}-j\frac{\rho}{\delta}\frac{\mathrm{d}v_c}{\mathrm{d}t}\qquad(3-7)$$

从式（3－7）可以看出，在垂直交变介质流序，矿粒运动的加速度，除机械阻力的因素没有考虑外，主要是由四种加速度所合成。式（3－7）右边第一项，是矿粒在水介质中的重力加速度，即初加速度；第二项是由介质阻力引起的介质阻力加速度；第三项是由介质加速度所引起的惯性阻力加速度；第四项是因矿粒加速运动，引起其周围部分介质也作加速运动而导致的附加惯性阻力加速度。该式最初是维诺格拉道夫在高登初加速度假说的基础上，加以扩展而得，并得到了赫旺（В.И.Хван）及拉法列斯—拉马尔卡（э.э.Рафалесс－Ламарка）等人的支持。此式较全面地考虑了各种动力学因素的影响，因而可视为动力学分层机理观点的代表。但该式明显地有以下三方面

的缺陷：①忽视了床层悬浮体内压力变大这个重要因素；②没有注意由于床层悬浮体密度增大，使运动颗粒所受浮力也增大这一事实，公式中介质密度仍取为 1；③以水流速度（即使是颗粒间隙的平均流速）和加速度表征介质阻力或附加推力的作用，是不够确切的，因颗粒间隙的水速分布是很不均匀的，比实际作用要大得多。现对式（3－7）右边各项分别进行简单讨论。第一项，是与矿粒及介质密度有关的重力加速度项。其值不但与矿粒粒度及形状无关，而且与介质的运动参数无关，可见该项属于静力学因素。入选矿粒之间密度差越大，物料越易选。如果增大介质密度，也可使轻、重矿物颗粒间的初加速度的差值变大。所以说在跳汰周期内，设法使该项成为主导因素，必然使床层更充分地按密度进行分层。

第二项，是矿粒与介质间产生相对运动时的阻力加速度。它不仅与矿粒及介质的密度有关，而且还与矿粒的粒度及形状（反映在阻力系数 ψ 中）有关；并且和相对速度的平方成正比。故 v_c 越大，阻力加速度也越大，致使矿粒的粒度及形状的影响愈显突出，必然恶化按密度分选的效果。可见，应该尽量减小相对运动速度 v_c，从而削弱粒度及形状的不利影响。因此，在一个跳汰周期中，只有当水流自上升转变为下降的阶段，v_c 才较小，此时床层也最松散，故应尽量延长这段时间。

第三项，反映了介质的加速度对矿粒的影响。并看出，当介质密度一定时，该项仅与矿粒的密度 δ 有关。当水流在一个跳汰周期加速上升（上升初期）时，介质加速度的作用方向向上，故该项为负值。因此，介质加速度将促使低密度矿粒比高密度矿粒更快地上升，这对按密度分层有利。当水流作负加速度上升（即上升末期）时，$\dot{u}$ 作用方向向下，式中该项取正值。因此，$\dot{u}$ 反而促使低密度矿粒比高密度矿粒的上升速度更快地减小。显然，这对按密度分层不利，故在跳汰机中应尽量减小上升水流的负加速度。同理，当水流作正加速度下降时，该项在公式中取正值，$\dot{u}$ 将促使密度低的矿粒比密度高的矿粒下降得更快，这也不利于分层，故应尽量减小下降介质流的正加速度。当下降末期介质作负加速度下降时，$\dot{u}$ 作用方向向上，$\frac{\rho}{\delta}\dot{u}$ 在式（3－7）中取负值，这促使密度低的矿粒比密度高的矿粒下降速度减小得更快，显然有利于分选，故应设法增加下降介质流的负加速度。总之，$\frac{\rho}{\delta}\dot{u}$ 这一项，在公式中为负值时，对分选有利；为正值时，对分选不利。

第四项，反映了附加质量惯性阻力对矿粒运动的影响。而其影响仅与颗粒密度有关，与粒度及形状无关。该项对低密度矿粒的影响要大于对高密度矿粒的影响。在水流上升初期和水流下降末期，附加惯性阻力所产生的加速度使低密度矿粒上升比高密度矿粒快，而下降又比高密度矿粒慢，这对分层有利。而在水流上升末期和下降初期，

附加惯性阻力所产生的加速度，使低密度矿粒比高密度矿粒提前开始由上升转为下降或具有更快的下降趋势，这对分层不利。基于这种情况，要求水流在上升初期要加速快升，上升末期及下降初期应从缓而行，下降末期从快减速。

总之，对跳汰过程中颗粒运动微分方程式的分析，可归纳两个重要点：

①矿粒运动状态除和密度有关外，还与粒度及形状有关。而粒度及形状的影响仅体现在介质阻力加速度（即第二项）上，其数值与相对速度的平方成正比。因此，在跳汰过程中，尽量减小矿粒与介质之间的相对运动速度是至关重要的；

②介质的运动状态（速度和加速度）对矿粒的运动或者说对床层的分层有重要影响。因此，只有选择恰当的水速 $\dot{u}$ 及加速度 $\dot{u}$，才能为按密度分层创造有利的条件。

三、跳汰过程中垂直交变水流的运动特性

1. 跳汰机内垂直交变水流的运动特性

在跳汰机中水流运动包括两部分：垂直升降的变速脉动水流和水平流。前者是矿粒在跳汰机中按密度分层的主要动力；后者的主要作用是运输物料，但对矿粒分层还是有影响的。

为便于分析，现以简单的活塞跳汰机为例，讨论其水流的运动特性。活塞跳汰机的工作原理，如图 5－3－3 所示。

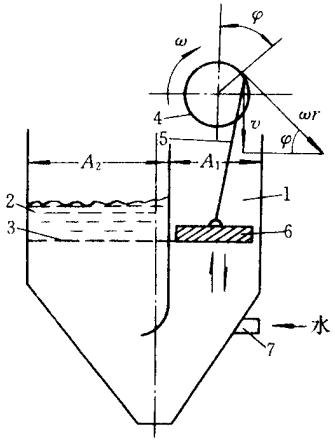


图 5－3－3　活塞跳汰机工作原理图

1—活塞室；2—跳汰室；3—筛板；4—偏心轮；5—连杆；6—活塞；7—进水管

活塞跳汰机工作时，由于偏心轮 4 转动，经连杆 5 驱动活塞室 1 内的活塞 6 作往复上下运动。进水管 7 给入筛下水，在活塞往复运动的作用下，使跳汰室 2 中筛板 3 上的床层，经受着垂直升降变速水流的作用。按密度分层的跳汰过程，就是在这种条件下进行的。

由图 5－3－3 可知，若偏心轮的偏心距为 r，连杆长度为 l，并且连杆长度 l 比偏心距 r 大许多，此时，活塞上下运动的速度 v 可以看做是偏心轮的圆周速度在垂直方向上的投影，即

$$v = \omega r \sin\varphi$$

或

$$v = \omega r \sin\omega t \tag{3-8}$$

式中　ω——偏心轮旋转角速度，$\omega = \dfrac{2\pi n}{60}$（其中 n 为偏心轮转数，单位 r/min），rad/s；

t——偏心轮转过 φ 角所需的时间，s。

当 $\varphi = 0$ 或 $\varphi = \pi$ 时，活塞的瞬时速度为最小，$v_{\min} = 0$；

当 $\varphi = \pi/2$ 时，活塞的瞬时速度达到最大值，即

$$v_{\max} = \omega r = \frac{\pi n r}{30} = 0.105 nr \qquad (\text{m/s})$$

活塞运动的加速度，可由式（3－8）的一阶导数求出，即

$$\dot{v} = \frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}t} = \omega^2 r \cos\omega t \tag{3-9}$$

经时间 t，活塞的行程 h 可由水速对时间的积分求出，即

$$h = \int_0^t v\,\mathrm{d}t = \int_0^t \omega r \sin\omega t\,\mathrm{d}t = r(1 - \cos\omega t) \tag{3-10}$$

跳汰室内水流运动速度 u 比活塞运动速度 v 小，这是由于活塞与机壁之间有缝隙，存在漏水现象，所以应考虑一个小于 1 的漏水系数 β；再有，跳汰室横断面积 A_2 一般均大于活塞室横断面积 A_1，因此，还应考虑一个反映两室面积比的系数 A_1/A_2（见图 5－3－3）。所以，跳汰室内水流速度 u、加速度 $\dot{u}$ 及行程 s（波高）分别为：

$$u = \frac{A_1}{A_2}\beta\omega r \sin\omega t \tag{3-11}$$

$$\dot{u} = \frac{A_1}{A_2}\beta\omega^2 r \cos\omega t \tag{3-12}$$

$$S = \frac{A_1}{A_2}\beta r\,(1 - \cos\omega t) \tag{3-13}$$

根据式（3－11）、式（3－12）及式（3－13），在直角坐标中可绘制活塞跳汰机垂直交变水流的速度、加速度及行程与时间的关系曲线，如图 5－3－4 所示。并可看出活塞跳汰机中跳汰周期特性曲线即速度曲线为一条正弦函数曲线；而水流运动的加速度曲线，是一条余弦函数曲线。

实际生产中，为了调节床层的松散状况和水流下降时的吸啜作用（床层逐渐紧密的过程中，细颗粒在下降水流作用下，穿过大颗粒间隙的现象），要从筛下给入补充水，也称顶水，其上升流速即为图 5－3－4 中所标注的 u_d。结果，跳汰过程中加大了上升水流的速度，减弱了下降水流的作用。致使上升水流的作用时间稍长于下降水流的作用时间。

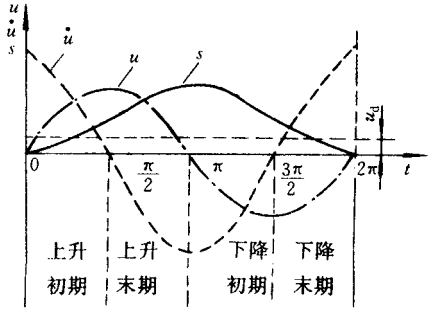


图 5－3－4　活塞跳汰机水流速度、加速度及行程与时间的变化关系曲线

2. 水流运动特性对床层松散与分层的作用

由于床层的分层主要是在垂直交变水流的作用下完成的，而分层的产生又是以床层获得松散为前提的。因此，研究跳汰周期的性质，即水流运动特性及其对床层松散与分层的作用，具有十分重要的意义。

为了便于分析问题，现以正弦跳汰周期为例，并将该跳汰周期分为 t_1、t_2、t_3、t_4 四个阶段（如图 5－3－5），分别讨论跳汰周期的各阶段中水流和床层运动及变化的特点，来考察松散及分层过程。

在一个跳汰周期 T 内，介质、床层及矿粒的运动状态如图 5－3－5 所示。其中图 5－3－5（a）反映在一个跳汰周期内，水流和床层的行程与时间的关系以及床层的松散过程；图 5－3－5（b）则表示了水流运动的速度、加速度及矿粒运动行程随时间变化状况。现按水流运动特性，对一个周期内四个阶段的作用分析如下。

第Ⅰ个阶段——水流加速上升时期或称上升初期。

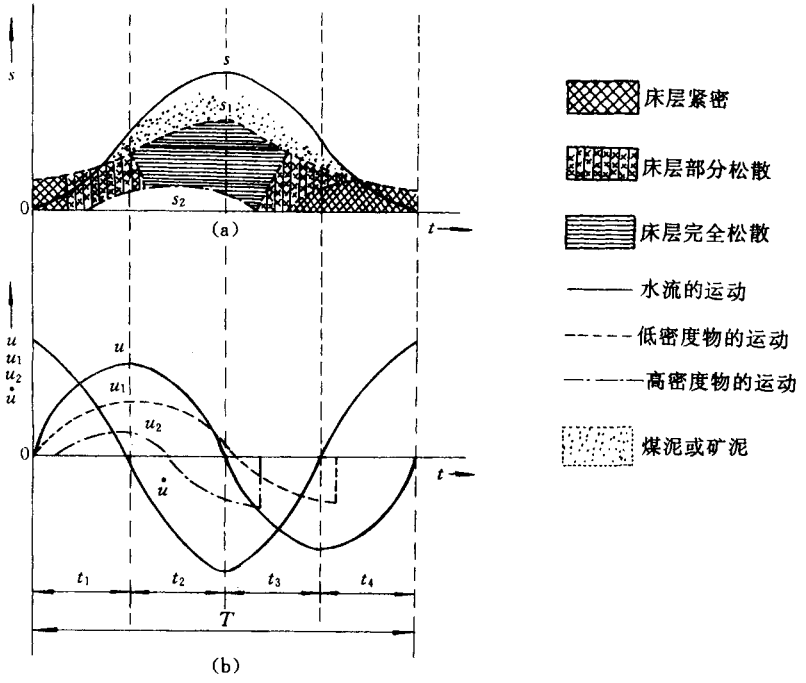


图 5－3－5　正弦跳汰周期四个阶段床层松散与分层过程

s、s_1、s_2—分别为水、低密度物和高密度物的行程；u、u_1、u_2—分别为水、低密度物及高弯度物运动速度；$\dot{u}$—水流运动的加速度

上升水流在前 $\pi/2$ 周期内，水流运动的特点是：水流上升，其速度越来越大，速度方向向上，其加速度方向也向上。速度由零增加到最大值，加速度则由最大值减小到零。由图 5－3－5（a）可看出，在 t_1 阶段初期，床层呈紧密状态，随着上升水流的产生，最上层的细小颗粒开始浮动，由于上升水流速度的逐渐加大，水流动压力也逐渐增大，当动压力大于床层在介质中所受的重力时，床层便脱离筛面而升起，并进而渐次松散。因矿粒密度大于水的密度，使得床层开始升起的时间迟于水。但床层一经松散，便给矿粒提供了相互转移的条件。于是，低密度颗粒向上启动时间早，且运动速度快；高密度颗粒则滞后上升，相比之下速度也慢，这种情况对按密度分层是有利的。但是，总的看来，如图 5－3－5（a）所示，在 t_1 阶段，床层主要仍处于紧密状态，矿粒的运动和分层受到较大的限制。尤其在这个阶段，矿粒上升的速度小于水速的增加，使矿粒与介质问的相对速度较大，这就加剧了矿粒粒度和形状对分层过程的不良影响，而且这段时间延续得愈长（即 t_1 愈长），对按密度分层愈不利。由此可见，在水流加速上升时期，水流运动的主要任务是较快地将床层举起，使其占据一定高度，

为床层进一步的充分松散与分层，创造一个空间条件。

第Ⅱ阶段——水流减速上升时期或称上升末期。

上升水流在 $\pi/2 \sim \pi$ 周期内，水流运动的特点是：水流上升，但速度越来越小，由最大值降到零，速度方向仍向上为正；水流加速度由零到负的最大值，其方向向下。这时在水流动力作用下床层继续上升，松散度逐渐达到最大。矿粒在此期间的上升速度已开始逐渐减慢，甚至一部分高密度粗矿粒在这期间已转而下降。由于颗粒运动惯性的作用，矿粒上升速度比水流上升速度减小得慢，致使矿粒和水流间的相对运动速度变小，以至在某一瞬间它们的相对速度降低到零。此后，水流与矿粒间的相对运动速度还要再次逐渐增大，但与上升初期相比，仍然保持在较小的范围内。因此，在这一期间，矿粒的粒度和形状对按密度分层的影响较弱，而且，若是上升水流的负加速度越小，t_2 阶段延续的时间就越长，密度对矿粒运动状态起主导作用的时间也就愈长，故对按密度分层的效果就会愈好。

总之，水流在整个上升期间，所肩负的使命是使床层尽快扩展松散，并使松散状态持续一段时间，为按密度分层提供足够的空间和时间。因此，上升水流作用的时间（$t_1 + t_2$）应尽量长些为宜，并且床层的松散过程以先从床层上下两层扩展，故要求上升水流的运动特性最理想的是开始短而速，而后长而缓。

第Ⅲ阶段——水流加速下降时期或称下降初期。

水流运动到 $\pi \sim 3\pi/2$ 周期内，水流运动的特点是：水流下降，下降速度越来越快，速度方向向下，加速度方向也向下。在这期间，床层虽然还处于松散状态，但因水流运动方向已转而向下，故床层状况的发展趋势是趋于紧密。此时，一部分高密度的粗颗粒在下降水流出现之前已开始沉降，而另一部分低密度的细颗粒，则由于本身的惯性，在下降水流的前期还在继续上升，不过上升速度已经缓慢。随着下降水流速度的逐渐增大，前一类矿粒与介质间的相对速度必然渐趋变小，甚至在某一瞬间变成零。后一类矿粒尽管在下降初期是顶着下降水流作上升运动的，但是由于这时矿粒运动速度都比较小，所以与水流之间的相对速度也低，随着下降水速的增大，这些矿粒将逐渐转为下降，基于它们是受水流及重力的双重作用，其下降速度将比水流速度增加得更快，这就使得相对速度进一步降低，而且很快由小于水速转而追上水速。由此可见，在 t_3 阶段，矿粒与介质之间的相对运动速度是较低的，这就有利于矿粒按密度分层。显然，如果在下降初期介质流速增加得过快，很有可能使与矿粒之间的相对速度变大，故从这个意义上说，在下降初期，应使水流加速度较小，t_3 时间宜长些为佳，即下降初期水流特点应是长而缓。

但是应当注意，在这个阶段，床层下部高密度的粗颗粒已逐渐落到筛板上，速度

很快为零。整个床层在下降介质流中渐渐地趋于紧密，机械阻力猛增，高密度的粗矿粒首先失去活动性；而细矿粒则在逐渐收缩的床层间隙中继续朝下运动，这就是吸啜作用。显然，由于吸啜作用的存在，可使高密度细颗粒落入床层底部。由此可见，尤其对分选不分级或宽粒级物料，吸啜作用是必不可少的。它既是按密度分层过程的延续，又是分层过程的补充。为了加强吸啜作用，水流应是短而速。这就与前面分析产生了矛盾，顾及两方面要求，下降初期水流长而缓应适度。

第Ⅳ阶段——水流减速下降时期或称下降末期。

水流运动进入 $3\pi/2 \sim 2\pi$ 周期内，水流运动的特点是：水流继续下降，但速度越来越小，由最大绝对值降到零；加速度方向向上，由零增加到最大值。t_4 阶段包括床层恢复到筛面后的整个阶段，该阶段的特点是床层比较紧密，分层过程几乎完全停止。但由于下降水流依然存在，使得一些细矿粒在下降水流的吸啜作用下，仍然可通过床层的间隙向下移动，从而使在前期被冲到上层的高密度细矿粒行至床层下方，甚至穿过筛孔进入跳汰机底部，成为重产物排出，改善了分层效果。但是，倘若下降水流的吸啜作用过强，作用时间过长，也会使一部分低密度的细矿粒进入底层，导致分选效率下降。因此，在下降末期，吸啜作用应加以适当控制。

再有，床层经历该阶段时间过长，则在一个跳汰周期中不起主要分层作用的时间占得过多，其结果势必使跳汰机的处理能力降低。此外，如果在此期间床层收缩得过于紧密，将使床层在下一个跳汰循环中，不易很快松散，同样也降低跳汰机的处理能力。

总之，水流在整个下降期间，它所肩负的任务，是使床层的松散时间尽可能延长，让分层过程得以充分进行；但当分层完毕后，下降水流也应尽快停止，既可防止低密度物混入高密度物中，又可避免使床层过度紧密。故整个下降水流，初期应适度长而缓，末期应尽量短而速。原有跳汰周期一旦完结，应立即开始一个新的跳汰周期。

从上述跳汰周期特性对床层松散与分层的作用可以看出，活塞跳汰机水流运动特性并非是理想的跳汰周期。因为判断一个跳汰周期的水流特性是否合理，一般要从三个方面看，一是对床层的尽快松散是否有利；二是对按密度分层作用的效果；三是针对原料性质的特点，对吸啜作用的影响。

3. 几个典型跳汰周期的分析

跳汰周期的特征，以跳汰周期特性曲线来描述。为了合理地选择跳汰周期，对工业上使用的几个典型跳汰周期，进行简要的分析。

(1) 活塞跳汰机的对称跳汰周期特性曲线

对这种水流特性曲线已进行过分析，其水流速度和时间之间，具有正弦曲线的关

系（如图 5－3－5 所示）。在该跳汰周期中，上升水流和下降水流的强度及作用时间完全相同。为了在上升初期能将床层举到必要的高度，则要求有较强的上升流速，但同时也造成了同样强烈的下降水流，致使床层过早紧密，缩短了有效分选的时间，不但降低跳汰机处理能力，而且因强烈的吸啜作用，导致许多低密度矿粒混入高密度产物中；由于上升水流作用时间比较长，粒度和形状对分层的不利影响也加大。现早已不采用这种跳汰周期。

（2）上升水速大、作用时间长的跳汰周期特性曲线

在活塞跳汰机或隔膜跳汰机中，连续给入筛下补充水时，可以产生如图 5－3－6（a）所示的跳汰周期特性曲线。该跳汰周期的不对称程度，取决于给入的筛下水量。在此跳汰周期中，因获得较强的上升水流，对床层的松散有利，使跳汰机处理能力得以提高。但因上升水流作用时间较长，故不适于分选宽粒级和不分级的物料。在分选粗粒金属矿石时常采用此种跳汰周期。该跳汰周期也可用来分选经过初步分级的煤炭（0.5～13mm 粒级）。

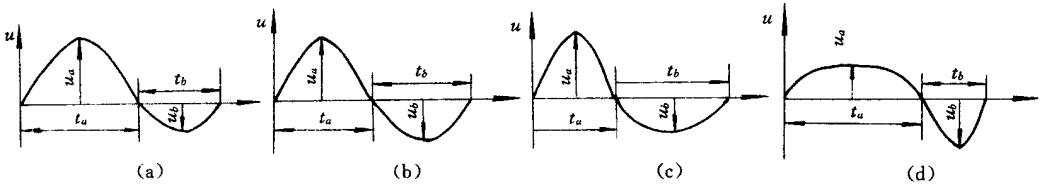


图 5－3－6　工业上使用的几种典型跳汰周期特性曲线

（a）$u_a > u_b$，$t_a > t_b$；（b）$u_a > u_b$，$t_a = t_b$；（c）$u_a > u_b$，$t_a < t_b$；（d）$u_a < u_b$，$t_a > t_b$

（3）上升水速大于下降水速但作用时间相等的跳汰周期

在活塞跳汰机或隔膜跳汰机的正弦跳汰周期水流下降阶段，间断地给入筛下补加水，可得到如图 5－3－6（b）所示的水流运动特性曲线。这种跳汰周期的上升水流，相比图 5－3－6（a）的上升水流，作用力减弱了；其下降水流在降低流速的同时，相对图（a）延长了作用肘间，吸啜作用略有增强。因此，在处理宽粒级的细粒物料时，比上述两种跳汰周期要好。如我国钨、锡矿选矿厂处理细粒级物料的跳汰机曾使用过这种跳汰周期。

（4）上升水速大但作用时间短的不对称跳汰周期

间断导入的压缩空气驱动分选介质，产生脉冲运动的空气脉动跳汰机，凭借一定结构的风阀控制进气与排气，造成如图 5－3－6（c）所示的不对称跳汰周期。在进气期间，水流被压缩空气推动，急速上升。接着供气中断，有一短暂休止期，此时水流

因惯性只作较弱的运动。当压缩空气排出时，水流借自重下降，于是获得一个速度缓而作用时间长的下降水流。过去国内外用它处理脱泥后的宽粒级或不分级煤炭；国外也有少数选矿厂用它分选铁、锰及某些氧化铅锌矿石。

应当指出，这种上升水流短而速、下降水流长而缓的跳汰周期，处理宽粒级或不分级物料，无论是从松散、分层、还是吸啜作用，都是不适宜的。但许多教科书或著作中，都把它当作是空气脉动跳汰机使用滑动风阀（旧称立式风阀）所造成的周期特性，那是个误解。经实际测定，这种滑动风阀空气脉动跳汰机的跳汰周期特性曲线并非如此。

（5）上升水速较缓但作用时间较长的不对称跳汰周期

这种水流的运动特点是由于上升水速缓慢，致使床层松散进程较慢，然而床层一旦松散，随着上升水流逐渐减弱，收缩过程也缓慢，这不但使分层作用时间延长，而且在此期间，矿粒与水流之间的相对运动速度也较小，矿粒粒度和形状对按密度分层的影响很弱，故对分层有利。但由于松散进程慢，床层不宜过厚，跳汰机处理能力偏低（每平方米处理 6 ~ 10t）。其下降水流速度快、作用时间短。从下降初期来看，尽管不利于按密度分层，但因上升末期流速慢、时间长，不少粗粒重物料已落回筛板，故在此阶段参与分层活动更多的是中、细粒级颗粒，而下降初期又是吸啜作用的主要阶段，故从整体来看对分选宽粒级或不分级物料有利；水流下降末期短而速，正是分选的有利条件。因此，这种跳汰周期（见图 5 – 3 – 6（d））特性，适合处理不分级煤。至 20 世纪 50 年代中期，国内外大都采用滑动风阀的空气脉动跳汰机，分选不分级煤炭。但滑动风阀的缺点是，它的工作制度不能变更，原煤质量变化时，适应性不强。随着旋转风阀的问世，使得空气脉动跳汰机可根据需要随意变更水流运动特性，这不但改善了分选的工艺指标，而且使跳汰机单位面积的处理能力提高了 1 ~ 2 倍。原北京矿业学院选矿教研室，在 20 世纪 60 年代初，对北票台吉选煤厂所使用的滑动风阀（立式风阀）跳汰机实测时，示波器所显示的就是上升水流长而缓、下降水流短而速的周期特性。

实践证明：跳汰周期曲线形式是获得良好分选效果的重要因素之一。合理的跳汰周期曲线应与被选物料性质相适应，使床层呈适宜的松散状态，颗粒主要借重力加速度差相对运动，这是选择跳汰周期曲线的基本原则。

第三节　跳 汰 机

国内外采用各种类型的跳汰机，根据设备结构和水流运动方式不同，大致可以分为以下几种：①活塞跳汰机；②隔膜跳汰机；⑧空气脉动跳汰机；④动筛跳汰机。

活塞跳汰机是以活塞往复运动，产生一个垂直上升的脉动水流。它是跳汰机的最早型式，现在基本上已被隔膜跳汰机和空气脉动跳汰机所取代。

隔膜跳汰机是用隔膜取代活塞的作用。其传动装置多为偏心连杆机构，也有采用凸轮杠杆或液压传动装置的。机器外形以矩形、梯形为多，近年来又出现了圆形。按隔膜的安装位置不同，又可分为上动型（又称旁动型）、下动型和侧动型隔膜跳汰机。隔膜跳汰机主要用于金属矿选矿厂。

空气脉动跳汰机（亦称无活塞跳汰机）中的水流垂直交变运动，是借助压缩空气进行的。按跳汰机空气室的位置不同，分为筛侧空气室（侧鼓式）和筛下空气室跳汰机。该类型跳汰机主要用于选煤。

动筛跳汰机有机械动筛和人工动筛两种，手动已少用。机械动筛是一种槽体中水流不脉动，直接靠动筛机构用液压或机械驱动筛板在水介质中作上、下往复运动，使筛板上的物料产生周期性地松散。目前该类型跳汰机主要用于大型选煤厂尤其是高寒缺水地区选煤厂的块煤排矸。

下面根据使用范围，分为选煤用跳汰机和选矿用跳汰机两大类分别加以介绍。

一、选煤用跳汰机

1. 筛侧空气室跳汰机（鲍姆式跳汰机）

筛侧空气室跳汰机是目前我国选煤厂中使用最多的跳汰机。据其结构与用途的不同，筛侧空气室跳汰机可分为不分级煤用跳汰机、块煤跳汰机和末煤跳汰机三种。

筛侧空气室跳汰机的基本结构如图 5－3－7 所示。

跳汰机由机体 1、风阀 2、筛板 6、排料装置 4、5 和排矸道 8、排中煤道 7 等部分组成。机体由纵向分隔板 9 分为空气室和跳汰室，两室的下部相通。空气室上部密闭，设有特制风阀，风阀的作用是将压缩空气交替地给入空气室中，同时按一定的规律将空气室中的压缩空气排出室外。当给入压缩空气时，跳汰室中的水被强制上升；待空气室的压缩空气排出时，跳汰室中的水位又自动下降，因此，推动跳汰室水面上下运

动形成脉动水流 10，如改变给入的压缩空气量时，可以调节跳汰机中的水流冲程，改变风阀的运动速度也可调节水流脉动的频率。顶水从空气室下部顶水进水管 13 进入以改变跳汰机水流运动特性，并在跳汰室中形成水平流，便于运输物料，同时使物料在跳汰室中进行松散和分层。跳汰机中的冲水是从机头与原料煤一起给入的。原料煤在跳汰机中经分层得到分选后，在第一段（矸石段）和第二段（中煤段）的重产物矸石、中煤，分别经各段末端的排料装置排到各自的排料道，并与透筛的小颗粒重产物一块排到各自的排料口，再经与机体密封的脱水斗子提升机排出。轻产物（精煤）自溢流口排出机体。

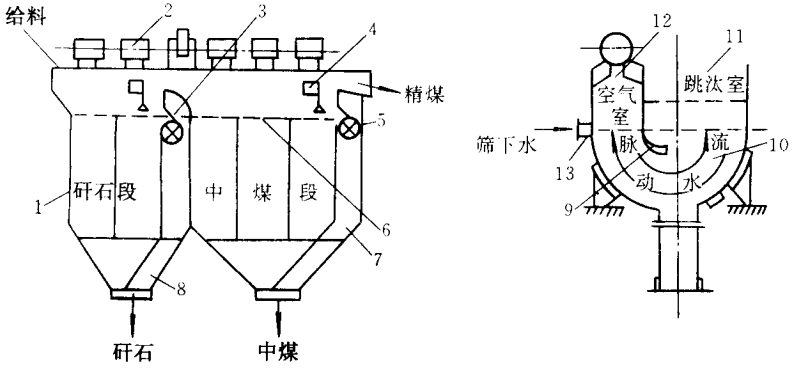


图 5－3－7　筛侧空气室跳汰机结构

1—机体；2—风阀；3—溢流堰；4—自动排料装置的浮标传感器；5—排料轮；6—筛板；7—排中煤道；8—排矸道；9—分隔板；10—脉动水流；11—跳汰室；12—空气室；13—顶水进水管

（1）跳汰机的机体

跳汰机的机体承受跳汰机全部重量和脉动水流产生的动负荷。

①机体的段数和隔室——跳汰机机体沿长度方向分单段、两段和多段。每段又分成两个或三个隔室，每个隔室都有单独的风阀和筛下顶水管。一般在顺煤流方向的每段末端设有排料道。每段的长度根据入选原料性质和产品的质量要求进行选取。

现代最新的跳汰机，机体多是分成隔室制造的。跳汰机分几段，每段分几个隔室则根据设计要求进行组装。这样就实现了部件标准化、各室风水制度的独立性，并便于设备运输和安装。

②机体的形状——机体的形状即机体横断面的形状。常见的有三种：半圆形〔图 5－3－8（b）实线部分①〕、角锥形〔图 5－3－8（b）虚线部分②〕和过渡形〔图 5－3

－8（b）点划线部分③〕。一般认为，半圆形和过渡形的横断面比较好，能使脉动水流沿跳汰室宽度上分布比较均匀；但是半圆形机体的底部容易积存物料，时间长了，也逐渐变成了近于角锥形。所以现代化的跳汰机倾向于采用过渡形横断面，即上部呈圆形，下部逐渐过渡成角锥形。这种过渡形机体，也称为双弧形的 V 型机体（$R_1 > R_2$），在这种型式的机体上，再配置合理的导流板，如图 5－3－8（c）所示，可使跳汰室横向上升水流波高均匀，并能缩小空气室与跳汰室的宽度之比。

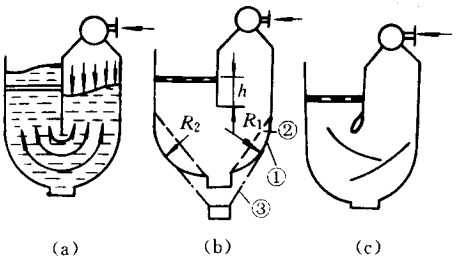


图 5－3－8　机体形状及其对水流波动的影响
（a）半圆形；（b）角锥形；（c）过渡形

③空气室与跳汰室宽度的比例——跳汰机的空气室与跳汰室宽度的比例是跳汰机的一个重要参数。筛侧式跳汰机存在一个严重缺点是：脉动水流沿跳汰室宽度的分布不均匀〔如图 5－3－8（a）〕，造成跳汰室两侧分选效果不一致，靠风阀一侧的流线短、脉动强；靠操作台一侧的流线长、脉动弱。当跳汰室的宽度愈宽，其差别愈明显。因此，筛侧式跳汰机的宽度受到了限制。目前跳汰室最宽只能达到 2.5～3.0mm。空气室的宽度 B_1 与跳汰室的宽度 B_2 之比值 B_1/B_2（即冲程系数）：块煤跳汰机约为 0.7～1.0，末煤跳汰机和混合入选跳汰机约为 0.45～0.8。

为了提高单台跳汰机的处理能力，又不过分地增加跳汰室的宽度，或既增加了跳汰室的宽度，又使脉动水流沿宽度分布较均匀，国外把跳汰机背靠背或面对面地合并制造成双室跳汰机。如图 5－3－9 所示。

美国的麦克纳利巨型跳汰机和德国的维达克双侧室跳汰机就属于此类。

筛下空气室跳汰机是使跳汰机进一步大型化、提高单机处理能力的另一种新型结构。筛下空气室跳汰机克服了筛侧空气室跳汰机脉动水流不均匀的缺点，所以跳汰室的筛面可以制造得很宽（达 5～6m），单机处理量大。关于筛下空气室跳汰机后面再介绍。

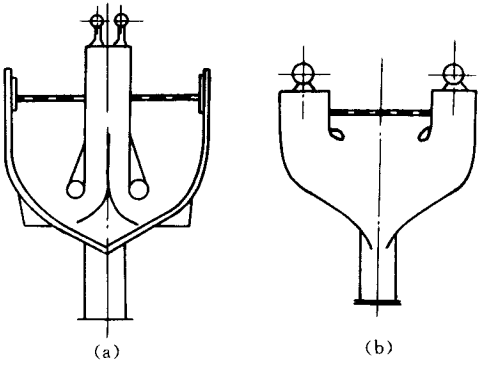


图 5－3－9　双室跳汰机示意图
(a) 德国维达克型；(b) 美国麦克纳利型

(2) 跳汰机筛板

跳汰机筛板的作用是承托床层，与机体一起形成床层分层的空间，控制透筛排料速度和重产物床层的水平移动速度。因此，筛板要有足够的机械性能和工艺性能。机械性能包括筛板的刚性、耐磨性，使之坚固耐用；工艺性能包括筛板的穿透性、合理的倾角和孔形。适当的开孔率可减小对水流运动的阻力；合理的倾角和孔形可使物料便于运输、筛孔不易堵塞和便于清理。

①筛板的型式——筛板的型式见图 5－3－10。冲孔筛板的孔型有圆形、正方形和长方形，筛板的开孔率一般为 25% ~ 35%。圆形筛孔用得最广泛；锥形筛孔有利于物料透筛和减少堵塞现象，便于清理；长方形筛孔不易堵塞，但安装时应使筛孔长边与物料的运动方向一致。

棒条筛，其筛面坚固、刚性好、开孔率大，能达 50%，为冲孔筛板的 1.5 倍。此外，还可以选择适当的形状，如图 5－3－10 (c) 所示，使之产生倾斜方向的上升水流，促进重产物床层在筛面上移动，提高跳汰机的处理能力。生产实践表明，棒条筛的筛面堵塞现象严重，又不易清理。近年来，国外有些跳汰机，采用有斜向水流作用的方孔筛板〔见图 5－3－10 (e)〕，能减轻堵塞现象。

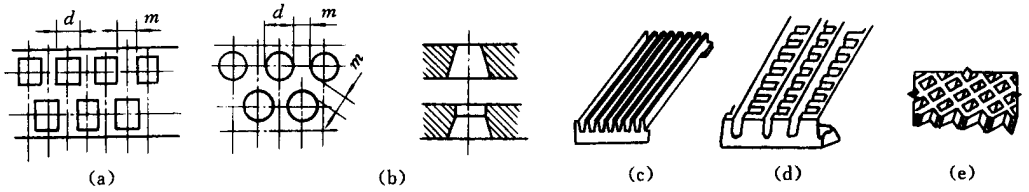


图 5－3－10　跳汰机筛板结构型式

②筛板的倾角——筛板的倾角与原料中重产物的含量有关。重产物含量大时，筛板倾角就大些，反之则小些。倾角的作用是保持床层中重产物的运动速度、床层的厚度及其透筛量，但透筛量应在适当的范围内。通常第一段筛板倾角要大于第二段。筛板倾角的选择可参考表 5－3－2。在处理含黄铁矿和矸石量特别高的原煤或矸石易泥化的原煤时，筛板倾角甚至可采用负角度，采用倒排矸。

表 5－3－2　筛板的孔径和倾角

类型 / 项目	块煤和不分级煤用跳汰机		末煤跳汰机	
	矸石段	中煤段	人工床层	自然床层
筛孔直径/mm	10～20	10～15	$d_{max}+$（2～5）	$\frac{d_{max}}{2}+$（2～5）
筛板倾角/（°）	2～5	1～2.5	0	0～2.5

③筛孔尺寸——各种型号跳汰机的筛孔尺寸与所处理的原料性质及排料方式有关，具体筛孔尺寸也可参考表 5－3－2。增大筛孔能减少水流阻力、加强下降水流的吸啜作用和透筛排料。但筛孔过大会使轻产物透筛损失增加。

（3）风阀

风阀周期性地使空气室与风包或与大气相连或隔绝，从而在跳汰室造成脉动水流。风阀结构及其工作制度，在很大程度上影响着水流在跳汰机中的振动特性，因此，风阀是跳汰机最关键的部件。风阀有以下三种型式：①作往复运动的滑动风阀（即立式风阀）；②作回转运动的旋转风阀（即卧式风阀）；③活门型和滑动型的电磁风阀。

①滑动风阀——滑动风阀的构造见图 5－3－11。它由顶端封闭的圆筒形壳体和圆筒形的空心滑阀组成。壳体固定在跳汰机的空气室之上，其上端有进气管，并与压缩空气风包连接，下端则与空气室相通。外壳四周开有三排气孔，滑阀上也对应地开有同样排数排气孔。滑阀用拉杆与偏心轮相连，当偏心轮转动时，滑阀作上下往复运动。滑阀下降时，外壳体上部的进气管打开〔图 5－3－11（a)〕，排气孔封闭，压缩空气经空心滑阀进入跳汰机的空气室，在跳汰机中形成上冲水流，这便是进气期。滑阀上升时，关闭进气孔而打开排气孔〔图 5－3－11（b)〕，空气室的空气被排放至大气中，跳汰机中产生下降水流，这就是排气期。为使进气与排气不至于相窜，进气期与排气期之间有一个暂短的间歇。此时，进气孔已关闭而排气孔尚未打开，压缩空气在空气室内继续膨胀，故称膨胀期。在排气后期和进气初期之间，同样也有一段暂短的间歇时间。这时排气孔已关闭而进气孔尚未打开，空气室内的空气因水位上升而受到压缩，故称压缩期。

滑动风阀就是利用滑阀作上下往复运动，使跳汰机空气室周期性地进气、膨胀、

排气和压缩，促使在跳汰室产生脉动水流，实现物料在跳汰机中分选。只要改变滑阀与外壳间的相对位置，可在小范围内调节跳汰周期，改变进气期和排气期的长短。现有的滑动风阀的周期一般是：进气期 170°、膨胀期 10°、排气期 170°、压缩期 10°。

滑动风阀现已被旋转风阀所代替，目前只在一些老的选煤厂中使用。

②旋转风阀——旋转风阀型式很多，使用很广泛，其结构和参数与滑动风阀虽有不同，但其工作原理基本相同。LTX－14 型跳汰机旋转风阀的结构见图 5－3－12。

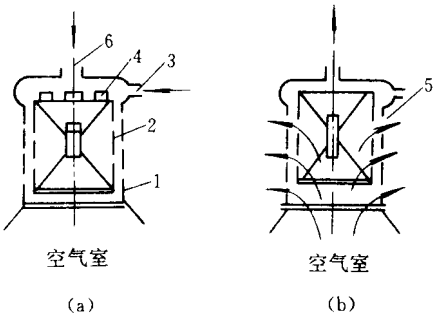


图 5－3－11　滑动风阀工作原理
1—外壳；2—空心滑阀；3—进气管；4—进气孔；
5—排气孔；6—拉杆

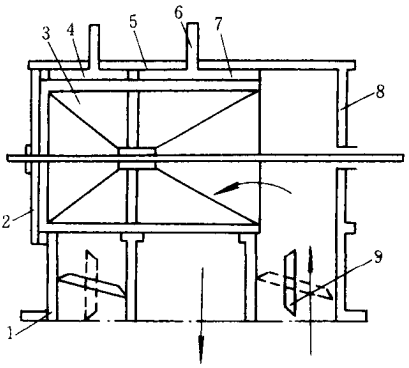


图 5－3－12　旋转风阀的结构
1—阀座；2—排气端盖；3—转子；4—排气调整套；5—阀盖；6—手把；
7—进气调整套；8—进气端盖；9—蝶阀

旋转风阀的结构是在铸铁的外壳中装有进气、排气调整套，调整套里面是转子。外壳下部阀座有两个开口，一个开口与风箱接通，另一个开口用管子穿过风箱与跳汰机空气室相连。转子开有进、排气左右两格，这两格互不相通，每格上都有开口，但开口角位置不同。转子旋转时，当转子的进气口与调整套的进气孔相遇时，排气孔则关闭，压缩空气由风箱经蝶阀、转子进入跳汰机空气室，跳汰机中产生上升水流，这时为进气期。当转子的进气口离开调整套的进气孔，而排气口仍未与调整套的排气孔

相遇时，为膨胀期。直到转子的排气口与调整套的排气孔相遇，才开始排气，这个阶段称为排气期。多数旋转风阀没有压缩期，也就是说，当转子的排气口一离开调整套的排气孔，则其进气口与调整套的进气孔就马上相遇。LTX－14 型跳汰机旋转风阀的工作特性曲线如图 5－3－13 所示。

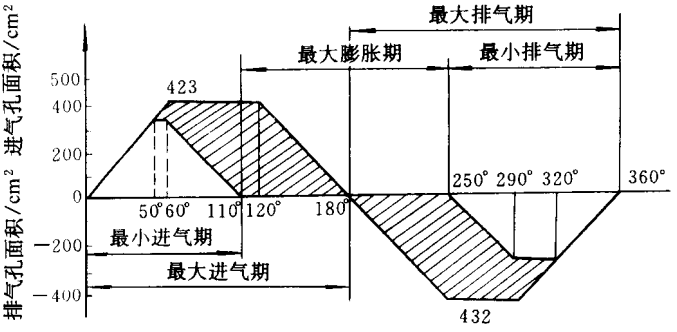


图 5－3－13　旋转风阀的工作特性曲线

风阀进气孔的面积要保证跳汰机空气室的气压在进气初期能迅速上升到所需的压力，使脉动水流具有所要求的最大速度和加速度，因此，风阀进气孔面积大小与使用的风源压力、跳汰机的结构和入选物料粒度等因素有关。在其他条件不变的情况下，风源压力高，开口可小些；跳汰机的空气和水的沿程阻力大，进气孔面积也要求大些；块煤跳汰机比末煤跳汰机所需要的进气孔面积大。根据国内外某些型号跳汰机的统计资料看，风阀进气孔面积差别很大，其面积大约为跳汰机面积的 1/35 至 1/100。

因为排气时压力比进气时低，所以排气孔面积一般比进气孔面积要大些。特别是筛侧式跳汰机，进气孔面积约为排气孔面积的 50% ~ 90%。

表 5－3－3　旋转风阀的技术规格

项　目		跳汰机型号				
		LTW－M12.6	北票－1 型	LTG－15	LTM－12.6	LTX－14
风阀周期	进气期/（°）	120 ~ 180	80 ~ 160	110 ~ 180	107	110 ~ 180
	膨胀期/（°）	120 ~ 0	170 ~ 20	140 ~ 0	102 ~ 127	140 ~ 0
	排气期/（°）	120 ~ 180	110 ~ 180	110 ~ 180	151 ~ 126	110 ~ 180
	压缩期/（°）	—	按需要调节	0	0	
	进气孔面积/cm^2	650				423
	排气孔面积/cm^2	650				432
频率/次·min^{-1}		52，59，69，80，87	40，45，53，60.5，66.5	41，46，55，61，68	42.4，52.7，68	
风阀传动电机型号			JQ_2－42－6	JQ_3－125		

调整套进气孔开口的弧线长度占圆周的度数称为转子的开口角。由风阀的工作特性曲线可知，开口角度愈小，曲线上升愈陡，跳汰机空气室压力上升愈快，上升水流更强有力（加速度愈大），对提高分选效果有时会有某些好处。但是在开孔面积不变的情况下，开口角减小，风阀半径要加大，使风阀体积和重量都要增大。国产跳汰机常用的进气孔开口角为 60°。以上风阀的各参数，通常是在调查研究的基础上经试验确定的。旋转风阀的特点：结构轻巧，转动平稳，跳汰周期调整范围广，适应性强，应用很广泛。

部分旋转风阀的技术规格见表 5－3－3。

③电磁风阀——活门型的电磁风阀是 20 世纪 70 年代设计的一种新型风阀结构。这种风阀调整灵活，可以任意调整跳汰周期，进气、排气的变换速度极快。因此，可以精确地控制脉动周期和吸啜过程的时间，从而获得良好的床层松散度和精度较高的分选效果，为跳汰机大型化和跳汰制度自动化创造了方便的条件。

活门型电磁风阀工作系统示意图如图 5－3－14 所示。整个工作系统由三部分组成：气路系统，包括高压风管至气缸的气动管路；数控装置，通过控制电磁阀的通、断电时间，实现大范围内无极调节频率与跳汰周期特性；进、排气阀，进、排气阀由气缸和阀盖组成。

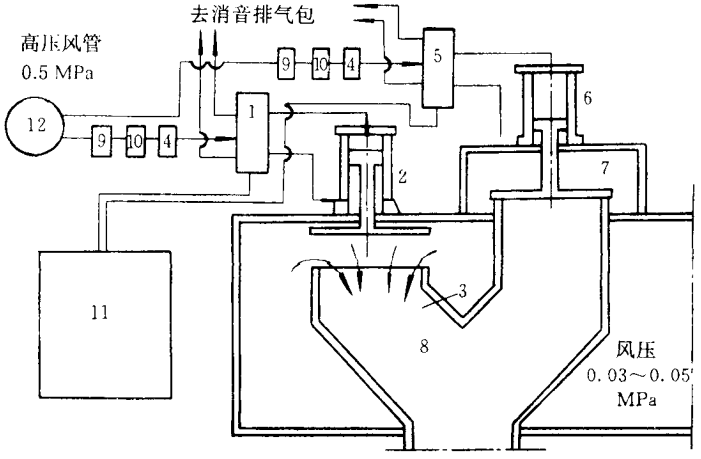


图 5－3－14　活门电磁风阀工作系统示意图

1—进气电磁风阀；2—进气阀；3—分配箱；4—油雾器；5—排气电磁风阀；6—排气阀；7—排气管；8—进气管；9—滤气器；10—调压阀；11—电子数控系统；12—高压风管

图 5－3－14 为电磁风阀进气时的情况，即进气阀 2 打开进气，排气阀 6 关闭。这时，两个电磁风阀的动作过程是：进气电磁风阀 1 的电磁线圈断电，铁心被弹簧推下，

关闭上部进气道，同时打开上部的排气道，放出阀体上部的气体，压缩空气沿着图中箭头指示的方向进入进气阀 2 内，推动进气阀的活塞向上运动，并打开进气阀使分配箱 3 内的压缩空气经进气管 8 进入空气室。这时，排气电磁风阀 5 的动作与进气电磁风阀相反，即电磁线圈通电吸上铁心，关闭上部排气道打开上部进气孔，压缩空气进入排气阀 6 内，推动活塞向下运动，关闭排气管 7。排气时的位置与上述过程相反。排出的高、低压气体经消音排气包排出厂外。

风阀的工作风压（低压）为 0.03～0.05 MPa。

风阀打开时间小于 0.02s，最快达 0.013s。这样可以提高水流上升初加速度，延长膨胀期，有利于物料按密度进行分选。

电磁风阀除活门型外，我国还研制成功了滑动型电磁风阀，用于选煤厂工业生产。

电磁风阀的缺点：需另配一套高压供风系统。气缸加工精度要求较高，维修工作量较大。

(4) 跳汰机排料装置

跳汰机排料装置，是将床层中按密度分好层次后的物料，准确地、及时地和连续地排出，以保证床层稳定和产品分离的重要部件。使跳汰机能得到较高的生产率和较好的分选效率。

各段轻产物是依靠水平流的运输作用，随水流越过溢流堰流出的。各段的重产物是由筛上排料和透筛排料两种方式排出的。块煤或不分级物料的重产物，以筛上排料为主；末煤的重产物以透筛排料为主，或者两者并重；煤泥跳汰机的重产物几乎全部采用透筛排料。

①轻产物溢流堰排料装置——许多跳汰机在每段的末端设有溢流堰。它的作用是配合重产物排放装置，保持床层有一定的厚度，并使轻产物随溢流排出。跳汰机的溢流口有三种不同的结构，见图 5－3－15 所示。

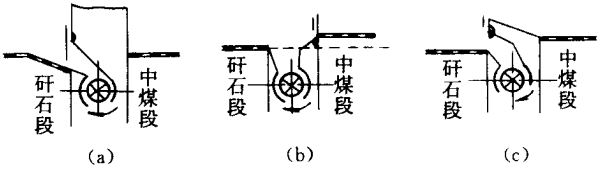


图 5－3－15　溢流口的结构

(a) 高溢流堰结构；(b) 无溢流堰结构；(c) 半溢流堰结构

老式的跳汰机为了保持一定的矸石层，并使轻产物随水流排出，每段末端都设有高溢流堰〔图 5－3－15 (a)〕，水带着煤从溢流堰流过。块煤和混合入选用跳汰机溢流

堰的高度，第一段为 400～450 mm，第二段为 450～500 mm；末煤跳汰机第一段为 250～350 mm，第二段为 300～400 mm。但是，生产实践证明，由于装设了高溢流堰，水流经过溢流堰前要发生激烈的扰动，会使已经分好层的物料重新混杂，降低了分选的效果。为了克服这种现象，新型的跳汰机采用无溢流堰的结构〔图 5－3－15（b)〕。在这种结构中，为了使矸石不致于进入中煤段，往往使中煤段的筛板比矸石段的筛板提高约 150～200 mm，以保持一定厚度的矸石层，用此来限制矸石向前运动。此外，两段之间设有可以提高的闸板，以调节矸石段的床层厚度。这种无溢流堰结构，只限制了矸石的移动，对水流运动状态没有大的影响。实践表明，无溢流堰结构改善了水流运动状态，但容易造成跑煤现象。目前还有介于前两者之间的结构——半溢流堰结构〔图 5－3－15（c)〕。在这种结构中，保留着溢流堰，但将其高度降低。因此，对水流影响不大。由于溢流堰很低，所以在堰前面设有可以提高的闸板来调节床层的厚度。

上述的几种结构，同样可以用在跳汰机中煤段溢流口上。

②重产物筛上排料装置——生产实践中，各种排料装置的区别主要表现在结构、传动方式和调节系统等方面。因此，对现有的各种重产物排料装置，可以按其某些特征分别介绍如下。

（i）排料装置：排料装置在跳汰机中的位置是由入选物料中高密度级物料的含量及其排料条件决定的。跳汰机中常见的排料装置的位置见图 5－3－16 所示。

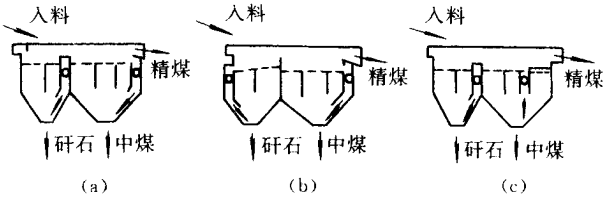


图 5－3－16　跳汰机中排料装置的位置

图 5－3－16（a）为正排矸的跳汰机，排矸装置安排在中煤段和矸石段的尾部，可用于分选块煤和末煤，是最常见的一种排料方式；图 5－3－16（b）是倒排矸的跳汰机，第一段排矸装置设在入料端，该跳汰机适于分选含黄铁矿多及矸石量大的块煤，但对混合入选的原料，容易使矸石中精煤损失；图 5－3－16（c）是排料装置位于某一段跳汰机的中部，多用于综合排料，当物料进入第二段之后，块中煤经过分选从排矸道排出，之后物料进入有一段人工床层的筛面，末中煤进一步进行透筛排料，这种装置便于控制精煤的质量。

（ii）排料机构型式：目前所采用的排料装置型式繁多。下面介绍四种比较常用的

排料机构。

图 5－3－17（a）是叶轮式排料装置，它的排料是连续自动的。叶轮设在排料口跳汰机筛板的下面，其前方有一块挡板，挡板的上端装在固定的轴上，另一端用链条悬挂在一定的位置，并可作一定的摆动，以防大块重产物卡住叶轮，挡板沿跳汰机宽度可分成数块。叶轮由电动机带动，其转速约为 0～3.5r/min。根据矸石层的厚度，通过自动控制装置可以调整叶轮的转速，控制重产物的排料速度，从而达到自动控制排料的目的。在排料口上还装有垂直闸门，以调节排料口的大小，控制重产物的排放速度。

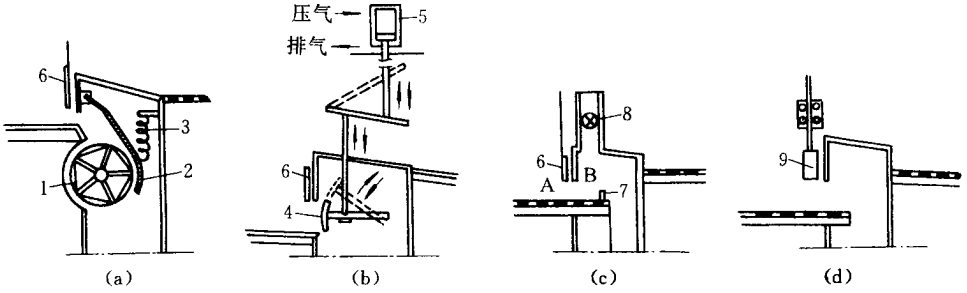


图 5－3－17　跳汰机筛上排料机构型式

1—叶轮；2—挡板；3—链条；4—扇形闸门；

5—带活塞的气缸；6—垂直闸门；7—坎板；8—阀门；9—浮标闸门

叶轮式排料装置的优点是，排料连续、而且较均匀，床层稳定。它是目前使用较多的一种。其缺点首先是排料箱的宽度较大。这不仅减少了跳汰机的有效工作面积，而且因为排料箱上（溢流堰顶部）没有脉动水流作用，物料容易堆积，影响下一段的分选。粗粒物料排料箱宽度约为 350～450 mm，末煤排料箱宽度可以减小到 250 mm。其次是叶轮容易卡矸石，影响排料或造成局部床层排空。还有叶轮两端的轴承不易密封，容易漏水，需要经常检修更换盘根。

图 5－3－17（b）是扇形闸门排料装置，它的排料是间断性的。扇形闸门设在排料口跳汰机筛板上面，当气缸内的活塞和杠杆系统运动时，水平轴转动一定角度，将扇形闸门提起或落下，闸门提起时进行排料，落下时暂停排料。

