21世纪矿物工程书系

选矿设备工艺设计原理

21SHIJIKUANGWUGONGCHENGSHUXI

XUANKUANGSHEBEIGONGYISHEJIYUANLI

孙仲元 主编

重点图书

中南大学出版社

XUANKUANGSHEBEIGONGYISHEJIYUANLI

选矿设备工艺设计原理

孙仲元 主编

中南大学出版社

◆责任编辑：肖杨亮 ◆封面设计：易红卫

ISBN 7-81061-411-8

9 787810 614115 >

ISBN 7-81061-411-8/TD·004

定价：20.00 元

TD45
S-997

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　肖祥高
□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，武汉钢铁学院蒋朝斓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 μm，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料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。

分级产品粒度的量度，用产品的最大和最小的边界粒度表示，如（－2＋1）mm，（－1＋0.5）mm 等；也可以用产品中某指定粒级（如－0.074 mm）的含量表示。

分级的给料粒度在大多数情况下小于 3～5 mm，一般不超过 10～15 mm。分级分成的粒级数目根据要求而定，最少分为两级，多的可达 10 级。在分出多级产品时，分级的顺序通常是由粗到细，在某些情况下也可以采用由细到粗或者两者结合使用。

分级在选矿厂中的主要应用是：

（1）重选作业（如摇床）前的准备作业，将原料分级入选，以减少粒度对选别过程的影响。

（2）与磨矿机联合工作，控制和检查磨矿产品的粒度，及时分出磨矿的合格产品，减少过粉碎。

（3）对原矿或产品脱泥或脱水。

（4）将原料分成不同粒级的产品，以适合不同的用途。

分级设备可以分为下列几类：

（1）水力分级机，如云锡式水力分级箱、筛板式水力分级机等。这类分级机主要用于重选前的分级作业，也用于脱泥（如圆锥分级机）或脱水（如倾斜板浓密箱）。

（2）机械分级机，如螺旋分级机等。这类分级机主要与磨矿机配合，用于磨矿时的预先分级、检查分级及控制分级，也用于脱泥或脱水。

（3）离心分级机，如水力旋流器。它主要用于细粒物料的分级、脱泥和脱水。

二、云锡式水力分级箱的设计原理

云锡式水力分级箱的构造见图 1-1，它由流矿槽 1、分级箱 4、阻砂条 2、锥形阀 11 及排砂管 12 等部件组成。其分级过程如图 1-2 所示。

云锡式水力分级箱的设计主要包括如下几个部分。

1. 分级箱体

分级箱体是设计的主要部件，物料的分级过程在箱体中进行，沉降速度大的颗粒向箱底沉降，沉降速度小的颗粒被溢流带到上部溢出。云锡式水力分级箱的箱体为倒立的角锥形，其上部为矩形。上部矩形面积的大小影响着流过此面积的矿流速度，从而影响到溢流粒度的大小。当要求一定的溢流粒度时，上部矩形面积可以按下式计算：

$$S=\frac{W_{ov}}{Kv} \qquad (1\text{-}1)$$

式中：S 为所需的箱体上部矩形面积，m^2；

W_{ov} 为流过矩形面积的溢流量，m^3/s；

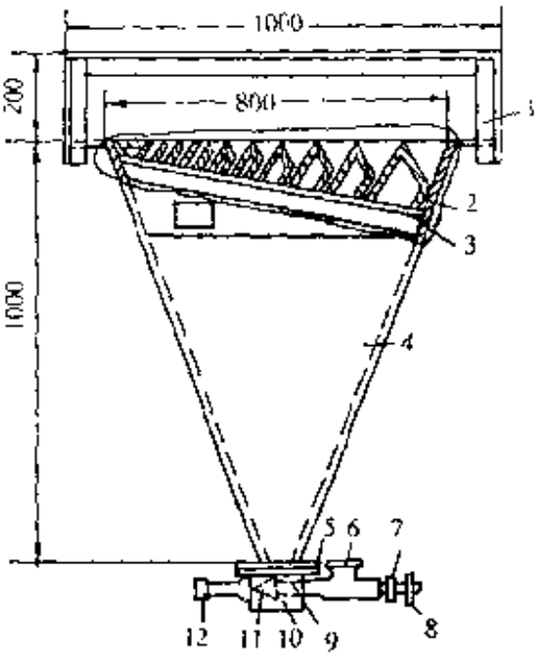


图 1-1　云锡水力分级机

1—流矿槽；2—阻砂条；3—角铁架；4—角锥形分级箱体；5—法兰；6—上升水开关；7—旋塞；8—手轮；9—阀杆；10—排砂室；11—锥形阀；12—排砂管。

v 为溢流中最大颗粒的沉降速度，m/s，一般以颗粒的自由沉降速度计算，若给矿浓度大时，则以颗粒的干涉沉降速度计算；

K 为有效面积系数，其取值范围为 0.5～0.75。

生产上云锡式水力分级箱通常是几个串联使用，箱体上部的宽度常用的有 200，300，400，600，800 mm共 5 种。分级粒度粗的需要较大的水流速度，因而宽度要窄；反之，分级粒度细的，宽度要宽。箱体上部的长度一般约为 800 mm，分级粒度粗的长度短些，分级粒度细的长度要长些，如第 1 级分级箱长度为 500 mm，第 2、3 级为 600 mm，第 4、5 级为 800 mm。也有各级箱体都采用相同长度的，如几个粒级的分级箱体都用 800 mm 的长度。箱体的高度一

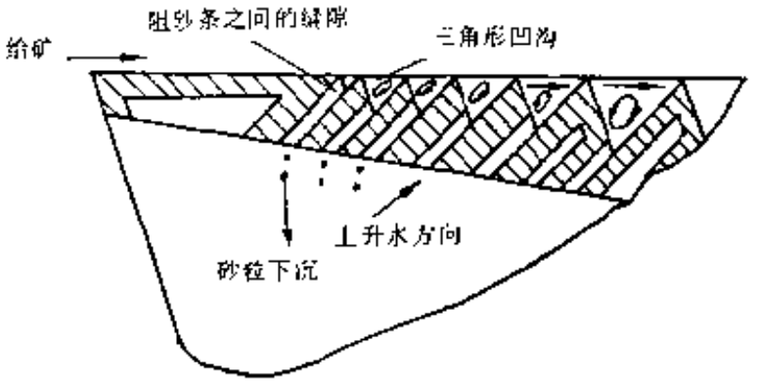


图 1-2　分级箱分级原理示意图

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料。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 200，300，100，600，800 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：

$$W_u = W_{cy} + W_s - W_f \tag{1-2}$$

式中：W_u 为压力上升水流量，m^3/s；

W_s 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：

$$W_u = KSv + W_s - W_f$$

$$= KSv + Q_f\left[\gamma_s\left(\frac{1\,000}{\rho_T} + R_s\right) - \left(\frac{1\,000}{\rho_T} + R_f\right)\right] \tag{1-3}$$

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 1.96×10^5 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 3mm，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 200mm。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 m^3），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，

表 1-1 某锡选厂分级箱沉砂粒度组成

产率/%

分级顺序	分级箱宽度/mm	粒级/mm							合计
		+1.2	−1.2+0.6	−0.6+0.3	−0.3+0.15	−0.15+0.074	−0.074+0.037	−0.037	
1	200	2.82	18.13	46.19	28.39	3.68	0.32	0.47	100
2	300	1.32	9.56	43.32	36.98	7.82	0.63	0.37	100
3	300	0.65	6.27	38.24	44.59	8.62	0.86	0.77	100
4	400	—	2.42	25.27	54.95	16.04	0.77	0.55	100
5	600	—	1.17	16.78	57.78	19.71	1.75	2.81	100
6	600	—	0.31	10.14	53.93	29.24	3.62	2.76	100
7	800	—	—	6.01	42.08	35.96	8.44	7.51	100
8	800	—	—	5.05	38.64	34.34	10.61	11.36	100

沉降速度大的颗粒通过悬浮体沉落，并由筛板中心的排矿管排出。分级室中的上升水速从第 1 室到最后 1 室依次减少，沉砂则依次从粗变细。溢流从最后 1 室上部溢出。每个分级室的箱壁设置玻璃窗，由此可以观察分级室内的分级情况。

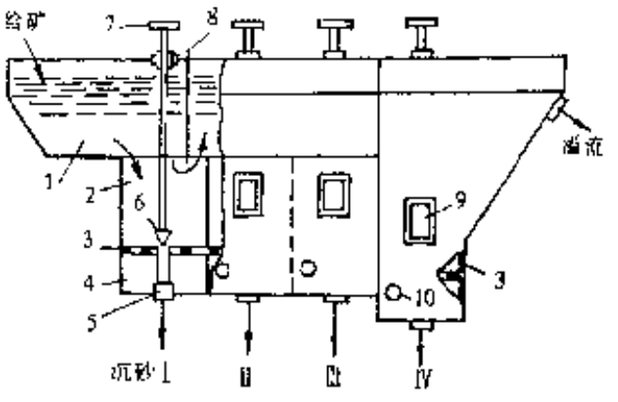


图 1-3　筛板式水力分级机

1—给矿槽；2—分级室；3—筛板；4—压力水室；5—排矿口；6—排矿调节塞；7—手轮；8—档板；9—玻璃窗；10—压力水管。

筛板式水力分级机的设计计算，主要是分级室（筛板）的面积、分级机上部槽体的面积、沉砂管径及上升水量和水压等。

1. 分级室（筛板）面积

筛板面积表示分级机的规格。已知沉砂粒度下限的颗粒相对于室壁的沉降速度及沉砂的流量，可用下列方法确定筛板的面积。

设相对于分级室壁沉砂颗粒的沉降速度为 v_s，颗粒相对于水流颗粒的运动速度为 v_c，上升水流速为 v，则：

$$v_s = v_c - v \tag{1-4}$$

式中：v_s 为沉砂颗粒的沉降速度，cm/s；

v_c 为颗粒与水流的相对运动速度，cm/s；

v 为上升水流速度，cm/s，其大小等于矿粒在分级室中刚悬浮时的最小水流速度。

筛板面积 S_s 可按下式计算：

$$S_s = \frac{Q_T}{(1-m)v_s} \tag{1-5}$$

式中：S_s 为分级室筛板面积，cm^2；

Q_T 为沉砂固体颗粒的体积流量，cm^3/s；

m 为分级室内悬浮体的松散度。

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

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：

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

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。

$$m_{KP}=\frac{n}{n+1} \tag{1-8}$$

$$v_{CTKP}=v_0 m_{KP}^n \tag{1-9}$$

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_0，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：

$$v=v_{0max}m_{min}^n \tag{1-10}$$

式中：v_{0max} 为沉砂最大颗粒的自由沉降速度，cm/s；

m_{min} 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 mm×200 mm（长×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。

分级机上部槽体的而积比分级室的面积要大，这样，才能保

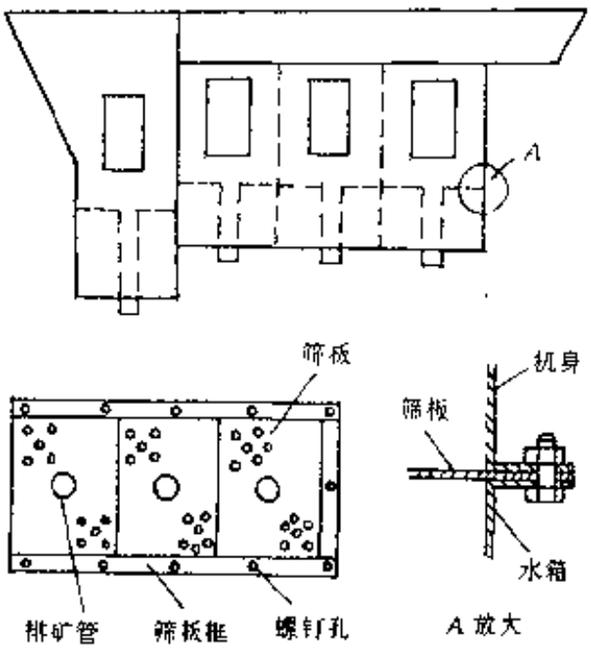


图 1-4　四室水力分级机水箱、筛板及机身联接图

证最终溢出分级机外的溢流粒度。槽体面积 S 按下式计算：

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

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）mm，每小时沉砂固体量 2 t，矿粒密度为 2700 kg/m³，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：

$$Q_T=\frac{2\times1000}{2700\times3600}=2.06\times10^{-4}\ (m^3/s)\ =206\ (cm^3/s)$$

00995037

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

$$v=v_{0max}m_{min}^{n}=22.05\times0.5^{3.25}=2.32\ (cm/s)$$

按式（1-8）计算 m_{KP}值：

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

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

$$v_{CTKP}=v_o m_{KP}^{n}=10.3\times0.76^{3.25}=4.22\ (cm/s)$$

按式（1-7）计算 v_c：

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

按式（1-6）计算 m：

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

按式（1-4）计算 v_a：

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

按式（1-5）计算筛板面积 S_s：

$$S_s=\frac{206}{(1-0.83)\times3.27}=370.57\ (cm^2)$$

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

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：

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

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 1～3；

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 16～17 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

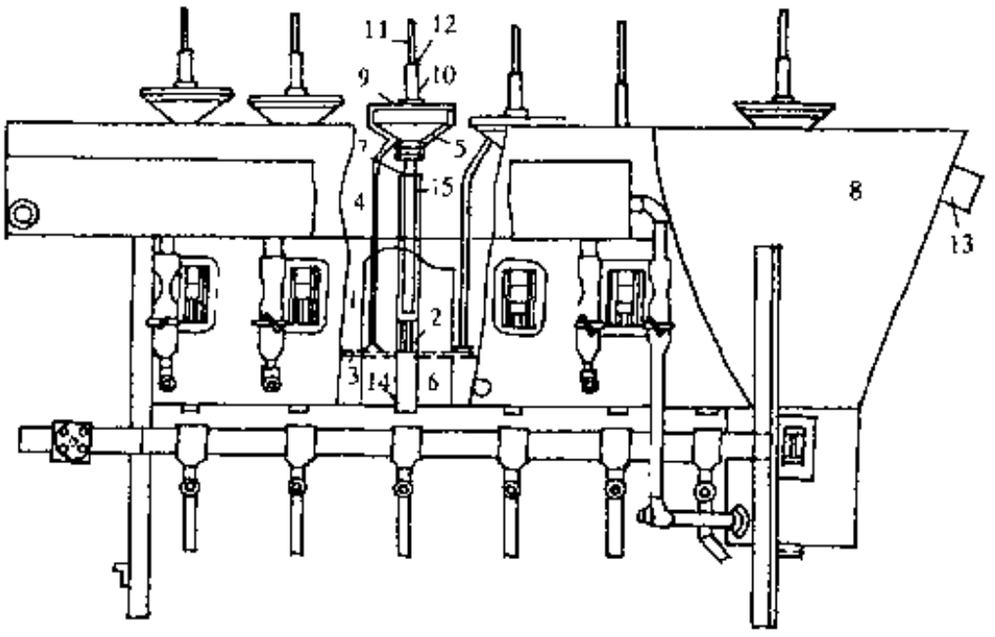


图 1-5　自动排矿筛板式水力分级机

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 随之下降，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 1.96×10^5 Pa 以上。

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

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、低堰式和沉没式 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

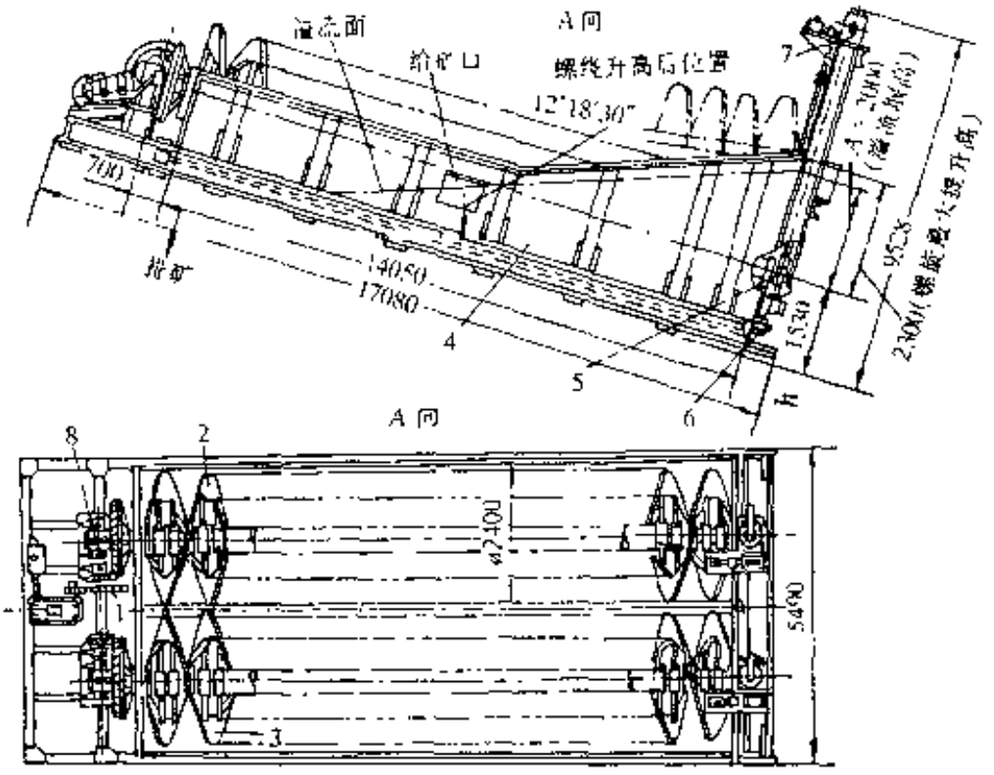


图 1-6　2400 沉没式双螺旋分级机

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。

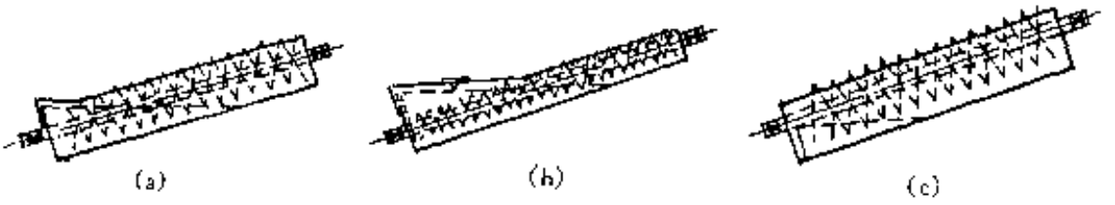


图 1-7　螺旋分级机的分类

(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 μm 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：

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

对沉没式螺旋分级机，有：

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

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/(kg·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/(kg·m^{-3})	3 500	3 800	4 000	4 200	4 500
K_1	1.40	1.55	1.65	1.75	1.90

表 1-3　分级粒度修正系数 K_2 值

溢流粒度/mm		1.17	0.83	0.59	0.42	0.30	0.20
K_2	高堰式	2.5	2.37	2.19	1.96	1.70	1.41
	沉没式	—	—	—	—	—	3.00
溢流粒度/mm		0.15	0.10	0.074	0.061	0.053	0.044
K_2	高堰式	1.00	0.67	0.46	—	—	—
	沉没式	2.30	1.61	1.00	0.72	0.55	0.36

根据要处理的溢流矿量，当按式（1-13）或式（1-14）计算螺旋的直径后，还须按返砂处理量进行验算。返砂量的计算公式如下：

$$Q_2 = 135mK_1nD^3 \tag{1-15}$$

式中：Q_2 为按返砂固体量计算的生产能力，t/d；

n 为螺旋转速，r/min。

如果按式(1-15)算出的返砂量不能满足生产的需要，可调整螺旋的转速或另选螺旋直径。

生产上螺旋的直径规格有如下几种：300，500，750，1 000，1200，1 500，2 000，2 400，3 000 mm。螺旋分级机在与磨矿机联合时，为了避免因分级处理能力不足而限制磨矿机生产能力的发挥，螺旋直径应选择偏大的规格。

