

选矿设备工艺设计原理

孙仲元 主编

中 南 大 学 出 版 社

2001·长沙

选矿设备工艺设计原理

孙仲元 主编

☐责任编辑 肖梓高

☐出版发行 中南大学出版社

社址:长沙市麓山南路 邮编:410083

发行科电话:0731-8876770 传真:0731-8829482

电子邮件:csucbs @ public.cs.hn.cn

☐经 销 湖南省新华书店

☐印 装 湖南省地质测绘印刷厂

☐开本 850×1168 1/32 ☐印张 8.75 ☐字数 230 千字

☐版次 2001 年 4 月第 1 版 ☐2001 年 4 月第 1 次印刷

☐印数 0001—1000

☐书号 ISBN 7-81061-411-8/TD·004

☐定价 20.00 元

图书出现印装问题,请与经销商调换

前 言

本书主要包括重选、磁选、电选和浮选设备的分类、结构概述、各结构参数的确定、设计原则及工艺设计计算方法。其特点是通过原理阐述和常用选矿设备设计计算实例的介绍，使读者易于掌握一般选矿设备的工艺设计方法。

本书由中南大学许德明副教授（第1章）、孙仲元教授（第2章第1，2，4节）、刘永之教授（第3章）、吴亦瑞副研究员（第4章）和西安冶金建筑科技大学金冠璋副教授（第2章第3，5节）共同编写。孙仲元任主编，对全书进行统一整理。中南大学张国祥教授、黄 枢教授，武汉钢铁学院蒋朝澜教授和北京科技大学胡永平教授对本书进行了审阅。

张国祥教授对本书第4章的编写做了许多工作，在此表示诚挚的谢意！

编 者

2000年12月

内 容 简 介

本书利用流体力学和电磁学的基本原理，结合作者多年的教学、科研成果和实践经验，系统地阐述了选矿设备的工艺设计原理。其主要内容为选矿设备中重选、磁选、电选和浮选设备的工艺设计原理，包括设计方案的确定原则、设备结构参数的确定和工艺计算方法。

本书可作为高等学校选矿专业教材，也可供从事选矿科研、设计和生产的工程技术人员参考。

目 录

绪 论	(1)
第 1 章 重选设备工艺的设计原理	(4)
第 1 节 分级设备的设计	(4)
第 2 节 跳汰机的设计	(31)
第 3 节 摇床的设计	(49)
第 4 节 螺旋选矿机和螺旋溜槽的设计	(75)
第 5 节 离心选矿机的设计	(84)
第 2 章 磁选设备的设计原理	(93)
第 1 节 磁选机的类型及应用范围	(93)
第 2 节 磁系磁路计算基础	(94)
第 3 节 弱磁场磁选设备的设计	(107)
第 4 节 电磁强磁场磁选机的设计	(142)
第 5 节 高梯度磁选机的设计	(161)
第 6 节 磁选辅助设备的设计	(175)
第 3 章 电选设备的设计原理	(183)
第 1 节 概 述	(183)
第 2 节 筒式电选机的设计	(185)
第 3 节 其他类型电选机的设计	(210)
第 4 章 浮选设备的设计原理	(216)
第 1 节 概 述	(216)
第 2 节 机械搅拌浮选机的构造与工作原理	(223)
第 3 节 紊流结构对浮选微观过程的影响	(230)
第 4 节 机械搅拌浮选机主要部件的设计	(235)
第 5 节 机械搅拌浮选机设计的相似放大方法	(252)

第 6 节 其他类型浮选机的设计原则·····	(258)
附 录·····	(266)
参考文献·····	(267)

绪 论

《选矿设备工艺设计原理》阐述了重选、磁选、电选和浮选设备工艺设计的理论和方法。

选矿技术的发展与选矿设备密切相关,对某些选矿方法(如磁选、电选和重选)的发展与进步,选矿设备的改进起着决定性的作用。为了促进选矿工艺的发展,必须不断地研制新的、有效的选矿设备,同时也要不断地改进旧设备,使其适应工艺发展的需要。在研制新设备和改进旧设备的过程中将所遵循的设计基本规律与设计经验相结合,并加以总结和提高,便形成了选矿设备的工艺设计原理。

自1830年在工业上应用第1台跳汰机以来,随着生产的发展,重选设备的设计和研制不断改进。迄今,在生产上应用的重选设备有六大类近100种。随着生产实践经验的积累、重选理论研究和流体力学等相关学科的发展,重选设备的设计已日趋合理,并从单纯的经验设计逐步发展到建立设备结构参数的数学模型的设计,从而使设备更合理、更符合工艺的要求。

自1855年采用电磁铁产生磁场后,磁选机才日臻完善,并根据被选矿石的磁性和粒度,出现了各种类型的磁选机。自1955年后,由于永磁材料的发展,磁选机磁系开始采用永磁体,弱磁场磁选机的磁系逐渐永磁化。磁选机的设计主要是磁系结构的设计和磁路计算。对于常规磁体,磁路的计算方法有磁势逐段磁位降法、回路磁通法和磁势近似计算法。

1901年,美国发明了电晕电场筒式电选机,尔后也出现了其他一些类型的电选机。目前,广泛应用的是电晕电场筒式电选机或电晕电场与静电场结合的复合电场筒式电选机。对电选机的设

计主要是对电极结构的设计,并用电轴法确定电选机的电场强度。

浮选机的设计和研制与浮选技术的发展密切相关。1860 年提出全油浮选技术,1898 年便设计出全油浮选机并投入工业应用。1902 年提出表层浮选技术,1914 年便设计出在工业上使用的表层浮选机。在表层浮选机使用的同时,出现了高效的泡沫浮选技术。例如,在矿浆中用化学方法产生气泡,即所谓“气体浮选法”;通过抽气造成真空,使溶于矿浆中的空气析出的方法产生气泡,即所谓“真空浮选法”;向矿浆通电,使水电解生成气泡,即所谓“电解浮选法”;先向矿浆加压,使气体溶解于矿浆,然后减压至与普通大气压相同,从而使溶解空气呈气泡析出,即所谓“正压力浮选法”。根据这些浮选技术,设计出了相应的浮选机;用机械搅拌引入空气或引入压缩空气产生气泡,形成了机械浮选机和充气浮选机;后又将机械浮选机和充气浮选机联合起来设计了充气搅拌浮选机。在浮选机的结构方案确定后,对于目前广泛应用的机械搅拌式浮选机,一般用相似放大的方法对浮选机的叶轮体及槽体等进行设计。

选矿在国民经济的很多领域中具有重要的作用。选矿工艺指标的高低除取决于矿石性质外,还取决于选矿设备的设计是否正确,结构设计是否合理。正确的设计原理和结构的合理设计可以显著提高选矿指标。如多层化的重选设备(多层摇床、多头螺旋选矿机和多层圆锥选矿机等)可成倍地提高劳动生产率;应用流体力学中的流膜理论及颗粒层间的受力剪切理论设计出流膜重选设备(摇动翻床、横流皮带溜槽及离心选矿机等)其分选粒度下限可降至 $10\mu\text{m}$,且可以提高精矿品位和回收率,使矿物资源得到充分的利用。例如,湿法环式强磁场磁选机,由于在两个原磁极间充填了多层聚磁介质板,大大增加了分选空间,并提高了磁场强度,因而,处理能力大大提高;在此基础上进一步发展,即在分选空间充填钢板网或钢毛磁介质,极大地提高了磁场梯度和磁力,产生了高梯度磁选机,它可以回收微米级的弱磁性矿粒,从

而扩大了矿石的利用范围。目前，用浮选法处理的矿石量占用选矿方法处理的全部矿量的 80% 以上。这些矿石都需要用浮选机处理。可见，浮选机设计的优劣直接关系到矿产资源的有效利用率的高低。因此，浮选机的设计对冶金工业的发展起着重要的作用。

选矿设备的设计和研制是选矿工作者经常要做的工作，因此，必须掌握选矿设备的工艺设计方法，以便研制新设备和改造旧设备。

第 1 章 重选设备工艺的设计原理

第 1 节 分级设备的设计

一、概 述

分级是依据颗粒在运动介质中沉降速度的不同，将粒群分成两个或多个粒度级别的过程，一般应用于细粒物料。分级设备中介质的运动形式有垂直上升流动、近似水平的流动和回转运动。介质可以是水，也可以是空气。用空气作介质的分级称为风力分级。

物料在上升水流中分级时，沉降速度大于上升水流速度的颗粒将在分级设备中下沉，成为沉砂产物；沉降速度小于上升水流速度的颗粒将被上升水流从分级机的上部带出，成为溢流产物；沉降速度等于上升水流速度的颗粒，理论上在沉砂中和溢流中的分配率各占 50%。这种颗粒的粒度称为分离粒度。

颗粒在分级设备中的沉降形式，一般取决于颗粒在设备中的容积浓度，容积浓度较小的分级为自由沉降分级，容积浓度较大的分级为干涉沉降分级。由于颗粒的干涉沉降速度小于自由沉降速度，因此，干涉沉降分级所需的上升水流比自由沉降分级的要少，这样可以省水并且可以得到较大浓度的沉砂，分级设备的生产能力也可以得到提高。但是，由于干涉沉降等降比大于自由沉降等降比，干涉沉降分级时，沉砂中将含有较多的细而重的颗粒，这样将影响分级的精确度。因此，当要求分级精确度较高时，不宜采用干涉沉降的分级。

颗粒分级的精确度除了受到颗粒的粒度影响外，还受到颗粒的密度和形状的影响。

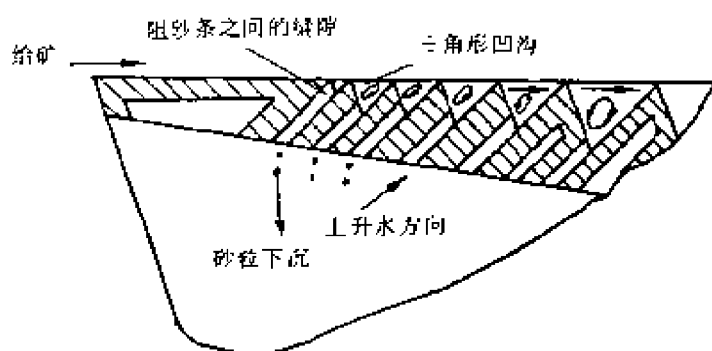


图 1-2 分级箱分级原理示意图

一般为 800~1000 mm，箱体过矮，物料在箱内分级不完善；箱体过高，不便操作并且与摇床联系不方便。箱体的下部一般为正方形，边长约为 100~150 mm。

2. 阻砂条

分级箱体的上部装有阻砂条，其作用有两点：一是减少给料流入箱内时引起的搅动，避免物料未经分级就被冲到溢流中去；二是给入的矿浆在阻砂条之间的三角形凹沟中受到初分级，使细而轻的颗粒随液流从凹沟上面流走，粗的和重的颗粒落入阻砂条间的缝隙中，并在此处受到上升水流的作用进行再分级，分出初分级过程中混入的细而轻的颗粒。阻砂条用铸铁或钢材制成，也可以用木材制作，其断面为梯形，以便在两根阻砂条之间的上部形成三角形的凹沟，使给料在此处进行初分级。分级箱中阻砂条的排列方式应是顺着溢流的方向倾斜，这样便于排走分级箱内的细颗粒。阻砂条的长度及两条阻砂条之间上端三角形凹沟的深度和宽度，应是沿着矿流的方向逐渐增大，使得三角形凹沟内的矿流速度逐渐减少，涡流逐渐减弱，避免粗颗粒在初分级过程中被过强的涡流带到溢流中去。阻砂条应排列整齐，间隙要一致且不宜过小，以免泥沙淤积，但也不宜过宽，否则混入间隙中的细颗粒不易被上升水流清洗出去。阻砂条间隙一般为 10 mm。阻砂条数目为 8~16 根，分级粒度粗的条数要多，分级粒度细的条数要少，

如分级箱的宽度为 200, 300, 400, 600, 800 mm 时, 阻砂条数目分别为 16, 13, 11, 9, 8 根。

3. 压力上升水流及沉砂管

分级箱体下部装有排砂室, 排砂室的一个侧边装有排砂管, 相对的另一侧边装有压力水管, 给入的压力水从箱体下部向上流动。由于箱体呈倒锥形, 因而箱体内从下到上的水流速度逐渐减少。经过初分级的颗粒从阻砂条的间隙中向下沉落, 在沉降过程中, 受到速度越来越大的上升水流的作用, 进行再分级, 继续把细颗粒分到溢流中。最后, 沉降速度大于箱体下部水流速度的颗粒, 下沉到排砂室内并通过排砂管排出, 成为沉砂产物。因此, 压力上升水流速度是决定沉砂粒度和溢流粒度的主要因素。压力上升水量可用下式计算:

$$W_u = W_{cy} + W_s - W_f \quad (1-2)$$

式中: W_u 为压力上升水流量, m^3/s ;

W_{cy} 为沉砂流量, m^3/s ;

W_f 为给矿流量, m^3/s ;

由式 (1-1) 和式 (1-2) 可得:

$$\begin{aligned} W_u &= K S v + W_s - W_f \\ &= K S v + Q_f \left[\gamma_s \left(\frac{1000}{\rho_T} + R_s \right) - \left(\frac{1000}{\rho_T} + R_f \right) \right] \end{aligned} \quad (1-3)$$

式中: Q_f 为给矿固体量, t/s ;

γ_s 为沉砂固体产率, 以小数计;

ρ_T 为矿石密度, kg/m^3 ;

R_f, R_s 为给矿和沉砂的液固比。

当已知分级箱上部的面积和溢流最大颗粒的粒度以及矿石密度、给矿量、给矿和沉砂的浓度、沉砂产率时, 可按式 (1-3) 计算出所需的压力上升水量。

在一组分级箱中, 上升水量应由第 1 级到最后 1 级逐渐减少, 沉砂的粒度则逐渐变细。上升水压力一般在 $1.96 \times 10^5 \text{ Pa}$ 以上。

沉砂管径的大小影响沉砂的排出速度。沉砂管径一般为25 mm,若给料中粗粒级的含量较多时,为避免堵塞,第1,2室的沉砂管径可以增大至40~50 mm。沉砂的排出量借助于手轮旋转阀杆,从而调节锥形阀与排砂管的间距来控制沉砂的排出量。

云锡式水力分级箱处理物料的粒度,一般小于3 mm,生产上常用它作为摇床前物料的分级,通常用4~8个分级箱串联成一组,每个分级箱的沉砂供给一台摇床,各个分级箱之间用输矿溜槽连接,输矿溜槽的宽度一般为200 mm。一组分级箱规格的选择应按照给矿的粒度组成和生产经验确定,分级粗粒级选用窄分级箱,分级细粒级选用宽分级箱,如某锡选厂一段摇床的给矿粒度为-2 mm,用8个分级箱串成一组,分级箱的宽度分别为200, 300, 300, 400, 600, 600, 800, 800 mm,前4个分级箱的沉砂供给4台粗砂摇床,第5,6个分级箱的沉砂供给2台细砂摇床,第7,8个分级箱的沉砂用2台刻槽摇床选别。

某锡选厂一段摇床前各分级箱沉砂的粒度组成见表1-1。

云锡式水力分级箱具有结构简单、易于制造、不耗动力、与摇床容易配合、占用高度小及便于操作调整等优点,其缺点是耗水量大(分选每吨矿石需用水5~6 m³),阻砂条间隙易被泥沙淤塞,后几个分级箱的沉砂浓度较低,分级效率不高。

三、筛板式水力分级机的设计原理

筛板式水力分级机又称典瓦型水力分级机,是一种利用筛板造成颗粒干涉沉降的多室水力分级设备。图1-3是这种分级机的构造图。分级箱体的下部呈长方形,用垂直隔板将箱体下部空间分隔成几个方形的分级室,分级室内安放有筛板,筛板下为压力水室,压力水从筛板下方的箱壁给入并通过筛孔沿分级室上升。物料在分级室内受上升水流的作用,在筛板上形成粒群悬浮体,创造干涉沉降条件。颗粒在悬浮体中按干涉沉降速度的大小进行分级,沉降速度小的颗粒被上升水流带到后面的分级室中继续分级,

$$m = \sqrt[n]{\frac{v_c}{v_0}} \quad (1-6)$$

式中： v_0 为分离粒度的颗粒的自由沉降速度，cm/s；

n 为干涉沉降指数，与颗粒粒度及形状有关，粒度越大， n 值越小。

颗粒与水流的相对运动速度 v_c 用下式计算：

$$v_c = v_{\text{CTKP}} + u(1 - m_{\text{KP}}^n) \quad (1-7)$$

式中： v_{CTKP} 为颗粒在静水中最大沉淀度时的干涉沉降速度，cm/s；

m_{KP} 为颗粒最大沉淀度时的松散度。

$$m_{\text{KP}} = \frac{n}{n+1} \quad (1-8)$$

$$v_{\text{CTKP}} = v_0 m_{\text{KP}}^n \quad (1-9)$$

根据沉砂的粒度和上升水流速度，由式 (1-7) 和 (1-6) 算出 v_c 和 m ，并按式 (1-4) 算出 v_s ，然后根据沉砂的固体颗粒体积流量按式 (1-5) 算出筛板的面积 S_s 。上升水流速度 v 用下式计算：

$$v = v_{0\text{max}} m_{\text{mur}}^n \quad (1-10)$$

式中： $v_{0\text{max}}$ 为沉砂最大颗粒的自由沉降速度，cm/s；

m_{mur} 为颗粒刚悬浮时的最小松散度，一般约为 0.5。

生产上分级室的筛板面积一般为 $200\text{ mm} \times 200\text{ mm}$ (长 \times 宽)，筛板筛孔的大小和数目影响上升水速分布的均匀程度，从而影响分级效率。通常筛板钻有 36~72 个直径为 3~5 mm 的小孔，并呈梅花点分布。筛板压紧在分级室壁的筛框上，由于前 3 室的上升水压力较大，在生产过程中筛板容易松动，上升水流将从筛板与分级室壁四周的空隙中涌出，造成上升水速分布不均匀，检修不方便。因此，有些选矿厂将分级机的第 1, 2, 3 室从筛板处分成上、下两部分，上部和下部同筛板的联接图如图 1-4 所示。采用这种安装方式，筛板容易固紧，检修时将下半部取出，维护修理较方便。

分级机上部槽体的面积比分级室的面积要大，这样，才能保

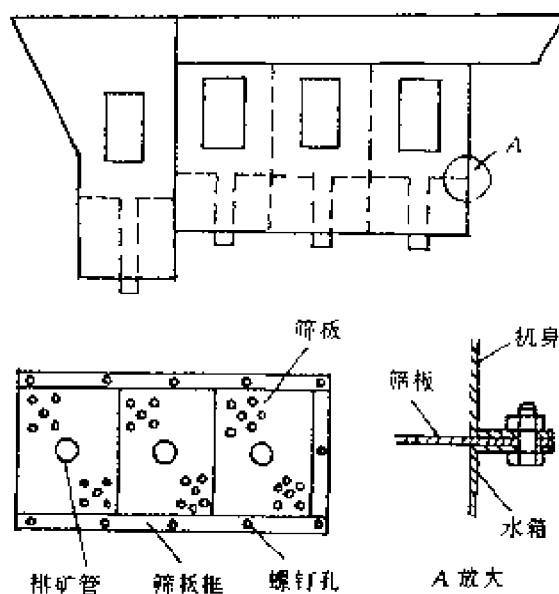


图 1-4 四室水力分级机水箱、筛板及机身联接图

证最终溢出分级机外的溢流粒度。槽体面积 S 按下式计算：

$$S = \frac{Q_t(1 - \sum \gamma) + W_t + \sum m}{v} \quad (1-11)$$

式中： Q_t 为分级机给料中的固体体积流量， m^3/s ；

W_t 为给料中的水流量， m^3/s ；

$\sum \gamma$ 为沉砂固体体积总和与给矿固体体积的比值，用小数表示；

$\sum m$ 为各分级室加入上升水的总和， m^3/s ；

v 为溢流中最大颗粒的沉降速度，可按自由沉降速度计算， m/s 。

【例题 1-1】 设筛板式水力分级机第 1 室沉砂粒度为 $(-2+1) \text{ mm}$ ，每小时沉砂固体量 2 t ，矿粒密度为 2700 kg/m^3 ，设计分级机第 1 室的筛板尺寸。

解 沉砂的固体体积流量 Q_T 为：

$$Q_T = \frac{2 \times 1000}{2700 \times 3600} = 2.06 \times 10^{-4} \text{ (m}^3/\text{s)} = 206 \text{ (cm}^3/\text{s)}$$

00995037

沉砂粒度为 $(-2+1)$ mm, n 值取 3.25, 最大粒度为 2 mm, $v_{0\max}=22.05$ cm/s, m_{\min} 值取 0.5, 按式 (1-10) 计算上升水流速度 v :

$$v=v_{0\max}m_{\min}^n=22.05\times 0.5^{3.25}=2.32 \text{ (cm/s)}$$

按式 (1-8) 计算 m_{KP} 值:

$$m_{\text{KP}}=\frac{n}{n+1}=\frac{3.25}{3.25+1}=0.76$$

由式 (1-9) 计算 v_{CTKP} 。当分离粒度为 1 mm 时, $v_0=10.3$ cm/s, 则:

$$v_{\text{CTKP}}=v_0m_{\text{KP}}^n=10.3\times 0.76^{3.25}=4.22 \text{ (cm/s)}$$

按式 (1-7) 计算 v_c :

$$v_c=v_{\text{CTKP}}+v(1-m_{\text{KP}}^n)=4.22+2.32(1-0.76^{3.25})=5.59 \text{ (cm/s)}$$