扇形闸门排料装置的优点是，结构简单，维护方便，所需排料箱的宽度较小，气缸内活塞的运动是根据床层的厚度由自动控制装置进行调整的。其缺点是，由于排料箱内的脉动水流严重窜扰排料口，而影响床层的分层，增加产品的损失和污染；同时扇形闸门易被大块矸石卡住，使排料不均匀，造成床层不稳定。

图 5－3－17（c）是象鼻子管排料装置，它只有垂直闸门（有时不用）而没有排料

闸门。产物的排放速度用阀门 8 调节。当阀门完全关闭时，在 B 区没有脉动水流，重产物停止排放；当阀门打开后，B 区有脉动水流，重产物能越过坎板排到排料箱里，阀门开得愈大，脉动水流愈强，排放速度愈快。在其他条件不变时，重产物的排放速度主要决定于阀门开启度和坎板的高度。这种排料装置还有一个值得注意的优点，就是在一定条件下能自动平衡排料量。如当矸石床层变厚时，脉动水流在 A 区的阻力增加，筛下水流压力上升，如果此时垂直闸门的高度、阀门的开启度和坎板的高度都不变，则 B 区床层的厚度变化不大，床层阻力变化也不大。因此，B 区的脉动水流自动增强，重产物的排放速度增加，直到 A 区恢复到原来的矸石层厚度以及恢复原来的筛下水压力为止。实践中可以看出，当跳汰机中途停料时，排料装置虽未经调整，但排料量能自动减少甚至停止。所以象鼻子管排料装置调好以后，排料能连续均匀地进行，而且适应能力较强。该排料机构的排料速度，还受物料粒度组成的影响。粒度变粗，排料速度减慢，床层增厚；粒度变细，排料速度增快，床层减薄。所以为保持床层稳定，应尽量减少入选原煤粒度组成的变化。

图 5－3－17（d）是浮标闸门排料装置，它是一种简易的自动排料装置。空心的矩形（或梯形）铁箱横置于排料口处（有的选煤厂在铁箱下缘再焊接上一条扁铁，作为闸板效果更好些），它即是闸门又是浮子。铁箱上焊有拉杆，可在导向滑轮中滑动，借以限定铁箱的运动方向。悬挂在拉杆横梁上的重锤的重量可以增减，以调节所控制的矸石层厚度。床层厚度变化时，铁箱随之升落，从而达到调节排放产物的目的。实践上，空心铁箱容易磨漏，为了克服这个缺点，有些厂改成用包有胶皮的木块，来代替空心铁箱。浮标闸门排料装置的另一个缺点是，在跳汰机第一段使用时，有时因被矸石挤压住而失灵。该装置用于中煤段时，效果较好。

③透筛排料——透筛排料，是使从床层中分离出来的细粒重产物，透过粗粒的矸石层和筛板排入跳汰机的机箱内。如要使全部重矿粒都能透过筛板排料，筛孔尺寸必须大于给料中最大矿粒的粒度，但这又易使过多的矿粒由筛面上漏下去影响床层的稳定分层。为了控制透筛速度，既要使全部需透的高密度矿粒能透筛排出，又要防止低密度矿粒混入其中，一般在筛面上人为地铺设一层密度较高、粒度较粗的物料层，称之为人工床层。在跳汰过程中，人工床层可起排料闸门的作用，用以控制重产物的透排速度和质量。在上升水流作用下，人工床层也受到松散作用，但松散度较小；在下降水流作用下，人工床层在跳汰过程中不作水平移动，并保持厚度均一，在筛面上设有格框，使人工床层位于格框内运动。

透筛排料时，高密度矿粒的透筛速度，除与矿粒本身及水流运动的特点有关外，主要还取决于人工床层的粒度、密度、形状及厚度。透筛作用主要发生在人工床层已

经紧密的下降水流作用时期。因此，为了使应透筛的重密度矿粒能全部透过人工床层排出，人工床层颗粒间的间隙应大于给料中的最大粒度。通常取人工床层的粒度为给料最大粒度的 3 ~ 4 倍，人工床粒的密度一般略高于需透筛排料的矿粒的最大密度。床粒密度过高，人工床层不易松散，使重矿粒不易透筛排出；但若床粒密度低于透筛排料的重产物，则在分层过程中人工床层容易被重产物所取代，不能保持稳定的分选条件，降低分选效果。人工床层的厚度直接影响重产物透排的速度，厚度增加，透排速度降低，重产物质量提高，反之重产物质量将降低。但厚度一经选定，在生产过程中是不变的。在生产操作中是通过控制下降水流吸啜力的强弱来调节重产物质量的。

我国选煤厂在使用石英或长石作人工床粒时，人工床粒的密度约为 2500 ~ 2700kg/m^3，通常采用长 × 宽 × 高 = 400 mm × 400 mm × 100 mm 或长 × 宽 × 高 = 250 mm × 250 mm × 100 mm 的格框。矸石段人工床层厚度为 60 ~ 70 mm，中煤段为 50 ~ 60 mm。

④排料装置自动化——为了及时而连续地排出重产物，使产品分离和保持稳定、合适的床层厚度，现代化的跳汰机都采用了自动排料装置。跳汰机的自动排料装置由检测元件、控制装置和执行机构三部分组成。检测元件用以探测床层的情况，根据重产物的床层厚度来决定排料的速度；控制装置是将测得的重产物床层厚度的数值（压力、电流、电压或位移等等）放大，并向执行机构发出排料指令。目前工业上采用的检测元件基本上有三种类型：浮标装置、测压管装置及放射性同位素装置。

(i) 浮标装置：浮标是中空而密封的容器，它一般安装在排料口前 200 mm 左右的床层中。根据要求，浮标应具有一定的密度，能处于与其相同密度的床层中，可视它为床层中一个粒度较大的矿粒。因此它在床层中所处的位置高低主要取决于它的密度，但多少也受脉动水流特性的影响。然而，脉动水流特性不是经常变化的因素，所以认为浮标在床层中位置的高低，基本上反映了重产物床层厚度的变化。生产实践证明，浮标装置结构简单、检测准确、调节方便，因此，应用最普遍。当跳汰室较宽时，可以采用两个并列的浮标，来测量同一段床层的厚度。为使浮标能正确及时地反映出重产物床层厚度的变化，应尽量使它的上下运动不受其他机械的约束，所以检测浮标位移的机构最好用无触点装置。如电感线圈、差动变压器或射流等装置，即采用所谓自由浮标。

浮标的形状较多，如图 5 – 3 – 18 所示。其断面为流线形。一般在跳汰机第一段多采用高度较大、底面积较小的浮标。这类浮标对跳汰机负荷和用水量都不太敏感，受机械力作用大，精度稍差，如圆筒形浮标。在跳汰机第二段，可采用高度较小、底面积较大的浮标，它对跳汰机负荷较为敏感，如椭圆形、纺锤形浮标等。

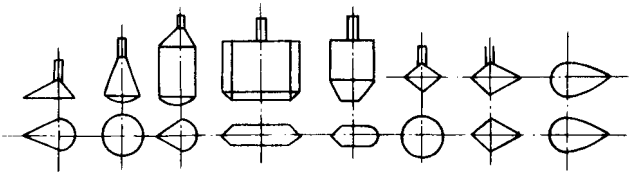


图 5－3－18　浮标的形状

（ii）测压管装置：它是利用重产物（或中间产物）床层厚度不同时，床层的质量和阻力发生变化，而引起顶水压力相应变化的原理进行检测的。

测压管装置可以安装在靠近溢流堰的地方，并穿过筛板与筛下水相连，或安装在靠近排料口的地方，穿过跳汰机机体的侧壁与筛下水相连。见图 5－3－19。

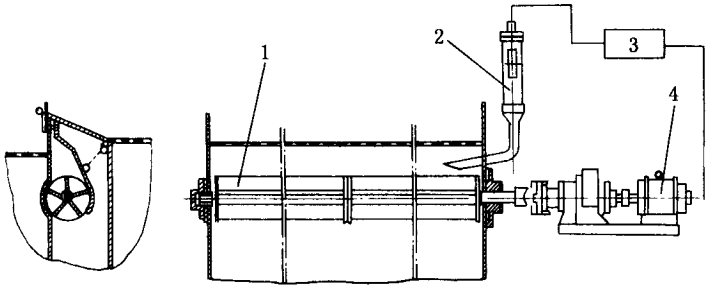


图 5－3－19　可控硅自动排料装置

1—排料轮；2—测压管；3—KZD 可控硅直流调速装置；4—排料轮传动装置

当床层中重产物层变厚时，床层阻力增大，测压管内水位升高；反之则降低。在测压管内装有电极（图 5－3－20）或电容液面计（图 5－3－21），将管内的液位变化转为电信息发送出去，管内液位高低的变化与电流信息具有较好的线性关系，发出的电流信息通过 KZD 可控硅等直流调速装置控制执行机构。测压管内液面高低的变化，不仅与重产物床层厚度有关，还与原煤的粒度组成、浮沉组成、筛板堵塞的情况有关，所以生产过程中要保持原煤质量稳定，需经常清理筛板、铁器。此外，电极式测压管输出信号还与洗水的导电率有关，而洗水的导电率是经常变化的，所以测压管内电极位置应根据产品质量情况及时进行调整。

测压管检测装置可以用作块煤、末煤和不分级煤跳汰机的自动排料装置。

（iii）放射性同位素装置：同位素检测装置包括同位素放射源和辐射计（图 5－3－22）。

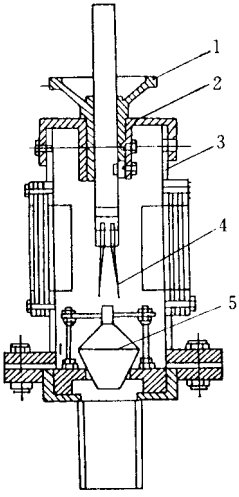


图 5－3－20　**测压管装置Ⅰ**

1—**调整手轮**；2—**盖子**；3—**测压管**；4—**电极**；5—**减振阀**

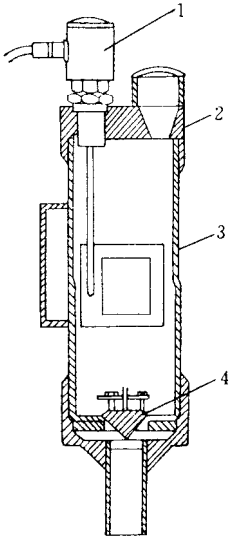


图 5－3－21　**测压管装置Ⅱ**

1—**电容液面计探头**；2—**盖子**；3—**测压管**；4—**减振阀**

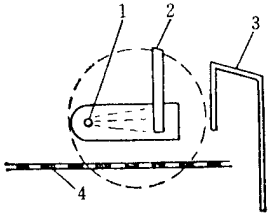


图 5－3－22　同位素检测装置

1—放射源；2—辐射计；3—溢流堰；4—筛板

常用的同位素放射源有钴 60（^{60}Co）和铯 137（^{137}Cs），这种放射源半衰期较长，钴为 5.26 年，铯为 33.2 年，放出的 γ 射线穿透力强。当 γ 射线穿过床层时被衰减，床层密度愈高，γ 射线强度衰减程度愈大。用辐射计测量 γ 射线的衰减程度，即可反映辐射区内床层的平均密度。根据床层的平均密度控制床层的排料速度，平均密度增高，排料速度加快，反之排料速度则减慢。

国产筛侧式空气室无活塞跳汰机有 WT、LTW 和 LTG 三种系列。WT 系列有块煤跳汰机（WT—8K、WT—10K）和末煤跳汰机（WT—10M、WT—16M）各两种，末煤跳汰机也可用作不分级煤（0～50 mm）混合入选用。LTW 系列中有 LTW—M12.6 和 LTW—15 两种型号，都是末煤跳汰机。LTG 系列目前只有一种 LTG—15 型，是混合入选的跳汰机。

LTG 一 15 型筛侧空气室跳汰机的机体为半圆形（图 5－3－23），机身分为第一段和第二段，排料装置采用测压管自动排料装置，通过可控硅直流调速装置调节、驱动排料轮电机，改变转速，调节排料量。用垂直闸板控制重产物床层的厚度。

2. 筛下空气室跳汰机

筛下空气室跳汰机的空气室在跳汰机筛板下面，因而具有一些筛侧空气室跳汰机所不具备的特点。目前筛下空气室跳汰机已在许多国家制造和使用。筛下空气室跳汰机构造示意图见图 5－3－24。

每个跳汰室装一个卧式风阀，为其中两个空气室提供压缩空气。压缩空气从空气室的一端给入，空气室的端部有上、下两个孔，上面的孔与风阀的进气口相接，用以进入压缩空气；下面的孔用以送入顶水。在机体的一侧设有风水包，水包侧面与总水管相接，下面则接有五个分水管，分别与空气室的进水孔相通。分水管上装有阀门，以调节各空气室的补充水量。

跳汰机设有水位灯光指示器。在每个跳汰室中有一个空气室，空气室中设有上、中、下三个水位，接头与水位灯光指示器相接，以表示水位的高低和跳汰机的运转情况。

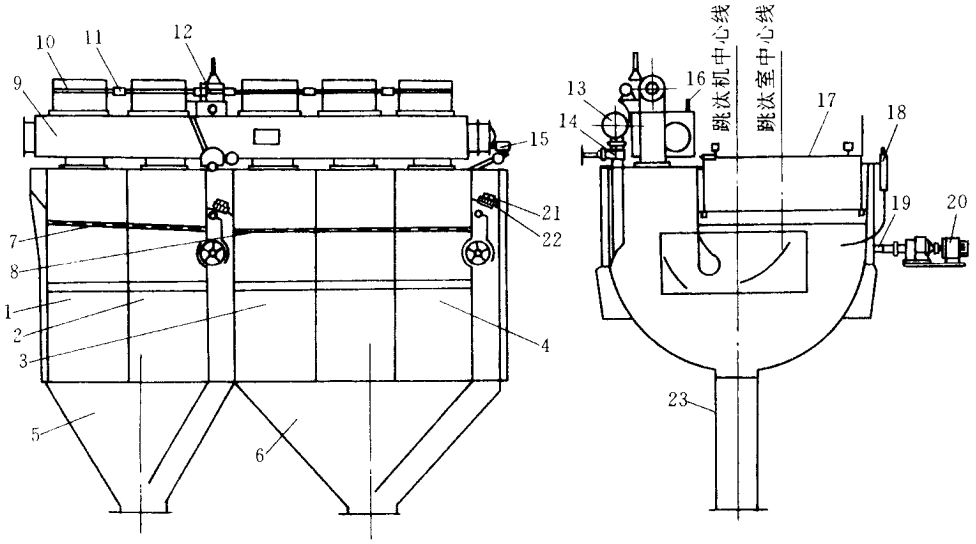


图 5－3－23　LTG—15 筛侧空气室跳汰机（左式）

1—机体第一段；2—机体第二段；3—机体第三段；4—机体第四段；5—矸石段漏斗；6—中煤段漏斗；7—矸石段筛板；8—中煤段筛板；9—空气箱；10—风阀；11—链式联轴节；12—风阀传动装置；13—总水管；14—暗插楔式闸门；15—电动蝶阀；16—压力表；17—排料闸门；18—测压管：19—排料装置；20—排料轮传动装置；21—压铁；22—入孔盖；23—检查孔

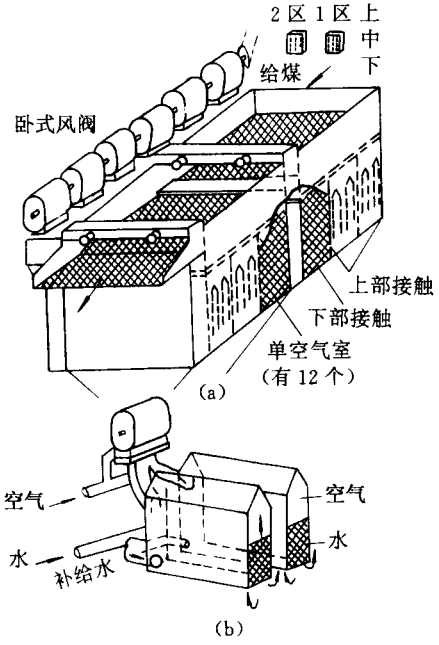


图 5－3－24　筛下空气室跳汰机构造示意图

筛下空气室跳汰机，除了把空气室移到筛板下面外，其他部分与筛侧空气室跳汰机结构基本相同。其工作原理也是压缩空气经风阀控制，交替地压入和排出筛板下面的空气室，使其中水位交替地下降和上升，从而形成穿过筛板的脉动水流。所产生的脉动水流特性，实测结果与一般筛侧空气室跳汰机的典型特性相似。

LTX 系列跳汰机是我国自行设计制造的筛下空气室跳汰机，这个系列共有七种规格。目前生产使用的主要有 LTX—8 型、LTX—14 型、LTX—35 型和 SKT 系列等几种。

LTX—14 型筛下空气室跳汰机构造如图 5－3－25 所示。该跳汰机的矸石段有两个跳汰室，中煤段有三个跳汰室。每个跳汰室有两空气室，每段空气室的间距彼此相等。各室之间焊有格板支柱，以便加强机体的强度和刚度。

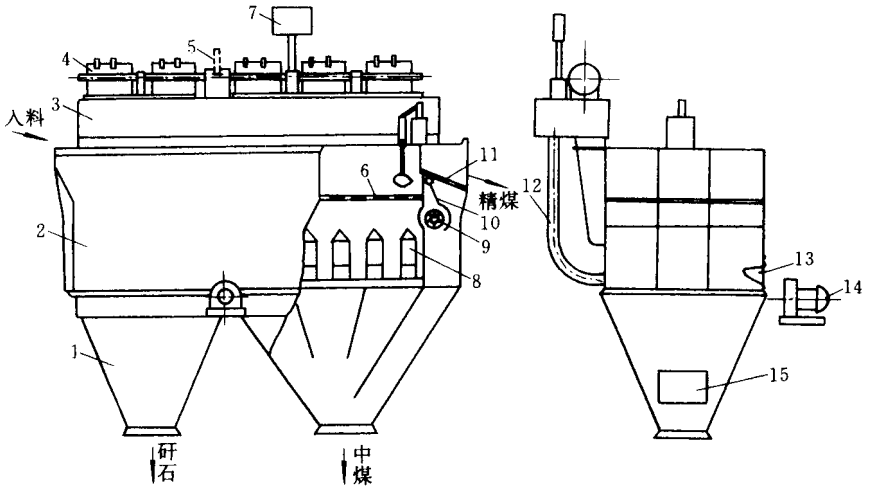


图 5－3－25　LTX—14 筛下空气室跳汰机

1—下机体；2—上机体；3—风水包；4—风阀；5—风阀传动装置；6—筛板；7—水位灯光指示器；8—空气室；9—排料装置；10—中煤段护板；11—溢流堰盖板；12—水管；13—水位接点；14—排料装置电动机；15—检查孔

LTX—35 型筛下空气室跳汰机为两段三产品结构。其构造见图 5－3－26。矸石段和中煤段各有两个和三个隔室。每个隔室下设两个空气室用单独的电控气动风阀供风。该阀由电磁换向阀、气缸和风阀盖板组成。电子数控系统控制电磁换向阀使高压空气（$<6\times10^5$ Pa）按给定程序向气缸和活塞的上下部分交替进、排气。由活塞带动风阀盖板开启和关闭，实现低压空气（0.3×10^5 Pa 左右）周期性地进、出筛下空气室鼓动洗水完成跳汰过程。

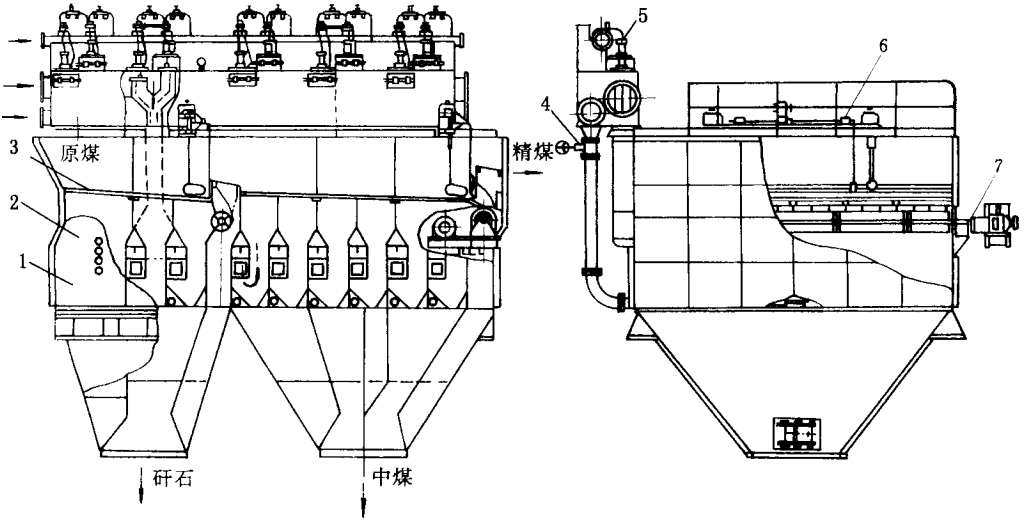


图 5－3－26　LTX—35 筛下空气室跳汰机
1—机体；2—水位灯光指示器；3—筛板；4—补充水管；5—数控气动风阀；
6—闸板提升机构；7—自动排料装置

各种筛下空气室的型式见图 5－3－27。在图 5－3－27 中空气室顶端多采用三角形，(a)、(b)、(c)、(d)、(e) 分别为高桑跳汰机、巴达克跳汰机、波兰跳汰机、荷兰跳汰机、前苏联跳汰机等所采用的空气室形状。空气室的面积约为筛板面积的一半。根据经验，如要求筛板上产生 100～150 mm 高脉动水流时，相应地在空气室内水的振幅 h_1 就应保持在 200～300 mm。因此，空气室的高度 H 要确保进气时筛板上不翻花，排气时风阀不喷水。如果空气室水的振幅为 h_1，在空气室三角形顶端的高度应保持一定的波动范围，以保证跳汰机工作稳定，并可选定空气室的全高 H。一般一个风阀可带 1～2 个空气室。空气室顶端至筛板的距离为 h_2，h_2 愈大，筛板上沿纵向的波高愈均匀，但 h_2 愈大，压缩空气的静压力损失也愈大，还使机体高度增大，因此，h_2 的大小要适当，如图 5－3－27（f）所示。

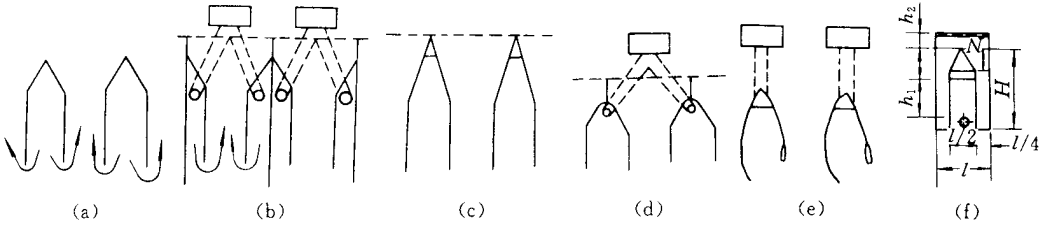


图 5－3－27　各种筛下空气室形状示意图
(a) 跳汰机结构；(b) 空气室结构

SKT 系列跳汰机是由我国煤炭科学研究总院唐山分院研制成功的用于分选块煤、末煤、不分级煤或分级联合入选的新型跳汰机。现已形成从 6 m^2 到 35m^2 的十多种规格的系列。此跳汰机的风阀、机体和排矸结构于 1993 年分别获国家专利，目前在全国选煤厂中得到广泛推广应用。

SKT 系列跳汰机结构简图见图 5－3－28。

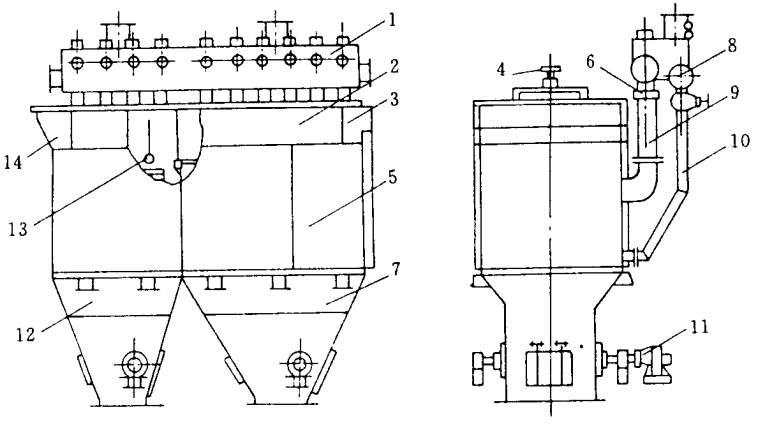


图 5－3－28　SKT 系列跳汰机

1—数控气动风阀；2—侧壁；3—出料端；4—浮动闸门；5—上机体；6—蝶阀；7—中煤机体；8—总水管；9—接管：10—分水管；11—排料装置；12—矸石锥体；13—浮标；14—进料端

（1）机体

SKT 系列跳汰机机体有以下结构特点：

①采用洗水 U 型振荡的筛下空气室结构，每个隔室都自成一个 U 型振荡体，使各隔室不易产生互相干扰，减少了能耗，同时也防止在进气期或排气期内洗水撞击，使洗水平稳升降，改善了物料的分选条件。

②顶水沿机体全宽度均匀给入，对床层的作用力均匀，有利于跳汰制度在全宽度上均匀分布，使床层平稳，改善了分层过程和排料的精度。

③采用倒锥形孔和不锈钢条缝两种筛板，可根据需要选择。

④机体设计成漏斗形单隔室组合结构，每个隔室自成一体，均为漏斗形，底口用管子接到下料溜槽上，将透筛物料排出。这样，不但省去了下锥体，使机体结构大为简化，还减少了机体重量和容水量。每个隔室为积木式对接装配，给制造、运输、安装和使用带来了方便。机体结构简图见图 5－3－29。

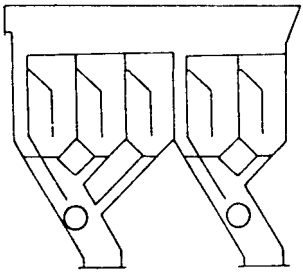


图 5－3－29　SKT 跳汰机机体结构简图

（2）风阀

采用数控气动立式滑阀，气缸带动阀心，在阀套内滑动，当阀心和阀套上的开口重合时，完成进气或排气。阀心运动不受风压影响，也不和其他部件撞击，因此需要的动力小，工作可靠，噪音很小。其工作系统见图 5－3－30。风阀由微电脑数控系统控制，电脑控制板为集成电路，采用按键操作，可以任意调整跳汰机制度，同时可预置 3 个不同的跳汰制度供操作人员选择使用。

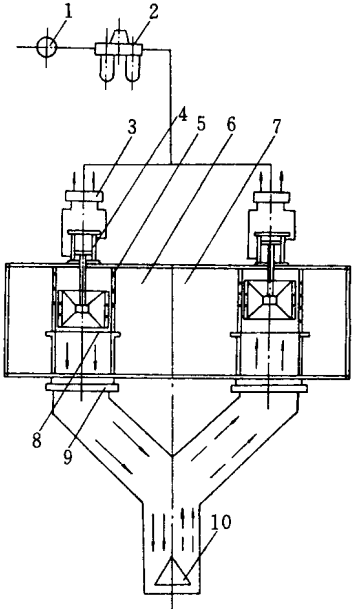


图 5－3－30　数控气动立式滑阀工作系统

1—高压风管；2—气源三连体；3—电磁阀；4—气缸；5—定套；6—低压风箱；7—排气风箱；8—阀心；9—手动蝶阀；10—空气室

（3）排料系统

SKT 系列跳汰机排料系统由无溢流堰水平下料口、随动溢流堤、排料仓、超安息角排料叶轮、直流电机驱动装置、床层厚度传感器和电控柜等组成。排料系统图见图 5－3－31。

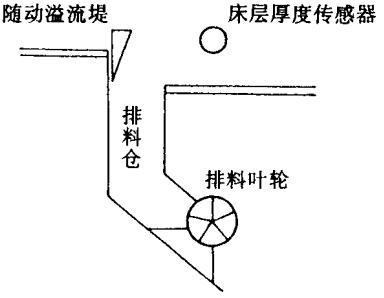


图 5－3－31　排料系统图

采用随动溢流堤，可随原煤性质变化，自动调节升降高度，随时对准床层的产品切割面，使物料在产品分离过程中，能维持稳定的分选密度。

采用无溢流堰水平下料口，可避免物料在分层后撞击溢流堰造成的二次混杂现象。并使需要排出的产品准确地进入排料仓。采用漏斗型排料仓可阻止水流上下窜动而扰乱细颗粒的排列秩序，实现稳定排料。排料叶轮设在排料仓底口的物料下滑安息角之外，只有当其转动时才能排料，解决了卡轮、跑料等弊端。电控系统设有手动和自动两种功能，操作人员既可手调排料直流电机的转速，也可通过床层传感器检测床层厚度，自动调节排料量。

筛下空气室跳汰机与筛侧空气室跳汰机相比较，具有以下几个特点：

①筛下空气室跳汰机的空气室在跳汰室筛下，结构紧凑、重量轻、占地面积小。

②筛下空气室跳汰机的空气室沿跳汰室的宽度布置，能使跳汰室内沿宽度各点的波高相同，有利于物料均匀分选，适于跳汰机大型化。这是筛下空气室跳汰机的主要优点。

③筛下空气室跳汰机的空气室的面积为跳汰室面积的二分之一，即空气室内水面脉动高度为 200 mm 时，跳汰室水面脉动高度为 100 mm。

④筛下空气室跳汰机的脉动水流没有横向冲动力。

由于筛下空气室跳汰机的空气室水位比筛面水位低，而且空气室内有 0.021 MPa 的空气余压，压缩空气推动液面运动，比筛侧空气室跳汰机要多克服一段静压头和空

气余压，所以压缩空气的风压比一般筛侧空气室跳汰机所要求的高，大约是 0.025 ~ 0.035MPa。

筛下空气室跳汰机和筛侧空气室跳汰机分选效果相近。我国筛侧空气室跳汰机的不完善度 I 一般为 0.2 左右，邢台选煤厂使用筛下空气室跳汰机 LTX—14 型，跳汰机第一段 $I=0.127$，第二段 $I=0.255$，与筛侧式跳汰机效果相当。

3. 动筛跳汰机

动筛跳汰机具有设备结构紧凑、工艺简单、用水量少、基建投资省、营运费用低等优点。可替代重介质排矸、选择性破碎和手选，也可用于动力煤、块煤的分选。

动筛跳汰机还可以同其他设备组成多种工艺流程，如 > 50 mm 级原煤用动筛跳汰机分选，< 50 mm 级原煤用重介质旋流器分选；13 ~ 200 mm 级原煤用动筛跳汰机分选，< 13 mm 级原煤用重介质旋流器分选；> 50 mm 级原煤用动筛跳汰机分选，< 50 mm 级原煤采用干法选煤机分选。

由于动筛跳汰机循环水用量仅 0.08 ~ 0.2m^3/（t 原煤），所以在高寒和缺水干旱地区更能发挥优势。

（1）动筛跳汰机的工作原理

动筛跳汰机是跳汰机的一种。工作时，槽体中水流不脉动，直接靠动筛机构用液压或机械驱动筛板在水介质中作上、下往复运动，使筛板上的物料形成周期性地松散。

动筛机构上升时，颗粒相对于筛板，总体上看是没有相对运动的，而水介质相对于颗粒是向下运动的。动筛机构下降时，由于介质阻力的作用，水介质形成相对于动筛机构的上升流，颗粒则在水介质中作干扰沉降，从而实现按密度分选。

动筛跳汰机区别于空气脉动跳汰机之处在于：①不用风，也不用冲水和顶水；②物料的松散度由动筛机构的运动特性所决定。

（2）液压驱动动筛跳汰机

我国研制成功的 TD 系列液压驱动动筛跳汰机是适用于块煤分选和排矸的一种高效而简单的设备。

液压驱动动筛跳汰机由主机、驱动装置和控制装置三部分组成。动筛机构及排矸轮的动力由液压站提供；动筛机构及排矸轮的运动特性由电控柜控制。主机结构见图 5 - 3 - 32。

动筛机构在液压油缸的驱动下，绕销轴作上、下往复摆动，并在其中部设有溢流堰，在溢流堰的下方前端设有可调闸门，以调整溢流堰与筛板之间的开口大小。溢流堰下方筛板的末端设有星轮结构的排料轮，由液压马达驱动。产品由提升轮排出，提升轮的中部设有隔板，将提升轮分成两段，前段装矸石，后段装轻产品。为了防止轻

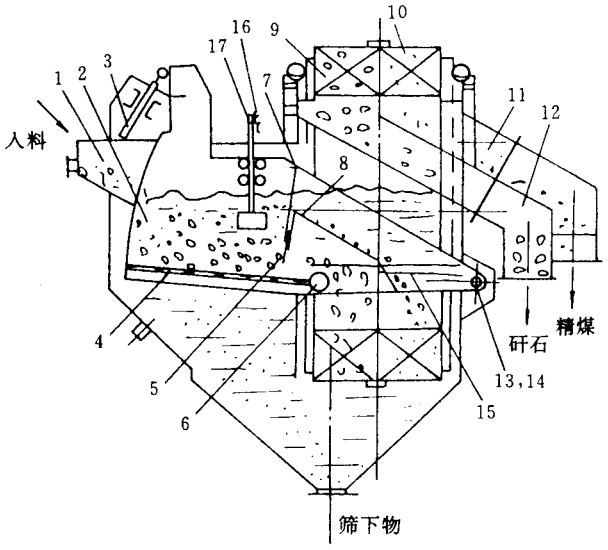


图 5－3－32　**动筛跳汰机结构简图**

1—槽体；2—动筛机构；3—液压油缸；
4—筛板；5—闸门；6—排料轮；7—手轮；8—溢流堰；
9—提升轮前段；10—提升轮后段；11—精煤溜槽；
12—矸石溜槽；13—销轴；14—油马达；15—链；
16—传感器；17—浮标

重产品互相污染，在轻重产品之间和两侧增设了由筛网或冲孔板制成的防污染隔板，隔板下部还装有橡胶板，并与提升轮中间隔板内径相接触，上部装有轴套，可绕动筛筛帮的轴转动。当动筛上下运动时，由于重力作用，隔板基本呈自由下垂状态，能有效地起到分隔轻重两产品的作用。另外，采用筛网或冲孔板结构的隔板装置，使动筛对水介质的拨动减弱，也可避免横向水流将小块矸石带到筛下，防止提升轮发生故障。为了防止砸坏筛网，在筛板的入料端设置了筛板护栏，并与动筛筛帮固定。为防止筛板横向摆动，专门设置了防横向摆动装置。

TD **系列液压驱动动筛跳汰机的主要技术特征见表** 5－3－4。

（3**）机械驱动动筛跳汰机**

我国自行研制成功的 GDTl4/2.5 **型机械驱动动筛跳汰机已投入使用。**

GDTl4/2.5 **型机械驱动动筛跳汰机由主机、驱动装置和控制装置三部分组成。主机结构见图** 5－3－33。

表 5－3－4　TD 系列液压驱动动筛跳汰机的主要技术特征

型　　号	入料粒度 /mm	处理能力 /t·h^{-1}	筛板面积 /m^2	筛板宽度 /mm	循环水用量 /m^3·t^{-1}	不完善度 I
TD10/2.0	~400	80~120	2.0	1000	0.1~0.3	0.07~0.12
TD12/2.4	~400	105~150	2.4	1200	0.1~0.3	0.07~0.12
TDl4/2.8	~400	130~185	2.8	1400	0.1~0.3	0.07~0.12
TD16/3.2	~400	160~225	3.2	1600	0.1~0.3	0.07~0.12
TD18/3.6	~400	200~275	3.6	1800	0.1~0.3	0.07~0.12
TD20/4.0	~400	250~330	4.0	2000	0.1~0.3	0.07~0.12
TD24/4.4	~400	310~400	4.4	2400	0.1~0.3	0.07~0.12

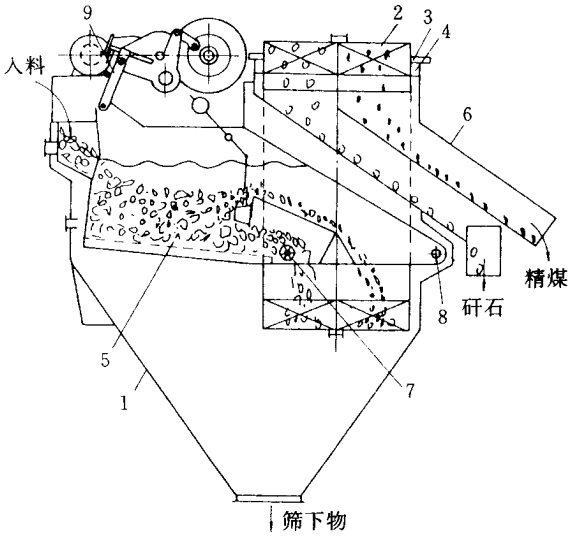


图 5－3－33　机械驱动动筛跳汰机结构简图

1—槽体；2—提升轮；3—挡；4—托轮；5—动筛；6—溜槽；7—排料轮；8—销轴；9—拉杆（驱动机构）

该机驱动系统采用便于调节的曲柄摆杆机构。通过曲柄的连续传动，使摆杆绕固定轴作往复摆动，带动动筛工作。L 形摆杆可以在较宽的范围内靠丝杆调节摆杆长度来实现振幅的无级可调。对于周期和频率变化，采用换胶带轮方式，以适应不同煤质原煤分选的需要。排料装置采用自动浮标闸门，能随物料矸石量的变化而自动地改变排料口的大小，从而实现自动排矸。产品由提升轮排出。

GDTl4/2.5 型机械驱动动筛跳汰机的主要技术特征见表 5－3－5。

表 5－3－5　GDT14/2.5 型机械驱动动筛跳汰机主要技术特征表

项目名称	数　值	项目名称	数　值
入料粒度/mm	150～25	提料轮内径/mm	2400
处理能力/$t \cdot h^{-1}$	100～90	提料轮外径/mm	3540
筛面宽度/mm	1400	提料轮转速/$r \cdot min^{-1}$	1.56
筛面长度/mm	1800	提料轮电机功率/kW	11
筛面面积/m^2	2.5	排料轮转速/$r \cdot min^{-1}$	4～60（可调）
入料端振幅/mm	200～400（可调）	驱动电机功率/kW	37
跳汰频率/$r \cdot min^{-1}$	20～60（可调）	整机重量/t	23.136
提料轮深度/mm	450	整机外形尺寸/mm	5607×4605×5493

4. 国外跳汰机简介

（1）筛侧空气室跳汰机

国外使用的筛侧空气室跳汰机中，如前苏联的 BOM 型、OMⅢ型、OMK 型，美国的麦克纳利巨型跳汰机，德国的维达克双侧室跳汰机、洪堡尔特连体跳汰机等，均是各具特色的一些典型设备。

例如，维达克双侧跳汰机的跳汰室，位于空气室两侧，相当于两台筛侧空气室跳汰机背靠背合并在一起，如图 5－3－34 所示。该机空气室窄而高，上下等宽，跳汰室要比空气室大许多。运转时，空气室两侧的跳汰室可独立工作。这就可大大减少占地面积，提高处理能力。电力气动风阀，就是首先在这种设备上使用的。

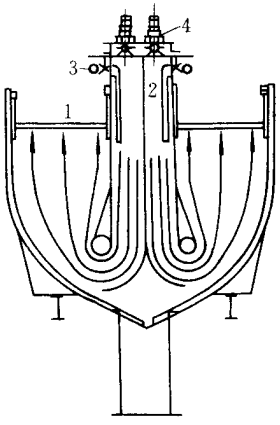


图 5－3－34　维达克双侧跳汰机

1—跳汰室；2—空气室；3—筛下水管；4—卧式风阀

德国洪堡尔特连体筛侧空气室跳汰机（图 5－3－35）的特点是，不仅下机体连通，而且风阀两侧共用。因此，它对入料量及原煤的筛分、浮沉组成的变化较为敏感。

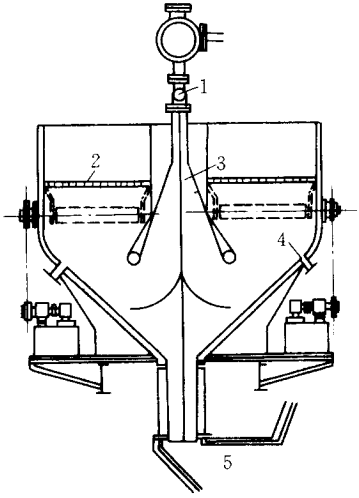


图 5－3－35　洪堡尔特连体跳汰机

1—风阀；2—跳汰筛板；3—空气室；4—水管；5—斗式提升机

德国蒙塔公司生产的连体跳汰机与上述连体跳汰机的结构差别较大。它是将两台筛侧空气室跳汰机的操作侧连在一起，将空气室分列两侧。有块煤连体跳汰机（图 5－3－36），还有末煤连体跳汰机（图 5－3－37）。

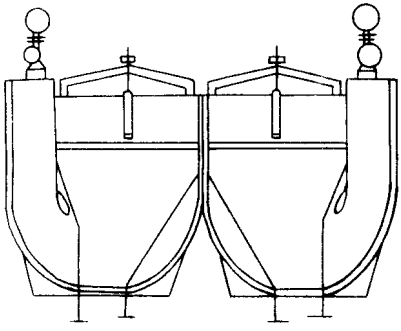


图 5－3－36　蒙塔型块煤连体跳汰机

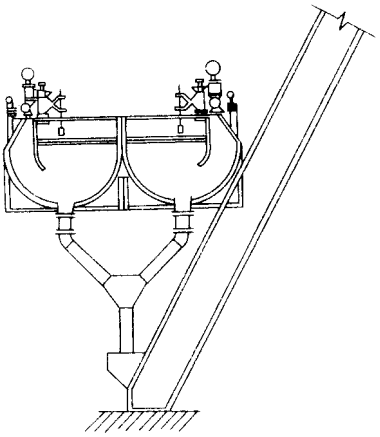


图 5－3－37　蒙塔型末煤连体跳汰机

波兰生产一种 ODM 型连体跳汰机（如图 5－3－38）。这种连体筛侧空气室跳汰机的连体方式是，两侧不仅共用一个风阀，而且共用一个空气室。工业生产表明，两侧跳汰室的排料在数量和质量上基本相等或相近。

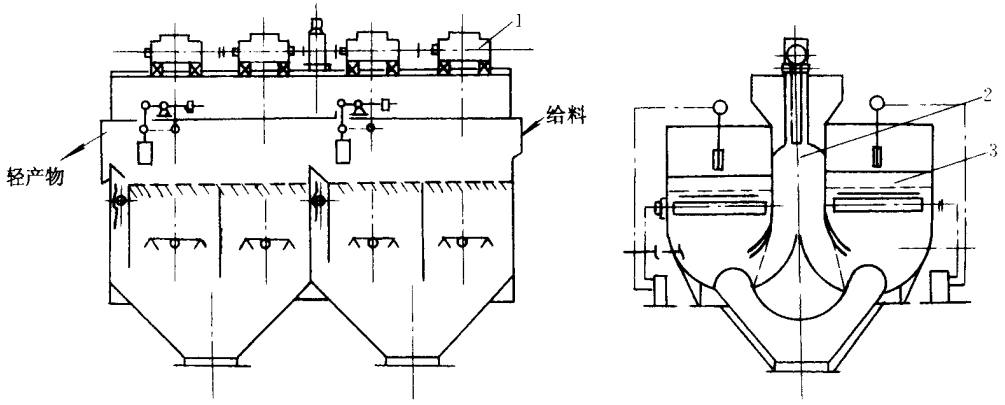


图 5－3－38　波兰 ODM 型连体跳汰机

1—风阀；2—空气室；3—跳汰室

麦克纳利巨型跳汰机由美国麦克纳利公司制造。它是该公司生产的一种最大的鲍姆式跳汰机，单机处理量达 1000t/h，主要用于处理易选煤。麦克纳利跳汰机见图 5－3－39。麦克纳利巨型跳汰机在结构上把主、再选机合并在一起，组成一个联合选煤机组。原煤在主选机内分两段分选，第一段有两个跳汰室，第二段有四个跳汰室。它采

用双侧卧式滑动风阀。风阀由一个总驱动装置带动，并通过偏心轴和连杆带动风阀作往复运动。风阀的周期由人工调整。麦克纳利跳汰机采用气动排料装置，即浮标发送器控制压缩空气进入执行机构（气缸），由气缸带动扇形闸门调节排料口的大小。跳汰频率的调整范围为 35～60 次/min。

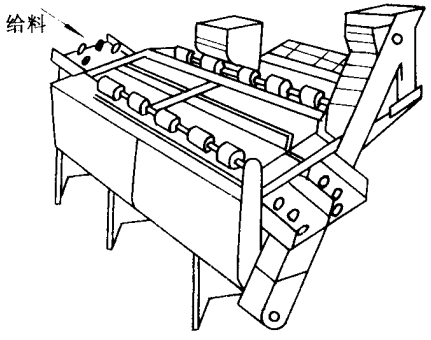


图 5－3－39　麦克纳利巨型跳汰机

（2）筛下空气室跳汰机

由于筛侧空气室跳汰机存在脉动水流的运动速度沿跳汰室宽度不均匀的缺点，影响其分选效果和进一步大型化。自日本的高桑筛下空气室跳汰机问世后，在德国、前苏联、波兰等许多国家，先后设计了不同型号的筛下空气室跳汰机。以下分别介绍。

①高桑跳汰机——高桑跳汰机是日本高桑健提出的，由住友机械公司和住友煤矿公司设计制造，并于 1958 年首次在日本赤平选煤厂使用。

高桑跳汰机分单段和双段两种。单段生产两种产品；两段生产三种产品。该机由跳汰室、空气室、旋转风阀、排料装置、斗式提升机等部件组成。两段三产品跳汰机的结构如图 5－3－40 所示。

跳汰室每一段有三个分室，在每个分室与筛板之间有两个空气室，空气室的长度与跳汰室的宽度相等，空气室的总面积是跳汰室总面积的一半。水在空气室内外的脉动速度大致相近。在空气室内安设电接点水位指示器（按上中下三个水位布置），重产物排放采用浮标测定，并转换成电讯信号自动调节排矸闸门的自动排料系统。

高桑跳汰机的分选效果工艺指标比筛侧空气室跳汰机有明显的提高。如日本赤平选煤厂采用 5 台高桑跳汰机，代替原有的 5 台水田鲍姆式跳汰机，其处理能力由 350t/h 提高到 550t/h。数量效率从 87.50% 提高到 94.40%。经实测单位面积（每平方米）的耗风量为 4～6m^3/min，入口风压力为 0.021 MPa，实际耗水量为 2.5m^3/t。

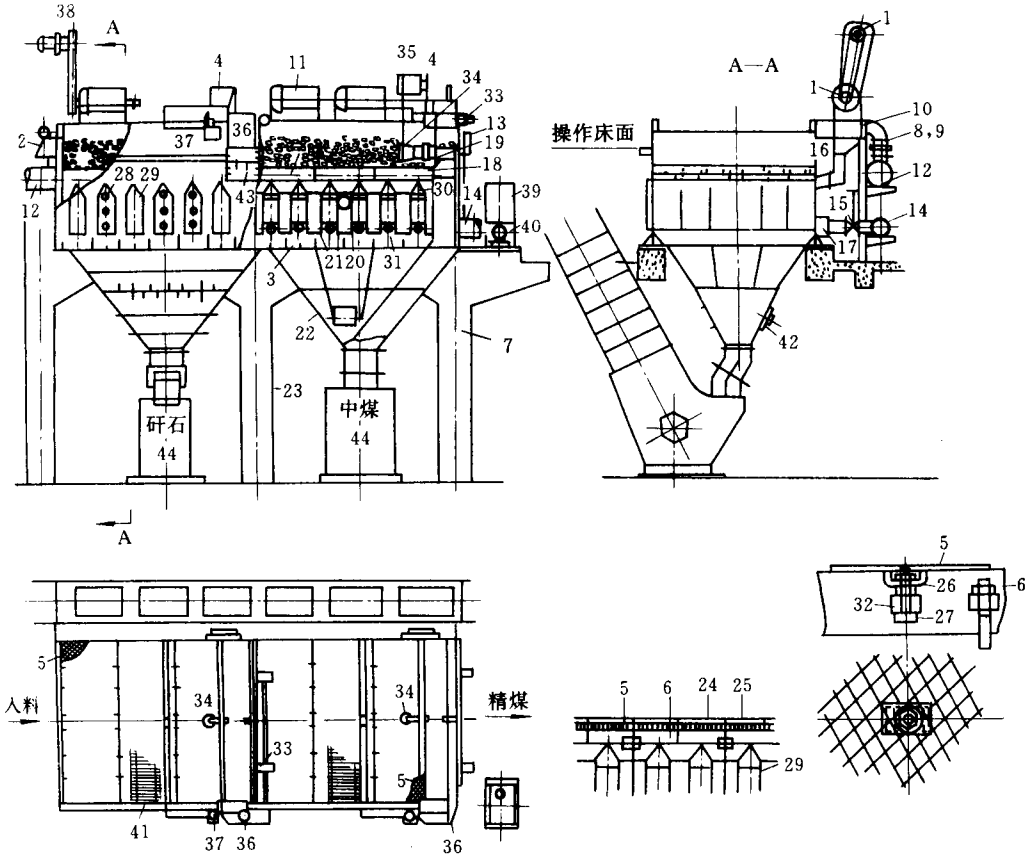


图 5－3－40　两段三产品高桑跳汰机

1—链轮；2—主风阀用蝶形阀；3—跳汰室；4—排料装置；5—筛板；6—筛板架；7—支架；
8—排气用蝶形阀；9—进气用蝶形阀；10—旋转风阀座；11—旋转风阀；12—主空气管；
13—主水管用蝶形阀；14—循环水管；15—支水管调节阀；16—空气室连管；17—循环水二通管；
18—辅助闸门；19—主闸门；20—空气内加固板；21—空气室间的隔板；22—下部锥形槽；23—机座；
24—人工床石；25—防止人工床石移动隔板；26—固定筛板的支承座；27—安装筛板用螺栓；
28—空气室水位指示器接点；29—空气室；30—空气室空气出入口；31—循环水入口；
32—固定筛板用的底座；33—排气口；34—浮标；35—浮标和闸门高度指示器；36—辅助闸门气缸；
37—主闸门气缸；38—旋转风阀变速电机；39—排料闸门油箱；40—排料闸门油压泵；
41—跳汰室上的人行道；42—机体下部锥形槽入孔；43—排料装置入孔；44—斗式提升机

高桑跳汰机共有十多种系列产品。

②德国巴达克跳汰机——巴达克跳汰机是德国洪堡尔特维达克公司的产品，它改进了本公司生产的筛侧空气室跳汰机和高桑跳汰机的性能和结构，如改进了风阀结构、床层控制机构及筛下空气室的布置方式，并提高了自动化水平，使巴达克跳汰机同时

具有上述两种跳汰机的基本优点。因此获得了较好的工艺效果。

巴达克跳汰机有块煤跳汰机和末煤跳汰机，其基本结构相同。巴达克末煤跳机为两段三产品结构。各隔室自成一体，单独制造，可根据需要由几个隔室组成一段。如图 5－3－41 所示。该机矸石段为 4 室，中煤段为 2 室，共有 6 室组成，是根据原煤特点和对产品的质量要求确定的。德国原煤因含矸率高、又是易选煤，因而，跳汰机的矸石段较中煤段长一倍。巴达克末煤跳汰机第 3、4、6 室的筛板上均铺有长石人工床层。长石粒度为 30 mm，筛板筛孔直径为 10 mm。

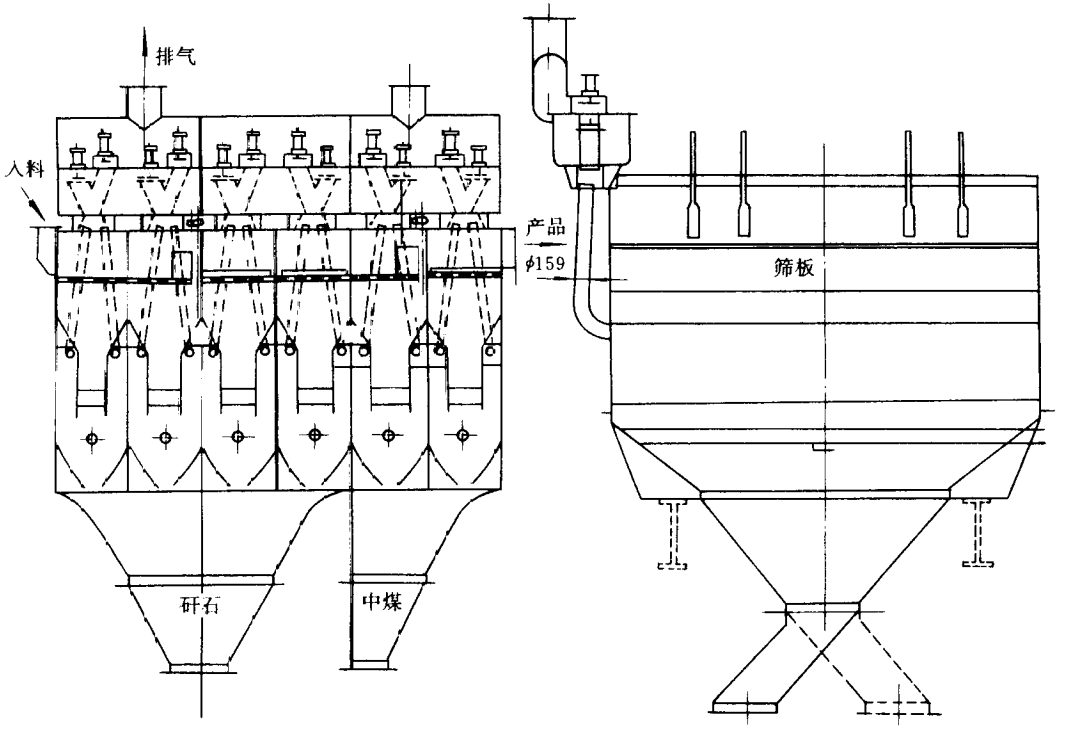


图 5－3－41　巴达克跳汰机示意图

当跳汰分层后，重产物采用综合排料方式排出。粗粒矸石经第 2 室末端闸门排出，而细矸石经由第 3、4 室的人工床层透筛排到矸石漏斗。块中煤经第 5 室末端排料闸门排出，细粒中煤经第 6 室的人工床层透筛排到中煤漏斗内，跳汰精煤随溢流排出。该机各段不设溢流堰。因此，大大减少了煤在矸石中的损失和精煤在中煤内的损失。

巴达克跳汰机空气室的布置与高桑跳汰机不同，它相当于将高桑跳汰机中每个隔室的两个空气室由中部移到两边，其空气室的面积仍为跳汰室面积的一半。并将空气

室室顶作成如等边三角形又一分为二的形状，以防透筛物料的堆积。巴达克跳汰机的空气室有5个是成对的，靠近两头2个空气室是半个。中间的5个空气室沿纵向被分隔成两半。在巴达克跳汰机中每个风阀供给两个半空气室用，共设6个风阀。