2）螺旋转速

选择螺旋转速的大小时，其原则是应足以用来输送返砂，但又应避免在分级区内剧烈地搅动矿浆，破坏分级过程。当处理密度较大的物料或要得到粒度较粗的溢流时，可以相应地增加螺旋的转速，但不宜过大。大直径的螺旋一般采用较低的转速，如直径为 2 m 的螺旋其转速不超过 6 r/min；直径小的螺旋，如直径为 0.3 m 的螺旋，为了得到粒度粗的溢流，螺旋转速可以增高，但也不能超过 25 r/min。适宜的转速应通过试验确定。常用的螺旋分级

机螺旋的转速选为 1.5～10 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 0.5～0.6 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。

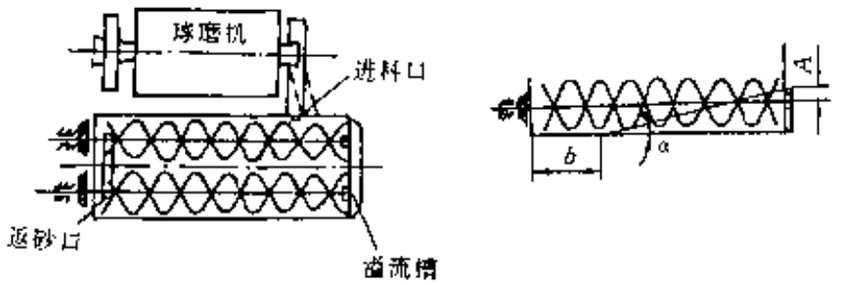


图 1-8　螺旋分级机与球磨机配置示意图

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：

$$S=BL=\frac{BH}{\sin\alpha} \tag{1-16}$$

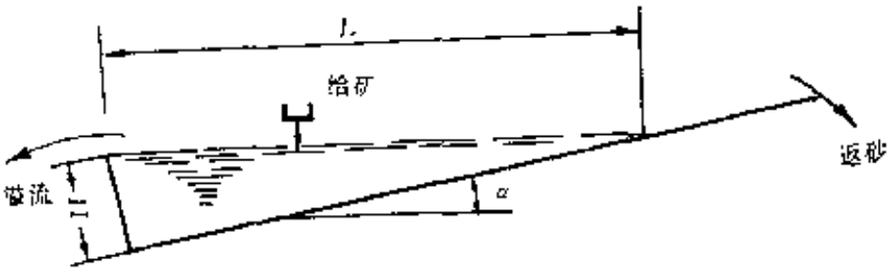


图 1-9　螺旋分级机的分级面积与斜槽尺寸、倾角的关系

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）。

$$H=A+h \tag{1-17}$$

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。

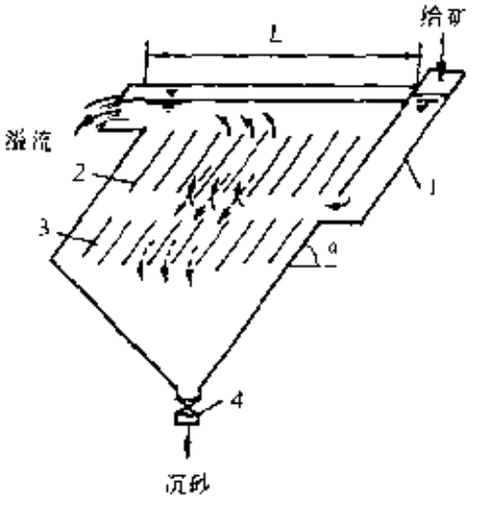


图 1-10 倾斜板浓密箱结构示意图

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 组倾斜板之间给入，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。

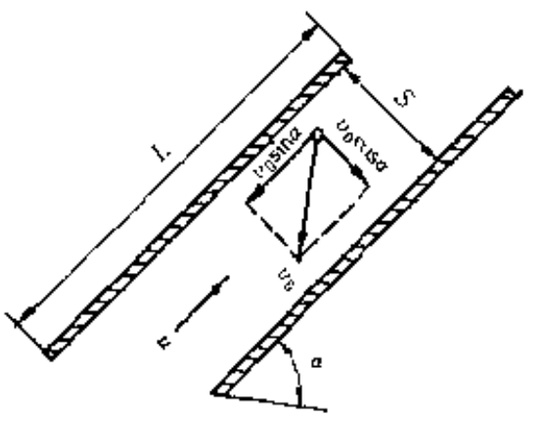


图 1-11 颗粒在浓缩板间的运动

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：

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

$$Su=Lv_0\cos\alpha+Sv_0\sin\alpha \tag{1-19}$$

或

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

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；

α 为倾斜板倾角，(°)；

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：

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

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入，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

缩短了沉降距离，与同规格的不加倾斜板的浓缩设备相比，大大提高了浓缩效率和处理量。

倾斜板浓缩设备结构，上部可为方形，下部为角锥形，也可以在普通的圆形浓密机内加设倾斜板。

六、水力旋流器的设计原理

1. 水力旋流器的构造、生产能力和分离粒度的计算

水力旋流器是利用旋转液流使物料进行分级的设备，其构造见图 1-12。矿浆在压力作用下由给矿口沿筒体的切线方向给入旋流器内，并在其中旋转。靠近器壁的旋转液流方向向下，为外旋流；靠近中央的旋转液流方向向上，为内旋流。粗颗粒在旋转液流中的惯性离心力大，被甩向器壁并被外旋流带到底部的沉砂口排出，成为沉砂。细颗粒的惯性离心力小，向器壁移动的速度慢，被内旋流从上部的溢流口带出，成为溢流。

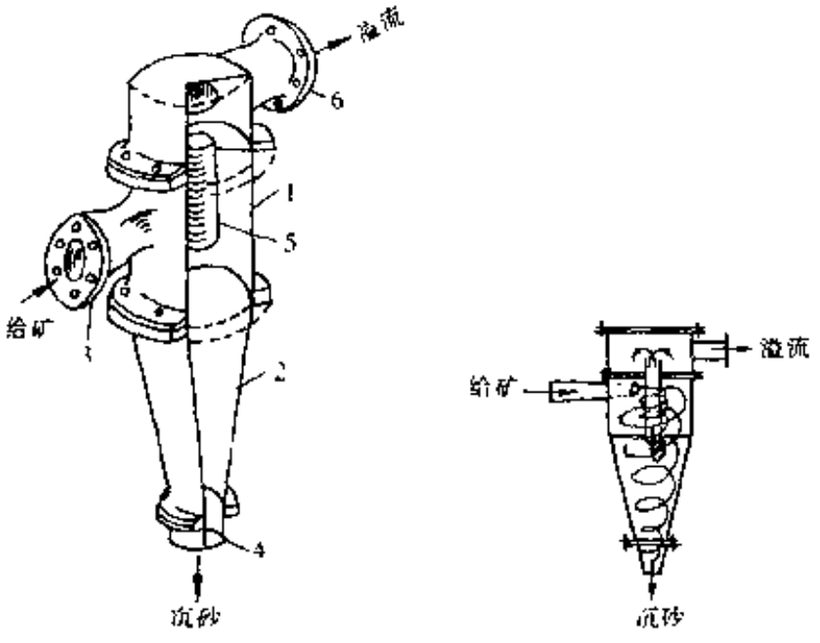


图 1-12 水力旋流器

(a)—水力旋流器构造；(b)—水力旋流器的工作情形。

1—圆柱体；2—锥体；3—给矿管；4—沉砂口；5—溢流管；6—溢流管口。

矿浆在旋流器内作三维空间的运动，任何一点的速度都可以

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：

$$Q=\frac{1}{313.05}K_0 d_f d_{ov}\sqrt{gp} \tag{1-22}$$

或

$$Q=\frac{1}{313.05}K_1 D d_{ov}\sqrt{gp} \tag{1-23}$$

分离粒度：

$$d_{cp}=839.48\sqrt{\frac{Dd_{ov}C}{d_S K_D\sqrt{p}\,(\rho_T-\rho_W)}} \tag{1-24}$$

式中：Q 为生产能力，L/min；

D 为旋流器直径，cm；

d_f 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/s²；

ρ_T，ρ_W 分别为矿石和水的密度，kg/m³；

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_f/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—

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(0.15～0.25)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 $D/8$～$D/2.3$。当给矿中小于分离粒度的颗粒含量为 40%～70%时，d_{ov}/D 以 0.22～0.26 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(1～2) 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%～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 0.3～0.5，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 0.5～0.7；当分离粒度大于 0.019 mm 时，这一比值约为 0.7～0.9。

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 0.5～1.0；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 1.5～1.6。

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°～20°，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°～120°。

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。

【例题 1-2】　脱泥用的水力旋流器，要求分离粒度为 30 μm，给矿流量为 60 m³/h，给矿浓度为 10%，给矿压力为 7.84×10^4 Pa，矿石密度为 2 700 kg/m³，设计旋流器的尺寸及所需台数。

解　设计步骤如下。

(1) 先设计水力旋流器的直径及确定其他结构参数。

设旋流器直径 $D=250$ mm。选择：

给矿口直径 $d_i=0.2D=0.2\times250=50$ (mm)；

溢流管直径 $d_{ov}=\dfrac{D}{3.33}=\dfrac{250}{3.33}=75$ (mm)；

沉砂管直径 $d_S=0.4d_{ov}=0.4\times75=30$ (mm)；

圆筒高度 $H=1.0D=1.0\times250=250$ (mm)；

溢流管插入深度 $h=0.8H=0.8\times250=200$ (mm)；

锥角 $\alpha=15°$。

(2) 按式 (1-22) 计算设计的旋流器的生产能力，当 $\dfrac{d_i}{D}=0.2$ 时，由表 1-4 得 $K_0=4.9$，则：

$$Q=\frac{1}{313.05}K_0d_id_{ov}\sqrt{gp}$$

$$=\frac{1}{313.05}\times4.9\times5\times7.5\times\sqrt{9.81\times7.84\times10^4}$$

$$=514.76\ (\text{L/min})=30.89\ (\text{m}^3/\text{h})$$

(3) 按给矿流量计算旋流器台数 n。

$$n=\frac{60}{30.89}=1.9\approx2\ (\text{台})$$

(4) 按式 (1-24) 验算设计旋流器的分离粒度 d_{cp}。式中，

$$K_D=0.8+\frac{1.2}{1+0.1D}=0.8+\frac{1.2}{1+(0.1\times25)}=1.14$$

则：

$$d_{cp}=839.48\sqrt{\frac{Dd_{ov}C}{d_SK_D\sqrt{p}\ (\rho_T-\rho_W)}}$$

$$=839.48\sqrt{\frac{25\times7.5\times10}{3\times1.14\sqrt{7.84\times10^4}(2700-1000)}}$$

$$=28.49\ (\mu m)$$

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。

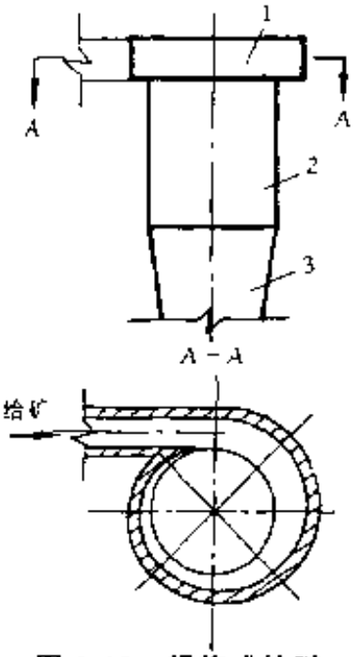


图1-13　螺旋式给矿旋流器示意图

1—螺旋给矿器；2—圆柱体；3—圆锥体。

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

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300mm×450mm（长×宽）旁动型隔膜跳汰机。

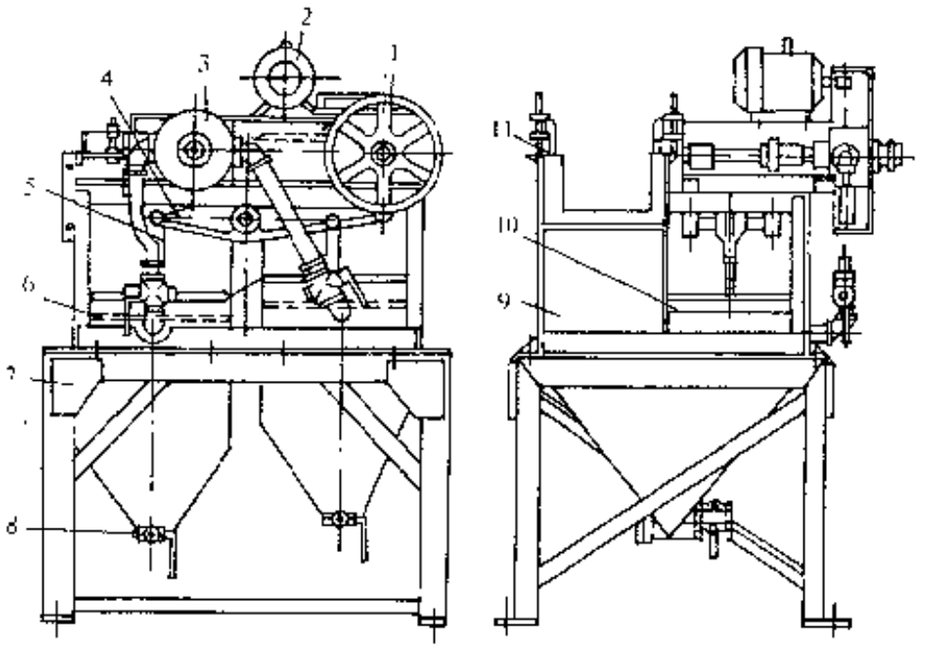


图1-14 300mm×450mm旁动隔膜跳汰机

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1000mm×1000mm（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

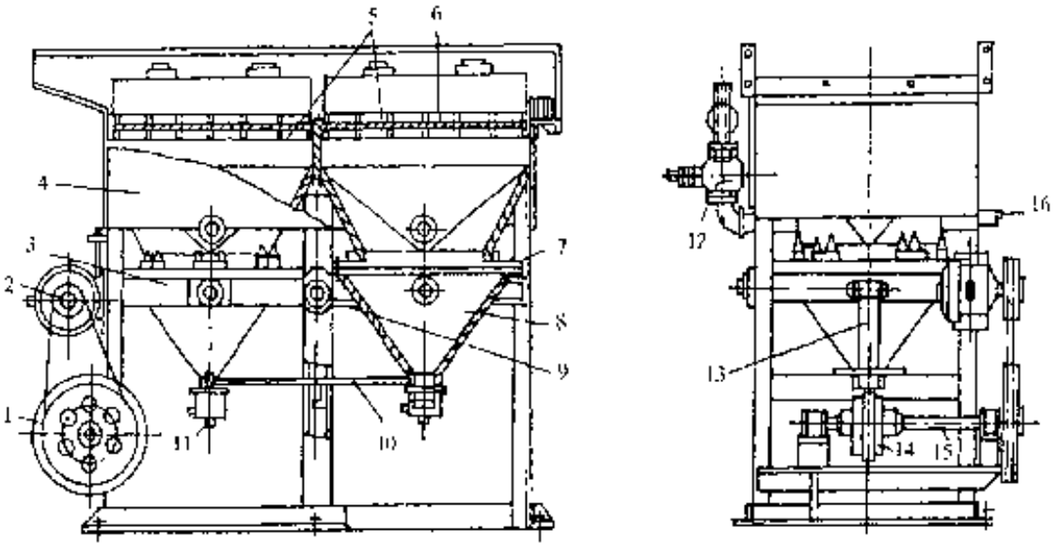


图 1-15　1 000 mm×1 000 mm 下动型圆锥隔膜跳汰机

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。

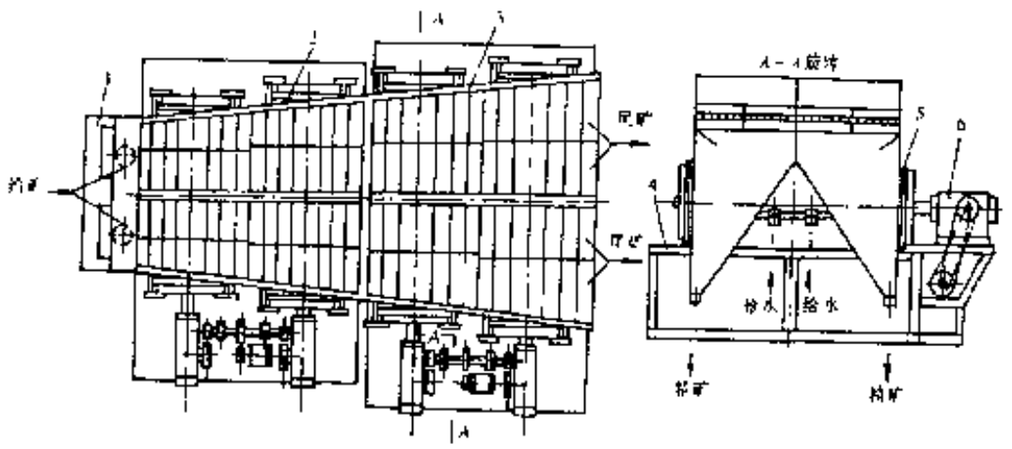


图 1-16　（1 200～2 000）mm×3 600 mm 梯形跳汰机

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 mm×450 mm（长×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 mm×1 000 mm(长×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(1 200～2000) mm×3 600 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

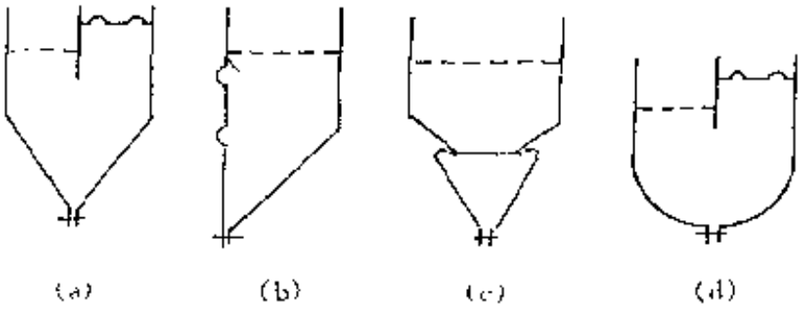


图 1-17　跳汰机水箱形状

方，水流速度较大，远离隔膜的地方，水流速度较小。为了改善跳汰室内水流的分布，图 1-17 (a) 的上动型隔膜跳汰机水箱中间的隔板插入筛下的深度要适当，插入深度过浅，水速分布不均匀，插入过深，会增加水箱不必要的高度。当处理粗粒物料时，合理的隔板深度约为筛板宽度的 0.4 倍，处理细粒物料时约为筛板宽度的$\frac{1}{3}$。

图 1-17(b)为侧动型跳汰机（如梯形跳汰机）的水箱，隔膜在箱体的侧壁。为了使跳汰室的水流分布均匀，在隔膜上方的侧壁设置一倾斜的挡板，挡板的斜度和长度要适当，使由隔膜到筛面的脉动水的流线长度大致相等。

图 1-17(c)为下动型圆锥隔膜跳汰机的水箱，呈截锥形，由于隔膜位于水箱下方，水流基本上是垂直通过筛板并且分布较均匀，但这种水箱因隔膜及传动机构在水箱下面，维护管理不方便，并且动锥要承受筛下精矿的重力，当筛下精矿量较多时，隔膜容易破损，排矿也不方便。

图 1-17(d)为圆底形水箱，这种水箱形状便于水流流动，减少水流阻力。水流速度在跳汰室上的分布比图 1-17(a)或(b)的要均匀，但筛下精矿排出困难。如果圆形水箱向下逐渐变为角锥形，就可以改善筛下精矿的排出。