按式 (1-6) 计算 m :

$$m=\sqrt[n]{\frac{v_c}{v_0}}=\sqrt[3.25]{\frac{5.59}{10.3}}=0.83$$

按式 (1-4) 计算 v_a :

$$v_a=v_c-v=5.59-2.32=3.27 \text{ (cm/s)}$$

按式 (1-5) 计算筛板面积 S_s :

$$S_s=\frac{206}{(1-0.83)\times 3.27}=370.57 \text{ (cm}^2\text{)}$$

分级室为正方形, 则筛板的长 \times 宽为 19.25 cm \times 19.25 cm, 取值 200 mm \times 200 mm。

2. 沉砂管直径

沉砂管直径的大小影响到沉砂排出的速度, 并且对沉砂的浓度和粒度也有影响, 当沉砂连续排出时, 沉砂管的面积 S_s 可用下列公式计算:

$$S_s=\frac{W_s}{cf\sqrt{2gH}} \quad (1-12)$$

式中: S_s 为沉砂管面积, m^2 ;

W_s 为沉砂矿浆流量, m^3/s ;

f 为矿浆与沉砂管摩擦系数, 约为 $1\sim 3$;

c 为流量系数, 约等于 0.88 ;

H 为分级机矿浆面至沉砂管排出口距离, m ;

g 为重力加速度, 9.81 m/s^2 。

沉砂管直径如果太小, 则容易堵塞。如果太大, 则排矿过急, 沉砂中将带出大量的水和细颗粒。生产上筛板式水力分级机的沉砂管直径一般为: 第1室 22 mm , 第2室 20 mm , 第3室 18 mm , 第4室 $16\sim 17 \text{ mm}$ 。

沉砂管是易磨损零件, 磨损后应及时更换, 故应做成活动的筒套, 便于更换调节。

沉砂管的上方有一锥形塞杆, 可借助槽体上部的手轮调节锥形塞与沉砂管的距离, 以控制排砂的出量和排砂浓度。我国生产的筛板式水力分级机都是采用这种排砂装置。沉砂的排出也可以采用自动排砂装置, 其构造见图 1-5。自动排砂过程如下: 锥形塞杆 11 上端和 1 个隔膜室 5 的隔膜 9 连接, 隔膜室有一细管 4 与

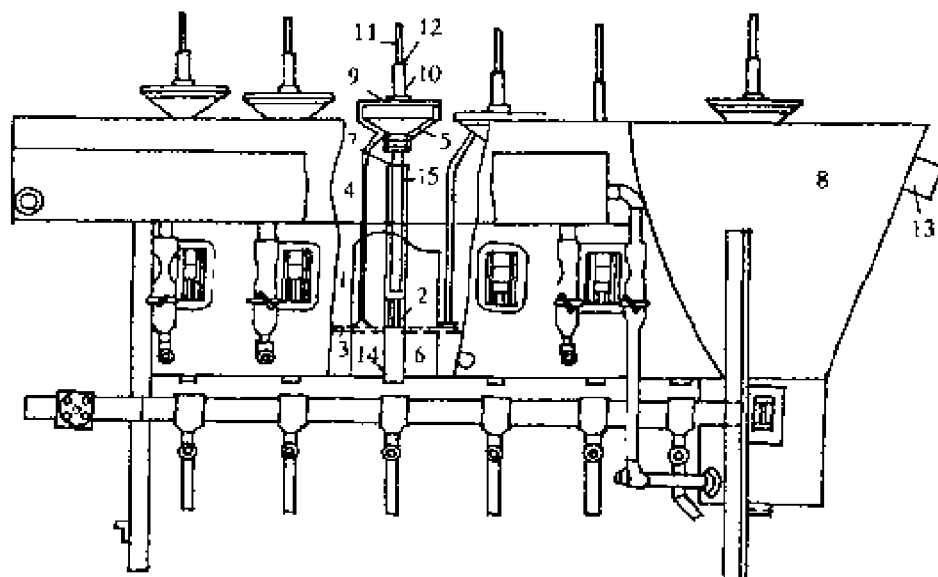


图 1-5 自动排矿筛板式水力分级机

压力水室 6 相连；压力水室 6 内的静压力与筛板上悬浮体的浓度成正比，当沉砂量多、悬浮体浓度增大时，压力水室的静压力增高，水沿着细管 4 上升并压起橡皮隔膜 9 使锥形塞杆抬起，加快沉砂的排出；当沉砂量少、悬浮体的浓度降低后，作用于橡皮隔膜 9 的压力减小，锥形塞杆 11 随之下落，沉砂的排出速度减慢。

3. 上升水压与水量

上升水必须要有足够的压力，以便在分级室特别是在第 1，2 分级室中能形成足够的上升水流速度。上升水的压力一般要求在 $1.96 \times 10^5 \text{ Pa}$ 以上。

上升水量 W_0 可根据分级室面积 S_0 和上升水速 u 求出： $W_0 = S_0 \cdot u$ 。

筛板式水力分级机用作摇床前物料的分级，分级室的数目通常是 4 个，也有用 6 个或 8 个的。筛板式水力分级机构造简单，不需动力，机身不高，分级效率比云锡式水力分级箱的高，各室沉砂中 -0.074 mm 的含量较少。其缺点是在连续排矿时沉砂浓度不高，后续几室分级效率不高，溢流容易变粗等。

四、螺旋分级机的设计原理

螺旋分级机的构造如图 1-6 所示，它主要由槽体、螺旋、传动装置、螺旋升降机构及上支承和下支承等部件组成。给料从槽体中部侧壁的给矿口给入，细颗粒被近似水平流动的水流带出溢流堰成为溢流，粗颗粒沉至槽底通过螺旋沿槽底输送到返砂口排出。

螺旋分级机的分类按槽内螺旋的数目可分为单螺旋分级机和双螺旋分级机，按分级面的高低可分为高堰式、低堰式和沉浸式 3 种螺旋分级机（见图 1-7）。

高堰式螺旋分级机的溢流堰高度高于螺旋下端的轴承，但低于溢流端螺旋叶片的上缘，堰的高度与槽体倾斜度共同决定着分

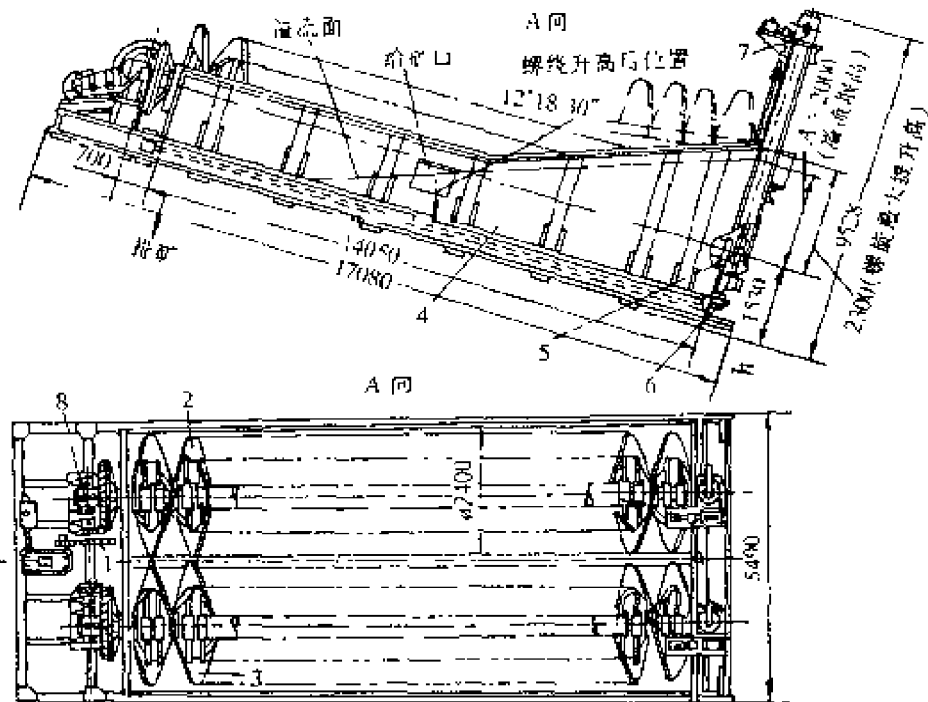


图 1-6 2400 沉没式双螺旋分级机

1—传动装置；2、3—左右螺旋；4—水槽；5—下部支座；6—放水阀；
7—升降机构；8—上部支承。

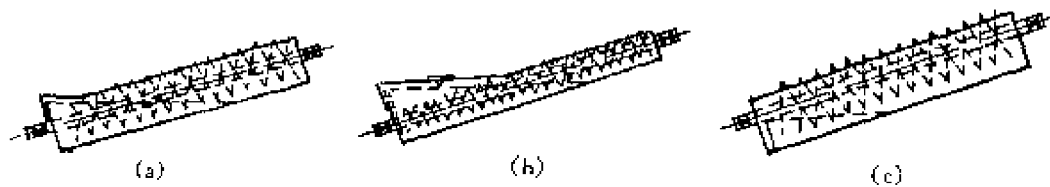


图 1-7 螺旋分级机的分类

(a)—高堰式；(b)—沉没式；(c)—低堰式。

级面的面积。高堰式螺旋分级机的分离粒度大于 0.1 mm 。

低堰式螺旋分级机溢流堰低于溢流端螺旋轴承的中心，它的分级面积较小，螺旋的运动对分级面的搅动影响较大，溢流的生产能力较低，一般不用做分级，主要用于洗矿脱泥。

沉没式螺旋分级机的溢流堰高于下端螺旋片的上缘，分级面积较大，而且螺旋的搅动影响较小，溢流粒度较细，溢流生产能

力较高，分离粒度在 $-75\mu\text{m}$ 以下。

螺旋分级机的设计主要是要螺旋及槽体符合分级工艺的要求。

1. 螺 旋

1) 螺旋的直径

螺旋的直径表示螺旋分级机的规格，它制约着槽体的宽度，从而影响槽体分级面积的大小，影响溢流的生产能力和输送返砂的能力。螺旋直径与溢流固体生产能力有如下关系。

对高堰式螺旋分级机，有：

$$D = -0.08 + 0.103 \sqrt{\frac{Q_1}{mK_1K_2}} \quad (1-13)$$

对沉没式螺旋分级机，有：

$$D = -0.07 + 0.115 \sqrt{\frac{Q_1}{mK_1K_2}} \quad (1-14)$$

式中： Q_1 为按溢流中固体质量计算的生产能力，t/d；

m 为分级机螺旋个数；

K_1 为矿石密度修正系数（见表 1-2）；

K_2 为分级粒度修正系数（见表 1-3）；

D 为螺旋直径，m。

表 1-2 矿石密度修正系数 K_1 值

矿石密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	2 700	2 850	3 000	3 200	3 300
K_1	1.00	1.08	1.15	1.15	1.30
矿石密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	3 500	3 800	4 000	4 200	4 500
K_1	1.40	1.55	1.65	1.75	1.90

机螺旋的转速选为 $1.5 \sim 10 \text{ r/min}$ 。

3) 螺 距

螺距与要求的返砂量、螺旋的直径和转速等因素有关。螺距一般为螺旋直径的 $0.5 \sim 0.6$ 倍，一般采用等螺距，但也可采用不等螺距，如溢流端的螺距短，返砂端的螺距长，这样既可增大返砂量，又能保证溢流端搅动平稳，便于提高溢流质量和处理量。

4) 螺旋轴的长度

螺旋轴的长度由溢流堰高度 A 、槽体倾角 α 和返砂端长度 b 决定（见图 1-8）。溢流堰高度习惯上指溢流堰顶端至螺旋轴下端轴中心线的斜高。返砂端长度 b 根据配套磨机的尺寸和位置确定。

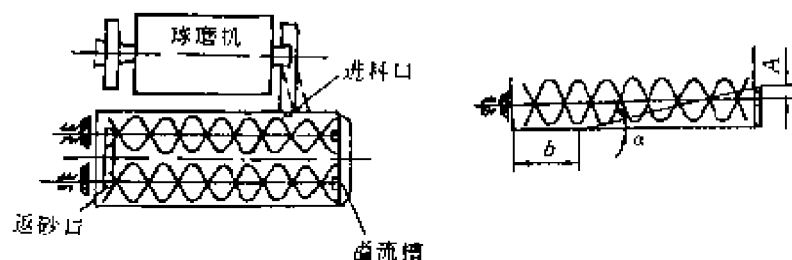


图 1-8 螺旋分级机与球磨机配置示意图

螺旋轴一般采用无缝钢管制成，两端有轴颈，上端支承在传动架上，下端支承在槽体下端的支座上。由于下端支承长期浸在矿浆中，容易磨损下端轴颈，因此，应采用良好的密封装置和方便的注油装置。螺旋轴上以卡箍方式装有与螺旋导角相适应的支架板，螺旋叶片连接在支架板上，叶片边缘应装有耐磨的衬铁（如锰球墨铸铁）。

2. 槽 体

槽体为一底部呈半圆形的矩形长槽，槽子上端底部开有返砂排出口，下端开有溢流口。靠近槽体中部的侧壁开有给矿口，给矿口在溢流面以下 50 mm ，当给入矿浆的流速较大时，给矿口应低于溢流面 100 mm 以下，以减小流速对溢流的影响。

1) 槽体宽度

槽体宽度影响分级面积的大小,也影响到溢流的粒度和溢流生产能力。如图 1-9 所示,槽体分级液面长为 L ,槽体宽度为 B ,下端高为 H ,倾角为 α ,分级面积 S 为:

$$S = BL = \frac{BH}{\sin \alpha} \quad (1-16)$$

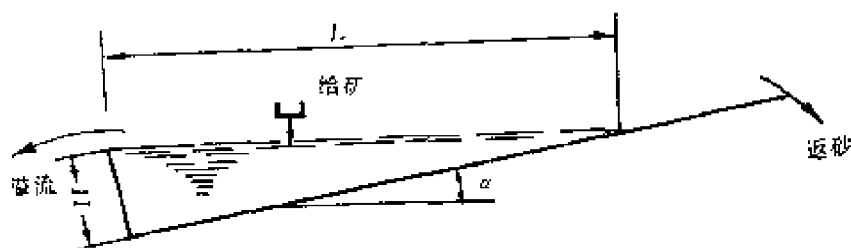


图 1-9 螺旋分级机的分级面积与斜槽尺寸、倾角的关系

下端高 H 等于溢流堰高度 A (见图 1-8) 和下部轴中心线到槽底高度 h 之和 (见图 1-6)。

$$H = A + h \quad (1-17)$$

可见,若增大槽体宽度,则分级面积增加,这样可以降低溢流中颗粒的粒度和提高溢流的生产能力。槽体宽度取决于螺旋直径和数目,对于单螺旋分级机,槽体宽度要比螺旋的直径大 100~200 mm。

2) 槽体的倾角

从式 (1-16) 可见,分级面积与槽体倾角成反比。槽体倾角一般根据工作要求而定。当处理粗粒或密度大、沉降速度快的物料以及为了增大返砂脱水效果,倾角应大;当要得到较粗颗粒的溢流时,可增大倾角,以减小分级面积。但倾角太大会引起物料下滑,增大能耗和增加螺旋叶片的磨损。通常槽体倾角不超过 19° 。

3) 溢流堰高度

溢流堰高度 A (见图 1-8) 增高,分级面积增大,溢流中颗粒粒度变细,当要求粗的溢流时,溢流堰高度应降低。高堰式螺旋分级

机的溢流堰高度一般为螺旋半径的 $\frac{1}{2} \sim \frac{2}{3}$ ；对于沉没式螺旋分级机，溢流堰的高度约为螺旋半径的 $\frac{3}{2} \sim \frac{5}{3}$ 。

螺旋分级机工作稳定可靠，可分出高浓度的返砂并能将返砂提升搬运至一定的高度，与磨矿机配套使用方便，因此，它广泛应用于磨矿前的预先分级及磨矿产品的检查分级和控制分级；此外，还用于物料的脱泥或粗粒物料的脱水。

它的缺点是分级效率不高，不仅返砂中含有较多的单体有用矿物，而且容易造成有用矿物在磨矿机中过粉碎现象。

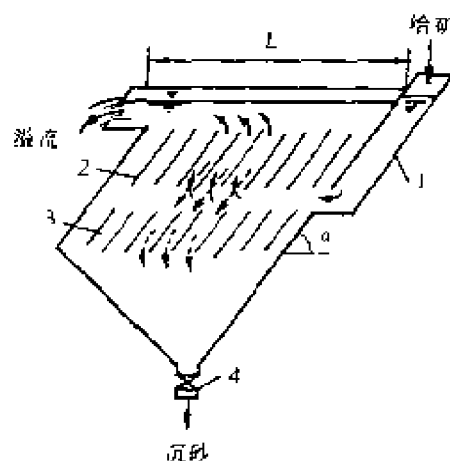


图 1-10 倾斜板浓密箱结构示意图

1—给矿槽；2—倾斜板；3—稳定板；4—排砂嘴。

五、倾斜板浓密箱的设计原理

倾斜板浓密箱是一种效率高的浓缩设备，其构造如图 1-10 所示。矿浆从上、下 2 组倾斜板之间给人，沿上组倾斜板的空隙向上流动，在此过程中矿粒沉降到倾斜板上并向下滑动，落入下组倾斜板的空隙继续沉降浓缩，最后成为沉砂，从箱底排出。

对倾斜板浓密箱的设计，主要是选择倾斜板的宽度、长度、倾角和板间距离。颗粒及液流在板间的运动如图 1-11 所示。

倾斜板的长度应足以使分离的颗粒在液流流过倾斜板长度的时间内能沉降到板面上。如图 1-11 所示，颗粒的运动满足如下关系：

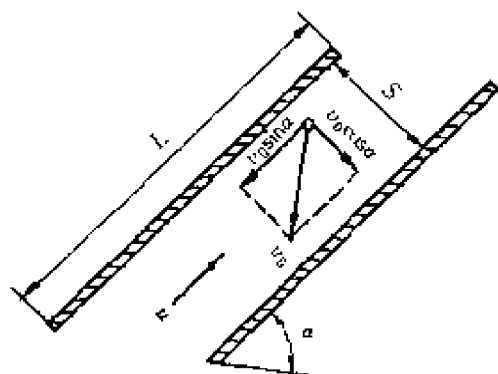


图 1-11 颗粒在浓缩板间的运动

$$\frac{S}{v_0 \cos \alpha} = \frac{L}{u - v_0 \sin \alpha} \quad (1-18)$$

$$Su = Lv_0 \cos \alpha + Sv_0 \sin \alpha \quad (1-19)$$

$$\text{或} \quad L = \frac{S(u - v_0 \sin \alpha)}{v_0 \cos \alpha} \quad (1-20)$$

式中：\$S\$ 为倾斜板间距离，cm；

\$v_0\$ 为分离颗粒的沉降速度，cm/s；

\$L\$ 为倾斜板长度，cm；

\$\alpha\$ 为倾斜板倾角，(\$^\circ\$)；

\$u\$ 为液流上升速度，cm/s。

设浓密箱的宽度为 \$B\$，并等于倾斜板宽度 (cm)，倾斜板空间的格数为 \$n\$，溢流流量为 \$W_{ov}\$ (mL/s)，则：

$$W_{ov} = nBSu = nBv_0(L \cos \alpha + S \sin \alpha) \quad (1-21)$$

倾斜板的长度可按式 (1-20) 计算。考虑到倾斜板间液流有产生紊流的情况，倾斜板的实际长度比按式 (1-20) 计算的要长一些。倾斜板的长度一般为 400~500 mm，板间距离增大时，板长要相应加长。倾斜板的距离减少，在同一水平投影面积上可容纳数量较多的倾斜板，有利于颗粒的沉降，但板间距离太小时容易造成沉砂堵塞和清洗不方便，板间距离一般要大于 15~20 mm。倾斜板的宽度一般为 900~1800 mm。选择倾角时，应以不妨碍颗粒下滑为原则，通常取 45°~55°。

倾斜板的材料应光滑、不易破损、不易变形和耐腐蚀，常用玻璃、硬塑料、玻璃钢、镀锌钢板、钢板涂环氧树脂和木材等。

倾斜板浓密箱在设计时除了考虑上述因素外，还应尽量使给矿沿着给矿口的整个宽度均匀地给人，沉砂的排出要流畅，并根据浓度的要求能容易调节控制。此外，倾斜板上容易淤积微泥，甚至发生堵塞，因此，要考虑倾斜板的清洗和更换，故在箱体下部设置清水管，必要时可增设检修孔。

倾斜板浓密箱由于设置了倾斜板，增加了颗粒的沉降面积和

分解成切向速度、径向速度和轴向速度。这3个方向速度的大小与旋流器的结构参数和操作参数有关，并对旋流器的生产能力和分离粒度产生影响。

旋流器的生产能力和分离粒度可用下列公式计算。

生产能力：

$$Q = \frac{1}{313.05} K_0 d_i d_{ov} \sqrt{gp} \quad (1-22)$$

或
$$Q = \frac{1}{313.05} K_1 D d_{ov} \sqrt{gp} \quad (1-23)$$

分离粒度：

$$d_{cp} = 839.48 \sqrt{\frac{D d_{ov} C}{d_s K_D \sqrt{p} (\rho_r - \rho_w)}} \quad (1-24)$$

式中：Q为生产能力，L/min；

D为旋流器直径，cm；

d_i 为给矿口直径，cm；

d_{ov} 为溢流管直径，cm；

d_{cp} 为分离粒度， μm ；

d_s 为沉砂管直径，cm；

p 为给矿压力，Pa；

g 为重力加速度， 9.8 m/s^2 ；

ρ_r 、 ρ_w 分别为矿石和水的密度， kg/m^3 ；

C为给矿浓度，%；

K_0 、 K_1 为系数，见表1-4；

K_D 为系数， $K_D = 0.8 + \frac{1.2}{1 + 0.1D}$ 。

表1-4 K_0 、 K_1 值

d_i/D	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30
K_1	0.58	0.78	0.98	1.22	1.56
K_0	5.8	5.2	4.9	4.9	5.2

2. 水力旋流器结构参数的设计选择

1) 旋流器的直径

旋流器的直径指圆筒部分的直径，它表示旋流器的规格。旋流器直径的确定原则主要是根据分离粒度和生产能力的要求。从式(1-23)和(1-24)可见，增大旋流器的直径，处理能力随之增大，但分离粒度变粗。若要用大直径的旋流器得到细的溢流，则要增大给矿压力，这是不经济的。因此，当要分出较细的溢流时，一般采用小直径的旋流器，如当分离粒度为0.1 mm时，锡选厂一般采用直径为750或610 mm的旋流器；分离粒度为0.074 mm时，一般采用直径为400或250 mm的旋流器；分离粒度为0.019 mm时采用直径为125 mm的旋流器；分离粒度为0.010 mm时，采用直径为75或50 mm的旋流器。