当巴达克跳汰机超过3.5 m宽时，在矸石段和中煤段各设两个排料闸门控制排料，并在每个排料闸门前设置一个浮标，各个浮标分别测量床层的变化，并通过信号分别控制各自闸门的动作。巴达克跳汰机的优点是适应能力强，闸门动作灵活，沿跳汰机宽度各处中煤或矸石含量不均匀时，排料闸门可分别动作，以确保排料的准确性。巴达克跳汰机的闸门安装在排料道中，有一个可上、下移动的拉杆并在拉杆上倾斜安设有孔的挡板，用拉杆控制排料。它比排料闸门安设在筛板上要好，可防止因排料造成床层不稳或被冲乱、精煤损失等。该机的连续排料装置采用电器控制，在每套排料系统都设有两个3位定时器，分别控制浮标信号的输出起止时间，根据经验预先将床层信号输出时间标于定时器上，即可按时得到床层厚度的信号，据此进行自动调整。巴达克末煤跳汰机一般选取压缩期的最后瞬间作为信号输出时间。此时的测定值比较准确。此外，巴达克末煤跳汰机在入料端还装设浮标传感器，当入料减少过多，或中断时，可自动切断气源，保护床层，防止对溢流产品的污染。

巴达克跳汰机采用电控气动风阀调整脉动水流特性，从而床层松散度好，分选效果理想。巴达克跳汰机对块煤、末煤分选效果都很好，也可以分选不分级原煤。跳汰室的宽度有：3.5 m、4.0 m、5.0 m、6.0 m和7.0 m等，跳汰室长度视跳汰机隔室多少而定，一般为6～7室。

二、选矿用跳汰机

选矿用跳汰机种类繁多，在重选厂应用最广的是隔膜跳汰机，根据隔膜所在位置的不同划分为：上（旁）动型隔膜跳汰机；下动型圆锥隔膜跳汰机；侧动型隔膜跳汰机；复振跳汰机和圆形跳汰机等。

1. 上（旁）动型隔膜跳汰机

上（旁）动型隔膜跳汰机在我国广泛用于分选钨矿、锡矿和金矿等。分选粒度上限可达12～18 mm，下限为0.2 mm。可作为粗、中、细粒矿石的分选，也可作为粗选或精选设备。

上（旁）动型隔膜跳汰机的基本结构如图5－3－42所示。由机架、跳汰室、隔膜室、网室、橡胶隔膜、分水阀和传动偏心机构等组成。该机有两个跳汰室，在第一跳汰室给料经分选后进入第二跳汰室。每室的水流分别由偏心连杆机构传动，使摇臂摇动，于是两个连杆带动两室隔膜作交替的上升和下降往复运动，因此迫使跳汰室内的

水也产生上下交变运动。跳汰机的冲程和冲次均可根据要求调节。

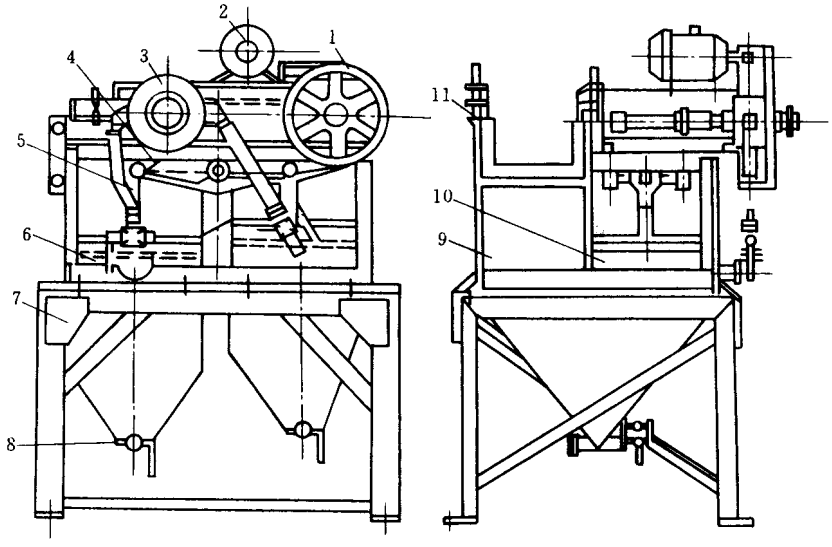


图 5－3－42　上（旁）动隔膜跳汰机

1—传动部分；2—电动机；3—分水阀：4—摇臂；5—连杆；6—橡胶隔膜；7—机架；8—排矿阀门；9—跳汰室；10—隔膜室；11—网室

跳汰室分选的筛上重产物（粗精矿），采用中心套筒装置排出，如图 5－3－43 所示。其筛下精矿由水箱底部的排水阀门排出。轻产物则随上部水流越过尾矿堰排出。

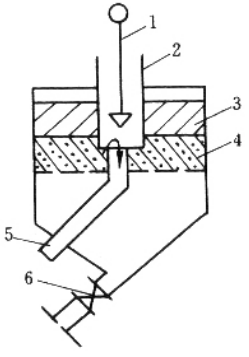


图 5－3－43　筛上精矿中心排矿装置

1—锥形阀；2—外套筒；3—轻矿层；4—重矿层；5—筛上精矿导管（内套筒）；6—筛下精矿阀门

上（旁）动型隔膜跳汰机只有一种定型产品，每室宽 300 mm、长 450 mm，双室串联。

该机具有冲程调节范围大、适应较宽的给矿粒度、水的鼓动均匀、床层稳定、分选指标好、精矿排放容易、可一次获得粗精矿或合格精矿、单位面积生产率大、操作维修方便等优点。其缺点是：单机规模小，生产能力低，由于隔膜室占用机体的一半，因此，占地面积大等。

2. 下动型圆锥隔膜跳汰机

下动型圆锥隔膜跳汰机也是常用隔膜跳汰机的一种，有两个跳汰室，传动装置安设在跳汰室的下方。隔膜是一个可动的倒圆锥体，用环形橡胶隔膜与跳汰室相连。电动机和皮带轮安置在设备的一端，通过杠杆推动隔膜作上下往复运动，使跳汰室产生上升下降水流。设备结构如图 5－3－44 所示，设备工作过程如图 5－3－45 所示。

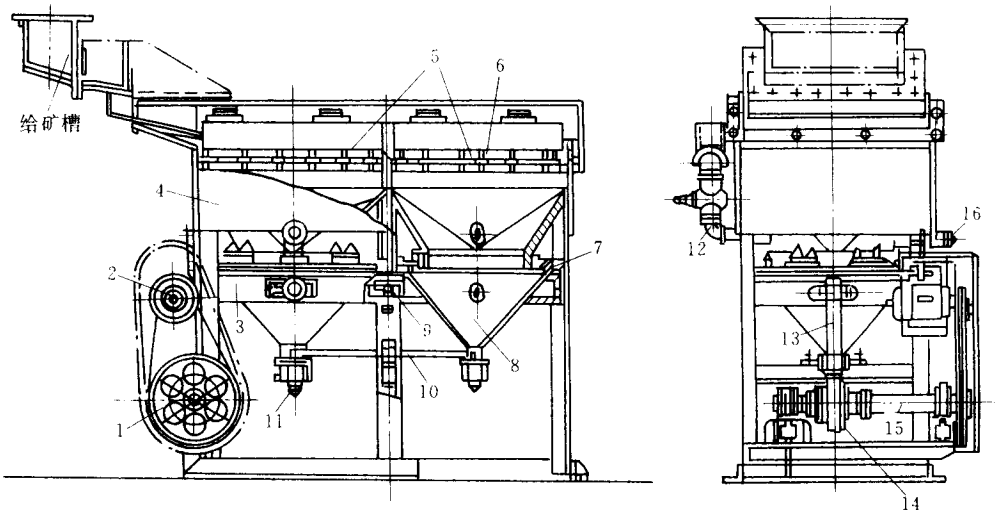


图 5－3－44　双室下动型圆锥隔膜跳汰机

1—大皮带轮；2—电动机；3—活动机架；4—机体；5—筛格；6—筛板；7—隔膜；8—可动锥底；9—支承轴；10—弹簧板；11—排矿阀门；12—进水阀门；13—弹簧板；14—偏心头部分；15—偏心轴；16—木塞

该机的重产物由可动锥底阀门间断排出。该机优点是：设备大，故生产能力大；占地面积小；设备结构紧凑；上升水流分布均匀；重产物排料口安设在可动锥底，因此，排料顺畅。缺点是装置在下部的鼓动隔膜承受力大，易使橡胶隔膜破裂，支架折断，因而维护检修困难；冲程不能调得太大，处理粗粒物料效果不好；传动机构设置

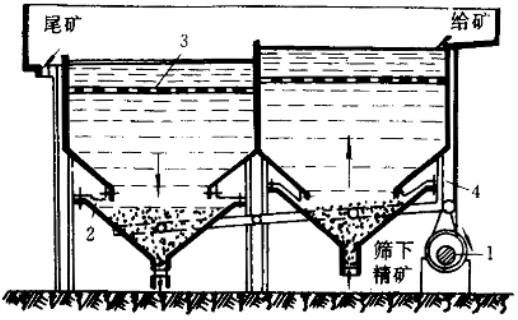


图 5－3－45　下动型圆锥隔膜跳汰机工作示意图

1—传动装置；2—隔膜；3—筛面；4—机架

在机械的下部，容易受水砂侵蚀易损坏等。

该机只适用于处理小于 6 mm 的中、细粒级的矿石。若经改造也可分选粗粒级矿石如江西大吉山钨矿重选厂选别 5～10mm 的钨矿，无论在处理能力、作业回收率和精矿品位等都有明显的效果。

3. 侧动型隔膜跳汰机

侧动型隔膜跳汰机分纵向侧动隔膜跳汰机和横向侧动隔膜跳汰机。现介绍常用的横向隔膜跳汰机——梯形跳汰机。

梯形跳汰机隔膜运动方向与矿流方向垂直故称横向隔膜跳汰机。侧动型隔膜跳汰机的隔膜垂直地安装在跳汰室筛板下的侧壁上。梯形跳汰机是由我国自行设计制造的，并于 1966 年定型生产。其结构如图 5－3－46 所示。

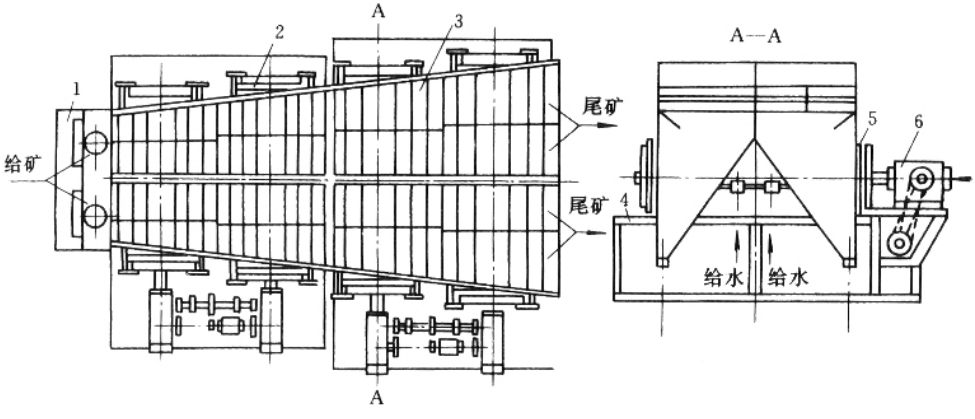


图 5－3－46　梯形跳汰机

1—给矿槽；2—中间轴；3—筛框；4—机架；5—鼓动隔膜；6—传动装置

梯形跳汰机全机分为两列，每列4个室共8个跳汰室组成一个整体。每2个相对的跳汰室为一组，由传动箱伸出的轴带动两侧垂直隔膜运动。全机由2台电动机驱动2个传动箱。在传动箱内装有偏心连杆机构。梯形跳汰机的筛面自给料端向排料端扩展，成梯形布置。

梯形跳汰机结构特点：跳汰室的面积为梯形，沿进料方向由窄到宽，矿浆流速逐渐减缓，有利于细粒级重矿物的回收；全机由8个跳汰室组成，分2列，各列4室，每室的冲程、冲次能单独调节，根据需要组成不同的跳汰制度；结构可拆，有利于运输和搬迁；该机结构简单、维修方便、运转可靠。

梯形跳汰机的处理能力大，可达15～30t/（台·h）；一般用于分选钨、锡、金、铁矿石等，分选效果很好。1台梯形跳汰机可代替10～14台摇床。另外，其适应性强，适于中、细粒级和不同品位的给矿。对细粒级有较好的分选效果。给矿粒度范围一般为0.2～10 mm。

4. 圆形跳汰机和复振跳汰机

圆形跳汰机是将几个梯形跳汰机合并而成的。复振跳汰机是设两组偏心连杆机构，通过摇杆合并为一种复合运动，摇杆借助摇框，带动圆锥形隔膜作上、下运动，形成复振跳汰周期曲线。

第四节　跳汰机的操作工艺与制度

影响跳汰过程的因素很多，主要有物料性质、机械结构、操作因素三大类。对于一定的物料和跳汰机，确定合理的操作制度是获得良好分选效果的保证。

一、跳汰机的给料

跳汰机入料性质的波动及给料量的变化，对跳汰机的工艺效果都有直接的影响。因此，所谓控制给料，是指入料性质变化的波动尽量小，即给入跳汰机的原料应均质化；再有，给料速度也需均匀，不可忽多忽少。

对于选煤厂，它可能分选几个矿井的原煤，或者分选性质相差较大的几个煤层的原煤，应采取措施实现入选原煤均质化，即配煤入选。这不但有利于用户质量指标的标准化，也有利于选煤厂入选原煤的水分、粒度及含矸量等原煤特征的标准化。对于跳汰机，控制好入料的质量、数量，可以保证分选过程的稳定性，减少设备过载或负

荷不足的现象，提高分选效率，降低煤在矸石中的损失。另外，各种配煤组分，按一定比例掺混，可提高经济效益。

选前使入料性质均质化，给料速度均匀，为跳汰床层的稳定提供了可靠的保证。加上合理的风水制度配合，就会使床层处于最佳的分选状态。否则，如果煤质时易、时难；煤量时多、时少、时断、时续，跳汰分选过程就难以正常进行。此外，沿跳汰机入料宽度上，物料应均匀分布，不然造成床层局部厚薄不均，松散状况各异，也将影响分选效果。

最后，应注意伴随物料给入的冲水，一定要使原煤预先润湿。尤其在不分级入选、粉煤含量较多时更为重要。否则，物料进入跳汰室后，出现结团现象，在水层上呈小群体漂移，使精煤质量降低。

二、跳汰频率和跳汰振幅

跳汰频率和跳汰振幅是跳汰过程的重要参数。

跳汰脉动水流的振幅决定了床层在上冲期间扬起的高度和跳汰床层的松散条件。床层必须扬起的高度主要与给料的粒度及床层的厚度有关。粒度大、床层厚，就要求床层扬起的高度大，所以要求有较大的水流振幅。

对于无活塞跳汰机，在风压不变的条件下，降低频率，脉动水流的振幅可增大，床层松散也加大。

用低频（35～40 次/min）大振幅跳汰，床层松散度较大，分层较快，故跳汰机的处理量增加。但此时速度因素、矿粒的粒度和形状因素对分选效果影响较大，而且因频率低，操作时，对风水制度和给料量的变化相当敏感，故操作较困难。所以低频、大振幅跳汰只适用于分级块煤分选或易选煤分选。相反，高频跳汰时（50～60 次/min）工作稳定，加速度因素影响大，粒度和形状因素的影响减弱，细粒透筛能力较强，故产品的质量好而稳定。但因松散度减小，分层速度减慢，跳汰机处理能力降低。但是，只要风压、风量以及风阀构造等条件许可，在能够达到所需要的床层松散度的条件下，把跳汰频率提高一些还是有好处的。

频率只能通过改变风阀的转速来调整。振幅主要通过改变风压、风量（调节风门）、风阀的进、排气孔面积及频率等加以控制。其中风阀的进、排气孔面积视风阀结构的不同，有的可以调整，有的则不能调整。

一般滑动风阀跳汰机的频率为 50～70 次/min。旋转风阀跳汰机的频率为 40～90 次/min。用旋转风阀跳汰机分选小于 50 mm 的不分级煤时，所用频率为 30～60 次/min，振幅约为 80～120 mm，但中煤段的振幅可适当增大一些。

三、风量和水量

应根据所要求的床层松散度调节用风量。第一段的风量要比第二段大一些。各段各分室的风量由入料到排料依次减少，有时为了加强第二段中间分室的吸啜分层作用及细矸石的透筛作用，风量可适当增大一些。

跳汰机配套的风机，我国设计部门推荐的用风量指标见表 5－3－6。通常侧鼓式跳汰机用的风压为 0.018～0.025 MPa；筛下空气室跳汰机用的风压为 0.025～0.035 MPa。

表 5－3－6　跳汰机的风量指标

机　别		单位筛面空气消耗量/m^3·（m^2·min）$^{-1}$
筛下空气室跳汰机		5～6
筛侧空气室跳汰机	混合入选	5～6
	选块煤	5～6
	选末煤	3～4

跳汰机用水量包括筛下顶水和冲水。冲水的用量一般以给料口的原料能完全润湿为准。冲水的用量约占总水量的 20%～30%。筛下顶水占总水量的 70%～80%以上。前段的筛下顶水将成为后段的运输水。筛下顶水的作用主要是补充筛下水量的短缺，减小跳汰室和空气室之间在工作时的液位差，其目的是增加空气室内压缩空气的有效压力。筛下顶水所形成的上升流速很小，约在 0.5～1.5cm/s 范围内，不会明显地改变脉动水流的上升和下降最大速度。但由于它减小了跳汰室和空气室之间的液位差，增加了压缩空气的压力效应，使脉动水流上升时提早开始，下降时提前结束，因而增强了上升水流的作用，减弱了下降水流的作用。增加筛下顶水用量，能提高床层松散度，减弱吸啜作用和细粒物料的透筛。分选 0～50（或 60）mm 不分级原煤时，水量耗量约为 2～3.5m^3/（t 原煤）；分选块煤时，水量耗量约为 4～5.5m^3/（t 原煤）。在筛下顶水分配上，第一段用量比第二段大，而且各段的各分室通常也是由入料端到排料端依次减少的。

风量和水量的正确配合使用，对分选过程极为重要。虽然在一定范围内增加风量或增加筛下补充水都能提高床层松散度，但增加风量能提高下降期的吸啜作用，而增加水量却是减弱它的作用。在实际操作中应根据具体情况和工作经验灵活运用。不少操作者支持“宁多用风，不多用水”的原则，这是因为用水量过大不仅容易增加精煤的污染，而且会给后续作业——煤泥水处理系统造成沉重的负担，加重煤泥在厂内回收的任务。

四、风阀周期特性

脉动水流特性主要取决于风阀周期特性。应根据分选物料的性质（粒度和密度组成）和风阀结构的特点选择风阀周期。滑动风阀（立式风阀）的工作周期几乎是固定的，不易调整。旋转风阀（卧式风阀）有一定的调节范围，可以根据需要选择合理的风阀周期特性，使每次脉动水流有利于按密度分层的过渡阶段得到充分利用。

选择卧式风阀周期特性的原则是：保证床层在上升后期维持充分松散的条件下，尽量缩短进气期，延长膨胀期，使之有一个足够的排气期。同时由于跳汰机第一段的床层厚且重，所以第一段的进气期通常比第二段长些，而第一段的膨胀期却要比第二段短一些。选择时可参考表 5－3－7。

表 5－3－7　分选各种粒度原煤的风阀周期

煤种 / 周期	块煤	末煤	不分级煤
进气期/（°）	140 ~ 200	110 ~ 140	125 ~ 160
膨胀期/（°）	0 ~ 63	55 ~ 110	35 ~ 90
排气期/（°）	约 160	140 ~ 165	145 ~ 165

在实际操作时有两点应该注意：一是在同一段中，各分室的风阀周期特性要保持一致，否则床层运动不协调。二是要注意检查旋转风阀的旋转方向是否正确，正确的转动方向，能产生正确的周期，即进气——膨胀——排气；相反的转动方向，则会产生错误的周期，严重影响产品的质量和跳汰机的处理量。

电磁风阀调整灵活，可以根据工作需要迅速调整风阀的周期特性。随物料的变化，创造良好的床层松散分层条件，以获得较好的分选效果。在国内外，为了自动控制跳汰周期，出现了广泛采用电磁风阀的趋势。

五、床层状态

床层的运动状态决定着矿粒按密度分层的效果，所以操作的主要目的，是为了使床层处于有利于分选的工作状态，并使之保持稳定。

床层愈厚，床层松散所需的时间愈长，分层的时间也愈长。若床层太厚，在风压或风量不足的情况下，不容易达到要求的松散度。床层减薄能增强吸啜作用，有利于细粒级的分选并能得到比较纯净的精煤，但如果床层太薄，吸啜作用过强，精煤透筛损失将增加，床层不稳定，操作困难。

在实际生产中，床层厚度 H 和入料最大粒度 $d_{\max}$ 的关系可参考下面经验数据来确

定。

块煤　$H=(5\sim10)\ d_{max}$

末煤　$H=(10\sim20)\ d_{max}$。

采用无活塞跳汰机分选 0～50 mm 粒级煤时，床层的厚度一般为 400～500 mm。

在某一具体条件下所需要的床层松散度，应该通过实验确定。一般规律是，提高床层松散度可以提高分层速度，但同时又增加矿粒粒度和形状对分层的影响，不利于矿粒按密度分层。所以分选不分级（或宽分级）煤时，床层的松散度要小一些，一般在 0.4～0.55 之间。床层松散度一般都是用探杆凭经验探测的，要求在上升水流后期整个床层都能达到适度的松散。如果矸石层松散不好，床层过死或跳汰机上部出现硬盖物料没有分层，都将严重影响产品的质量，应采取相应的措施，改善床层松散状况。

通过调整筛板倾角和风水量可以控制床层水平移动速度，使它与床层按密度分层速度相适应，使物料到达排料闸门时应按密度分好层次；并使矸石床层和中煤床层的水平移动速度与原煤中矸石和中煤的含量相适应，以保持适当的重产物床层厚度，创造一定的分选条件；同时沿宽度和长度各点上的水平移动速度也应基本一致，否则会造成床层局部薄厚不均匀，松散不均匀，以致破坏按密度分层。

六、产物的排放、分离

按密度分好层次的床层，应及时地、连续地、合理地排出跳汰机。应该使重产物的排放速度与床层分层速度、矸石（或中煤）床层的水平移动速度相适应。如果重产物排放不及时，产生堆积，将污染精煤，影响精煤质量；如果重产物排放太快，又会出现矸石（或中煤）床层过薄，甚至排空情况，使整个床层不稳定，从而破坏分层，增加精煤的损失。

许多选煤厂在跳汰机矸石段采用“大排矸”的经验收到了较好的效果。“大排矸”即在保证矸石中的精煤损失不超过规定指标的条件下，矸石段排矸量要彻底，使排矸量达到入选矸石量的 70%～80%，从而改善跳汰机第二段的分选条件，以提高精煤质量和精煤产率。一般情况下，6 mm 以上的矸石排出率容易达到要求，因此要着重提高 6 mm 以下矸石排出率。

第五节　跳汰机安装调试、操作维护与故障处理

选煤常用的跳汰机有空气脉动跳汰机和动筛跳汰机，其工作原理与结构各不相同。

一、空气脉动跳汰机

（一）工作原理

空气脉动跳汰机根据空气室的结构位置可分为筛侧空气室跳汰机和筛下空气室跳汰机，其工作原理都是通过压缩空气使水形成垂直脉流运动，进而实现轻重物料的分层和分离。

跳汰机的风阀按所选定的频率将压缩空气送入或排出跳汰机的空气室，使跳汰机中的水介质形成上下脉流运动。原煤从入料端随着水流给入，在脉动水流的作用下松散并按密度在筛板上分层，密度大的物料（矸石）下沉至底层，密度适中的物料（中煤）分布在中间层，密度小的物料（精煤）分布在上层。下层的重物料通过闸门和排料机构排至下机体，与透筛物料一起由斗式提升机运走。中上层物料随着水流进入下一段继续分层和分离。这样，原煤就被分成矸石、中煤、精煤等产品。跳汰频率、风量、风压、进排风周期、水量、水压、排料速度和时间等参数组合成操作制度。为了达到最佳分选效果，不同的原煤可能采用不同的操作制度。

（二）结构特点

1. X 型筛下空气室跳汰机

X 型筛下空气室跳汰机机体采用空气室对称居中、一个空气室对应一个跳汰室的机型作为基本单元结构，可根据需要任意组合。该结构具有风量分布及脉动水流波高均匀，结构简单，能耗小的特点。

空气室形状为顶部是最佳扩散曲线、下部为流线形导流板，既可使脉动水流迅速扩散，又可防止涡流产生。实践证明，在正常的进气压力和进气量的情况下，沿跳汰机长度和宽度方向，脉动水流的振幅是一致的，这为均匀分层提供了可靠的条件。空气室结构示意见图 5－3－47。

为了提高跳汰机处理能力和分选效果，减少风、水用量，把冲孔筛板改为不锈钢焊接筛板，提高了筛板的开孔率，开孔率可达 75％以上。

跳汰机的风阀采用电控气动单盖板阀，其特点是进气阀打开速度快，最大进气面积持续时间长；在同一进气面积和进气时间内，比旋转风阀进气量大。数控单盖板阀结构简单，进气阀打开时，要先储存一定的能量来克服 20～30MPa 的背压，启动以后背压消失，就等于把很大的推力加到活塞上去，使活塞得以有较大的加速度和较快的开启速度。如果没有背压，作用在活塞上的推力只要能克服摩擦力和重力，活塞即可启动，在运动过程中的加速度则完全依靠上下气缸压力的变化，难以达到较大的数值。

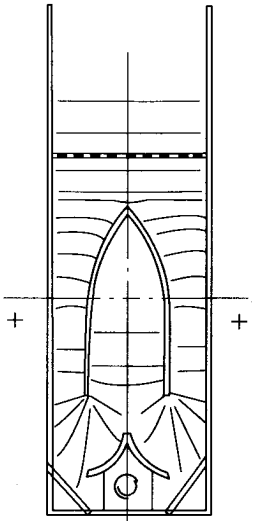


图 5－3－47　X 型跳汰机空气室简图

此外，先进的风压自动控制装置能保证跳汰机风压的稳定，使跳汰机工作平稳。该装置主要由稳定电动调节阀、放风电动调节阀、直接作用压力调节阀及管路电控部件等组成，见图 5－3－48。

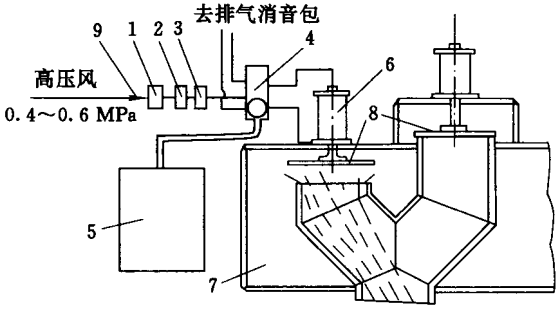


图 5－3－48　电控气动风阀系统示意图

1—滤液器；2—调压器；3—油雾器；4—电磁换向阀；5—电子数控装置；6—气缸；7—风包（风压 0.3～0.5 Kg/cm^2）；8—阀板；9—高压风管

按不同要求设有不同形式的自动排料装置。对于入选 250～13 mm 级的块煤跳汰机，采用垂直闸门加排气阀的排料装置，排气阀开口面积与转角成线性关系。排料系统由浮标装置（或筛下压力传感元件）、闸门提升机构和排气系统组成。由浮标检测重物料层厚度，溢流堰控制床层厚度，闸门高度控制排放厚度，排气阀控制排放速度。对不分级煤及末煤跳汰机，采用液压水平排料机构（见图 5－3－49），以避免物料超过溢流堰时产生的混乱现象。

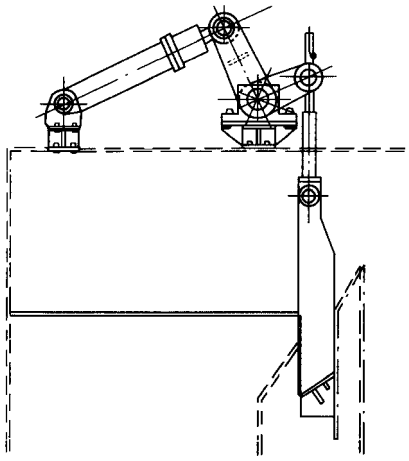


图 5－3－49　液压水平排料机构

2. SKT 系列跳汰机

SKT 系列跳汰机见图 5－3－50。

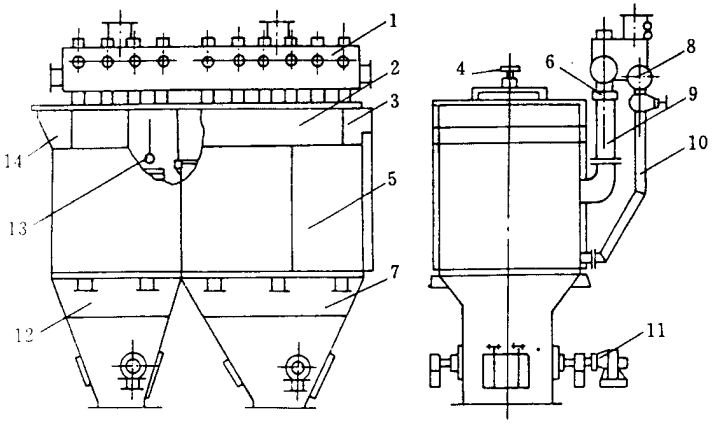


图 5－3－50　SKT 系列跳汰机结构简图

1—数控气动风阀；2—侧壁；3—出料端；4—浮动闸门；5—上机体；6—蝶阀；7—中煤机体；8—总水管；9—接管；10—分水管；11—排料装置；12—矸石锥体；13—浮标；14—进料端

采用水流 U 形振荡的筛下空气室结构，每个隔室都自成一个 U 形振荡体，不易产生相互干扰，减少了能耗，同时也防止在进气期或排气期内水流撞击，使水流平稳升降，改善了物料的分选条件。顶水沿机体全宽度均匀给入，对床层的作用力均匀，有利于跳汰制度在全宽度上均匀分布，使床层平稳，改善了分层过程和排料的精度。采用倒锥形孔和不锈钢条缝两种筛板，可根据需要选择。机体设计成漏斗形单隔室组合结构，每个隔室自成一体，均为漏斗形，底口用管子接到下料溜槽上，将透筛物料排

出。每个隔室为积木或对接装配，给制造、运输、安装和使用带来了方便。机体结构简图见图 5－3－51。

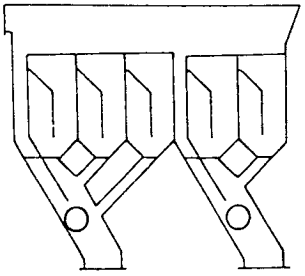


图 5－3－51　SKT 系列跳汰机机体结构简图

采用数控气动立式滑阀。由气缸带动阀心，在阀套内滑动，当阀心和阀套上的开口重合时，完成进气或排气。阀心运动不受风压影响，也不和其他部件撞击，因此，需要的动力小，工作可靠，噪音很小。其工作系统见图 5－3－52。

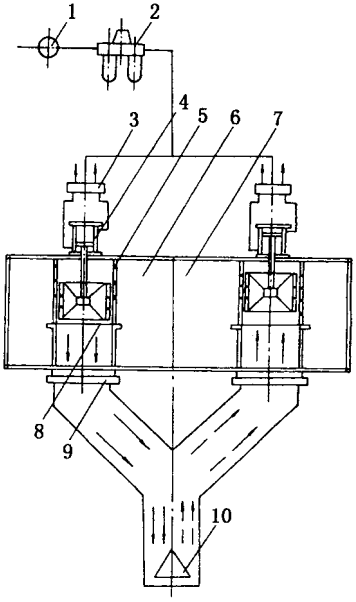


图 5－3－52　数控气动立式滑阀工作系统图

1—高压风管；2—气源三连体；3—电磁阀；4—气压；5—定套；6—低压风箱；7—排气风箱；8—阀心；9—手动蝶阀；10—空气室

风阀由微电脑数控系统控制，电脑控制板为集成电路，采用按键操作，可以任意调整跳汰制度，同时可预置 3 个经典的跳汰制度供操作人员选择使用。

跳汰机排料系统由无溢流堰水平下料口、随动溢流堤、料仓、超安息角排料叶轮、直流电机驱动装置、床层厚度传感器和电控柜等组成。排料系统见图 5－3－53。

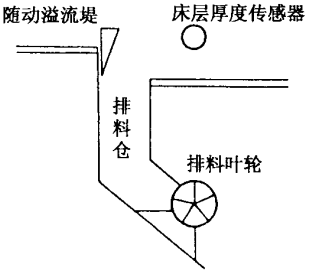


图 5－3－53　排料系统图

采用随动溢流堤，可随原煤性质变化，自动调节升降高度，随时对准床层的产品切割面，使物料在产品分离过程中，能维持稳定的分选密度。采用无溢流堰水平下料口，可避免物料在分层后撞击溢流堰造成的二次混杂现象，并使需要排出的产品准确地进入料仓。采用漏斗型料仓可阻止水流上下串动而扰乱细颗粒的排列秩序，实现稳定排料。排料轮设在料仓底口的物料下滑安息角之外，只有当其转动时才能排料，解决了卡轮、跑料等弊病。电控系统设有手动和自动两种功能，操作人员既可手调排料直流电机的转速，也可通过床层传感器检测床层厚度，自动调节排料量。

3. *BM* 型筛侧空气室跳汰机

BM 型筛侧空气室跳汰机的空气室和跳汰室宽度比值较小，中隔板的几何形状与延伸深度布置合理，水流脉动和两侧波幅均匀。跳汰面积在 $10m^2$ 以下的跳汰机，采用卧式风阀，用无级调速电机带动；在 $10m^2$ 以上的跳汰机，采用电脑数控立式滑动风阀。跳汰机的排料采用弧形闸门或闸门排料与透筛排料相结合的综合排料系统，排料量可以任意调整。

BM 型筛侧空气室单段跳汰机结构见图 5－3－54。BM 型筛侧空气室两段跳汰机结构见图 5－3－55。

4. *CT* 系列筛侧空气室跳汰机

经过水电模拟对比试验和理论分析，*CT* 系列跳汰机设计了较为理想的机体，克服了沿宽度方向上的偏斜分层现象。

CT 系列跳汰机风阀有三种类型，即带调整套的旋转风阀，不带调整套的旋转风阀和电控气动风阀，以适应不同煤质要求，达到最佳跳汰特性，获得良好的分选效果。三种风阀见图 5－3－56。

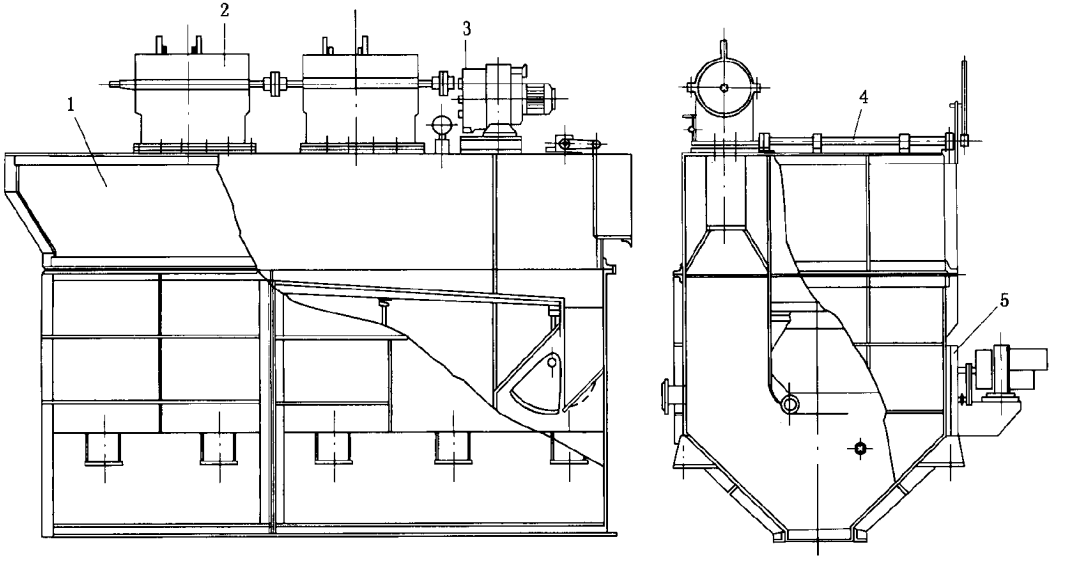


图 5－3－54　*BM* 型筛侧空气室单段跳汰机结构简图

1—机体；2—卧式风阀；3—无级变速器；4—排料装置；5—排料轮及传动系统

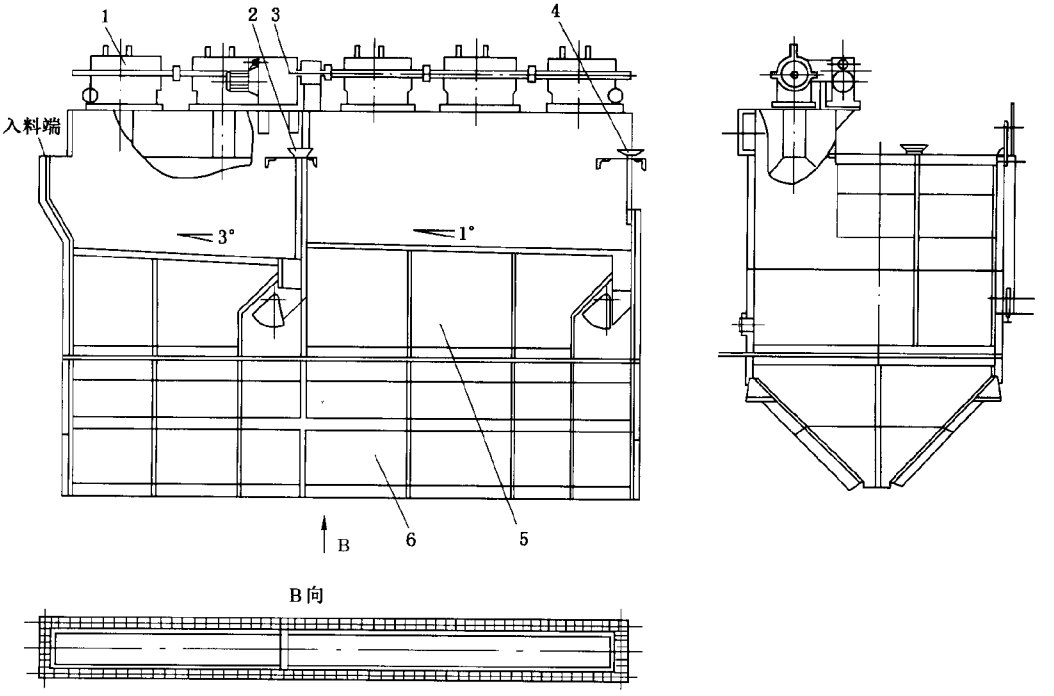


图 5－3－55　*BM* 型筛侧空气室两段跳汰机结构图

1—卧式风阀；2—排料闸门（1）；3—无级变速器；4—排料闸门（2）；5—上机体；6—下机体

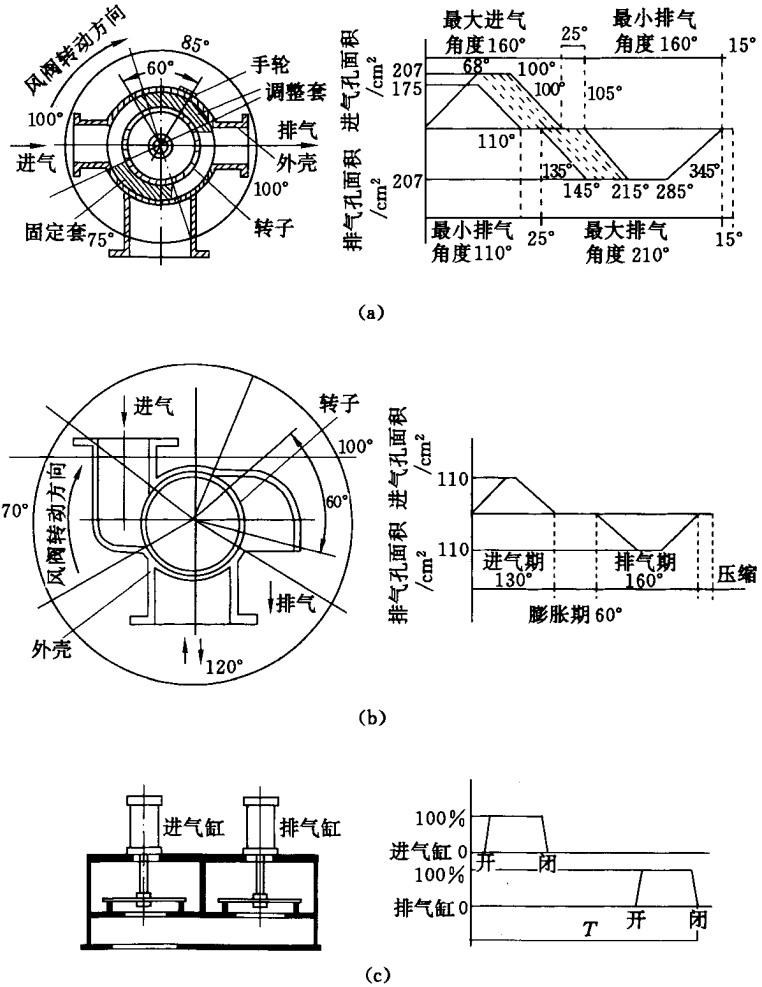


图 5－3－56　*CT* 系列跳汰机三种类型风阀结构图

(a) 带调整套的旋转风阀；(b) 不带调整套的旋转风扇；(c) 电控气动风阀

***CT* 系列跳汰机排料装置分手动和自动两种。手动排料装置由浮标装置、手动排料闸门和象鼻管组成。当浮标在床层中位置发生变化时，跳汰机司机根据变化操作手动排料闸门和象鼻管开口来进行排料。自动排料装置由浮标装置、闸板自动提升机构和排气系统组成。以浮标的位移变化作为控制执行机构的依据，然后由执行机构来控制排料闸门的大小和排气量的多少，以控制排料速度。排料装置结构简图见图** 5－3－57。

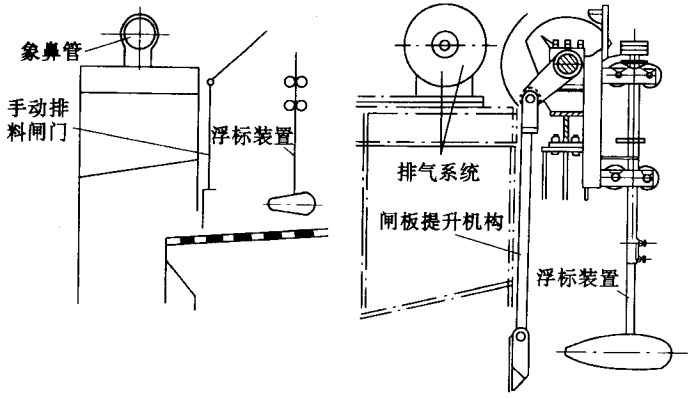


图 5－3－57　排装装置结构简图

（三）安装与调试

1. **机体**

（1）机体安装前，应对跳汰机各零部件进行清理与检查，对运输中造成的损伤变形进行修复。

（2）对于筛侧空气室跳汰机

①先把上机体安装在乎整好的基础上，位置找平，上沿找平后再与基础固定；

②将下机体（矸石漏斗、中煤漏斗）用螺栓固定在上机体上，上下机体之间的连接应严密，不得渗漏。

（3）对于筛下空气室跳汰机

①先把两个下机体安装在平整好的基础上，位置找平，上沿找平后，用螺栓将下机体连接起来；

②依次安装上机体，上机体各段之间以及上、下机体之间用螺栓连接，机体各段之间的间隙不得超过 $5\,mm$ **；**

③下机体各段之间，按图纸要求将各接触面内、外进行连续焊接，焊接要严密，不得漏水。

（4）筛板用螺栓严格固定牢固。

（5）向机体内注水至跳汰机溢流面，检查各法兰、阀门、孔盖及连接处有无漏水现象。筛下补充水闸阀应转动灵活。

（6）水位接点要装成与水平面相垂直，水位指示器各信号灯的接线应与各水位接点的位置相对应。

（7）沿焊缝外刷油漆，与机体颜色一致。

2. **自动排料装置**

(1) 浮标装置安装应牢固，螺栓紧固适度，位移传感器各处须完好，铁心导杆上下运动灵活。

(2) 位移传感器的中心线应垂直于水平面。

(3) 通过增减配重块，将浮标密度调至比分选密度低 $0.1 \sim 0.2\ g/cm^3$。

(4) 浮标装置在高度方向的位置要准确，使浮标中心可在距排料口处筛面上高度为 $150 \sim 350\ mm$ 间变动。

浮标高度为 $150\ mm$ 时，变送器输出电信号为 0；浮标高度为 $350\ mm$ 时，输出电信号为 10mA。

(5) 托板机构动作应灵活，不得有卡阻现象，其工字梁中心线应与机体中心线相垂直，其偏差在跳汰室宽度范围内不得大于 $3\ mm$。

(6) 液压缸等传动机构应能使托板在 $0 \sim 200\ mm$ 内自由升降。

(7) 系统装好后进行试运转，全部正常后，再根据煤质初步调节浮标和排料托板之间的比例关系。

(8) 对块煤跳汰机的排料机构，应使闸板提升机构和放风阀运转自如，并根据煤质情况调整浮标、闸板提升机构和放风阀之间的比例关系。

3. 手动排料装置

(1) 手动排料闸门动作应灵活，不得有卡阻现象，安装时须按部件图所示位置进行安装，即在闸门关闭排料口时，手柄之定位插头正好插在扇形板的 0 位。

(2) 浮标装置安装后，应上下运动自如，不得有卡阻现象，浮标杆的长度按浮标装置部件图所示尺寸调好。

(3) 浮标密度可通过浮标上的配重块进行调节，一般调至比分选密度低 $0.1 \sim 0.2 g/cm^3$。

(4) 象鼻管的拉板闸门要拉动灵活，不得有卡阻现象。

4. 电磁风阀系统

(1) 机体安装找平后，将机体与风包的接头用螺栓固定，接口处加橡胶垫以防漏风。

(2) 整体吊装风包，要防止吊装时风包变形。

(3) 将风包按设备安装图位置放在机体上，相互位置调整好后再进行焊接。

(4) 将高压风总风管清理干净，管内不得有灰尘和杂物。

(5) 安装气缸前，先检查气缸和活塞杆有无损伤。

(6) 将气缸装在风包上，法兰接口处加橡胶垫，螺栓连接处加钢垫以防漏风。

(7) 按风阀系统图安装气源三联体或气水分离油雾装置和电磁阀。

安装前先将各个风管及接头清理干净，各管接头处除要加橡胶密封圈外，还要用聚四氟乙烯生料带缠绕，并连接好。

（8）接通高压风，调整调压阀，将压力调在 0.5MPa，检查风管及管接头处是否漏风。

（9）接通高压风，手动电磁阀，这时气缸应开闭灵活，并检查盖板与缓冲圈是否密合（指盖板阀）。

（10）检查阀心与阀套的对中性，是否有卡别现象（指气动立式滑阀）。

（11）待每个气缸手动正常后，将电磁阀与电子数控装置接通。

（12）将跳汰频率定为 60r/min，接通高压风和数控装置电源，检查每个气缸的动作情况。

5. 卧式风阀

（1）风阀应整体安装，安装时须检查风阀底座上的衬垫是否完好，并在衬垫两面涂一薄层润滑脂。

（2）风阀与机体的连接螺栓孔是配钻的，须按制造厂标记进行安装，不得调换位置。

（3）连接风阀的柱销联轴器须保证二轴同心，其同轴偏差为 0.1～0.25mm，其角度偏差小于 30′。

（4）安装时须保证同一段（矸石段、中煤段）中各风阀转子的开口位置一致，矸石段风阀转子开口位置与中煤段可以错开 180°，也可以相同，由用户自定。

（5）调节风量的阀门转动要灵活。

（6）风阀安装后要进行空车试运，要求运转平稳无振动，轴承和各摩擦部分不得有不正常的噪声和温升。

全部安装好后，应加水和通风试运，发现漏水漏气应及时处理。

（四）操作要点和日常保养维护

（1）必须严格保证筛下补充水中不得混入木块、棉纱及其他杂物。

（2）每班开机前，高压风机、风包应先放水。

（3）给料须按机器规定的处理能力和分选粒级均匀连续地沿整个入料宽度给入。

（4）顶水流量阀门的调整：从入料端起第一个阀门开启最大，顺物料运动方向各阀门的开启依次递减，顶水的供给量视原煤煤质和给料情况而定。

（5）风阀系统的调整和使用：在调整和使用中，根据原煤煤质情况和物料粒度组成的变化，及时改变跳汰机的跳汰频率和风阀参数。

①卧式风阀调整时应注意：

·通过更换链轮可获得 7 种跳汰频率（36、40、44、48、52、58、63r/min），操作时根据煤质及原煤粒度组成选用；

·对于带调整套的卧式风阀，其调整套可在 0°～50°范围内调整，调整套的轴处于 0 位（即中间位置），进气期为 135°，向进气侧扳动，进气期减少，反之为增加。

②电控气动风阀在调整和使用中应注意：

·进气期不能太长，进气期过长，床层翻花不利分层，应以达到跳汰机所要求的振幅为宜；

·要使用合理的排气期，使空气室内留有一定的余压，保持一条自空气室的入口到另一端的通道，排气期过长，排气口会出现喷水现象，甚至无法正常跳汰；

·调整进气期和排气期时，可观察水位指示灯，正常情况下是最上边的一个常灭，中间的两个闪亮，最下边的一个常亮；

·气缸行程可调时，通过调整气缸的行程，可以改变阀板的开度，以控制进、排气量，一般正常工作时，进气缸阀板开度是排气缸的 3 倍左右；

·在调整和使用中，阀板的开度要与跳汰机风阀特性曲线和跳汰频率结合起来一起调整，以达到最佳效果；

·定期清洗分水滤气器，一般每月一次；

·经常检查油雾器内是否有油，油雾器用 10 号机械油，保持油量为油杯的 4/5，正常工作时，调整油杯滴油量为 5 滴/min；

·每两个月检查一次气缸内的缓冲橡胶、活塞环、导向环及轴密封，看是否有损坏或漏气现象，发现问题及时更换零件；

·清洗跳汰机时，要防止水进入电磁阀内，以免损坏电磁阀；

·使用中如发现气缸活塞轴漏气，可进一步拧紧出轴端的端盖，当端盖紧到头时，打开端盖，加一圈聚合生料条紧固。

(6) 液压自动排料系统的调节和使用

①根据选煤效果，调节浮标和液压托板之间的比例关系；

②液压站与各执行元件须连接好，油管须牢固，避免振动，油液须过滤，装油至规定高度；

③放松溢流阀手柄，打开压力表开关；

④点动油泵，检查旋向（从电机尾部看为顺时针）；

⑤开动油泵试运转 10min（如不能很快出油，则不能使泵运转超过 1min）；

⑥点动电磁铁，使油缸动作若干次，如不动，可逐渐旋紧溢流阀手柄；

⑦泄荷电磁阀在泄荷情况下，不得调整溢流阀；

⑧当溢流阀调至工作压力后，将调节手柄锁定；

⑨压力调好后，无须经常变动，将压力表开关关闭，以保护压力表；

⑩液压油每半年换一次。

（7）每月清理床层一或二次，清除筛板上的铁器、硫铁矿和堵塞筛孔的小块物料，同时检查筛板是否损坏和松动。

（8）每班检查各运动部分螺栓是否松动，各密封处是否漏水、漏油，气缸运行声音有无异常，温升是否过高。

（五）常见故障处理

跳汰机常见故障及处理方法列于表 5－3－8，供参考。

表 5－3－8　跳汰机常见故障及处理

序号	故　障	原　因	排除方法
1	电磁阀堵、密封圈漏气	滤气器失效，高压风带水及杂质多，检修电磁阀时没有清洗	除重换滤气器处，应定期（30d 左右）清洗电磁阀和更换密封圈
2	电磁阀线圈烧坏	电磁阀线圈盒进水	打扫卫生时，禁止用水冲洗电磁阀
3	气缸阀板不动作或动作	气源压力低于额定值，电磁阀孔堵塞或密封圈损坏，电磁阀线圈短路或烧坏，滤气器堵塞，气缸活塞环损坏，气缸生锈或有杂物	检查气源管道是否漏气，更换出故障的元件
4	气缸冲击噪声大	缓冲橡胶老化	更换缓冲橡胶
5	传感器松动或损坏	振动、溅水	紧固螺栓或更换传感器
6	筛板松动或损坏	液流脉动	紧固螺栓或更换筛板
7	浮标磨漏	磨损	更换浮标
8	出风口喷黑水	排风时间长，或由于空气室中的风排净	空气室中留有余压，保持空气通道
9	物料打团严重	喷水位置不正确，煤层外湿里干，而且水压、水量不足，循环水中杂物多	喷水位置设在给料机出口、物料下跌处，且方向与煤流方向一致，加大喷水，清除循环水中杂物。

序号	故　障	原　因	排除方法
10	缓冲效果不好	缓冲器损坏	更换缓冲器
		缓冲橡胶损坏	更换缓冲橡胶
		缓冲垫过软	更换适当硬度的缓冲垫
		缓冲垫过硬	
11	液压缸漏油	密封件老化	密封件损坏
		更换新密封件	

二、动筛跳汰机

（一）工作原理

动筛跳汰机是另一种形式的跳汰机。工作时，槽体中的水流不脉动，直接靠动筛机构用液压或机械驱动筛板在水介质中做上、下往复运动，使筛板上的物料成周期性的松散。

动筛机构上升时，颗粒相对于筛板是没有相对运动的，而水介质相对于颗粒是向下运动的。动筛机构下降时，由于介质阻力作用，水介质形成相对于动筛机构的上升流，颗粒则在水介质中做干扰沉降，从而实现按密度分层。

动筛跳汰机与空气脉动跳汰机的主要区别在于：

（1）不用风，也不用冲水和顶水；

（2）物料的松散度由动筛机构的运动特性所决定。

（二）结构特点

1. 液压驱动动筛跳汰机

液压驱动动筛跳汰机由主机、驱动装置和控制装置三部分组成。动筛机构及排矸轮的动力由液压站提供；动筛机构及排矸轮的运动特性由电控柜控制。主机结构见图 5－3－58。

动筛机构在液压油缸的驱动下，绕销轴做上、下往复摆动，并在其中部设有溢流堰，在溢流堰的下方前端设有可调闸门，以调整溢流堰与筛板之间的开口大小。溢流堰下方筛板末端设有星轮结构的排料轮，由液压马达驱动。产品由提升轮排出，提升轮的中部有隔板，将提升轮分成两段，前段装重产品（矸石），后段装轻产品（精煤）。为了防止轻重产品互相污染，在轻重产品之间和两侧增设了由筛网或冲孔板制成的防污染隔板，隔板下部还装有橡胶板，并与提升轮中间隔板内径相接触，上部装有轴套，可绕动筛筛帮的轴转动。当动筛上下运动时，由于重力作用，隔板基本呈自由下垂状态，能有效地起到分隔轻重两产品的作用。另外，采用筛网或冲孔结构的隔板装置，