2. 跳汰室的宽度和长度

跳汰机箱体上部跳汰室的面积影响着设备的处理能力和分选

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。

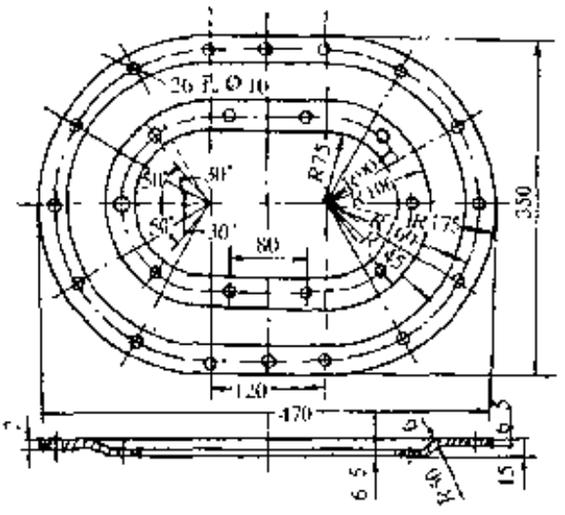


图 1-18　300 mm×450 mm 上动型隔膜跳汰机的橡胶隔膜

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：

$$\beta=\frac{S'}{S} \tag{1-25}$$

式中：S'为隔膜面积；

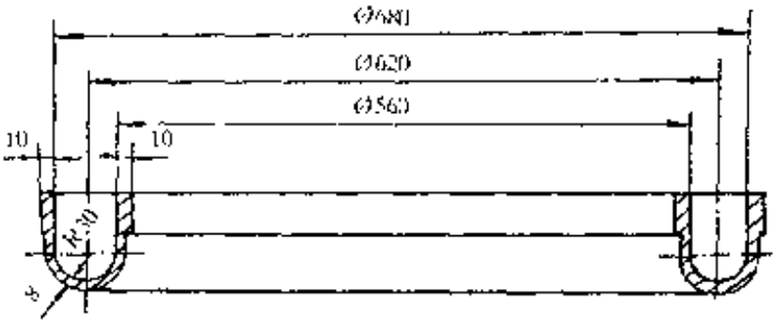


图 1-19　(1200～2000) mm×3600 mm 梯形跳汰机的橡胶隔膜

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：

$$L=\beta L' \tag{1-26}$$

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：

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

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

式中：n 为冲次，r/min；

ω 为偏心轮角速度，$\omega=\frac{2\pi n}{60}$，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。

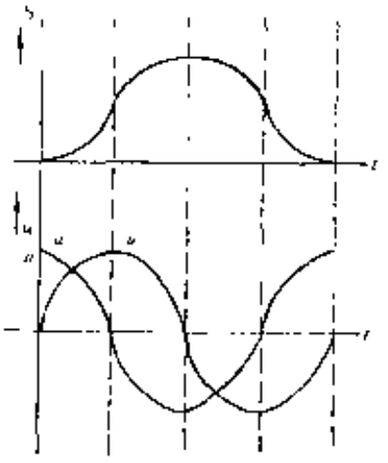


图 1-20　正弦跳汰周期的水流运动速度、加速度和位移曲线

u- 水流速度曲线；

a—水流加速度曲线；

S—水流位移曲线。

跳汰室中水流最大速度和最大加速度分别为：

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

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

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

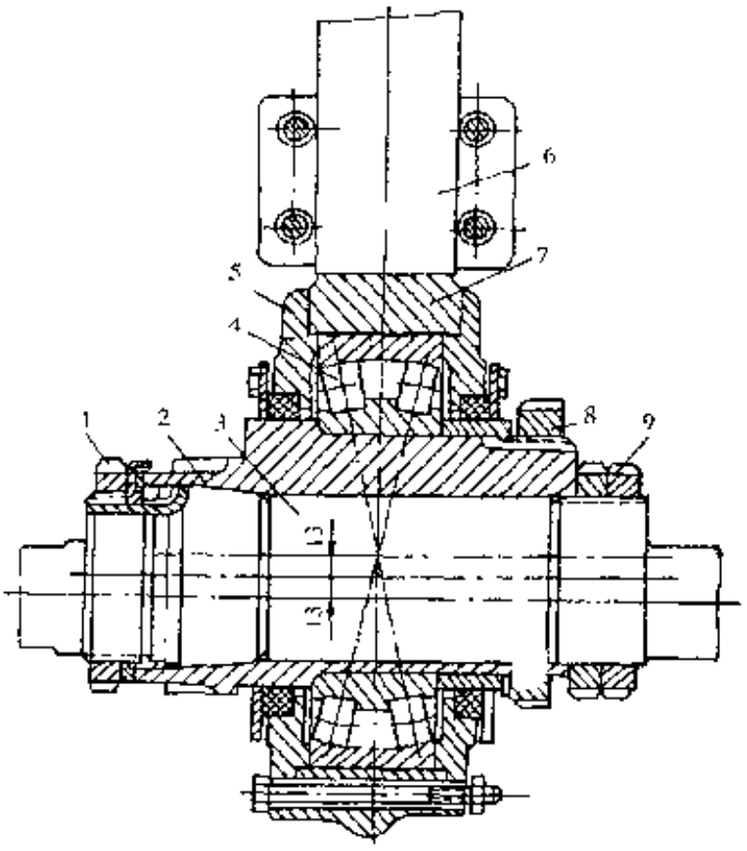


图 1-21　下动型圆锥隔膜跳汰机偏心头部分结构图

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 0～18 mm，因而偏心套连杆冲程为 0～36 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 0～26 mm。下动型圆锥隔膜跳汰机偏心机构的总偏心距为 0～26 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 0～26 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

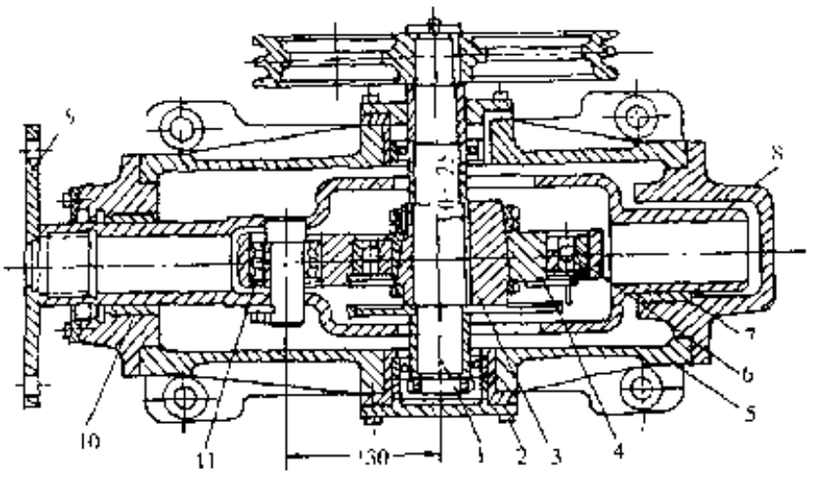


图 1-22 梯形跳汰机传动箱

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

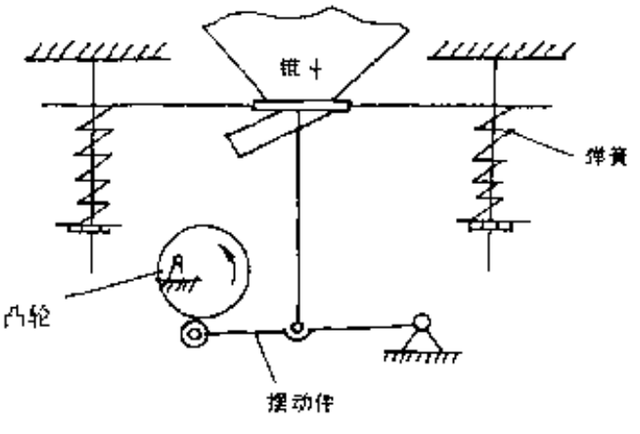


图 1-23 凸轮摆杆传动机构示意图

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。

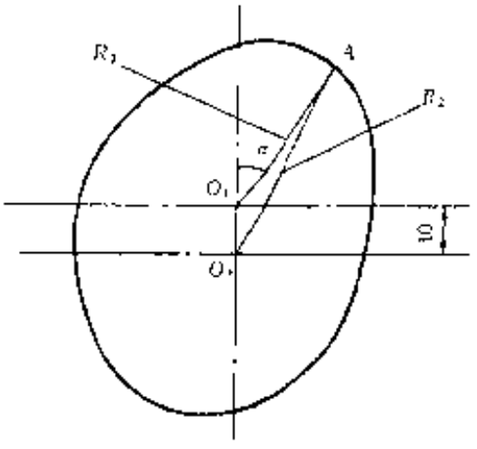


图 1-24　凸轮运转的外廓曲线

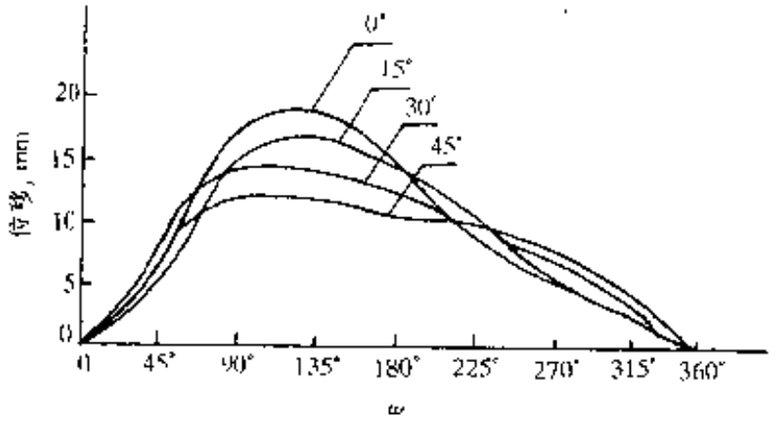


图 1-25　锥斗位移曲线

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。

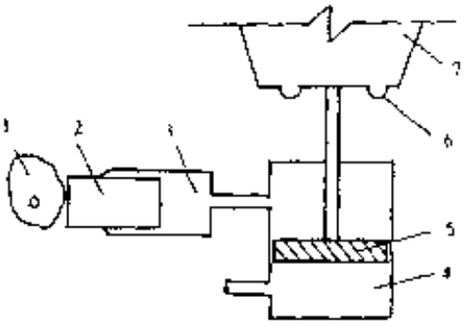


图 1-26 凸轮液压传动机构示意图

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。

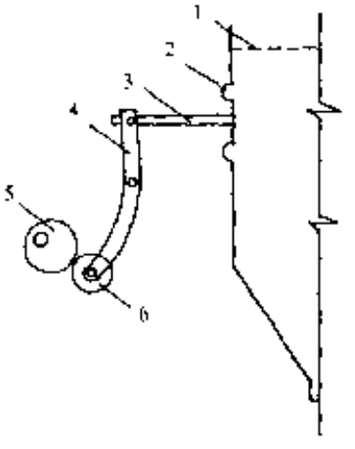


图 1-27 偏心轮摇杆差动传动机构示意图

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。

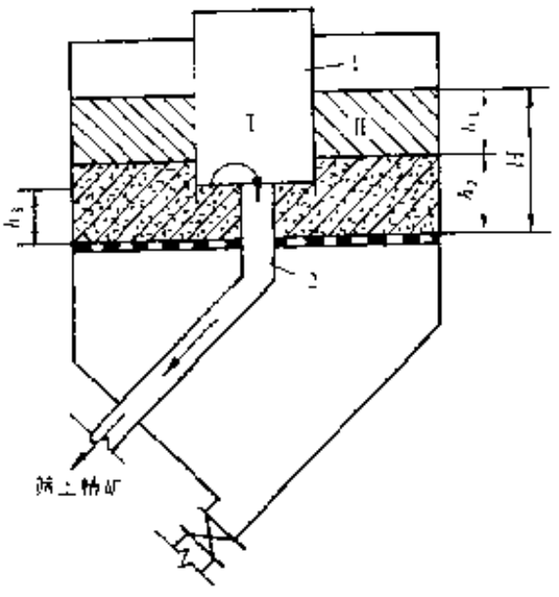


图 1-28　中心管排矿装置

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：

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

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

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：

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

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：

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

若精矿产率为 γ，则：

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

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 $d<12$ mm 的矿石的跳汰机，中心管直径为 50 mm，外管直径为 120～130 mm；选中细粒的跳汰机，中心管直径为 25 mm，外管直径为 75～100 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 mm×150 mm（长×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。1 000 mm×1 000 mm(长×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

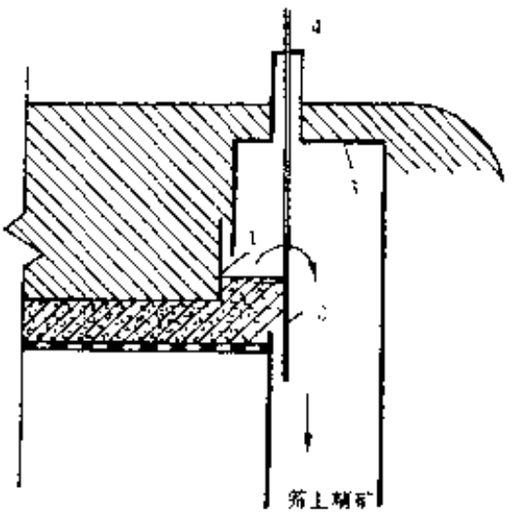


图 1-29　闸门排矿装置

1—外闸门；2—内闸门；3—盖板；4—手轮（调节内闸门）。

精矿分开，盖板两边要设排气管，使盖板内部与大气相通，否则精矿排出困难。

闸门排矿的原理与中心套管排出的原理相同，它的优点是精矿可以沿整个筛面宽度排出，其移动的方向与矿流方向一致，故精矿排出容易。

筛下精矿从水箱下端的排矿管排出，排矿管径约为 12～25 mm。

七、筛下补加水装置

筛下补加水的目的是减弱下降水流的吸入作用，提高精矿品位。安放筛下补加水管应使其向上弯向筛面中央，并与筛面有一定的距离；在出水口处应设有挡板，避免水流向筛面的局部射入。

筛下补加水分连续给入和间断给入两种。间断给入筛下补加水的装置是如图 1-14 所示的上动型隔膜跳汰机上的旋转分水阀。分水阀内有 1 个可旋转的活瓣，活瓣的轴用链条与传动机构的主轴相连，使分水阀的启闭和隔膜的动作相协调。当隔膜下降时，水阀关闭；当隔膜上升时，水阀启开，补加水流进入水箱内，从而减弱下降水流的吸入作用。

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：

$$Q=3.6BH\rho_T v(1-\lambda) \tag{1-36}$$

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；

ρ_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；

λ 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·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·(m²·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

续上表

原　料	跳汰机型式	给矿粒度/mm	冲程/mm	冲次/($r \cdot min^{-1}$)	处理能力	
					$t \cdot (台 \cdot h)^{-1}$	$t \cdot (m^2 \cdot h)^{-1}$
钨　矿	1 000×1 000 下动型	8～4.5	18～20	250～280	6.8～9	3.8～5
		4.5～1.5	14～16	280～300	5～6.8	2.8～3.8
砂锡矿	1 000×1 000 下动型	5～0	10～20	200～350	10～25	5.6～14
钨　矿	(1 200～2 000)×3 600 梯形	1.5～0.25	20～28	140～220	15～20	2.6～3.5
砂锡矿	(1 200～2 000)×3 600 梯形	6～0	12～25	200～420	15～30	3.0～6.0
钨锡脉矿	1 070×1 070 锯齿波形	<15	12～17	60～200	17.5～15	3.3～6.6
	450×750×950 锯齿波梯形	<6	12～17	80～255	2～6	3.5～10.5

第 3 节　摇床的设计

一、概　述

摇床是选别－2 mm 细粒矿石的主要重选设备，在摇床面上矿粒分带明显，可同时得出多个产品，富集比高，一次选别可得到高品位的精矿和废弃的尾矿，因此，摇床在重选厂被广泛应用。

摇床的构造见示意图 1-30，其主要的构造部件有：床头、床面、支承装置、调坡装置等。

摇床按床头的传动型式可以分为：

(1) 凸轮杠杆摇床，如云锡式摇床或 CC—2 摇床；

(2) 偏心连杆摇床，如图 1-30 的 6—S 摇床；

(3) 弹簧摇床；

(4) 悬挂式齿轮摇床；

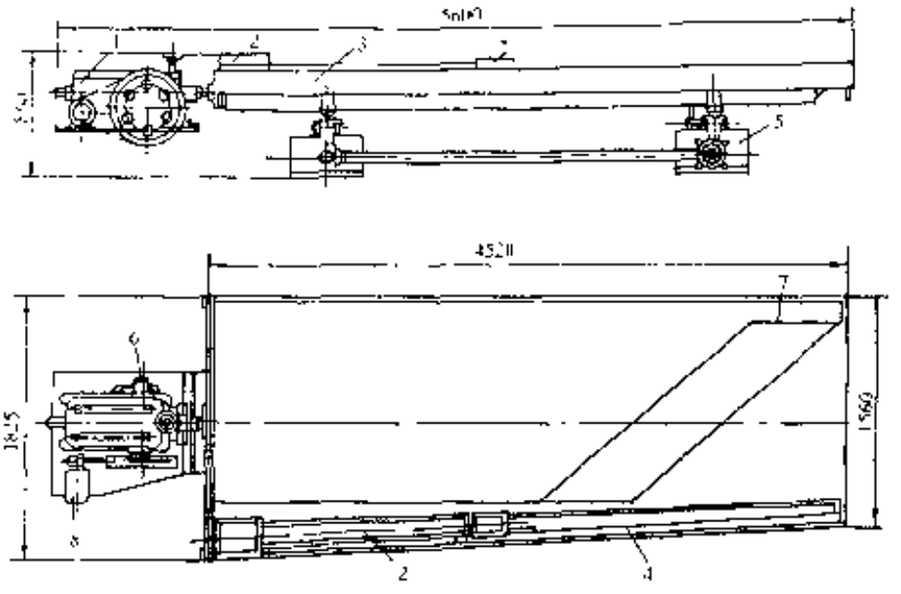


图 1-30 6—S 摇床

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：

$$a_{KP}=\frac{\rho_T-\rho_W}{\rho_T}gf \tag{1-37}$$

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。

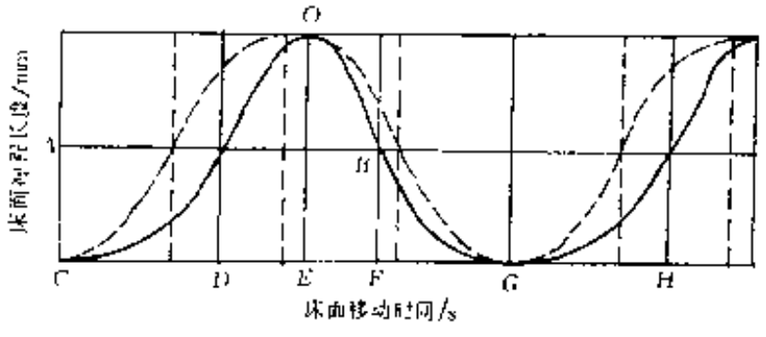


图 1-31　床头位移曲线

实线—不对称运动位移曲线；虚线—对称运动曲线。

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

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

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。

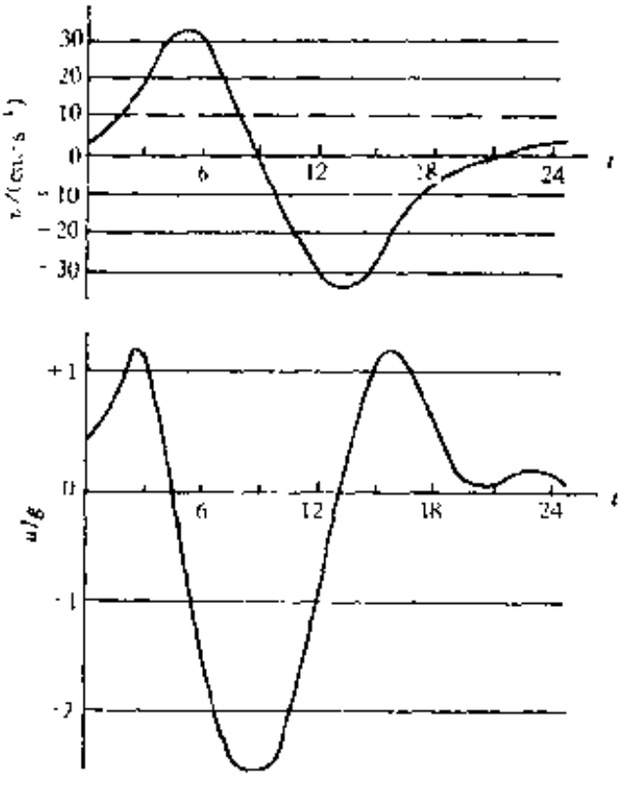


图 1-32 凸轮杠杆机构床头运动特性曲线

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。

1. 凸轮杠杆式床头

凸轮杠杆式床头的结构见图 1-33。云锡式摇床采用这种床

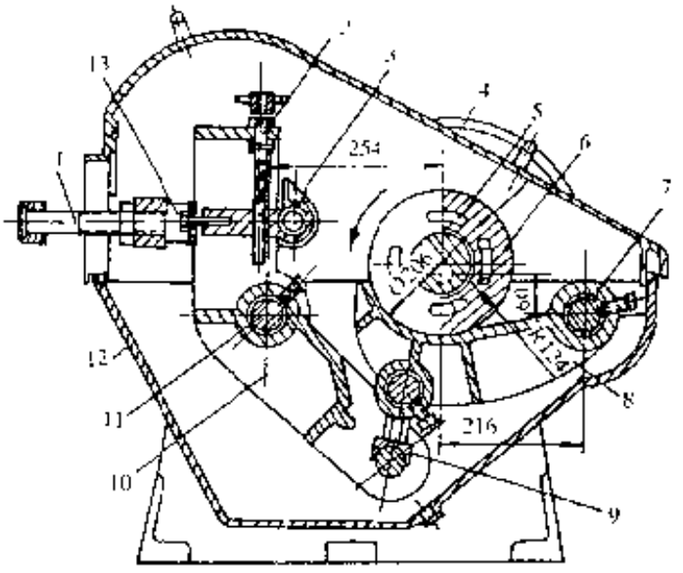


图 1-33　凸轮杠杆式床头

1—拉杆；2—调节螺杆；3—滑动头；4—大皮带轮；5—偏心轴；6—滚轮；7—支臂偏心轴；8—摇动支臂；9—连接杆；10—曲拐杠杆；11—杠杆轴；12—箱体；13—联接叉。