单个小直径的旋流器生产能力较低，一般采用小直径旋流器组。大直径旋流器的优点是处理量大，不易堵塞，使用简单可靠，所以，在获得相近工艺指标的情况下，首先应该考虑采用大直径的旋流器；在国外的一些选矿厂磨矿回路中，采用大直径（直径超过750 mm）的旋流器，并配以稍低的给矿浓度和稍高的给矿压力，且适当增大沉砂口直径的操作制度，就可以获得近似中等直径为250~500 mm的旋流器的溢流粒度，这样，旋流器的台数大大减少，生产管理甚为方便。

选择旋流器直径时，还应该考虑给料的性质，如果给料中与分离粒度相近的“难分颗粒”的含量较少或者给矿浓度不高，可以选择大直径的旋流器；当给矿浓度较高并且细泥的含量较多时，采用中等直径或小直径的旋流器。

2) 给矿口尺寸及形状

旋流器的给矿口的大小对处理能力和分离粒度有影响。给矿口的断面形状一般为矩形，矩形的长边应与旋流器的轴线平行，矩形的短边应尽量靠近上盖，以避免矿浆进入旋流器后向上扩散形成局部涡流，影响矿浆沿圆筒切线方向的流动，并且可以减小一

部分给入的矿浆未经分级而直接由给矿口流进溢流管的短路流。

给矿口形状也有正方形或圆形的，矩形或正方形的给矿口用等面积圆的当量直径表示。

给矿口的直径 d_i 与旋流器圆筒直径 D 之间要有适当的比例，一般 d_i 为 $(0.15 \sim 0.25)D$ 。当给矿粒度较粗、给矿压力不高时取高值，反之取低值。当给矿口直径 $d_i > 0.25D$ 时，分级效率会降低。因此，不宜用单纯增大给矿口尺寸的办法来提高旋流器的生产能力。

3) 溢流管直径

溢流管直径 d_{ov} 对旋流器生产能力和分离粒度有重要的影响。随着溢流管直径的增大，旋流器的生产能力和分离粒度都随之增大，沉砂浓度增加，沉砂中细粒级含量减少。适宜的溢流管直径应使旋流器溢流的质量产率与给矿中小于分离粒度的产率相当，只有这样才能获得高的分级效率。

通常，溢流管直径 d_{ov} 为 $D/8 \sim D/2.3$ 。当给矿中小于分离粒度的颗粒含量为 $40\% \sim 70\%$ 时， d_{ov}/D 以 $0.22 \sim 0.26$ 较为恰当。溢流管直径一般稍大于给矿口的直径 d_i ，即 d_{ov} 为 $(1 \sim 2) d_i$ 。

4) 沉砂管直径

沉砂管直径 d_s 主要影响旋流器的分离粒度，而对生产能力影响较小。减小沉砂管直径，则溢流粒度变粗，沉砂产率减少，并且沉砂中夹带的细粒级减少，沉砂浓度增高；但沉砂浓度增高到一定程度后，继续减小沉砂管直径，沉砂浓度变化不大，对于重而粗的给料，沉砂浓度可以达到 $80\% \sim 85\%$ 。

适宜的沉砂管直径应使沉砂以具有一定浓度的伞状喷出，伞的中心有不大的空洞能吸入空气。

沉砂管直径与溢流管直径之比 d_s/d_{ov} 称为锥比。锥比的变化对旋流器的工作指标有重要的影响。锥比增大，沉砂产率增大，浓度变稀，溢流粒度变细。不同的给料粒度和给料浓度应采用不同的锥比。通常，旋流器的锥比为 $0.3 \sim 0.5$ ，在此范围内分级效率

最高。

5) 溢流管插入深度

溢流管插入过深, 沉砂容易混入溢流, 溢流中的沉砂粒度变粗; 插入过浅, 则因给料中的短路流也使溢流中的沉砂粒度变粗。这两种情况都会使分级效率降低。溢流管插入深度一般要低于给矿口而高于圆筒的下边缘。当分离粒度为 0.019 mm 时, 溢流管插入深度与圆筒高度之比约为 $0.5 \sim 0.7$; 当分离粒度大于 0.019 mm 时, 这一比值约为 $0.7 \sim 0.9$ 。

6) 圆筒高度

旋流器圆筒部分的高度对分离粒度有一定的影响。圆筒高度越高, 分离粒度越细; 但当圆筒高度超过一定值后, 给矿压力损失增大, 在旋流器的下部分级作用减弱。通常, 粗粒物料的分级, 筒体高度宜小些, 圆筒高度与旋流器直径之比约为 $0.5 \sim 1.0$; 当进行细粒物料的脱泥时, 圆筒高度要大些, 其与直径之比约为 $1.5 \sim 1.6$ 。

7) 锥体角度

锥角增大, 旋流器内的流体阻力随之增大, 在相同的进口压力下, 旋流器的体积生产能力将会减小, 并且由于溢流口与沉砂口距离变小, 分级粒度将会变粗, 沉砂中含泥量减少。在处理稀矿浆并要求得到较细的溢流时, 脱泥用的旋流器可采用锥角在 15° 以内的旋流器, 但锥角不能过小, 否则旋流器的高差太大, 并容易引起堵塞。分级用的旋流器的锥角一般为 $15^\circ \sim 20^\circ$, 分级粒度粗时锥角可以增加到 30° 或 60° 。作选别用的旋流器如重介质旋流器、选金用的旋流器, 锥角一般较大, 约为 $60^\circ \sim 120^\circ$ 。

在设计和选择水力旋流器时, 先选旋流器的直径, 按照其他结构参数与直径的关系选择结构参数的尺寸, 然后按式 (1-22) 或 (1-23) 计算旋流器的生产能力, 并按照要求的分离粒度用式 (1-24) 进行分离粒度的验算, 如果计算的分离粒度与要求的相差太远则需重新设计。

$$\begin{aligned}
 &= 839.48 \sqrt{\frac{25 \times 7.5 \times 10}{3 \times 1.14 \sqrt{7.84 \times 10^4} (2700 - 1000)}} \\
 &= 28.49 (\mu\text{m})
 \end{aligned}$$

所设计的旋流器的分离粒度符合要求。

3. 水力旋流器的配置安装方式

旋流器的给料有 3 种方式：静压池给料、用泵送至压力池再由压力池给料和用泵直接给料。前两种给料方式，给料较均匀且压力较稳定，第 1 种给料方式不耗动力，但要有自然高差。

多台旋流器组的给料常由 1 根总给料管分出支管并联给料。

旋流器溢流的排出要有溢流导管，溢流导管的尺寸要大于溢流管直径，以减少溢流流出的阻力，并且溢流导管的末端不应低于溢流管的下端，否则会造成虹吸作用，影响分级效率。

水力旋流器一般是垂直安装，但也可以是倾斜安装或水平安装，重介质旋流器则常采用倾斜安装的方式。

在组装旋流器时，各部件的几何中心线必须要安装准确，接合处要平滑，没有凸台，否则矿浆在此部分的运动将产生涡流，降低分级效率和加速局部磨损。

4. 水力旋流器的磨损

水力旋流器容易磨损，普通铸铁的水力旋流器大约只能使用 6 个月，因此，减少磨损是研究和设计水力旋流器的一个主要问题，它主要包括寻求减少磨损的合理结构和寻找耐磨材料两个方面。

旋流器磨损最严重的是沉砂口，其次是圆锥的尖部和给矿口附近，圆筒和溢流管的磨损较轻。旋流器的磨损与给料粒度、形状、密度、给料浓度和给料压力有关。当给料粒度越粗、矿粒密度越大、形状呈多

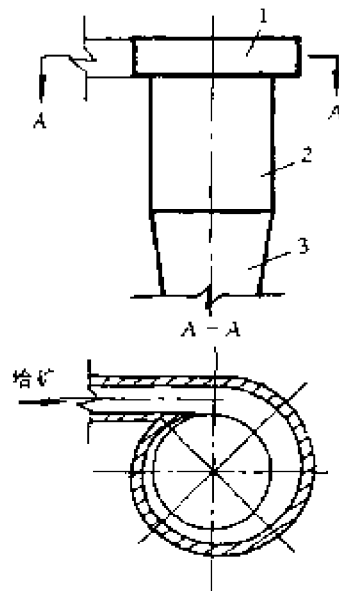


图 1-13 螺旋式给矿旋流器示意图

1—螺旋给矿器；2—圆柱体；3—圆锥体。

角形及给料浓度越大和压力越高时,旋流器越容易磨损。此外,旋流器制造或安装质量较差或结构设计不合理时,也将容易引起某些局部的严重磨损。

采用如图 1-13 所示的螺旋线形的给料结构,能使给料流畅,避免颗粒特别是粗颗粒集中不易分散的缺点,可以减少给料口的磨损,并且这种形状的给料结构有利于提高分级效率。渐开线或同心圆环形或弧线形的给料结构也有类似的作用。

采用耐磨材料是解决旋流器磨损的主要途径,耐磨材料主要有:橡胶、合金铸铁、铸石、树脂、陶瓷和硬质合金等。几种耐磨材料的耐磨性能见表 1-5。

表 1-5 几种耐磨材料的耐磨性能

材料名称	铸 铁	中碳钢	“水-2” 硬橡胶	玻 璃	普通陶瓷
耐磨度	1	1~2	1~2	2~3	4~5
材料名称	衬胎胶	胎面胶	硬质陶瓷	“水-6” 软橡胶	
耐磨度	5~6	6~7	10~12	15~20	

生产上解决旋流器的磨损常用的办法是在旋流器内部衬橡胶、衬铸铁或者涂耐磨涂料或者整个旋流器由耐磨橡胶制成。当处理的物料要求产品含铁很低(如高岭土的分级)时,则更应采用衬橡胶的或由橡胶制成的旋流器。

水力旋流器结构简单,体积小,生产能力大,分级效率高,本身不需动力,是一种良好的细粒物料分级、脱泥或脱水的设备。

第 2 节 跳汰机的设计

一、概 述

跳汰机是利用垂直交变的脉动介质使矿粒按密度分选的一种

重选设备。通常用水做介质。按造成脉动水流方式的不同，跳汰机可以分为 4 类：隔膜跳汰机，活塞跳汰机，无活塞跳汰机，动筛跳汰机。

选矿中最常用的跳汰机是隔膜跳汰机。

隔膜跳汰机按传动机构所在的位置可以分为如下几种。

(1) 上动型（或称旁动型）隔膜跳汰机。如图 1-14 所示的 300 mm×450 mm（长×宽）旁动型隔膜跳汰机。

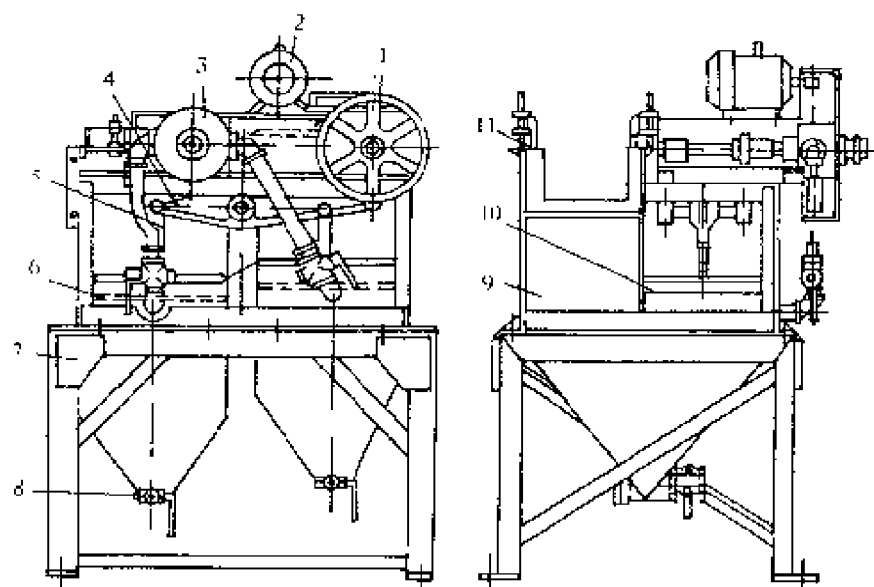


图 1-14 300 mm×450 mm 旁动隔膜跳汰机

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

(2) 下动型隔膜跳汰机。如图 1-15 所示的 1000 mm×1000 mm（长×宽）下动型隔膜跳汰机；

(3) 侧动型隔膜跳汰机。如图 1-16 所示的梯形跳汰机。

隔膜跳汰机箱体上部的跳汰室安设有盛矿石的筛板和筛上排矿装置，筛板下方装有筛下补加水管。传动机构使隔膜作上、下往复运动（如上动型或下动型隔膜跳汰机），或者作左、右往复运动（如侧动型隔膜跳汰机），从而使跳汰室内的水流作上、下交变运动，筛板上的矿石在上、下交变脉动水流的作用下发生松散和

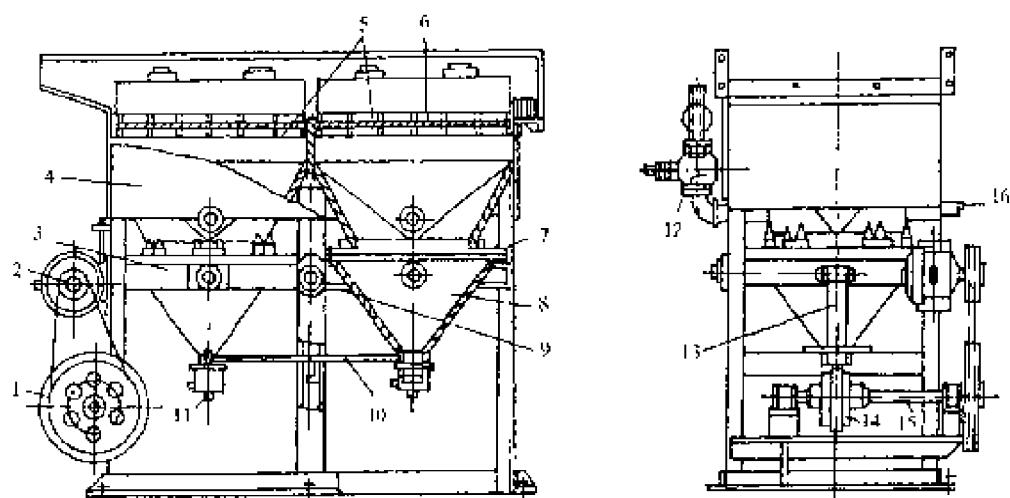


图 1-15 1000 mm×1000 mm 下动型圆锥隔膜跳汰机

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

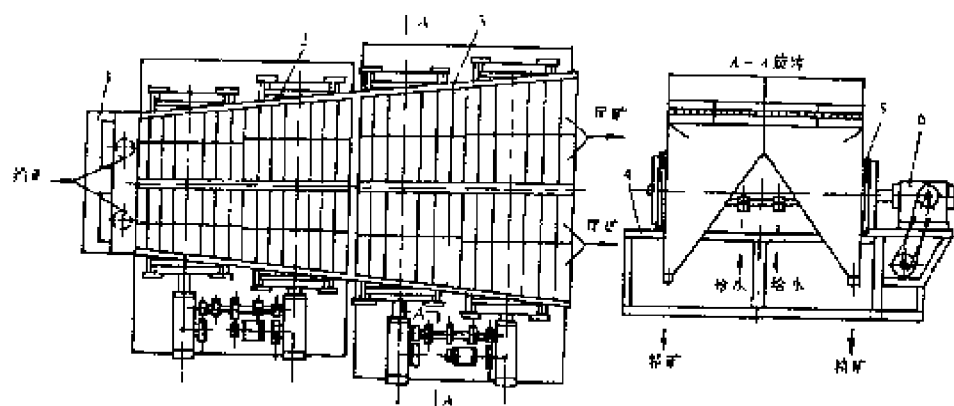


图 1-16 (1200~2000) mm×3600 mm 梯形跳汰机

1—给矿槽；2—中间轴；3—筛框；4—机架；5—鼓动隔膜；6—传动箱。

按密度分层，密度大的粗矿粒沉落在筛板上，并由筛上排矿装置排出机外，成为筛上精矿；密度小的矿粒被液流带过跳汰室的尾板而排出，成为尾矿。跳汰室的水流在作下降运动时，在矿粒群

的间隙间造成水流的吸入作用,使细而重的矿粒在粗颗粒的间隙中“钻隙”运动到矿层的下层,并通过筛孔从箱体的下部排出,为筛下精矿。

隔膜跳汰机的构造主要包括:箱体、隔膜、传动装置、排矿装置和筛下补加水装置等。

跳汰机的设计主要是上述几个构造要素的设计。

二、箱 体

1. 箱体的形状

跳汰机箱体的上部为跳汰室,在上动型隔膜跳汰机的箱体中,用隔板将箱体上部分为跳汰室和隔膜室。跳汰室的断面形状有如下几种。

矩形断面。如图 1-14 所示的 $300\text{ mm} \times 450\text{ mm}$ (长 \times 宽)上动型隔膜跳汰机的跳汰室。

方形断面。如图 1-15 所示的 $1\,000\text{ mm} \times 1\,000\text{ mm}$ (长 \times 宽)下动型圆锥隔膜跳汰机的跳汰室。

梯形断面。如图 1-16 所示的 $(1\,200 \sim 2\,000)\text{ mm} \times 3\,600\text{ mm}$ 梯形跳汰机的跳汰室。这种断面形状使得水流速度从给矿端到尾矿端逐渐减弱,尾矿端的水流速度约为给矿端的 60%,有利于细粒矿物的回收。

圆形断面。大规格的圆形跳汰机,矿从中央给入,尾矿从圆周边排出。这种断面的处理能力很大,并且分割为几个扇形室,水流从中央向周边流动时流速逐渐减小,适合于细粒物料的分选。

跳汰机箱体的下部为水箱,其作用是使脉动的水流分布到跳汰室并且收集筛下精矿。水箱形状的设计应保证脉动水流垂直和均匀地通过跳汰室的筛面,并且应保证筛下精矿能顺利地排出。水箱的主要形状种类如图 1-17 所示。

图 1-17 (a) 及 (b) 为尖底角锥形水箱,这种形状的水箱便于排出筛下精矿,但跳汰室内水速分布不够均匀,靠近隔膜的地

效果。面积增大，处理量增加。在处理量相同的条件下，加大跳汰室的面积可以增加物料在跳汰室内的停留时间，有利于矿物的回收。

跳汰室宽度的确定，除了主要考虑生产能力外，还应使给料能沿宽度均匀分布和脉动水流沿宽度均匀分布。宽度过窄，处理量过小；宽度过宽，给料不容易均匀分布，并且脉动水流的分布也不易均匀，远离隔膜处，脉动水流速度小，床层松散度较小，靠近隔膜处则相反。因此，跳汰室的宽度越宽，沿宽度的床层松散度相差越显著。通常跳汰室的宽度不超过1 m，个别情况达1.6 m。大规格的圆形跳汰机，其周长较长，故在中央给料处设置旋转耙，使从中央的给料能均匀沿径向分布。

跳汰室的长度主要影响分选效果，故长度的确定应以满足物料分层所需的时间为宜。在这个时间内，上层的重矿粒应能位移到筛面上，下层的脉石颗粒应能移到上层排出。物料在跳汰室中停留的时间与物料的粒度、密度、给料浓度、处理量、筛下水量及床层厚度、冲程、冲次等因素有关。对于粒度粗、密度差大的给料，跳汰室的长度可短些；当给料量多、浓度小或筛下水量较大时，跳汰室的长度应长些。

对于长的跳汰室，物料在室中停留的时间较长，有利于颗粒按密度分层。但跳汰室过长会使筛上精矿的排出困难，并且由于隔膜不宜做得太大，因此，太长的跳汰室也会引起脉动水流分布不均匀和跳汰室内水流冲程减小。

在实际生产中，跳汰机通常由2个或数个跳汰室构成，每个跳汰室的长度一般为1 m左右。

3. 跳汰室堰板高度

跳汰室筛面至尾矿堰高称为堰板高度，它决定着床层的厚度。当处理密度差较大的物料时，床层可薄些，堰板高度可小些；当给料的密度差小或要求高质量的精矿时，床层要厚，堰板要高。处理粗粒物料时，堰板高度不应小于给料最大颗粒直径的5~10倍。

堰板高度一般为 100~200 mm。堰板太低时,床层太薄,床层脉动不稳定。

三、筛面与筛框

跳汰室中安置筛面以盛物料,筛面放在承筛框上并用压筛框压紧。承筛框安在跳汰室壁的凸缘上,它承托筛面并使筛面保持平坦,不凹弯。压筛框的作用,一是压紧筛面,使筛面在跳汰时不跳动;二是使铺放在压筛框中的人工床保持稳定,不紊乱。承筛框与压筛框高度约为 50 mm。当不采用筛下排矿时,也可不用压筛框,此时筛面由扁铁压紧。

筛面的大小要与跳汰室的尺寸相当。选矿用的跳汰机,筛面一般是水平放置的。筛面应有较大的有效面积,以便减少水流阻力,使水流能均匀流畅地通过筛面。常用的筛面有编织筛面、冲孔筛面及条缝筛面,这 3 种筛面中以条缝筛面的有效面积最大,冲孔筛面的有效面积最小。筛孔形状有圆形、方形及长方形,筛孔应做成上窄下宽以减小筛孔的堵塞。长方形筛孔在配置时应使孔的长边与矿流的方向一致。筛孔的大小应根据给料粒度及排矿方法等因素来决定:跳汰细粒物料采用筛下排精矿时,筛孔直径应大于给料中最大颗粒的粒度而小于人工床石的粒度,如梯形跳汰机采用方孔的编织筛网做筛面,网孔尺寸为最大给矿粒度的 2.0~2.5 倍;当采用筛上排矿时,筛孔的直径应小于给料中最小颗粒的直径,但不应小于 1.5~5.0 mm。