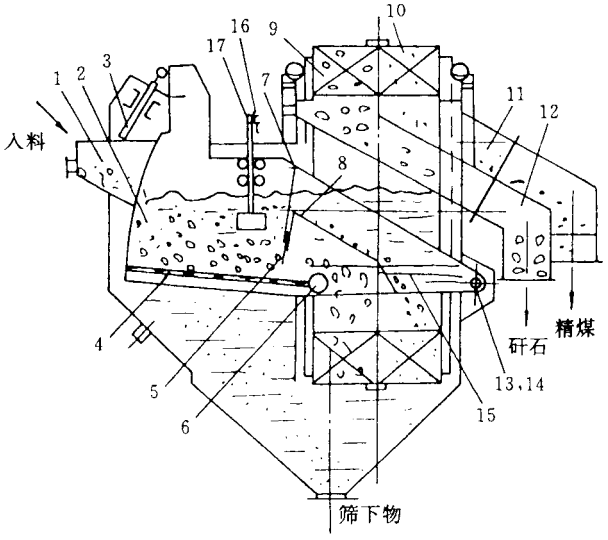


图 5－3－58　液压驱动动筛跳汰机结构简图

1—槽体；2—动筛机构；3—液压油缸；4—筛板；5—闸门；6—排料轮；7—手轮；8—溢流堰；9—提升轮前段；10—提升轮后段；11—精煤溜槽；12—矸石溜槽；13—销轴；14—油马达；15—链；16—传感器；17—浮标

使动筛对水介质的拨动减弱，也可避免横向水流将小块矸石带到筛下，防止提升轮发生故障。为了防止砸坏筛网，在筛板的入料端设置了筛板护栏，并与动筛筛帮固定。为防止筛板横向摆动，专门设置了防横向摆动装置。

2. 机械驱动动筛跳汰机

*GDT*14/2.5 型机械驱动动筛跳汰机由主机、驱动装置和控制装置三部分组成。主机结构见图 5－3－59。

该机驱动系统采用便于调节的曲柄摆杆机构，通过曲柄的连续转动，使摆杆绕固定轴做往复摆动，带动动筛工作。L 形摆杆可以在较宽的范围内靠丝杠调节摆杆长度来实现振幅的无级可调。对于周期和频率变化，采用换胶带轮方式，以适应不同煤质原煤分选的需要。排料装置采用自动浮标闸门，能随重物料量（矸石）的变化而自动地改变排料口的大小，从而实现自动排矸。产品由提升轮排出。

（三）安装与试车要求

1. 机体

（1）机体安装前，应对跳汰机各零部件进行清理与检查，对运输中造成的损伤变形进行修复。

（2）机体下部顶面向下，倒扣于相应的平整处，将集料漏斗上部与下部溜槽按图纸要求安装到位，并用高强螺栓连接牢固。

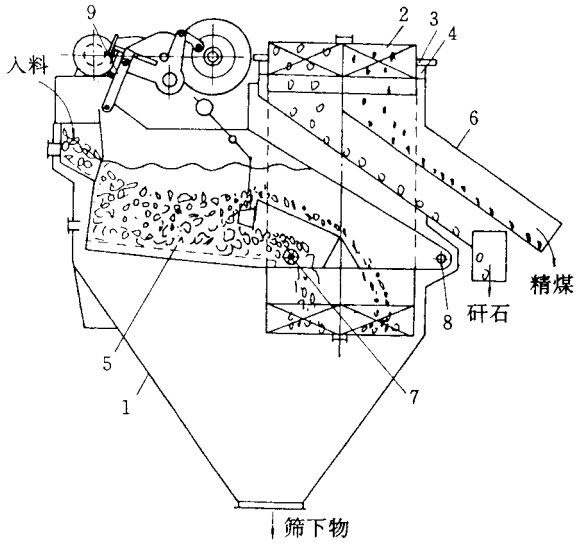


图 5－3－59　机械驱动动筛跳汰机结构简图

1—槽体；2—提升轮；3—挡；4—托轮；5—动筛；6—溜槽；7—排料轮；8—销轴；9—拉杆（驱动机构）

（3）将基础上的水泥残渣清除干净，垫上调整垫并将其用水平仪找平。

（4）机体的下部溜槽按图纸要求放置到相应的位置上，并将下部溜槽的顶面找平。

（5）将上部机体按图纸要求放置到下部溜槽的相应位置，并将上沿支座的平面找平后，用螺栓将跳汰机箱与下部溜槽的本体连接起来。

（6）将侧面的斜槽体与整个跳汰箱按设备安装图用螺栓连接牢固。

（7）集料漏斗、下部溜槽和上部跳汰箱之间的连接用电焊进行连续焊接。焊接时要求全部采用连续焊缝，不得有漏焊、夹渣等缺陷，以防止跳汰箱在工作中出现漏水现象。

（8）按照图纸的要求铺设铸石板，要求铸石板的外表面光滑、平整，其底面与跳汰箱表面的结合要牢固。

2. 提升系统及动筛系统的安装

（1）跳汰箱中垫入适当厚度的枕木，其厚度以能使双道提升轮的中心与跳汰机的设计回转中心重合为准。而后按图放入一半双道提升轮。在放双道提升轮时，应注意使其四周与跳汰箱四周的间隙均匀。

（2）将支承弯板及其连接角钢安装到位并紧固好。在安装支承弯板时应注意以下问题：

①上边的两个支承弯板暂时先不安装，要等到整个提升轮全部安装完毕后再安装；

②调整提升侧的支承弯板，使其外侧与双道提升轮的内侧之间保持 $< 8\,mm$ 的间隙。

（3）调整另一侧的支承弯板，使其外侧与双道提升轮的内侧之间保持 $10 \sim 15\,mm$ 的间隙。

（4）摇臂按图纸要求安装到位。在安装摇臂前，应首先将其末端的排料辊安装好，并在排料辊的轴端装好链轮。由于链轮的配合公差较紧，所以在安装时应使用相应的螺杆压入，绝对不能使用敲击法装入，以免损坏轴套。

（5）在安装排料辊驱动装置时，一定要使液压马达与排料装置的输入轴保持同心。若不同心，则应用调整垫进行调整。为保证该驱动系统旋转灵活，应将离合器两部分之间的间隙调整到 $3 \sim 5\,mm$。

（6）将一对提升轮支承装置的四个偏心轮调整到同一高度，再将其中的一件按设备安装图安装到跳汰箱上并用相应的螺栓固定好，另一件暂时先不安装。

（7）将出料溜槽按图纸要求安装到相应的法兰上并紧固牢固。

（8）将另一半双道提升轮按图扣放到前一半上，用其专用的连接板及铰制孔螺栓连接并紧固好。

（9）将剩余的一件提升轮支承装置按图安装到位，并用横梁将这两个支承装置连为一体。拧紧连接螺栓，而后调整偏心轮，使其工作面与双道提升轮轨道的工作面保持良好的接触。最后，再将下部垫着的枕木取出。

（10）将双道提升轮的四个导向轮按图安装到位，打入斜铁，使导向轮的工作面紧靠双道提升轮轨道的侧面。

（11）最后将摇臂驱动装置按图安装到正确位置上。在安装时一定要注意摇臂驱动油缸的中心与摇臂的中心重合，以免使驱动油缸过早损坏。在安装球形铰链时，因其外壳较薄，所以一定要用压入法压入，而不能用锤击打入。

（12）将所剩的其他各零部件全部按图纸要求安装到位并固定好。

（13）最后再全面检查一下所有的构件是否全部安装到位，连接螺栓是否拧紧，应该调节的部位是否进行了调节。

分别接好液压系统及电控系统，按照液压及电控系统的使用说明书进行整机调试。

（四）日常保养维护

动筛跳汰机日常工作时应对以下四部分进行润滑：

（1）提升轮传动系统减速器。采用齿轮油，每半年加油一次。

（2）液压马达轴承座的滚动轴承。采用锂基润滑脂，一般每周向油杯中加注一次。

（3）托辊和挡轮处的滚动轴承。采用锂基润滑脂，一般每周向油杯中加注一次。

（4）液压油缸的十字轴和缸头部。采用锂基润滑脂，一般每周向油杯中加注一次。

（五）常见故障处理

机械驱动动筛跳汰机的主要故障是销齿轮与销齿圈时碰时离。其原因是：

（1）双道提升轮轨道与支承轮接触不好；

（2）销齿圈的固定螺栓有松动。

处理方法：

（1）调节偏心轮，保持其与轨道的良好接触。

（2）拧紧固定螺栓。

液压驱动动筛跳汰机的主要故障可分为：液压系统故障、油路故障、电控系统故障。可参照跳汰机液压闸门故障的处理方法解决。

第四章　摇床选矿原理及操作工艺

第一节　概　　述

摇床属于流膜选矿类设备，由平面溜槽发展而来，以后以其不对称往复运动为特征而自成体系。所有摇床均由床面、机架和传动机构三大部分组成，典型结构示于图 5－4－1 中，床面呈梯形或菱形，在横向有 1°～5°倾斜，在倾斜上方配置给矿槽和给水槽，床面上沿纵向布置床条，其高度自传动端向对侧降低。整个床面由机架支承，在床面一端安装传动装置，后者可使床面前进接近末端时具有急回运动特性，即所谓差动运动。

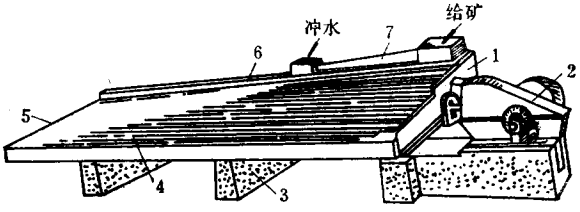


图 5－4－1　典型的摇床结构

1—给矿端；2—传动装置；3—机座；4—床面；5—精矿端；6—冲洗水槽；7—给矿槽

摇床是分选细粒矿石的常用设备，处理金属矿石时有效选别粒度范围是 3～0.019 毫米，选煤时上限粒度可达 10 毫米。摇床的突出优点是分选精确性高，经一次选别可

以得到高品位精矿或废弃尾矿，且可同时接出多个产品。平面摇床看管容易，调节方便。主要缺点是设备占地面积大，单位厂房面积处理能力低。

摇床的应用已有近 100 年历史，最初的摇床是利用撞击造成床面不对称往复运动，1890 年制成用于选煤。选矿用摇床是 1896 ~ 1898 年由 *A*. 威尔弗利（*Williey*）制成，采用偏心肘板机构。1918 年普兰特 – 奥（*Plat* – *O*）又以凸轮杠杆制成另一种传动机构。这两种摇床头结构经过改进至今仍在使用。第二次世界大战后德国制成了偏心轮传动的快速摇床。我国于 1964 年研制成功惯性弹簧式摇床，已在生产中推广应用。

为了解决摇床占地面积大的问题。床面向着多层化和离心化方向发展。50 年代我国即制成了双层摇床、四层摇床和六层矿泥摇床，但因床面惯性力难以平衡而未获推广，原苏联曾研制出双联三层摇床。英国在 60 年代用玻璃钢做床面制成双层及三层摇床，每个床面均有单独的传动机构。西德为了解决选煤厂大处理量的要求，建造多层配置的塔架。这些多层结构摇床仍沿袭了原有座落式安装方式，还不能大量设置在楼板上。

1957 年美国首先研制出多偏心惯性齿轮床头，接着制成多层悬挂式摇床，是摇床结构的一项重大革新。1975 年我国也制成了这种摇床，并已应用于生产。

离心摇床是将床面做成弧形，多个床面围成一个圆筒，沿轴向开缝，在振动的同时又在回转运动中借离心力强化选别过程。在工业试验中获得了良好分选效果，但因结构复杂而未获推广。

我国在 1913 年引进威式摇床，目前已有大量摇床用于分选钨、锡、铌、钽及含金矿石，仅云锡公司一地就应用了摇床 1784 台（1986 年），产出商品锡精矿占总量 86% 左右。国外还较多地用摇床选煤（脱出硫化铁），但在我国选煤厂应用还不多，表 5 – 4 – 1 列出了我国应用的摇床类型。

表 5 – 4 – 1　我国常用摇床类型

力场	床头机构	支承方式	床面运动轨迹	摇 床 名 称
重力	凸轮杠杆（*Plat* – *O* 型）	滑动	直线	贵阳摇床、云锡摇床、*CC*—2 摇床
	偏心肘板（*Wilfley* 型）	摇动	弧线	衡阳摇床，6—*S* 摇床
	惯性弹簧	滚动	直线	弹簧摇床
	多偏心惯性齿轮	悬挂	微弧	多层悬挂摇床
离心力	惯性弹簧	中心轴	直线、回转	离心摇床

第二节　摇床分选原理

矿粒在摇床面上受到如下三个相互垂直的力的作用：

（1）矿粒在介质中的重力；

（2）横向水流和矿浆流的流体动力作用；

（3）床面差动往复运动的动力。

位于床条沟内的矿粒群在这些力作用下进行着松散分层和运搬分带两项基本分选运动。床条的型式，床表面摩擦力和床面倾角对分选过程有重要影响。

一、粒群在床面上的松散分层

横向水流跨越床条流动，在床条间激起漩涡，位于条沟内的上层矿粒在脉动水流作用下松散。微细的颗粒呈悬浮状态，稍粗颗粒则在不断翻滚中，将重矿物颗粒转移到下层。下层矿粒较少受到流体动力作用，在床面的纵向摇动运动中，层间颗粒出现剪切速度差，颗粒间相互挤压、翻转，增大了颗粒间隙，使床层扩张松散。

重矿物颗粒局部压强较大，排挤轻矿物颗粒进入下层。在这一转移过程中又遇到下层颗粒的机械阻力，那些粒度较小的颗粒，穿过粗颗粒进入同一密度层的下部、实现了析离分层。松散和分层过程如图 5－4－2 所示。分层结果是细粒重矿物在最底层，上部是粗粒重矿物并有部分细粒轻矿物混杂，再上是粗粒轻矿物。微细的矿粒则悬浮在最上层被横向水流冲走。

二、矿粒群在床面上的运搬分带

粒群在条沟内进行松散分层的同时，还要受到横向水流的冲洗作用和床面纵向差动摇动的推力作用。在水流中悬浮的微细颗粒横向速度最大，随着颗粒向精矿端移动，床条高度降低，位于床条沟内的分层矿粒依次被剥离出来。粗粒轻矿物横向速度较大，以下依次是细粒轻矿物、粗粒重矿物，而细粒重矿物则可保持到最远纵向距离，达到精矿端。

颗粒的纵向运动系由床面运动转变方向时的加速度不同所引起。从传动端开始，床面前进速度逐渐增大，在摩擦力带动下，颗粒随床面的运动速度也在加大。及至过了运动的中点以后，床面的运动速度迅速减小，即负向加速度急剧增大。在床面的摩

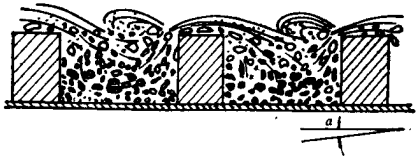


图 5－4－2　粒群在床条沟内松散分层示意图

擦力不足以克服颗粒的前进惯性力时，颗粒便相对于床面向前滑动。颗粒开始滑动时所具有的惯性加速度称为颗粒的临界加速度，其值与颗粒密度和床面摩擦系数有关，由平衡条件可得临界加速度 a_{cr} 的计算式为

$$a_{cr} = \frac{\delta - \rho}{\delta} g f_{st} \tag{4-1}$$

式中　f_{st} ——床面与颗粒在水中的静摩擦系数。

位于底层的重矿物颗粒，受床面摩擦力影响最大，床面的加速度每超过该颗粒的临界加速度，即可使颗粒沿床面加速度的反方向（惯性力方向）前进一步，由于床面的负向加速度大大超过正向加速度，故重矿物颗粒总是表现为向精矿端移动。而位于上层的轻矿物颗粒与下层颗粒处于不稳定接触之中，摩擦系数较小，与床面间形成前后摇摆的相对运动，总的向精矿端运动趋向变小了。

结果便是，矿粒群在横向水流冲洗和床面纵向摇动作用下，细粒重矿物向精矿端运动速度最大，而向尾矿侧（横向）运动速度最小，粗粒轻矿物的运动速度则正好相反，其他类型矿粒的运动介于两者之间（不包括矿泥）。不同性质矿粒沿不同方向运动结果，便在床面上展开了扇形分带。在精矿端和尾矿端分别接出后即得精矿、中矿、尾矿及矿泥，如图 5－4－3 所示。

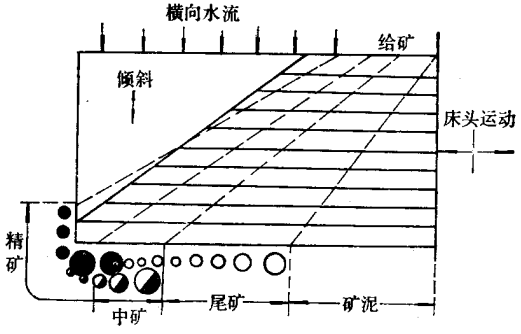


图 5－4－3　矿粒在床面上扇形分带和产品接出

第三节　摇床的差动性运动特性

一、摇床的差动性判据

摇床的运动特性曲线可用实测法或图算法描绘。实测法是将位移及速度传感器连结到摇床上，通过示波器直接描绘出位移，速度和加速度曲线。图算法是根据床头内机件的几何尺寸关系，用作图首先求出位移曲线，并用函数逼近法建立起数学模型，再进一步推导出速度和加速度方程式，并绘成曲线。

摇床运动的差动性主要表现在前后运动转折时期的加速度不同上，因此可以用运行同样距离所需时间不同予以评定，常采用两种不对称系数 E_1 和 E_2 作判据（参阅图 5－4－4）。

$$E_1=\frac{\text{（床面前进的前半段＋后退后半段）所需时间}}{\text{（床面前进的后半段＋后退前半段）所需时间}}=\frac{t_1}{t_2}$$

$$E_2=\frac{\text{床面前进所需时间}}{\text{床面后退所需时间}}=\frac{t_3}{t_4}$$

床面前进后半段要求迅速减速并急速折返，而后退后半段则是慢速返回，故总是 $t_1>t_2$，$E_1>1$。当 $E_2>1$ 时，表示床面前进行程时间长，后退时间短，颗粒向后滑动的可能性减小，E_1 与 E_2 相比，E_1 表示了床面作急回运动的强弱，故比 E_2 更重要。在选别粗粒矿石时可取 $E_1=1.88$，$E_2=1$，选别细粒矿石 $E_1=1.88$，$E_2=1.24$ 较为合适。若 E_1、E_2 均等于 1，位移曲线变成正弦曲线，颗粒只在原地摆动。

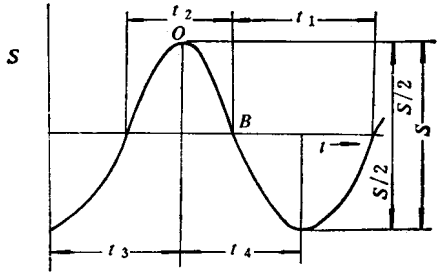


图 5－4－4　表示参数 E_1、E_2 意义的床面位移曲线

还有另外两种评定差动性的判据 K_t 和 t_0，它们的定义分别是：

$$K_1 = \frac{\text{周期中正向加速度的作用时间}}{\text{周期中负向加速度的作用时间}} = \frac{t_{+a}}{t_{-a}}$$

由于正向加速度的作用时间总是要大于负向加速度的时间，故经常是 $K_t > 1$。

$$C_0 = \frac{\text{负向加速度的最大值}}{\text{正向加速度的最大值}} = \frac{|-a_{max}|}{|+a_{max}|}$$

基于同样道理可知，$C_0 > 1$。

二、凸轮杠杆机构床头差动性分析

凸轮杠杆式床头结构如图 5－4－5 所示，在云锡摇床中常用这种床头。利用偏心滚轮在摇动支臂上滚动，通过连接杆的传递，使曲拐杠杆的上臂左右摆动，带动床面作差动运动。应用作图法或实测方法求得摇床的位移曲线后，再用高等数学中“实用谐和分析法”将床面的位移瞬时值用富里哀级数表示如下：

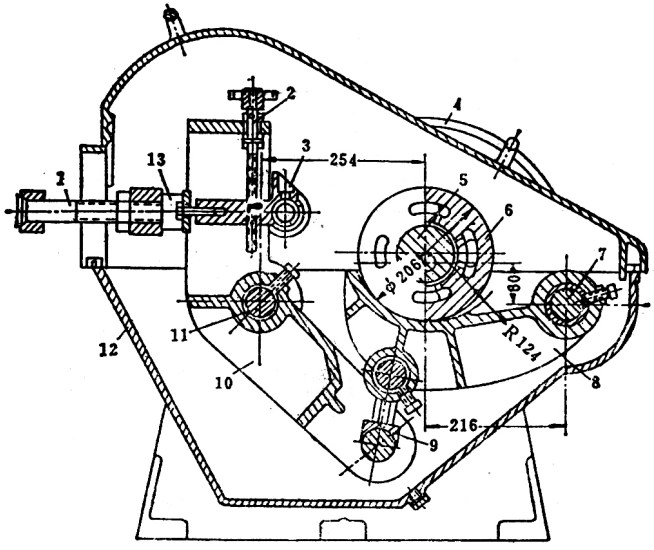


图 5－4－5　凸轮杠杆机构床头

1—拉杆；2—调节丝杆；3—滑动头；4—大皮带轮；5—偏心轴；6—滚轮；7—台板偏心轴；8—摇动支臂（台板）；9—连接杆（卡子）；10—曲拐杠杆（摇臂）；11—摇臂轴；12—机罩；13—连接叉

$$S = f(t) = A_0 + \sum_{k=1}^{\infty} A_k \cos(k\omega t) + \sum_{k=1}^{\infty} B_k \sin(k\omega t) \qquad (4-2)$$

对于摇床取 $k = 4$ 便有足够精确度。对上式进行微分运算，可得速度和加速度方程

式如下：

$$v = \frac{dS}{dt} = \sum_{k=1}^{4}(-A_k k\omega)\sin(k\omega t) + \sum_{k=1}^{4}(B_k k\omega)\cos(k\omega t) \qquad (4-3)$$

$$a = \frac{d^2S}{dt} = \sum_{k=1}^{4}(-A_k k^2\omega^2)\cos(k^2\omega t) + \sum_{k=1}^{4}(-B_k k^2\omega^2)\sin(k\omega t) \qquad (4-4)$$

利用实例值确定出公式中 A_0、A_k、B_k 后，即可用之绘制摇床运动特性曲线，如图 5－4－6 所示。

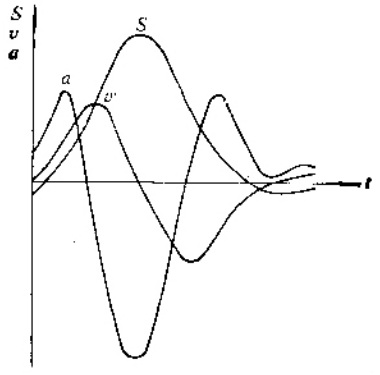


图 5－4－6　凸轮杠杆机构床头运动特性曲线

偏心轮的偏心距（标准值 14.5 毫米）由图示左端极限位置逆时针沿下半弧运行到右端极限位置，相当于摇床行程前半段往返所用时间。偏心距再由右端沿上半弧运行到左端极限位置则相当于摇床行程后半段往返所用时间，由于前者弧长总是大于后者，故 $E_1 > 1$。偏心距愈大、摇臂的弧线曲率半径愈小，E_1 值将愈大。但对已经制成的摇床头，E_1 值是不可改变的。

偏心距由最低点沿右半弧回转到最高点与沿左半弧再回到最低点所用时间之比相当于 E_2。E_2 值可通过改变抬板偏心轴的偏心距位置予以调节，当偏心距由最前方调到最后方（床面反方向）位置时，E_2 可由 1.01 增大到 1.24。

由上述分析可见，仅借摇臂和凸舵的联合已可产生差动运动，简单的凸轮摇臂式床头（见图 5－4－7）即是这样工作的。在复杂的凸轮杠杆床头中，连接杆（卡子）及曲拐杠杆起着二次放大的作用。

冲程通常是借改变滑动头在曲拐杠杆臂上的位置调节，调节冲程并不影响床面的运动特性，但其调节范围有限（标准值为 11 ~ 22 毫米），欲再减小冲程，即须更换连接杆。如图 5－4－8 所示，连接杆越长，冲程越小，借此可将冲程调节到 8 ~ 11 毫米。

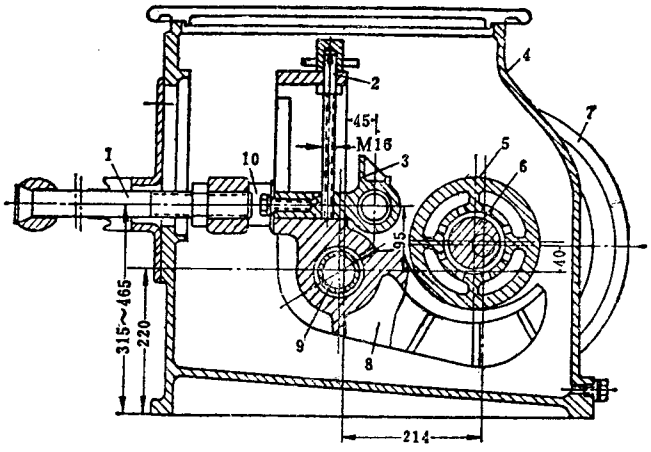


图 5－4－7　凸轮摇臂式床头

1—拉杆；2—调节螺杆；3—滑动头；4—箱体；5—滚轮；6—偏心轴；7—皮带轮；8—摇臂；9—摇动轴；10—连接叉

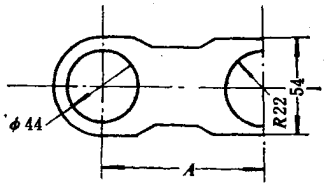


图 5－4－8　凸轮杠杆床头的连接杆

（A = 92、95、101、108 mm）

凸轮杠杆机构床头的转动方向是限定的，即在图 5－4－5 及图 5－4－7 中为逆时针方向。此时 E_1、E_2 值均大于 1。若顺时针转动则，$E_2 < 1$，并部分抵消了 E_1 的差动作用。

三、偏心连杆机构摇床头差动性分析

这种摇床头常装设在 6—S 摇床中，结构如图 5－4－9 所示。偏心轴带动摇动杆作上下摇动运动。两肘板插承在摇动杆的承槽内，肘板的另一端分别与固定滑块和水平移动的滑块相连接，并通过弹簧保持支承点紧密接触。床面前进运动期间，两肘板间的夹角由大变小，肘板端点的水平移动速度则由小变大，床面的前进速度由慢变快。反之，床面后退时则由快变慢，从而造成差动运动。

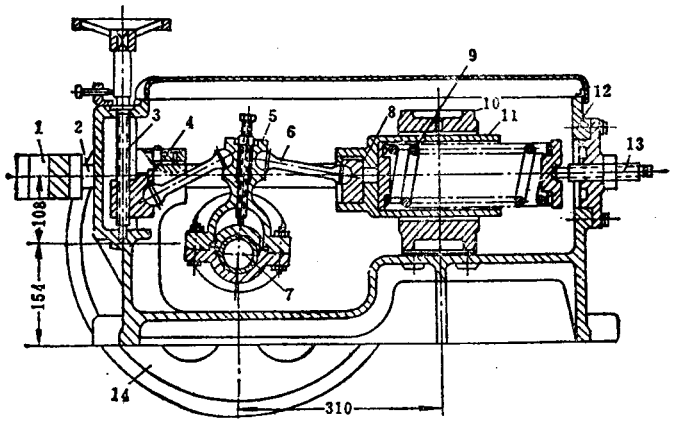


图 5－4－9　偏心连杆式床头

1—联动座；2—往复杆；3—调节丝杆；4—调节滑块；5—摇动杆；6—肘板；7—偏心轴；8—肘板座；9—弹簧；10—轴承座；11—后轴；12—箱体；13—调节螺栓；14—大皮带轮

床头的运动特性同样可用上述方法在实测之后通过谐和分析法得到各曲线的方程式。但对于偏心连杆机构，各杆件间均属刚性绞接，故亦可通过杆件的几何学关系用图算法或解析法求出位移随时间的变化关系，图 5－4－10 示在冲程 11.18 毫米，冲次 300 次/分条件下，床面的位移，速度和加速度曲线。

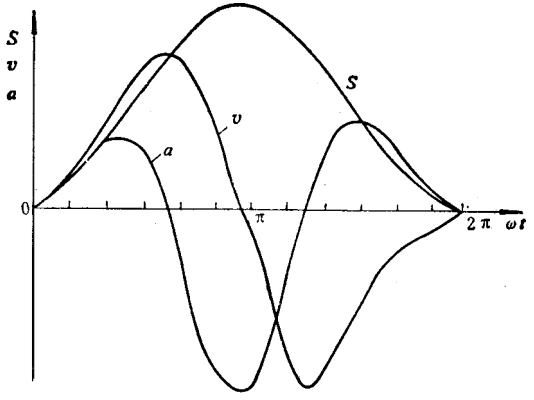


图 5－4－10　偏心连杆机构床头运动特性曲线

偏心连杆机构的差动性系数 E_1 由偏心轴的偏心距左右回转的极限位置构成的夹角决定。由于下部回转角（后退行程后半段往返时间），总是大于上部回转角（前进行程后半段往返时间），故 $E_1 > 1$，差动性系数 E_2 由偏心距上下极限位置所构成的左右夹角决定。按图 5－4－9 逆时针转动时，右侧夹角代表床面前进行程时间，左侧夹角则

是后退行程时间，两者比值与冲程调节滑块的位置有关，当该滑块位于可动滑块轴线上方时，$E_2 > 1$，如两滑块位于同一水平线，则 $E_2 = 1$。此时偏心轴作正向回转与逆向回转效果一样。

冲程借移动定滑块的上下位置调节。滑块上移，肘板间夹角增大，冲程缩小，反之滑块下移，冲程增大。定滑块的移动范围，在动滑块轴线下 20 毫米到轴线上 64 毫米间。但在移动定滑块以调节冲程时，E_2 亦随之改变。

四、多偏心惯性床头的运动特性曲线

多偏心惯性床头属悬挂式床头。在二个密闭的油箱内，装有大、小两对齿轮，如图 5－4－11 所示。齿轮上装有偏重物，各齿轮相互啮合。皮带轮装在小齿轮上，转动中大齿轮的转数恰为小齿轮的一半，即是摇床冲次。冲程由改变偏重物的重量调整。冲次变化对冲程不发生影响。

各偏重物的垂向离心分力相互抵消，不发生垂直运动。水平方向的离心分力 P 是摇床运动的激振力，写成：

$$P = \frac{2\omega^2}{g}(G_1 r_1 \cos\omega t - 4 G_2 r_2 \cos 2\omega t) \qquad (4-5)$$

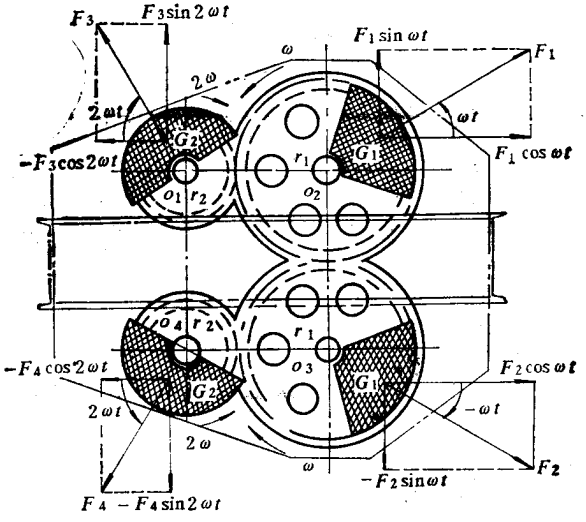


图 5－4－11　惯性床头结构及作用力示意图

F_1、F_2、F_3、F_4——大小齿轮偏重物的惯性离心力

式中　G_1、G_2——大、小齿轮上每个偏重物质量；

r_1、r_2——大小齿轮上偏重物质心的回转半径。

摇床运动的位移、速度和加速度分别为：

$$S = \frac{2G_1 r_1}{G}(1 - \cos\omega t) - \frac{2G_2 r_2}{G}(1 - \cos 2\omega t) \tag{4-6}$$

式中　G——床面及矿石等运动件质量。

$$v = \frac{2\omega}{G}(G_1 r_1 \sin\omega t - 2G_2 r_2 \sin 2\omega t) \tag{4-7}$$

$$a = \frac{2\omega^2}{G}(G_1 r_1 \cos\omega t - 4G_2 r_2 \cos 2\omega t) \tag{4-8}$$

上述（4-5）～（4-8）式均是就偏重物为标准相位导出的，即大偏重物的质心与水平轴夹角为 0°，小偏重物的质心夹角 180°，按图示方向转动。

A　偏距比的影响

大小齿轮轴上偏重物的力距比称作偏距比 M：

$$M = \frac{G_1 r_1}{G_2 r_2} \tag{4-9}$$

偏距比对床面位移、速度、加速度均有影响。当 $M \geqslant 4$ 时，摇床冲程为：

$$S_{max} = \frac{4G_1 r_1}{G} \tag{4-10}$$

当 $M < 4$ 时，冲程将增大，位移曲线将出现双峰，位移的最大值（冲程）变为：

$$S_{max} = \frac{(M+4)^2}{16M} \cdot \frac{4G_1 r_1}{G} \tag{4-11}$$

式中　$\frac{(M+4)^2}{16M}$ 称作冲程放大系数。

实际应用的 M 值均在 4 以上，故冲程应按式（4-10）计算。在不同偏距比下摇床的位移曲线见图 5-4-12。

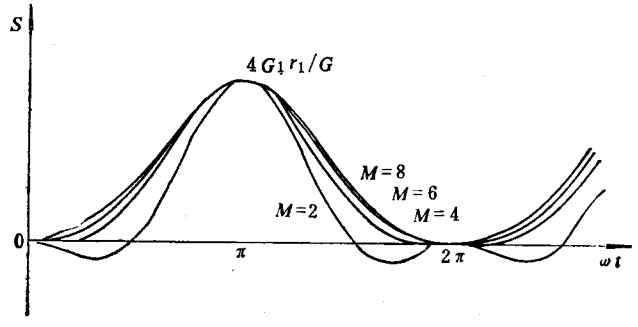


图 5-4-12　标准相位时不同偏距比的位移曲线

偏距比对速度和加速度也有影响。图 5-4-13 和图 5-4-14 分别表示了在标准相位时不同偏距比条件下的床面速度和加速度曲线。

多偏心惯性床头的不对称系数在标准相位时按下式计算：

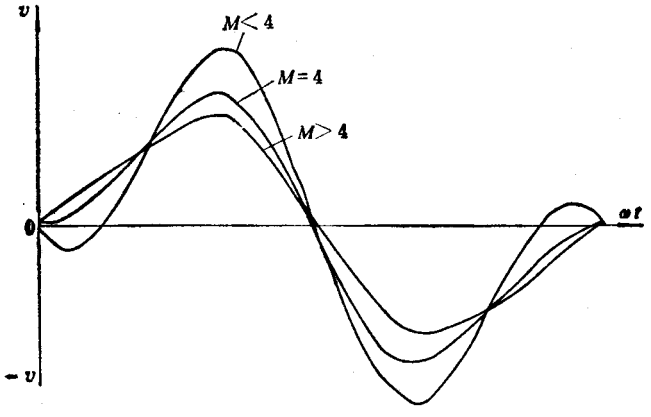


图 5－4－13　标准相位时不同偏距比的速度曲线

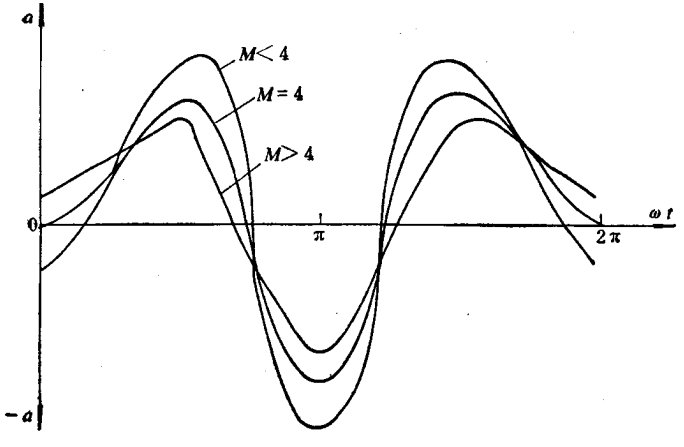


图 5－4－14　标准相位时不同偏心距比的加速度曲线

$$E_1 = \frac{\omega t}{180 - \omega t} \tag{4-12}$$

式中　ωt——转角，按角度计，由下式计算出：

当 $M \geqslant 4$ 时

$$\omega t = \cos^{-1} \frac{M - \sqrt{M^2 + 16}}{4} \tag{4-13}$$

当 $M < 4$ 时

$$\omega t = \cos^{-1} \frac{M - \sqrt{0.5M^2 + 4M + 8}}{4} \tag{4-14}$$

E 值受偏距比决定，当 $M = 1 \sim 8$ 时，$E_1 = 2.55 \sim 1.36$。

标准相位时，$E_2 = 1$。改变偏重物的相对位置，可使 E_2 大于 1 或小于 1。

差动性还可用系数 C 判断

$$C = \frac{|-a_{max}|}{|+a_{max}|} = \frac{128 + 32M}{M^2 + 128} \tag{4-15}$$

C 随 M 值的增大而增加，但在 $M=6$ 以后，C 值增加很小，趋近于 2。当 $M=8$ 时，$C=2$。

B　相位角的影响

偏重物亦可偏离标准相位安装，当小偏重物与标准相位存在某种偏角 ϕ 时，则 S、v、a 的计算式变为：

$$S = \frac{2G_1 r_1}{G}(1-\cos\omega t) - \frac{2G_2 r_2}{G}[\cos\phi - \cos(2\omega t + \phi)] \tag{4-16}$$

$$v = \frac{2\omega}{G}[G_1 r_1 \sin\omega t - 2G_2 r_2 \sin(2\omega t + \phi)] \tag{4-17}$$

$$a = \frac{2\omega^2}{G}[G_1 r_1 \cos\omega t - 4G_2 r_2 \cos(2\omega t + \phi)] \tag{4-18}$$

在标准相位时，不对称系数 E_1 及 C 均为最大值，当小偏重物有偏角时，除 E_2 可提高外，其他参数值均下降。

五、偏心弹簧式床头的运动特性曲线

偏心弹簧摇床头是我国研制的一种简单床头结构。电动机带动偏重轮作回转运动，通过摇杆使床面作往复摇动，摇床的往复运动又借拉杆传递给软、硬弹簧。软、硬弹簧在与弹簧箱壁的左右撞击中产生差动运动。摇床头的结构示于图 5－4－15 中。

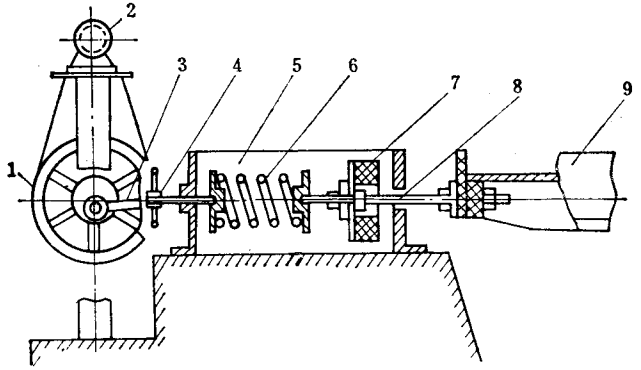


图 5－4－15　惯性弹簧摇床头的结构
1—偏重轮；2—电动机；3—摇杆；4—手轮；5—弹簧箱；
6—枚弹簧；7—硬弹簧；8—拉杆；9—床面

由于运动的杆件是作柔性连接，故床面的运动曲线只能在运转中用测振仪测定，实测运动曲线示于图 5－4－16 中。

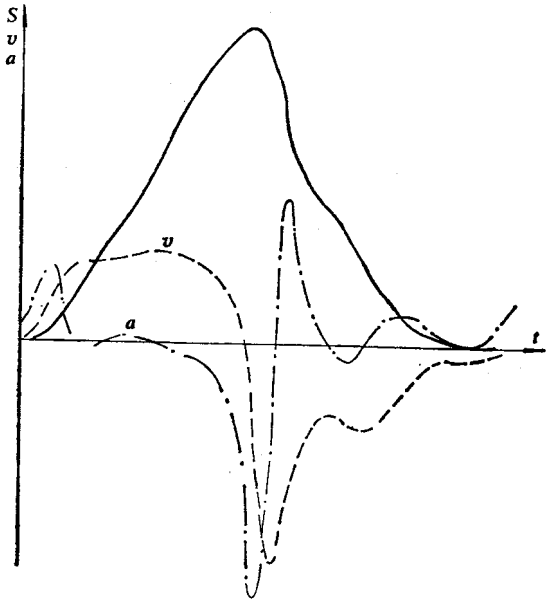


图 5－4－16　弹簧摇床的运动曲线

摇床启动后经过一短暂的时间，运动达到平衡。软硬弹簧在反复地伸张、压缩过程中进行着能量交换。弹簧的每次伸张均将其势能转化为动能，带动床面运动。将软弹簧用手轮旋紧。储能增大，床面冲程随之加大、但运动的差动性亦有所改变。调整偏重物的重量或偏心距亦可改变冲程。冲次则须借变更皮带轮直径调整。

软弹簧为钢丝弹簧，硬弹簧则用橡胶制成。适当选择软、硬弹簧的刚度，可以获得适宜的差动性系数。

几种常用摇床的差动性判据值见表 5－4－2。

表 5－4－2　我国常用摇床的差动性判据值

床头型式	E_1	E_2	K_0
偏心连杆式（6—S）	1.2～2.47	1.0	2.0～2.41
凸轮杠杆式（云锡式）	1.88	1.0～1.24	2.05～2.33
惯性弹簧式	1.0～1.6	—	1.97～3.65
多偏心惯性齿轮	1.0～2.0	1.0～1.5	～2.0

第四节　摇　　床

一、摇床的构成和分类

摇床的类型主要按床头、床面、支承机构和调坡装置的组合情况区分。我国的工业摇床分类如表 5－4－1 所列。除此而外还可按其他结构上、应用上的不同分类。

按床面的配置有左式和右式之分。站在床头看床面，若给矿槽在左侧即是左式摇床，在右侧即是右式摇床；

依安装方式有座落式和悬挂式之分；

按床面层数有单层摇床和多层摇床之分；

按处理原料不同有选矿用摇床与选煤用摇床之分；

按处理矿石粒度有矿砂（2～0.2 毫米）摇床和矿泥（—0.2 毫米）摇床之分。矿砂摇床又可进一步分为粗砂（2～0.5 毫米）摇床和细砂（0.5～0.2 毫米）摇床。

床面是分选的工作表面。形状有梯形、菱形等，我国几乎均采用梯形床面，优点是便于配置。将梯形床面的三角形无矿带切下，接到下部尾矿侧便构成菱形床面，可以有效利用分选表面并延长分选时间，国外选煤摇床较多采用。两种床面形状对比见图 5－4－17 所示。

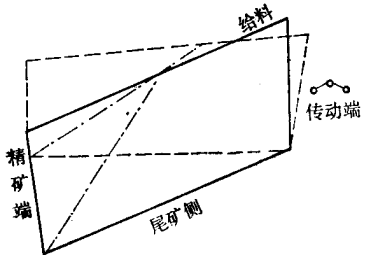


图 5－4－17　梯形床面与菱形床面比较

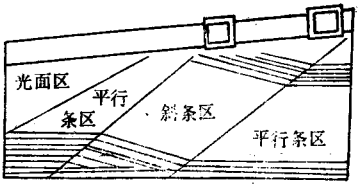


图 5－4－18　波形床条示意图

所有床面均布置有床条，床条走向与传动方向平行。但亦有将中间一段布置成倾斜状的，成为波形床条（见图 5－4－18）。在倾斜条区轻矿物易于排出，因而有助于提高设备处理能力并增加金属回收率。

床面制造材质有木结构、玻璃钢（玻璃纤维增强聚酯树脂）及铝合金等。木结构

床面上要铺以橡胶，上面钉以木床条或粘结塑料橡胶床条。云锡公司床面则涂以漆灰（生漆与煅石膏混合物），后来又改用聚胺基甲酸酯橡胶作涂层。木质床面制造工期长且容易变形损坏。近年已推广玻璃钢床面。该床面是钢骨架与玻璃钢的复合结构，工作表面涂以刚玉树脂耐磨层。床条可直接在床面上造型，重量轻（300～350千克）、造价低、制造工期短是其优点，预计使用寿命可在10年以上。铝合金床面重量轻、表面平整、无变形且使用寿命长，但造价高。我国只在半工业型设备（给矿端宽×排矿端宽×长＝1050×800×2100毫米）上使用。

二、6—*S*摇床

这种摇床又称衡阳式摇床，总体结椒见凰5－4－19。采用偏心连杆式床头（见图5－4－19）。转动手轮，上下移动滑块4可以调节冲程。冲次则须借改变皮带轮调节。操作中应旋紧弹簧，不使肘板发生撞击。

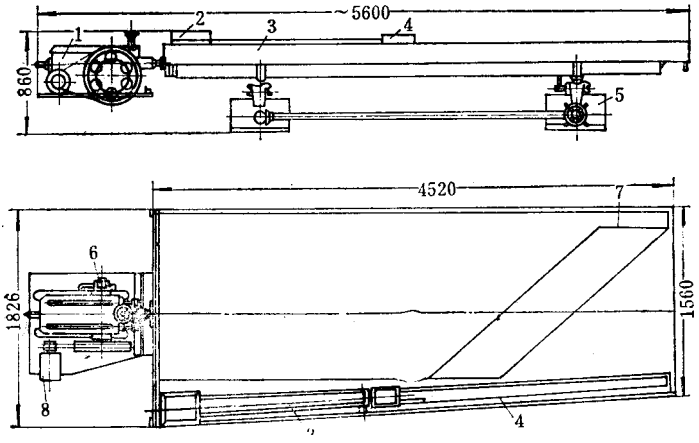


图5－4－19　6—*S*摇床

1—床头；2—给矿槽；3—床面；4—给水槽；5—调坡机构；6—润滑系统；7—床条；8—电动机

支承装置和调坡机构安装在机架上，如图5－4－20示。床面支撑在4块板形摇动杆上，可使床面运动呈一定的弧线，有助于床面上矿砂的运搬。支撑杆的座槽用夹持槽钢固定在调节座板上，后者再座落在鞍形座上。转动手轮，通过调节丝杆使调节座板在鞍形座上回转，即可调节床面倾角。这种调坡不影响床面拉杆的空间轴线位置，称为定轴式调坡机构。调坡范围较大。达0°～10°。调坡后仍可保持床面运行平稳。

6—*S*摇床适合选别矿砂，但亦可选别矿泥，操作调节容易，弹簧安装在摇床头内，结构紧凑，但摇床头的安装精度要求较高，床头结构比较复杂，易磨损件多。改

进的摇床头是在箱体外面偏心轴末端，安装一个小齿轮油泵，送油到各摩擦点润滑，并可避免传动箱内因装油多而漏油。

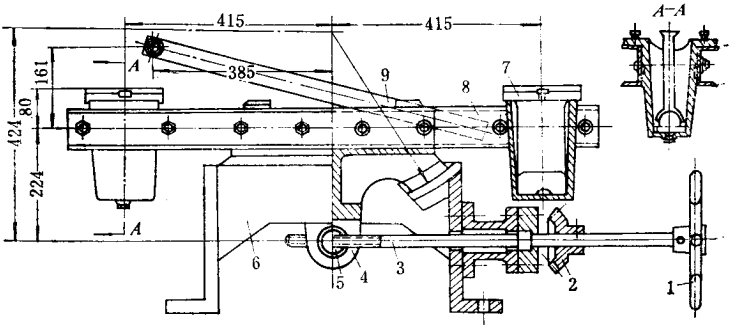


图 5－4－20　6—*S* 摇床的支承装置和调坡机构

1—手轮；2—伞齿轮；3—调节丝杆；4—调节座板；5—调节螺母；6—鞍形座；7—摇动支承机构；8—夹持槽钢；9—床面拉条

6—*S* 摇床有矿砂和矿泥两种床面。矿砂床面的床条断面为矩形，宽 7 毫米，每隔 3 根低床夹 1 根高床条，高床条在传动端的高度由给矿槽向下依次是 8、8.5、9、9.5、10、10.5、11、11.5、12、13 和 18 毫米共 11 种尺寸。高床条 11 根，低床条 35 根，共 46 根，在末端沿两条斜线尖灭，尖灭角 40°，如图 5－4－21 所示。

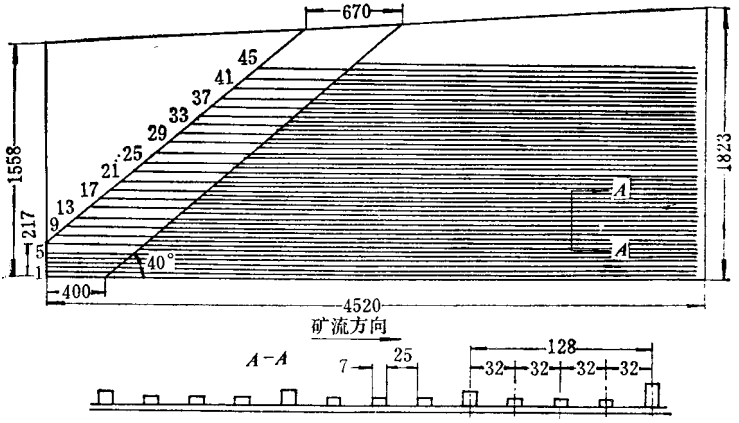


图 5－4－21　6—*S* 摇床矿砂床面

6—*S* 矿泥床面断面为三角形，每隔 11 根低床条有 1 根高床条，高床条底面宽，在尾矿侧边缘 1 根为 25 毫米，其余 4 根为 25 毫米，高度自给矿槽以下分别为 5.1、6.9、8.6、10.4 和 12 毫米。底床条底宽 6 毫米，在传动端高 1.6 毫米，在精矿端沿 1

斜线尖灭，尖灭角为 30°。如图 5－4－22 所示。

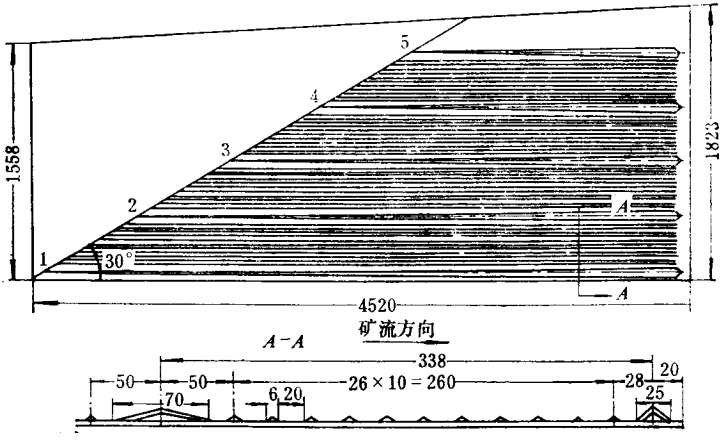


图 5－4－22　6－S 摇床矿泥床面

6－S 摇床的技术性能列于表 5－4－3。

表 5－4－3　6－S 摇床的技术性能参数

项　目	矿砂摇床	矿泥摇床	项　目	矿砂摇床	矿泥摇床
床面尺寸，mm			处理能力，t/d·台		
长度	4520	4520	粗 选	15～30	7～15
传动端宽	1825	1825	精 选	12～22	5～10
精矿端宽	1560	1560	床面横向坡度（度）	2°～3°40′	1°～2°
床面面积，m^2	7.6	7.6	床面纵向坡度（度）	1°～2°	－0.5°
床头机构	偏心连杆式	偏心连杆式	床条断面形状	矩 形	三角形
冲程，mm	18～24 （18～36）	8～16	床条尖灭角（度）	40	30
冲次，次/min	250～300	300～340	电机功率，kW	1.1	1.1
给矿最大粒度，mm	3	0.074	外形尺寸，mm	5600×1825 ×860	5600×1825 ×860
给矿浓度，%	20～30	15～25			
冲洗水量，t/d·台	17～24	10～17	总重，kg	1326	1326

西华山钨矿选矿厂采用 6－S 摇床处理水力分级机 1～4 室沉砂及浓泥斗的沉砂，给矿最大粒度为 2 毫米（长孔筛筛分）。操作条件如下：

冲程　　矿砂摇床 16～30 毫米；　泥沙摇床 8～16 毫米。

冲次　　矿砂摇床 220～250 次/分；泥沙摇床 260～300 次/分。

横向坡度　　粗砂 3.5°～5°；中砂 2.5°～3°；细砂 1.5°～2.5°。

纵向坡度粗、中砂 1°～2°；细砂 1°；矿泥 0°。

冲洗水量　　处理水力分级 1、2 室沉砂　2～3.8 米^3/吨矿；

处理水力分级 3、4 室沉砂　　1.2～1.8 米^3/吨矿；

处理浓泥斗沉砂　　0.8 米^3/吨矿

生产指标如表 5－4－4 所列。

表 5－4－4　6—S 摇床处理黑钨矿的分选指标

给　料	处理量	品　位，% WO_3				回收率,%
	t/h	给　矿	精　矿	中　矿	尾　矿	
水力分级 1 室沉砂	4.07	0.37	23.37	0.18	0.07	58.45
水力分级 2 室沉砂	3.04	0.38	34.88	0.15	0.06	66.81
水力分级 3 室沉砂	2.88	0.38	26.28	0.15	0.07	56.43
水力分级 4 室沉砂	1.32	0.42	23.8～62.4	0.23	0.09	66.17
浓泥斗沉砂	0.98	0.46	18.08～62	0.30	0.20	28.08

三、云锡摇床

云锡摇床是在原苏联 CC—2 型摇床基础上经改进而成，又称贵阳摇床，整体结构见图 5－4－23。采用凸轮杠杆式床头，见图 5－4－7。亦可采用凸轮摇臂式床头，如图 5－4－7 所示。改变滑动头在摇臂上的位置可以调节冲程，冲次则由更换电机皮带轮调节。

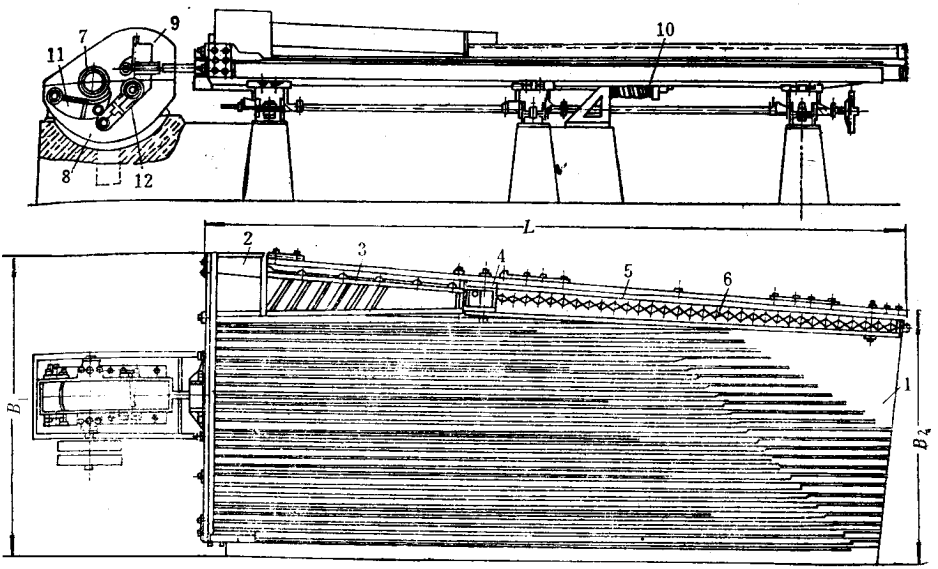


图 5－4－23　云锡式摇床

1—床面；2—给矿斗；3—给矿槽；4—给水斗；5—给水槽；6—菱形活瓣；7—滚轮；8—机座；9—机罩；10—弹簧；11—摇动支臂；12—曲拐杠杆

云锡式摇床具有较宽的差动性调节范围，以适应不同的给料粒度和选别要求。床头机构易磨损零件少，运转可靠。但压紧弹簧安装在床面下面，调节冲程时需放松弹簧，工作不便。

床面采用滑动支承方式。在床面四角的下方固定有四个半圆形凸起的滑块，滑块被下面长方形油槽中的凹形支座所支承。床面在滑块座上呈直线往复运动。在床面的给矿给水槽一侧的支承油槽下面各有三个支脚，支持在三个三角形楔形块上。转动手轮推动楔形块，即可改变床一侧的高度，从而调整床面坡度。这样调坡会使床面头拉杆的轴线位置发生变化，称之为变轴式调坡机构。支承装置和调坡机构示于图 5－4－24 中。