头，它主要由偏心轴、滚轮、摇动支臂、连接杆和曲拐杠杆等部件组成。当传动偏心轴的偏心向下旋转时，滚轮压紧摇动支臂使其绕支臂的偏心轴向下摆动，通过连接杆使曲拐杠杆的上部向右摆动，从而使曲拐杠杆上部的拉杆拉动床面后退，并压缩床面下的弹簧；当传动偏心轴的偏心向上旋转时，床面下的弹簧伸开，床面前进。

凸轮杠杆床头的不对称系数 E_1 和 E_2 值受如下因素影响：

(1) 传动偏心轴的偏心距越大，E_1 值越大。

(2) 当连接杆与摇动支臂运动到最低位置的夹角相同时，连接杆越短，E_1 值越大。

(3) 滚轮中心与摇动支臂圆弧面曲率中心之间的距离越短，E_1 值越大。

(4) 连接杆与摇动支臂的夹角越大，E_1 值越大，此角度一般

为150°左右。这个角度如果太大，则因床面后退且由于床面下弹簧的作用使摇动支臂抬起时，弹簧所产生的向上分力太小，会使摇动支臂与滚轮脱节，产生冲击。

(5) 摇动支臂偏心轴的偏心位置向着床面后调时，E_2 值随之由小变大，此时 E_1 值会稍有降低。

生产上传动偏心轴的偏心距规格有 14.5，10.5，7.5 mm 3 种。连接杆长度规格有 92，95，101，108 mm 4 种。摇动支臂偏心轴的偏心距通常为 2 mm。

床头制成后，E_1 值是不便调节的，通常只能通过调节 E_2 值来调节床头运动的不对称性。

凸轮杠杆式床头的 E_1 值在 1.88 左右，E_2 值在 1.01 至 1.24 之间调节。选粗粒物料时，$E_1=1.88$，$E_2\approx1$ 可以满足需要；选细砂时，$E_1=1.88$，$E_2=1.24$ 比较适合。

凸轮杠杆床头使床面后退运动的最大加速度值与床面前进最大加速度值之比一般为 1.55～1.79。

凸轮杠杆床头传动偏心轴的转动具有方向性，其转动方向应为反时针方向（床面在左边），对于如图 1-33 所示的方向，E_2 值可大于 1，这样有利于物料的分选；如果是以顺时针方向转动，则 $E_2<1$，这样部分地抵消了 E_1 的作用，对分选不利。

冲程通常是通过螺杆调节联接叉的高度，改变曲拐杠杆的传动比来调节。联接叉向上，冲程大，反之冲程小。此外，加长连接杆、减小传动偏心轴的偏心距，或改变摇动支臂偏心轴的偏心位置使连接杆与摇动支臂间的夹角，都可以减小冲程。

凸轮杠杆床头运动特性较好，不对称性较大，并且可以调节不对称性系数 E_2 值，特别适宜于处理细粒物料，通过改变传动比来调节冲程时不影响床头的运动特性。床头坚固耐用，易磨零件少。这种床头的主要缺点是弹簧安装在床面下，看管不便，并且调冲程时需要停机。调节冲程后，床头拉杆高度与床面重心高度不一致，床头拉杆调节过高时，容易产生磨损。

除了如图 1-33 所示的凸轮杠杆床头外，还有如图 1-34 所示

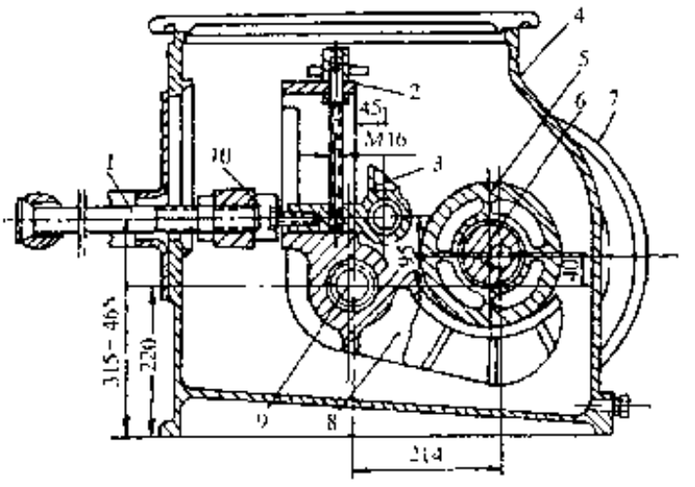


图 1-34　简化的凸轮杠杆式床头

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，从面调节冲程的大小。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°～179°。摇动杆长度与偏心轴偏心距之比越小，E_1 值越高。

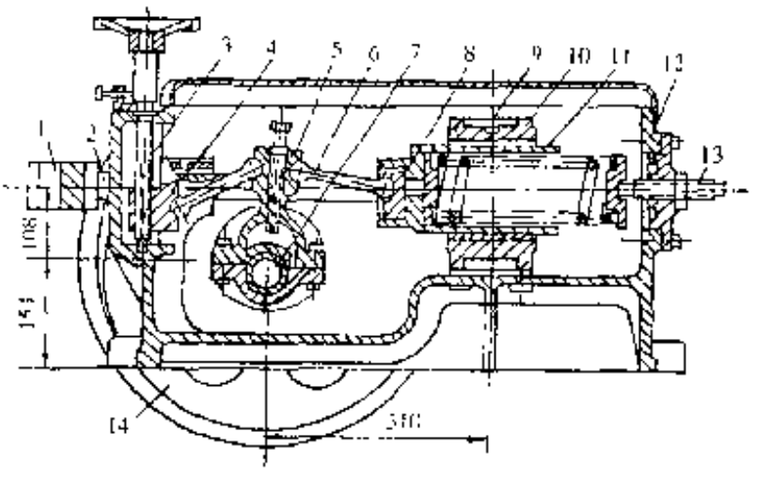


图 1-35 偏心连杆式床头

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。

这种床头的不对称系数 E_1 值与凸轮杠杆式床头的接近，但 E_2 值只为 1 左右，其不对称性比凸轮杠杆式床头小一些，并且不对称性不能调节。它转动没有方向性，冲程调节容易，不需停机，床头箱结构紧凑，适用于处理粗砂物料。但这种床头结构复杂，易磨损件较多，床头箱容易出现漏油现象。

3. 弹簧床头

弹簧床头的构造见图 1-36，主要由传动机构和差动机构两部分组成。传动机构的作用是使床面做往复运动，它由电动机、偏心轮及摇杆组成。摇杆为 15～17 mm 的圆钢或 12.7 mm 的水管，摇杆的一端与偏心轮轴绞接，另一端通过其上的卡弧夹紧在床面连结器的轴上，中间套以橡胶套，形成弹性连接（见图 1-37）。在偏心轮旋转时，摇杆在水平线上、下偏离的角度应相同，否则将引起床面跳动。

差动机构的作用是使床面作不对称的往复运动，它由软弹簧、硬弹簧、弹簧箱及调节冲程的手轮等组成。当偏心轮使床面前进时，软弹簧伸长，床面前进到末端时，硬弹簧与弹簧箱壁撞击后

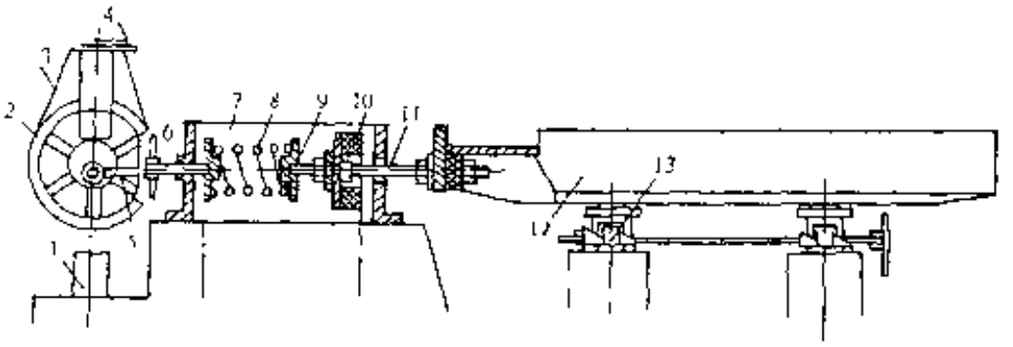


图 1-36　弹簧摇床结构示意图

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。

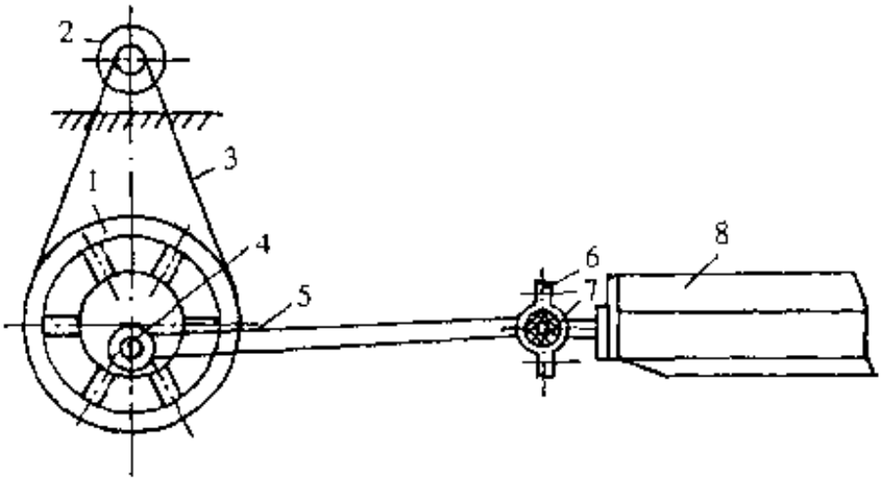


图 1-37　摇杆柔性连接示意图

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：

$$E_1 = 4.37\frac{Q}{350} \tag{1-40}$$

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：

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

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：

$$E_2 = 100\times\frac{Q}{360} \tag{1-42}$$

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：

$$Wr = 0.17Q \cdot s \tag{1-43}$$

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

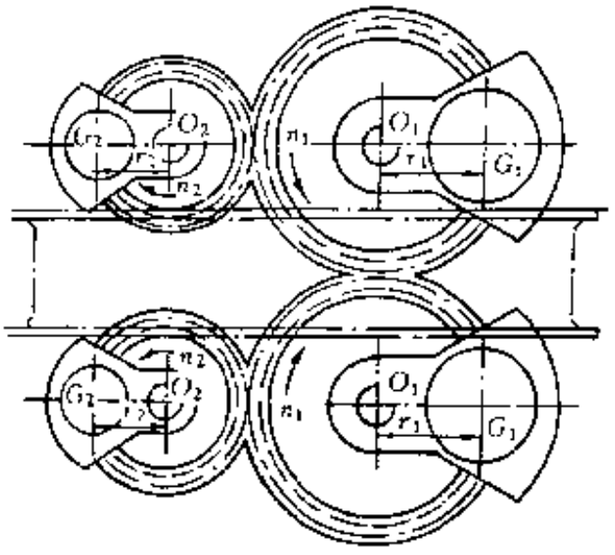


图 1-38　齿轮床头简图

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：

$$F_1 = F_2 = G_1 r_1 \omega^2 / g \tag{1-44}$$

$$F_3 = F_4 = 4 G_2 r_2 \omega^2 / g \tag{1-45}$$

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：

$$\begin{aligned}P &= F_1+F_2-F_3-F_4\\ &= G_1r_1\omega^2/g+G_1r_1\omega^2/g-4G_2r_2\omega^2/g-4G_2r_2\omega^2/g\\ &= \frac{2\omega^2}{g}(G_1r_1-4G_2r_2)\end{aligned} \tag{1-46}$$

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：

$$\begin{aligned}P &= F_1+F_2+F_3+F_4\\ &= \frac{2\omega^2}{g}(G_1r_1+4G_2r_2)\end{aligned} \tag{1-47}$$

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：

$$P=\frac{2\omega^2}{g}(G_1r_1\cos\omega t-4G_2r_2\cos\omega t) \tag{1-48}$$

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 $\frac{G_1r_1}{G_2r_2}=M$ 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。

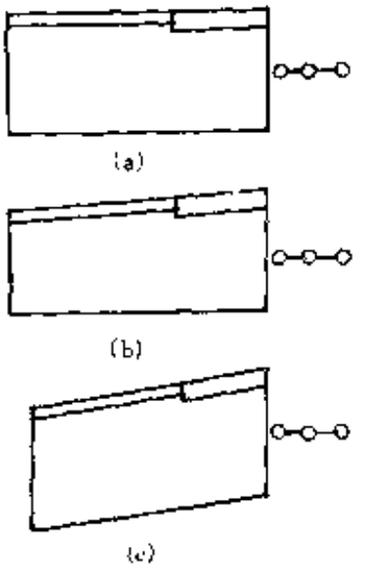


图 1-39　床面形状

(a)矩形；(b)梯形；(c)菱形。

床面应有足够的长度，以便得到高的精矿品位；同时又要求有足够的宽度，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

7.5 m^2。

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。

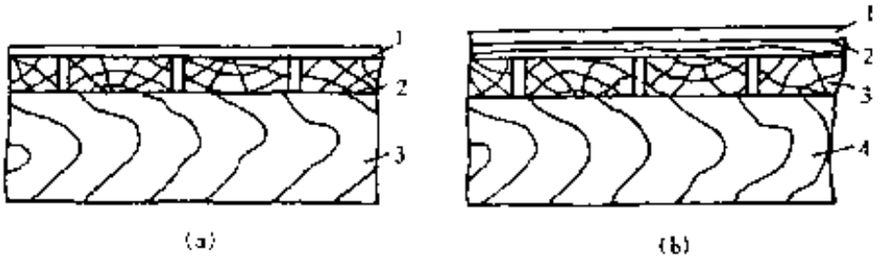


图 1-40 6—S 床面结构

(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

1-41，1-42、1-43。

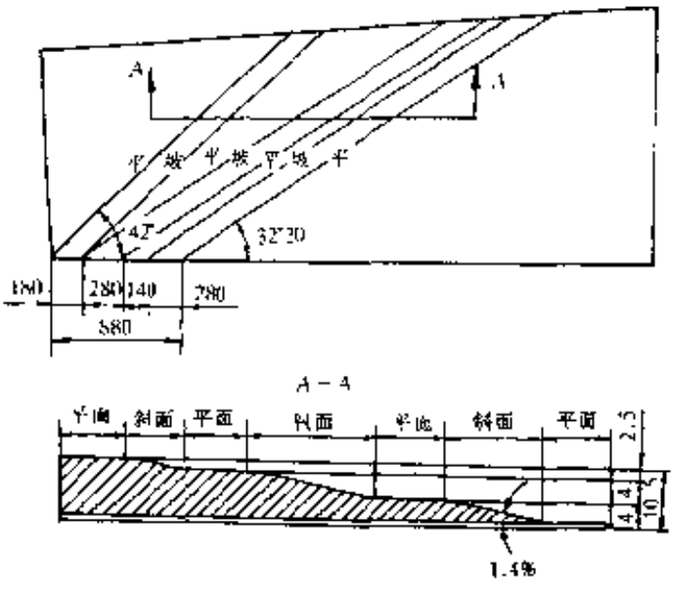


图 1-41　云锡粗砂床面纵向坡度示意图

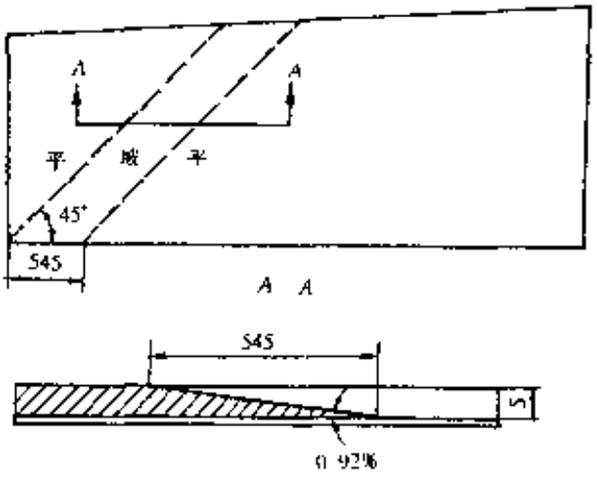


图 1-42　云锡细砂床面纵向坡度示意图

胶皮床面及漆灰床面有较适宜的粗糙度，矿粒在床面上分带较好，但胶皮床面成本高，钉孔易漏水，使胶皮鼓包和变形，漆灰床面制造工序复杂，加工周期较长。木质胶皮床面使用寿命一般为 3～5 年，木质漆灰床面使用寿命一般为 5～7 年。

除了上述两种床面材料外，还有铝合金床面、玻璃钢床面和聚酯床面，这 3 种床面耐腐蚀，使用寿命长，加工精度高，不易

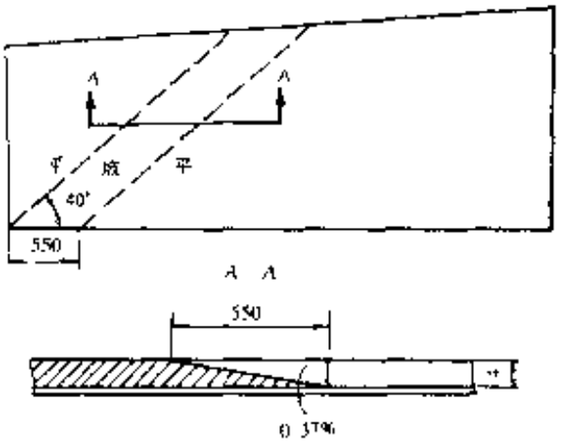


图 1-43 云锡刻槽床面纵向坡度示意图

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涮到尾矿中去，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，选择适宜的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。