在多室的跳汰机中,为了便于物料从前一室向后一室运动,相邻两个跳汰室的筛面要有一定的高差,前一室的筛面高于后一室的筛面,称为筛面落差。落差增大,物料水平运动的速度加快,处理量增加,但物料在跳汰室中的停留时间减少。处理密度差较大的物料时,筛面落差可以大些;处理难选的或细粒的给料时,筛面落差应小些。筛面落差过大时,还容易在后一室造成急流,破坏床层正常的松散与分层。筛面落差一般为 50~100 mm。

四、隔 膜

隔膜由橡胶压成空心的圆环或椭圆环。上动型和侧动型跳汰机用金属鼓动盘和隔膜的内缘相连接，并与传动机构的连杆相连接。隔膜的外缘用压板固紧在隔膜室的盖板上（如上动型跳汰机），或用卡环卡紧在水箱侧壁凸出的圆环上（如梯形跳汰机）。下动型跳汰机的隔膜的外缘则同活动锥体相连接。

上动型跳汰机的隔膜为椭圆形，如图 1-18 所示；侧动型或下动型跳汰机的隔膜为圆形。

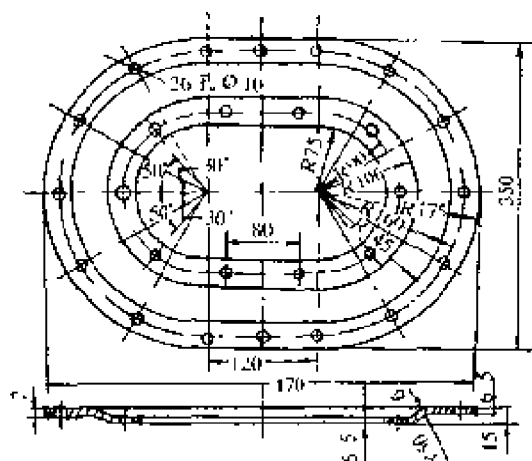


图 1-18 300 mm × 450 mm 上动型隔膜跳汰机的橡胶隔膜

对橡胶隔膜的要求应是经久耐用并易于更换，侧动型的梯形跳汰机隔膜截面为“U”型（见图 1-19），这种截面形状的隔膜在运动中应力较小，可以允许有较大的冲程，使用寿命较长。侧动型跳汰机隔膜的位置应位于筛面的下方并要有一定的高差，避免在隔膜上部离筛面过近而产生局部过强的脉动水流。

隔膜面积与筛面面积之比称为冲程系数 β ，即：

$$\beta = \frac{S'}{S} \quad (1-25)$$

式中： S' 为隔膜面积；

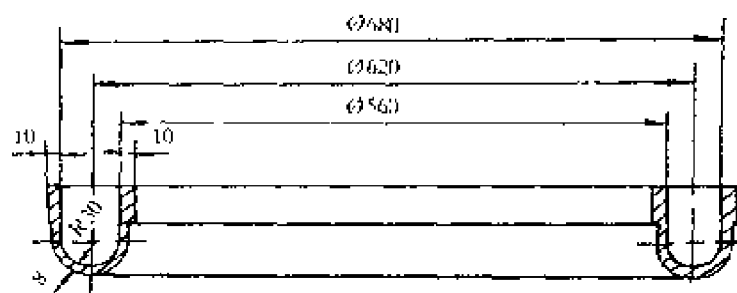


图 1-19 (1200~2000)mm×3600 mm 梯形跳汰机的橡胶隔膜

S 为筛面面积。

冲程系数 β 一般为 0.4~0.9。当跳汰室筛面面积确定后，选定冲程系数，即可按式 (1-25) 求出隔膜的面积。

冲程系数影响着跳汰室中脉动水流的冲程和水速的分布。当隔膜冲程一定时，冲程系数越大，跳汰室内水流的冲程也越大，水速分布越均匀。跳汰室水流冲程与隔膜冲程有如下关系：

$$L = \beta L' \quad (1-26)$$

式中： L 为跳汰室的水流冲程，mm；

L' 为隔膜冲程，mm。

隔膜在跳汰机中的布置影响到水流的分布和跳汰机单位占地面积的生产能力。上动型跳汰机的隔膜位于跳汰室旁边（见图 1-14），因而，设备的单位占地面积的生产能力较小。下动型和侧动型跳汰机的隔膜不另占地方（见图 1-15 和图 1-16），这两类跳汰机的单位占地面积生产能力较大。

五、传动机构

跳汰机传动机构的作用是使隔膜鼓动，从而使跳汰室中的水流做上、下交变的脉动。对传动机构的设计要求主要是能造成符合给料性质的脉动水流的运动特性，并要有一定调节范围的冲程和冲次，其次要易于调节和维护。传动机构造成的脉动水流速度

随时间的变化关系（即跳汰周期曲线），有呈正弦曲线变化（即对称周期曲线）和呈非正弦曲线变化（即非对称周期曲线）两种。脉动水流速度呈正弦曲线变化是由偏心连杆传动机构造成；呈非正弦曲线变化可由凸轮杠杆或摇床头等传动机构造成。

1. 对称周期曲线的传动机构

偏心连杆传动机构造成的跳汰周期曲线如图 1-20 所示。脉动水流速度和加速度分别为：

$$u = 0.0524\beta L' n \sin \omega t \quad (1-27)$$

$$a = 0.00548\beta L' n^2 \cos \omega t \quad (1-28)$$

式中： n 为冲次，r/min；

ω 为偏心轮角速度， $\omega =$

$$\frac{2\pi n}{60}, \text{ rad/s};$$

u 为跳汰室中水流速度，mm/s；

a 为跳汰室中水流加速度，mm/s²；

t 为偏心轮角位移时间，s。

跳汰室中水流最大速度和最大加速度分别为：

$$u_{\max} = 0.0524\beta L' n \quad (1-29)$$

$$a_{\max} = 0.00548\beta L' n^2 \quad (1-30)$$

偏心连杆传动机构由偏心轴和偏心套构成或者由内外偏心套构成。这两者都造成偏心曲柄运动，但后者调整偏心距较方便。

上动型隔膜跳汰机和下动型圆锥隔膜跳汰机的偏心传动装置，都是用偏心轴与偏心套配合，造成偏心曲柄运动，使隔膜做上、下往复运动。图 1-21 是下动型圆锥隔膜跳汰机的传动机构图。改变偏心轴与偏心套的相对位置，总偏心距随之改变，从而可改

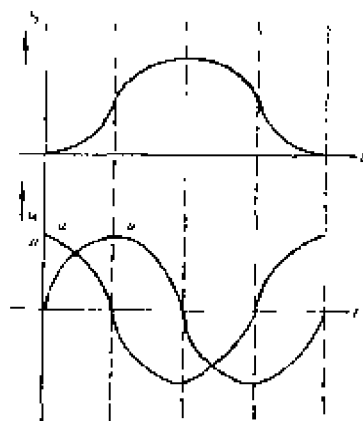


图 1-20 正弦跳汰周期的水流运动速度、加速度和位移曲线

u —水流速度曲线；

a —水流加速度曲线；

S —水流位移曲线。

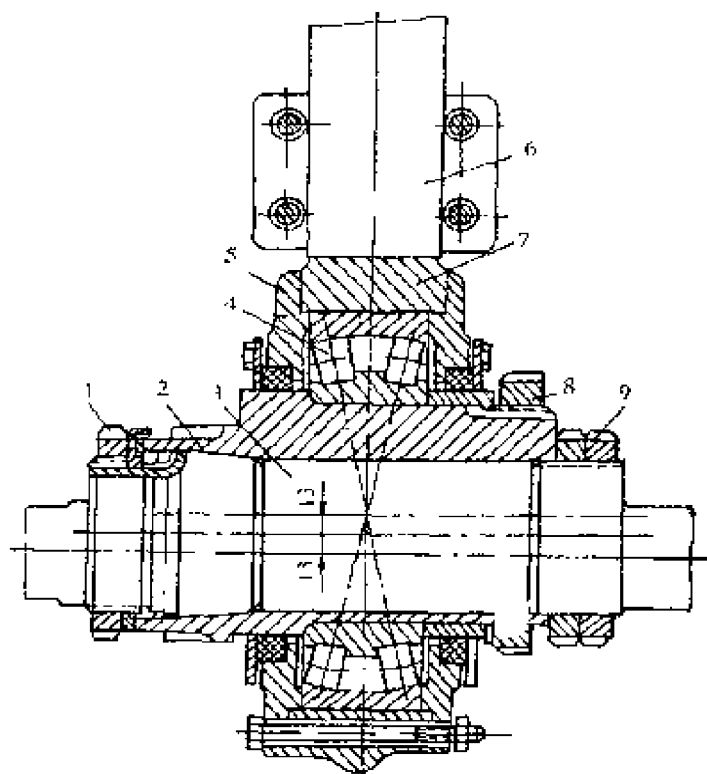


图 1-21 下动型圆锥隔膜跳汰机偏心头部分结构图

1—螺母；2—偏心套；3—偏心轴；4—轴承；5—压盖；6—弹簧板；
7—偏心头；8，9—螺母。

变冲程的大小。上动型隔膜跳汰机的总偏心距为 $0 \sim 18 \text{ mm}$ ，因而偏心套连杆冲程为 $0 \sim 36 \text{ mm}$ ，连杆长度为 180 mm ，连杆与鼓动隔膜的摇臂铰接（见图 1-14），摇臂带动两个隔膜做相反方向的上下运动，相邻两个跳汰室中的水相应地也做交替的上、下脉动，按摇臂支点折算到鼓动隔膜，其实有冲程为 $0 \sim 26 \text{ mm}$ 。下动型圆锥隔膜跳汰机偏心机构的总偏心距为 $0 \sim 26 \text{ mm}$ ，它通过偏心头和弹簧板传递到活动架并使活动架摇动（见图 1-15），从而使支承在活动架两端的活动锥交替上、下运动，鼓动两个跳汰室的水交错上、下脉动，活动锥体上的隔膜得到的冲程为 $0 \sim 26 \text{ mm}$ 。

梯形跳汰机的偏心传动机构由内、外两个偏心套配合组成，内外偏心套之间为锥面接触，靠螺母锁紧（见图 1-22）。内外偏心套

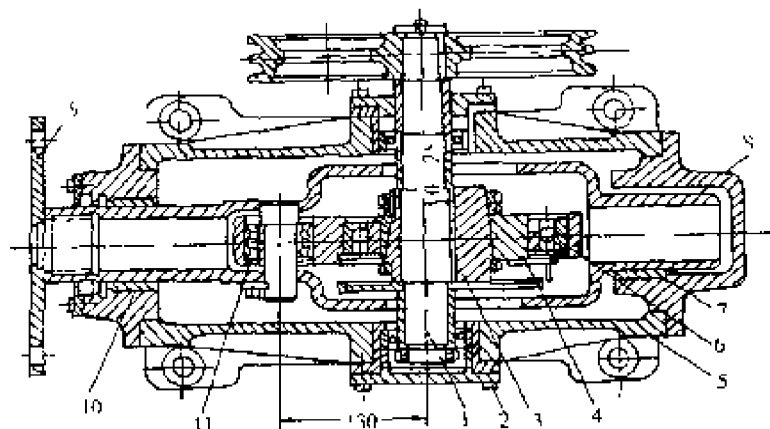


图 1-22 梯形跳汰机传动箱

1—主轴；2—轴承；3，4—内外偏心套；5—箱体；6—轴承；7—滑套；
8—往复杆；9—联接圆盘；10—滑套；11—轴承。

总偏心距为 0~25 mm，隔膜冲程为 0~50 mm。通过锥面接触的内外偏心套容易调节偏心距，整个偏心传动部件放于传动箱内，容易维护和管理。

2. 非对称跳汰周期曲线的传动机构

由凸轮摆杆、偏心滚轮摇杆或摇床头传动机构所造成的跳汰周期曲线是非对称的。图 1-23 是凸轮摆杆传动机构示意图。凸轮

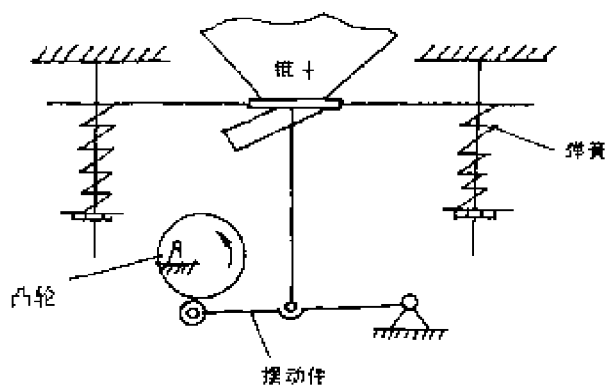


图 1-23 凸轮摆杆传动机构示意图

安装在偏心距为 10 mm 的传动偏心轴上，凸轮回转时通过滚轮使

摆杆摆动，从而使跳汰机的锥斗作上、下往复运动，摆杆由压紧弹簧与凸轮锁合。凸轮回转的外廓曲线见图 1-24。跳汰机的冲程可用不同偏心距的凸轮调整，也可以通过改变凸轮在偏心轴上的相位角来调节。图 1-25 是偏心距为 15 mm 的凸轮在相位角不同时锥斗的位移曲线。

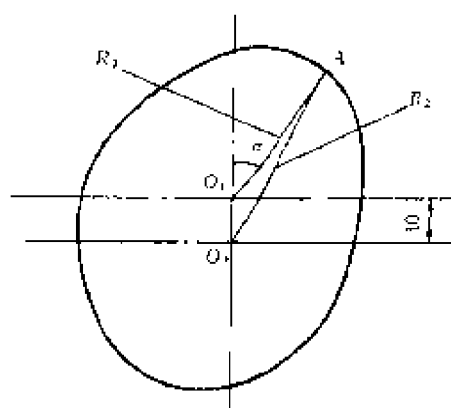


图 1-24 凸轮运转的外廓曲线

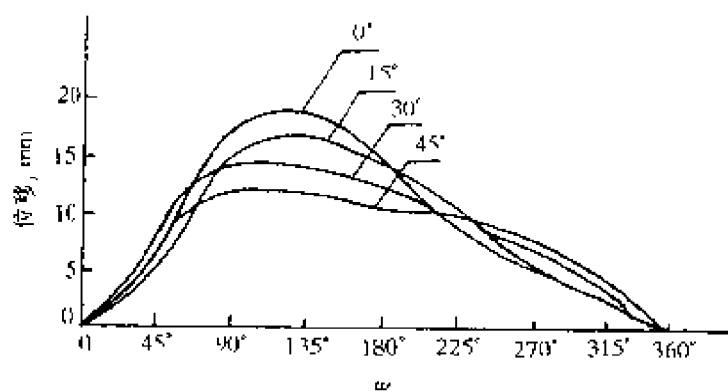


图 1-25 锥斗位移曲线

凸轮摆杆传动机构造成锥斗的位移曲线呈锯齿波形的非对称曲线，这种跳汰机又称作锯齿波跳汰机，跳汰机隔膜的设置与图 1-15 所示的下动型圆锥隔膜跳汰机相似，但跳汰室为梯形。锯齿波跳汰机中的脉动水流在上升期时间短、速度大；下降期时间长，速度小。

锯齿波跳汰机的传动轴也可以不设偏心，这种跳汰机除了机械传动外，也有用液压传动的，其示意图见图 1-26。

由偏心滚轮摇杆构成的传动机构也能造成脉动水流位移呈锯齿波形，图 1-27 是这种机构的示意图。

锯齿波跳汰机的传动机构与对称跳汰周期的偏心连杆传动机构相比，由于下降水流速度小，吸入作用减弱，因而省水，适合于处理分级或不分级的细粒物料。

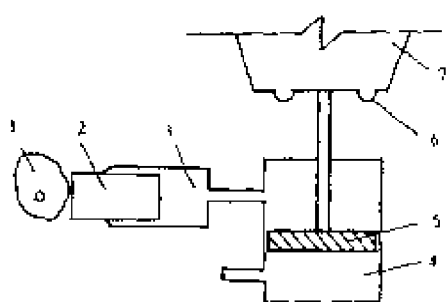


图 1-26 凸轮液压传动机构示意图

1—凸轮；2—柱塞；3—主动油缸；
4—传动油缸；5—活塞；6—隔膜；
7—动锥。

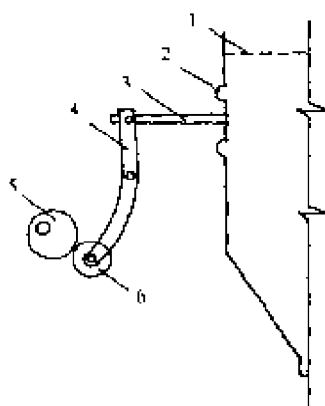


图 1-27 偏心轮摇杆差动传动机构示意图

1—筛板；2—隔膜；3—拉杆；4—摇杆；5—偏心轮；6—滚轮。

六、精矿排矿装置

隔膜跳汰机的筛上精矿排矿装置有两种：中心套管排矿装置和闸门排矿装置。

图 1-28 是中心套管排矿装置示意图。中心内管 2 直接穿过筛面，外管 1 与筛面有一定的距离。筛上精矿从外管 1 的外面移动进入到外管 1 内并由中心内管 2 排出水箱外。调节外管 1 离筛面的距离便可控制精矿排出的质量和数量。外管 1 离筛面的距离和中心内管 2 距筛面的高度需恰当，此距离与给矿性质及对精矿的质量要求有关。

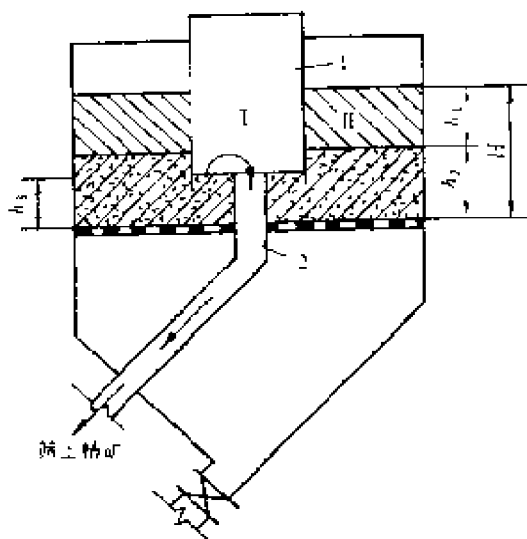


图 1-28 中心管排矿装置

1—外管；2—中心内管。

外管 1 与中心管 2 围成的空间与筛面上的空间可视作 2 个相通的容器 I 和 II，它们之间存在压力差，只有当外管 1 外面床层压力大于管内精矿层的压力时，管外的精矿才被压入管内排出。I 和 II 两部分空间床层的静压力分别为：

$$p_1 = h_1[\lambda_1(\rho_{T_1} - 1) + 1] + h_2[\lambda_2(\rho_{T_2} - 1) + 1] \quad (1-31)$$

$$p_2 = h_3[\lambda_2(\rho_{T_2} - 1) + 1] \quad (1-32)$$

式中： p_1 ， p_2 分别为外管内、外床层的静压力；

h_1 ， h_2 分别为外管外面筛面上轻颗粒床层和精矿层的厚度；

h_3 为管内精矿层厚度；

λ_1 ， λ_2 分别为轻颗粒床层和精矿层的容积浓度；

ρ_{T_1} ， ρ_{T_2} 分别为轻颗粒和精矿的密度。

管外精矿层的厚度 h_2 决定外管离筛面的高度，管内精矿层的厚度 h_3 ，则决定中心管高出筛面的高度。

当 $p_1 = p_2$ 时，由式(1-31)和(1-32)得出中心管高出筛面的最大高度 h_3 ：

$$h_3 = \frac{h_1[\lambda_1(\rho_{T_1} - 1) + 1] + h_2[\lambda_2(\rho_{T_2} - 1) + 1]}{[\lambda_2(\rho_{T_2} - 1) + 1]} \quad (1-33)$$

设跳汰室中床层总高度为 H ，相当于堰板的高度， $h_1 = H - h_2$ ，则：

$$h_3 = \frac{(H - h_2)[\lambda_1(\rho_{T_1} - 1) + 1] + h_2[\lambda_2(\rho_{T_2} - 1) + 1]}{[\lambda_2(\rho_{T_2} - 1) + 1]} \quad (1-34)$$

若精矿产率为 γ ，则：

$$\frac{h_1}{h_2} = \frac{(1 - \gamma)\rho_{T_2}\lambda_2}{\gamma\rho_{T_1}\lambda_1} \quad (1-35)$$

若已知精矿层的厚度 h_2 ，可按式 (1-34) 确定中心管高出筛面的最大高度 h_1 。如果跳汰室中铺放人工床层，则 H ， h_2 ， h_3 值应从人工床上面算起。处理品位低的给料时，精矿产率及厚度较低，中心管及外管离筛面的高度应小。

中心管的直径以及内外管间的距离应大于给料中最大颗粒直径的 3 倍以上，但内外管的直径过大将会减少筛面的有效面积。钨矿中选粒径 $d < 12 \text{ mm}$ 的矿石的跳汰机，中心管直径为 50 mm ，外管直径为 $120 \sim 130 \text{ mm}$ ；选中粒粒的跳汰机，中心管直径为 25 mm ，外管直径为 $75 \sim 100 \text{ mm}$ 。

跳汰室中中心套管排矿装置的数目视跳汰机的规格及给料性质而定，小规格的跳汰机如 $300 \text{ mm} \times 450 \text{ mm}$ (长 \times 宽) 上动型隔膜跳汰机，每个跳汰室安置 1 个中心套管排矿装置。 $1000 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$ (长 \times 宽) 下动型圆锥隔膜跳汰机，根据给料品位的高低，每个跳汰室安置 1 个或 2 个排矿装置。当给料品位比较高时甚至安置 3 个排矿装置。放置 2 个时，1 个在跳汰室的中央，另 1 个靠近堰板；放置 3 个时，1 个在中央，另两个靠近堰板。