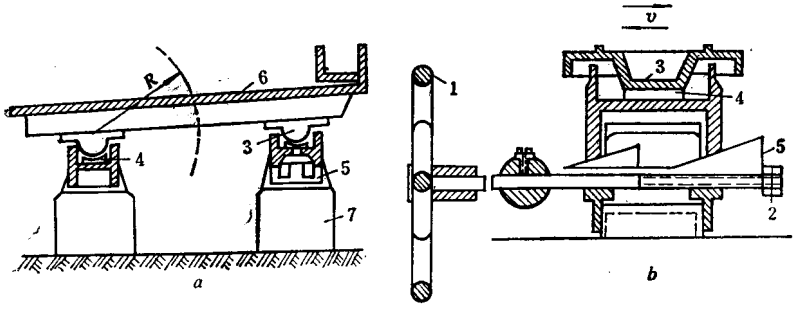


图 5－4－24　云锡摇床的滑动支承（a）和楔形块调坡机构（b）示意图

1—调坡手轮；2—调坡拉杆；3—滑块；4—滑块座；5—调坡楔形块；6—摇床面；7—水泥基础

云锡摇床的横向坡度可能调节范围小，且冲程也不宜过大，故适合处理细粒矿石或矿泥使用。

云锡床面有粗砂、细砂和矿泥之分。粗砂床面由三个坡度为 1.4% 的斜面连接四个平面构成。矿粒经三次爬坡，床条依次降低。床条总数为 28 根，断面呈梯形。在粗选区，即靠近传动端平面最低处，在每根条上加一小凸条，以增大紊流强度并保护重矿物不致被冲走。粗砂床面及床条构成见图 5－4－25 及图 5－4－26。

云锡式细砂床面采用较低的锯齿形床条构成较浅的槽沟。每 3 根床条增加一根 3 毫米高的小条，以部分提高两根小条间的水位，有利于细粒锡石沉落，床条共 27 根，床面及床条构成情况见图 5－4－25 及图 5－4－26。

云锡式矿泥床面亦称刻槽床面，由一个坡度为 0.73% 的斜面连接两个平面构成，采用倒置三角形的尖底槽沟，槽沟共 60 条，床面构成和槽沟形状见图 5－4－29 及 5－4－30。

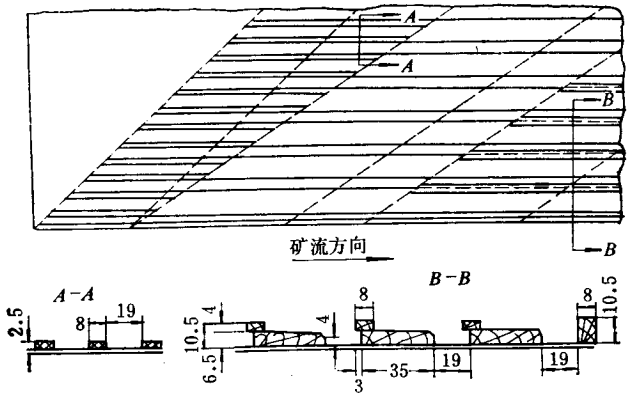


图 5－4－25　云锡粗砂床面床条构成

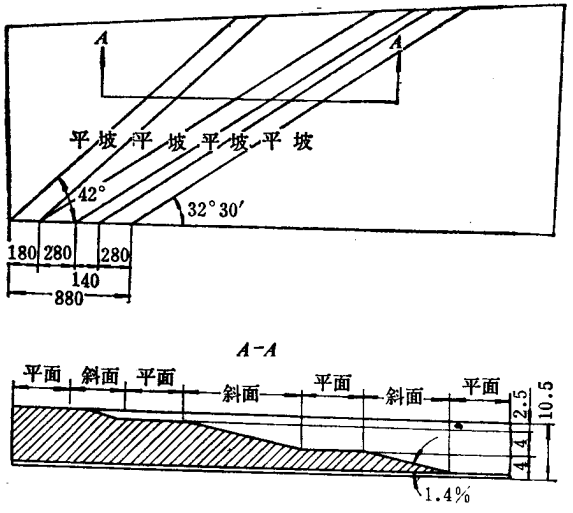


图 5－4－26　云锡粗砂床面纵坡形式

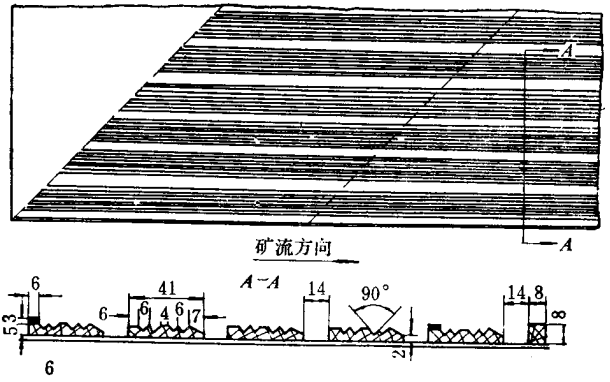


图 5－4－27　云锡细砂床面床条构成

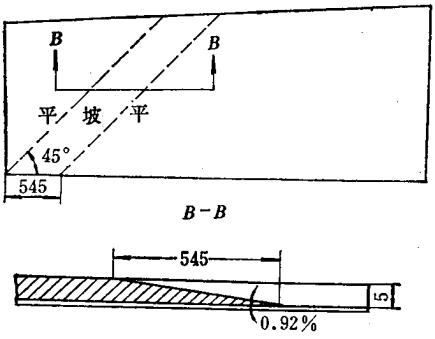


图 5－4－28　云锡刻槽床面纵向坡度

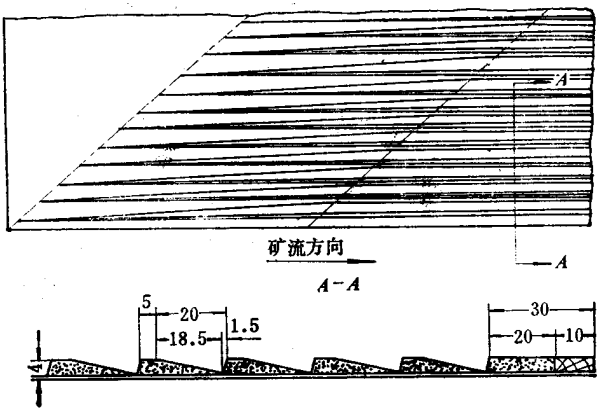


图 5－4－29　云锡刻槽床面构成

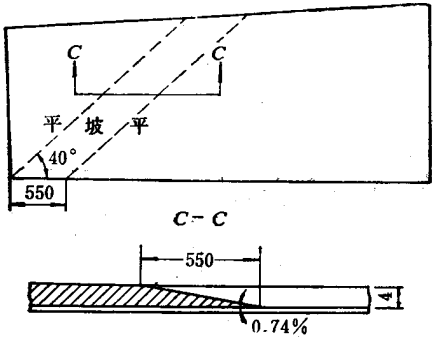


图 5－4－30　云锡细矿床面纵向坡度

云锡摇床的技术性能及主要参数列于表 5－4－5。

四、弹簧摇床

弹簧摇床由偏重轮起振，借助软硬弹簧带动床面作差动运动。床头结构如图 5－4

–15 所示，摇床整体结构见图 5 – 4 – 31。图 5 – 4 – 32 绘出了偏重轮与床面的柔性连接方式。

表 5 – 4 – 5　云锡摇床技术性能及主要参数列

项　　目	粗砂摇床	细砂摇床	矿泥摇床
床面尺寸，mm			
长 度	4330	4330	4330
传动端宽	1810	1810	1810
精矿端宽	1520	1520	1520
床面面积，m^2	7.4	7.4	7.4
冲洗水量，t/d·台	80 ~ 150	30 ~ 60	15 ~ 30
床面横坡（度）	2°34′ ~ 4°30′	1°30′ ~ 3°30′	1° ~ 2°
床面纵坡，%	1.4	0.92	0.73
床面纵坡数，个	3	1	1
床条断面形状	矩 形	锯齿形	刻槽形
床头机构	凸轮杠杆式	凸轮杠杆式	凸轮杠杆式
冲程，mm	16 ~ 22	11 ~ 16	8 ~ 11
冲次，次/min	270 ~ 290	290 ~ 320	320 ~ 360
给矿最大粒度，mm	2	0.5	0.074
给矿体积，m^3/d·台	100 ~ 150	40 ~ 80	20 ~ 40
给矿量，t/d·台	30 ~ 60	10 ~ 20	3 ~ 7
给矿浓度，%	25 ~ 30	20 ~ 25	15 ~ 20
床条尖灭角	32.5° ~ 42°	45°	40°
槽沟最大深度	10.5	5	4
槽沟宽度，mm	19	14	20
电机功率，kW	1.5	1.5	1.5
占地面积，m^2	11.6①	11.6①	11.6①
外形尺寸，mm	5446 × 1825 × 1242	5446 × 1825 × 1227	5446 × 1825 × 1203
总重量，kg	1045	1030	1065

①不包括人行道。

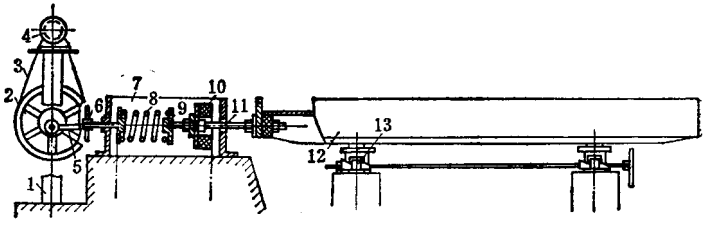


图 5 – 4 – 31　弹簧摇床的整体结构

1—电动机支架；2—偏重轮；3—三角皮带；4—电动机；5—摇杆；6—手轮；7—弹簧箱；8—坎弹簧；9—软弹簧帽；10—橡胶硬弹簧；11—拉杆；12—床面；13—支承调坡装置

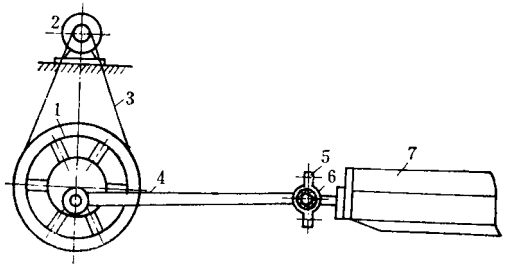


图 5－4－32　摇杆柔性连接示意图

1—偏重轮；2—电动机；3—三角皮带；4—摇杆；5—卡弧；6—胶套；7—床面

调整软弹簧的压缩量可在一定范围内调整冲程，如需作较大调整即须改变偏心重量或偏心距。冲次需由改换皮带轮直径调整。

弹簧摇床的支承方式原是用辊柱支持，因用久磨损而变成椭圆，引起床面振动，故近年多改成云锡式床面支承方法、同样用楔形块调坡。床面采用刻槽床面。

弹簧摇床的优点是结构简单，造价低、差动性大，适于分选矿泥。缺点是冲程随给矿量而变化，难保持稳定，且噪音较大。弹簧摇床的技术性能及参数列于表 5－4－6 中。

表 5－4－6　弹簧摇床技术性能及主要参数

项　目	数　值	项　目	数　值
床面尺寸，*mm*		处理能力，t/d·小台	3～8（－0.074mm）
长 度	4493	给矿浓度，%	15～20
传动端宽	1833	床面清洗水量，t/d·小台	10～20
精矿端宽	1577	床面横向坡度（度）	1.5°
床面面积，m^2	7.43	横坡调节机构	楔形块变轴式
冲程，mm	9～16	电机功率，kW	1.1
冲次，次/min	320～380	总重量，kg	850
给矿最大粒度，*mm*	<2		

三、多层摇床

多层摇床有座落式和悬挂式两种类型。座落式发展较早，用一台摇床头带动多个床面。但常常因组合床面的重心与传动中心不重合，使床面发生颤动，机架受力大而导致损坏。这类摇床在我国推行一段时间后，多数已经淘汰不用，现在尚有一种新研制的四层弹簧摇床在推广。国外采用玻璃钢、铝合金等轻质床面做成的二层或三层座

落式摇床仍有应用，但国内外比较注意推广的则是悬挂式多层摇床。我国还制成了半悬挂的多层摇床。

A　悬挂式多层摇床

采用多偏心惯性齿轮摇床头，结构见图 5－4－11。这是 1957 年出现在美国的一种新型摇床头，它一改过去的座落式床头结构，应用差动惯性力带动床面运动，故可将床头与床面用钢丝绳全部悬吊在钢架或房梁上，免去了笨重的基础，且可安装在楼层上面。我国于 1977 年已陆续制成了选矿用四层悬挂式摇床（型号 8*YC*，如图 5－4－33 所示），选煤用三层悬挂摇床（型号 9*YC*）及菱形床面的选煤用四层悬挂摇床（型号 *XLY*—4）。设备规格和性能列于表 5－4－7 中。在固定床面的框架上面有调坡装置，拉动链轮，改变前后钢丝绳的悬吊高度，可以整体地改变床面横向倾角。冲程，冲次及差动性调节。

多层悬挂摇床的优点是占地面积少，并节约能耗。缺点是不易观察床面分带情况，产品接取不准确，故这种摇床较多地用于粗选。

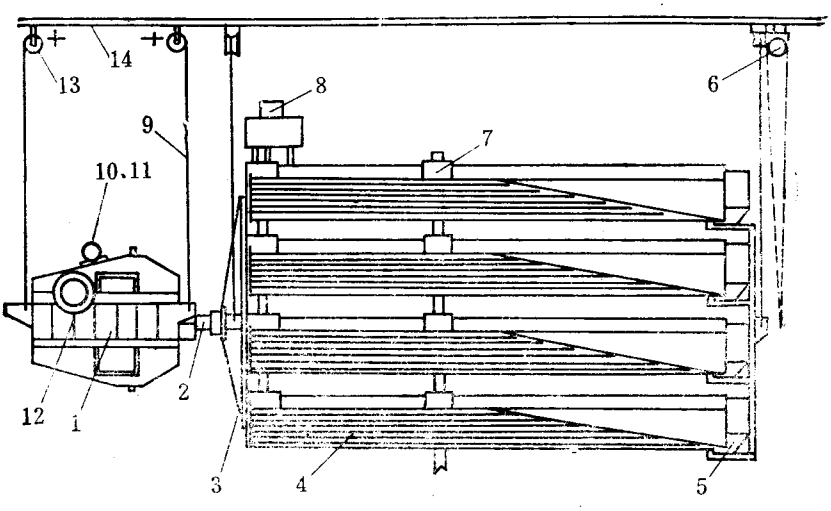


图 5－4－33　选矿用四层悬挂式摇床

1—惯性床头；2—床头床架连接器；3—床架；4—床面；5—接矿槽；6—调坡装置；7—给水槽；8—给矿槽；9—悬吊钢丝绳；10，11—电机及小皮带轮；12—大皮带轮；13—钢丝绳转向轮；14—屋架或支架梁

B　床面悬挂床头座落的多层摇床

这种摇床由云锡公司制成，床头采用凸轮杠杆机构，床面则是六层悬挂式，如图 5－4－34 所示。

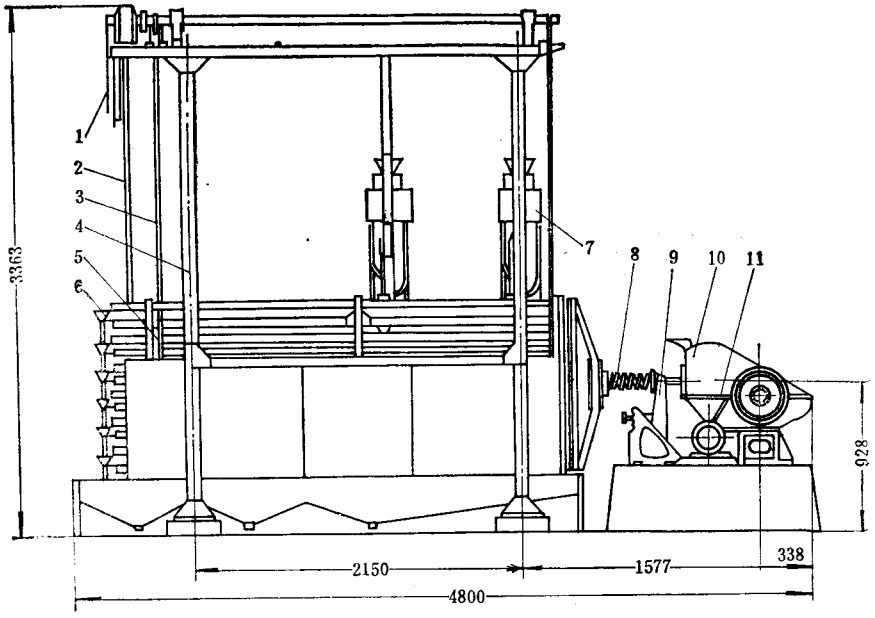


图 5－4－34　**悬面式六层摇床**

1—**坡度指针**；2—**调坡杆**；3—**吊索**；4—**吊架**；5—**床身**；6—**小接矿槽**；7—**旋转分配器**；8—**弹簧**；9—**弹簧架**；10—**床头**；11—**电动机**

表 5－4－7　**悬挂式多层摇床技术性能及主要参数**

项　　目	8*YC* **型**	9*YC* **型**	*XLY*—4 **型**	*XM*－81 **型悬面式**
床头型式	**多偏心惯性齿轮式**			**凸轮杠杆式**
床面层数	4	3	4	6
床面形状	**梯形**	**梯形**	**菱形**	**矩形**
床面尺寸， *mm*				
精矿端宽～给矿端宽×长	1600～1800×3500 1800～2000×3500	1600～1800×3500	1900×3580	1350×3000
床面总面积， m^2	5.95×4＝23.8 6.65×4＝26.6	5.95×3＝17.85	6.8×4＝27.2	4.05×6＝24.3
冲程， *mm*	6～22	6～22	10～22	9～18
冲次，次/ *min*	270～340	270～340	250～330	300～320
床面横向坡度（度）	0～5	0～5	0～8	0～4
床面纵向坡度（度）	0～8	0～8	0～1	
处理能力， *t*/**台·** *h*				
矿　砂	3～5	2～3.5	6～10 (0～3 *mm* **硫化铁**)	
矿　泥	1～1.5	0.75～1.2	0.5～0.66	
电机功率， *kW*	1.5	1.1	1.1	1.7
摇床总重量， *t*	2.47	2.14	2.0	0.7～0.9
外形尺寸， *mm*	5725×2220×3150	5725×2220×2950	5300×3078×3180	4800×2320×3413

第五节　摇床的工艺操作参数

摇床的工艺操作参数有：冲程、冲次、给矿体积、给矿浓度、清洗水量及床面横向坡度等。

A　冲程、冲次

冲程、冲次共同决定着床面的速度和加速度，因而影响于粒群的松散度和搬运速度。处理粗粒级矿石，床层厚，需有较大冲程和较小的冲次、处理细粒级和矿泥要求则相反。

6—S 摇床冲程 S，冲次 n 的经验值为：

粗砂床（选别 -2 毫米钨矿石）

$$nS = 4000 - 4500$$

$$n^2 S = 1400 \times 10^3 \sim 1500 \times 10^3$$

矿泥床（选别 -0.1 毫米钨细泥）

$$nS = 3000 \sim 3500$$

$$n^2 S = 900 \times 10^3 \sim 1000 \times 10^3$$

根据原苏联资料，摇床的冲程、冲次与入选矿石最大粒度 d_{max} 的关系为

$$S = 18\sqrt[4]{d_{max}}, mm \qquad (4-19)$$

$$n = \frac{250}{\sqrt[5]{d_{max}}}, 次/min \qquad (4-20)$$

常用摇床适宜的冲程、冲次值见表 5-4-8。

表 5-4-8　常用摇床的冲程、冲次值

处理原料	冲　程，mm			冲　次，次/min		
	6—S	云锡式	弹簧摇床	6—S	云锡式	弹簧摇床
粗　砂	18 ~ 24	16 ~ 20	250 ~ 300		270 ~ 290	
细　砂		11 ~ 16	11 ~ 15		290 ~ 300	300 ~ 330
矿　泥	8 ~ 16	8 ~ 11	0 ~ 13	300 ~ 340	320 ~ 360	330 ~ 360

B　床面的横向倾角和清洗水量

这是操作中经常调节的两个参数。增大横向坡度和清洗水量均可加大矿粒的横向运

动速度，但增大清洗水量还可增强选择性分离作用。一般粗选或扫选作业采用“大坡小水”，精选作业则采用“小坡大水”。选锡摇床的横向倾角和清洗水量列于表 5－4－9。

表 5－4－9　选锡摇床的横向倾角和冲洗水量

摇　床　别	横向倾角（度）	清洗水量，$t/台\cdot h$
粗砂摇床	2.5°～4.5°	3.3～6.3
细砂摇床	1.5°～3.5°	1.3～2.6
矿泥摇床	1°～2°	0.6～1.3

C　给矿浓度、给矿体积和处理量

给矿体积影响矿浆在床面上的流速。随着给矿体积增加，精矿回收率下降、尾矿损失升高。增大给矿浓度，固体料层增厚，分层速度降低，精矿回收率降低，但尾矿损失变化不大，较多金属量进入中矿。生产中适当控制给矿体积，加大给矿浓度，可以提高处理能力。

摇床的处理能力随给矿粒度和对产品的质量要求不同，变化范围很大。前苏联学者总结了摇床处理能力与矿石密度、粒度及床面尺寸关系，提出经验式如下。

$$Q = 0.1\delta\left[F \cdot d_{mea}\frac{(\delta_2 - 1)}{(\delta_1 - 1)}\right]^{0.6} K, t/h \tag{4-21}$$

式中　δ——矿石密度，g/cm^3；

δ_1、δ_2——轻矿物与重矿物密度，g/cm^3；

d_{mea}——平均给矿粒度，mm；

F——床面面积，m^2；

K——床面层数。

另一较简单的生产能力计算公式是：

$$Q = 2.2d_{mea}^{0.6}, t/h \tag{4-22}$$

云锡摇床处理不同磨矿段锡矿石的处理量列于表 5－4－10 中。

表 5－4－10　云锡摇床处理各选别段矿石的处理量

摇　床　别		给矿粒度范围，mm	处理量，$t/d\cdot台$
矿砂系统	第一段	0.074～2	20～25
	第二段	0.074～0.5	15～20
	第三段	0.074～0.2	10～15
矿泥系统	粗泥	0.037～0.074	5～7
	细泥	0.019～0.037	3～5

第五章　溜槽选矿机工作原理及操作工艺

第一节　概　　述

溜槽选矿属于斜面流分选过程。矿浆给到有一定倾斜的斜槽或斜面上，在水流推动下，矿粒群松散并分层，上层轻矿物迅速排出槽外，下层重矿物则滞留在槽内或以低速自下部排出，分别接取后，即得精矿和尾矿。

溜槽是最早出现的选矿设备。古代用淘洗方法选收重砂矿物，使用的工具就是原始的溜槽。有些粗粒砂金溜槽和砂锡溜槽沿袭至今仍有使用。19 世纪中叶出现了机械传动的带式溜槽和圆形溜槽，成为当时细粒有色金属矿石的主要选别设备。以后出现了跳汰机和摇床，使溜槽的应用相对减少。但溜槽以其结构简单，生产费用低廉的优势，仍在粗、中、细粒矿石的选别中广泛应用。本世纪 40 年代出现的多层自动溜槽，50 年代出现的尖缩溜槽和 60 年代制成的圆锥选矿机、摇动翻床等，开辟了溜槽现代化的道路。矿泥溜槽已成为处理微细粒级矿石的有效手段。

溜槽的主要优点是设备结构简单，投资和生产费用低廉，粗、中粒溜槽还有较高处理能力，缺点是分选精确性较低，因而适合作粗选设备使用。目前广泛用于处理钨、锡、金、铂、铁及某些稀有金属矿石，尤其在处理低品位砂矿方面应用更多。

按所处理的矿石粒度溜槽可分为三类：（1）粗粒溜槽，给矿最大粒度在 2 ~ 3 毫米以上，最大可达 100 ~ 200 毫米；（2）矿砂溜槽，处理 2 ~ 3 毫米粒级矿石；（3）矿泥溜槽；给矿粒度小于 0.074 毫米。

第二节　粗粒溜槽

粗粒溜槽有槽面固定的和可动的两种类型，后者包括槽面移动的胶带溜槽和振动溜槽等。

一、固定的粗粒溜槽

这类溜槽目前主要用于选别砂金，早年并用于选别钨、锡砂矿。

A　固定砂金溜槽

固定的砂金溜槽又可分为陆地溜槽和采金船溜槽两种。

a　陆地溜槽

陆地溜槽的典型结构示于图 5－5－1 中，多用厚 40～50 毫米木板做成，长度一般为 15 米左右，但最长者可达 40～50 米。宽度由 0.5 至 1.5 米，大多数为 0.7～0.9 米。侧壁高 0.7～1 米，坡度 0.03～0.08。若地形允许即装在地面上。

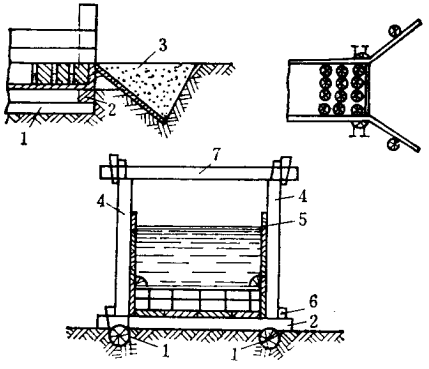


图 5－5－1　陆地砂金溜槽

1—支承木条；2—下架；3—捣固的地面；4—外框；5—壁板；6—楔子；7—上架

在处理含金量较高的矿石时，还在主溜槽的尾部铺一组副溜槽，以补充回收微细的金粒。副溜槽的总宽度为主溜槽的 4～10 倍。分成数条槽，每条槽宽 0.7～0.8 米，长为 6～12 米。副溜槽中水层变薄，流速转缓，有利于微细金粒的沉积。

b　采金船溜槽

采金船溜槽配置在圆筒筛两侧的与船身垂直，称为横向溜槽。每个槽宽 0.6～0.8 米，直接接受圆筒筛的筛下产品。横向溜槽的尾矿给到与船身平行的纵向溜槽中进行扫选，以补充回收微细粒金和其他重矿物。横向溜槽的坡度为 5°～7°，纵向溜槽的坡度则要减少 0.5°～1°，溜槽用木板或钢板制造，作单层或双层（在大型采金船上）布置。典型的配置形式见图 5－5－2。

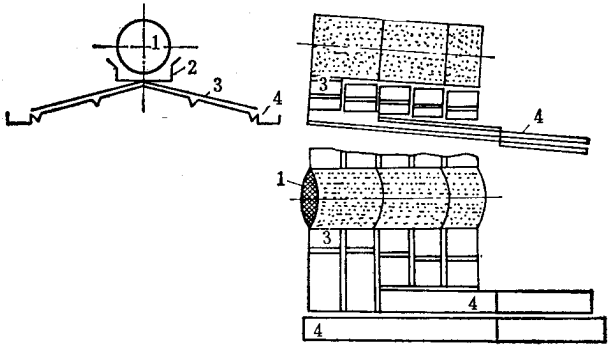


图 5－5－2　采金船上的溜槽配置

1—圆筒洗矿筛；2—分配器；3—横向溜槽；4—纵向溜槽

在选金溜槽内均装有挡板，用以激起较强涡流并阻留重矿物。陆地选金溜槽的给料粒度大（达数 10 毫米），常采用直条挡板或横条挡板，用圆木、方木或角钢制成，高度较大，间距 40～75 毫米，在松散矿层的同时兼有对粘土团的碎散作用。采金船溜槽的给料粒度较小（十余毫米），常采用钢丝编织网或冲割拉板网作挡板。典型的挡板形式示于图 5－5－3 中。为了避免细粒金流失，当挡板或网格下面还常铺置压纹酚橡胶垫、苇席、长毛毡等粗糙铺面物。

粗粒溜槽均是间断工作。在给矿期间不时用人工对矿层耙松，并注意避免局部急流将沉积层冲走（称作淘溜）或是局部床层不再松散（称作堆溜）。待沉积物增加到一定厚度、难以松散时，停止给矿，先放水冲出上层轻矿物，然后降低水速，提起挡板，用耙子从槽尾部向上耙动沉积物，进一步除去混杂的轻矿物。最后将槽底重产物取出送往精选。溜槽的清洗周期与矿石中的金含量和其他重矿物含量有关。陆地溜槽可间隔 5～10 天清洗一次，采金船上横向溜槽每天清洗一次，纵向溜槽每五天左右一次。近年为了节省清洗工作量，常在停止给矿后用吊车将溜槽吊起，整体翻转卸矿，然后送下道工序精选。

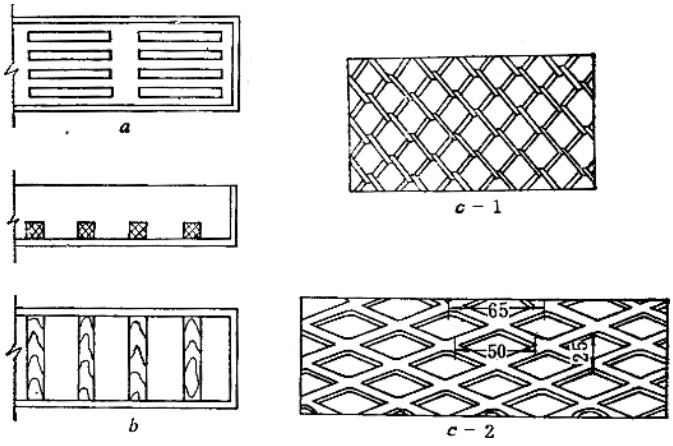


图 5－5－3　砂金溜槽的挡板

a—直条挡板；b—横条挡板；c—网格状挡板（数字为毫米）

影响溜槽工作的主要参数有：矿浆液固比，矿浆流速，液层深度，溜槽宽度、溜槽坡度和底面粗糙度等。

处理不同给矿粒度时的矿浆液固比、矿浆流速和液层深度列于表 5－5－1 中。表中液层深度以相对值 a 表示，意为液层深度 h 与给矿最大粒度 d_{max} 之比：

$$h = ad_{max} \tag{5-1}$$

已知给矿固体量 q（t/s），并在确定了液固体积比 K（参阅表 5－5－1）之后，由下式计算矿浆流量 Q：

$$Q = \frac{q}{\delta}(1 + K), m^3/s \tag{5-2}$$

式中　δ——固体密度，t/m^3。

溜槽宽度 B 取决于矿浆体积流量：

表 5－5－1　粗粒选金溜槽在不同给矿条件下的操作条件

参　数	最大给矿粒度，mm						
	6	6～12	12～25	25～50	50～100	100～200	>200
最小液固体积比	6～8	8～10	10～12	12～14	14～16	16～20	16～20
最小矿浆流速，m/s	1～1.2	1.2～1.6	1.4～1.8	1.6～2	1.8～2.2	2～2.5	2.5～3
液层深度系数 a	2.5～3	2～2.2	1.7～2	1.5～1.7	1.3～1.5	1.2～1.3	1～1.2

$$B = \frac{Q}{vh}, m \tag{5-3}$$

式中　v——矿浆流速，m/s（参考表 5-5-1 选取）。

根据我国砂金矿开采经验，金粒基本不超过 10 毫米，故在选别前均将 10～20 毫米以上的砾石筛出。溜槽给矿的液固比为 10～12∶1，矿浆流速为 1～1.6 米/秒，矿浆深度约为 20 毫米，溜槽倾斜度在 5°～8°之间调节。陆地溜槽的单位面积负荷介于 0.1～1.5 米^3/米^2·时，平均为 0.5～1.25 米^3/米^2·时。采金船单层溜槽的负荷为 0.3～0.4 米^3/米^2·时，双层溜槽的负荷则是 0.2～0.25 米^3/米^2·时。

除上述粗粒选金溜槽外，另有一种细粒软覆面溜槽，用于从脉金矿的磨矿分级溢流、浮选尾矿及混汞尾矿中捕收游离金，其给矿粒度不超过 1 毫米。溜槽上不设挡板，只在槽面上铺置软覆面。当处理粒度较大的给料，水流深度为 5～10 毫米时，采用较粗的长绒物（绒长可达 5 毫米）或带纹格的橡胶板；处理细粒物料，水流深度为 5 毫米以下时，采用较细的短绒物。从脉金矿中捕收游离金时，用毛毯做覆面较好，可比绒毯提高回收率 5% 左右，而且经久耐用。

软覆面溜槽的安装角度为 10°～13°，给料粒度大时倾角要大些。给矿浓度 20%～30%，粒度大时浓度也大些。单位槽面负荷与精矿产率和软覆面的种类有关，见表 5-5-2。

表 5-5-2　软覆面溜槽单位面积处理量

软复面类型	精矿产率，%				
	<0.25	0.25～1.0	1.0～5	5～10	10～20
	单位面积处理量，$t/m^2 \cdot d$				
短绒	10～20	8～15	5～10	3～6	2～4
长绒	5～30	10～20	7～14	4～8	3～6

c　罗斯溜槽

罗斯（*Ross*）溜槽是一种带筛固定溜槽，在一台设备上完成洗矿和选别作业，粗细粒分别处理。设备构造如示意图 5-5-4 所示。

矿砂用堆土机或挖掘机装入溜槽上端的供矿箱。然后用大量高压水喷洗矿砂，将泥团碎散并将矿石冲洗到溜槽箱。矿流在进入溜槽箱时经过一个冲孔筛板，筛下细粒物料流入侧溜槽。侧溜槽中铺置塑料毯，在塑料毯上还铺有带孔的格条。粗粒矿石进入中央挡板溜槽。金粒分别在两个溜槽系统中富集。

国外罗斯溜槽的规格列于表 5-5-3。我国黑龙江黄金公司研制的同类溜槽——龙

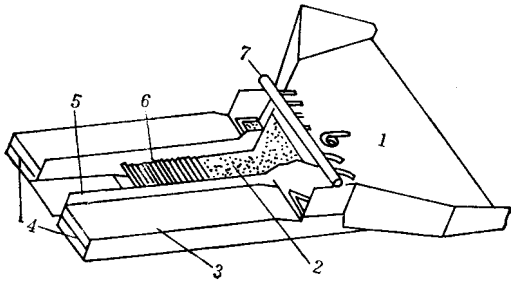


图 5－5－4　罗斯溜槽示意图

1—供矿箱；2—冲孔筛板；3—侧溜槽（筛下物）；4—侧溜槽；
5—二段中央溜槽；6—中央溜槽（筛上物）；7—喷水管

江—1 型的技术性能列于表 5－5－4。

表 5－5－3　罗斯溜槽的技术规格

型　号	供矿箱，m		溜槽箱，m		全　长	重　量	处理量
	长	宽	长	宽	m	t	th
100 yd	2.44	4.88	4.27	1.83	7.93	6.75	76
200 yd	3.05	5.49	5.49	2.74	10.37	11.25	152
300 yd	3.66	6.10	5.49	3.66	10.98	15.75	218
500 yd	4.33	6.71	6.71	4.88	13.42	20.50	380
750 yd	4.88	9.14	10.36	7.01	15.24	65.90	570
1000 yd	5.49	12.19	12.22	9.75	17.70	90.90	760

表 5－5－4　龙江—1 塑溜槽技术性能

型　号	供矿箱，m		溜槽箱 m		全长	用水量	重量	处理量	回收率
	长	宽	长	宽	m	t/h	t	m^3/h	%
龙江—1	4.30	3.83	7.70	2.23	12	70	14	50～70	80.3

B　固定砂锡溜槽

固定的砂锡溜槽又称马来亚溜槽，50 年代以前曾在我国广西砂锡矿应用。溜槽长 16～42 米，宽 0.5～1.5 米，坡度为 0.02～0.08。结构见图 5－5－5。它的特点是挡板间距较大，每隔 1～2 米才安置一根。挡板高 33～40 毫米。操作时随着沉积物的延伸和增高，而不断放置并加高挡板。直至加到三四层。清洗时再逐层去掉挡板，给入清水，人工耙动矿层，洗出夹杂的轻矿物，这种溜槽的挡板疏而矮，不能产生强烈的涡流，故整个给矿阶段都要人工耙松床层，劳动强度大。但是它适合捕收比自然金密度

低的锡石、黑钨矿等矿物。经过最终清洗，可得到含锡品位 10 ~ 15% 的锡精矿，总回收率一般为 50 ~ 60%。溜槽的单位槽面生产能力为 0.2 ~ 0.3 吨/米^2·时。由于劳动强度大，单位槽面生产能力低，回收率也不高，故在我国早已不再使用。

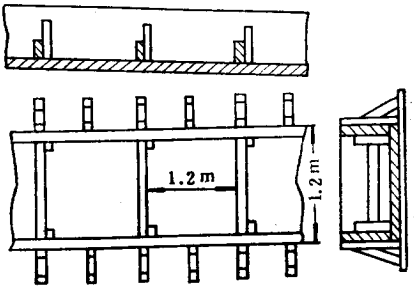


图 5 – 5 – 5　砂锡溜槽

二、可动的粗粒溜槽

A　带格胶带溜槽

带格胶带溜槽是一种机械化的粗粒选金溜槽，安装在采金船上。设备外形颇似倾斜的运输胶带，只是表面被制成带有挡条和方格。图 5 – 5 – 6 示出带面结构的一种型式。横向格条每距三列有一较高挡条，用来产生较强涡流以松散床层。胶带两侧有挡边，挡边形状被做成一个接一个的中空半圆柱形，以便胶带绕过首轮和尾轮时不致产生过大的应力。矿浆给到胶带上方靠近首轮处，然后沿胶带的倾斜向下流动，轻矿物顺矿浆流排出，金粒及部份重砂沉积在带面上。带面逆矿浆流向上运行，绕过首轮后，用喷水柱将沉积物冲洗下来，实现连续作业。胶带支架有调坡装置，可随时调整溜槽坡度。我国目前使用的两种带格胶带溜槽的规格和技术性能列于表 5 – 5 – 5 中。

表 5 – 5 – 5　带格胶带溜槽的技术性能

规　格（宽 × 长），*mm*	处理量 *t/h*	给矿粒度 *mm*	给矿粒度 *%*	胶带速度 *m/min*	倾角（度）	作业回收率，%
1000 × 3000	26 × 34	< 25	20 ~ 35	0.5	9	95.4
800 ~ 5000	12.8	< 16	7 ~ 14	0.6	9	89 ~ 96

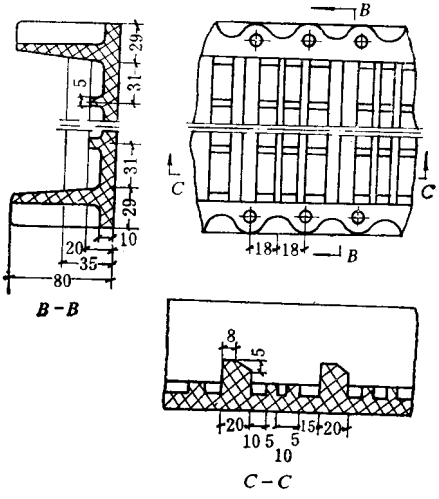


图 5－5－6　胶结的结构

胶带溜槽操作方便，矿砂在带面上不“板结”，劳动强度低，而且金属回收率高，据在黑龙江采金船上用于处理圆筒筛的筛下产品的经验，金的作业回收率可达 91～96%，粒度回收下限达到 0.074 毫米或更低，而过去使用固定溜槽，作业回收率只有 36.5～53.6%，粒度回收下限只有 0.25 毫米。目前胶带溜槽已广泛在采金船上推广使用。

B　带筛振动溜槽选金机组

带筛振动溜槽选金机组是集碎散、筛分和选别于一体的砂金选矿设备，于 1987 年研制成功通过技术鉴定，机组中包括一个格条可整体提升的固定溜槽和两个由凸轮摇臂式摇床头带动的振动溜槽，振动溜槽内也装有整体焊接的挡板，并在挡板上面不高处焊有筛条。设备结构示于图 5－5－7 中。有关的性能参数见表 5－5－6。

表 5－5－6　带筛振动溜槽选金机组设备性能

机内溜槽	尺寸，*mm*	挡板，*mm*		筛孔 *mm*	振次 次/*min*	振幅 *mm*	倾角（度）	给料粒度 *mm*	电机功率 *kW*
	长×宽×高	挡板高	间距						
固定溜槽	3000×500×350	5# 角钢前倾 60°	70	40×100	固定安装		0～25	－150	
上振动溜槽	2500×600×350	50 *mm* 宽铁板前倾 75°	70	40×100	260～300	18～25	0～10	－40	4.0
下振动溜槽	3500×600×350	前段：50 *mm* 宽铁板前倾 75° 后段：30 *mm* 宽铁板前倾 75°	50 40	10×100 4×80	300～250	12～20	0～10	10～4 －4	4.0

该机定名 *JF*－15 型，适于陆地砂金干采使用，可与 200 米^3/日小型采场配套。设备总重 6 吨，安装在爬犁支架上，便于拖运搬迁。机组还配备 7.62 厘米（3 英寸）水泵一台（4 千瓦）。原矿经皮带运输机给到调浆斗，用压力水冲洗，然后流入固定溜槽，在这里回收粗、中粒金。尾矿进入上部差动振动溜槽，经过槽内格筛筛分，大于 40 毫米砾石排入尾矿中，小于 40 毫米筛下物再经选别，而后经流槽转送，给到下部差动振动溜槽。这一溜槽前后被分成两段，落差 70～100 毫米。前段筛缝 10 毫米，后段 4 毫米，在这里进一步回收中、细粒金。操作条件见表 5－5－7。

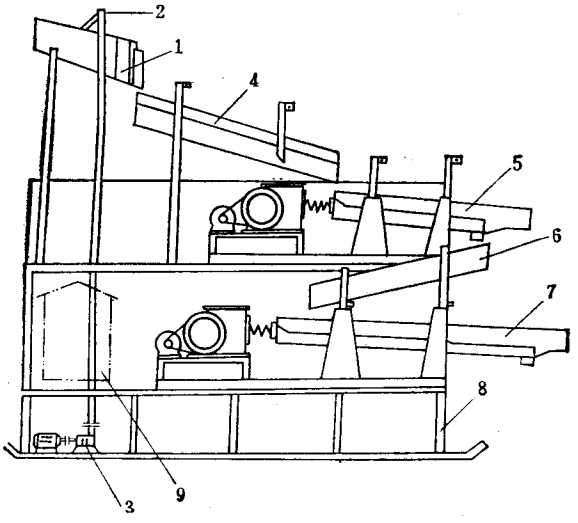


图 5－5－7　带筛振动溜槽选金机组

1—调浆斗；2—压力水嘴；3—3*B*19 水泵；4—固定溜槽；5—上部振动溜槽；6—运输流槽；7—下部振动溜槽；8—爬犁机架；9—配电盘

表 5－5－7　带筛振动溜槽操作条件

处理量	冲洗水压	冲洗水耗	单位水耗	矿浆重量	清洗周期
t/台·*h*	*MPa*	m^3/h	m^3/m^3 矿	液固比	*h*
12～15	0.2～0.3	30～45	2～3	2～3∶1	2～4

该机组结构紧凑，便于搬迁，挡板可以整体抬起，清洗容易，筛分是在水垫层中进行，筛分效率达 98%。设备并具有水耗少，作业回收率高等优点。表 5－5－8 列出了在内蒙古武川二矿的生产指标。

表 5－5－8　武川二矿砂金洗选机组的生产指标

给矿量 m^3/h	冲洗水量 m^3/h	给矿品位 g/m^3	作业回收率 %	各槽回收率,%			粒级回收率,%		
				固定槽	上振槽	下振槽	+0.2mm	0.2～0.1mm	－0.1mm
14	30	0.26～0.28	81～86	28～41	20～26	19～33	90	50～60	14

第三节　矿砂溜槽

矿砂溜槽指处理粒度在 2（3）毫米以下矿石的溜槽，工作特点是流膜呈弱紊流，轻、重产物能够连续排出，在矿浆呈直线流动的溜槽中目前通用的主要是扇形溜槽和圆锥选矿机。

一、尖缩溜槽

尖缩溜槽的结构见图 5－5－8，它是一个底面平整，给矿端较宽，向排矿端直线收缩的斜槽。50 年代出现以后主要用于选别含钛、锆、铌、钽的海滨砂矿，后来也被用来处理一些含钨、锡、钛铁矿、赤铁矿的脉矿。

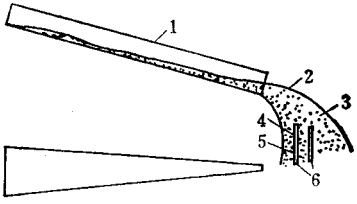


图 5－5－8　尖缩溜槽工作过程

1—溜槽；2—扇形分带；3—轻产物；4—重产物；5—中间产物；6—截料板

尖缩溜槽的给矿浓度大（固体重量浓度达 55～65%）是它的主要工作特点，同时槽壁尖缩，槽底无格条和坡度较大（15°～20°）也是区别于其他平面溜槽的特点。矿浆从上部给入后，开始时呈层流流动，流层较薄且平稳，矿粒按析离作用分层，重矿物转入下层，轻矿物在上层。及至过了中间段，逐渐转变为紊流流动，到了末端约 1/4

长度内则表现为明显的紊流，在紊流脉动速度作用下，颗粒按干涉沉降速度差分层。较粗重矿物颗粒仍保留在底层，受槽面摩擦力影响流动较慢，而上层轻矿物层则流动较快。矿浆在流出槽面窄口时，呈扇形面展开，分别截取即将得到精矿、尾矿及中间产物。重产物亦可通过槽的末端底部开缝排出。由于最终排矿呈扇形面展开，故这种溜槽又称扇形溜槽。扇形面上部受紊流影响经常含有一些微细重矿物，造成金属损失。故这种溜槽用于处理不含微细重矿物的海滨砂矿最为合适。

影响尖缩溜槽选别效果的主要因素有：槽体长度、给矿端与排矿端宽度和比值（称作尖缩比）、给矿浓度、槽体倾角、给矿粒度及轻、重矿物密度差等。

尖缩溜槽的槽长介于 600 ~ 1200 毫米。给矿端宽 125 ~ 400 毫米，排矿端宽 10 ~ 25 毫米，尖缩比介于 10 ~ 20。粗选用溜槽可比精选用的尖缩比小些，给料粒度微细，尖缩比也可略小。给料浓度总是很高，并应控制在适宜值 ± 2% 范围内。槽底倾角较大（15° ~ 20°），应通过试验选择。精选用槽的倾角应大于粗选。适宜的入料粒度范围是 -2.5 + 0.44 毫米。原料中轻、重矿物的密度差按$\left(\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho}\right)$计，达到 1.7 以上即可很好地分离。

工业型单个溜槽的处理能力可达 0.9 ~ 1.4 吨/时，以 0.9 吨/时为适宜。А.Д. 保嘎托夫（богатов）提出单位槽面的处理能力公式如下：

$$q = kd_{mea}\frac{\delta_2-1}{\delta_1-1}, t/m^2 \cdot h \qquad (5-4)$$

式中　d_{mea}——入选矿石的加权平均粒度，mm；

δ_1，δ_2——脉石和重矿物的加权平均密度，g/cm^3；

k——系数，其值为 10 ~ 14，细粒取小值。

工业应用均是将多个溜槽组成机组工作。早期在美国应用的有康农（*Connon*）圆形溜槽组和卡普科（*Carpco*）展开式溜槽组。康农圆槽见图 5 - 5 - 9，是将 48 个尖缩溜槽安装在一个锥形面上，矿浆由中央分配器沿 24 根径向管道流入槽内。产品由中心的环形截料器接出。圆形溜槽的优点是配置紧凑，处理能力大。每台设备单位占地的处理能力达到 3.8 ~ 7.4 吨/米^2·时。缺点是不便观察产品的质量，且调整环形截料器相当困难。卡普科展开式溜槽如图 5 - 5 - 10 所示，是将各槽直线排列，且可作多层配置，矿浆由下部扁平形升液槽给入溜槽内，分层后矿浆贴附于扇形板排出，便于观摩和调节产品质量。缺点是给料粒度较粗时易在升液槽内沉淀堵塞。

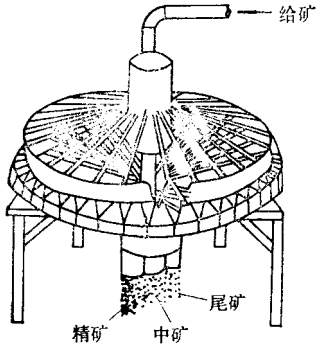


图 5－5－9　康农圆形溜槽

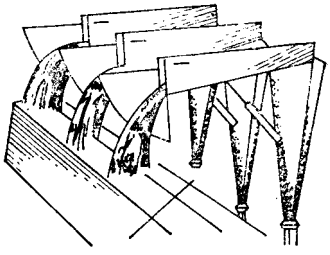


图 5－5－10　卡普科展开溜槽

表 5－5－9　尖缩溜槽的应用实例

选厂名称			坂潭锡矿	荣成锆矿	大庙铁矿
矿石性质			含锡－钽、铌陆地砂矿，重矿物有锡石、铌铁矿、独居石、锆英石、钛铁矿、磷钇矿等。脉石主要为石英	海滨砂矿，主要重矿物为锆英石、金红石、锐钛矿、磁铁矿、钛铁矿等。脉石以石英、长石云母为主	钒钛磁铁矿原生矿石，经弱磁选后的尾矿；主要重矿物为钛铁矿，经水力分级后，一、二室沉砂给尖缩溜槽
入选粒度，mm			0.83～0.074	1.5～0	0.4～0.1
溜槽组合型式			SL_2 型共 13 槽		共 16 槽圆形配置
溜槽参数	给矿端宽，mm 排矿端宽，mm 溜槽长，mm 倾角（度） 尖缩比 材质			400；300；200 20；15；10 1000 17 0.05 塑料	
处理量，t/台·h			30	0.8～1.5	24～32
给矿浓度，% 固重			～60	48～55	53～63
选别指标	品位 %	给矿	Sn 0.0246 $(Ta, Nb)_2O_5$ 0.0153	初选 ZrO_2 0.176 扫选 ZrO_2 0.159	TiO_2 8.9
		精矿	Sn 0.573 $(Ta、Nb)_2O_5$ 0.321	初选 ZrO_2 0.477 扫选 ZrO_2 0.441	TiO_2 16.53
		尾矿	Sn 0.0047 $(Ta、Nb)_2O_5$ 0.005	初选 中矿 ZrO_2 0.169 尾矿 ZrO_2 0.123 扫选 ZrO_2 0.069	TiO_2 4.47
	精矿产率，%		3.51	初选 11.28 扫选 24.53	36.7
	精矿回收率，%		Sn 81.71 $(Ta、Nb)_2O_5$ 71.89	初选 ZrO_2 30.57 扫选 ZrO_2 64.00	TiO_2 68.2
	富集比，倍		Sn 23.29 $(Ta, Nb)_2O_5$ 20.98	初选 ZrO_2 2.71 扫选 ZrO_2 2.61	TiO_2 1.86

后期的组合溜槽多是将槽体颠倒对置平行排列，并作多层布置。图 5－5－11 示出了原苏制斯科格（СКГ）—2 型组合溜槽的配置方式，上层 12 槽用于粗选，下层 4 槽用于精选，8 槽用于扫选。中矿用泵返回。整机处理能力为 3～18 吨/时，单位占地处理能力为 0.92～5.52 吨/米^2·时。

我国坂潭锡矿制成了别具一格的 SL_2 型溜槽机组，如图 5－5－12 所示。它由三层四段扇形溜槽组成，上层粗选用第 1、2 槽给矿宽度较大，在槽的末端加置楔形分矿板，其他各槽结构尺寸亦有所不同，整机处理能力达 30 吨/时，最后可得粗精矿和废弃尾矿。

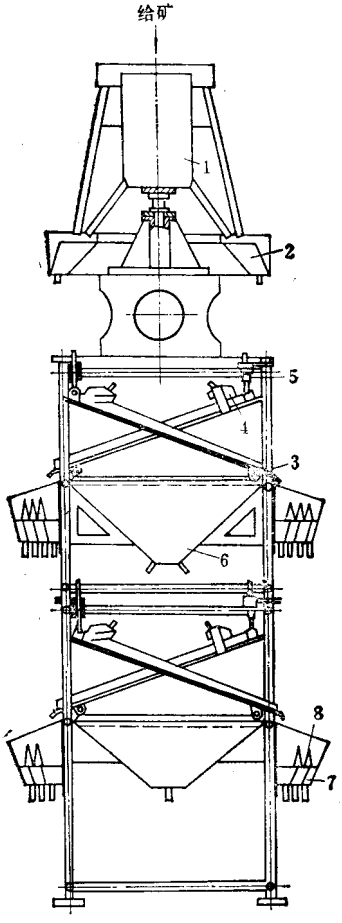


图 5－5－11　斯科格—2 型组合溜槽

1—回转给矿器；2—分室的环形给矿槽；3—尖缩溜槽；4—矿浆受料挡板；5—调坡机构；6—精矿受料槽；7—尾矿受料槽；8—分割器

尖缩溜槽的有效处理粒度范围为 2.5～0.038 毫米，设备处理量大，造价低，缺点是单槽富集比不高，适合作粗选用，粗精矿再用其他设备精选。国内尖缩溜槽的生产实例见表 5－5－9。