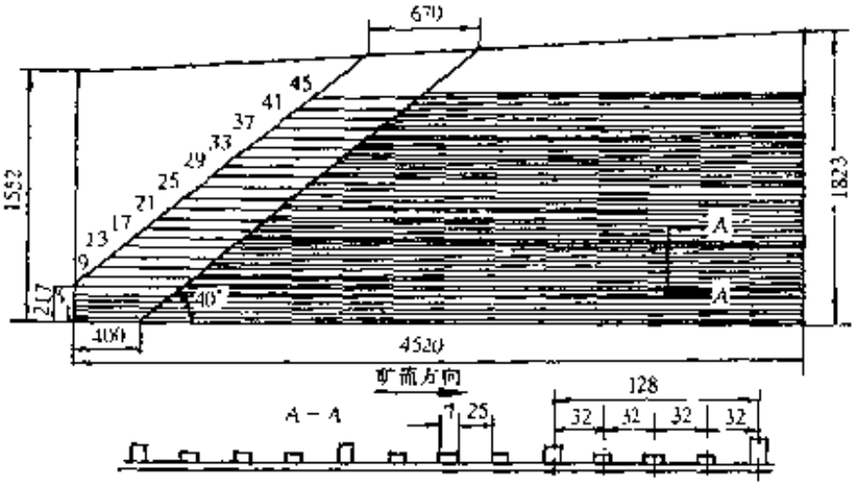


图 1-44　6—S 矿砂床面来复条示意图

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的来复条时比较平缓，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。

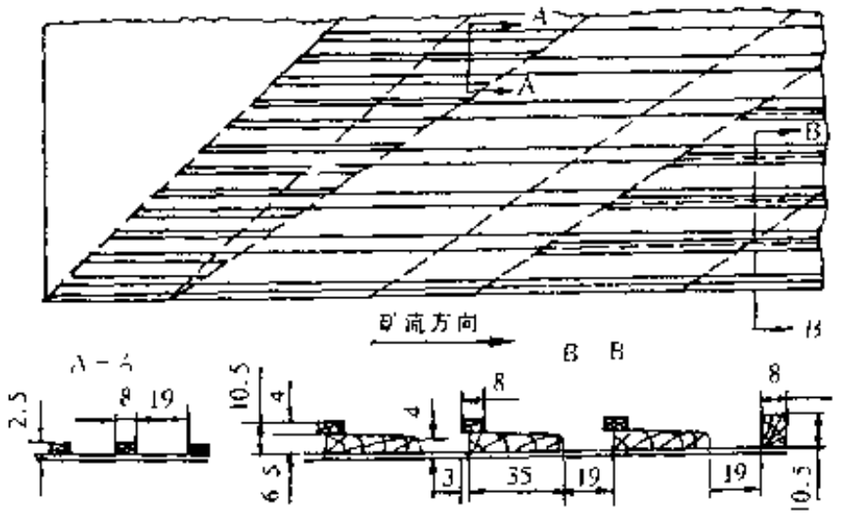


图 1-45 云锡粗砂床面来复条示意图

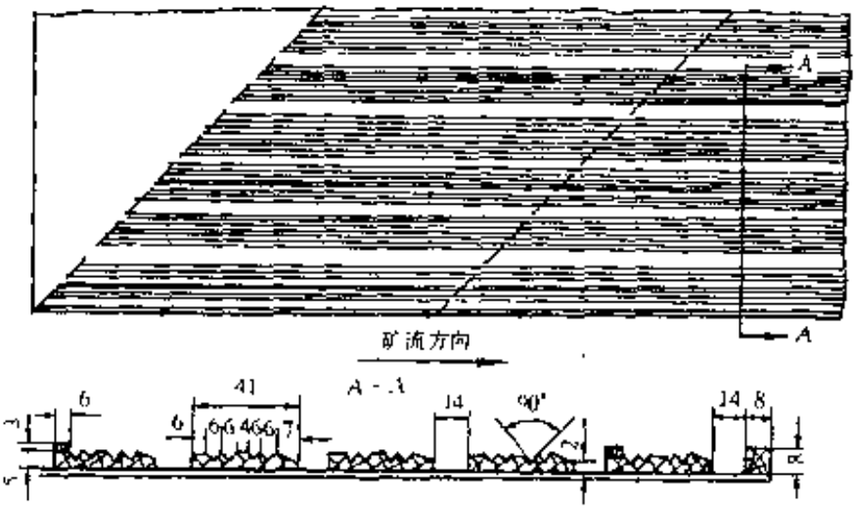


图 1-46 云锡细砂床面来复条示意图

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

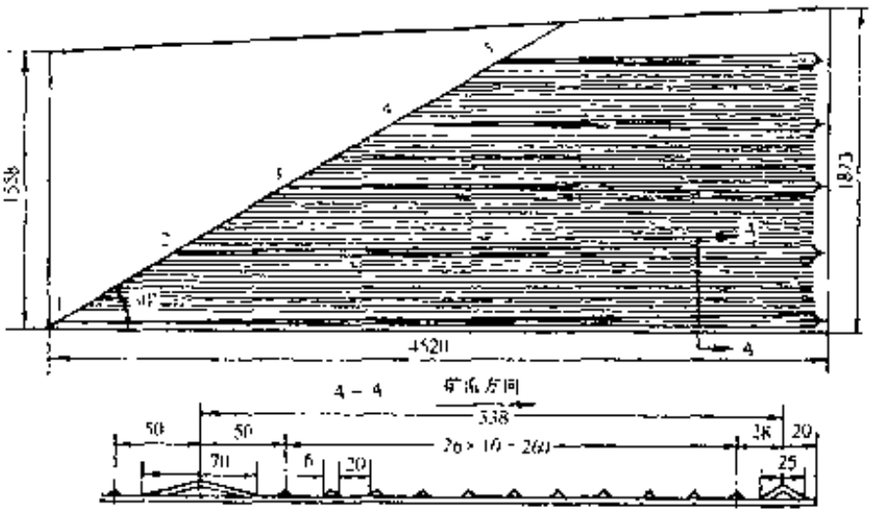


图 1-47　6—S 矿泥床面来复条示意图

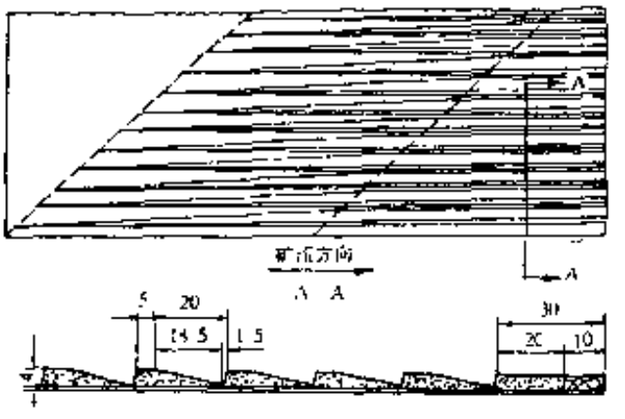


图 1-48　云锡刻槽床面槽沟示意图

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

方式又称为波形来复条。这种来复条容易使轻矿物排出，能够提高摇床的处理量，并且由于矿粒沿来复条运行的距离增长，有利于回收率的提高。但这种来复条加工较麻烦，倾斜段和直线段的接口不易吻合，因此，生产上仍多采用以平行直线形式布置的来复条。

来复条在床面上布置的疏密程度对摇床的分选指标有影响，较密的来复条，重矿物受到的保护机会增多，精矿回收率增加。但来复条也不能布置得太密，否则精矿产率过大，影响精矿品位。来复条之间一般是等距离布置，有的床面的来复条采用疏密结合的形式布置，从给矿侧到排矿侧，来复条由密变疏，这种布置较为合理。

来复条从传动端到精矿区逐渐尖灭，各来复条尖灭点的连线为尖灭线，尖灭线与排矿侧的夹角称作尖灭角。尖灭角的大小对摇床处理量和其他技术指标有影响：尖灭角减小，则精矿区加长，可强化精选过程，对提高精矿品位有利；但尖灭角减小后，给矿槽缩短，在处理量相同的条件下，矿流集中，造成尾矿品位和损失率增高；尖灭角过大，则不利于提高精矿品位。

尖灭角一般以 35°～45°为宜。处理粒度粗、品位低的物料时，要求尖灭角小；处理粒度细、品位高的物料时，要求尖灭角大。若将来复条长短相间布置，则尖灭线有 2 条。这种布置将增加中矿带的宽度，有利于产品的截取。

6—S 摇床的粗砂床面共有 46 根矩形断面的来复条，每根宽约 7 mm，每 4 根为 1 组。其中，3 根较低，在传动端的高度为 5 mm；另 1 根较高，由给矿侧到排矿侧逐渐加高，由 7 mm 升高至 18 mm。来复条的中心间距为 32 mm。

云锡式摇床的粗砂床面用梯形断面的来复条，宽度较大，共有 28 根，每根来复条上面加 1 根 4 mm 高的小条（见图 1-45），从给矿侧到排矿侧，来复条的高度没有变化。

云锡式摇床细砂床面的来复条共 27 根，每隔 3 根增加 1 根 3

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1.6mm，宽6mm；另1根较高，在传动端的高度为5～12mm，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25mm外，其余的均为70mm，2根高来复条的中心间距为338mm，低来复条的中心间距为26mm（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25mm，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。

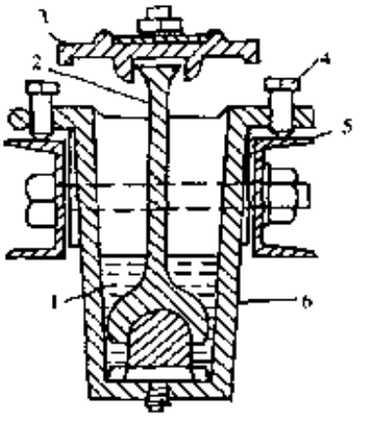


图 1-49 摇动支承示意图

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

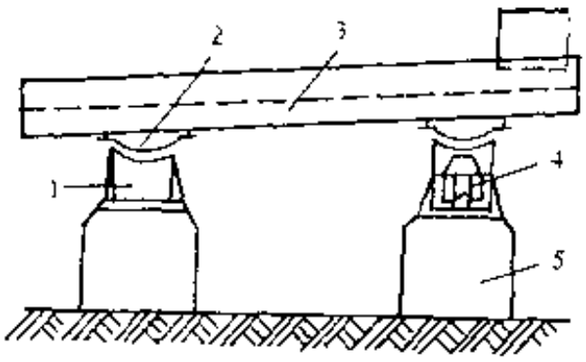


图 1-50　滑动支承示意图

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。

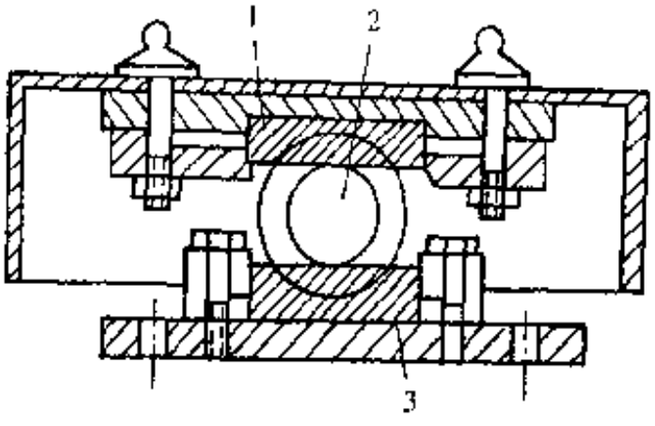


图 1-51　滚动支承示意图

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。

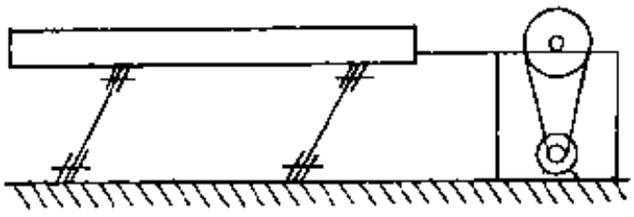


图 1-52 弹性支承示意图

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。

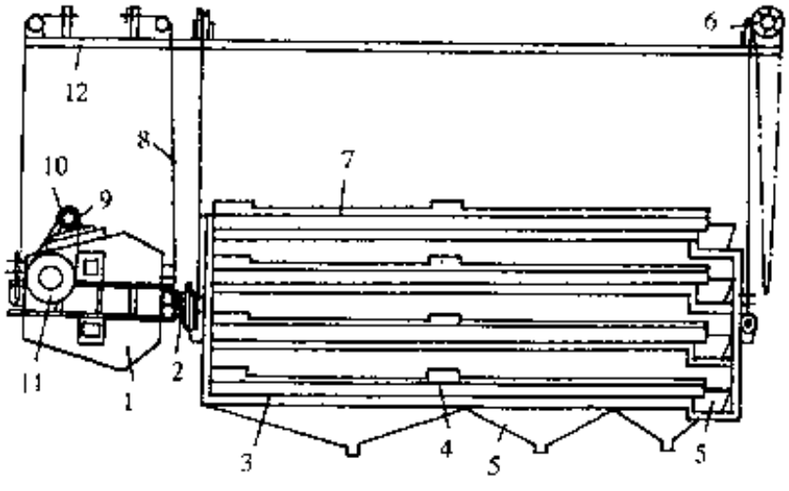


图 1-53 悬挂式四层摇床简图

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 I-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°～10°），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。

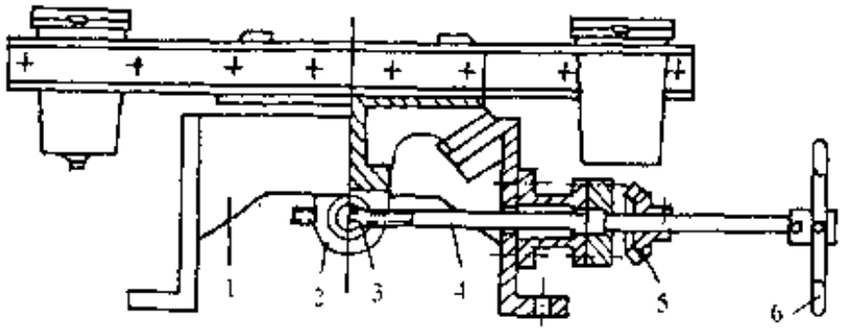


图 1-54　定轴式调坡机构示意图

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

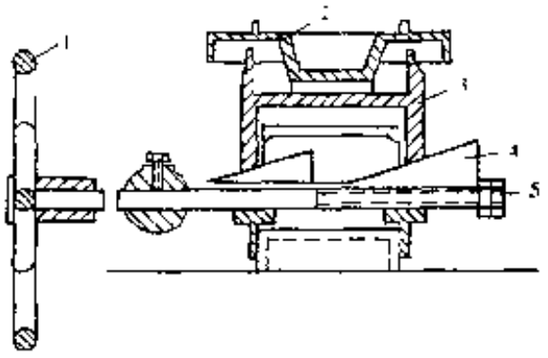


图 1-55 变轴式调坡机构示意图（云锡式摇床用）

1—调坡手轮；2—滑块；3—滑块座；4—调坡楔块；5—调坡拉杆。

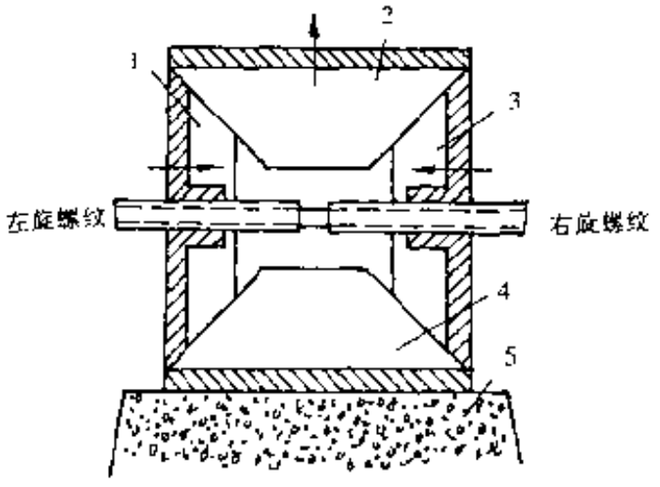


图 1-56 变轴式调坡机构示意图（弹簧摇床用）

1—左斜块；2—上斜块；3—右斜块；4—下斜块；5—水泥基础。

层摇床可以由 1 个床头带动并用 1 个调坡机构；多层摇床可以设计成各床面用于同一的选别作业，也可以设计成用于不同的选别作业的床面，如上面的床面用作粗选，下面的床面用作精选或扫选。

摇床的生产能力通常以 t/(h·台)或 t/(d·台)计算，我国钨锡矿用单层摇床的生产定额如表 1-8 所示。

表 1-8　单层摇床生产定额　　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：

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

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/m^3；

d_{cp} 为给矿平均粒度，mm；

n 为螺旋头（个）数。

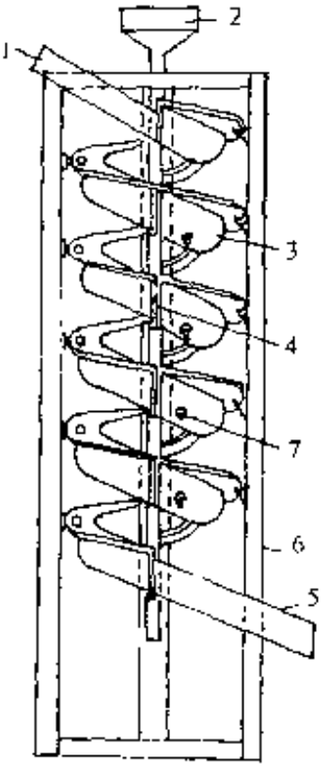


图 1－57　螺旋选矿机

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。

（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

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－2 mm 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。

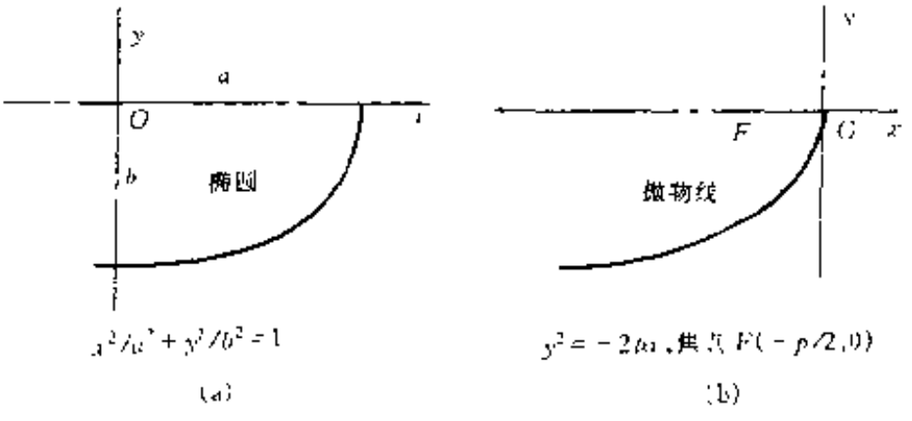


图 1-58　螺旋槽的断面形状

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 400 mm 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 600 mm 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：

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

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

选别粒径小于 0.2 mm 的物料，用较平缓的抛物线断面的螺旋槽较好。

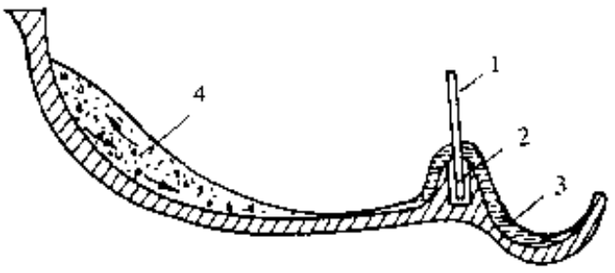


图 1-59 复合椭圆螺旋槽工作示意图

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 μm。立方抛物线的方程为：

$$x = ay^3 \tag{1-51}$$

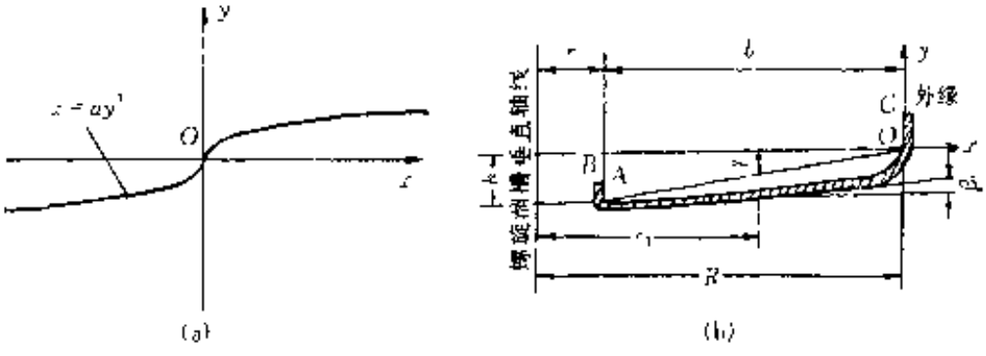


图 1-60 螺旋溜槽的横断面形状

(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：

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

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。

$$x_A=R-r \tag{1-53}$$

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。

$$\tan\beta=\frac{\mathrm{d}y}{\mathrm{d}x}=\frac{1}{3a^{1/3}(R-r_t)^{2/3}} \tag{1-54}$$

$$\mathrm{d}x=R-r_t \tag{1-55}$$

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 $\beta=90°$；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。

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

由式(1-52)和式(1-56)得：

$$\tan\gamma=3\tan\beta_A \tag{1-57}$$

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：

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

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：

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

螺旋溜槽选别粒度为 0.3～0.02 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：

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

式中：D 为螺旋槽的外径，mm；

d 为螺旋槽的内径，为$(0.8\sim0.2)D$，mm.