闸门排矿装置如图 1-29 所示，它设在跳汰室的尾端，由内闸门、外闸门、盖板及调节手轮组成。筛面的末端沿整个筛面宽度开缝，外闸门插入精矿层并和筛面保持一定的距离，以便让精矿通过和防止轻颗粒混入精矿中，外闸门的插入深度可以调节，但生产中一般不常调节外闸门的插入深度，而常用手轮调节内闸门的高低来控制排出精矿的质量和数量。闸门上面的盖板使尾矿和

八、跳汰机生产能力的计算

当处理粗粒矿石时，跳汰机的生产能力可用下列公式计算：

$$Q = 3.6BH\rho_T v(1-\lambda) \quad (1-36)$$

式中：\$Q\$ 为跳汰机的生产能力，t/h；

\$B\$ 为跳汰机筛面总宽度，m；

\$\rho_T\$ 为矿石密度，kg/m³；

\$H\$ 为跳汰室料层溢出溢流堰的厚度，m；

\$v\$ 为矿石向跳汰室溢流堰移动的速度，m/s；

\$\lambda\$ 为床层的容积度。

不同粒度的给料，其 \$H\$ 和 \$v\$ 值如表 1-6 所示。

当跳汰细粒矿石（—5mm）时，表 1-6 中的 \$H, v\$ 值偏小，由式（1-36）计算出的 \$Q\$ 值偏低。

表 1-6 不同粒度给料的 \$H, v\$ 值

粒度/mm	—0.3	—0.5	—1	—2	—3	—6	—12	20~2
\$H\$/mm	1.7	2.3	3.0	3.4	3.8	6.0	12	20
\$v/(m \cdot s^{-1})\$	0.12	0.13	0.15	0.18	0.20	0.21	0.22	0.23

跳汰机的生产能力也可以按处理同类矿石的单位跳汰筛面实际生产的处理能力进行计算。我国常用的几种跳汰机的处理能力见表 1-7。

表 1-7 钨、锡矿几种常用跳汰机的处理能力

原 料	跳汰机型式	给矿粒度/ mm	冲程/ mm	冲次/ (r·min ⁻¹)	处理能力	
					t·(台·h) ⁻¹	t·(m ² ·h) ⁻¹
钨 矿	300×450 上动型	18~8	19~25	280~290	2.7~3.24	10~12
		8~2	12.5~16	300~310	2.16~2.7	8~10
砂锡矿	300×450 上动型	20~6	18~20	250~280	3.0~4.0	11~15
		6~2	12~16	320~350	1.5~2.0	5.5~7.4
		2~0	15~18	280~320	1.0	3.7

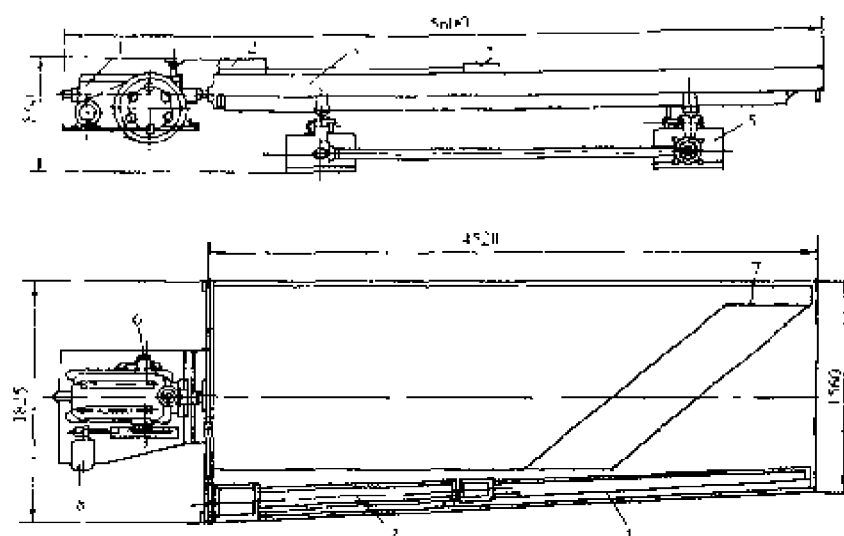


图 1-30 6—S 摇床

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。

(5) 谐振快速摇床。

按处理矿石的粒度范围，摇床又可分为：粗砂摇床、细砂摇床和矿泥摇床。

摇床的设计主要是设计床头、床面、支承装置和调坡装置。

二、床 头

床头是使床面做往复运动的传动机构，它的作用是：

(1) 使床面上的矿粒松散分层，使密度大的矿粒钻过密度小的粗颗粒矿粒间的间隙，析离到下层；

(2) 将分层后落到下层的密度大的矿粒运送至精矿端。

床头运动分对称和不对称两种，常用不对称的床头。对于不对称运动的床头设计有以下主要要求：

①由床头造成的床面往复运动应有利于粒群的松散分层；

②应使床面运动不对称，床面前进时速度慢，后退时速度快，这样才有可能使密度大的矿粒从传动端向精矿端移动；

③应使床面运动的加速度大于矿粒在床面上的临界加速度, 这样才可以使矿粒相对床面运动, 矿粒的临界加速度为:

$$a_{kp} = \frac{\rho_T - \rho_w}{\rho_T} g f \quad (1-37)$$

式中: a_{kp} 为矿粒在床面上的临界加速度;

f 为矿粒与床面的摩擦因数。

④床头应便于调节和维护。

粗粒的物料在床面上难松散, 但其临界加速度小, 相对于床面运动较容易, 因此在设计粗砂摇床头时, 床头运动的不对称性应更多地考虑物料松散的需要。矿泥物料容易松散而临界加速度较大, 因此, 在设计矿泥摇床头时, 床头运动的不对称性应使重矿物容易搬运, 同时亦要防止矿泥的过分松散。

床头运动的不对称性可以用不对称系数 E_1 和 E_2 表示。图 1-31 中的实线是凸轮床头的位移曲线。

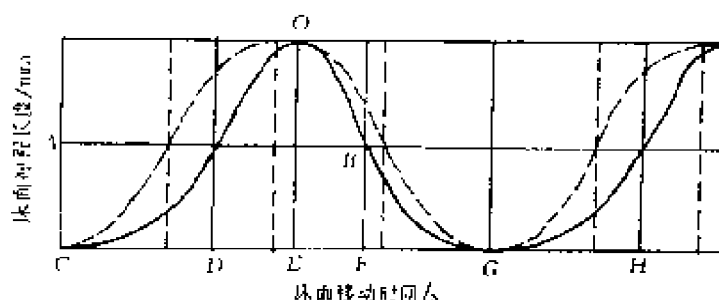


图 1-31 床头位移曲线

实线—不对称运动位移曲线; 虚线—对称运动曲线。

$$E_1 = \frac{\text{前进前半段} + \text{后退后半段所需时间}}{\text{前进后半段} + \text{后退前半段所需时间}} = \frac{\overline{CD} + \overline{FG}}{\overline{DE} + \overline{EF}} \quad (1-38)$$

$$E_2 = \frac{\text{前进所需时间}}{\text{后退所需时间}} = \frac{\overline{CE}}{\overline{EG}} \quad (1-39)$$

不对称系数 E_1 和 E_2 中, E_1 是主要的, E_1 必须大于 1。 E_2 可以大于 1 也可以小于 1。 E_1 值越大, 床面前进行程结束并转变为后退行程时所得的负加速度越大, 矿粒在床面上的跃进距离也越

大。当选别粒度细的物料时，由于摩擦因数较大，相对于床面移动的临界加速度较高，因而，需要较大的 E_1 值，以便床面得到较大的负加速度，使矿粒能够较快地前进。选别粗粒的物料时，其临界加速度较小，可以采用小的 E_1 值。

在 E_1 值大于 1 时， E_2 值越大，床面前进的时间越长，后退的时间越短，负加速度较大，矿粒向后滑动的可能性越小。选别粒度细的物料，需要较大的 E_2 值，选粗粒的物料可用较小的 E_2 值。

床面运动的速度和加速度与时间的关系见图 1-32。

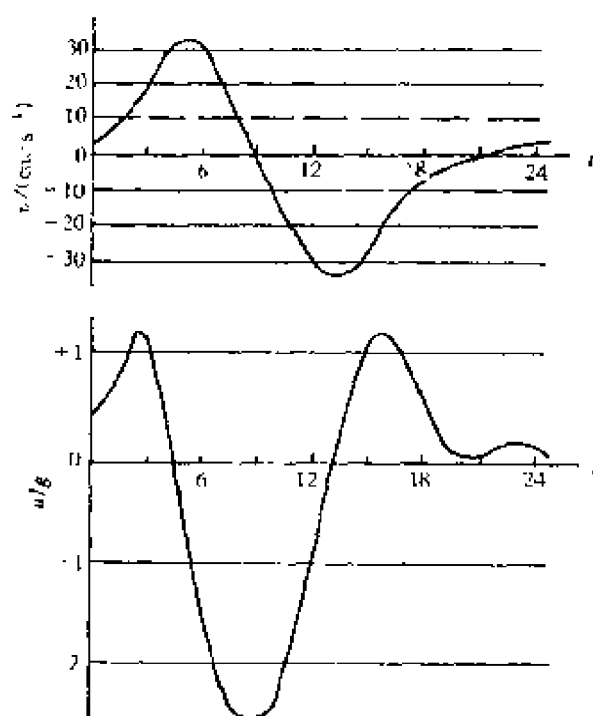


图 1-32 凸轮杠杆机构床头运动特性曲线

床头运动的不对称性也可以用床面后退的加速度最大值与前进加速度最大值之比表示，比值越大，则床面运动越不对称，矿粒越容易向前移动。

不同型式的床头，其运动的不对称性是不同的，在设计和选择床头时，要根据处理物料的性质选择适合的不对称运动的床头。

常用的不对称运动的床头有如下几种。

除了如图 1-33 所示的凸轮杠杆床头外, 还有如图 1-34 所示

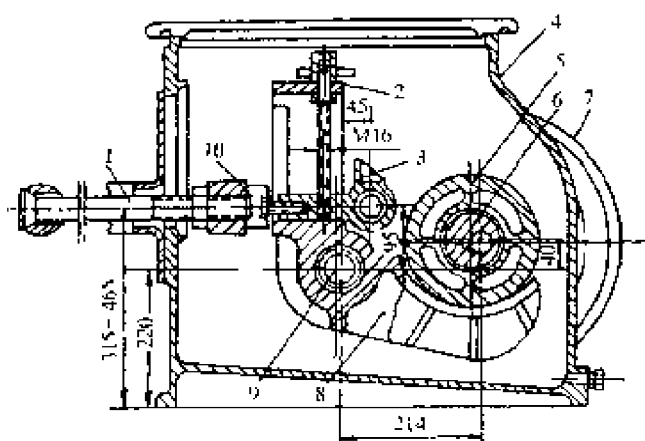


图 1-34 简化的凸轮杠杆式床头

- 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—曲拐杠杆; 9—杠杆轴; 10—联接叉。

的简化的凸轮杠杆床头。这种床头除去了摇动支臂、连接杆等部件, 直接由偏心轴的滚轮推动曲拐杠杆运动, 曲拐杠杆的轴有 4 mm 的偏心距, 调节此偏心距可以调节床头运动的不对称性。由于这种简化了的床头减少了近 10 种零件, 因而减少了磨损, 便于维护。

2. 偏心连杆式床头

偏心连杆式床头的构造见图 1-35。6—S 摇床采用这种床头。它由偏心轴旋转使摇动杆上下运动, 在摇动杆上连接两块肘板, 其中左边的一块肘板座是固定不动的, 另一块则通过往复杆使床面运动, 肘板与床面用弹簧锁合。调节左边肘板座的上下位置, 可改变两块肘板的夹角, 从而调节冲程的大小。冲程调节范围为 10 ~ 30 mm。

偏心连杆式床头运动的不对称性由肘板夹角、摇动杆长度与偏心轴偏心距之比决定。两肘板夹角增大, 不对称系数 E_1 可以提高, 此夹角通常为 $153^\circ \sim 179^\circ$ 。摇动杆长度与偏心轴偏心距之比越小, E_1 值越高。

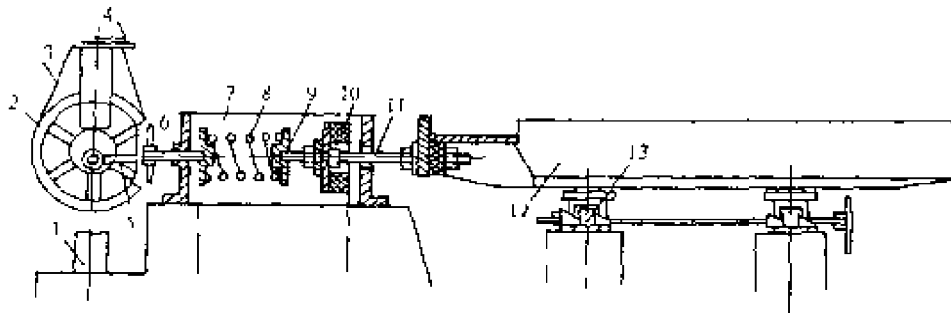


图 1-36 弹簧摇床结构示意图

- 1—电动机支架；2—偏心轮；3—三角皮带；4—电动机；5—摇杆；6—手轮；
7—弹簧箱；8—软弹簧；9—软弹簧帽；10—橡胶硬弹簧；11—拉杆；
12—床面；13—支撑调坡装置。

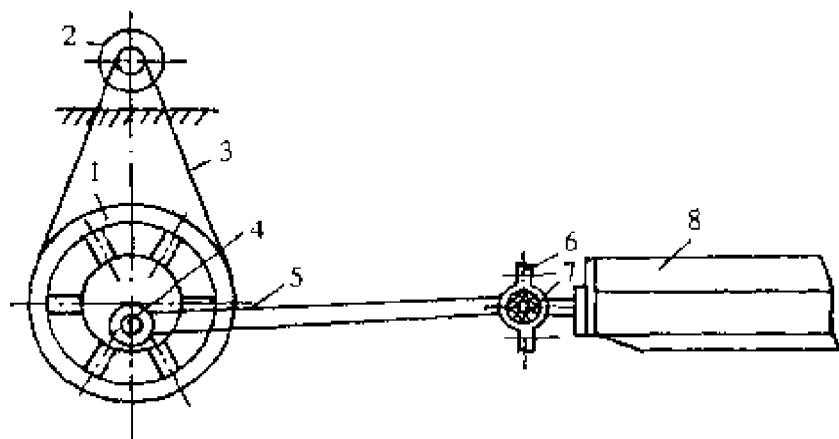


图 1-37 摇杆柔性连接示意图

- 1—偏心轮；2—电动机；3—三角皮带；4—偏心轮轴；
5—摇杆；6—卡弧；7—胶套；8—床面。

迅速反弹回来，使床面以很大的加速度后退。这种床头的不对称性比前述两种的要大，可以得到很大的负加速度与正加速度的比值。床头运动的不对称性由硬弹簧的刚度和软弹簧的刚度的比值决定，这个比值越大，不对称性越大。

在设计弹簧床头时，主要是合理选择软弹簧、硬弹簧以及偏心轮的质量和偏心距。

软弹簧用钢丝圆柱弹簧，其刚度可用下式计算：

$$E_1 = 4.37 \frac{Q}{360} \quad (1-40)$$

式中：\$E_1\$ 为软弹簧刚度，kg/mm；

\$Q\$ 为床面质量，kg。

根据式 (1-40) 算出的 \$E_1\$ 值，按下式选择弹簧的尺寸：

$$E_1 = \frac{Gd^4}{8D^3n} \quad (1-41)$$

式中：\$G\$ 为剪切弹性模数，对于钢丝为 8000 kg/mm²；

\$d\$ 为钢丝直径，mm；

\$D\$ 为弹簧中径，mm；

\$n\$ 为弹簧工作圈数。

生产上矿泥弹簧摇床软弹簧的钢丝直径通常为 12 mm，矿砂弹簧摇床的软弹簧钢丝直径一般为 14 mm。

硬弹簧采用橡胶弹簧，这样可以消除与弹簧箱碰撞产生的噪音。对橡胶硬弹簧的要求应是弹性高，耐磨，撞击时表面不发粘，其刚度可用下式计算：

$$E_2 = 100 \times \frac{Q}{360} \quad (1-42)$$

式中：\$E_2\$ 为橡胶硬弹簧刚度，kg/mm。

偏心轮是由电机的传动皮带悬吊起来的，它与床面的连接是弹性连接，因此，偏心轮的质量和偏心距的大小必须与床面的质量和冲程相适应。当偏心轮的质量和偏心距过小时，将会因供能不足而不能带动床面运动。

偏心轮质量和偏心距的大小按下式计算：

$$Wr = 0.17Q \cdot s \quad (1-43)$$

式中：\$W\$ 为偏心轮质量，kg；

\$r\$ 为偏心距，mm；

\$s\$ 为床面冲程，mm。

调节软弹簧的压缩程度可以调节冲程，但这种调节有一定的限度，改变偏心距可以改变这种限度。

弹簧床头结构简单, 不对称性较大, 特别适用于矿泥的选别。当床面负荷增大时, 这种床头的冲程会变小甚至导致停车。

4. 齿轮床头 (偏心惯性床头)

齿轮床头又叫偏心惯性床头, 它由一组偏心的惯性齿轮组成, 如图 1-38 所示, 2 对齿轮安装在 1 个密封的油箱内, 齿轮轴上安

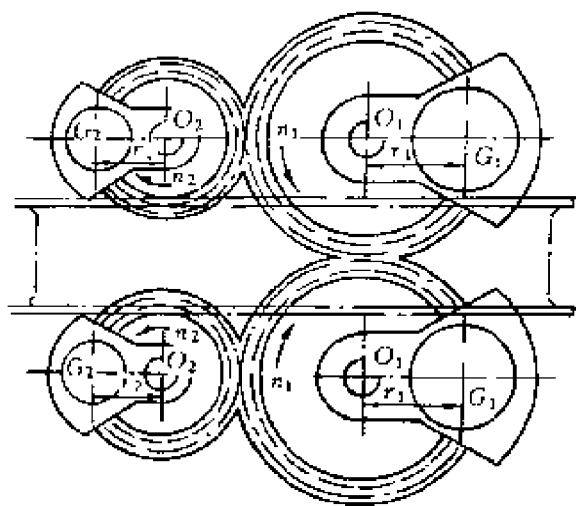


图 1-38 齿轮床头简图

有偏重块, 按图示的方式组装, 在密封箱上面安装传动电机, 通过皮带轮带动小齿轮轴转动, 并由小齿轮依次传动其他 3 个齿轮。大齿轮的齿数和节径比小齿轮大 1 倍, 其速度比为 2。上、下齿轮作相对运动时, 偏重块产生的惯性离心力在垂直方向的分力始终是互相抵消的, 在垂直方向不产生激振力。在水平方向, 当大齿轮轴上的偏重块与小齿轮轴上的偏重块在如图 1-38 所示的水平方向两侧时, 惯性离心力相减, 总惯性离心力最小, 此时大、小齿轮的惯性离心力为:

$$F_1 = F_2 = G_1 r_1 \omega^2 / g \quad (1-44)$$

$$F_3 = F_4 = 4G_2 r_2 \omega^2 / g \quad (1-45)$$

式中: G_1, r_1 为 1 根大齿轮轴上偏重块的质量和偏心距;

G_2, r_2 为 1 根小齿轮轴上偏重块的质量和偏心距;

F_1, F_2 分别为 2 根大齿轮轴上偏重块的惯性离心力;

F_3, F_4 分别为 2 根小齿轮轴上偏重块的惯性离心力；

ω 为大齿轮轴偏重块的角速度， $\omega = \frac{2\pi n}{60}$ （其中 n 为大齿轮的转速，r/min）。

2 对齿轮偏重块在水平方向的惯性离心力合力 P 为：

$$\begin{aligned} P &= F_1 + F_2 - F_3 - F_4 \\ &= G_1 r_1 \omega^2 / g + G_1 r_1 \omega^2 / g - 4G_2 r_2 \omega^2 / g - 4G_2 r_2 \omega^2 / g \\ &= \frac{2\omega^2}{g} (G_1 r_1 - 4G_2 r_2) \end{aligned} \quad (1-46)$$

当 2 对齿轮轴的偏重块在水平方向的同一侧时，惯性离心力相加，并达最大值，此时的惯性离心力的合力为：

$$\begin{aligned} P &= F_1 + F_2 + F_3 + F_4 \\ &= \frac{2\omega^2}{g} (G_1 r_1 + 4G_2 r_2) \end{aligned} \quad (1-47)$$

当 2 对齿轮轴偏重块位于某一相位角 ωt 时，惯性离心力的合力 P 为：

$$P = \frac{2\omega^2}{g} (G_1 r_1 \cos \omega t - 4G_2 r_2 \cos \omega t) \quad (1-48)$$

大齿轮转动半周时，小齿轮相应转动 1 周，2 对齿轮轴的偏重块从如图 1-38 的位置转到同一侧的位置时，惯性离心力的合力从最小值变到最大值，由此便在水平方向产生差动作用力，使床面在水平方向进行不对称运动。

齿轮床头运动的不对称性主要由大齿轮和小齿轮轴上偏重块的力矩 Gr 的差值决定，两者力矩之比 $\frac{G_1 r_1}{G_2 r_2} = M$ 是决定不对称特性的重要参数， M 值一般大于 4。

大齿轮的转速决定床头的冲次。增大大齿轮轴偏重块的质量或偏心距，床头的冲程也随之增大。

三、床 面

床面是摇床的重要组成部分，床面上设置有来复条、给矿槽

和给水槽。按处理物料的粒度可将床面分为粗砂床面、细砂床面和矿泥床面。按床面的位置可分为左式床面和右式床面，观察者站在传动端面向精矿端，给矿槽位于右侧的称为右式床面，在左侧的称为左式床面。

床面的设计应包括如下几个方面：

- (1) 选择适宜的床面形状和确定合理的床面尺寸；
- (2) 选用经济耐磨、不变形、有一定摩擦系数的床面材料；
- (3) 选择适宜的来复条形状、尺寸和合理的布置方式；
- (4) 选择合理的给矿槽和给水槽。