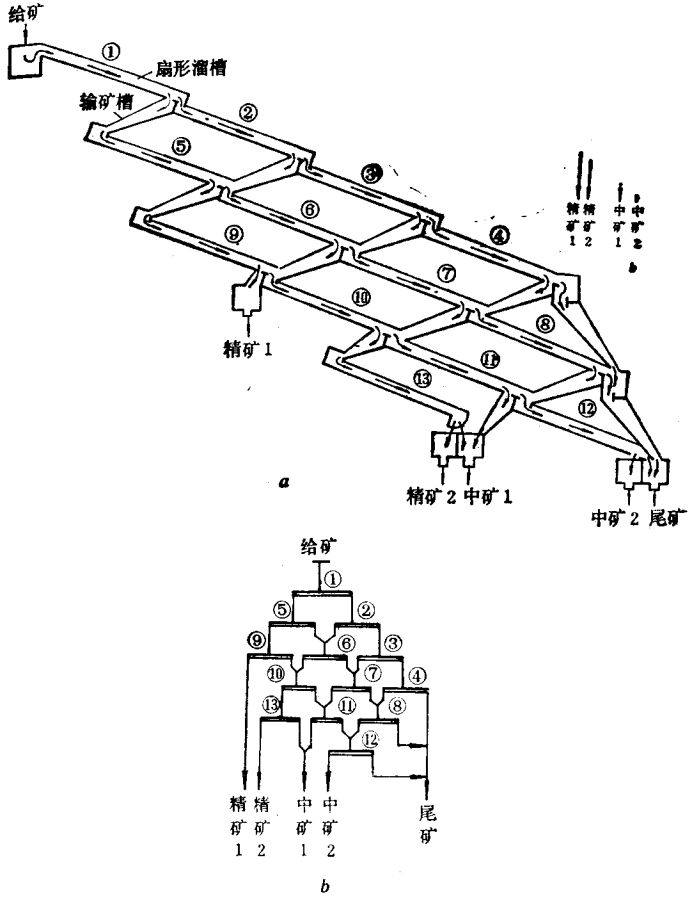


图 5－5－12　SL_2 型组合扇形溜槽

a—配置形式；*b*—流程结构

二、圆锥选矿机

该机于 50 年代末由澳大利亚昆士兰矿床公司研究部主任 E. 赖克特（Reichert）最早制成，故又称作赖克特圆锥。它实质是将尖缩溜槽拼成倒锥形，然后去掉侧壁而成。分选原理与扇形溜槽相同。生产中总是将多个圆锥垂直配置组成机组工作，图 5－5－13 所示为机组中的一个单元。上部双层锥用于粗选或扫选，双锥的精矿送下层单锥精

选，双锥和单锥的尾矿送下一单元继续选别，单锥的精矿则转入扇形溜槽或螺旋选矿机精选。

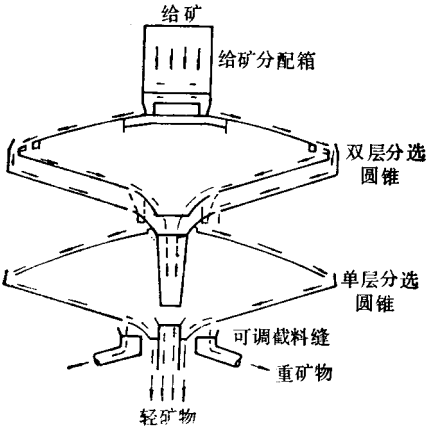


图 5－5－13　圆锥选矿机的一个单元工作过程

在分选锥的上方配置矿浆分配锥。矿浆最初给到顶部分配箱中，然后沿分配锥自然流下。双锥上方的分配锥沿周边间断开口，以便将矿浆均匀给到两层圆锥面上。分选锥的精矿通过末端的环形缝隙排出。更换截料环可以改变缝隙的宽度，从而调整精矿的数量和质量。轻矿物则随上层矿流越过环形缝隙流入中央尾矿管中（见图 5－5－14）。

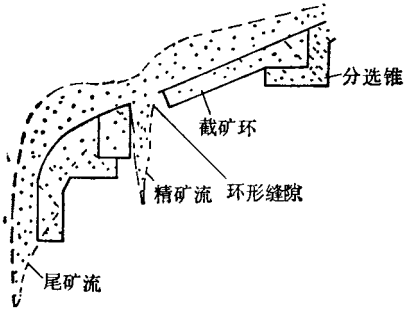


图 5－5－14　控制精矿接取的内部插件

分选锥和分配锥均用玻璃钢制造，装在钢制机架上。易磨损部分衬以塑料或橡胶。最初制成的分选圆锥直径 2 米，锥角 146°（锥面坡度 17°）。一台圆锥选矿机由若干个（2～4 段）基本单元组成。单元内双锥写成 D，单锥等成 S，可调截料器写成 V。机

组内具有同一结构的单元数用数字写在前面。若单元内同时配有精选用扇形溜槽，则将数字写在后面。表 5－5－10 列出了圆锥选矿机的组合方案。

表 5－5－10　圆锥选矿机的基本组合方案

序号	DSV 系列	DSVSV（DSSV）系列	混合系列	尖缩溜槽系列
1	DSV	DSVSV（DSSV）	2DSVSV·DSV	DSV·2DS6·DSV
2	2DSV	2DSVSV	DSV·2DSVSV	3DS6·DSV
3	3DSV	3DSVSV	2DSV·DSVSV	
4	4DSV	4DSVSV		

我国于 1977 年制成首台圆锥选矿机，属四段七层 DSV·2DS6·D 型结构，但亦可改装成三段七层 2DSS6·D 型结构。技术特性见表 5－5－11，结构见图 5－5－15。

表 5－5－11　国产圆锥选矿机技术特性

项　目	技术特性	项　目	技术特性
组合型式	DS·2DS6·D	适宜入选粒度，mm	0.04～1
圆锥直径，mm	2150	外形尺寸，mm	2900×2900×8020
分选锥锥角（度）	双锥 147°，单锥 145°	总重，t	～3.5
尖缩溜槽尺寸，mm	1100×290×15	单位占地处理能力，$t/m^2 \cdot h$	8～12
处理能力，t/h	45～70	单位机重处理能力，t/t·h	13～20
适宜给矿浓度，%	55～60		

圆锥选矿机的有效回收粒度范围是 1～0.03 毫米，对大于 1 毫米粗粒的选别指标急剧变坏。当给矿中含有粘土质的矿泥时，应预先脱除。含泥量应控制在 5～12% 以下。操作过程的可调因素是给矿浓度、给矿量和精矿截料缝的大小。给矿浓度对分选指标有重要影响，在保持高浓度条件下还应控制不超过适宜值的 ±2%。给矿量在一定范围内波动对分选指标影响不大，但较大的变化也是不允许的。为此常须在给矿管路上安装电磁流量计和放射性密度计分别测量矿浆流量和密度，以随时用人工或自动地调节给矿阀门和加水量。精矿排矿缝的大小也应根据给矿品位的变化作相应的改变。

圆锥选矿机最初用于选别低品位的海滨砂矿，从中回收钛铁矿、金红石、锆英石、独居石、磷钇矿、白钛石、磁铁矿等重矿物。由于它的处理能力大，选别费用低，现已作为经济而有效的粗选设备用于各种脉矿的选别，如钨矿石、锡矿石、赤铁矿、铬铁矿、黄金以及金刚石、煤等。圆锥选矿机还用来从浮选或磁选尾矿中补充回收重矿物。国外还用以处理堆存的老尾矿，尽管原料中重矿物含量很低，但因生产费用低廉，仍可有经济效益。

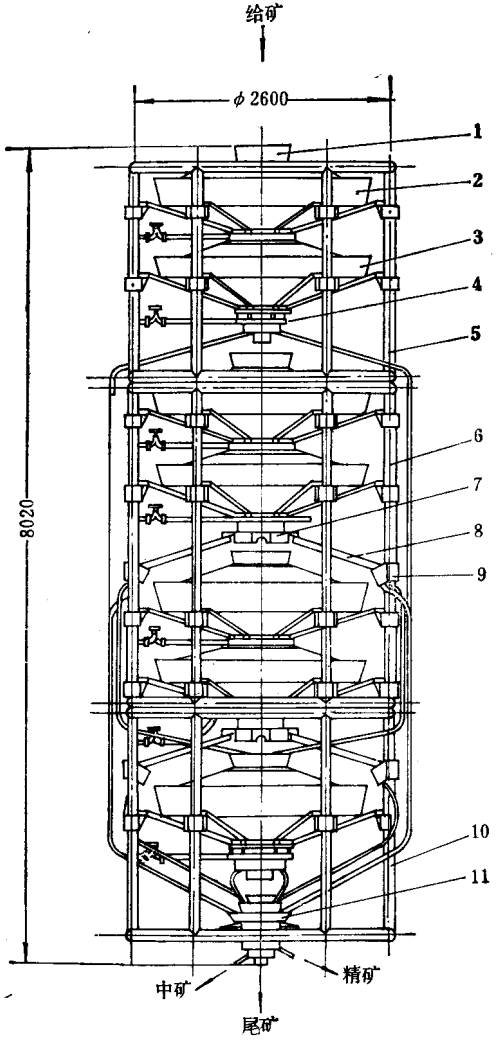


图 5－5－15　圆锥选矿机的结构示意图

1—给矿锥；2—双锥；3—单锥；4—接矿器；5—上支架；
6—中支架；7—接矿器；8—尖缩溜槽；9—分接矿器；
10—下支架；11—总接矿器

图 5－5－16 所示为澳大利亚矿床公司布里奇·希尔·里德戈（*Bridge Hill Ridgo*）砂矿选矿厂的流程。该厂处理能力为 1700 吨/时，原砂重矿物含量为 2%，经圆锥选矿机一次粗选，二次精选，最后再用螺旋选矿机精选，得到重矿物含量达 93% 的最终精矿，其中金红石与锆英石的回收率为 92% 以上，全流程富矿比为 100∶1。

在我国圆锥选矿机也被用于处理海滨砂矿，例如在海南岛乌场钛矿，用来粗选筛

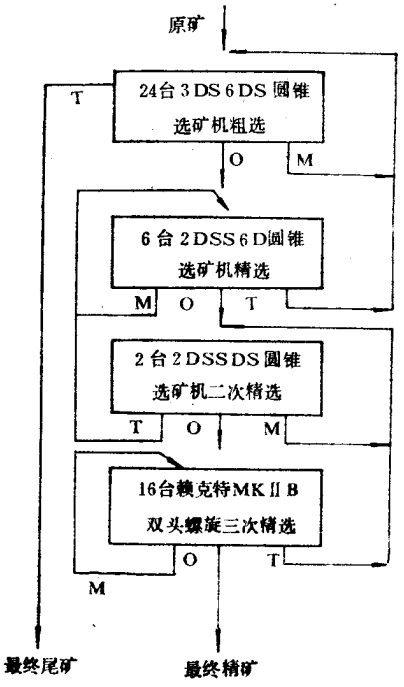


图 5－5－16　澳大利亚矿床公司布里奇·希尔·里德戈选矿流程

分后小于 2 毫米的海砂，得到的粗精矿再用螺旋溜槽两次精选，可得到含 $TiO_2$33.6%，$ZrO_2$3.85% 的重砂精矿，后者再送精选厂处理。圆锥选矿机也用于原生锡石硫化矿细粒级的粗选，以及从钒钛磁铁矿的磁选尾矿中回收钛铁矿。在后一种情况下，仅用三台圆锥选矿机就代替了原有的一百多台螺旋选矿机，取得了显著的经济效益。国内生产实例详见表 5－5－12。其中处理锡石硫化矿的粒级回收率列于表 5－5－13。

80 年代澳大利亚又研制出直径 3 米的新结构圆锥选矿机，台时能力达到 200～300 吨/时，比直径 2 米的圆锥选矿机提高 2～3 倍。它改进了内部组合形式，在一个基本单元内能同时完成粗选、尾矿扫选、精矿和中矿再选作业，从面减少所需的选别段数，但迄今这种圆锥选矿机尚很少在生产中应用。

第四节　矿泥溜槽

矿泥溜槽用于处理小于 0.1 毫米微细粒级矿石，流膜很薄，大约只有 1 毫米左右。

流态基本属层流。但由于受表面张力和流动的不均匀性影响，表面仍常出现鱼鳞波，产生轻微的紊动，故有人称此为假层流（*Pseudo – streaming*）。紊动层作用深度不大，但足以悬浮极微细的颗粒不再沉降。在紊动层的下面，矿粒借剪切分散压维持松散悬浮，并依轻、重矿物的重力压差不同发生按密度分层。进入底层的重矿物颗粒一般停滞在槽面上不动，借助槽面的移动（如皮带溜槽）或间歇地停止给矿清洗，以获得精矿。

表 5 – 5 – 12　国内圆锥选矿机的应用实例

选厂名称	海南岛乌场钛矿	攀枝花密地选钛厂	大厂车河选厂
矿石性质	含钛，锆海滨砂矿，金属矿物为钛铁矿，锆英石，脉石为石英	钒钛磁铁矿的磁选尾矿，金属矿物有钛铁矿，磁黄铁矿，钛磁铁矿，脉石为辉石、斜长石	多金属锡石硫化矿，金属矿物有锡石、铁闪锌矿、脆硫锑铅矿等，脉石为方解石、石英等
生产流程	圆锥选矿机粗选、螺旋溜槽精选二次	圆锥选矿机一次粗选，一次扫选	圆锥选矿机一次粗选，一次扫选
圆锥组合形成	*DS*·2*DS*6·*D*	*DS*·2*DS*6·*D*	*DS*·2*DS*6·*D*
分配锥倾角（度）		20°	单锥用 19°，双锥用 15°
选别锥倾角（度）	单锥 17.5°，双锥 16.5°	15.5°	单锥 17.5°，双锥 16.5°
入选粒度，*mm*		< 0.4 *mm* 占 90%	1.5 ~ 0.074
给矿量，*t*/*h*	60 ~ 65（不包括中矿返回） 95 ~ 100（包括中矿返回）	45 ~ 60	66（粗选，包括中矿返回） 57（扫选包括中矿返回）
给矿浓度，%	60	55 ~ 60	57 ~ 58
给矿品位，%	TiO_2　1.01 ZrO_2　0.123	TiO_2　8 ~ 9	Sn　0.99 Pb　0.43 Zn　3.27
精矿品位，%	TiO_2　33.6 ZrO_2　3.85	TiO_2　26 ~ 28	Sn　2.01 Pb　0.85 Zn　6.12
尾矿品位，%	TiO_2　0.184 ZrO_2　0.0133	TiO_2　5 ~ 6	Sn　0.10 Pb　0.06 Zn　0.79
精矿产率，%	1.319	12 ~ 17	45
精矿回收率，%	TiO_2　82.21 ZrO_2　77.28	TiO_2 42 ~ 51	Sn　91.49 Pb　89.72 Zn　84.12
富矿比，倍	TiO_2　33.3 ZrO_2　31.3	TiO_2　3 ~ 3.5	Sn　2.03 Pb　1.98 Zn　1.89

表 5－5－13　圆锥选矿机处理锡石硫化矿的粒级回收率

粒级，mm	+1	−1 +0.8	−0.8 +.6	−0.6 +0.4	−0.4 +0.2	−0.2 +0.125	−0.125 +0.08	−0.08 +0.04	−0.04
回收率，%	56.20	70.82	80.32	84.87	93.17	96.51	98.44	97.37	77.57

早期的矿泥溜槽是人工操作的固定溜槽，如我国云南、广西、江西等地选别钨、锡矿泥用的匀分槽、扈槽、圆槽、铺布溜槽和北方各省用于选金的铺面溜槽等。在国外则流行过可以连续工作的带式溜槽和旋转式圆槽。这些设备占地面积大，回收率也不高（不超过 50%）。所以现时几乎均已不再使用。40 年代末出现了五层自动溜槽，曾在以后 20～30 年间广为应用。50 年代我国还制成了独具特色的 16 层翻床，性能大大优于 5 层自动溜槽，但到 60 年代中期以后则被离心选矿机所取代。国外则在 70 年代出现了摇动翻床。于是目前便形成了国内以离心选矿机为粗选设备、皮带溜槽等为精选设备的矿泥重选工艺，国外则以 40 层摇动翻床为粗选设备，横流皮带溜槽等为精选设备的重选工艺。

目前所用的矿泥溜槽按工作原理可分为三类：

（1）借矿浆在槽面上自然流动进行分选的溜槽、有自动溜槽、皮带溜槽等；

（2）借槽面摇动以强化松散分层的溜槽，有振摆溜槽、摇动翻床、横流皮带溜槽以及双联选矿机等；

（3）借助离心力强化分层过程的溜槽，如离心选矿机等。

一、皮带溜槽

皮带溜槽的构造如图 5－5－17 所示，分选是在一根无极皮带上进行。带面长 3 米，宽 1 米，皮带两侧有挡边，并用张紧装置保持带面平整。皮带上方装有给矿匀分板和给水匀分板，使矿浆和冲洗水成帘状均匀分布在带面上。给矿匀分板以下为粗选区，一般长约 2.4 米，矿浆沿带面顺流而下，在流动中轻、重矿物发生分层，重矿物沉到底部，随带面向上移动，过了给矿点进入精选区。精选区一般长 0.6 米。在这里沉积的矿物受到水流冲洗，进一步将轻矿物脱出。然后，随着带面绕过首轮，利用带面下方的喷水将带面沉积物冲洗下来，排入精矿槽中。在喷水管后面还有精矿刷与带面作反方向转动，进一步将精矿卸净。带面坡度 13°～17°，用调坡螺杆调节。

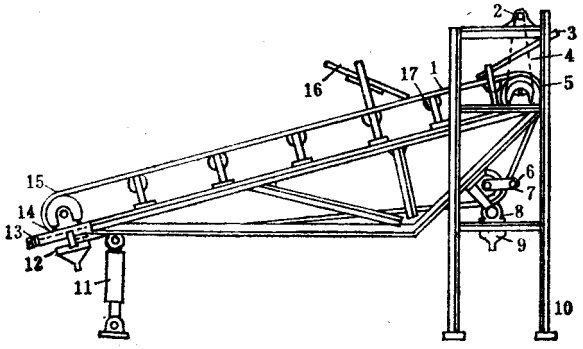


图 5－5－17　皮带溜槽结构示意图

1—带面；2—天轴；3—给水匀分板；4—传动链条；5—首轮；
6—下张紧轮；7—精矿冲洗管；8—精矿刷；9—精矿槽；10—机架；
11—调坡螺杆；12—尾矿槽；13—滑动支座；14—张紧螺杆；
15—尾轮；16—给矿匀分板；17—托轮

影响皮带溜槽工作的因素主要有：带面坡度、带面速度、处理量、给矿浓度和洗涤水量。这种溜槽利用大坡度提高剪切流动速度，同时又在平整的带面上采取薄流膜形式流动。流态近似呈层流，避免了微细粒矿物损失。富集比高，一次作业达 5～6 倍以上。对 －37＋10 微米粒级回收率优于摇床，缺点是处理量低，单层溜槽只有 1.2～3 吨/日，故该设备适合于精选作业使用。为了提高处理能力，又研制出了双层和四层皮带溜槽，能力相应有所提高，国内多将这种设备与离心选矿机配合使用，用来精选钨、锡、钽铌矿泥的粗精矿。表 5－5－14 列出了国产皮带溜槽的技术规格。

表 5－5－14　皮带溜槽的技术规格及适宜操作条件

项　目		单层皮带溜槽	双层皮带溜槽	四层皮带溜槽
带面尺寸长×宽，mm		3000×1000	3000×1000	3000×1000
选矿面积，m^2		3	6	12
带面坡度（度）		13～17	13～17	13～17
带面速度，m/min		1.8	1.8	1.8
分选粒度，mm		0.074～0.019	0.074～0.019	0.074～0.019
处理量，t/d	粗选	2～3	4～6	8～12
	精选	0.9～1.2	1.8～2.4	3.6～4.8
给矿浓度，%		25～35	25～35	25～35
洗涤水量，t/d	粗选	3～6	6～12	12～24
	精选	7～10	14～20	28～40

项　目	单层皮带溜槽	双层皮带溜槽	四层皮带溜槽
洗涤水压力，kPa	30～50	30～50	30～50
传动方式	四联共轴传动	两台共轴传动	单台四层联动
电机功率，kW	1.7	1.7	1.7
设备重量，t	3.13		2.7

皮带溜槽在处理钨、锡矿中的应用实例列于表 5－5－15 中。

表 5－5－15　皮带溜槽处理钨、锡矿泥的作业条件和指标

矿石类型	给矿粒度 mm	作业名称	操作条件					给矿品位 %	作业回收率%	富集比倍
			带面坡度（度）	带面速度 m/min	处理量 $t/d\cdot$层	给矿浓度 %	洗涤水 $t/d\cdot$层			
锡石氧化矿	0.037～0.019	粗选	11～13	1.8	2.4～3.0	30～35	7～10	0.8～1.4 1.5～2.5	70～75 75～80	5～6 3～4
		精选	15～17	1.8	0.9～1.2	25～30	10～12	4.0～7.5	80～85	3～4
		扫选	11～13	1.8	2.4～3.0	30～35	7～10	0.5～0.8	50～55	2.5～3
锡石氧化矿	0.037～0.01	精选	14.5	1.85	2.0～3.0	30～35	7～10	0.7～0.9 0.9～1.2	65～70 70～75	4～5 4～5
		精选	15.4	1.8	0.9～1.2	25～30	10～12	4～6	84～88	4～5
残坡积砂锡矿	0.037～0.010	粗选	12～14	1.8	2.0～3.0	25～35	7～10	1.8～2.0	75～80	4～5
		精选	14～16	1.8	0.9～1.2	20～25	10～12	8～10	85～90	3～4
		扫选	12～14	1.8	2.5～3.0	25～30	7～10	0.7～0.9	35～50	3～3.5
石英脉黑钨矿	<0.074	精选	10	1.85	1.5～2.0	25		9～13	94～96	4～5

二、振摆皮带溜槽

这是利用淘洗原理，兼有摆动、振动和皮带平移运动的溜槽型设备，由广州有色金属研究院研制成功，结构如图 5－5－18 所示。设备工作面为一弧形无极皮带，纵向坡度 1°～4°，在首轮带动下向上运动，皮带支架同时受偏心摇杆机构驱动绕支承轴作摆动运动，摆角约在 8.5°～25°范围内。此外还利用偏心连杆机构摇床头带动皮带支架作不对称往复振动。

在靠近上部精矿排出端三分之一处的两侧设置给矿槽。矿浆是在皮带摆动至高处时左右轮番给入。在带面的振动中轻、重矿物很快分层。溜槽的摆动促使矿浆在带面

上作 S 形向下流动，并交替地出现浪头和浪尾。矿物颗粒随浪头运动到皮带边侧，在反向摆动中，浪头变为浪尾，流膜变薄，重矿物随即沉积在那里，而轻矿物则随着矿浆主流向下流动直至最后由皮带末端排出。在给矿点以下为粗、扫选区。

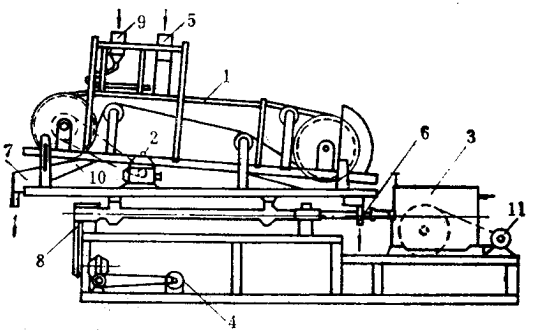


图 5－5－18　振摆皮带溜槽

1—选别皮带；2—皮带传动电机；3—摇床头；4—摆动驱动电机；
5—给矿装置；6—尾矿排出管；7—精矿槽；8—摆动机构；
9—给水斗；10—喷水管；11—振动驱动电机

沉积在带面两侧的重矿物随带面一起向上运动，脱离给矿点后进入精选区，在那里继续受到从两侧给入的冲洗水淘洗，提高了富集比。最后当沉积物随皮带绕过首轮后，用喷水冲下，得到精矿。

皮带的移动速度，振次和摆次均可在一定范围内调节。皮带的纵向倾角、振幅和摆幅以及洗涤水量等亦可根据原料性质调节。表 5－5－16 列出了振摆皮带溜槽的技术性能。

表 5－5－16　振摆皮带溜槽的技术性能

项　目	数　值	项　目	数　值
皮带规格（长×宽）mm	800×2500	电机功率，kW	
振次，次/min	0～380	振动系统	1.1
振幅，mm	0～12	选别皮带系统	0.6
摆动次数，次/min	0～19.5	摆动系统	0.6
摆角范围（距垂直中心）	±4°10′～±11°28′	外形尺寸（长×宽×高），mm	5550×1250×1700
皮带速度，m/min	0～3.38	机重，t	1.63
纵向坡度（度）	0～4	其他振动部分重，t	约 0.5

振摆皮带溜槽交替地利用了浪头的紊动松散和浪尾的层流沉降条件，从而有效地提高了分选精确性，可以分离开密度差很小的黑钨矿与硫化矿物，白钨矿与电气石以及铌钽铁矿与锆英石等混合物。回收粒度下限达到 20 微米以至更低。它的主要缺点是处理能力低，故适合于作精选设备使用。在大吉山钨矿主要用来分选从弹簧摇床及其他矿泥选矿设备中得到的难选中矿。操作条件和分选指标见表 5－5－17。

表 5－5－17　振摆皮带溜槽精选螺旋中矿的操作条件和指标

项　目		数　值	项　目	数　值
给矿量，kg/h	粗选	71	摆角（度）	±6
	扫选	85	摆次，次/min	16.5～18
给矿浓度，%	粗选	34	冲程，mm	4～5
	扫选	22	冲次，次/min	370～380
洗涤水量，L/min		6.7～8.8	给矿品位，WO_3%	6.92
精矿冲洗水量，L/min		2～3	精矿品位，WO_3%	61.83
皮带速度，m/min		2～2.1	尾矿品位，WO_3%	2.11
带面坡度（度）		4	回收率，%	71.97

三、摇动翻床

这是在国外应用较多的矿泥粗选设备，又称巴特莱斯－莫兹利选矿机（*Bartles－Mozley Separator*）。设备构造和工作原理如示意图 5－5－19 所示。在上下两组框架中各安装 20 层（共 40 层）床面。床面用玻璃钢制成，长 1.53 米，宽 1.22 米，厚 2 毫米，各层间距 12 毫米。整个框架被两根钢丝绳从两侧中心悬起，在框架的排矿端与气缸的活塞杆联接。在两个框架中间安装一个旋转的不平衡重锤，以使床面产生平行的旋回运动。重锤重 6.8 千克，距旋转轴中心距 300 毫米，回转速度 150～250 次/分，造成床面振幅 4～10 毫米。

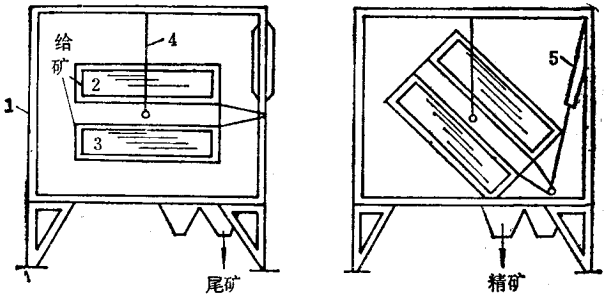


图 5－5－19　摇动翻床工作示意图
1—机架；2、3—上下两组床面；4—悬挂用钢丝绳；5—翻转床面汽缸

矿浆分两路给到上下框架的各层床面上，每个床面有 4 个给矿点，矿浆沿床面流动过程中，同时受到床面的摇动，产生近似椭圆形的平面剪切流。矿物颗粒在剪切分散压作用下松散分层，轻矿物随矿浆流排走，重矿物停留在床面上。经过一段时间，风动阀门切断给矿并借风动气缸使床面前倾 45°，然后用低压水将床面沉积物冲洗到精矿槽中，冲洗完毕，床面恢复原位，继续给矿分选。如此循环，操作均自动进行。

摇动翻床上的流膜在强制剪切中流动，分层速度高，可在小坡度（1.5° ~ 2.5°）下工作，设备单位占地面积处理能力大。按锡石计有效选别粒度为 5 ~ 100 微米。选别小于 0.074 毫米锡矿泥的处理能力为 2.1 ~ 3.1 吨/台时。适合于作粗选设备使用，处理含钨、锡、金、铂的矿泥。国外的设备技术规格和生产应用实例见表 5 - 5 - 18 和表 5 - 5 - 19。

表 5 - 5 - 18　40 层摇动翻床技术性能（据英国 Bartles 公司数据）

项　目	数　值	项　目	数　值
床面（长 × 宽 × 层数）mm	1525 × 1220 × 40	冲次，r/min	230
总分选面积，m^2	74.42	冲洗水速，m/s	15
给矿粒度，μ_m	100 ~ 5（锡石）	耗水量，m^3/h	0.75
给矿浓度，%	15	风压，MPa	0.28 ~ 0.7
给矿量，t/台·h	2.47	耗风量，m^3/h	5.1
床面坡度（度）	0.5 ~ 3	传动电机功率，kW	0.2
给矿时间，min	10	外形尺寸（长 × 宽 × 高），mm	2860 × 2040 × 2460
停矿时间，s	5	机重，t	1.36
冲洗时间，s	25		

表 5 - 5 - 19　国外摇动翻床选别各种矿泥的技术指标

给矿种类	粒　度	有用矿物密度 kg/m^3	处理量 t/h	给矿品位，%	精矿品位，%	回收率%	富集比，倍
经脱泥的黑钨矿	－150 目	7200 ~ 7500	2.5	WO_3　0.06	0.26	88	4.3
锡石 - 黄铁矿	90% －200μm	7000	1.6	Sn　0.93	7.73	58	8.3
锡石矿泥	35% －10μm	7000	2.1	Sn　0.18	0.80	62	4.4
钽铁矿尾矿	95% －200 目	5300 ~ 7500	2.2	Ta_2O_5 0.10	0.44	48	4.4
白钨矿尾矿	95% －200 目	5900 ~ 6100		WO_3　0.22	0.62	69	2.8
辉钼矿粗精矿		4800	1.9	Mo　21.7	3469	78	1.3
锡石尾矿	95% －200 目	7000	3.5	Sn　0.38	0.81	71	2.1

四、横流皮带溜槽

这是另一种利用偏重锤造成分选表面旋回运动的溜槽设备，1975 年由巴特莱斯公司研制成功，用来与摇动翻床配套，供精选使用。分选表面为一无极皮带，以大约 10 毫米/秒的速度平移运动，首尾轮中心距为 2.75 米。皮带宽 1.2 米，沿纵向呈水平放置，横向有 0°～3°倾角，皮带下方靠近首轮端装有旋转的不平衡重锤，整个皮带及托架用四根钢丝绳悬挂在机架上。分选过程见示意图 5－5－20 所示。矿浆由给矿槽（长 1.2 米）均匀给到带面上，在沿斜面流动过程中，受到带面的旋回摇动影响，而作椭圆形剪切流动。在层间斥力作用下，矿粒群发生松散分层。上层轻矿物随矿浆流进入尾矿槽，重矿物随带面进入清洗区，在这里受到更大的剪切摇动和水流冲洗，脉石和部分重矿物进到中矿槽，剩余重矿物运行到首轮下方，借助喷水和毛刷排至精矿槽。

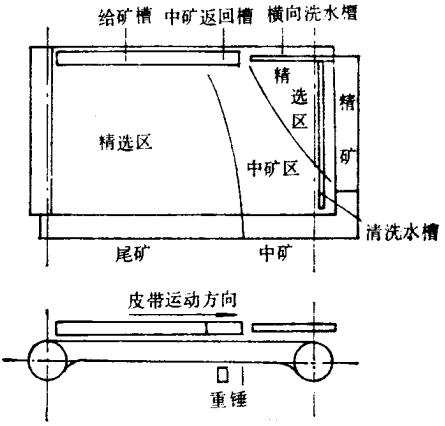


图 5－5－20　横流皮带溜槽工作过程示意图

影响横流皮带溜槽分选效果的因素主要有：偏重锤的重量、偏心距及旋转速度；皮带横向倾角和移动速度；给矿体积、浓度和冲洗水用量，这些参数可根据入选物料性质在选别过程中加以调整。

巴特莱斯公司还制造了双侧的横流皮带溜槽，用中间凸起的铝板将上部皮带撑起，两侧形成直线坡度，扩大处理能力一倍，技术性能见表 5－5－20。国产的单侧横流皮带溜槽性能见表 5－5－21。表 5－5－22 列出了国外应用横流皮带溜槽选别各种矿石的指标。

表 5－5－20　英国巴特莱斯横流皮带溜槽技术性能

项　　目	数　　值	项　　目	数　　值
带面尺寸（长×宽）mm	2400×3000	用水量，L/min	4
带面速度，mm/s	0～36	处理能力，t/h	可达 0.5
横向坡度（度）		作业回收率，%	可达 90
精矿端	1.5～3	富集比，倍	可达 50
尾矿端	0.5～2	安装功率，kW	
重锤重量，kg	2～4	皮带驱动	0.18
重锤转速，r/min	230～335	重锤旋转	0.28
重锤偏心距，mm	0～400	外形尺寸（长×宽×高），mm	3454×2666×2000
有效回收粒度，μm	150～5（锡石）	重量，t	1.47
给矿浓度，%	15～20		

表 5－5－21　国产 XZH—1200×2750 横流皮带溜槽技术性能

项　　目	数　　值	项　　目	数　　值
带面尺寸（宽×长）MM	1200×2750	有效回收粒度，μ_m	100～10（石英）
（前后皮带轮中心距）		富集比，倍	10～50
带面运动速度，mm/s	0～25	给矿浓度，%	10～30
重锤转速，r/min	200～500	处理能力，t/d	4～5
重锤重量，kg	5～8（1、2、5kg 各一件）	功率，kW	0.6
重锤偏心距，mm	150～280	外形尺寸（长×宽×高），mm	3540×1690×1660
皮带横向调坡范围（度）	0～3	重量，t	1.2

表 5－5－22　国外横流皮带溜槽选别指标

矿石类型	给矿品位 %	精矿品位 %	尾矿品位 %	回收率 %	富集比 倍
含钽铁矿重选厂尾矿	Ta_2O_5 1.5	40.0	0.232	85	26.7
含白钨矿重选厂脱泥尾矿	WO_3 0.698	52.8	0.164	77.7	75.6
磁选精矿，$-75\mu_m$	Fe 48.7	68.5	28.3	71.4	1.43
锡尾矿	Sn 0.373	31.1	0.163	59.4	83.3
含锡铁混合精矿	Sn 1.07	16.7	0.536	54.2	15.6
铬铁矿矿泥，$-150\mu_m$	Cr_2O_3 28.6	45.0	4.90	59.0	1.57

横流皮带溜槽具有富集比高，比其他矿泥精选设备处理量大、回收粒度下限低（对 19～10 微米粒级仍有 40～50%回收率）等优点，是目前效率较高的矿泥精选设备。

我国云锡公司应用横流皮带溜槽精选大屯氧化脉锡矿离心机产出的粗精矿（0.074～0.01 毫米），在给矿品位 0.74～1.28%Sn 的条件下，经一次选别精矿品位达到 25.1～27.3%Sn，同时得到次精矿和中矿，精矿部分回收率为 43.5～65.7%。当给矿量较低时，分选指标更有明显的改善。

五、双联选矿机

这是由英国制成的一种新型横向摇动翻床。其工作原理与摇床相似，但考虑到矿泥精矿的运搬速度不可能与分层过程相适应，故将精矿留在床面上，周期地清洗排出。设备外形如图 5－5－21 所示。每台设备有两列机组，每列有 1 至 4 层床面。标准的床面纵向宽 2.7 米，横向长 1.2 米。床面沿横向倾斜 1.3°～2.5°，当给矿粒度为 20～400 目时，沿床面纵向取 1.6°～2.0°倾斜为好。传改机构使床面沿纵向作水平对称往复运动，冲程范围为 10～200 毫米，以 40～80 毫米较佳，冲次范围为 48～180 次/分为好。

矿浆沿床面全宽给入，沿倾斜方向流下，在床面的摇动作用下，矿粒群松散分层，轻矿物流入尾矿槽，重矿物沉积在床面上，待达到一定厚度后停止给矿，先用水低速冲洗床面，进一步将脉石排出。然后翻转床面至 50°，喷水洗下精矿。其中一列床面工作，另一列则处于清洗或排精矿状态。设备处理能力可达 3～5 吨/时。给矿粒度小于 300 微米，适于矿泥的粗选或精选使用。处理低品位的钨、锡、铌钽矿泥，富集比可达 20～500 倍。达到矿泥摇床或皮带溜槽两次或更多次选别的富集比。给矿浓度为 25～45%，能耗为 0.2～0.8 千瓦·时/吨矿石，冲洗水用量 2～4 升/分，按单位矿量计算的设备成本大大低于摇床，生产费用也较低，目前这种设备处于推广之中。

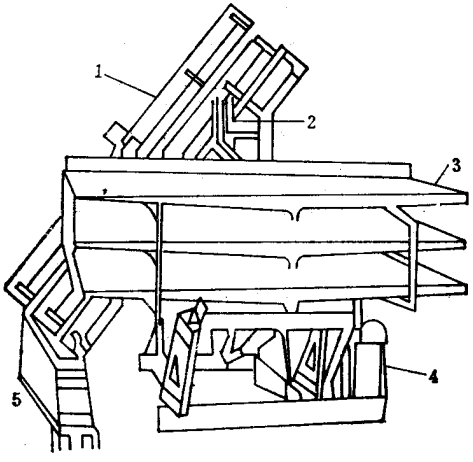


图 5－5－21　双联选矿机外形图

第六章　螺旋选矿机性能规格与操作应用

螺旋选矿是在弯曲成螺旋状的长槽内进行的选矿过程，仍属斜面流选矿范畴，但在这里利用了矿浆在回转运动中产生的惯性离心力，促使轻、重矿物在槽面上分带，并分别连续排出。离心力和重力分力在流动中处于同一数量级，对分选有同样重要作用。自 1941 年美国人 I.B. 汉弗莱（Humphreys）制成第一台螺旋选矿机以来，60 年代苏联又制造了螺旋溜槽，70 年代我国制成了带转动装置的旋转螺旋溜槽，至此螺旋选矿以其特有的矿浆运动形式而自成体系。

第一节　螺旋选矿机

一、设备构造

螺旋选矿机的主体是一个 3～5 圈的螺旋槽，用支架垂直安装，如图 5－6－1 所示。槽的断面呈抛物线或椭圆形的一部分。矿浆自上部给入后，在沿槽流动过程中，矿物颗粒按密度发生分层，底层重矿物运动速度低，在槽的横向坡度影响下，趋向槽的内缘移动；轻矿物则随矿浆主流运动，速度较快，在离心力影响下，趋向槽的外缘，于是轻、重矿物在螺旋槽的横向展开分带，靠内缘运动的重矿物通过排料管排出，由上部第 1、2 个排料管得到的精矿质量最高，以下依次降低。轻矿物由槽的末端排出。在槽的内练连续给入冲洗水，用以提高精矿的质量。

排科管安装在截料器的下面，图 5－6－2 截料器的一种。从第二圈开始配置，一般有 4～6 个。用螺母固定在螺旋的内缘，上面有两个迎着矿流张开的刮板。刮板的张

开角可调，用以调整接出的精矿质量和数量。

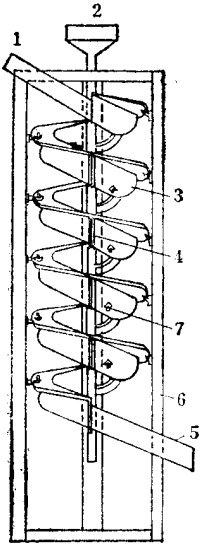


图 5－6－1　螺旋选矿机

1—给矿槽；2—冲洗水导槽；3—螺旋槽：4—联接用法兰盘；5—尾矿槽；6—机架；7—精矿排料管

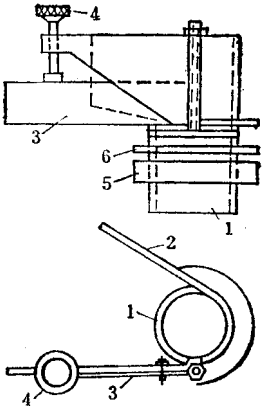


图 5－6－2　螺旋选矿机截料器

1—排料管；2—固定刮板；3—可动刮板；4—压紧螺钉；5—螺母；6—垫圈

二、分选原理

常用螺旋选矿机的槽断面形状、螺距和螺旋外径均是不变的。槽面上某一点沿槽切线方向的倾角 a，称为纵向倾角，纵向倾角的正切等于螺距与该点回转一周的周长之比，即：

$$tga = \frac{t}{2\pi r} \tag{5-1}$$

式中　t——螺距；

r——螺旋槽面上任一点距回转轴线的半径。

可见，纵向倾角是随槽面上某点半径的减小而增大。在螺旋槽的垂直横向断面上，槽底某点的切线与水平面的夹角 β 称作横向倾角。横向倾角系随半径的增大而增大。纵向倾角与横向倾角共同决定着该点横面的最大倾角 γ，其间的关系为：

$$tg\gamma = \sqrt{tg^2\alpha + tg^2\beta} \tag{5-2}$$

γ 角的方向总是偏向槽的内缘，是影响底层矿粒运动方向的重要因素。

螺旋槽内的矿浆在重力分力作用下沿槽流动，同时又受惯性离心力作用向外缘扩展。于是形成了内缘流层薄，流速低，外缘流层厚，流速高的流动特性。据测定，靠近内缘液流厚度只有 2～3 毫米，呈层流流态，靠近外缘流层厚达 7～16 毫米，流速达 1.5～2 米/秒，呈明显的紊流流态，给入的水量增大，湿周向外扩展，但对内练的流动特性影响不大，图 5－6－3 示出了以水进行测定的结果。

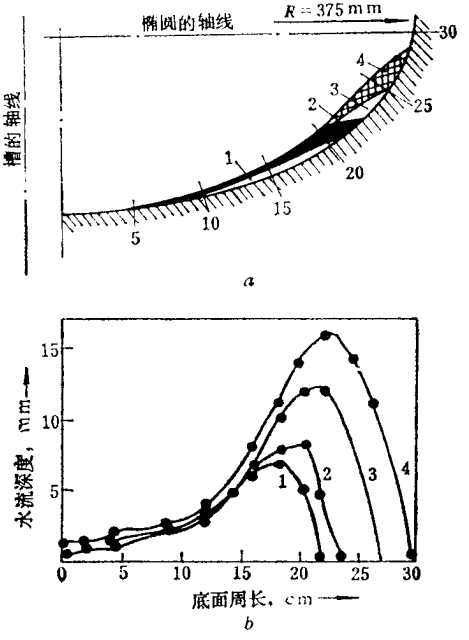


图 5－6－3　不同流量下水流厚度沿螺旋槽横断面的变化

1—流量 0.61L/s；2—流量 0.84L/s；3—流量 1.56L/s；

4—流量 2.42L/s

液流除了沿槽的纵向流动外，还存在着内缘流体与外缘流体间的横向交换。称作二次环流，如图 5－6－4 下图所示。由于这种环流运动，使得在槽的内圈（区域 A）出现上升分速度，外圈（区域 B）则有下降分速度。液流的纵向流动与二次环流叠加结果，形成了液流在槽面上的螺旋线状运动。上层液体趋向外缘，下层则趋向内缘（如图 5－6－4 上图所示）。

位于矿浆内的固体颗粒既受着流体运动特性的支配，同时也受有自身重力、惯性离心力和槽底摩擦力的作用。

矿浆给到螺旋槽后，在弱紊流作用下松散，接着按流膜分选原理分层。矿粒在沿

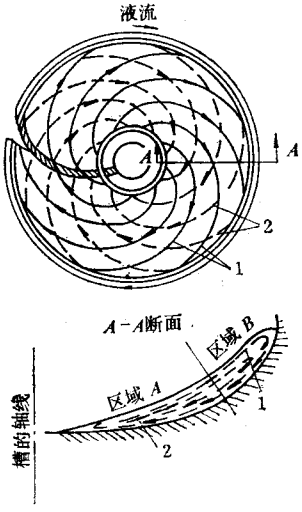


图 5－6－4　螺旋槽内液流的横向循环及上下层水流的运动轨迹

实线 1—上层水流运动轨迹；虚线 2—下层水流运动轨迹

槽面作回转运动中产生惯性离心力，其大小可用下式表示：

$$F_0 = \frac{\pi}{6} d^3 (\delta - \rho) \frac{v_t^2}{r} \tag{6-3}$$

式中　v_t——颗粒沿槽面回转运动的线速度；

r——颗粒所在位置的回转半径。

进入底层的重矿物受槽底摩擦力影响，运动速度较低，离心力较小，在重力分力作用下，沿槽面的最大倾斜趋向槽的内缘运动；上层轻矿物颗粒接近随矿浆一起运动，速度大，被甩向槽的外缘。轻、重矿物颗粒的运动轨迹如示意图 5－6－5 所示。由于运动方向不同，于是在槽面上展开分带，重矿物靠近内圈，轻矿物移向外圈，最外圈矿浆中则悬浮着微细粒矿泥。这种分带现象在第一圈之后即已表现出来，并在以后继续完善着。二次环流不断地将矿粒沿槽底输送到槽的内缘，而同时又将内缘分出的轻矿物转移到外缘，促进着分带的发展。到第 3～4 圈时，矿粒运动趋于平衡，分带完成，结果如图 5－6－6 所示。

三、影响螺旋选矿机的工作因素

影响螺旋选矿机工作的因素有设备结构参数和工艺操作参数两个方面。

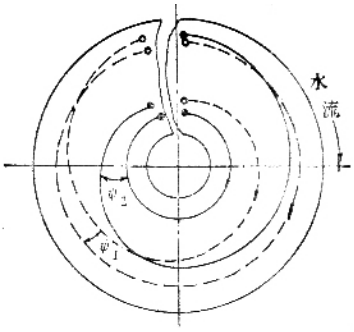


图 5－6－5　轻、重矿物颗粒在螺旋槽面上的运动轨迹在水平面上投影图

·—重矿物颗粒；　。—轻矿物颗粒

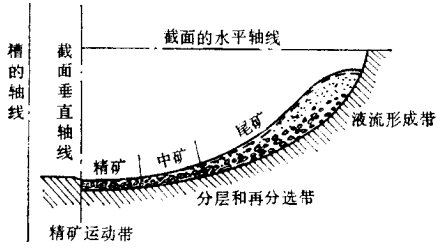


图 5－6－6　轻、重矿物在螺旋选矿机槽面上的分带

设备结构参数包括螺旋槽的直径、横截面形状、螺距、螺旋槽的长度和圈数等。螺旋槽的直径是设备的规格标志，在条件许可时，处理较粗物料应采用大直径螺旋槽。

螺旋槽的横截面是指通过轴线的铅直面所切割的槽断面。这种横断面可有多种形状，常用的有近似圆形的 1/4、抛物线形、椭圆的 1/4 及两椭圆由一直线相连的复合椭圆形，如图 5－6－7 所示。我国广西冶金研究所制成的螺旋选矿机，槽断面为 $\frac{x^2}{108^2}+\frac{y^2}{73^2}=1$ 椭圆的一部分和一条与水平成 1°夹角的长 35 毫米直线所组成。在选矿槽的内侧设冲洗水槽，在两槽间的脊梁上有控制孔板，冲洗水沿冲洗水槽流下，在离心力作用下穿过控制板的孔流入选矿槽，改变控制孔板的插入深度可以调节冲洗水量。冲水过程如示意图 5－6－8 所示。这种断面螺旋槽后来发展成双椭圆中间用直线相连的外形线（见图 5－6－7d）。我国广西冶金研究所还制成断面为 $y^2+4x=0$ 和 $x^2+4y=16$ 抛物线曲线断面的螺旋槽，但未获批量生产。

螺旋槽的断面形状与处理物料粒度有关。处理小于 2 毫米的原料，以长短轴之比为 2∶1，长轴呈水平，它的一半等于螺旋直径的三分之一为好。

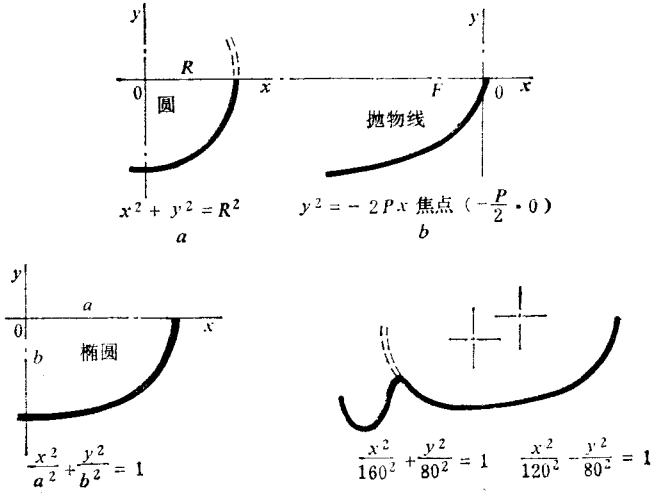


图 5－6－7　常用螺旋选矿机槽断面形状

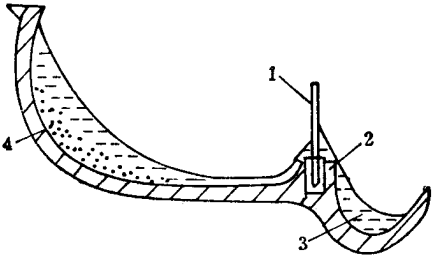


图 5－6－8　冲洗水装置示意图

1—冲洗水控制孔板；2—胶座；3—冲洗水；4—矿浆

螺距的大小通常用与螺旋直径之比表示，称作距径比，该比值过去一直认为在 0.4～0.6 范围内为好，英国 GEC—Elliott 公司将该比值增大到 0.73，明显地提高了设备产量和选别效果，并由此制成了双头（双层）螺旋选矿机。

螺旋槽的长度和圈数决定着物料运行距离。对易选矿石有 3～4 圈即已够用，对难选矿石则需 5～6 圈。

螺旋选矿机的操作参数主要指给矿体积、给矿浓度和冲洗水量。这些都是生产中的可调参数。给矿重量浓度在 10～35% 范围内变化对分选指标影响不大，过高或过低的浓度均会使回收率下降。改变给矿体积对分选指标的影响与改变给矿浓度大体相同。冲洗水是调整梢矿质量的重要参数。加入少量冲洗水可以有效地提高精矿质量而对回收率影响不大。单个螺旋槽的冲洗水量一般为 0.05～0.2 升/秒。

螺旋选矿机的处理能力与螺旋槽直径、给矿浓度和矿石性质有关。原苏联 И.В. 伊萨耶夫（ИсаеВ.）给出如下计算公式：

$$G = K\delta_{mea}D^2\sqrt{d_{max}\left(\frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1}\right)}，\ t/h \tag{6-4}$$

式中　D——螺旋槽直径，m；

δ_{mea}——给矿平均密度，t/m^3；

d_{max}——给矿最大粒度，mm；

K——反映矿石可选性的系数，对于难选矿石 $K = 0.4$，易选矿石 $K = 0.7$。

其他符号同前。

四、螺旋选矿机的规格和性能

我国从 1955 年开始制造并应用螺旋选矿机，最初是用旧轮胎制成，以后又以陶瓷制做整体的螺旋，70 年代以后陆续发展应用铸铁和玻璃钢制造椭圆形断面螺旋选矿机，国产的螺旋选矿机的技术规格和性能列于表 5－6－1。

表 5－6－1　国产螺旋选矿机规格与性能

型　　号	FLX—1	FLX—2	FLX—3	XZLD	XZLD
直径，mm	600	600	600	600	600
螺距，mm	339	360	360	360	360
螺旋槽断面形状	两椭圆弧线与一条直线组成的复合椭圆	同左	同左	椭圆弧线与一条水平倾角为 1°的长 36 mm 直线构成	同左
螺旋槽材质	铸铁	铸铁	玻璃钢	铸铁	玻璃钢
圈数	5	5	5	4	5
精矿排出孔数	15	15	15	15	
外形尺寸，mm	880×2430	880×2460	880×2354		
处理能力，t/h	1～1.5	1～1.5	1～1.5		
总重量，kg	400	400	98		

西方国家制造的螺旋选矿机基本上只有一种直径 610 毫米规格，距径比介于 0.42～0.65，最大 0.73，制造材质已由铸铁转为用玻璃钢。前苏联则制造了多种规格螺旋选矿机，直径有 600、650、750、1000、1200、1500 毫米等，除应用铸铁、玻璃钢而外，还采用铝合金制造。国外制造的螺旋选矿机几乎均在槽面上涂以聚氨酯耐磨层，有的并在聚氨酯中渗入石英粉或锆英石粉，以增加摩擦系数。

五、螺旋选矿机的应用

螺旋选矿机结构简单，无运动部件，容易制造，占地面积小，单位处理量高，操作维护也较为简便，工艺指标良好，故问世以来各国均乐于采用，该机适于处理含泥少的矿砂，给料粒度以 2～0.1 毫米为佳。在处理含泥高的脉矿磨矿产品时应进行脱泥或分级。否则将降低精矿质量和回收率。粒度回收下限一般可到 0.04 毫米以下。

表 5－6－2 列出了螺旋选矿机在国内的应用实例。

表 5－6－2　螺旋选矿机在国内应用实例

选　厂	矿石	给矿粒度 mm	精矿产率 %	给矿品位,%	精矿品位,%	尾矿品位 %	精矿回收率,%
广西郁江钛矿①	河滨砂矿	4～0.1	18.11	TiO_2 5.75	TiO_2 30.48	TiO_2 0.28	96.01
攀枝花选钛厂②	磁选尾矿	0.4～0.1	18.11	TiO_2 8.58	TiO_2 29.31	TiO_2 3.52～3.68	61.42
某锡矿	冲积砂矿	1～0.1	18.32～23.39	Sn 0.068	Sn 0.86	Sn 0.005	60～90
安徽和睦山铁矿	赤铁矿	洗矿溢流		Fe 41.7	Fe 56.78		75.36

①为一次生产考查结果。原矿主要有用矿物为钛铁矿，其次为白钛石、金红石、锆英石、独居石以及少量磁铁矿、赤铁矿等；脉石矿物主要是石英，硅质岩屑。给矿粒度主要集中在 1～0.15mm 范围内。采用 XZLD 型铸铁螺旋选矿机，设备装在 35t/h 采砂船上（8 台），指标是一次分选所得，采用的条件是：给矿量 1.88$t/$台·h，给矿浓度 22～25%，冲洗水 25L/min。据查定 1～0.5mm 粒级回收率为 85.25%，0.5～0.1mm 在 98% 以上，0.1～0.074mm 为 93.63%，－0.074mm 降至 70.80%；

②原料为钒钛磁铁矿的弱磁选尾矿经分级后产品，有用矿物以钛铁矿为主，并含少量磁黄铁矿、硫钴矿、硫钴镍矿等；脉石为钛辉石、斜长石等，采用 FLX－1 型螺旋选矿机，经一次粗选，中矿再选处理，两者精矿合并，尾矿丢弃，再选中矿送摇床处理，表列指标未包括中矿产物。

第二节　螺旋溜槽

一、设备结构

螺旋溜槽是由玻璃钢制成的螺旋叶片组装而成。叶片内表面有耐磨衬里，用聚氨酯橡胶或掺入金刚砂的环氧树脂涂刷而成。螺旋槽支撑在金属结构架上，上方有分矿器和接矿槽，下部有产品截取器和接矿槽，根据不同处理量需要，螺旋机组可以做成

不同层数，即有单头、双头、三头和四头结构。图 5－6－9 示出了 ϕ1200 四头螺旋溜槽结构。

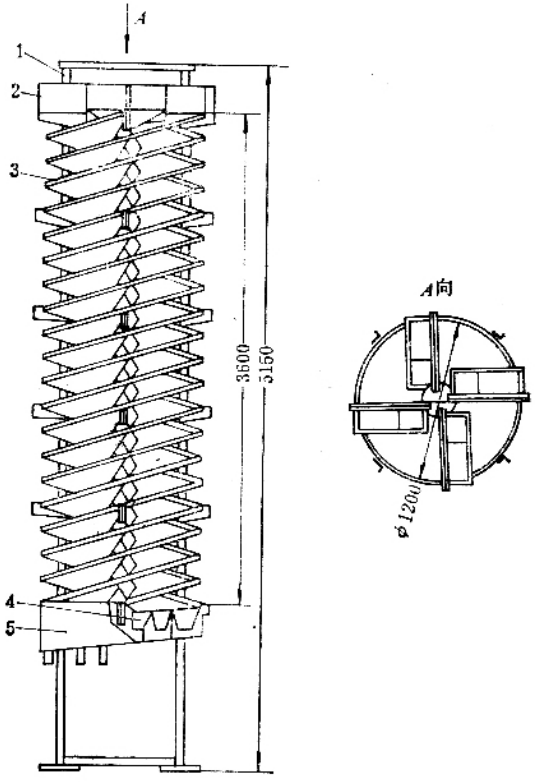


图 5－6－9　ϕ1200 四头螺旋溜槽

1—机架；2—给矿箱；3—螺旋槽；4—产品截取装置；5—产品集中排出槽

螺旋溜槽与螺旋选矿机的区别主要在于：(1) 螺旋溜槽的横截面呈直线或立方抛物线；(2) 精、中、尾矿均在螺旋槽的末端接出，在螺旋槽中部不设精矿按取装置；(3) 在选别过程中一般不加冲洗水。