设螺旋槽的外径 $D=1\,200$ mm，内径 $d=0.8D=216$ mm，下斜角 $\gamma=9°$，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：

$$x=0.001y^3$$

$$\mathrm{d}x=R-r_i=600-r_i$$

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：

$$\frac{\mathrm{d}y}{\mathrm{d}x}=\tan\beta=\frac{1}{0.3(600-r_i)^{2/3}}$$

由不同半径 r_i 处的横向倾角 β 的变化，可将直径为 1 200 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 3/8，横向倾角由 5°增至 12°；外区占槽宽的 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：

$$\tan\alpha=\frac{h}{\pi D} \tag{1-61}$$

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 0.4～0.6，外缘的纵向倾角为 7°～11°；螺旋溜槽的节距与外径的比值一般为 0.5～0.6，外缘纵向倾角为 9°～11°。

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 5～6 圈。重矿物在螺旋槽内的回收率在前 3～4 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。

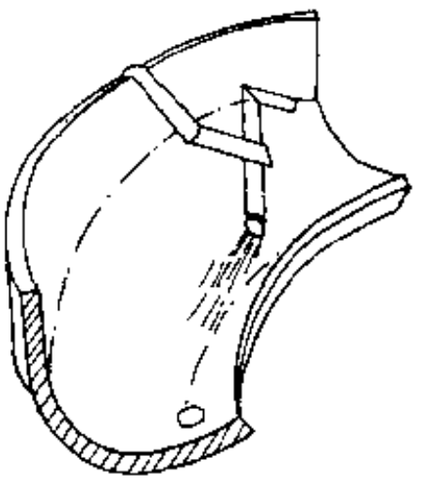


图 1-61 冲洗水装置（一）

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

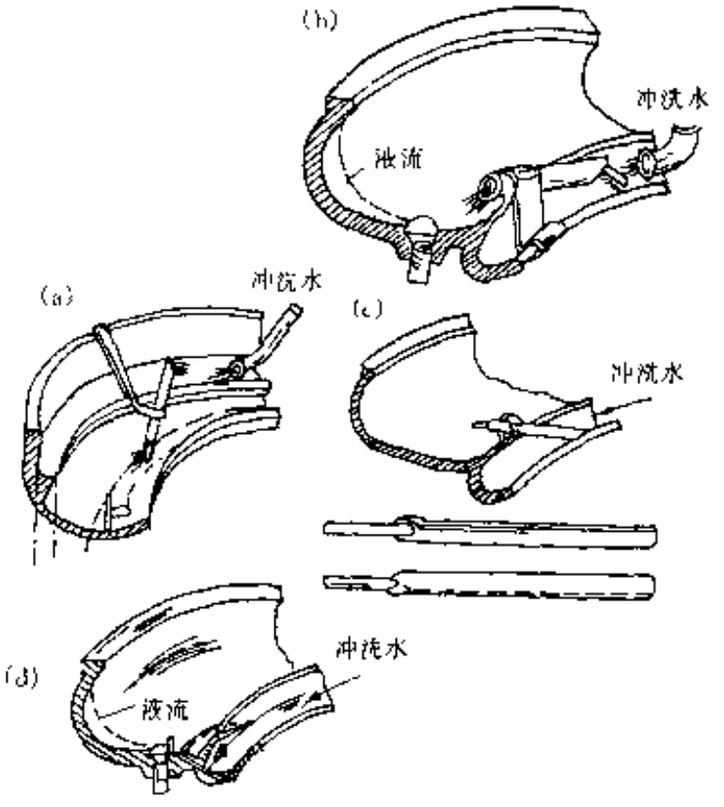


图 1-62　冲洗水装置（二）

板[(图 1-64(b)]可以调节精矿的截出量。

截料器从螺旋槽的第 2 圈起开始配置，一般设置 4～6 个，精矿产量多时，截料器的数目可多些。

选矿泥的螺旋溜槽在槽体上不安设截料器，只在槽尾的矿流排出处，用隔板将已分带的矿流截出。

螺旋选矿机或螺旋溜槽可设计成多头，这样可以提高单位占地面积处理量。

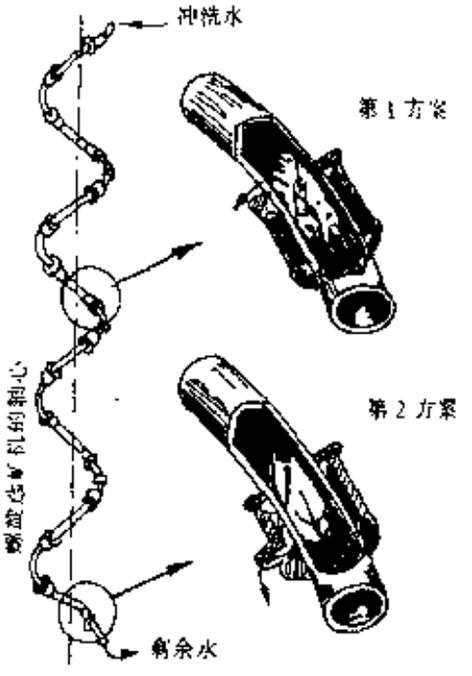


图 1-63　管式冲洗水装置

螺旋溜槽有的设计成旋转式，旋转螺旋溜槽除槽体由电机带动作旋转（旋转方向与矿流方向相同）外，还可以在螺旋槽面上加设床条或

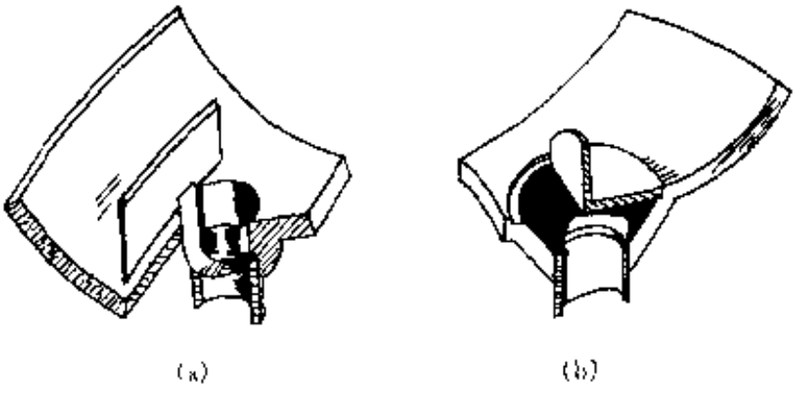


图 1-64 螺旋选矿机截料器的结构形式

刻槽，螺旋槽的转速为 12～16 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 0.6～0.05 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

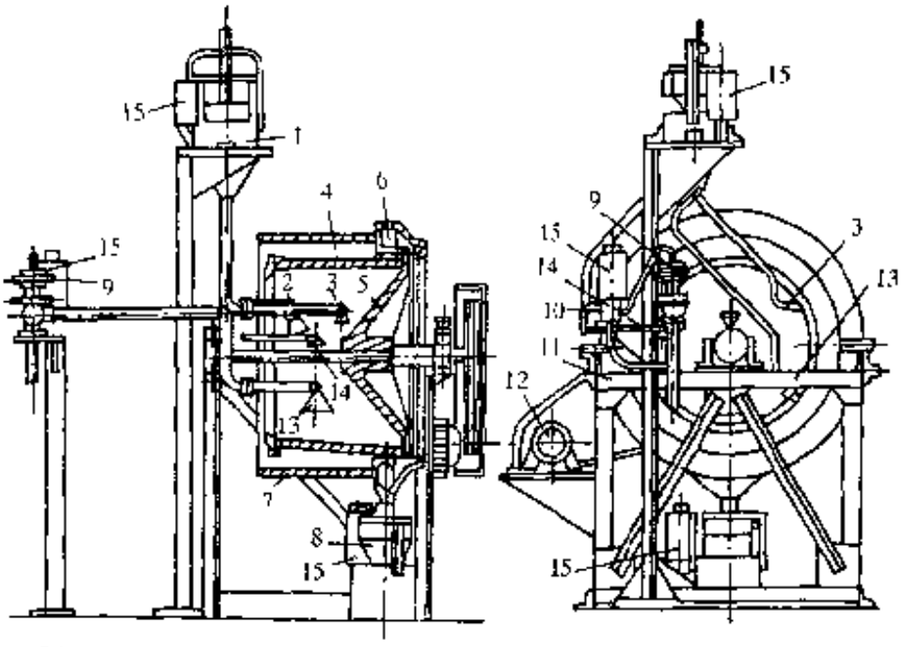


图 1-65　800 mm×600 mm 卧式离心选矿机构造图

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、1 000 和 2 000 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：

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

式中：F 为离心力；

d 为矿粒直径；

R 为转鼓半径；

ω 为转鼓旋转角速度，$\omega=\frac{\pi n}{30}$（n 为转鼓的转速）。

处理同一性质的物料时，为使矿粒在不同直径的转鼓中得到相同的离心力，要求直径大的转鼓的转速低。

矿粒在转鼓中的离心力比重力大很多，因而加速微细粒矿物的分选过程，离心选矿机回收矿物的粒度下限比重力场中分选的要低，可回收粒度为 10 μm 的矿物。

矿粒在离心选矿机转鼓中受力增大的程度可用离心加速度与重力加速度之比表示，此比值称为离心力强度：

$$K=\frac{\omega^2 R}{g}\approx\frac{n^2 R}{900}=\frac{n^2 D}{1\,800} \tag{1-63}$$

式中：K 为离心力强度；

g 为重力加速度；

D 为转鼓直径。

生产上，K 值为几十。离心力强度越大，表明矿粒的离心加速度越大，矿粒运动到转鼓壁上的速度越快。

2. 转鼓的长度和坡度

转鼓的长度主要影响回收率。转鼓短，回收率降低。选锡实践表明，直径为 800 mm 的离心选矿机的选别主要在 0～400 mm 这一段长度的转鼓上完成的。这段长度的精矿品位较高，回收率占给矿的 80%以上，占总精矿的 90%以上。工业上，选别低品位的钨锡矿时，直径为 800 mm 的离心选矿机的转鼓长度为 600 mm；选铁矿时，直径为 1 600 的离心选矿机的转鼓长度为 900 mm，直径为 2000 mm 的双锥度离心选矿机转鼓长度为 1 100 mm。转鼓太长没有必要，并且对冲排精矿和设备的稳定性不利。

转鼓坡度一般为 3°～5°。坡度大，精矿产率小，品位高，回收率低。粗选离心选矿机的转鼓坡度要小于精选的坡度。

转鼓坡度可以设计成双坡度或多坡度，即给矿端的坡度大，排

矿端的坡度小。研究结果表明，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：

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

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 mm×600 mm（直径×高）离心选矿机的转速，粗选时以 450～500 r/min 为宜，精选时的转速以300～400 r/min为宜。选铁矿的 1600×900 mm（直径×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：

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

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

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：

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

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

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

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，(°)；

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 μm 的鞍山式假象赤铁矿石，处理能力为 3 t/h，矿石密度为 3 200 kg/m³，给矿浓度为 25%，设计前用 400 mm×300 mm（直径×高）、$\alpha_1=4°$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 $\rho_T=3\,200\,kg/m^3=3.2\,t/m^3$，处理量为3 t/h，$C=25\%$，故，

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

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

$$R_1=\frac{1}{2}[200+(200+300\sin4°)]=210.46\,(mm)$$

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

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

或　$$L_2=\frac{L_1\tan\alpha_1}{\tan\alpha_2}\times\sqrt[K_2]{\frac{C_2}{C_1}}=\frac{300\times\tan4°}{\tan4°}\times\sqrt[1.023]{\frac{25}{10}}=734.71\,(mm)$$

根据式(1-68)计算设计的转鼓平均半径 R_2：

$$\frac{25}{2\pi\times210.46\times300}=\frac{165.63}{2\pi R_2\times734.71}$$

故得 $R_2=569.33\,mm$。

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：

$$D_2=2\times(569.33-\frac{1}{2}\times750\sin4^\circ)=1\,086.34(\text{mm})$$

根据式(1-69)计算设计的转鼓的转速 n_2：

$$n_2\sqrt{569.33\times734.71}=650\sqrt{210.46\times300}$$

$$n_2=252.53\approx255\ (\text{r/min})$$

设计的离心选矿机转鼓的规格可近似确定为 1100 mm × 750 mm（直径×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($14.7\times10^4\sim19.6\times10^4$ 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 6 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($49\times10^4\sim78.4\times10^4$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

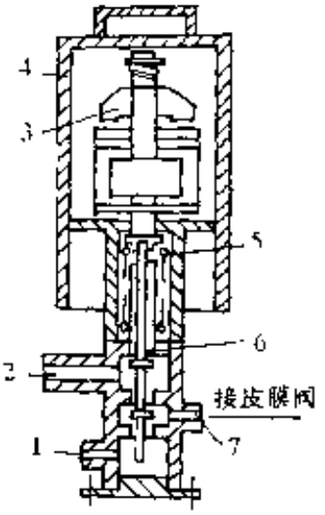


图 1-66　三通阀示意图

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。

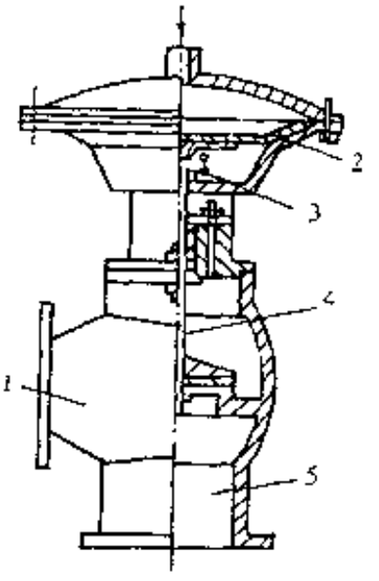


图 1-67　皮膜阀示意图

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($49\times10^4\sim78.4\times10^4$ 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。

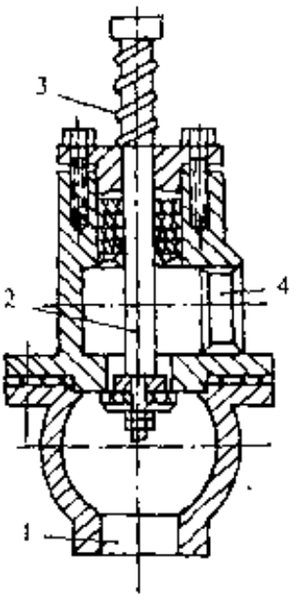


图 1-68 简易冲矿水阀示意图
1—进水口；2--阀心；3—弹簧；4—出水口。

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 μm，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 0.1～0.2 T。

(2) 中磁场磁选机。磁极表面的磁感应强度为 0.2～0.5 T。

(3) 强磁场磁选机。磁极表面的磁感应强度为 0.5～2 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：

$$G=\frac{1}{R_m} \tag{2-1}$$

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：

$$R=\frac{l}{\mu S} \tag{2-2}$$

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：

$$IN=\Phi R_m \tag{2-3}$$

式中：I 为电流，A；

N 为线圈匝数，匝；

Φ 为磁通，Wb；

R_m 为磁阻，1/H；

IN 为磁动势，A。

式(2-3)即为磁路的欧姆定律。

三、磁路第一、第二定律

1. 磁路第一定律

通过磁路中任一结点磁通的代数和为零，称为磁路第一定律。图 2-1 所示的磁路有 2 个分支点 a 和 b，通常将磁路的分支点称为结点。令进入结点的磁通为正，离开结点的磁通为负，在结点 a 处做一封闭曲面 S，根据磁通连续性原理得：