1. 床面的形状和尺寸

床面有菱形、梯形和矩形等几种形状（见图 1-39）。从合理使用床面的面积出发，菱形床面的面积得到最大限度的利用，精矿区和靠近传动端的三角区都得到了利用，但菱形床面的配置和维护不方便。矩形床面面积的利用率不高。工业上一般采用梯形床面。

床面应有足够的长度，以便得到高的精矿品位；同时又要要求有足够的宽度，使矿粒流过床面时能得到充分的分选，保证精矿的回收率，降低尾矿品位。

在单位面积的处理能力相同时，大床面比小床面能得到更好的分选指标。床面的长度和宽度要有适当的比例，通常梯形床面的长宽比以 2~2.5 为宜，粗砂床面的长宽比可大些，细砂床面的可小些。

6—S 摇床和云锡式摇床床面的长度为 4 300~4 520 mm，给矿端宽为 1 800~1 850 mm，精矿端宽为 1 500~1 560 mm，面积约

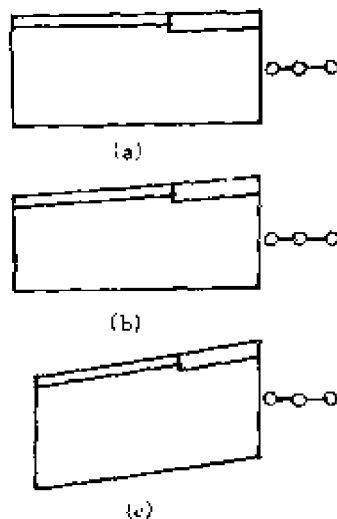


图 1-39 床面形状
(a)矩形；(b)梯形；(c)菱形。

7.5 m²。

2. 床面材料

对床面材料的要求是耐磨、平整、耐腐蚀、不变形、不透水、不产生裂缝，并要有一定的粗糙度。粗砂床面要采用摩擦系数较大的材料，细砂及矿泥床面要求摩擦系数小。

常用的床面是木结构，上面覆盖着耐磨层。依耐磨层的不同，木结构床面分为胶皮床面和漆灰床面两种。

6—S 摇床的床面主要用胶皮床面，其床面结构见图 1-40。它用窄木条与床面轴线成 45°角钉在底梁上拼成床架，上面钉有 3 mm 厚的胶皮作为耐磨材料，要求胶皮用细质的熟胶，弹性好，胶皮面为一平整的平面，在上面钉有来复条。

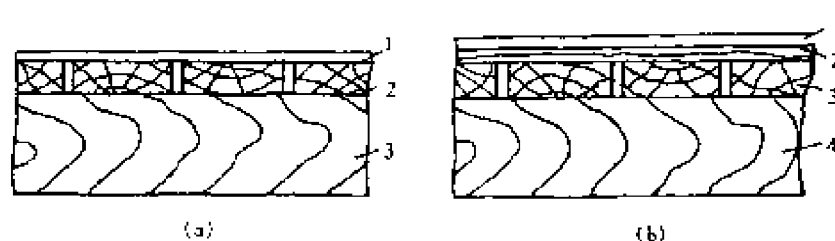


图 1-40 6—S 床面结构

(a) 胶皮床面：1—胶皮；2—床面斜板；3—底梁

(b) 漆灰床面：1—漆灰；2—三夹板；3—床面斜板；4—底梁。

云锡式摇床的床面是在床架上涂 3 mm 左右的生漆灰面成的漆灰床面，床面设有纵向坡度，由 2 个或 2 个以上的平面通过一定坡度的斜面连接而成，最低的平面在给矿端，此处的来复条最高或刻槽最深，矿粒在这里先进行粗选，然后沿斜面爬坡，斜面上来复条的高度要低或刻槽要浅，矿粒在爬坡过程中经过水洗，将中间密度的矿物清洗出来。这种由平面及斜面组成的床面有利于提高精矿品位。要求粗砂床面的爬坡角度要大。而对于矿泥床面，由于矿泥与床面的摩擦系数比粗砂的大，因而要求爬坡角度小。

云锡式粗砂床面、细砂床面及矿泥床面的纵向坡度构造见图

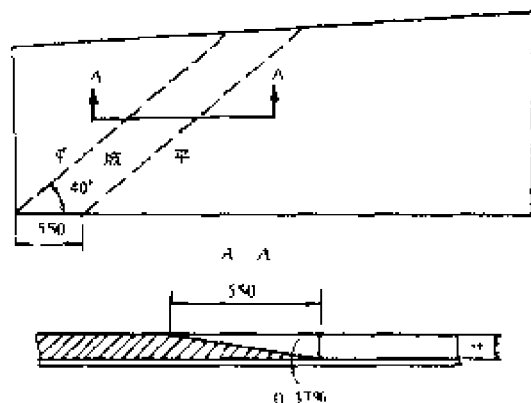


图 1-43 云锡刻槽床面纵向坡度示意图

变形。玻璃钢床面的质量较轻，铝合金床面的质量与木结构床面的质量相近。

3. 来复条

床面上来复条的主要作用是：

(1) 保护析离到下层的重矿物，避免横向水流将其冲刷到尾矿中去，提高重矿物的回收率；

(2) 水流流过来复条时造成强度适宜的涡流，加强矿粒的松散分层，把混入底层的小密度矿粒冲出，提高精矿品位；

(3) 便于分层后的上层轻矿粒逐次排出，使矿粒在床面上按密度分带。

设计和选择来复条的主要原则是：

(1) 根据给料性质，选择适宜来复条的断面形状和尺寸；

(2) 来复条的布置合理；

(3) 来复条的材料应耐磨耐腐蚀。

1) 来复条的断面形状和尺寸

来复条的断面形状和尺寸影响床面上横向水流产生涡流的强弱，从而影响矿粒群的松散分层和大密度矿物的选收。粗砂床面的来复条应采用能激起较强涡流的断面，如矩形断面，并且来复条的高度要大。矿泥床面的来复条的断面应平缓，并且高度或深度（如刻槽）要小，以便矿流能较平稳地流过，减弱涡流的强度，

避免细微粒重矿物的损失。

生产上粗砂床面的来复条常用梯形和矩形 2 种断面。

6--S 粗砂摇床的床面多采用矩形断面的来复条，如图 1-44 所示。当矿流流过时，这种断面的来复条在矿流的侧面附近能产生较强的涡流，容易使粗颗粒松散，并易把小密度的粗粒脉石冲出。也有采用在矩形来复条的面上再加一小凸条的断面。

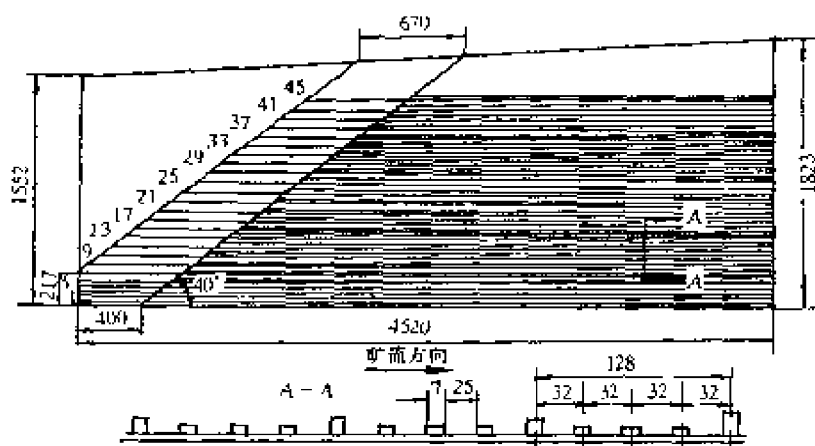


图 1-44 6-S 矿砂床面来复条示意图

云锡式摇床的粗砂床面采用梯形断面的来复条，如图 1-45 所示。在梯形来复条的面上，迎着矿流的方向钉一小凸条，这样可以增加涡流强度，又可以保护密度大的矿物。

细砂床面的来复条比粗砂床面的来复条要矮一些。图 1-46 是云锡式细砂床面的来复条断面形状，这种来复条的上面做成锯齿状，形成 4 个三角形的小槽沟，以便截留被冲出的细粒重矿物。

矿泥床面的来复条断面为三角形（见图 1-47），或在床面上刻槽沟作来复条，槽沟的断面为倒三角形（见图 1-48）。矿流流过这两种形状来复条时比较平缓，紊动度较弱，有利于微细重矿物的回收。6-S 矿泥摇床的床面用三角形的来复条，云锡式矿泥摇床和弹簧摇床的床面采用刻槽沟的来复条。试验表明，刻槽床面比三角形来复条床面性能优良。

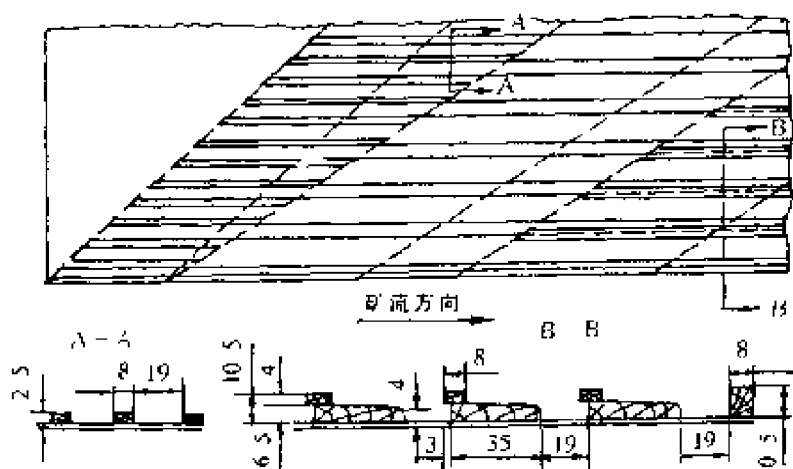


图 1-45 云锡粗砂床面来复条示意图

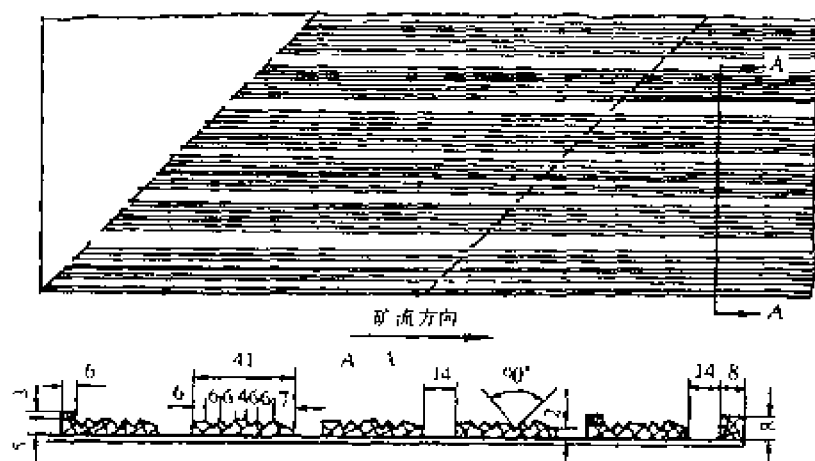


图 1-46 云锡细砂床面来复条示意图

来复条的长度从给矿侧到排矿侧逐渐加长，这样使矿流从床面给矿侧向排矿侧排出的过程中逐渐加强扫选过程，有利于回收率的提高。

粗砂和细砂床面的来复条宽度从传动端到精矿端一般是同宽度的。矿泥床面的三角形来复条或刻槽槽沟从传动端到精矿端逐渐变窄并在精矿区尖灭。

来复条的高度从传动端到精矿端逐渐变矮，刻槽槽沟逐渐变

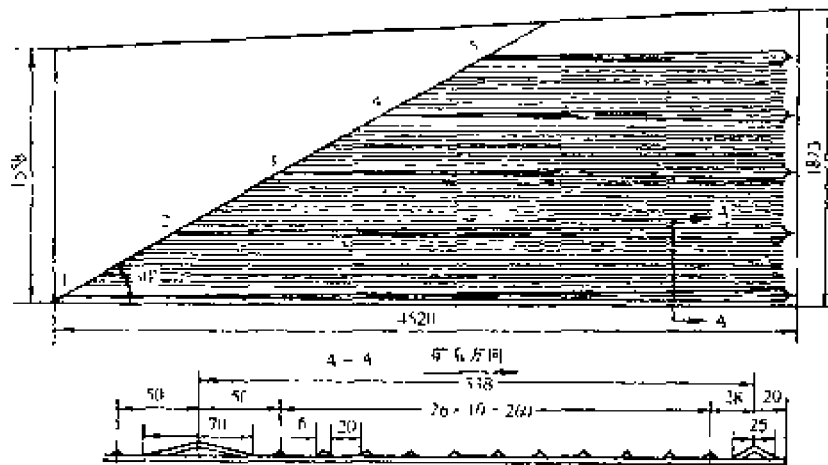


图 1-47 6—S 矿泥床面来复条示意图

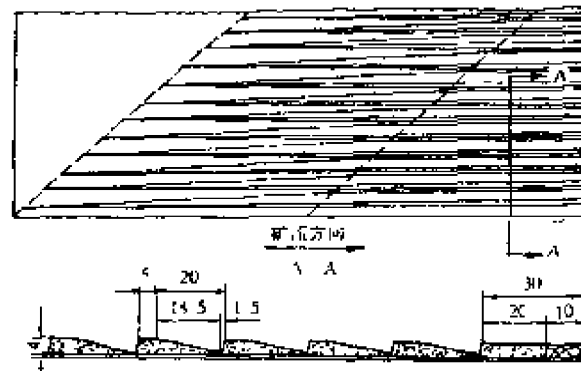


图 1-48 云锡刻槽床面横沟示意图

浅，最后在精矿区尖灭，物料从传动端向精矿端移动的过程中，轻颗粒能不断地被横向水流清除出去。从给矿侧到排矿侧，来复条的高度逐渐增高，或每隔数根来复条有 1 根增高或高低相间，但也有高低没有变化的来复条。

粗砂床面、细砂床面及矿泥床面的来复条的尺寸，参见图 1-44，1-45，1-46，1-47，1-48。

2) 来复条的布置

来复条在床面上的布置形式一般是成直线并与传动方向平行布置，也有在中间将 1 段或 2 段来复条布置成倾斜的，这种布置

mm 高的小条（见图 1-46），以提高 2 条小条之间的水位，减弱涡流的强度，有利于细粒重矿物的回收。

6—S 矿泥床面共有 49 根三角形断面的来复条，每 12 根为 1 组。其中 11 根较低，在传动端的高度为 1.6 mm，宽 6 mm；另 1 根较高，在传动端的高度为 5~12 mm，由给矿侧向排矿侧逐渐升高。高的来复条的宽度，在传动端，除在排矿侧的 1 根为 25 mm 外，其余的均为 70 mm，2 根高来复条的中心间距为 338 mm，低来复条的中心间距为 26 mm（见图 1-47）。来复条的这种布置方式，能在 2 根高的来复条之间形成较宽的小水池，矿流平稳，涡流较弱，有利于矿泥的分选。三角形来复条在向精矿区尖灭时，来复条的顶面与精矿区不完全在一个平面上，因此，在尖灭线地区容易产生急流，这是它的缺点。

云锡式刻槽矿泥床面共有 60 条呈倒置三角形的槽沟，槽沟中心距 25 mm，槽沟的布置及尺寸见图 1-48。由于槽沟从传动端到精矿区是由深到浅，矿粒沿着槽沟爬坡运动，有利于提高精矿品位，同时槽沟尖灭处与精矿区在同一个平面上，可避免水流在尖灭线区域造成急流。

4. 给矿槽和给水槽

设计给矿槽和给水槽的主要原则是：

（1）给矿槽和给水槽的长度之和应等于床面给矿侧的长度，给矿槽设置靠近传动端，给水槽在精矿端。

（2）粗粒的给料，分层快，且搬运速度也快，需要较多的清洗水才能提高精矿品位。因此，给水槽比给矿槽要长，但如果给水槽太长，则给矿槽会过短，矿流给入过于集中，对分选不利。矿泥的分选及搬运速度较慢，要求给矿槽比给水槽长。

（3）粗砂床面的给矿槽在安装时，要求靠近传动端的槽头比远离传动端的槽尾略低，这样可以避免部分粗大颗粒被冲到槽尾而从床面中部给入，混入精矿带，干扰分选过程。

（4）给水槽应能使水流流畅，调节方便。

四、床面支承装置

设计床面支承装置时主要考虑如下几点：

- (1) 应便于床面运动；
- (2) 应有利于改善摇床的技术性能；
- (3) 应经久耐用，安装简单方便，便于摇床的管理和调节。

常用的支承装置形式有如下 5

种：摇动支承，滑动支承，滚动支承，弹性支承和悬挂支承。

1. 摇动支承

摇动支承的构造见图 1-49。床面固定在摇杆座上，并借助摇杆支承在摇杆盒中的弧形垫块上。这种支承方式使床面运动的轨迹呈弧线形，床面在往复运动中有轻微的上下振动，因而对粒群的松散和搬运有利，可以提高摇床的处理能力。摇杆盒与床架的联系是用支撑螺钉，调节支撑螺钉可以调节床面的纵向坡度。6—S 摇床采用这种支承方式。

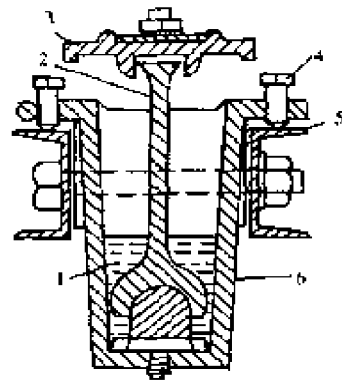


图 1-49 摇动支承示意图

1—润滑油；2—摇杆；3—摇杆座；4—纵坡调节螺钉；5—槽钢；6—摇杆盒。

2. 滑动支承

滑动支承装置见图 1-50。床面下的滑块支承在滑块座上，滑块与滑块座的接触面为弧面或“V”形面。这种支承方式的床面运动轨迹呈直线，因此，床面运动平稳可靠。其缺点是运动阻力较大。云锡式摇床采用这种弧形的滑动支承，有的弹簧摇床也采用“V”形滑动支承。

3. 滚动支承

滚动支承装置见图 1-51。床面借助滚柱支承在支座上，床面运动的轨迹呈直线。采用这种支承方式，床面的运动阻力较小，摇

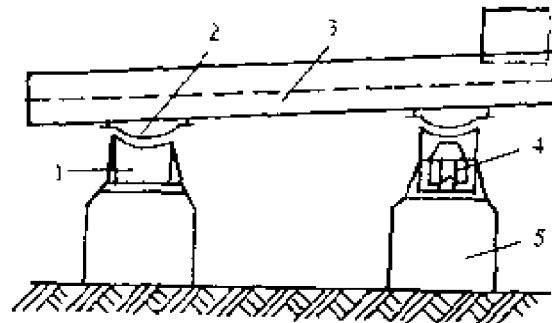


图 1-50 滑动支承示意图

1—滑块座；2—滑块；3—摇床面；4—调坡机构；5—水泥基础。

床电动机的安装的功率可以较小，但滚柱易磨损。滚柱磨损后，其与床面和支座的接触不再是线接触，床面运动将会不平稳，产生跳动。弹簧摇床采用这种支承装置。

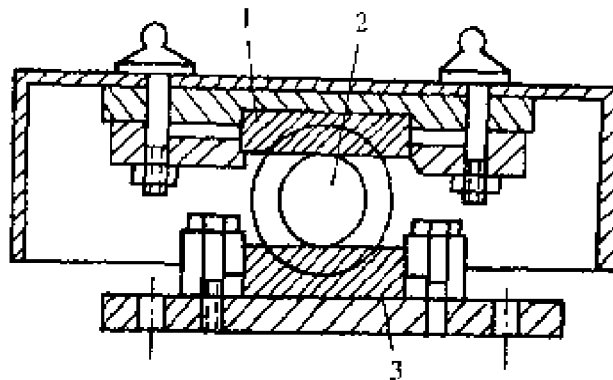


图 1-51 滚动支承示意图

1—滚子上支座；2—滚柱；3—滚子下支座。

4. 弹性支承

弹性支承装置见图 1-52。它由弹簧板将床面支撑在机座上，弹簧板与水平线成 75° 角向传动端倾斜，床面运动的轨迹是 1 根向上倾斜的弧线，床面前进时上升，矿粒跟着向前和向上，床面后退时下降，因而可造成矿粒的纵向搬运。这种支承方式的床头是对称运动的。快速摇床采用这种支承方式。

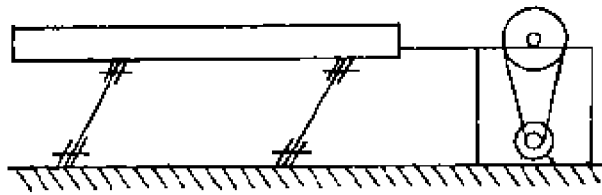


图 1-52 弹性支承示意图

5. 悬挂支承

如图 1-53 所示的悬挂式四层摇床，它用钢丝绳将床面悬挂，床面的运动呈弧形摆动。这种悬挂支承结构简单，摇床运动时对地基的冲击力较小。缺点是调节床面坡度时不如前述的支承方式便捷，齿轮传动的摇床采用这种支承。

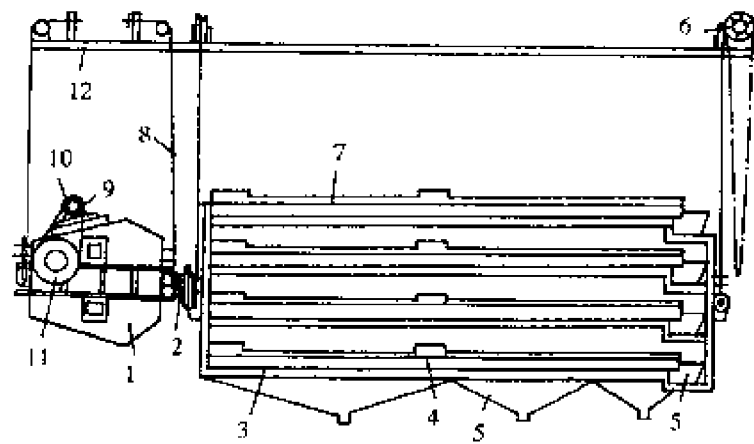


图 1-53 悬挂式四层摇床简图

- 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—给矿及给水槽；8—悬挂钢丝；9—电动机；
10—小皮带轮；11—大皮带轮；12—机架。