矿浆在螺旋溜槽上的流动情况与分选原理与螺旋选矿机基本相同。只是在螺旋溜槽槽面上有更大的平缓宽度，矿浆呈层流流动的区域较大，故适于处理微细粒级矿石。

二、槽面结构特性

螺旋溜槽的横截面曲线一般地可用下式表示：

$$x = ay^3 \tag{6-5}$$

取直角坐标的第三象限作为槽的横截面，如图 5－6－10 所示则坐标原点 O 即为螺旋溜槽的外缘，A 点为槽的内缘。OA 为螺旋溜槽的工作表面，BA 和 OC 为槽面的挡边。

横面上任一点的横向倾角 β 由下式决定：

$$\frac{dy}{dx} = tg\beta = \frac{1}{3a^{1/3}\ (R - r_1)^{2/3}} \tag{6-6}$$

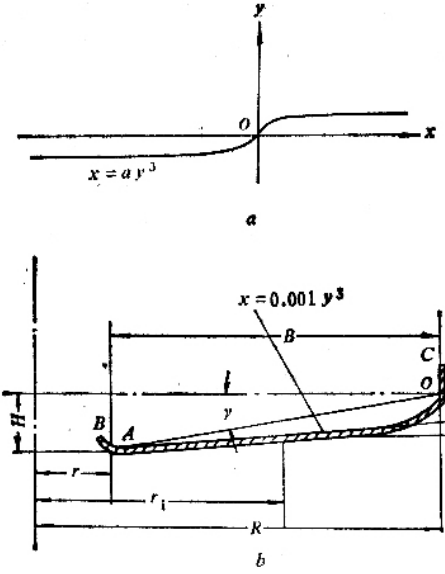


图 5－6－10　螺旋溜槽的横截面

式中　r_i——槽面上任一点距轴线的距离。其余符号见图 5－6－10。

立方抛物线的工作面端点 OA 与水平线交角 γ 称为下斜角，其值决定于 A 点的坐标位置：

$$tg\gamma = \frac{y_A}{x_A} = \frac{1}{a^{1/3}\ (R - r)^{2/3}} \tag{6-7}$$

内缘 A 点处的横向倾角称为初始角 β_A

$$tg\beta_A = \frac{1}{3a^{1/3}\ (R - r)^{2/3}} \tag{6-8}$$

立方抛物线方程式（6－5）中的 a 值按下式计算

$$a = \frac{1}{tg^3\gamma\ (R - r)^2} \tag{6-9}$$

为了使不同直径的螺旋溜槽有相似的立方抛物线截面，应采取相同的下斜角或初

始角。但不同直径的螺旋溜槽不能选取相同的 a 值，即不能应用同一个立方抛物线方程。根据试验室试验，选别粒度为 0.3～0.02 毫米物料时，下斜角 γ 以 9°选别效率最好。a 值的近似计算式为：

$$a = \frac{1000}{(D - d)^2} \tag{6-10}$$

式中　d—螺旋溜槽内径，d =（0.18～0.2）D。

三、螺旋溜槽的规格性能

我国自 1972 年开始研制螺旋溜槽，现已制成系列产品见表 5－6－3。

表 5－6－3　国产螺旋溜槽规格与性能

型　号	LL—400	LL—600	LL—900	LL—1200	LL—2000
螺旋直径，mm	400	600	900	1200	2000
距径比	0.45；0.6	0.3；0.45；0.6；0.75	0.45；0.6；0.75	0.45；0.6；0.75	0.6
横向下斜角（度）	9	9	9	9	9
螺旋头数	1；2	1；2；3	1；2；3；4	1；2；3；4	2
螺旋圈数	5	5	5	5	4
给矿粒度，mm	0.02～0.2	0.02～0.2	0.03～0.3	0.03～0.3	0.04～2
给矿浓度，%	30～60	30～60	30～60	30～60	30～45
生产能力，t/h	0.15～0.2	0.8～1.2	2～3	4～6	7～10
外形尺寸，mm 高	1500	2600	4000	5230	高 5.6～7.0m
长	460	700	1060	1360	占地面积
宽	460	700	1060	1360	5.7m²
重量，kg	50	150	400	600	980

四、影响螺旋溜槽工作参数

影响螺旋溜槽工作的参数与螺旋选矿机基本相同，处理能力与直径平方成正比。粒度回收下限随直径增大而升高，ϕ400 毫米螺旋溜槽的回收下限为 20 微米，而 ϕ1200 毫米则为 40 微米。距径比在 0.4～0.8 之间，一般采用 0.5～0.6，处理细粒级物料取小值。操作中主要控制参数是给矿体积和给矿浓度。粗选作业给矿浓度为 30%～40%，精选为 40%～60%，生产过程中给矿体积和给矿浓度允许在适宜值 ± 5% 范围内波动。

五、螺旋溜槽的应用

螺旋溜槽同样具有结构简单、处理量高、操作方便、生产费用低等优点，适于处理 0.6～0.03 毫米脉矿和砂矿，但含泥高时对分选不利。目前已广泛用于处理铁矿石，

钨、锡矿石，铌钽矿石，海滨、河滨砂矿以及金矿石等。表 5－6－4 和表 5－6－5 列出国内应用实例及取得的技术指标。

表 5－6－4　螺旋溜槽在国内应用实例

选矿厂	矿　石	螺旋直径 mm	螺距 mm	螺旋头数	给矿粒度 mm	给矿浓度 %	冲洗水 t/台·h	给矿体积 m^3/h
南芬选矿厂①	磁选尾矿—赤铁矿脱泥产品	1200	720	粗选 4 精选 3 再选 1	－0.074 占 70% ~ 75%	粗选 27.6		粗选 10 ~ 14
弓长岭磁重选厂②	磁选尾矿—赤铁矿的旋流器沉砂	1200	720	4	0.15 ~ 0.015	粗选 42 精选 55		粗选 12 精选 11.4
齐大山磁选厂③	焙烧磁铁矿粗磨分级沉砂	1200	720	4	－0.074 占 30% ~ 33%	35 ~ 40		12 ~ 14.4
平桂局新桂锡选厂④	砂锡梯跳尾矿水力分级一、二室沉砂	一室 1200 二室 1200	720 660	2 2	－0.074 占 50%			
宜春钽铌矿选厂⑤	钽铌原矿磨矿后水力分级沉砂粗、中、细粒级	1200 1200 900	720 720 540	3 3 3	0.5 ~ 0.2 －0.2 占 70% －0.2 占 95%	18 12.5 ~ 13 26	约 0.6 约 0.6 约 0.6	
南山海稀土矿⑥	海滨冲积砂矿	1200	600	2	－2	25 ~ 50	0.5 ~ 1.0	
大厂局车河选矿厂⑦	原生含锡多金属硫化矿	原矿 2000 圆锥 粗精 2000	1200 1200	2 2	1.5 ~ 0.074 1.0 ~ 0.074	34.16 17.9		

①磁铁矿石经磁选后，尾矿经浓缩脱泥后送螺旋溜槽，补充回收赤铁矿，表列为不同给矿品位指标；

②假象赤铁矿的弱磁选尾矿经 ϕ350mm 旋流器分级，沉砂给螺旋溜槽，表列为 1978 年工业试验指标；

③磁选厂第一段磨矿旋流器分级沉砂，应用螺旋溜槽得部分单体解离磁铁矿，减轻下步作业负荷，表列为 1982 年半工业试验指标；

④原矿含锡石、褐铁矿、铁锰结核，锡铁致密共生，用螺旋溜槽补充回收锡石及锡铁连生体，同时抛弃最终尾矿；

⑤原矿为钽铌花岗岩原生矿，经一段选别后，尾矿再磨，水力分级各级沉砂送螺旋溜槽；

⑥原矿砂经浓缩筛分后，－2mm 粒级给双头塑料螺旋溜槽，原矿中除磷钇矿粒度稍粗外，其余有用矿物独居石、锆英石、钛铁矿等 80% 分布在 0.125 ~ 0.074mm 粒级中，＋0.35mm 粒级不再含有用矿物；

⑦设备为新研制产品，断面为椭圆－直线－立方抛物线复合曲线。表列为 1989 年工业试验指标，受现场条件限制给矿体积、给矿量等不能随意调整。

表 5－6－5　螺旋溜槽选别指标

流　　程	处理量 t/台·h	精矿产率 %	给矿品位 %	精矿品位 %	尾矿品位 %	回收率 %
粗选、精选、精中再选，精矿合并，尾矿分别丢弃，再选中返回①	4	10.41 5.84	Fe12.72 Fe8.86	60.48 57.21	7.18 5.86	49.46 37.71
一粗、一精，粗尾丢弃，粗中、精中及精尾分别返回②	4～5	36.53	Fe31.86	66.68	11.82	76.42
一次螺溜选别③		21.79	Fe43.89	64.07	38.26	31.83
一室沉砂，一次选别 二室沉砂，一次选别 ④		16.67 38.89	Sn0.057 Sn0.066	0.134 0.107	0.038 0.04	46.23 62.89
二段磨矿产品分级沉砂分别入选⑤	4.94 2.5 2.15	35.23 16.37 12.63	$(TaNb)_2O_5$ 0.03 $(TaNb)_2O_5$ 0.028 $(TaNb)_2O_5$ 0.02	0.058 0.078 0.067	0.015 0.019 0.012	67.89 46.35 42.50
一次粗选、粗中浓缩后再选⑥	4	1.45	$R_2O_3$0.04	1.896	0.013	68.56
原矿筛分－1.5mm 一次选别⑦	7.07	螺精 29.2 螺中 36.07	Sn1.48	螺精 4.31 螺中 0.36	0.27	螺精 84.91 螺中 8.76
圆锥精矿　一次精选⑦	3.57	螺精 32.21 螺中 44.80	Sn3.21	螺精 8.26 螺中 1.00	0.44	螺精 82.93 螺中 13.89

第三节　来复条螺旋溜槽

普通的螺旋溜槽由于水流在回转运动中向外缘扩展的结果，靠近内缘层流带常出现脱水现象。致使分层难以有效进行，中矿量增加，精矿质量下降。鞍钢矿山研究所采取

在槽面上粘贴直线格条的办法改善了这种状况。格条的布置方式和有关数据见图5－6－11和表5－6－6。格条断面呈矩形，高4毫米，用橡胶制成，每圈螺旋镶有4～5条。

表5－6－6　来复条螺旋溜槽技术参数

项　目	数值	项　目	数值
螺旋外径，mm	1200	与螺旋直径的夹角 α　（度）	45
螺　距，mm	720	格条高度，mm	4
横向下斜角（度）	9	距螺旋槽外缘宽度 h，mm	60
圈　数	5	距螺旋槽内缘宽度 H，mm	300
格条数量，条	23	末条上端到接矿端外缘的弧长 S，mm	1100

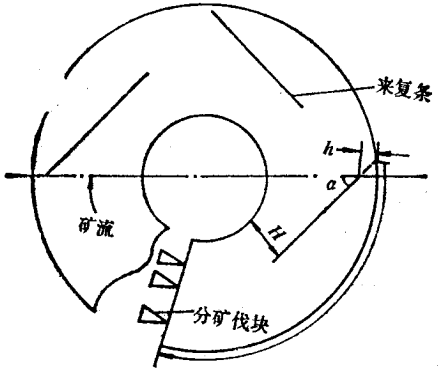


图5－6－11　格条在螺旋槽面上的分布示意图

矿浆流近格条前沿时产生旋涡，同时矿层增厚，加强了松散分层作用，从中矿带中析出的粗粒轻矿物越过格条移向外缘，底层重矿物则沿格条导向流向内缘。结果减少了中矿量，并提高了精矿金属回收率。表5－6－7列出了加格条与不加格条螺旋溜槽处理弓长岭假象赤铁矿石分级沉砂的工业试验对比结果（一粗，一精流程）。

表5－6－7　加格条与不加格条螺旋溜槽处理铁矿石工业试验结果

溜槽类型	给矿品位 %	精矿，%		中矿，%		尾矿，%		精矿回收率 %	选别效率 %
		产率	品位	产率	品位	产率	品位		
加格条	33.48	35.27	55.23	29.20	27.02	35.53	17.19	58.18	38.53
不加格条	33.68	33.97	53.67	38.02	27.61	28.01	17.66	54.13	32.26

第四节　旋转螺旋溜槽

旋转螺旋溜槽是在固定螺旋溜槽的基础上，使槽体旋转而成。设备结构如图 5－6－12 所示。螺旋槽体用铝合金制造，双层（头），由下部传动机构带动沿矿浆流动方向缓慢回转。槽断面呈立方抛物线形、椭圆形或斜直线形，槽面铺以橡胶衬里，上面与螺旋直径成斜向布置有格条或三角刻槽。槽面在回转中的轻微振动和加强了的离心力，促使给矿更快的分带，轻、重矿物运动轨迹差异明显，分选效果优于一般固定螺旋溜、槽或螺旋选矿机。富集比高，有效分选粒度范围为 0.6～0.05 毫米，粒度回收下限略高于螺旋溜槽。现已制成 ϕ400、ϕ600、ϕ940、ϕ1200 毫米等几个规格产品。77－12 型 ϕ940 旋转螺旋溜槽的技术参数列于表 5－6－8 中。

表 5－6－8　ϕ940 旋转螺旋溜槽主要技术参数

项　目	数值	项　目	数　值
螺旋直径，mm	940	入选粒度，mm	＜1.5
单层槽外壁高，mm	120	处理能力，t/台·h	2.4～3.0
槽面宽，mm	344	给矿浓度，%	30～45
螺距，mm	500	冲洗水量，L/台·h	400～800
横向倾角（度）	9	电机功率，kW	0.8
螺旋圈数	3 圈，双头	设备重量，t	1
转速，r/min	10～16	外形尺寸（长×宽×高），mm	1580×1410×2800

该设备已成功地在可可托海铌钽选矿厂代替原有螺旋选矿机和摇床联合流程，处理小于 1 毫米原生铌钽矿，对比指标见表 5－6－9，同时也对钒钛磁铁矿的磁选尾矿（含钛铁矿）、砂锡矿石进行了工业试验，均取得了满意结果。在砂锡矿的分选试验中，效果接近摇床。

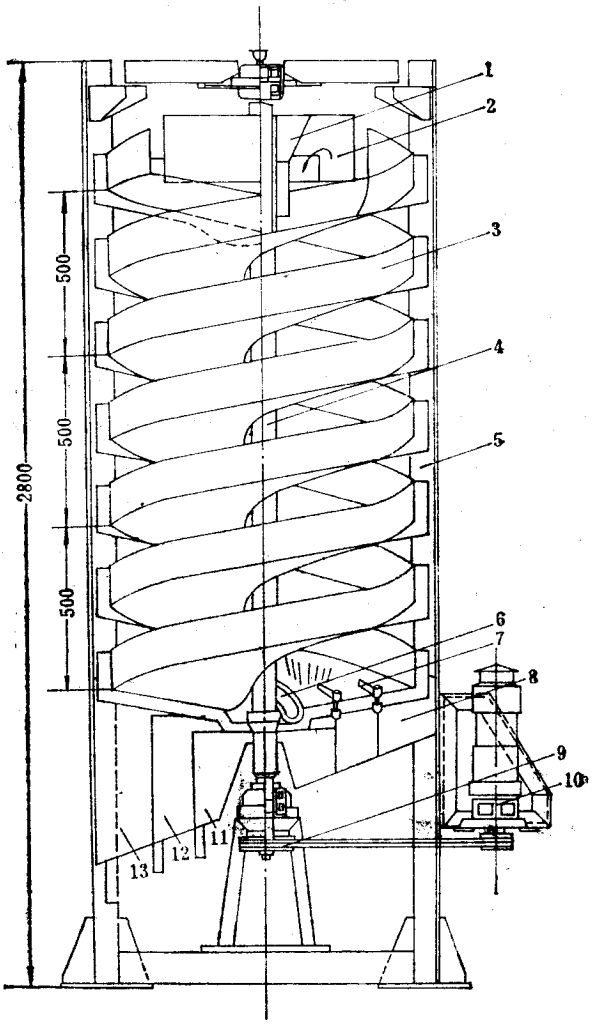


图 5－6－12　旋转螺旋溜槽结构图

1—给水斗；2—给矿斗；3—螺旋溜槽；4—竖轴；5—机架；6—冲洗水槽；7—截料器；8—接料槽；9—皮带轮；10—调速电机；11—精矿槽；12—中矿槽；13—尾矿槽

表 5－6－9　ϕ940 旋转螺旋溜槽与螺旋选矿机—摇床生产对比

设备	原矿品位 % （$TaNb)_2O_5$	粗精矿品位 % （$TaNb)_2O_5$	金属回收率 %	注
旋转溜槽 螺旋—摇床	0.0126	0.455 0.381	57.00 38.90	数据为 21 个班连续生产指标平均值

第七章　离心选矿机性能规格与操作应用

第一节　概　　述

在重力场中重力加速度 g 基本为定值，限制了微细粒级的沉降和分层速度。1939 年荷兰出现了水力旋流器，借助颗粒在回转运动中产生的惯性离心力加速了浓缩分级过程，自此离心力被引用到选矿领域。1960 年 G. 费尔拉拉（Ferrara）发表了他的回转管试验证明，不同密度颗粒开始在管内滞留的转速不相同，因而有可能实现按密度分选。我国云锡公司于 1964 年制成了卧式离心选矿机，开创了离心流膜选矿新工艺。国外在同一时期则大力发展了厚层回转流的短锥旋流器。从那时以后离心选矿在重选技术中开始占有重要地位。

颗粒的离心加速度与推动它作回转运动的向心加速度大小相等，方向相反。离心加速度与重力加速度的比值 i 称作离心力强度：

$$i = \frac{\omega^2 r}{g}\text{，倍} \tag{7-1}$$

式中　ω——回转角速度，rad/s；

r——回转半径，m。

现用离心选矿设备 i 值常达数十倍直至百余倍，重力的影响几乎可以忽略不计。按设备的结构型式、运动方式和流层厚度，离心选矿设备可分作如下几类：

（1）鼓壁回转的离心流膜选矿设备，包括卧式离心选矿机、立式离心选矿机及离心盘选机等，矿浆在转鼓内壁连续受到剪切松散，适于处理微细粒级（－0.1 毫米），在我国应用很普遍；

（2）附以轴向振动的离心流膜选矿设备，主要有离心摇床，振动离心机等，轴向振动增强了床层松散作用，可以处理稍粗粒级矿石；

（3）有压给矿厚层回转流选矿设备，如短锥旋流器、水介质旋流器及虹吸旋流分选器等属之。设备本身并不运转，靠压力给矿造成回转运动，适于处理 2 毫米或更粗粒级矿石；

（4）无压给矿厚层鼓动回转流选矿设备，矿浆在回转运动的同时受到径向鼓动作用，主要指各种型式的离心跳汰机，可以处理细粒和微细粒级矿石，试验型设备很多，但工业上几乎尚没有应用。

第二节　卧式离心选矿机

一、卧式离心选矿机的结构和工作过程

主要工作部件是，截锥形转鼓，半锥角 3° ~ 5°，借助底盘固定在水平轴上，由电机通过三角皮带带动旋转，设备结构见图 5 – 7 – 1。

矿浆由给矿器通过两个给矿嘴给到转鼓内壁上。给矿嘴缝宽 4 ~ 6 毫米，长 140 毫米，配置方式见图 5 – 7 – 2。矿浆喷出的方向与转鼓运动方向相同，因而能够贴附于鼓面上，但因出口速度低于转鼓线速度，矿浆在鼓壁上存在着滞后运动。滞后运动与沿鼓面倾斜方向的流动合成为曲线型运动轨迹。转鼓在转动中连续接受给入的矿浆，于是在空间形成螺旋线形矿浆带向排矿端推进。如将转鼓面展开，即可见到图 5 – 7 – 3 所示情形。

矿浆带的前锋流膜较厚，达 1 ~ 2 毫米，呈弱紊流流态，是为浪头；它的后部为浪尾，厚度只有 0.2 ~ 0.3 毫米，呈层流流动。矿粒群在浪头浪尾的交替松散与沉积作用下，初步达到分层。进入底层的矿物耳在剪切斥力松散下，进一步剔除轻矿物，因而迅速完成按密度分层。重矿物受离心力作用紧贴在鼓壁上，成为沉积层。轻矿物则随矿浆流从转鼓与底盘间的缝隙（12 ~ 14 毫米）排出。

为了提高精矿产品的质量，在两给矿嘴中间位置的直径对侧，设置洗涤水管，向鼓壁连续喷水。但由此常常引起尾矿损失增大，故近年已很少使用。

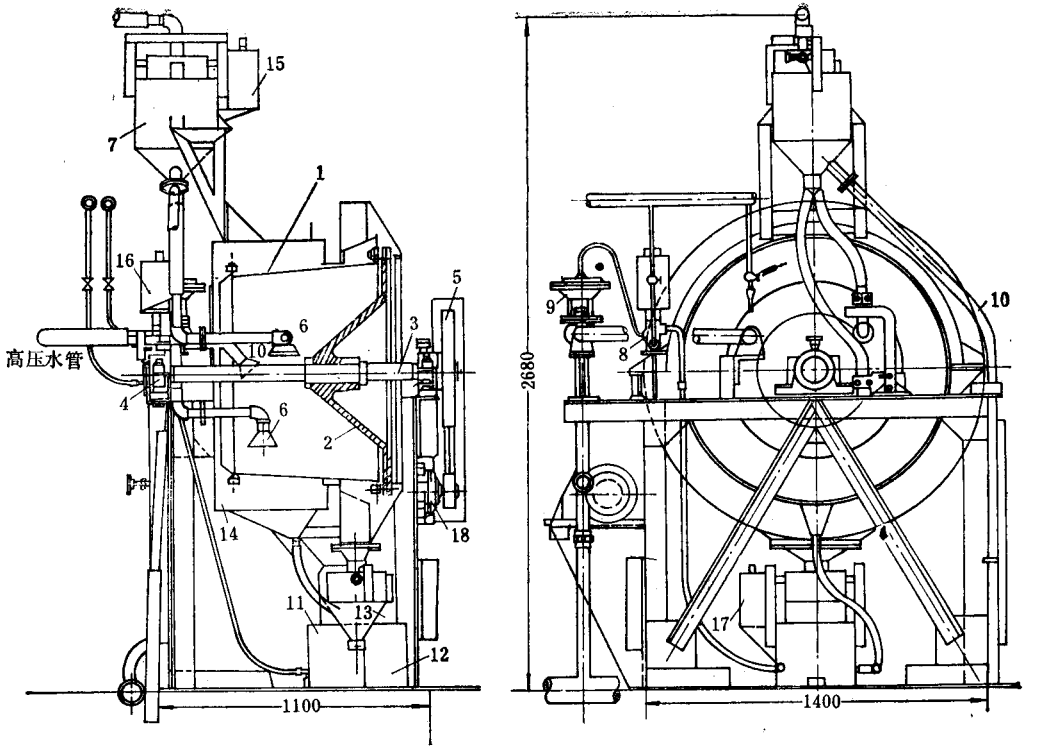


图 5－7－1　ϕ800×600 卧式离心选矿机

1—转鼓；2—底盘；3—轴；4—轴承；5—皮带轮；6—给矿嘴；7—给矿器；8—三这阀；9—皮膜阀；10—冲水嘴；11—尾矿槽；12—精矿槽；13—分矿器；14—防护罩；15—断矿电磁铁；16—冲矿电磁铁；17—分矿电磁铁；18—电动机

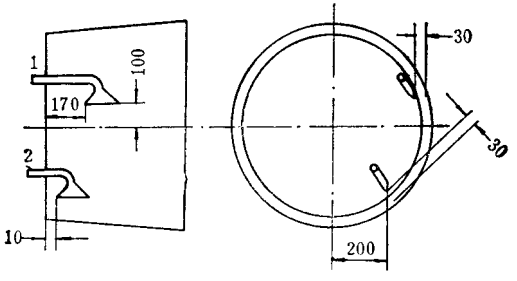


图 5－7－2　给矿嘴安装位置图

1—上给矿嘴；2—下给矿嘴

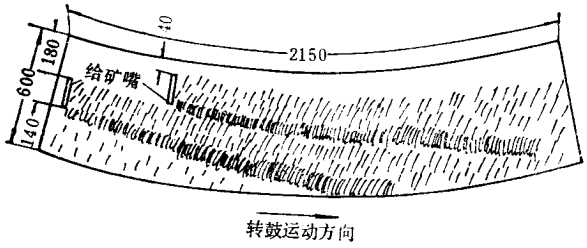


图 5－7－3　流膜在转鼓面上的流动情况

大约给矿 2～3 分钟后，沉积层增长到一定厚度，借助电磁铁将给矿器内的受矿漏斗摆向回流管一侧，离心机停止给矿，同时下部的分矿漏斗也摆动到精矿槽一侧，打开冲洗水管，将沉积的矿物排送到精矿管道，大约经过 30 秒钟，停止冲水，给矿漏斗与分矿漏斗恢复原位，继续给矿进行分选。

离心选矿机虽属间断工作，但过程却是自动进行，由指挥机构控制电磁铁的通、断电时间完成，早期的指挥机构为机械簧片触点式继电器，一台继电器可控制 10～20 台离心机工作，后来则被 $SK-2$ 型时间程序控制器取代，该控制器可指挥 60 台离心机工作，分作 5 组，每 12 台离心机同步运行。

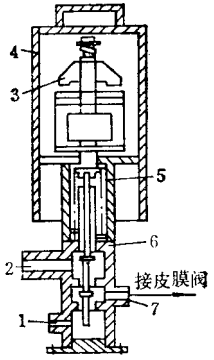


图 5－7－4　三通阀示意图

1—进水口；2—废水口；3—电磁铁；
4—防护罩；5—弹簧；6—阀心；
7—出水口

精矿冲水需有 0.5～0.8 兆帕压力。云锡公司采用三通阀（图 5－7－4）与皮膜阀（图 5－7－5）联合控制高压水管路。三通阀与低压水（约 0.15MPa）管路相通，在不冲矿时三通阀内的弹簧及水的压力将废水口关闭，低压水进入皮膜阀内作用在皮膜上

方。由于皮膜面积较大，它所受到的总压力足以将高压水的进口封住，使水流不能流入离心机内。当需要冲矿时，三通阀内电磁铁将阀门压下，关闭低压水进口，同时打开废水出口，皮膜阀上方压力水卸载，高压水将阀塞顶开，直入离心机内冲洗精矿，冲洗一段时间后三通阀内电磁铁断电，关闭废水出口，低压水又作用在皮膜阀上方，压下阀塞，停止冲水。

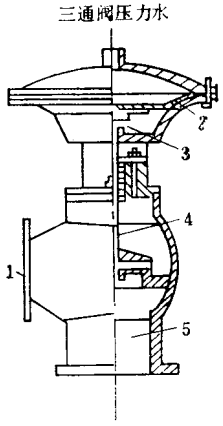


图 5－7－5　皮膜阀示意图

1—冲矿水出水口；2—皮膜；3—弹簧；4—阀心；5—冲矿水进水口

上述以三通阀控制的高压水阀装置结构复杂，于是某些选矿厂采用了一种以凸轮代替电磁铁的一步到位的控制水阀，如图 5－7－6 所示。在不需冲水时上部弹簧的张力及压力水将阀心推到最高位置，封住水路。过了一定时间旋转的凸轮将阀门压下，出水管路被通开，高压水即直入离心机内。这种装置结构简单，工作可靠，但动作不够灵敏。

鞍钢弓长岭选厂采用 ZCLF—50 型电磁阀控制高压水的给入。该阀门可借管道内水流自身压力推动主阀塞运动，而电磁线圈只牵引辅助阀心控制进入主阀塞腔内的水流，故动力消耗很少。阀体制造小巧灵便，一步到位控制出水。但对水质要求严格，不允许有颗粒状杂质。

标准的离心选矿机给矿端直径 800 毫米，垂直长 600 毫米，多年的实践应用已在设备规格、结构型式、辅助器件构成等方面取得不少新进展，主要有：

（1）制造了多种规格转鼓，最大直径达 2 米；

（2）变单一锥度转鼓为多锥度转鼓；

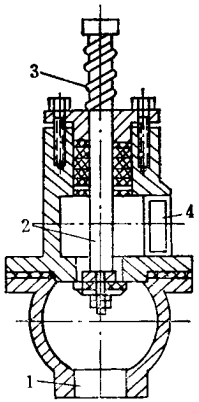


图 5－7－6　简易冲水阀

1—进水口；2—阀心；3—弹簧；4—出水口

（3）转鼓的安置方向由排矿端向内改为向外；

（4）传动轴由支承一个转鼓进而增加支承两个转鼓，其中有排矿端朝外中间传动式及排矿端对接的一端传动式；

（5）转鼓被制成单层、双层及三层多种结构；

（6）转鼓制造材质由铸铁、钢板及铸铝，进而应用玻璃钢、MC 尼龙制造；

（7）控制元件由最初的电磁铁、凸轮驱动发展为油浸保护电磁铁及液压传动；

（8）冲洗水阀除上述简易冲水阀，电磁阀以外，还试用了电动阀、气动 O 型切断球阀等；

（9）简化给矿漏斗及精、尾矿分矿漏斗，用软胶代替，并将给矿嘴改成簸箕形，减少堵塞。

有许多改进是用户根据需要自行采取的，尚未列入统一标准，已经定型的离心选矿机系列规格和性能列于表 5－7－1 中。

$\phi 1600 \times 900$ 离心选矿机在 1976 年同时制造了单锥度和双锥度两种转鼓，对比试验结果，双锥度转鼓明显优于单锥度。在精选弓长岭假象赤铁矿时，精矿品位略有降低，而回收率却显著提高，同时对给矿浓度波动的适应性也增强了[63]。1985 年弓长岭选厂又将转鼓排矿端改为朝外安装，结构如图 5－7－7 所示，解决了排矿缝的磨损问题，也方便了操作检查和维修。

表 5－7－1　离心选矿机的规格和技术性能（定型产品）

离心选矿机规格	YX—800×600（LX—86）	LX—ϕ1600×900 单锥（LX—169）	LX—ϕ1600×900 双锥（LX—169）	LX—ϕ2000—1 型双鼓	LX—ϕ2000 单鼓
转鼓给矿端直径，mm	粗选 800 精选 779	1600	1583	2000	
转鼓排矿端直径，mm	粗选 884 精选 884	1757	1757	2180	2180
转鼓垂线长度 mm	600	900	900	1100	1100
转鼓半锥角 mm 及度	粗选 4°　精选 5°	精选 5°	前 360～10°后 540～2.5°	前 250～8°、中 200～6°、后 650～3°	同　左
转鼓分选面积 m^2	1.59　1.57	4.76	4.84	双鼓 14.65	7.33
控制机构传动器件	电 磁 铁	电 磁 铁	电 磁 阀	凸轮液压连杆	凸轮液压连杆
电磁铁牵引力 N（kgf）	49（5）	78.4（8）	78.4（8）		
作业周期时间 min s	3′30″	2′43″	2′43″	3′30″	3′30″
断矿时间（电磁铁通电），s	30″	23″	23″	30″	30″
冲洗时间（电磁铁通电），s	断矿 3″后通电 20″	断矿 3″后通电 20″	断矿 3″后通电 20″	25″	25″
分矿时间（电磁铁通电），s	断矿 3″后通电 29″	断矿 3″后通电 20″	断矿 3″后通电 20″	26″	26″
有效处理粒度范围，mm	0.074～0.01	0.074～0.013	0.074～0.013	0.074～0.01	0.074～0.01
给矿浓度，%	锡粗选 20～25 精选 15～20　铁粗选 18　精选 15	铁精选 25～30	铁精选 18～25	20～23	20～23
给矿体积 L/min	锡粗选 90～100 精选 70～80　铁粗选 100　精选 110	铁精选 320	铁精选 360	粗选 800～900 扫选 700～800	粗选 400～450 扫选 350～400

离心选矿机规格	YX—800×600（LX—86）	LX—ϕ1600×900 单锥（LX—169）	LX—ϕ1600×900 双锥（LX—169）	LX—ϕ2000—1 型双鼓	LX—ϕ2000 单鼓
转鼓转速 r/min	锡粗选 450～500 精选 300～400 铁粗选 380 精选 330	铁精选 180～200	铁精选 180	185	185
处理能力，t/h	锡粗选 1.2～1.5 精选 0.6～0.8 铁粗选 1.0～1.1 精选 0.8～0.9	铁精选 4～5	铁精选 4～5	粗选 10.4～12.5 扫选 10.4	6～7.5
冲洗水压，MPa	0.5～0.8	0.5～0.8	0.5～0.8	0.5～1.0	0.5～1.0
冲洗水量，t/h	锡 2　铁 3.2	6～9	6～9	粗选 12、扫选 11	5～6
电机功率，kW	3	10	10	15	7.5
设备净占地面积，m^2	2.68	6.46	6.46	13.37	8.32
设备工作占地面积，m^2	9～11	18～20	18～20		
外形尺寸，长×宽×高，mm	1920×1300×2540	3425×1885×4233	3425×1885×4233	3750×3566×4375	2334×3566×4375
设备总重量，kg	1200	3438	3438	7788	5200
资料来源	83 年报部标准 88 年《选矿设计手册》	沈阳矿山机器厂产品样本	83 年报部标准沈矿机厂产品样本	云锡公司设备样本	88 年《选矿设计手册》

注：北京有色冶金设计研究院 1977 年还设计了 XL—78 型（ϕ700×800）离心选矿机。结构型式与改进后 LX—169 型类似，排矿端朝外，分矿斗利用水阀带动。

1979 年云锡公司又制成了直径 2 米的排矿端对接的双转鼓离心选矿机，结构如图 5－7－8 所示。该机采用玻璃钢制造转鼓及底盘，重量比铸铁减轻 60%，辅助机构采

用液压系统代替原来的电控机控装置，操作稳定可靠，单位电耗降低 50%，水耗降低 40%。

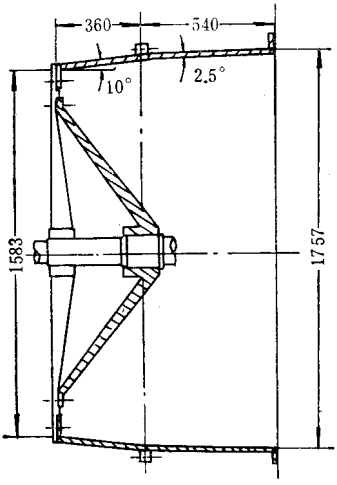


图 5－7－7　改进后的 $\phi1600\times900$ 转鼓结构

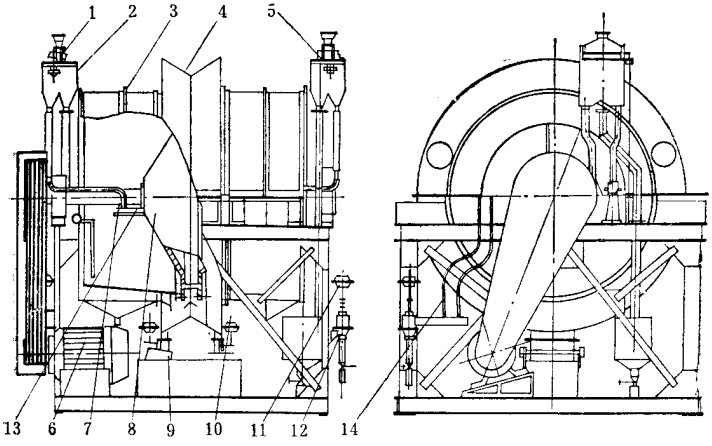


图 5－7－8　XL—ϕ2000—1 型双转鼓离心机结构图

1—断矿斗；2—给矿器；3—防护罩；4—接矿槽；5—断矿液压缸；6—电动机；7—转鼓；8—底盘；9—分矿斗；10—分矿液压缸；11—冲矿液压缸；12—冲矿水阀；13—给矿嘴；14—冲矿水管

为了充分利用转鼓内的空间，曾经研制了多种规格的双层和三层转鼓离心机。鞍钢矿山研究所 1976 年制成的 $\phi1200\times800$—$\phi800\times600$ 双层转鼓离心机在弓长岭选厂处

理假象赤铁矿石，对较粗粒级的回收率与单层转鼓相近，但对微细粒级回收效果则较差，粒度回收下限上升到 19 微米。云锡公司于 1976 年和 1978 年先后制成了 ϕ1200 × 800—ϕ900 × 650—ϕ600 × 500 三层转鼓离心机和 ϕ2000 × 1100—ϕ1400 × 850 双层三锥度转鼓离心机，在处理砂锡矿和脉锡矿中取得了较好指标，但同样表现出对 37 ~ 19 微米回收效果最好。多层离心选矿机具有占地面积小、处理量大、节约电耗等优点。但由于各层转鼓必须在同一转速、同一给矿浓度下工作，难以达到各层转鼓的最佳操作条件要求，故总指标总是要比单层转鼓低一些。同时由于操作观察、维修安装不方便，所以试验后未能在生产中广泛推广应用。但根据相似关系将转鼓结构参数适当加以调整，分选指标达到单层转鼓的水平还是可能的。从提高设备处理能力角度出发，发展多层转鼓离心机还是可行的。

二、卧式离心选矿机的应用

A　离心选矿机在处理锡矿泥中的应用

云锡公司从 1966 年开始大量推广应用离心机、新冠选厂最早进行技术改造，相继采用 104 台 ϕ800 离心机代替原有 250 台前苏制五层自动溜槽，组成离心机粗选、皮带溜槽精选、刻槽摇床扫选中矿的矿泥分选新工艺，使系统生产能力由 3000 吨/日提高到 7000 吨/日，节省厂房面积一半。

该厂处理残坡积砂锡矿，原矿呈黄褐色土状，小于 10 微米粒。级占 60% ~ 65%，主要金属矿物除锡石外，尚有土状赤铁矿、褐铁矿、少量白铅矿等。锡铁致密共生。选厂的原生矿泥和次生矿泥经 ϕ75 毫米旋流器脱除小于 10 微米微泥后，送泥矿系统处理，给入离心机粗选的矿泥粒度组成如表 5 – 7 – 2 所列，分选操作条件及指标见表 5 – 7 – 3 所列。

表 5 – 7 – 2　新冠选厂泥矿给料粒度组成

粒　级，μ_m	+ 74	– 74 + 37	– 37 + 10	– 10
含　量，%	3	27	53	17

注：给料含铁 14%。

表 5－7－3　新冠选厂离心选矿机操作条件及工艺指标

作业	设备工作条件					给矿条件			工艺指标			
	转鼓半锥角度	转速 r/min	断矿时间 s	冲矿时间 s	分矿时间 s	给矿时间 s	给矿体积 m^3/d	给矿浓度 %	鼓壁精矿上浓的度 %	冲洗水量 m^3/d	富集比倍	精矿回收率%
原泥粗离	4	460	37	30	35	166	87.65	25.48	68.69	76.61	2.61	80.86
原泥精离	5	360	34	27	35	169	70.12	22.21	76.92	90.84	3.41	83.97

与五层自动溜槽单机对比指标列于表 5－7－4 粒级回收率见表 5－7－5 所列。

由表 5－7－5 可见，离心选矿机比五层自动溜槽回收率大幅度提高的原因是粒度回收下限显著降低了。这是离心溜槽比重力溜槽主要优越之处。

目前离心选矿机在云锡各选厂已普遍应用，总数超过 500 台。经过多年的摸索，得知操作中应注意稳定给矿体积和给矿浓度。

表 5－7－4　离心选矿机与五层自动溜槽单机指标对比

设　备	给　矿		精　矿			尾　矿	
	给矿量 t/台·d	品　位 %Sn	品　位 %Sn	富集比倍	回收率 %	产　率 %	品　位 %Sn
离心选矿机	24.56	0.251	0.861	3.43	80.78	76.48	0.063
五层自动溜槽	19.69	0.279	0.681	2.44	51.62	78.86	0.171

表 5－7－5　离心选矿机与五层自动溜槽的粒级回收率

粒级，μm	+74	−74+37	−37+19	−19+10	−10	平　均
粗选离心机		69.39	91.75	81.13	39.83	80.86
精选离心机	11.64	80.69	86.79	83.89	51.54	83.79
五层自动溜槽		60～85	60～80	～10	～10	60～80

处理含泥量大的原生矿泥宜采用大浓度（23%～26%）、大体积（95～105 升/分）给矿；处理含泥量少的次生矿泥则采用小浓度（21%～23%）、小体积（75～85 升/分）。而在精选时则应采用小矿量，低浓度、低转速工作，各种不同作业的操作条件示

于表 5－7－6。由于离心机的富集比不高，生产中仍须按一定的流程组合起来工作，以便提高粗精矿质量并降低尾矿损失。

表 5－7－6　ϕ800 离心机在云锡公司不同作业中的操作条件

作　业	给矿量，L/min	浓　度,%	转速，r/min	半锥角度
粗　选	120	25	440	4
扫　选	80	21	538	4
精　选	50	20	320	5
扫精选	50	20	320	5

平桂矿务局新桂选厂处理残坡积和坡积砂锡矿（现转为人工堆积砂矿）。有用矿物主要是锡石，脉石矿物有石英，长石，高岭土等。原矿需磨到 0.074 毫米以下，矿物才能基本单体分离。从入厂原矿中脱出的原生矿泥与选别过程中分出的次生矿泥合并，经 ϕ125 毫米旋流器脱出小于 19 微米微泥后，送 ϕ800×600 离心机选别。给矿粒度小于 200 目占 79% ~88%，小于 10 微米占 10% ~17%。经离心机一次粗选，二次精选得精矿，送皮带溜槽精选。作业条件列于表 5－7－7，流程查定指标列于表 5－7－8。

表 5－7－7　新桂选厂离心选矿机操作条件

作　业	离心机转速 r/min	给矿体积 L/min	给矿浓度 %	处理量 t/台·h	给矿时间 min	选别周期 min	冲洗水压 MPa
粗　选	425~380	120	25	1.858	3	3.5	0.2~0.3
一次精选	280~230	90	15	0.72	2	2.5	0.2~0.3
二次精选	245~180	90	15	0.72	2	2.5	0.2~0.3

表 5－7－8　新桂选厂离心选矿机流程查定指标

作　业	给　矿			精　矿		尾矿品位 %Sn	作业回收率,%
	重量 t/台·h	浓度 %	品位 %Sn	产率 %	品位 %Sn		
离心机粗选	1.06	18.28	0.612	43.79	1.148	0.175	83.79
离心机一次精选	0.86	21.94	1.199	38.17	2.471	0.415	78.66
离心机二次精选	1.31	22.58	2.471	25.16	6.51	1.127	65.90
合计			0.612	6.68	6.23	0.185	68.09

该选厂在以离心机取代五层自动溜槽后，矿泥系统的回收率稳定在 60% 以上，与原流程相比相对提高了 50%。粒度回收下限由 37 微米降至 19 微米，使矿泥系统的精矿量由过去占总精矿量 1/6~1/7 提高到 1/2~1/3。

B　离心选矿机在处理钨细泥中的应用

我国的黑钨矿脉矿石主要用重选法处理，出窿（矿井）原生细泥据 16 个矿山 75 年统计平均为 10.75%，品位多数高于原矿，在生产中与次生细泥合并处理，粒度范围较宽，在 150～0 或 100～0 微米间。细泥中除含黑钨矿外，或多或少尚含有白钨矿、辉铋矿、黄铁矿。磷钇矿及独居石等，它们与脉石矿物石英、长石、云母有足够的密度差，易于分离。60 年代以前主要采用摇床—铺布溜槽或自动溜槽—摇床工艺处理。1965 年开始进行离心机分选试验，以后陆续有盘古山、瑶岭、西华山、铁山垅等选厂将离心机纳入矿泥生产系统中，形成了摇床—离心机—皮带溜槽矿泥分选流程。

盘古山钨矿石产自气化高温热液石英脉矿床，金属矿物主要是钨锰铁矿及黄铁矿，并有少量辉铋矿。1975 年出窿矿石中细泥含量 11.81%，金属占有率 18.06%。1967 年以后采用 $\phi 800 \times 600$ 离心选矿机代替铺布溜槽粗选细泥，流程为一次粗选、二次精选。原生和次生混合细泥在浓泥斗中脱除部分小于 10 微米微泥后给入离心选矿机，给料粒度小于 74 微米占 95% 左右，其中小于 10 微米粒级大约有 20%，粗选尾矿丢弃，二次精选精矿经浮选铋后，槽内产品送皮带溜槽精选。表 5－7－9 列出了离心选矿机与铺布溜槽的一次粗选指标对比，粒级回收率对比列于表 5－7－9。生产中所采用的操作条件见表 5－7－11。

表 5－7－9　离心机与铺布溜槽一次粗选指标对比

设　备	给矿品位 % WO_3	粗选精矿				尾矿品位 % WO_3	处理矿量 d	选矿周期	
		产率 %	品位 % WO_3	回收率,%	富集比倍			给矿时间 min（′） s（″）	冲矿时间 s（″）
离心机	0.19	8.73	1.34	61.57	7.05	0.08	18.70 t/台	3′	30″
铺布溜槽	0.19	23.25	0.33	39.52	1.70	0.13	1.05 t/m^2	3′15″	57″

表 5－7－10　离心选矿机与铺布溜槽粗选粒级回收率对比

设　备	粒　级，μ_m						资料时间
	+60①	60～40	40～30	30～20	20～10	－10	
离心机,%	32.04	66.52	70.67	74.27	70.85	34.88	1966 年
铺布溜槽,%	75.30	66.85	58.00	43.5	16.9		1974 年

①该粒级对铺布溜槽为 50 微米。

表 5－7－11　盘古山 $\phi 800 \times 600$ 离心机主要操作条件

作　业	给矿浓度,%	转速，r/min	给矿体积 L/min	给矿时间 min（′）s（″）	冲矿时间 s（″）
粗　选	20	650	55	3′	30″
一次精选	11	570	55	1′30″	20″
二次精选	7.5	550	50	1′30″	20″

该选厂采用离心选矿机后与 1964 年铺布溜槽相比劳动生产率提高了 179 吨原矿/人·月，生产成本降低，矿泥经离心机一次粗选、二次精选平均得含 WO_3 3.4% 粗精矿，钨和铋的回收率分别为 62% 和 46%。整个矿泥系统回收率比采用离心机前提高了大约 20%。

铁山垅钨矿石产自高温热液型黑钨石英脉。金属矿物除黑钨矿外，尚含有黄铜矿、辉铋矿、锡石、黄铁矿等，脉石主要由石英、长石组成。1980 年对矿泥系统进行技术改造。用浮选法优先选铜，浮选尾矿送离心选矿机，选得的粗精矿再用浮选法和摇床提高精矿质量并综合回收。原生和次生矿泥混合后浓缩，入选矿泥的粒度组成见表 5－7－12。

表 5－7－12　铁山垅钨矿入选矿泥水析粒度组成

粒级，μm	+70	−74 +50	−50 +40	−40 +30	−30 +20	−20 +15	−15 +10	−15 +5	−5	合计
产率,%	17.06	15.35	6.83	9.04	10.15	6.57	8.62	14.76	11.62	100.00
品位,% WO_3	0.13	1.01	0.53	0.47	0.38	0.29	0.29	0.18	0.12	0.38
金属分布,%	5.85	40.90	9.55	11.21	10.18	5.03	6.59	7.01	3.68	100.00

离心机采用一粗一精一扫作业组合，操作条件见表 5－7－13，给矿粒度组成接近表 5－7－12 所列数值。入选矿石品位含 WO_3 0.3% ~ 0.4%，精选精矿品位 WO_3 5% 左右，扫选尾矿品位 WO_3 小于 0.1%，回收率约 70%。一次粗选的精矿和尾矿粒级回收率列于表 5－7－14。

表 5－7－13　铁山垅离心机的主要操作条件

作　业	台　数	给矿时间 min（′）s（″）	给矿浓度 %	给矿重量 kg/min	转鼓转速 r/min	洗涤水量 kg/min
粗　选	6	2′40″	25 ~ 30	90 ~ 120	550	10 ~ 20
精　选	2	2′40″	18 ~ 24	80 ~ 100	500	15 ~ 30
扫　选	6	2′40″	20 ~ 24	100 ~ 120	600	5 ~ 10

表 5－7－14　铁山垅钨矿泥粗离精粒级回收率及离尾金属分布水析测定

粒级，μ_m		+74	−74+50	−50+40	−40+30	−30+20
粗精	品位，% WO_3	0.63	4.55	1.27	0.81	0.65
	粒级回收率，%	41.32	81.41	83.66	81.62	81.97
粗尾	品位，% WO_3	0.04	0.28	0.09	0.09	0.07
	金属分布，%	9.31	30.78	6.03	7.89	5.49

粒级，μm		−20+15	−15+10	−10+5	−5	计
粗精	品位，% WO_3	0.59	0.57	0.35	0.11	1.24
	粒级回收率，%	76.71	57.79	29.60	6.04	
粗尾	品位，% WO_3	0.10	0.13			0.11
	金属分布，%	3.71	36.79			100.00

对一次粗选离心机尾矿扫选试验结果，作业回收率达到 40% 以上，在经济上是有利的，故决定纳入流程。指标见表 5－7－15。流程改造后与前摇床—铺布溜槽工艺相比泥矿系统回收率提高 15% 以上。

表 5－7－15　离心机一次粗尾扫选试验结果

粗尾品位 % WO_3	扫选精矿				扫尾品位 % WO_3
	产率，%	品位，% WO_3	回收率，%	富集比，倍	
0.095	15.27	0.29	48.72	3.05	0.055

西华山钨选厂在将离心选矿机纳入流程前进行了广泛的试验，其中两项是有普遍意义的。

（1）矿泥入选前脱粗与脱细对分选的影响试验。该厂矿泥中含大于 74 微米粒级约 20%，小于 10 微米也有 20% 左右。入选前进行了预先脱除粗粒级和微泥的对比试验，结果列于表 5－7－16 中，从综合指标看，差别是不大的。

表 5－7－16　西华山钨矿泥预先脱粗、脱细试验对比

入选原粒	入料品位 % WO_3	粗精矿					尾矿品位 % WO_3
		产率,%	品位 % WO_3	作业回收率%	总回收率 %	富集比倍	
单脱粗粒	0.483	13.91	2.916	83.96	80.76	6.04	0.09
单脱微泥	0.400	13.32	2.756	91.77	70.03	6.89	0.038
粗、细全脱	0.472	15.30	2.85	92.29	66.23	6.04	0.043
粗、细全不脱	0.36	10.44	2.75	79.27	79.27	7.60	0.084

注：被脱除的 +74 和 $-10\mu_m$ 粒级未进行处理，也未计入总回收率和尾矿品位。

(2) 矿泥预先分级入选的效果试验。结果见表 5－7－17，表明在工艺指标上两者差异并不很大，但离心机处理粗粒级的能力却可比不分级矿泥高出近三倍，故对大型选矿厂从提高设备处理能力角度看分级入选还是有利的。

表 5－7－17　西华山钨矿泥预先分级试验结果对比

作　业	给矿品位 % WO_3	粗精矿			尾矿品位 % WO_3
		品位 % WO_3	回收率 %	富集比倍	
分级入选综合	0.366	3.4	82.30	9.3	0.071
不分级入选	0.378	3.54	77.99	9.4	0.091

从大量的离心机处理钨细泥的试验结果看，一次粗选富集比可达 2～6，给料中含有 20% 左右粗砂（$+74\mu_m$）或 20～30% 微泥（$-10\mu m$）仍可有效进行分选，在一般情况下也勿须分级入选。有效回收粒度范围是 74～10 微米。由于富集比不高，故安排一、二次精选是必要的。粗选尾矿也应再进行扫选。离心机处理浮选后尾矿亦未显示出不良效果。

C　离心选矿机在处理铁矿石中的应用

鞍钢弓长岭新选厂是我国最早（1975～1977 年）建成的处理假象磁铁矿石的磁重流程选矿厂。矿石中铁矿物主要是磁铁矿和假象赤铁矿，脉石是石英、角闪石等。矿石经磨碎到 −200 目占 65% ～75%，先经弱磁选机选出磁铁矿，磁选尾矿送重选处理，原设计重选全部采用 $\phi800\times600$ 离心机，采取一次粗选、一次精选流程，得最终精矿和最终尾矿，精选尾矿循环处理，设备工作条件见表 5－7－1 中 $\phi800$ 离心机铁粗、精选数值，作业指标见表 5－7－18。

表 5－7－18　弓长岭新选厂 $\phi 800 \times 600$ 离心机作业指标

作业	给矿品位 % Fe	精矿			尾矿品位 % Fe	备注
		作业产率 %	品位 % Fe	作业回收率 %		
粗选	25.78	44.10	44.25	75.50	11.27	多台单机 28 次平均值
精选	44.21	49.84	60.24	72.86	22.30	连续运转试验考查

尽管表 5－7－18 所列指标接近设计值，但由于全厂按 300 万吨/年规模共安装了 720 台离心机，很难做到完善管理，兼之原矿中磁性铁含量波动很大，致使重选给矿浓度和体积也难以稳定，设计预定精矿品位 60.30%，作业回收率 76.71%，而实际 1978 年全年重选精矿平均品位只有 57.83%，回收率为 62.45%。

为了贯彻精料方针，1978 年开始进行了第一次技术改造。原矿磨矿粒度提高到 －200 目占 75%，磁选尾矿先经水力旋流器分级，沉砂给螺旋溜槽，溢流送 $\phi 1600 \times 900$ 双锥度离心选矿机，经一次粗选、二次精选得最终精矿和最终尾矿。离心机总台数减为 288 台，操作条件见表 5－7－19（设备规格参阅表 5－7－1）。生产指标见表 5－7－20。

表 5－7－19　弓长岭选厂一次改造 $\phi 1600 \times 900$ 双锥度离心机操作条件

转速，r/min		给矿体积 L/min	给矿浓度，%			处理量，t/台·h		
粗选	粗选	粗选及精选	粗选	一次精选	二次精选	粗选	一次精选	二次精选
180	160	FeO < 7%　300 FeO > 7%　360	19 ± 2	17 ± 2	15 ± 2	3.37	3.2	2.57

经过流程改造后，离心机的作业指标还是不稳定，原因仍是进入重选的矿量多变所致。尽管如此，据 1985 年全年统计，在给矿品位为 30.22% 条件下，重选精矿品位提高到了 63.71%，作业回收率 61.03%，虽未达到设计值但比改造前已有很大进步。

表 5－7－20　弓长岭选厂一次改造后三段离心机作业指标

项目	原矿 FeO 含量，%	粗选离心机				
		给矿品位 % Fe	精矿品位 % Fe	尾矿品位 % Fe	作业回收率 %	给矿浓度 %
改造设计指标	3.74	19.26	40.50	12.84	48.81	17.40
六次流程考查	2～3	22.76	38.86	13.68	61.57	26.20
平均生产指标		20.80	47.77	13.64	48.18	18.90