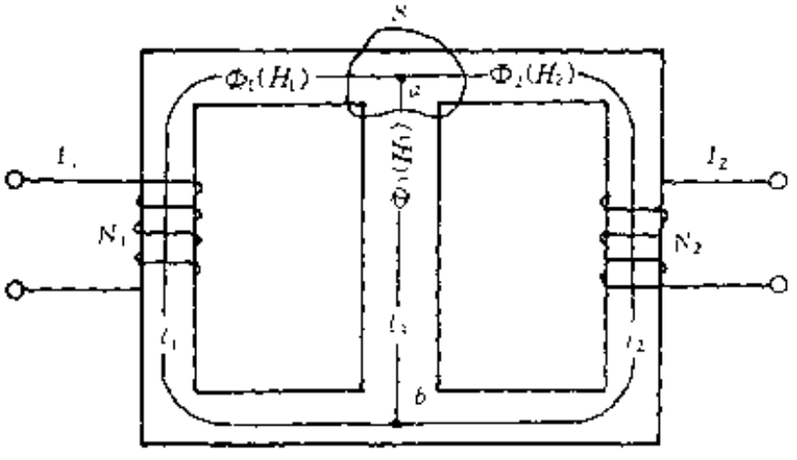


图 2-1 磁路图

$$\Phi_1+\Phi_2-\Phi_3=0 \tag{2-4}$$

上式表达了磁路的结点上各支路磁通间的关系，即磁路第一定律。

2. 磁路第二定律

磁路中的任一回路，磁动势的代数和等于各段磁压降的代数和。

在图 2-1 中，由 l_1 和 l_3 组成的闭合回路，如果取它的中心线为闭合回线，按顺时针绕行，应用全电流定律，则有：

$$N_1I_1=H_1l_1+H_3l_3 \tag{2-5}$$

再取 l_1 和 l_2 所组成的闭合回路，沿磁路中心线仍按顺时针绕行，应用全电流定律，则有：

$$N_1I_1-N_2I_2=H_1l_1-H_2l_2 \tag{2-6}$$

式(2-5)和(2-6)即为磁路第二定律的具体体现。

应用磁路第二定律时，各磁动势和磁压降方向的确定方法如下：

任意选取回路的绕行方向。磁通方向和绕行方向一致时，该段的磁压降为正，反之为负；线圈中电流的方向和绕行方向符合右手螺旋定则时，线圈的磁动势为正，反之为负。

四、极间气隙磁阻的计算

气隙磁阻的计算常用分析法、分割磁场法和图解法等。下面介绍分析法。

分析法是理论推导磁阻公式的方法。当极间气隙较小时，这种方法是较准确的；当气隙较大时，则需要加以修正。

下面是用分析法计算一些气隙磁阻的公式。

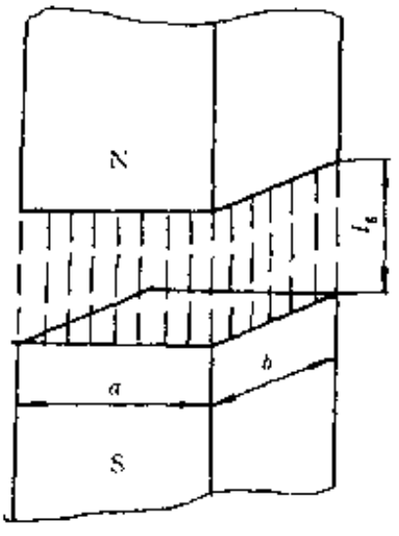


图 2-2　矩形磁极

1. 两平行平面极间磁阻

(1) 对于矩形磁极端面(见图 2-2)，当 $\frac{a}{l_g}$（或 $\frac{b}{l_g}$）为 10～20 时，气隙磁阻为：

$$R_g=\frac{l_g}{\mu_0 ab} \tag{2-7}$$

当 $\frac{a}{l_g}$（或 $\frac{b}{l_g}$）<10 时，在式(2-7)中引入修正系数 k，即考虑边缘磁通，增大端面面积。此时，气隙磁阻为：

$$R_g=\frac{l_g}{\mu_0(a+kl_g)(b+kl_g)} \tag{2-8}$$

式中，$k=\frac{0.307}{\pi}$。

（2）对于圆形磁极端面（见图 2-3），当 $l_g<0.4r$（r 为圆形端面半径），气隙磁阻为：

$$R_g=\frac{l_g}{\mu_0\pi r^2} \tag{2-9}$$

当 $l_g>0.4r$ 时，须考虑边缘磁通，此时可用等值面积的正方形平面代替圆形平面求出正方形边长为 $a=\sqrt{\pi}r$，将此值代入式(2-8)，即得经过修正的磁阻公式为：

$$R_g=\frac{l_g}{\mu_0(\sqrt{\pi}r+kl_g)^2} \tag{2-10}$$

2. 两不平行平面极间磁阻

（1）当端面间夹角小于 180°时（见图 2-4），利用确定磁阻的基本公式(2-7)，在忽略边缘磁通的情况下，求得气隙磁阻为：

$$\begin{aligned}R_g&=\int_{r_1}^{r_2}\mathrm{d}R_g=\int_{r_1}^{r_2}\frac{l_g}{\mu_0\mathrm{d}S}=\mu_0\int_{r_1}^{r_2}\frac{x\theta}{b\mathrm{d}x}\\&=\frac{\theta}{\mu_0 b\ln\frac{r_2}{r_1}}\end{aligned} \tag{2-11}$$

式中，θ 以弧度（rad）为单位。

利用上式可近似计算出磁极端面为尖齿形（见图 2-5）的两磁极间气隙的磁阻。

$abdc$ 气隙域中两不平行端面间气隙的磁阻为：

$$R_g'=\frac{\theta}{\mu_0 b\ln\frac{r_2}{r_1}} \tag{2-12}$$

如果每个磁极有 N 个齿，则气隙总磁阻为：

$$R_g=\frac{R_g'}{2N} \tag{2-13}$$

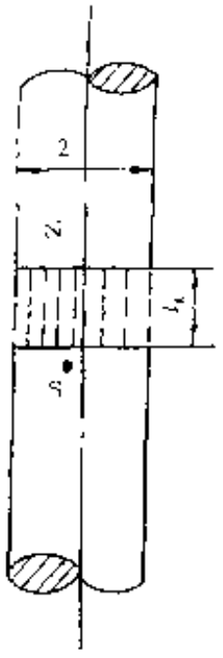


图 2-3　圆形磁极

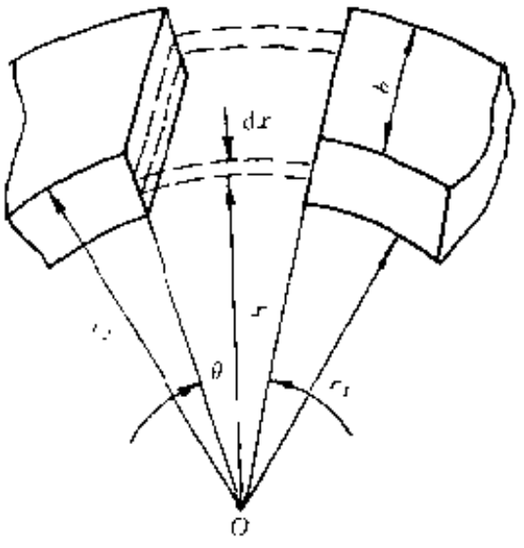


图 2-4　端面不平行的磁极

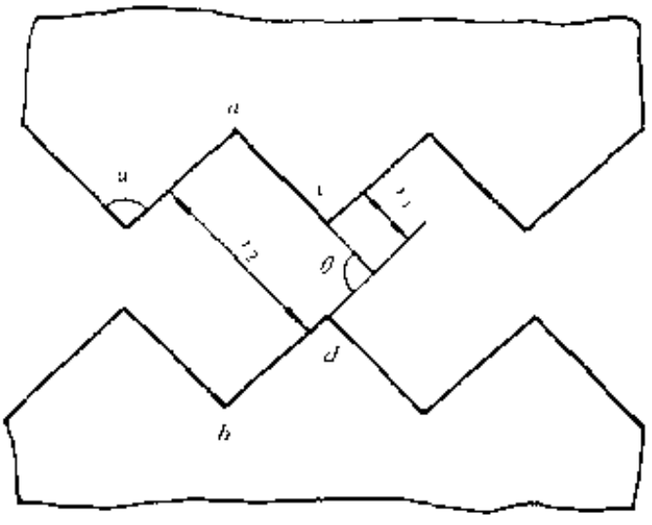


图 2-5　端面为尖齿形磁极

极间等效间隙 l_e 可根据磁阻的基本公式求出，即：

$$l_e = R_g' \mu_0 S \tag{2-14}$$

利用式(2-13)也可计算出尖齿形端面与平面间气隙的磁阻。这种磁极常用在干选盘式强磁选机上，计算公式为：

$$R_m=\frac{\frac{1}{2}R_g'}{2N}=\frac{R_g'}{4N} \tag{2-15}$$

(2) 当端面间夹角为180°时(见图 2-6),这种磁极是单侧放置的 2 个矩形端面。筒式弱磁场磁选机磁极端面与这种磁极相似。

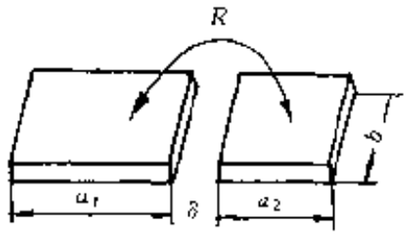


图 2-6 端面间夹角为 180°的磁极

当 $a_1\neq a_2$ 时,两矩形面间气隙的磁阻为:

$$R_m=\frac{\pi}{\mu_0 b\ln\left[\frac{\sqrt{\Delta^2-(\varepsilon+x)^2}}{\Delta(\delta-x)}-\frac{\varepsilon+x}{\Delta}\right]} \tag{2-16}$$

式中:

$$\varepsilon=\frac{1}{2}(a_2-a_1)$$

$$\Delta=\frac{1}{2}(a_1+a_2+2\delta)$$

$$x=\frac{1}{2\varepsilon}\left[(\Delta^2-\delta^2-\varepsilon^2)-\sqrt{(\Delta^2-\delta^2-\varepsilon^2)^2-4\varepsilon^2\delta^2}\right]$$

当 $a_1=a_2=a$ 时,$\varepsilon=0$,$\Delta=a+\delta$,$x=0$,则气隙磁阻为:

$$R_m=\frac{\pi}{\mu_0 b\ln\left(\frac{a+\delta}{\delta}\right)} \tag{2-17}$$

3. 两平行圆柱体侧表面间的磁阻

对于图 2-7 的磁极,气隙磁阻为:

$$R_g=\frac{\ln(k+\sqrt{k^2-1})}{2\mu_0\pi l} \tag{2-18}$$

当 $r_1\neq r_2$ 时,$k=(b^2-r_1^2-r_2^2)/(2r_1r_2)$

当 $r_1=r_2=r$ 时,$k=\frac{1}{2}(b^2-2r^2)/r^2$

当 $r_1=r_2$ 且 $b>8r$ 时,

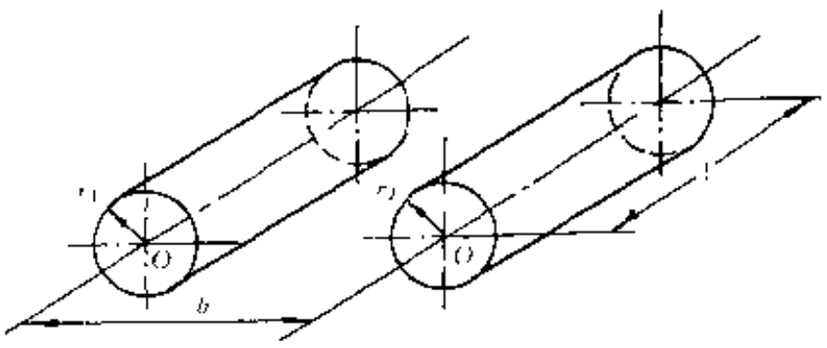


图 2-7　两平行圆柱体磁极

$$R_g=\frac{\ln\dfrac{b}{r}}{\mu_0\pi l} \tag{2-19}$$

用式(2-19)可以计算圆柱体表面和与其平行的平面之间的磁阻。在忽略边缘磁通时，可以将图(2-7)中的等位面(在$\frac{1}{2}b$处)看成真实平面。圆柱体表面和此平面间的磁阻应是两圆柱体之间气隙磁阻的一半，即：

$$R_g=\frac{\ln\dfrac{b}{r}}{2\mu_0\pi l} \tag{2-20}$$

4. 两同轴圆柱形磁极间气隙磁阻

根据磁阻的基本公式，求得两同轴圆柱形磁极间磁阻(见图2-8)为：

$$R_g=\int_r^R\frac{\mathrm{d}x}{\mu_0 2\pi l x}=\frac{1}{2\pi\mu_0 l}\ln\frac{R}{r} \tag{2-21}$$

5. 两弧面极间的磁阻

两弧面极如图 2-9 所示的感应辊式强磁选机的磁极与此极相似。

两弧面极间的磁阻为：

$$R_g=\frac{\ln\left(1+\dfrac{\delta}{r}\right)}{\mu_0 b\theta} \tag{2-22}$$

6. “⌊”形和“⌊⌋”形柱体表面间磁阻

“⌊⌋”形柱体磁极如图 2-10 所示。其内侧表面间磁阻为：

$$R_m=\frac{1}{\mu_0 l\left(\dfrac{b}{c}+\dfrac{2a}{c+\dfrac{1}{2}\pi a}\right)} \tag{2-23}$$

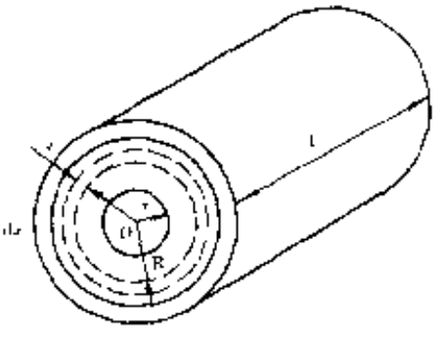


图 2-8 两同轴圆柱形磁极

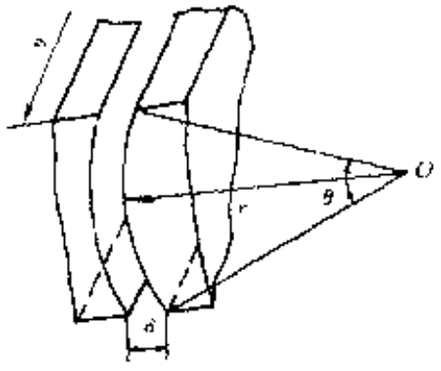


图 2-9 弧面极

上端面间磁阻为：

$$R_m=\frac{\pi}{\mu_0 b\ln\left(1+\dfrac{\pi a}{c}\right)} \tag{2-24}$$

“⌊⌋”形柱体磁极如图 2-11 所示。其内侧表面的磁阻为：

$$R_m=\frac{1}{2\mu_0 l\left(\dfrac{b}{c}+\dfrac{a}{c+\dfrac{1}{4}\pi a}\right)} \tag{2-25}$$

7. 半圆柱体气隙的磁阻

半圆柱体如图 2-12 所示。当磁感线通过半圆柱体时，其平均长度是在直径 l_3 和半圆周 l_1 之间。在图上取 3 根磁感线，长度分别为 l_1，l_2 和 l_3。选取 l_2 时，应使其末端上 2 条半径线间的夹角为 90°。由图 2-12 知，

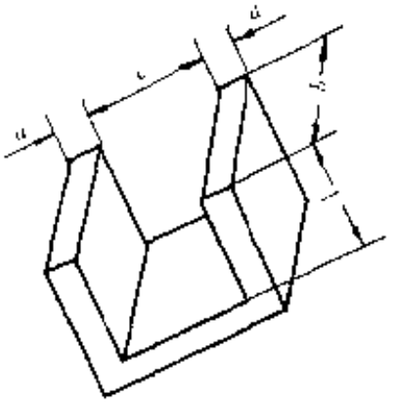


图 2-10　“⊔”形柱体磁极

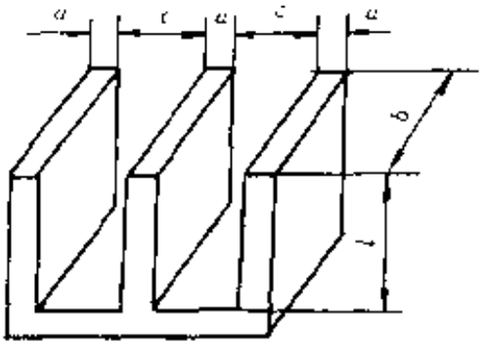


图 2-11　凹形柱体磁极

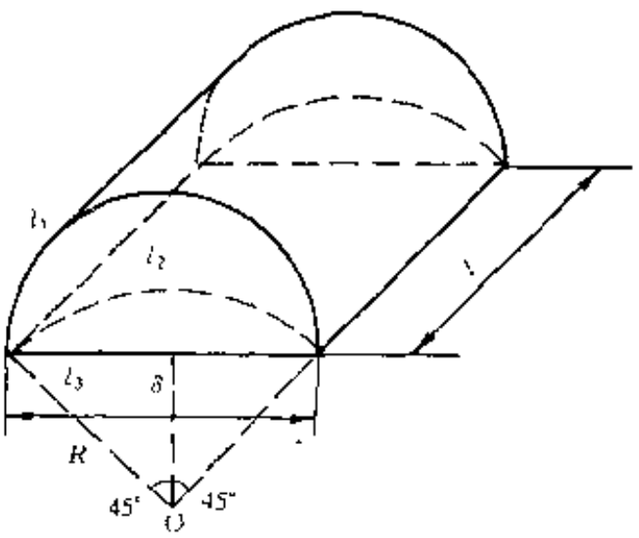


图 2-12　半圆柱体

$$l_1=\pi\left(\frac{l_3}{2}\right)=1.57l_3=1.57\delta$$

$$l_2=\frac{1}{2}\pi R=\frac{1}{2}\pi\times\frac{1}{2}\delta/\sin45°=1.11\delta$$

$$l_3=\delta$$

磁感应线的平均长度为：

$$l_{平均}=\frac{1}{3}(l_1+l_2+l_3)\approx1.22\delta$$

平均面积为：

$$S_{平均}=\frac{V}{l_{平均}}=\frac{\frac{1}{2}\pi\left(\frac{\delta}{2}\right)^2b}{1.22\delta}=0.322b\delta$$

半圆柱体气隙的磁阻为：

$$R_m=\frac{1.22\delta}{0.322\mu_0 b\delta}=\frac{3.79}{\mu_0 b} \tag{2-26}$$

1/4 圆柱体的磁阻为半圆柱体的一半。

8. 半空心圆柱体气隙的磁阻

半空心圆柱体如图 2-13 所示。磁感线通过空心圆柱体的平均长度为：

$$l_{平均}=\frac{\pi(\delta'+m)}{2}$$

平均面积为：

$$S_{平均}=mb$$

则半空心圆柱体的磁阻为：

$$R_m=\frac{\pi\left(\frac{\delta'}{m}+1\right)}{2\mu_0 b} \tag{2-27}$$

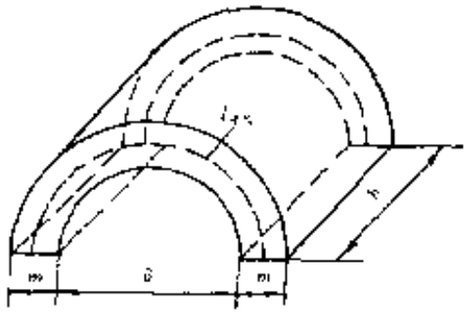


图 2-13　半空心圆柱体

当 $\delta'<3m$ 时，则由式(2-11)得：

$$R_m=\frac{\pi}{\mu_0 b\ln\left(1+\frac{2m}{\delta'}\right)} \tag{2-28}$$

上式是在令式(2-11)中的 $b=l$，$\theta=\pi$，$r_2=\frac{1}{2}\delta'+m$，$r_1=\frac{1}{2}\delta'$ 而获得的。

1/4 空心圆柱体的磁阻为半空心圆柱体的一半。

五、磁路计算的基本方法

磁路计算前应首先确定适宜的磁系结构。应遵循下面一些原则：

(1) 磁路要短，漏磁要少，非工作隙要小，这样就可使磁选设备在一定的功率下取得较高的磁感应强度；

(2) 铁磁导体磁饱和应先是磁极头，然后是铁芯和磁轭；

（3）激磁线圈应尽可能靠近分选空间，以便减少漏磁。

对于磁选设备，磁路计算的主要任务是在已知分选空间的磁感应强度和磁系各部分几何尺寸后求所需的磁动势（安匝数）；有时是在已知磁势的情况下确定分选空间的磁感应强度。

进行磁路计算时常用等效磁路法，即用类似于电路的网络等效地表示磁系的磁路。磁路中的磁通相当于电路中的电流，磁阻相当于电阻，磁动势相当于电势。电路计算中所用的欧姆定律和基尔霍夫定律（相当于磁路的第一、第二定律）也适用于磁路的计算。