五、调坡机构

摇床常用的调坡机构有定轴式和变轴式两种。

定轴式调坡机构的结构见图 1-54，它借助手轮使调节丝杆前后移动，带动调节座板在鞍形座上前后运动，从而使床架和床面的横向坡度得到调节。这种调坡机构的优点是调节床面横向坡度时，床头拉杆的轴线位置固定不变，调坡范围较大 ($0^{\circ} \sim 10^{\circ}$)，调节灵活轻便，很适合于矿带变化较多的粗砂摇床。其缺点是结构复杂。6—S 摇床采用这种调坡机构。

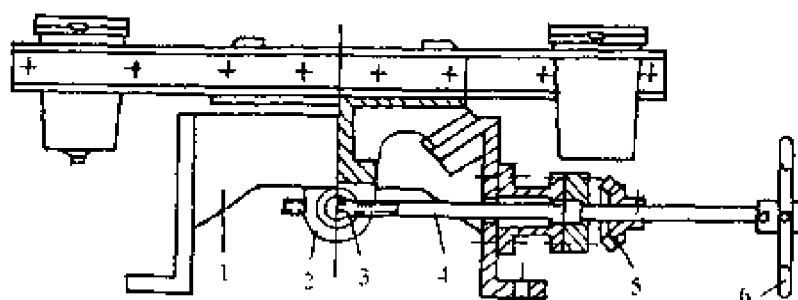


图 1-54 定轴式调坡机构示意图

1—鞍形座；2—调节座板；3—调节螺母；4—调节丝杆；5—伞齿轮；6—手轮。

变轴式调坡机构见图 1-55，它借助手轮使调坡拉杆移动，相应的调坡楔块也随之移动，从而使床面的一侧升高或降低，使横向坡度改变。这种调坡机构的优点是结构简单，缺点是调坡时床头拉杆的轴线位置也随着变动，调坡范围不大。云锡式摇床采用这种调坡机构。

图 1-56 是变轴式调坡机构的另一种形式，弹簧摇床采用这种调坡机构。

摇床分选精度高，富集比大，可分出低品位的废弃尾矿，可产出多个产品，易于操作管理，因此，在钨、锡等有色金属矿和钽、铌、钛、锆等稀有金属矿及砂金矿中得到广泛应用。此外，摇床还常用于选铁、锰黑色金属矿和煤。摇床的主要缺点是占地面积大，单位占地面积生产能力低。为了克服这一缺点，在设计摇床时可以将摇床设计成多层，多层摇床分座落式和悬挂式 2 种。多

表 1-8 单层溜床生产定额

t (d·台)⁻¹

入选粒度/mm	含泥脉锡矿或砂锡 矿产出最终精矿	含泥脉锡矿或砂金 矿产出粗精矿	石英脉钨矿产出 最终精矿
1.4~0.8	30	35	55
0.8~0.5	25	30	50
0.5~0.2	20	25	35
0.2~0.074	15	20	30
0.074~0.04	8	12	20
0.04~0.02	5	8	12

第4节 螺旋选矿机和螺旋溜槽的设计

螺旋选矿机的构造如图 1-57 所示,它由螺旋槽、补加冲洗水装置、产品截取器及支架等部件组成,主要用于-2 mm 或-5 mm 物料的选别。螺旋溜槽的外形也如图 1-57 所示,它用于选矿泥,在构造上与螺旋选矿机的区别是螺旋槽的断面形状不同,并且没有冲洗水装置和产品截取器,产品直接从槽尾截取。

螺旋槽是螺旋选矿机和螺旋溜槽的主体部件,设计螺旋选矿机或螺旋溜槽主要是设计螺旋槽,包括设计适宜的螺旋槽直径、断面形状、螺距、螺旋槽圈数及材质等。此外,设计螺旋选矿机时还要考虑冲洗水装置及产品截取器。

一、螺旋槽的直径

螺旋槽的直径表示螺旋选矿机或螺旋溜槽的规格。螺旋槽直径的设计和选择与下列因素有关:

(1) 螺旋槽的直径影响设备的处理能力。通常,设备的处理能力与螺旋槽直径的平方成正比,因此,处理量大的要采用直径大的螺旋槽,反之采用直径小的螺旋槽。

螺旋选矿机和螺旋溜槽的处理量可按下式进行近似计算:

$$Q = \frac{3}{1000C} D^2 d_{cp} n \rho_T \quad (1-49)$$

式中：Q 为螺旋选矿机处理量，t/h；

C 为给矿液固比；

D 为螺旋槽直径，m；

ρ_T 为矿石密度，kg/m³；

d_{cp} 为给矿平均粒度，mm；

n 为螺旋头（个）数。

（2）螺旋槽的直径与入选矿石的粒度有关。选别粗粒的物料，应采用直径大的螺旋槽；选别细粒的物料，可适当减小螺旋槽的直径。直径小的螺旋槽将使处理能力降低。为了提高处理能力，在选别细粒物料时也可以采用断面较平缓的直径大的螺旋槽并配以较大的螺距，这样螺旋槽内的水流厚度和流速小，对提高细粒矿物的选收有利。

当选别 1~2 mm 的粗粒物料时，一般采用直径在 1000 mm 以上的大直径螺旋槽；选别 0.047~1 mm 的物料时，采用直径为 500、700 或 1000 mm 的螺旋槽均可获得较好的分选效果；选别 -0.074 mm 的物料时宜采用直径为 600、1000 或 1200 mm 的立方抛物线断面的螺旋溜槽。

二、螺旋槽的横断面形状

在设计和选择螺旋槽的横断面形状时，应当根据给料的粒度选择适宜的断面。分选粒度粗的物料时，螺旋槽断面上的水流要厚，使粗粒的脉石在厚层水流的作用下以较快的速度沿着螺旋槽向下运动，在这个过程中，在惯性离心力的作用下，粗粒的脉石向螺旋槽的外侧移动，同时上层的水流也向外侧运动，促进脉石

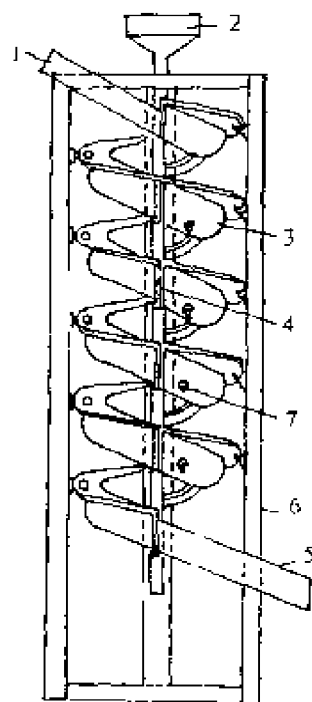


图 1-57 螺旋选矿机

- 1—给矿槽；2—冲洗水导槽；3—螺旋槽；
- 4—连接用法兰盘；5—尾矿槽；6—机架；
- 7—重矿物排出管。

颗粒移动到螺旋槽的外侧。重矿物则在螺旋槽的内侧运动，从而形成轻、重矿物在螺旋槽横断面上的分带。采用断面较凹的螺旋槽，可以得到较厚的水流，满足选别粗粒物料的要求。选别粒度细的物料时，要求螺旋槽的断面平缓。

对于—2mm 的粗粒物料宜用椭圆或抛物线形横断面的螺旋槽，如图 1-58 所示。研究表面（即椭圆面）的横断面长轴与短轴之比为 2，长轴的长约为螺旋槽直径的 2/3，长轴水平布置，如图 1-58(a)所示。这种断面形状的螺旋槽对粗粒物料的分选效果较好。

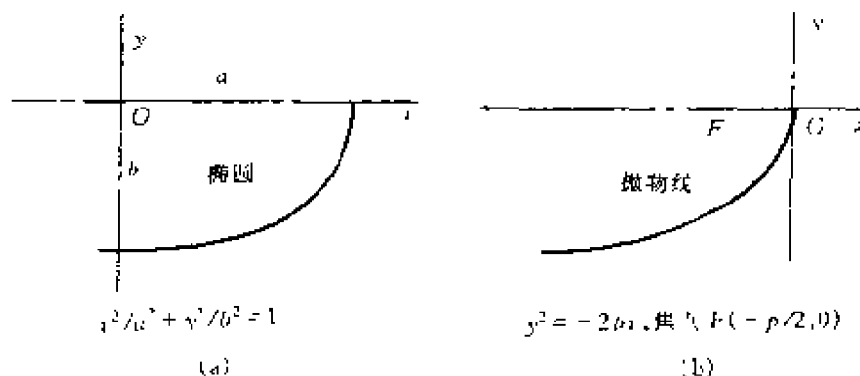


图 1-58 螺旋槽的断面形状

用复合椭圆断面的螺旋槽选别粗粒物料也能得到较好的分选效果，如马鞍山钢铁设计院研制成的直径为 400mm 的复合椭圆断面螺旋槽，其断面形状是由两个椭圆弧与一条直线组成的复合椭圆曲线。广西冶金研究所研制的直径为 600mm 的螺旋选矿机的螺旋槽也是 1 个复合椭圆的断面，椭圆的方程为：

$$\frac{x^2}{108^2} + \frac{y^2}{73^2} = 1 \quad (1-50)$$

椭圆的一部分和 1 条与水平夹角为 1° 、长为 36mm 的直线连接，构成如图 1-59 所示的断面形状。

选别粒径小于 0.2mm 的物料，用较平缓的抛物线断面的螺旋槽较好。

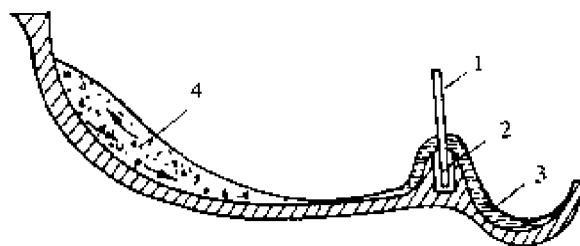


图 1-59 复合椭圆螺旋槽工作示意图

1 - 冲洗水控制孔板；2—胶座；3—冲洗水；4—矿浆。

国外还研制和生产了变截面的螺旋槽，这种螺旋槽的横截面形状自上而下是变化的，这种螺旋槽用于选别海滨砂矿等物料，效果较好。

选别矿泥时，采用断面为立方抛物线的螺旋溜槽能获得较好的分选指标。这种螺旋槽的断面形状见图 1-60，其选别的粒度下限可到 $30\mu\text{m}$ 。立方抛物线的方程为：

$$x = ay^3 \quad (1-51)$$

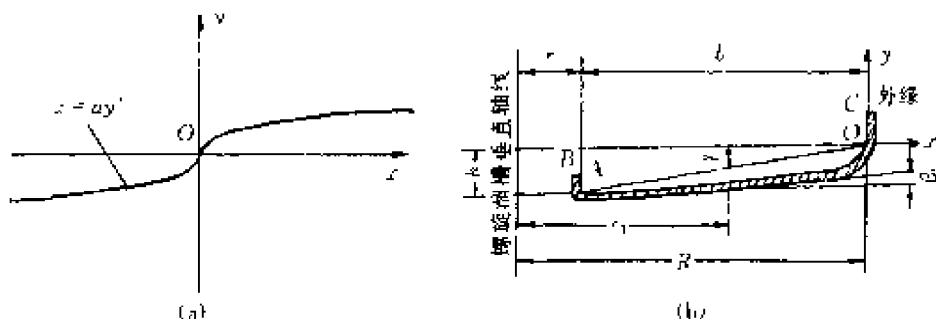


图 1-60 螺旋溜槽的横断面形状

(a)坐标图；(b)横断面图。

取坐标原点 O 作为螺旋槽的外缘，立方抛物线上的一点 A 为螺旋槽的内缘，曲线 OA 即为立方抛物线螺旋槽的工作面；在内缘和外缘分别加挡板 AB 和 OC ，以防止槽中矿浆外溢。立方抛物线两端点 O 、 A 的连线与水平轴的夹角 γ 称为下斜角，其值取决于内缘 A 点的位置：

$$\tan\gamma = \frac{y_A}{x_A} = \frac{1}{a^{1/3}(R-r)^{2/3}} \quad (1-52)$$

式中： R 为螺旋槽外缘距中心轴线的距离；

r 为螺旋槽内缘距中心轴线的距离。

$$x_A = R - r \quad (1-53)$$

螺旋槽横断面上任一点的切线与水平轴线的夹角 β 称为横向倾角。

$$\tan\beta = \frac{dy}{dx} = \frac{1}{3a^{1/3}(R-r_i)^{2/3}} \quad (1-54)$$

$$dx = R - r_i \quad (1-55)$$

螺旋槽横断面曲线上各点的斜率和横向倾角是不同的，外缘 O 点的斜率为无限大，横向倾角 $\beta = 90^\circ$ ；在外缘附近，斜率变化最显著，横向倾角急剧减小；随着螺旋槽半径减小，斜率变化较慢，横向倾角较小，内缘 A 点的横向倾角最小， A 点的横向倾角 β_A 称为初始角。

$$\tan\beta_A = \frac{1}{3a^{1/3}(R-r)^{2/3}} \quad (1-56)$$

由式(1-52)和式(1-56)得：

$$\tan\gamma = 3\tan\beta_A \quad (1-57)$$

当角度很小时， $\gamma = 3\beta_A$ 。

立方抛物线方程式(1-51)中的 a 值可由下式求得：

$$a = \frac{1}{\tan^3\gamma(R-r)^2} \quad (1-58)$$

在设计不同直径的螺旋溜槽时，为了使螺旋槽的立方抛物线横断面形状相似，保证矿浆在不同直径螺旋槽上有相似的运动，应该选定相同的下斜角 γ ，在不同的 R 及槽宽 $R-r$ 时，按式(1-58)可计算出不同的 a 值，即不同直径的螺旋槽的抛物线方程是不相同的，而断面形状是相似的。下斜角 γ 与横向倾角 β 的关系为：

$$\tan\beta = \frac{(R-r)^{2/3}}{3(R-r_i)^{2/3}} \tan\gamma \quad (1-59)$$

螺旋溜槽选别粒度为 $0.3 \sim 0.02 \text{ mm}$ 的物料时，下斜角 γ 以 9° 左右较适宜，初始角 β_A 约为 3° 左右，则：

$$a = \frac{252}{(R-r)^2} = \frac{1008}{(D-d)^2} \quad (1-60)$$

式中： D 为螺旋槽的外径，mm；

d 为螺旋槽的内径，为 $(0.8 \sim 0.2)D$ ，mm。

设螺旋槽的外径 $D = 1200 \text{ mm}$ ，内径 $d = 0.8D = 216 \text{ mm}$ ，下斜角 $\gamma = 9^\circ$ ，初始角 β_A 为 3° ，则按式 (1-60) 得 $a = 0.001$ ，螺旋槽断面的立方抛物线方程为：

$$x = 0.001y^3$$

$$dx = R - r_i = 600 - r_i$$

由此按式 (1-54) 可求得任意半径 r_i 处的斜率和横向倾角的正切：

$$\frac{dy}{dx} = \tan \beta = \frac{1}{0.3(600 - r_i)^{2/3}}$$

由不同半径 r_i 处的横向倾角 β 的变化，可将直径为 1200 mm 的螺旋槽断面分为 3 个区：内区、中区和外区。内区宽约占槽宽的 $\frac{1}{2}$ ，横向倾角由 3° 变至 5° ，变化缓慢，这段断面曲线近似直线；中区占槽宽的 $\frac{3}{8}$ ，横向倾角由 5° 增至 12° ；外区占槽宽的 $\frac{1}{8}$ ，横向倾角由 12° 激增到 90° ，变化十分显著。分选作用主要在内区和中区，外区实际上无大的分选作用。

三、螺旋槽的螺距或纵向倾角

螺旋槽的纵向倾角 α 用下式求得：

$$\tan \alpha = \frac{h}{\pi D} \quad (1-61)$$

式中： h 为螺旋的节距。

螺旋槽断面上各点的纵向倾角是不同的，通常用节距与外径之比来表示。这一参数影响到矿浆在槽内的厚度和流动速度。节距与外径的比值必须适当，以使矿浆能顺利流动和获得良好的分

选条件。纵向倾角越大,即节距与外径比值越大,槽内的水流厚度越小,适合于选别细粒的物料;相反,粗粒的物料要用较小的纵向倾角,以得到较厚的水流,对于 -2 mm 的未分级的物料,当纵向倾角过小时,轻重矿物分带不明显;若纵向倾角过大时,粗粒的重矿物也容易损失到尾矿中去。

螺旋选矿机的节距与外径之比一般为 $0.4\sim 0.6$,外缘的纵向倾角为 $7^{\circ}\sim 11^{\circ}$;螺旋溜槽的节距与外径的比值一般为 $0.5\sim 0.6$,外缘纵向倾角为 $9^{\circ}\sim 11^{\circ}$ 。

四、螺旋槽的圈数

螺旋槽的圈数影响螺旋槽的长度,从而影响矿粒的分选和设备的高度。物料给入螺旋槽后,其中的重矿物特别是靠近螺旋槽外缘的重矿物要运动到内缘成为精矿,需要经过螺旋槽一定的长度,螺旋槽的圈数越少,长度越短,矿物在槽内分带越不明显,富集程度越低,回收率也越低。螺旋槽所必需的圈数,应根据入选物料的性质而定。一般来说,处理密度差较小或连生体较多的物料,圈数要多;反之,入选的有用矿物与脉石矿物的密度差大,圈数可少些。一般易选的砂矿,螺旋槽有4圈已足够,难选的矿物可增加到 $5\sim 6$ 圈。重矿物在螺旋槽内的回收率在前 $3\sim 4$ 圈增加幅度较明显,超过4圈后,回收率增加速度较慢。

五、冲洗水装置形式

选别矿泥的螺旋溜槽不需要冲洗水。对于选矿砂的螺旋选矿机,为了将混入精矿带中的粗粒脉石清洗出去,提高精矿品位,要在螺旋槽的内缘向精矿带补加冲洗水。对冲洗水装置的要求是:冲洗水必须均匀地分布在螺旋槽的内缘,并可以调节。

冲洗水装置有如下3种形式:

- (1) 将螺旋槽外缘的水流引入内缘作冲洗水。
- (2) 在螺旋槽的内侧或外侧设计与螺旋槽连成一体的冲洗水

槽，并用不同的方式将冲洗水槽中的水流引入到螺旋槽的内缘。

(3) 在螺旋槽的内缘独立配置冲洗水装置。

第一种形式的冲洗水装置如图 1-61 所示。用固定于螺旋槽外侧的引水管将螺旋槽外缘的水流引入内缘清洗精矿带，引水管的进口端有可调节的挡条，从而可调节冲洗水量。这种装置结构简单，可在不同的地段放置引水管并且不用新

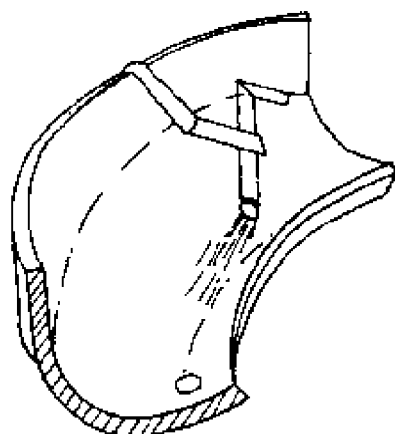


图 1-61 冲洗水装置 (一)

鲜水。其缺点是螺旋槽外缘的液流含有矿泥并常常混有草根等杂物，容易使引水管堵塞。

第二种形式可采用如图 1-62 所示的几种结构。图 1-62 中，(a) 是从螺旋槽外侧的给水槽用引水管将冲洗水引入到螺旋槽内缘，引水管的进口端有调节挡条，在螺旋槽的不同地段设置引水管，从而调节不同地段的冲洗水量；(b)，(c) 是在螺旋槽的内侧有冲洗水槽，在不同地段用引水管将冲洗水引入螺旋槽内缘，各引水管可以单独调节冲洗水量；(d) 是在螺旋槽内侧的冲洗水槽壁上开口，冲洗水从开口处进入螺旋槽的内缘。图 1-59 所示的冲洗水装置也属于这种形式。

第三种形式是如图 1-63 所示的管式冲洗水装置，它是在螺旋槽内缘单独安置 1 根直径不大的螺旋状水管，冲洗水由上向下自流，沿冲洗水管一定的间距纵向开口，各开口用有孔的套管罩盖，调节套管与开口的相对位置可调节各段的冲洗水量。这种装置的缺点是调整复杂，清洁套管不方便。

六、截料器的形式和数目

在螺旋选矿机的内缘开孔装上截料器以便及时将精矿截出机外。图 1-64 所示为几种截料器的构造，调节围板[图 1-64(a)]或盖

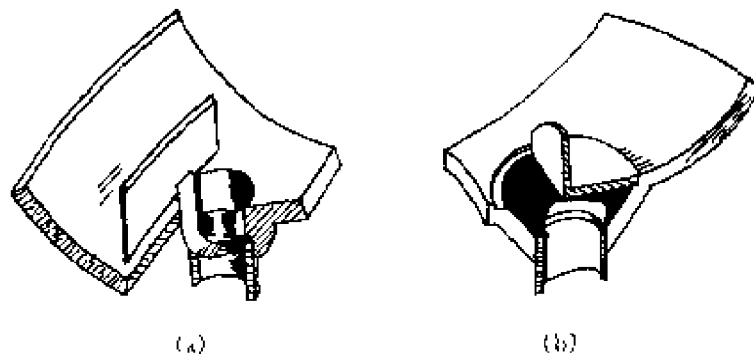


图 1-64 螺旋选矿机截料器的结构形式

刻槽,螺旋槽的转速为 $12\sim 16\text{ r/min}$ 。旋转螺旋溜槽的富集比明显高于普通螺旋溜槽的富集比,富集比可达数十至 100,回收率比普通的螺旋溜槽要高,有效选别粒度为 $0.6\sim 0.05\text{ mm}$ 。旋转螺旋溜槽的槽体从上到下也可以设计成塔形,上部螺旋槽直径小,向下直径逐渐增大。