项　目	原矿 FeO 含量,%	一次精选离心机				
		给矿品位 % Fe	精矿品位 % Fe	尾矿品位 % Fe	作业回收率 %	给矿浓度 %
改造设计指标	3.74	39.66	54.39	18.59	80.71	17.00
六次流程考查	2～3	38.54	50.69	23.46	72.84	42.50
平均生产指标		42.11	60.95	34.04	43.40	14.30
项　目	原矿 FeO 含量,%	粗选离心机				
		给矿品位 % Fe	精矿品位 % Fe	尾矿品位 % Fe	作业回收率 %	给矿浓度 %
改造设计指标	3.74	54.39	63.39	36.30	77.83	14.00
六次流程考查	2～3	50.69	61.68	40.00	60.00	25.90
平均生产指标		60.95	68.04	40.36	83.03	9.10

为了解决重选矿量不稳定并降低能耗，1985 年又在 7、8 两系统进行了二次改造。这次改造采用阶段选别，强磁抛尾，中矿再磨、粗细分选的磁重流程。在一段磨矿后应用螺旋溜槽选出大量磁铁矿及赤铁矿作合格精矿，稳定了二段磨矿后的重选给矿量，并使一、二段球磨机的台数变为 2 对 1。二段磨矿后的重选流程与一次改造时相同，但粗选离心机的给矿粒度降低到 -200 目占 84%，由于给矿细度增加（其中小于 0.021 毫米粒级占 42.55%，而双锥度离心机对该粒级的回收率只有 44.12%），致使离心机的作业回收率降低。在最终精矿品位为 62.83% 时，回收率只有 58.17%。各段离心机的分选指标列于表 5－7－21。但对整个生产流程来说，选别指标却大幅度提高。

表 5－7－21　弓长岭选厂二次改造后三段离心机作业指标

项目	原矿 FeO 含量 %	粗选离心机					一次精选离心机
		给矿品位 % Fe	精矿品位 % Fe	尾矿品位 % Fe	作业回收率%	给矿浓度 %	给矿品位 % Fe
工业试验指标	3.74	25.66	36.04	14.07	74.10	27.15	38.90

项目	一次精选离心机				二次精选离心机				
	精矿品位 % Fe	精矿品位 % Fe	作业回收率%	给矿浓度 %	给矿品位 % Fe	精矿品位% Fe	尾矿品位% Fe	作业回收率 %	给矿浓度 %
工业试验指标	50.70	34.32	36.44	21.69	60.70	63.24	36.67	65.87	18.26

应用离心选矿机还对鞍钢齐大山铁矿石、河北司家营铁矿石，首钢水厂铁矿石，

湖南洞石铁矿石、湖南祁东铁矿石、昆钢上厂铁矿石、马钢姑山铁矿石和海南铁矿石进行了试验室或工业试验，采用的条件与分选指标大体相近，但只有少数选厂纳入到生产流程中，多数矿山在考虑到生产成本后未能建设。

第三节　立式离心选矿机

一、选金用离心选矿机

设备的工作表面是一半圆形转动盘，内表面铺有橡胶制带有环形沟槽的衬里，整机外形结构见图 5－7－9。由电动机通过皮带轮和伞齿轮带动垂直轴和位于其上的分选盘旋转。

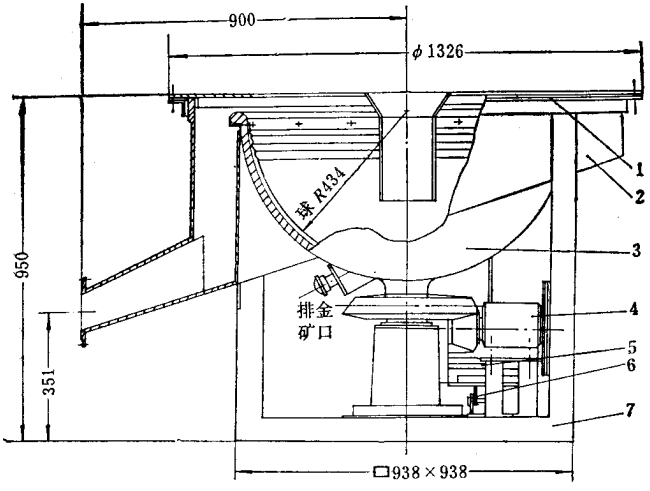


图 5－7－9　选金用离心盘选机

1—防砂盖；2—尾砂槽；3—半球面选盘；4—水平轴；5—电动机；6—电机架；7—机架

该机主要用于分选砂金矿，矿浆由中心管给入，在转盘的带动下，附着在衬里壁上，呈流膜状沿螺旋线轨迹向上流动。在流动中粒群发生分层，重矿物进入槽沟内，轻矿物随矿浆由上部排出。经过一段时间分选（约 20 分钟），断矿、停机、用人工清洗条沟内矿砂，打开底部排矿口排出，得到精矿，设备规格和适宜操作条件见表 5－7

－22。

曾以含金 0.5 克/米^3，金粒粒度为 0.5～0.1 毫米的人工混合矿样按表 5－7－22 条件进行了试验，结果得精矿产率 1.02%，金回收率 97.68～98.85% 的指标。试验表明，液固比在 3∶1～6∶1 范围内波动，处理量在 3～7 米 3/台·时，含泥量变化在 10～50% 范围内时，回收率波动在 94～96% 之间，基本保持稳定。

珲春春化金矿采用由格筛、水力洗矿槽、擦洗筒筛、离心盘选机和摇床组成的选金机组，原矿由堆土机开采，经一系列筛分、洗矿作业后，筒筛筛下产品给入盘选机。共有三台，两台工作，一台排放精矿。给矿粒度为小于 9 毫米，含泥（小于 0.071 毫米）24.85%，金粒集中在 0.9～0.071 毫米粒级内。采用表 5－7－22 所示条件，盘选机处理能力约 5 吨/台·时，平均回收率 88.41%，耗水量约 5～7.5 倍矿石量，生产证明，机组适合于分散矿点使用。

内蒙古转金召金矿采用干法开采砂金，金粒集中在 5～0.12 毫米粒级内，采用 TSL—40 砂矿洗选机组。原矿经洗矿筛分后，筛下 10 毫米产品先用固定溜槽回收粗粒金，然后送盘选机回收细粒金，操作条件与表 5－7－22 所列基本相同。总回收率达到 85%～86%，其中固定溜槽 21%～29%，盘选机回收率 55%～63%。

表 5－7－22　离心盘选机的规格和适宜操作条件

项　目	设备参数	项　目	工艺参数
选盘直径，mm	868	给矿时间，min	20
转　速，r/min	120	给矿液固比	5∶1
安装功率，kW	2.2	最大给矿粒度，mm	8
外形尺寸（高×宽×长），mm	950×1326×1326	含泥量，－0.074mm 占%	15
设备重量，kg	500	处理量，m^3/h	5

二、离心选金锥

离心选金锥是将离心盘选机的半圆形工作面改成截锥形而成，从而避免了底面易被矿砂埋没的现象。设备结构如图 5－7－10 所示，操作过程与离心盘选机相同，设备结构参数和作业条件见表 5－7－23。该机属低离心强度设备，在处理小于 5 毫米砂金矿时，离心力强度 i 取 6～8 倍，在处理小于 0.5 毫米磨矿产品时 i 值可取 8～12 倍。给矿浓度亦可在较宽范围（20%～50%）内变化，且勿须预先脱泥，对单体金的回收率一般达到 90%～96%，富集比为 800%～1600 倍。设备结构简单，对给矿粒度适应

性强，可以处理砂金矿石亦可处理细磨的脉金矿石，安装时可以不必浇灌基础。

表 5－7－23　ϕ600 离心选金锥技术规格和操作条件

项　目	数　值	项　目	数　值
圆锥上端直径，mm	600	LXZ—600—Ⅰ型	
圆锥底端直径，mm	300	传动方式	圆弧齿蜗轮减速
锥体高，mm	260	电机功率，kW	1.1 实耗 0.7
断面锥角（度）	60°	机重，kg	170
转速，r/min	150～180	外形尺寸（长×宽×高），mm	1000×1000×800
给矿最大粒度，mm	5	LXZ—600—Ⅱ型	
给矿浓度，%	20～50	转动方式	皮带轮减速
给矿矿浆体积，m^3/h	5～12	电机功率，kW	1.5 实耗 0.8
干矿处理量，t/h	3～6	机　重，kg	230
		外形尺寸（长×宽×高），mm	1000×1000×1000

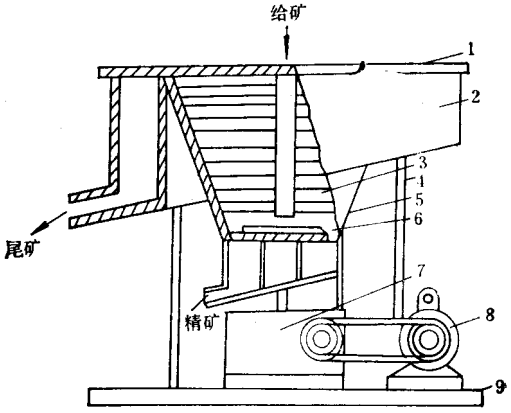


图 5－7－10　ϕ600 离心选金锥
1—盖子；2—尾矿槽；3—橡胶格条；4—机架；5—锥形分选盘；6—精矿排料孔；7—蜗轮减速箱；8—电机；9—底座

广东省金装砂金矿采用选金锥处理小于 4 毫米筛下产品，其中含泥（小于 0.074 毫米）约 20%，自然金主要呈板状，次为薄片状及棒状，有 81.15% 分布在 1～0.2 毫米粒级中，属易选砂金矿。

选金锥的给矿浓度为 20%～40%，转数分作三档：140、150 和 160 转/分。分选周期为 15～50 分，处理能力 2.5～4 吨/时。在给矿含泥量高时，给矿浓度和处理量应适当降低，转速提高，分选周期则根据给矿含金量调节。据试验统计，在给矿品位为 1.69 克/米^3 时，经一次粗选，精矿含金量可提高到 1319.49 克/米^3，尾矿含金 0.142 克/米^3，作业回收率 89.17%，富集比 829 倍。对精、尾矿粒度分析表明，大于 0.5 毫

米金粒可全部回收，0.5～0.2 毫米粒级可回收 99% 以上，小于 0.2 毫米回收率为 54.91%。

该矿山以选金锥代替原有跳汰—摇床工艺后，取消了脱水、脱泥和分级作业，简化了流程，操作人员和能耗均大量节省。

山东河东金矿矿石产自多金属石英脉矿床，金属矿物以黄铁矿居多，次为黄铜矿、方铅矿等，金、银矿物多以粒状、枝状和脉状充填在黄铁矿、黄铜矿裂隙中，粒度多数在 0.066 毫米以下，当磨碎到 -200 目占 44% 时，自然金单体解离度只有 21.85%。

选厂采用两段磨矿然后集中浮选工艺。在一段磨矿机排矿处原设有典瓦尔型跳汰机，1984 年改用离心选金锥，同时在一次分级溢流处也设置选金锥，以提前回收单体金，分选结果及各作业的粒级回收率示于表 5-7-24 中。

表 5-7-24　河东金矿选金锥和跳汰机的分选指标对比

设备	给矿	给矿粒度 -200 目占%	原矿品位 g/m^3	全金回收率 %	单体金回收率 %	单体金粒级回收率,%			
						+0.074 mm	0.074～0.037mm	-0.037 mm	合　计
选金银	一次球磨排矿	44	4.305	12.50	57.22	89.65	59.56	44.38	57.22
	一次分级溢流		3.85	14.17	64.83	83.42	78.99	53.49	64.83
跳汰机	一次球磨排矿		4.410	4.55	20.84	81.87	16.85	0.92	20.84

指标对比表明，选金锥能够有效捕集微细粒金，故有力地提高了全金作业回收率，增加了成品金的产量。试验还表明，分选周期由 30 分钟延长到 120 分钟，对金的回收率影响不大。

第四节　有压给矿回转流选矿装置

一、短锥旋流器

将普通的水力旋流器锥体部分角度增大到 90° 以上即成为短锥旋流器，结构如图 5-7-11 所示。由于锥体角度增大，沉砂排出困难，在锥体底部形成旋转的床层，发生

剪切分层。细粒重矿物并借析离作用进入底层，轻矿物及细泥则由上部溢流管排出，可同时收到选别和脱泥的效果。

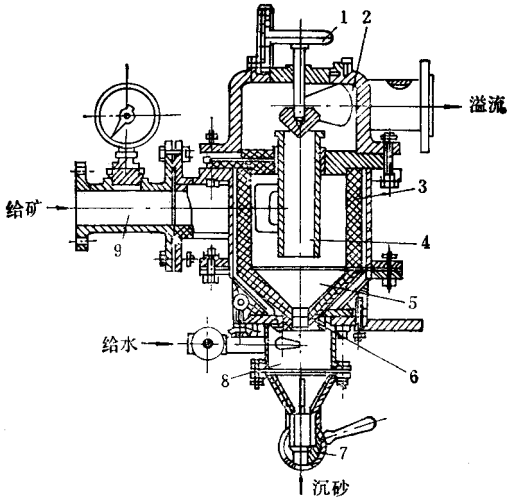


图 5－7－11　短锥水力旋流器

1—溢流口调节装置；2—溢流箱；3—柱体部分；4—溢流管；5—锥体部分；6—沉砂口；7—沉砂闸门；8—涡流箱；9—给矿管

短锥旋流器处理能力大，沉砂浓度高是它的主要优点，缺点是选别精确度低，故适合用于粗选和脱泥，锥角对分选有重要影响，常用角度为 90°～120°，给矿压力以 80～150kPa 为宜，压力超过 200kPa，分选效率反而下降。

我国云锡公司大屯选厂处理含锡多金属硫化矿，原流程在铜、硫分离浮选后，用摇床从硫精矿中回收辉铋矿。因给矿矿浆中含大量钙离子，床面结垢严重，影响正常生产。后采用短锥旋流器对硫精矿预先脱泥，沉砂作业产率 40%～50%，铋的作业回收率与此数接近，但 37～74 微米粒级回收率则在 85% 以上，矿浆中 93% 钙离子随溢流脱除，改善了摇床分选条件，所用旋流器的结构参数见表 5－7－25。

表 5－7－25　大屯选厂短锥旋流器结构参数

用　途	旋流器直径 mm	锥　角（度）	圆柱体高 mm	给矿口，mm		沉砂口直　径 mm	溢流管直径 mm	溢流管插入深度 mm
				直　径	长×宽			
试验用	75	120°	115	20		10	18	97
生产用	125	120°	195		3×15	15	25	179

试验表明给矿压力在 100～150kPa 范围内波动对大于 37 微米粒级回收率影响不大。硫精矿脱泥后用摇床处理比不脱泥回收率可高出一倍，而且能够节省摇床用量一

半，铋的总回收率将由 4.13% 提高到 6% 左右。

短锥旋流器最适合处理砂金矿，由于金粒细小，密度大，很容易通过析离分层进入沉砂中。苏联某砂金矿小于 1 毫米原砂含金量 0.8 克/吨，各粒级分布为：1～0.25 毫米占 50.9%，0.25～0.1 毫米占 41.8%，小于 0.1 毫米占 7.3%。采用短锥旋流器选别，金的回收率达到 90%，与跳汰机和摇床的粒级回收率对比见表 5－7－26。

表 5－7－26　不同设备分选 －1mm 砂金矿的粒级回收率对比

设　备	处理量 kg/h	精矿产率 %	各粒级，mm		金的回收率,%	
			+0.5	－0.5+0.25	－0.25+0.1	－0.1+0.05
摇　床	30～50	7.9	100	100	93.5	79.3
跳汰机	200	9.1	100	100	96.5	79.3
φ75mm 短锥旋流器	600	9.4	100	100	98.5	76.7
φ50mm 短锥旋流器	200	7.4	100	100	95.0	83.0

注：φ75 旋流器锥角 120°，溢流口 22mm，沉砂口 4mm；

φ50 旋流器锥角 120°，溢流口 16mm，沉砂口 4mm。

新结构的短锥旋流器是在锥体内加设搅拌装置，以增强床层的松散度。但最简单有效的办法是在锥体下部给水（参见图 5－7－11），水量达到给入矿浆量的 3%～5%，不仅可减少沉砂产率，而且还可提高金的回收率和品位。

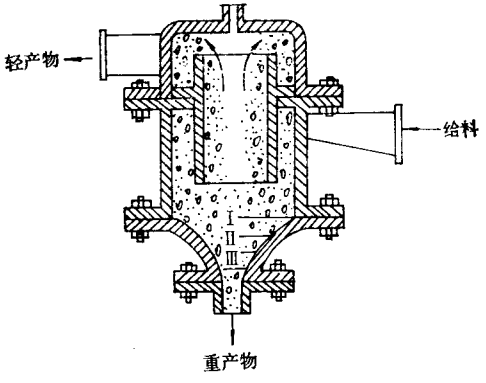


图 5－7－12　水介质复合旋流器

二、水介质复合旋流器

将短锥旋流器的锥体部分内表面做成凸起状或多锥度段即成水介质复合旋流器。工作时借助给料自身形成的高密度旋转床层分选，而勿须外加重介质。设备的工作过

程见示意图 5－7－12。由于锥体部分的横断面向下迅速减小，混杂在底层中的轻矿物在向下运动中很快被裸露出来，并随即被上升液流带走，故分选精确性提高。工作时还须由上部通入空气，以维持旋涡的正常和内部压力稳定。这种旋流器主要用于选煤，亦可选别砂矿和脉矿石，经过两段选别可以达到最终产品质量要求。已经制成五种规格设备，处理砂矿时的工作条件见表 5－7－27。

三、虹吸旋流分选器

这是一种分选砂金矿的装置，由沈阳黄金学院研制成功。结构如图 5－7－13 所示，工作部件是一中空圆筒，下部为半球形，上部沿切线方向设置给矿管，在圆筒的中心安装虹吸管。管口与半圆形底盘间留有一定距离，且可调节，矿浆调整到 40% 左右浓度，在较低压力下（20kPa）沿切线方向给入圆筒内，随即在下部形成高浓度（63% 左右）的重砂层，发生了剪切松散分层，金粒和重砂矿物由底盘中心精矿孔排出，脉石及矿泥由虹吸管吸出，工作系连续进行，但开始时须打开辅助水管上的球阀，在管内造成低压，待尾矿矿浆流出后，再关闭水阀，维持矿量平衡。工业用设备结构参数和操作条件见表 5－7－28。

表 5－7－27　水介质复合旋流器（C.W.C）处理砂矿的设计数据

旋流器型号	圆筒直径 mm	给料最大粒度 mm	给矿量 t/h	给矿体积 m^3/h
C.W.C－2M	51	0.5～1.5		
C.W.C－4	102	0.5～5.0	1.2	7
C.W.C－8	203	3.0～18.0	11	40
C.W.C－12	305	6.0～25.0	27	105
C.W.C－24	610	10.0～60.0	107	428

旋流器型号	最小入口压力 kPa	最大固体浓度 %	平均密度，kg/m^3		选别粒度下限，目
			物　料	矿　浆	
C.W.C－2M	58.8	12	2500	1080	325
C.W.C－4	49.0	12	2500	1080	200
C.W.C－8	98.0	22	2500	1180	150
C.W.C－12	137.2	22	2500	1180	100
C.W.C－24	176.4	22	2500	1180	60

影响分选效果的主要因素是虹吸管插入深度，给矿浓度和给矿量，它们对一定给矿粒度和含泥量的矿石均有最佳值。以旋流分选器、振动筛和摇床组成的分选机组在此票龙潭乡和开原下肥地进行了试生产。原砂经筛分后小于 6 毫米给入 ϕ500 分选器，金的回收率为 92% ～93%，有效回收粒度下限为 0.074 毫米。

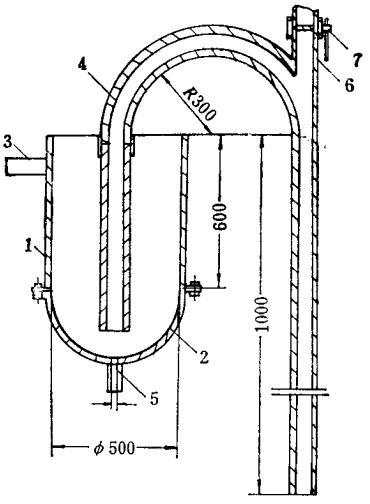


图 5－7－13　**虹吸旋流分选器**

1—分选圆筒；2—球面底盘；3—给矿管；4—虹吸管；5—排精矿嘴；6—虹吸排尾管；7—球阀

表 5－7－28　ϕ500 **虹吸旋流分选器结构参数和分选条件**

圆筒直径 mm	给矿管直径 mm	虹吸管直径 mm	排矿管直径 mm	虹吸管口距底面高 mm	给矿粒度 mm	给矿浓度 %	给矿压力 kPa	处理量 m^3 原砂/h	机重 kg
500	50	68	17	90	－6	35～40	15～20	3.5	50

第五节　复合运动的离心选矿设备

一、离心摇床

这是将摇床纳入离心力场工作的设备。将平面摇床沿横向弯曲成阿基米德螺线，然后按百叶窗形式搭接成圆筒形，用辐条固定在水平摇动轴上。轴是中空的，冲洗水通过该轴心引到床面胶管中，矿浆则由摇床端部辐条外的环形槽引到床面上，床头是弹簧摇床结构，另有直流电机带动床身转动。选别产品由床面的纵向搭接缝排出，落入外罩槽沟内，距床头愈远排出的产品密度愈高。

该机由长沙矿冶研究院制成，由于离心力和重力的联合作用、分层速度加快，单位床面处理能力可比平面摇床高出 5 倍，设备规格见表 5－7－29。

表 5－7－29　单头离心摇床技术规格和性能

床面尺寸（长×弧宽），mm	冲　程 mm	冲　次 次/min	床面转速 r/min	电机功率，kW	
				振　动	转　动
2700×1260	8～20	700	72～130	5.8	4.5
床面尺寸（长×弧宽），mm	**处理能力 t/h**	**单位床面生产率 $t/h\cdot m^2$**	**外形尺寸（长×宽×高），m**	**设备重量，kg**	
				整　机	运动件
2700×1260	6.0～7.0	0.477	9.0×8.0×3.0	6.8	1.07

以该机处理南芬选矿厂的磁选尾矿，补充回收赤铁矿，给矿粒度－200 目占 25%～30%，浓度 25% 以上，含铁品位 18.06%，经一次选别可得精矿品位 50.00%，作业回收率 50% 以上，提高全厂精矿回收率 2.78%。但由于生产中设备事故较多，故未能持久应用，以后改用了结构简单的螺旋溜槽。

南桐矿务局与煤炭科学研究院唐山分院合作以后又制成了双头离心摇床，结构与单头相同，只是在一个通轴上安装两组床面，每组 4 个。设备结构见图 5－7－14。用在南桐选煤厂从煤泥中除硫，当入料浓度为 490 克/吨，处理量 13.62 吨/时，分选密度 1660 千克/米^3，冲洗水用量 1.23 米^3/吨，可将煤泥中含硫 1.45% 降至 1.24%，脱硫率 20.67%，灰分降低 1%，精煤产率 91.27%，同时产出 7.88% 含硫 2.22% 的中煤，回收粒度下限可到 0.04 毫米。分选效果是良好的，仍然由于设备作业率低，噪音大等原因，未能坚持使用。

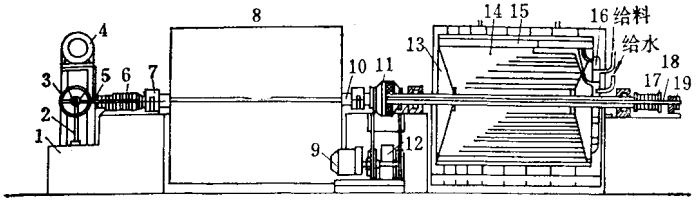


图 5－7－14　SLY－18 型双头离心摇床

1—基础；2—弹簧板；3—偏重轮；4—振动电机；5—连接板；6—软橡胶弹簧；7—双向滚动轴承；8—接矿外罩；9—转动电机；10—中空大轴；11—硬橡胶弹簧；12—减速器；13—支承圈；14—床板；15—料水槽；16—料水环；17—冲程调节螺母；18—调节平衡杆；19—大螺母

二、立式振动离心选矿机

这是国外出现的一种结构较复杂的连续工作离心选矿机，主要用于选别金矿石，结构见图 5－7－15。设备主体是内部带螺旋形条沟的直立圆筒，放置在弹簧底座上。矿浆由中心管给入，在回转叶轮带动下作旋转运动。矿浆在筒内形成凹下的曲面。重矿物向周围器壁沉降，并沿螺旋形条沟上升直到顶部，通过精矿槽排出。轻矿物则随同矿浆由虹吸管排出机外。弹簧的振动有助于床层松散和重矿物的排出。

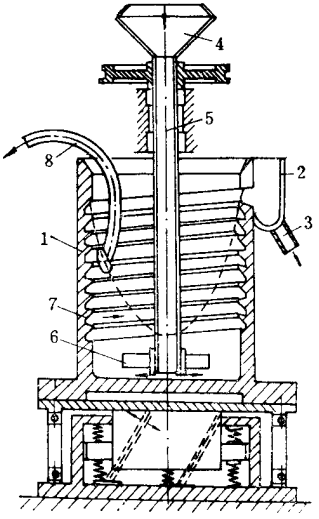


图 5－7－15　立式振动离心选矿机

1—圆柱形机体；2—精矿槽；3—糖矿排出管；4—给矿漏斗；5—中空轴；6—转子；7—螺旋形条沟；8—排尾矿虹吸管

第八章　风力选矿设备性能规格与操作应用

第一节　概　　述

风力选矿是在空气介质中按矿物密度差分选矿物原料的过程，颗粒的粒度和形状对分选也有影响。与在水介质中的重选比较，风力选矿的优点是：

（1）作业不消耗水，产品不需要脱水，冬季运输也不会发生冻结现象；

（2）设备结构简单，基建费和经营费均较低。

但风力选矿也存在着重大的缺点，表现在：

（1）分选精确性比湿法重选低得多，产品质量也较差；

（2）原料在入选前要进行脱尘和分级处理；

（3）不能处理潮湿的矿石；

（4）分选过程中，设备要严格密闭和集尘，扩散的粉尘对环境污染和对工人健康危害均较大。

空气的密度和粘度远比水为小。当压力为 0.1013 兆帕（1 个大气压），温度为 20℃ 时，空气的密度为 1.25 千克/米^3，粘度为 1.8×10^{-5} 帕·秒，分别为水的 1/800 和 1/55。由于空气的密度甚小，与矿粒比较可以忽略不计，故颗粒在空气中的自由沉降末速通式可写成：

$$v_0=\sqrt{\frac{\pi d\delta g}{6\psi\rho}} \tag{8-1}$$

式中 ψ 为颗粒自由沉降阻力系数，其余符号见前章公式（7－1），不同密度颗粒在空气中的自由沉降等降比为：

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\psi_1 \delta_1}{\psi_2 \delta_2} \tag{8-2}$$

由上二式可见，矿粒在空气中的沉降速度远比在水中的大，而等降比却要比在水中小得多。

风力选矿的原理与在水介质中基本相同，但因空气介质没有清楚界面，故分选又有其特殊性。一般的过程是：粒群在倾斜的可动或固定多孔表面上，被连续或间断上升的气流所吹动，呈“沸腾”状态，不同密度颗粒因沉降速度不同发生分层，分别排出后，得到轻产物和重产物。

在分选表面上悬浮的颗粒之间距离较大，成等降的颗粒粒度比接近或略大于自由沉降等降比，粒群不能形成高浓度床层，使分层难以按悬浮体的相对密度差发生，而等降比不能像干涉沉降那样增大，致使轻、重矿物层容易混杂，这是风力选矿分选精确度不高的基本原因。

推动粒群悬浮的空气总压力由静压力 P_{st} 和动压力 P_{dy} 两部分构成，由下式决定：

$$\sum P = P_{st} + P_{dy} = h\lambda\delta g + \frac{v_{up}^2 \rho}{2} \tag{8-3}$$

式中 h 为料层厚度，v_{up} 为上升气流速度。v_{up} 应大于粒群悬浮的最小上升流速 u_{min}。在风力跳汰机和风力摇床中，所需气压介于 1.47 ~ 2.94 千帕（150 ~ 300 毫米水柱）。气流速度在分选表面上分布均匀与否对选别效果影响很大，操作中应特别予以注意。

从原理上讲，原料在入选前应按等降比筛分分级，然后分别入选。但因在空气中，常见矿物的等降比很小，因而将招致流程的复杂化，故实际的分级产品粒度比在选矿时常是自由沉降等降比的 1 ~ 2 倍，选煤时达到等降比的 4 倍，对这样的原料进行选别，结果当然是很粗糙的。原料的含水分对分选效果也很敏感。当水分含量达到 4% ~ 5% 时，颗粒间即发生粘结，分选效率和处理能力急剧下降，必要时即须作干燥处理。

由于风力选矿的效率低，故其应用有较大局限性。目前主要用于处理煤，石棉和其他非金属矿石，特别是不宜沾水的矿物原料加工上。在缺水或严寒地区也用来分选稀有金属砂矿和含金砂矿，对重砂矿物的精选分离有时也采用风力选矿。

第二节　风力选矿设备

风力选矿设备有风力跳汰机、风力摇床、风力溜槽、风力吸选法和风力重介质分选机等。

一、风力跳汰机

风力跳汰机多用于选煤，偶而也用于选别矿石。图 5－8－1 为原苏联制分选细粒煤的鲍姆—1（ПОМ—1）型风力跳汰机，分选是在倾斜的筛面上进行，筛孔 1.5 毫米。筛面沿纵向分成三段，可选出四种产品：矿石、中间产物Ⅰ、Ⅱ和精煤。各段的重产物由扇形闸门排出。矿石和中间产物Ⅰ由扇形闸门卸下后用螺旋运输机运出，中间产物Ⅱ和越过堰板卸下的精煤由流槽排送出去。

在分选筛面下面有第二层筛板，开孔尺寸为 6 × 12 毫米。两层筛板之间被格子板分成许多小格，内装瓷球，用以均匀分布气流到筛面上。下层筛板的下面被直立的金属板分割为许多段，每段下面设有筛孔 30 毫米的双层筛板，筛板之一可以相对错动以调节进入各段的空气量。由鼓风机送来的气流，经过旋转活门间断地进入空气室，形成脉动的上升气流。

原煤经扇形给料机给到筛面上，在脉动气流松散下发生分层。在跳汰机的上部用框架悬挂一个方格筛，筛孔 25 ~ 75 毫米，距分选筛面 40 ~ 50 毫米，由曲柄连杆带动往复运动，用以将筛面上的床层摊平和疏散开来，曲柄连杆同时也是扇形给料机的传动装置，设备的技术规格见表 5－8－1。该机用于选别 13 ~ 0.5 毫米的细粒煤时，生产能力为 20 ~ 25 吨/时，单位筛面的处理能力可达 9 吨/米^2·时。

二、风力摇床

在风力摇床床面上矿粒群是借连续或间断鼓入的上升气流悬浮，而不是像水力摇床上那样借斜面水流作用松散。风力摇床的应用比风力跳汰广泛，设备类型也较多。在选煤工业中用来处理粗粒级煤，最大给矿粒度可达 75 毫米，一般分两级入选（75 ~ 10，10 ~ 3 毫米）。风力摇床也用于处理各种脉矿石和稀有金属砂矿。

表 5－8－1　鲍姆—1 型跳汰机技术规格

筛面面积 m^2	列和室数		各室筛板尺寸，mm			筛板纵向坡度（度）	冲次，次/min		筛框冲程 mm
	列数	每列室数	Ⅰ室 长×宽	Ⅱ室 长×宽	Ⅲ室 长×宽		空气鼓动	筛框摇动	
2.76	2	8	850 × 600	850 × 600	600 × 600	11.5°	322	60 ~ 140	46

筛面面积 m^2	空气压力 kPa（mmH_2O）	空气消耗量 m^3/h	入选煤粒度 mm	单位面积处理量 t/m^2h	安装功率 kW	外形尺寸（长×宽×高）mm	重量 t
2.76	2.35（240）	18000 ~ 25000	13（25）以下	20 ~ 60	1.8	4250 × 1500 × 4100	3.2

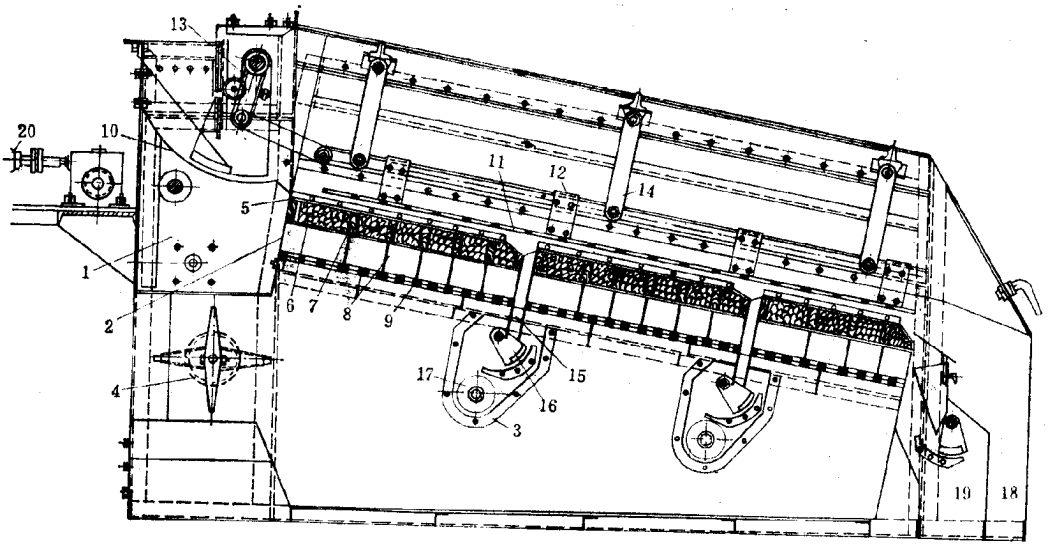


图 5－8－1　鲍姆—1 型风力跳汰机

1—机体；2—倾斜床面；3—排料装置；4—旋转供风活门；5—分选筛面：6—下层筛板；7—球层格板；8—横向金属隔板；9—双层进风控制筛板；10—扇形给料机；11—方格筛；12—框架；13—曲柄机构；14—吊杆；15—矸石卸料斗；16—扇形闸门；17—螺旋运输机；18—精煤排送流槽；19—中间产物排送流槽；20—电动机

图 5－8－2 示原苏联欧斯波（ОСП）—1 型风力摇床的构造。整个床面沿纵向分成 4 段，分别铺设粗糙的多孔板，孔的大小为 1.5～3 毫米。在多孔板表面按图示方向钉有床条。为了保持一定的床层厚度，在床面的纵边和侧边钉有挡条。空气从下部通过软管给入，由节流阀控制流量，整个床面由传动机构带动作往复运动。

原料由床面低的一端给入，向高的一端运行，借助鼓入的空气吹动床层松散悬浮，在沿床面移动中分层，位于上层的轻矿物颗粒沿床面的横向倾斜由侧边排出，底层重矿物颗粒受床条阻挡沿床面纵向运行到末端排出。欧斯波—100 型风力摇床的技术性能见表 5－8－2。

我国广州有色金属研究院制成了适于分选细粒（小于 0.32 毫米）金属矿石的小型风力摇床。床面材质与选煤用摇床有所不同，采用了由细粒铜球烧结而成的过滤板，满足了既不漏矿又能均匀分布气流的要求。其他选矿用风力摇床尚有采用棉织物、合成纤维织物和透气钛板等做床面，而分选粗粒煤的风力摇床采用冲孔钢板即可。

以广州有色金属研究院制成的风力摇床分选各种人工混合样和天然海滨砂矿重砂的结果列于表 5－8－3 中。

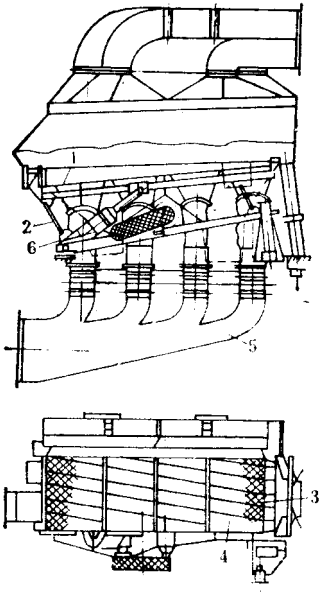


图 5－8－3　欧斯波－100 型风力摇床

1—可动床面；2—支撑杆；3—摇床工作面；4—床条；5—空气导管；6—传动机构

表 5－8－2　欧斯波－100 型风力摇床技术性能

床面尺寸（长×宽）mm	床面面积 m^2	床面纵向倾角（度）	床面冲次 次/min	传动轴偏心距 mm	空气鼓动冲次 次/min	给料粒度 mm	安装功率 kW
6000×2000	12	4～12	200～450	10～16	20～200	75 以下	21.4

三、风力尖缩溜槽

风力尖缩溜槽外形也是一个向排矿端收缩的浅槽，但槽底是由微孔材料制成。结构和分选过程如图 5－8－3 所示。槽底下面有一个空气室，进入该室的空气通过多孔表面向上流动。原料由槽的上部给入，在气流的吹动下形成沸腾床，在沿槽向下运动中发生分层，到达槽的末端时用分隔板将轻、重矿物切割开来，得到不同密度产物。分选槽也可用电磁铁加以振动，以强化分选过程。

表 5－8－3　小型选矿用风力摇床的分选指标

试验物料	原矿品位,%	精矿品位,%	回收率,%	给矿粒度，mm
石英－磁铁矿	重矿物 94.73	重矿物 99.26	重矿物 90.16	0.32～0.08
萤石－磁铁矿	重矿物 95.37	重矿物 99.67	重矿物 80.98	0.26～0.08
石英－磁铁矿	重矿物 25.85	重矿物 98.88	重矿物 82.90	0.2～0.08
含锆粗精矿	ZrO_2 60.51	ZrO_2 63.65	ZrO_2 92.57	－0.16
含锆粗精矿	ZrO_2 48.30	ZrO_2 57.51	ZrO_2 87.60	－0.16 占 65%
含锆祖精矿	ZrO_2 51.15	ZrO_2 56.81	ZrO_2 90.30	－0.2

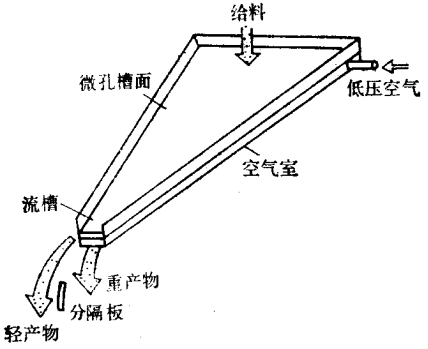


图 5－8－3　风力尖缩溜槽

风力尖缩溜槽的规格以槽长表示，有 760、1270、1520 毫米三种。适宜的给矿粒度为 1.67～0.043 毫米，用不同长度溜槽分选钛铁矿—石英人工混合矿的试验结果列于表 5－8－4，试验中给矿粒度为 0.25～0.1 毫米，给矿量为 1.135 吨/时。

风力尖缩溜槽可作为精选设备，亦可用于预选抛尾。影响工作的主要因素有槽长、倾角、尖缩比和风量，溜槽长度影响处理量和回收率，延长槽长虽可增大回收率，但富集比降低，通常槽长采用 760 毫米即是够用。单个溜槽的处理量约为 1 吨/时，一般空气耗量为 550 米^3/米^2·时，溜槽坡度介于 10°～20°，不同粒级颗粒应有不同的风量和坡度，故原料应作窄级别分级才能取得良好分选结果。工业生产可将溜槽按倒锥形式组合配置，一台直径 1.7 米组合溜槽处理能力可达 15～30 吨/时。

表 5－8－4　不同长度尖缩溜槽的选别试验结果

槽长	760mm			1270mm			1520mm		
产品	产率 %	重矿物含量,%	重矿物回收率,%	产率 %	重矿物含量,%	重矿物回收率,%	产率 %	重矿物含量 %	重矿物回收率,%
精矿	9.8	36.8	77.7	13.3	29.6	86.5	4.9	9.8	76.7
中矿	22.0	3.4	16.7	23.0	2.4	12.1	5.9	0.97	9.1
尾矿	68.2	0.38	5.6	63.7	0.1	1.4	89.2	0.10	14.2
给矿	100.0	4.60	100.0	100.0	4.55	100.0	100.0	0.63	100.0

风力尖缩溜槽主要用于矿石分选，亦可作分级设备使用（曾经在重介质用磁铁矿的分级上使用），在选别粗粒锡矿石时，床层的流动性不好，添加等量的硅铁，改善了床层流动性，取得了满意结果，还采用振动的尖缩溜槽处理钴炉渣，各种原料实际分选结果列于表 5－8－5 中。

四、风力吸选

风力吸选是石棉生产的主要方法之一。生产过程可分作三个阶段，如图 5－8－4 所示：(1) 矿石在筛分机上振动松散并使之分层；(2) 吸取上层石棉纤维；(3) 将石棉纤维沉降敢出。由于石棉的容重只有 500 千克/米^3，而脉石均大于 1600 千克/米^3，又兼石棉呈纤维状，所以当破碎后的石棉矿给到筛分机上时，在振动作用下很快发生分层。石棉浮在脉石层的上面，当料层沿筛面运动到末端吸棉嘴下方时，石棉被低压气流吸上并输送到降棉筒（一种旋风分离器）中，脉石颗粒随后自筛面排出，从降棉筒中沉降下来的石棉尚含有细粒脉石，因此尚须进一步精选。

表 5－8－5　风力尖缩溜槽的应用实例

给矿性质	分选条件	产　品	产率,%	品位,%	回收率,%
含锡石伟晶岩，脉石为石英、长石、白云母，－0.6＋0.1mm 占 80%	溜槽长度 760mm，处理量 0.817t/h，空气耗量 550m^3/m^2·h	精矿	3.3	Sn　54.0	65.1
		中矿	14.7	4.6	24.7
		尾矿	82.0	0.34	10.2
		给矿	100.00	2.74	100.0

给矿性质	分选条件	产　品	产率,%	品位,%	回收率,%
鸟粪层磷灰岩，含水分 6%	溜槽长度 760mm	尾矿（粗粒）	40.3	P_2O_5 3.18	13.2
		中矿（中粒）	32.5	11.8	39.2
		精矿（细粒）	27.2	17.0	47.5
		给矿	100.0	9.7	100.0
锡矿石，脉石为石英和长石，粒度 -1 +0.25mm 占 88%，风力分级产品	溜槽长度 760mm，坡度 10°，处理量 1.48t/h，空气耗量 547$m^3/m^2 \cdot h$，添加等量硅铁（-0.15 +0.1mm），作重介质～	精矿	5.4	*Sn* 2.78	65.2
		中矿	16.3	0.26	18.4
		尾矿	78.3	0.05	16.4
		给矿	100.0	0.23	100.0
含钴炉渣，-2mm	振动尖缩溜槽，处理量 0.377t/h，空气耗量 610$m^3/m^2 \cdot h$	精矿	15.2	*Co* 17.88	77.2
		尾矿	84.8	0.95	22.8
		给矿	100.0	3.53	100.0
尾煤，-3.1 +0.5mm 灰分主要分布在 -1.7 +0.5mm 级别中，页岩含量 70%	溜槽长度 760mm，处理量 0.75t/h，空气耗量 1070$m^3/m^2 \cdot h$，溜槽坡度 20°			密度级别	分配率（%）
				<1.4　1.4～	<1.4　1.4～
		产品	产率	2>2	2>2
		页岩	66.7	2.0　8.0	6.2　43.6
		煤	33.3	90.0	90.0
				58.4　20.8	93.8　56.4
				20.8	10.0
		给料	100.0	21.9　7.6	100.0　100.0
				70.5	100.0

风力吸选所用的主要设备有分层筛、吸棉嘴和降棉筒。

常用的分层筛有平面摇动筛和平面旋回筛，平面摇动筛的构造与一般摇动筛相同，如图 5－8－5 所示。筛面有一定倾斜以便矿石向排料端移动。筛框可单独安装，亦可将两个串联或并联安装，以使动力平衡。为了减轻筛网堵塞，在筛网下可设置橡皮球敲打装置。筛面宽一般为 800～1000 毫米，长度为 3000～4000 毫米。

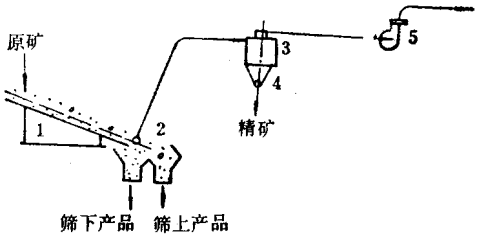


图 5－8－4　风力吸选过程

1—筛分机；2—吸棉嘴；3—降棉筒；4—密闭下料器；5—风机

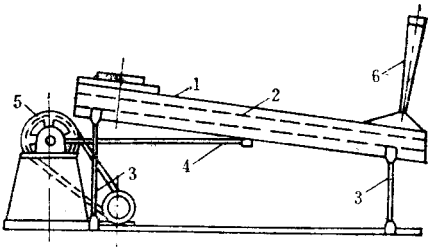


图 5－8－5　平面摇动筛

1—筛框；2—筛板；3—支杆；4—连杆；5—传动机构；6—吸棉嘴

平面旋回筛（见图 5－8－6）的主要工作部件是筛箱，内装有筛网和振打橡皮球。筛箱由四个滑座支承。电动机通过传动皮带和平衡减速器带动筛箱运动。减速器为齿轮传动机构，偏心的主轴（竖轴）与筛箱的给料端相连，当主轴旋转时筛箱的给料端即以偏心距为半径作水平圆运动。为了平衡偏心运动产生的惯性力，在主轴上装有两个平衡配重。在筛箱的排料端受水平安装的弹簧限制，则只作纵向往复运动，给到筛面上的物料相应亦由给料端的圆运动逐渐过渡到排料端的直线运动，这将有助于加速矿石的分层。筛子运动平稳，处理能力大，同时有橡皮球振打筛网，可减少筛孔的堵塞，工艺效果是好的。只是设备结构比较复杂，维护检修也较困难。国产的平面旋回筛的技术规格见表 5－8－6 所列。

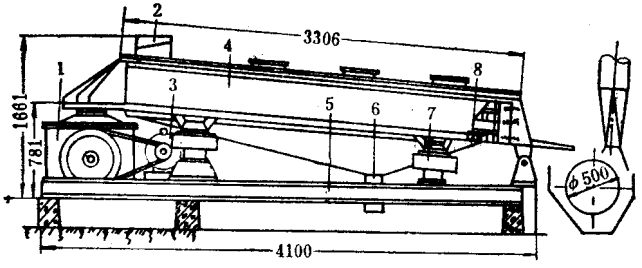


图 5－8－6　平面旋回筛

1—平衡减速器；2—受料口；3—电机；4—筛箱；5—支架；6—粉尘排料口；7—滑座；8—橡皮小球

表 5－8－6　国产平面旋回筛的技术规格

项　目	数　值	项　目	数　值
筛面尺寸，mm	1500×3000	筛箱倾角（度）	3.6
筛网层数	2	电机功率，kW	5.5
筛孔尺寸，mm	上层 3，下层 6	处理量，t/h	25
主轴转数，r/min	200	外形尺寸，mm	3960×1970×1661
偏心距，mm	32	设备重量，kg	2560

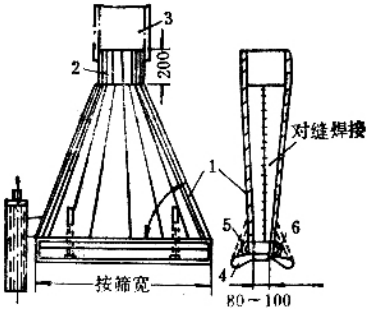


图 5－8－7　吸棉嘴结构

1—扁管；2—连接管；3—风管；4—裙板；5—链钩；6—挡板

吸棉嘴一般是用 2 毫米钢板制成的扁管，结构如图 5－8－7 所示，上面焊接一个圆筒形管，并与吸风管相连接。吸棉嘴下边缘两侧绞接有钢制裙板，它的位置可借助链钩调节，其作用是控制吸棉嘴下边的气流速度。为了防止空气从两侧吸入，两侧还装有挡板。吸棉嘴的宽度根据吸取的精矿量和风量确定，粗选时通常采用 80～140 毫米，精选时 100～140 毫米，长度则应与分层筛的宽度相适应。

吸棉嘴可以直接安装在分层筛末端，与筛面垂直，距筛网高 100～150 毫米。另一种是安装在增设的旋转筛筒的上方（参见图 5－8－6），筛筒直径一般为 500 毫米，筛孔尺寸 12 目左右，转速为 47 转/分。实践表明，增设吸棉筛筒可以改善吸棉效果，并节省风量 20%～25%。

降棉筒属旋风集尘器型设备，如图 5－8－8 所示，其结构型式与水力旋流器类似，只是尺寸大一些，抽风机与它的上端盖相连接，携带着石棉的气流沿切线方向进入降棉筒后，在回转运动中石棉纤维被抛向器壁，随即沿周边沉降下来。降棉筒的下部与排料器相连，后者的作用是在密闭条件下将石棉连续排出来。通常采用叶片式排料器。如图 5－8－9 所示。在水平的圆筒内有旋转的叶片，由皮带轮带动旋转，转速一般为 20～40 转/分。尺寸随降棉筒而定。降棉筒的规格以圆筒部分的直径表示，一般在

1200 ~ 2000 毫米范围内。

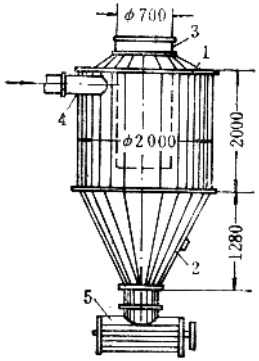


图 5 – 8 – 8　降棉筒

1—圆筒部分；2—圆锥部分；3—内圆筒；4—进风管；5—排料器

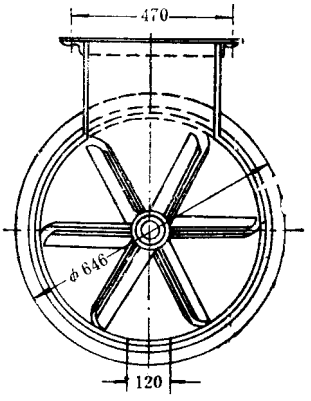


图 5 – 8 – 9　叶片式排料器

五、风力重介质分选机

为了提高以空气作介质的分选密度，近年研究出了多种重介质分选机。其中以加拿大制成的逆流流化床分选机颇有发展前途。该机利用石灰石或石英与赤铁矿（磁铁矿）混合物作加重质，在分选 0.6 毫米以上粒级煤时，获得了不亚于水力跳汰的结果。

逆流流化床分选机的示意图见图 5 – 8 – 10，待分选物料由给料口 8 给到流化床 1 上，空气透过烧结的多孔不锈钢分配板由空气室 6 向上吹动，物料呈悬浮流化状态并发生分层。链式无极刮板 3 深入到流化床底部，由链轮带动按图示自右向左运动。在推动重矿物层向左移动的同时，处于流化状态下的轻矿物即向右移动，以填补重矿物层腾出的空间，于是轻、重矿物层发生逆向流动，并最后分别由排料口 9 和 10 排出。排出速度可由振动运输机 11 和 12 控制。通过进风管进入各室的风量由孔板流量计测量。

分选机的规格为：长 5487 毫米（最初 3658 毫米），宽 190 毫米，高 609 毫米。有些试验还利用了高压电极 13 与空气分配板 7 间形成高压电场，施加于流化床，但这样只减少了煤粒按粒度的析离现象，对产品灰分比（尾煤与精煤灰分之比）无大影响。

加拿大的试验表明，添加重介质后，分选大于 3 毫米粗级别的精度可与湿式重介质选相比美，选别 3 ~ 0.6 毫米细级别煤可与无活塞跳汰机相提并论。所用介质为 0.5 ~ 0.1 毫米赤铁矿（磁铁矿）和石灰石按重量比 58∶42 的混合物构成。介质堆密度为 1750 千克/米^3 时分选效果较好，海米槽宽生产能力达 11 吨/时。图 5 – 8 – 11 示出了流化床分选机与重介质旋流器和无活塞跳汰机分配曲线对比。

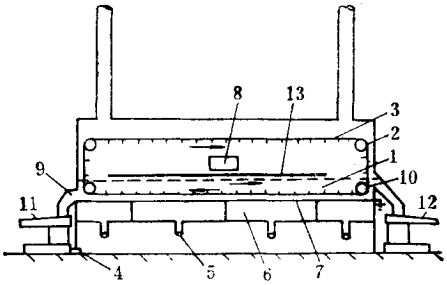


图 5－8－10　逆流流化床分选机

1—流化床；2—齿链轮；3—链式刮板；4—木垫块；5—供风管；6—空气室；7—空气分配板；8—给料口；9、10—排料口；11、12—振动运输机；13—高压电极

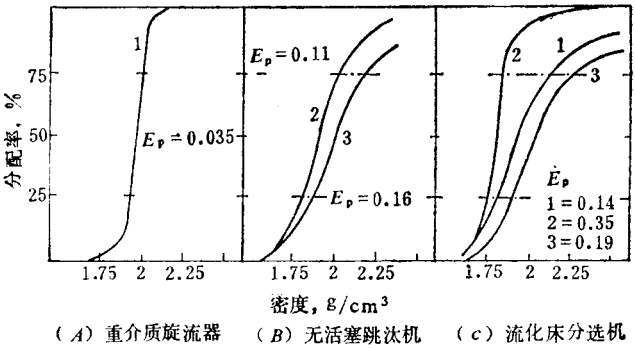


图 5－8－11　流化床分选机与其他分选设备的分配曲线对比

第三节　风力选矿供风系统

风力选矿的气流均是循环使用，在选别设备的上方分选区采取负压操作，吸出的带尘空气先经集尘净化再送分选机内循环使用。

图 5－8－12 示出了选煤厂的供风集尘系统，鼓风机 1 沿管道 4 将空气从集尘器 5 吸出，因而造成集尘器内及与之相连的吸尘罩 6 内和管道 7 为负压，经集尘器脱去煤尘的空气再经鼓风机加压后沿管道 3 送入分选机 2 中，形成循环气流。

为了不致在分选机处有煤尘逸出，可将一部分带尘空气（约 10% ～15%）经管道

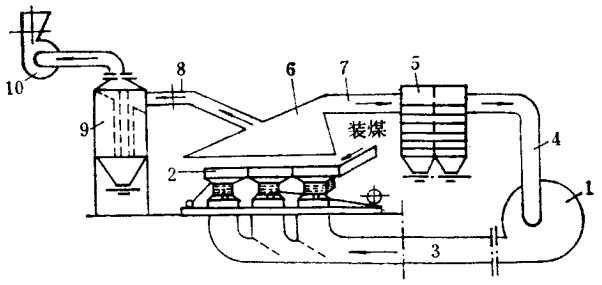


图 5－8－12　风力选煤厂的空气煤尘系统

8 抽出，这部分空气经集尘器 9 充分除尘后，排入大气中。这样便可以增加集尘罩内的负压，使粉尘不致从机壳的缝隙逸出，从而减少对环境的污染，同时还由于补充一部分新鲜空气，减少了循环气流中的含尘量。这种气流系统的主要缺点是：循环气流含有大量煤尘，增加了对管道和供风设备的磨损，同时对冬季采暖的厂房因补入部分冷空气而将使厂房温度下降。