螺旋槽的材质应耐磨和质量轻,最好采用玻璃钢加橡胶涂料层或加聚酯树脂与耐磨填料配制的耐磨层。用塑料制作的螺旋槽在我国海滨砂矿中也得到了应用。

螺旋选矿机或螺旋溜槽构造简单,处理能力大,对给矿粒度、浓度及矿量变化不敏感,管理方便,广泛用于砂矿及脉矿的选别。

第 5 节 离心选矿机的设计

离心选矿机的构造见图 1-65。它由主机和控制机构两个部分组成。主机的作用是选矿,控制机构是控制主机的工作过程。主机包括转鼓、底盘、传动轴、接矿槽、给矿嘴、冲矿嘴、防护罩等。

转鼓是一个中空截头圆锥体,转鼓与底盘之间垫有垫块,使转鼓与底盘之间有一定的间隙,以便排出精矿和尾矿。底盘固定

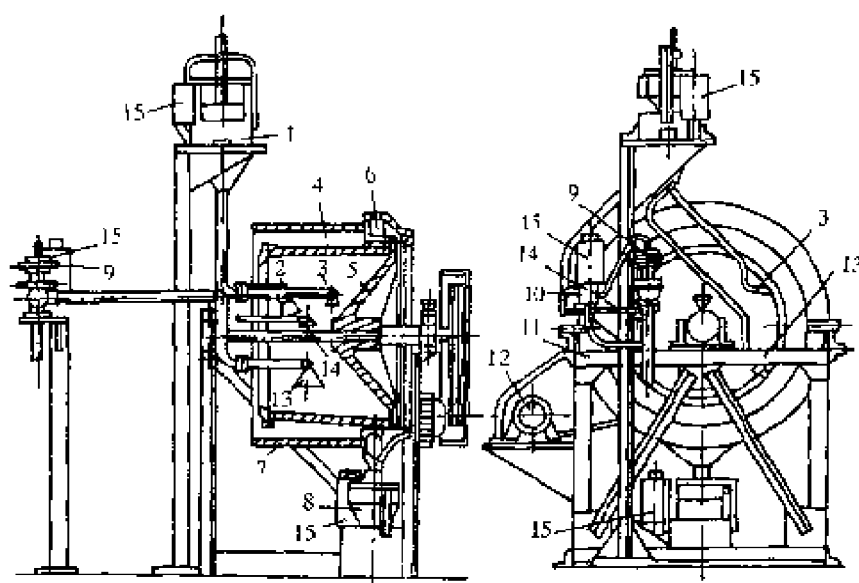


图 1-65 800 mm×600 mm 卧式离心选矿机构造图

1—给矿斗；2—冲矿嘴；3—上给矿嘴；4—转鼓；5—底盘；6—接矿槽；
7—防护罩；8—分矿器；9—皮膜阀；10—三通阀；11—机架；12—电动机；
13—下给矿嘴；14—洗涤水嘴；15—电磁铁。

在传动轴上，传动轴两端用滚动轴承支撑。

离心选矿机的设计主要是设计转鼓，包括转鼓的直径、长度、坡度和转速，其次是选择控制机构和给矿装置。

一、转 鼓

1. 转鼓直径

转鼓的直径主要影响离心选矿机的处理量。直径增大，选矿面积相应增大，处理量增加。生产上采用的转鼓直径有 800、1000 和 2000 mm 3 种。直径过大容易造成矿浆的局部急流，形成“拉沟”现象，导致尾矿品位升高。

矿粒在转鼓内受到的离心力与转鼓直径有关，矿粒离心力的大小为：

$$F = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \rho) \omega^2 R \quad (1-62)$$

式中：F 为离心力；

矿端的坡度小。研究表明,双坡度或多坡度转鼓的分选效率要比单坡度的好。

3. 转鼓的转速

转鼓的转速根据矿石性质确定,并且应与给矿体积合理配合。从式(1-63)可以看出,当转鼓直径一定时,随着转速增加,离心力强度增大,精矿产率和回收率增大。要保证得到一定的离心力强度,对于坡度相同的不同转鼓,其直径与转速之间有如下关系:

$$\frac{n_1}{n_2} = \frac{\sqrt{R_2(L_2-l_2)}}{\sqrt{R_1(L_1-l_1)}} \quad (1-64)$$

式中: n_1 为平均半径为 R_1 的转鼓的转速;

L_1, l_1 为平均半径为 R_1 的转鼓的长度和无矿带的轴向长度;

n_2 为平均半径为 R_2 的转鼓的转速;

L_2, l_2 为平均半径为 R_2 的转鼓的长度和无矿带的轴向长度。

转鼓的转速与离心选矿机的作业要求有关。对于粗选用的离心选矿机,为保证精矿回收率,要求转速高;作精选作业时,为保证精矿质量,转速可以适当降低。选钨锡矿泥的 $800\text{ mm} \times 600\text{ mm}$ (直径 \times 高)离心选矿机的转速,粗选时以 $450 \sim 500\text{ r/min}$ 为宜,精选时的转速以 $300 \sim 400\text{ r/min}$ 为宜。选铁矿的 $1600 \times 900\text{ mm}$ (直径 \times 高)离心选矿机的适宜转速为 180 r/min 。

4. 给矿体积和给矿浓度

给矿体积和给矿浓度对转鼓的直径、长度、坡度和转数的确定有影响,它们之间存在着如下关系:

$$\frac{V}{2\pi R(L-l)} = \text{常数} \quad (1-65)$$

$$C = K_1 [(L-l) \tan \alpha]^{K_2} \quad (1-66)$$

式中: V 为单位时间给入的矿浆体积;

l 为转鼓内给矿区无矿带的轴向长度；

C 为给矿浓度；

α 为转鼓坡度；

K_1, K_2 均为常数（针对一定性质的矿石而言）。例如，对鞍山式赤铁矿石， $K_1=0.371$ ， $K_2=1.023$ 。

当已知矿石性质、给矿体积和给矿浓度时，根据小型离心选矿机对该矿石试验得出的最佳条件，利用式(1-64)，(1-65)和式(1-66)，对设计的离心选矿机的参数进行计算。

例如，小型离心选矿机转鼓的平均半径为 R_1 ，坡度为 α_1 ，试验的最佳条件是：给矿体积为 V_1 ，浓度为 C_1 ，转速为 n_1 ，则由式(1-64)，(1-65)和式(1-66)得出：

$$\frac{C_1}{C_2} = \left[\frac{(L_1 - l_1) \tan \alpha_1}{(L_2 - l_2) \tan \alpha_2} \right]^{K_2} \quad (1-67)$$

$$\frac{V_1}{2\pi R_1 (L_1 - l_1)} = \frac{V_2}{2\pi R_2 (L_2 - l_2)} \quad (1-68)$$

$$n_1 \sqrt{R_1 (L_1 - l_1)} = n_2 \sqrt{R_2 (L_2 - l_2)} \quad (1-69)$$

式中： V_1, V_2 分别为小型试验的和设计的离心选矿机的给矿体积， L/\min ；

C_1, C_2 分别为小型试验的和设计的离心选矿机的给矿浓度， $\%$ ；

R_1, R_2 分别为小型试验的和设计的离心选矿机转鼓的平均半径， mm ；

L_1, L_2 分别为小型试验的和设计的离心选矿机转鼓的长度， mm ；

l_1, l_2 分别为小型试验的和设计的离心选矿机转鼓上给矿端无矿带的长度， mm ；

α_1, α_2 分别为小型试验的和设计的离心选矿机转鼓的半锥角， $(^\circ)$ ；

n_1, n_2 分别为小型试验的和设计的离心选矿机转鼓的转速，

r/min。

在计算时,可采用 $l_1=l_2=0$, α_2 可根据经验选定或 $\alpha_2=\alpha_1$ 。由计算出的 R_2 , L_2 及 α_2 值,即可计算出设计的离心选矿机转鼓给矿端和排矿端的直径。

【例题 1-3】 设计 1 台离心选矿机,选别 $-75\mu\text{m}$ 的鞍山式假象赤铁矿石,处理能力为 3 t/h ,矿石密度为 3200 kg/m^3 ,给矿浓度为 25% ,设计前用 $400\text{ mm}\times 300\text{ mm}$ (直径 \times 高)、 $\alpha_1=4^\circ$ 的小型离心机进行试验,适宜的操作条件是:给矿浓度为 10% ,给矿体积为 25 L/min ,转鼓转速为 650 r/min ,计算设计的离心选矿机的给矿体积、转鼓直径、长度和转速。

解 计算设计的离心选矿机的给矿体积 V_2 ,已知 $\rho_T=3200\text{ kg/m}^3=3.2\text{ t/m}^3$,处理量为 3 t/h , $C=25\%$,故,

$$V_2 = \frac{3}{3.2} + 3 \frac{0.75}{0.25} = 9.94 (\text{m}^3/\text{h}) = 165.63 (\text{L/min})$$

试验的小型离心选矿机转鼓的给矿端直径 $D_1=400\text{ mm}$,半锥角 $\alpha_1=4^\circ$,转鼓长度为 300 mm ,则转鼓平均半径 R_1 为:

$$R_1 = \frac{1}{2} [200 + (200 + 300 \sin 4^\circ)] = 210.46 (\text{mm})$$

设无矿带长度 $l_1=l_2=0$, $\alpha_1=\alpha_2=4^\circ$,则由式(1-67)计算设计的离心选矿机转鼓的长度 L_2 :

$$\frac{C_1}{C_2} = \left[\frac{L_1 \tan \alpha_1}{L_2 \tan \alpha_2} \right]^{K_2}$$

$$\text{或 } L_2 = \frac{L_1 \tan \alpha_1}{\tan \alpha_2} \times \sqrt[1.023]{\frac{C_2}{C_1}} = \frac{300 \times \tan 4^\circ}{\tan 4^\circ} \times \sqrt[1.023]{\frac{25}{10}} = 734.71 (\text{mm})$$

根据式(1-68)计算设计的转鼓平均半径 R_2 :

$$\frac{25}{2\pi \times 210.46 \times 300} = \frac{165.63}{2\pi R_2 \times 734.71}$$

故得 $R_2=569.33\text{ mm}$ 。

设计的转鼓长度可取整数 750 mm ,由此计算转鼓给矿端的直径 D_2 :

$$D_2 = 2 \times (569.33 - \frac{1}{2} \times 750 \sin 4^\circ) = 1086.34 (\text{mm})$$

根据式(1-69)计算设计的转鼓的转速 n_2 ：

$$n_2 \sqrt{569.33 \times 734.71} = 650 \sqrt{210.46 \times 300}$$

$$n_2 = 252.53 \approx 255 \text{ (r/min)}$$

设计的离心选矿机转鼓的规格可近似确定为 $1100 \text{ mm} \times 750 \text{ mm}$ (直径 \times 高), $\alpha = 4^\circ$ 。

离心选矿机的转鼓在制造和安装时, 应保证转鼓转动时的同心度, 否则将影响甚至恶化分选过程。在安装前转鼓应作动平衡检验。转鼓的内壁应保持光洁, 避免矿流在鼓内产生局部急流的“拉沟”现象。

二、控制机构和给矿方式

离心选矿机的工作是间歇性的, 给矿经过一段时间后, 由控制机构控制, 停止给矿和打开冲洗水阀, 将沉积在转鼓壁上的精矿冲洗出机外。精矿被冲洗完毕后, 关闭冲洗水阀, 重新开始给矿, 如此周而复始, 整个过程由控制机构控制, 自动进行。

控制机构有两种: 一种是电磁铁控制机构, 另一种是凸轮控制机构。

1. 电磁铁控制机构

电磁铁控制机构包括时间继电器、三通阀、皮膜阀、给矿斗和分矿斗。

时间继电器的作用是按时通电, 使断矿、冲矿和产品分矿斗的 3 个电磁铁产生动作, 从而按时控制这 3 个动作过程。选矿周期的长短, 可根据需要调节时间继电器。

三通阀和皮膜阀是控制冲矿动作的。三通阀如图 1-66 所示, 皮膜阀如图 1-67 所示。当给矿时, 三通阀的阀心 6 被弹簧 5 的弹力和水的压力 ($14.7 \times 10^4 \sim 19.6 \times 10^4 \text{ Pa}$) 推到最高的位置, 把废水排出口 2 封住, 压力水从进水口 1 经出水口 7 进入皮膜上部, 使

皮膜 2 鼓胀(见图 1-67), 压下皮膜阀的阀心 4, 封住冲矿水。当离心选矿机需要冲出精矿时, 三通阀的电磁铁通电, 阀心 5 被压下并关闭进水口 1, 使出水口 7 与废水排出口 2 连通, 这时皮膜阀上部的水便从三通阀的废水排出口排出, 皮膜阀的弹簧 3 的弹力和冲矿水的压力($49 \times 10^1 \sim 78.4 \times 10^4 \text{Pa}$)将皮膜阀的冲矿出水口 1 打开, 进行冲洗精矿。冲矿完毕, 电磁铁断电, 压力水又经三通

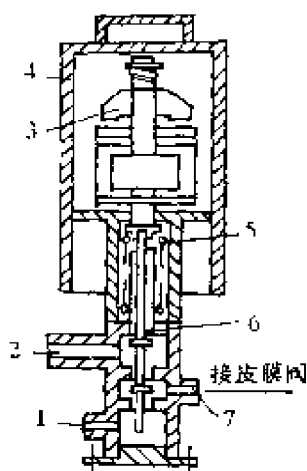


图 1-66 三通阀示意图

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。

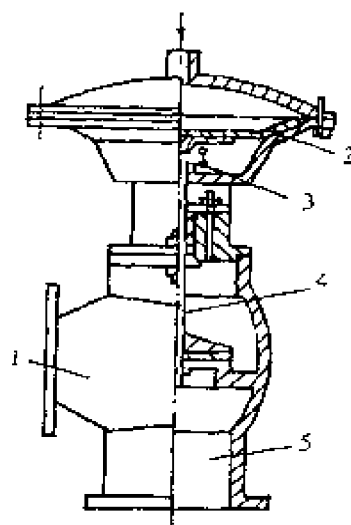


图 1-67 皮膜阀示意图

1—冲矿水出水口；2—皮膜；3—弹簧；
4—阀心；5—冲矿水进水口。

阀进水口 1 给入到皮膜阀的上部, 使皮膜阀的出水口关闭, 开始第 2 个周期的给矿。

电磁铁控制机构的优点是动作迅速、准确。缺点是结构复杂, 并需一个特定水压的水路系统。

电磁铁动作的控制也可以使用由晶体管逻辑元件组成的时间程序控制装置。

2. 凸轮控制机构

它包括凸轮、冲矿水阀、给矿斗和分矿斗, 用凸轮代替时间继电器, 并且将三通阀与皮膜阀 合并为一个简易的冲矿水阀, 简

易冲矿水阀的结构示意图见图 1-68。当离心选矿机给矿时, 凭借弹簧 3 的弹力和冲矿水的压力将阀心 2 推到最高位置, 把出水口 4 封住。当离心选矿机需要冲洗精矿时, 凸轮通过杠杆将阀心 2 压下, 打开出水口 4, 高压冲矿水 ($49 \times 10^4 \sim 78.4 \times 10^4 \text{ Pa}$) 从进水口 1 经出水口 4 进到离心机内将精矿冲出。冲矿完毕, 凸轮转到另一位置, 阀心 2 又被弹簧弹力及冲矿压力水顶起, 将冲矿水的出水口 4 封住, 开始下一个周期的给矿。

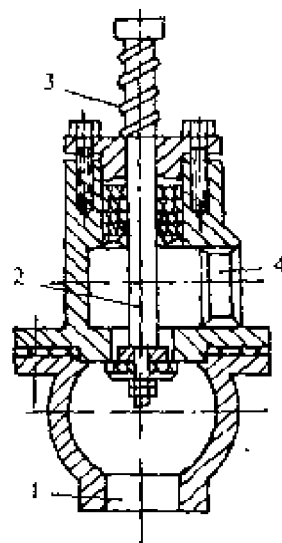


图 1-68 简易冲矿水阀示意图

1—进水口; 2—阀心;

3—弹簧; 4—出水口。

凸轮控制机构的优点是结构简单, 运转稳定可靠, 节省了电磁控制机构中的高压水路系统和三通阀的电磁铁, 维护使用方便; 缺点是动作不如电磁控制的敏捷。

除上述两种控制机构外, 还可采用液压控制机构。

3. 给矿方式

离心选矿机的给矿方式是由如图 1-65 所示的上、下 2 个鸭嘴形给矿嘴给矿, 矿浆从给矿嘴喷出的方向应与转鼓成切线方向, 使矿浆在给入鼓壁时有一定的切向速度。鸭嘴形给矿嘴的缺点是容易堵塞, 并且给入的切向矿流太快。

另一种给矿方式是敞开式给矿, 这种给矿方式可以避免堵塞, 也可以避免鸭嘴形给矿时矿流太快的缺点。

离心选矿机由于引入了离心力, 加快了矿物的分选过程, 是矿泥重选的一种有效设备, 选别矿泥时能获得较高的回收率, 回收矿物的粒度下限可到 $10 \mu\text{m}$, 并且处理能力较高。

除了单转鼓的离心选矿机外, 生产上还应用了双层转鼓的离心选矿机, 直径为 2000 mm 的双转鼓离心选矿机的处理能力比直径为 800 mm 的单转鼓离心选矿机的处理能力高近 10 倍。

第2章 磁选设备的设计原理

第1节 磁选机的类型及应用范围

磁选机主要根据磁场类型、磁场强度、磁场梯度、分选介质和分选机构的结构特点进行分类。

一、根据磁场类型分

(1) 恒定磁场磁选机。此机磁场强度的大小和方向不随时间变化，磁源为永久磁铁或直流电磁铁。

(2) 旋转磁场磁选机。此机磁场强度的大小和方向随时间变化，磁源一般为绕轴旋转的极性交替变化的永久磁铁。

(3) 交变磁场磁选机。此机磁场强度的大小和方向随时间变化，磁源为交流电磁铁。

(4) 脉动磁场磁选机。此机磁场强度的大小随时间变化，而其方向不变化，磁源为同时通交流电和直流电的电磁铁。

二、根据磁场强弱分

(1) 弱磁场磁选机。磁极表面的磁感应强度为 $0.1\sim 0.2\text{ T}$ 。

(2) 中磁场磁选机。磁极表面的磁感应强度为 $0.2\sim 0.5\text{ T}$ 。

(3) 强磁场磁选机。磁极表面的磁感应强度为 $0.5\sim 2\text{ T}$ 。

三、根据分选介质分

(1) 干式磁选机。分选介质为空气。

(2) 湿式磁选机。分选介质为水或磁性液体，用磁性液体为介质的磁选机称为磁流体磁选机。

四、根据分选机构分

有圆筒式、带式、辊式、盘式和环式等。

磁选机的应用范围主要取决于被选矿石的磁性和粒度。

对强磁性矿石，大块(350~10 mm)用磁滚筒(或称磁滑轮)，中等粒度(5~0 mm)用干选筒式弱磁场磁选机或旋转磁场磁选机，小粒度(3~0 mm, 1.5~0 mm)用湿选筒式磁选机或磁力脱泥槽和磁团聚重选机；对弱磁性矿石，粗中粒度(40~0 mm)用干选感应辊式强磁场磁选机，小粒度(2~0 mm)用干选盘式或湿选辊式强磁场磁选机，细粒度(0.4~0 mm, 0.25~0 mm)用湿选环式强磁场磁选机，微细粒度(0.10~0 mm)用高梯度磁选机。

第2节 磁系磁路计算基础

一、磁路

磁通集中通过的闭合回路称为磁路。磁选机的磁系需要产生一定强度的磁场，而且要求磁场中的大部分磁通能集中通过分选空间。为此，常用铁磁物质做成一定形状的磁导体与分选空间一起构成磁路。在磁导体的某一部分绕上线圈，或磁导体围绕线圈。由于铁磁物质的磁导率比空气的大得多，因此，大部分磁通就集中在由磁导体构成的路径中通过。

对于永磁磁路，是将上述磁路的通电线圈换成永磁体。

磁路和电路在形式上虽相似，但有本质区别。电路是由导电率较大的金属导体所构成的闭合回路，全部电流在导体内流通；磁路则是由磁导率较大的磁导体所构成的闭合回路，大部分磁通在磁路内通过。

二、磁阻、磁导和磁路欧姆定律

电流流过导体受到的阻力，称为电阻。磁通流过导磁体和空气时，也会受到相应的阻力，称为磁阻。电阻是指电子在流动过程中受到的各种阻力；而磁阻则不是由于某种磁的物质流动而受到的阻力，而是由于磁性物质中原子磁矩转动或磁畴壁移动时受到阻力，使物质磁化程度降低，相当于磁通量减少，表现出与电阻相似的磁阻的存在。

有时为了磁路计算方便，也采用磁导的概念。磁导是磁阻的倒数，即：

$$G = \frac{1}{R_m} \quad (2-1)$$

式中： G 为磁导， H ；

R_m 为磁阻， $1/H$ 。

磁阻的大小与磁路的长度成正比，而与磁路的截面积和磁导率成反比，其间的关系为：

$$R = \frac{l}{\mu S} \quad (2-2)$$

式中： l 为磁路长度， m ；

S 为磁路截面积， m^2 ；

μ 为磁导率， H/m 。

μ 表示导磁体的导磁能力的大小，实质上是表示磁性物体磁化后被磁化的程度的大小。

仿照电路中的欧姆定律，列出磁路中磁通、磁阻和磁动势间的关系式为：

$$IN = \Phi R_m \quad (2-3)$$

式中： I 为电流， A ；

N 为线圈匝数，匝；

Φ 为磁通， Wb ；