等效磁路的计算常用逐段磁位降法和回路磁通法。

1. 逐段磁位降法

由分选空间开始，逐段地得出磁路中各段的磁通和磁位降，各段磁位降之和即为所要求的磁势。

2. 回路磁通法

在已知磁路的磁动势时，列出磁路磁位降方程式求解磁路磁通的方法。

以圆柱形螺线管（见图 2-14）为例说明回路磁通法的计算过程。

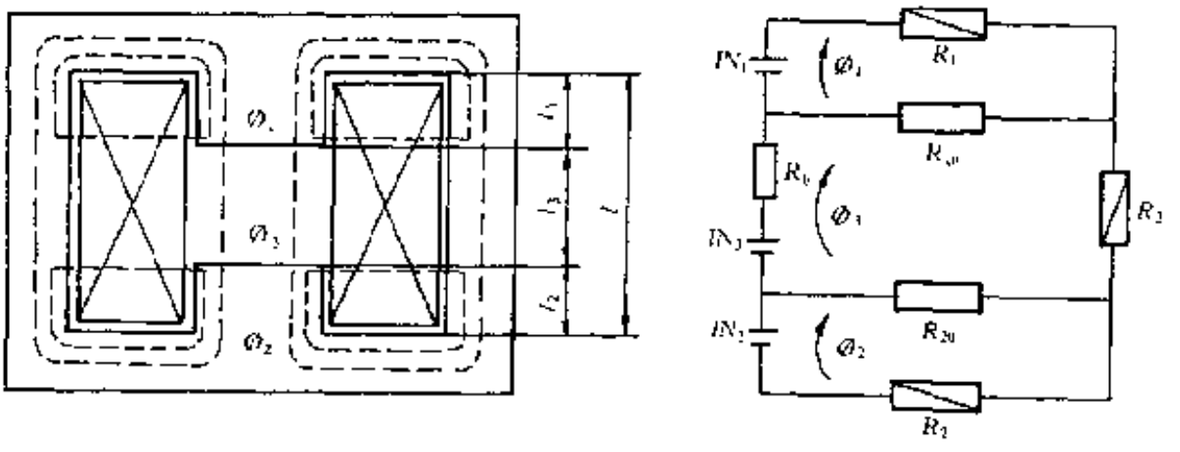


图 2-14　圆柱形螺线管及其等效磁路图

(a)—圆柱形螺线管；(b)—等效磁路。

图中 IN_1，IN_2 和 IN_3 分别为上磁极、下磁极和空气隙部分的磁动势；R_1 为上磁极和与它对应部分磁轭的磁阻；R_2 为下磁极和与它对应部分磁轭的磁阻；R_3 为与气隙对应的磁轭部分的磁阻；R_0 为气隙磁阻；R_{10}，R_{20}分别为上磁极、下磁极部分的归化漏磁阻。

回路磁通法的计算步骤如下：

（1）选取独立回路，其独立回路数等于单孔回路数；

（2）假设每一回路有一回路磁通，并标出其正方向；

（3）应用磁路第二定律列出独立回路的磁压降方程；

（4）解联立方程，求各回路磁通；

（5）根据回路磁通求出支路磁通。

对于图 2-14 所示的磁路有 3 个单孔回路，所以，选取 3 个回路磁通 Φ_1，Φ_2 和 Φ_3（其正方向如图 2-14 所示）。

应用磁路第二定律列出如下回路磁压降方程式：

$$IN_1=\Phi_1\ (R_1+R_{10})\ -\Phi_3R_{10}$$

$$IN_2=\Phi_2\ (R_2+R_{20})\ -\Phi_3R_{20}$$

$$IN_3=\Phi_3R_0+\Phi_3R_{10}+\Phi_3R_3+\Phi_3R_{20}-\Phi_1R_{10}-\Phi_2R_{20}$$

解上面的方程可求得 Φ_1，Φ_2 和 Φ_3。当主要目的是求得气隙磁通 Φ_3 及上、下磁极的磁通 Φ_1 和 Φ_2 时，支路磁通 Φ_{10}和 Φ_{20}可不予计算。在未知铁磁阻 R_1，R_2 和 R_3 时，可先假定它们为零，求出 Φ_1，Φ_2 和 Φ_3，根据 $B=\Phi/S$ 和 $B=f(H)$的关系求出相应的 H 值。磁路中各段的铁磁阻由 $R=\Sigma Hl/\Phi$ 式确定。算出 R_1，R_2 和 R_3 后再将它们代入求 Φ_1，Φ_2 和 Φ_3 的式中，求出 Φ_1，Φ_2 和 Φ_3，以后循环计算，直到相邻 2 次近似的 Φ_1，Φ_2 和 Φ_3 值互相接近为止。

除采用等效磁路的解法外，还可采用经验计算法，即利用简化的公式和设计经验计算磁动势，磁路的总磁动势可用下式表示：

$$IN=(IN)_0+(IN)_c+(IN)_a \qquad (2\text{-}29)$$

式中：$(IN)_0$ 为消耗在工作隙的磁动势；

$(IN)_c$ 为消耗在磁导体中的磁动势；

$(IN)_n$ 为消耗在非工作隙的磁动势。

通常，$(IN)_c$ 和 $(IN)_n$ 之和与总磁动势 IN 的关系为：

$$(IN)_c+(IN)_n=\alpha\ (IN) \tag{2-30}$$

$$IN=\frac{(IN)_0}{1-\alpha} \tag{2-31}$$

工作隙的磁动势等于其磁压降，即：

$$(IN)_0=H_0l_0 \tag{2-32}$$

式中：H_0 为工作隙的磁场强度，kA/m；

l_0 为工作隙的长度，m。

将式（2-32）代入式（2-31），则：

$$IN=\frac{H_0l_c}{1-\alpha} \tag{2-33}$$

式中，α 为系数，取为 0.15～0.3。当磁路中的非工作隙大、磁导体的磁感应强度很高时，由于磁阻增大，α 将增加。

逐段磁位降法是将连续分布的磁势分成许多段来求解，而回路磁通法则相反，是利用磁路的变换把本来是分段的磁势化成集中的磁势，这样可使求解过程较为简捷。经验计算法则是在主要考虑气隙消耗的磁动势后，其他部分的磁动势由经验系数确定，当磁路较简单时，采用经验计算法也是可行的。

第 3 节　弱磁场磁选设备的设计

弱磁场磁选设备主要用于分选强磁性矿石和其他物料。工业上常用的设备有筒式磁选机、磁力脱泥槽及一些磁选辅助设备。它们的共同特点，一是采用开放型磁系，二是矿山使用的定型产品均用永磁磁系。因此，本节重点介绍永磁筒式磁选机、永磁脱泥槽及部分磁选辅助设备的工艺设计。

开放型磁系是指磁极在同一侧做相邻配置且磁极之间无感应

磁介质的磁系。在这类磁系中，磁通通过磁极间的空气隙路程长，磁路的磁阻大。这类磁系的磁感应强度和磁场梯度都不高，即磁场力不高，因而适用于分选强磁性矿石的弱磁场磁选机。

在开放型磁系中，磁极排列方式可以是多种多样的，常见的有平面排列、曲面排列和塔形排列(见图 2-15)。

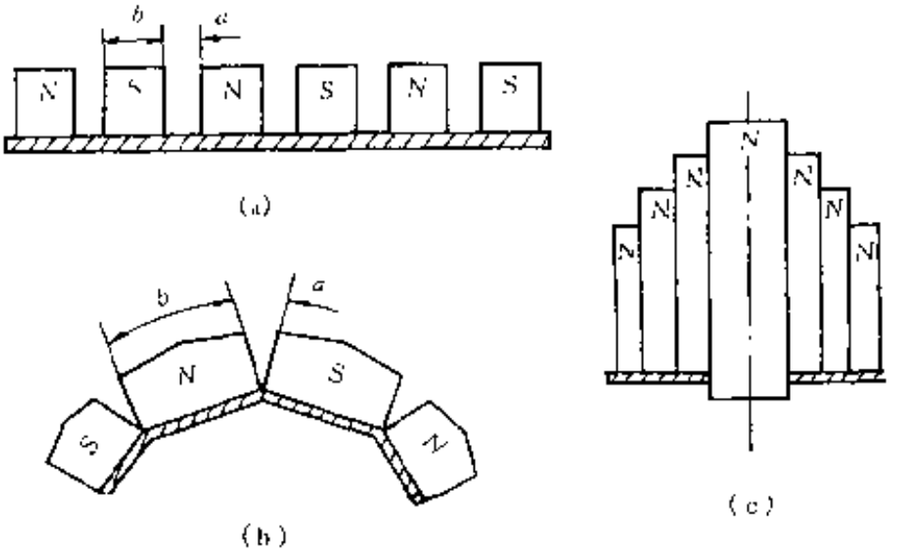


图 2-15 开放型磁系

(a)—平面磁系；(b)—曲面磁系；(c)—塔形磁系。

一、筒式弱磁场磁选机

筒式弱磁场磁选机是系列设备的总称。根据设备结构特点，可以分为干式的和湿式的，固定磁系的和旋转磁系的，上面给矿的和下面给矿的，等等。它们的组成部件也有所不同。如湿选圆筒磁选机由磁系、圆筒、槽体和传动机构组成，而干选圆筒磁选机则由磁系、圆筒、分选箱、给矿装置、传动机构等组成。

1. 磁系设计

1) 筒式磁选机的磁场特性

磁选机的磁场特性取决于待选矿石的性质和磁选工艺的要求。通常，在粗选作业段应有比较高的磁感应强度和梯度，以保

证高的精矿回收率；而在精选作业段，则可用低的磁感应强度，以保证有较多的机会来排除中矿，提高最终精矿的质量，同时还可使设备的造价降低。在分选磁性较弱的矿石时，则应该增大圆筒表面的平均磁感应强度，适当地缩小圆筒与槽底的距离，降低磁场作用深度，以获得相对高的磁场梯度和磁场力。

由于作用于矿粒的磁力与磁感应强度、磁场梯度呈正比关系，在进行磁系设计时，不仅要求磁选机圆筒表面具有足够的磁感应强度，还要求在磁场作用深度的范围内，亦即分选空间的范围内具有较高的磁场梯度，以保证磁性矿粒在离圆筒表面一定距离内受到足够大的磁场力作用而被吸向磁极，同时还应使磁系的磁场特性与磁选机所配用的槽体型式相适应。图 2-16 为顺流型、半逆流型和逆流型磁选机磁系的磁场分布特性。

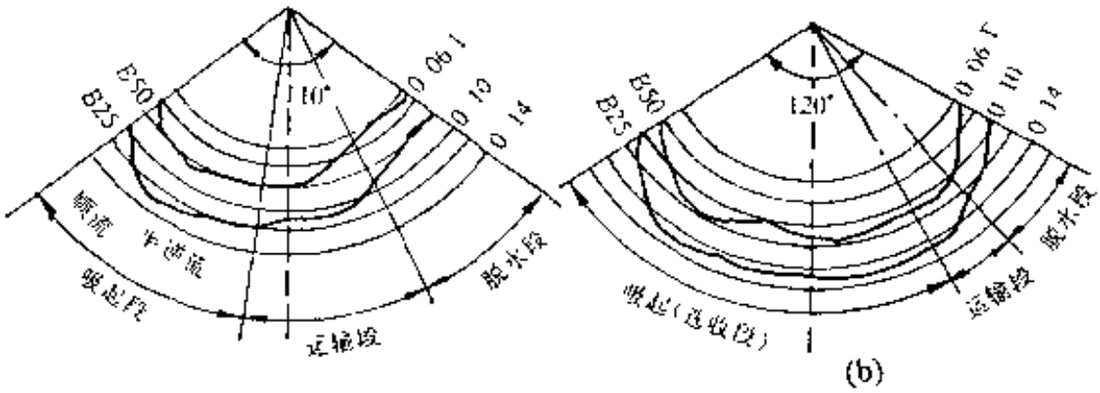


图 2-16　直径为 1 200 mm 的筒式磁选机的磁场分布特性（离筒表面 25～50 mm 处）

(a)－顺流、半逆流槽；(b)—逆流槽。

磁选工艺要求磁系的吸起段具有足够的磁场作用深度和较大的磁场力，以利于磁性矿粒能从矿浆中充分地吸到圆筒表面上来；而在运输段，应有适宜的磁感应强度和把磁性产品吸住在圆筒表面上的磁场力，以阻止运输过程中磁性产品在圆筒表面上的滑动，提高磁性产品的平均移动速度；在磁系的脱水段，磁感应强度应逐渐降低，以便顺利排出精矿并减少冲洗水的消耗。在脱水段，圆

筒和槽体之间的间隙也应小些，以挤出磁性产品中的部分矿泥。此外，磁系吸起段的极距应比运输段的稍大，以提高磁系吸起磁性部分和运输它们的能力，并有助于增大筒式磁选机的处理能力。

设计磁选机时要尽可能地满足分选工艺方面的要求。但是，1台具体的磁选机的磁场特性，除了取决于磁系相邻1对磁极的磁位差外，还取决于极距、极面宽与极间隙宽的比值、磁极或磁极端面的形状以及磁极圆柱表面的半径等因素。

研究表明，沿磁极(或磁极间隙)对称面上的磁感应强度变化规律可用指数式表示：

$$B=B_0e^{Cy} \tag{2-34}$$

式中：B 为离磁极表面距离为 y 处的磁感应强度；

B_0 为磁极（或间隙）表面处的磁感应强度；

C 为磁场非均匀系数；

y 为离磁极（或间隙）表面的距离；

e 为自然对数的底。

在没有磁量也没有电流的磁场区域内，磁场的基本方程为：

$$\begin{aligned}\mathrm{rot}\boldsymbol{B}&=0\\ \mathrm{div}\boldsymbol{B}&=0\end{aligned} \tag{2-35}$$

式(2-35)在直角坐标系中可变换成如下的形式：

$$\begin{aligned}\frac{\partial(\ln B)}{\partial x}+\frac{\partial\alpha}{\partial y}&=0\\ \frac{\partial(\ln B)}{\partial y}-\frac{\partial\alpha}{\partial x}&=0\end{aligned} \tag{2-36}$$

$\ln B$ 和 α 是共轭调和函数，它们都满足拉普拉斯方程。

假定磁系是开放型平面多极磁系(见图2-17)。指定坐标原点位于某一磁极的中线和磁极表面的交点上。在此中线上，B 方向和 x 轴的夹角 α 等于 90°，而磁极间隙中线的一切点上，B 方向和 x 轴的夹角 α 均等于 0°，即 $x=0$ 时，$\alpha=90°$，而 $x=\frac{1}{2}l$ 时，$\alpha=0°$。此时，在磁极表面上，$y=0$ 时，$B=B_0$；而 $y\to\infty$ 时，$B=0$。

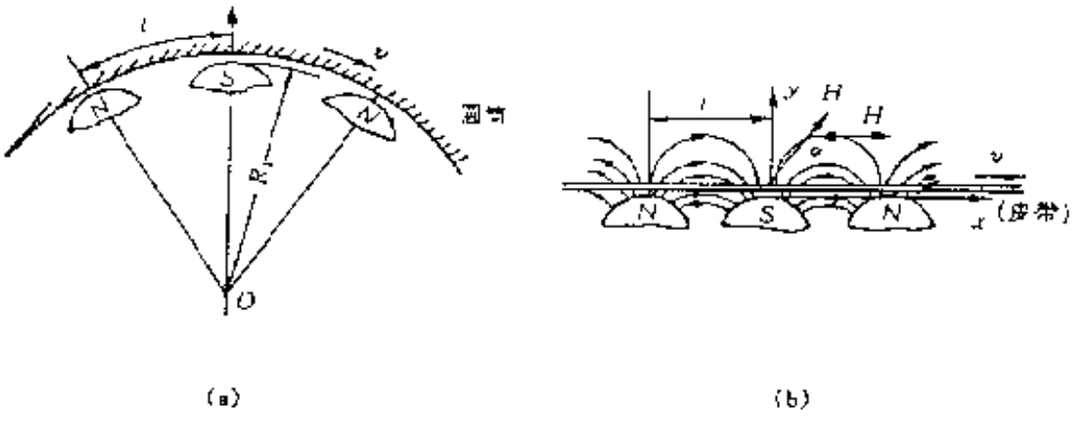


图 2-17　开放型多极磁系的磁极排列

对于式(2-36)，令：

$$\frac{\partial(\ln B)}{\partial x}=-\frac{\partial\alpha}{\partial y}=0$$

$$\frac{\partial(\ln B)}{\partial y}=\frac{\partial\alpha}{\partial x}=C_1 \tag{2-37}$$

所以

$$\ln B=C_1y+C_2$$

$$\alpha=C_1x-C_3 \tag{2-38}$$

为了确定积分常数 C_1，C_2 和 C_3，利用上述已知的边界条件，分析具体的磁场分布有：当 $y=0$ 时，$B=B_0$，所以 $C_2=\ln B_0$；当 $x=0$ 时，$\alpha=\frac{\pi}{2}$，所以 $C_3=-\frac{\pi}{2}$；当 $x=\frac{1}{2}l$ 时，$\alpha=0$，所以 $C_1=-\frac{\pi}{l}$。

将积分常数 C_1，C_2 和 C_3 代入式(2-38)中，得到：

$$\ln\frac{B}{B_0}=-\frac{\pi}{l}y \tag{2-39}$$

$$\alpha=\frac{\pi}{2}-\frac{\pi}{l}x$$

以上两式不但满足磁场方程式(2-36)的要求，而且也符合前述限定的边界条件，因而它们就是所求的解。

由式(2-39)可以得到磁场特性的指数式：

$$B=B_0e^{-\frac{\pi}{l}y}=B_0e^{-Cy} \tag{2-40}$$

如果磁极表面沿圆柱面排列，则磁场非均匀系数经实验得出为：

$$C=\frac{\pi}{l}+\frac{1}{R_1} \tag{2-41}$$

式中：R_1 为磁极表面沿圆柱面排列时圆柱表面的半径。磁极表面沿平面排列时，可以认为$r_1\to\infty$，此时，$C=\frac{\pi}{l}$。

这样，从理论上证实了最初由实验得出的，表示磁感应强度 B 与离磁极表面(或磁极间隙表面)的距离 y 之间的关系式(2-34)是正确的。

式(2-41)表明：磁场的非均匀系数 C 是随着极距 l 和磁极圆柱表面半径 R_1 的增加而逐渐下降的。

将 $B=B_0e^{-Cy}$对 y 进行微分得：

$$\begin{aligned}\frac{dB}{dy}&=\text{grad}B=B_0e^{-Cy}(-C)\\&=-CB_0e^{-Cy}=-CB\end{aligned} \tag{2-42}$$

式中“—”号可以省略，因为它只表示 grad$B$ 是随着 y 的增加而降低。

式(2-42)表达了磁场非均匀系数的物理意义：

$$C=\frac{\pi}{l}+\frac{1}{R_1}=\frac{\text{grad}B}{B} \tag{2-43}$$

即磁场的非均匀系数 C 在理论上是单位磁感应强度的磁场梯度。当 R_1 一定时，它只是极距 l 的函数。因此，在比较不同设备的磁场时，系数 C 比磁场梯度更便于表示磁场的非均匀性，因为磁场梯度 grad$B$ 不仅取决于极距 l，而且还取决于磁感应强度 B。

离磁极表面任一点 y 处的磁场力为：

$$\begin{aligned}B\text{grad}B&=B(-CB)=-CB^2\\&=CB_0^2e^{-2Cy}\end{aligned} \tag{2-44}$$

式中“—”号已被省略，因为它只表示 Bgrad$B$ 是随着 y 的增加而

降低。

从公式(2-44)可以看出，当磁极表面的磁感应强度 B_0 一定时，磁场力 $B\text{grad}B$ 的大小取决于系数 C 和位置 y。如 R_1 一定，则它就只取决于极距 l 和位置 y。实际测定的结果表明：当极距 l 较小(即 C 较大)时，在磁极表面和离磁极表面很近的地方，磁场力 $B\text{grad}B$ 很大，但离开磁极表面稍远，磁场力 $B\text{grad}B$ 便下降很多。这说明：当极距小时，磁场作用的深度较小；而当极距 l 较大(即 C 较大)时，离开磁极表面稍远处，$B\text{grad}B$ 下降得不多，亦即磁场作用深度增大。因此，磁选机磁系的磁极应选择最适宜的极距。

指数磁场式是由与圆弧形等位面相重合的几个磁极端面产生的。由于磁系的磁导体材料的磁导率较大，磁极头侧面散发漏磁通等原因，磁极端面所形成的等位面和圆弧形等位面之间存在一定偏差。研究结果表明，如将磁极端面做成一定半径(r 为(0.4～0.6)l)的弧形，且磁极面宽和极隙宽的比值在 1.0～1.5(平均为 1.2)范围内，可以产生近似指数关系的磁场特性。计算结果还表明，式(2-34)只有在 y 值很小($y/R_1<0.2$)时才是正确的。

铁氧体磁系的磁性材料具有磁各向异性，磁极端面不是等位面，且磁极面宽和极隙宽的比值达 3～5，甚至更高等具体条件。因此，按式(2-34)计算的磁感应强度误差较大。为了应用式(2-34)计算铁氧体磁系的磁感应强度值，必须将磁场非均匀系数 C 加以修正，即 $C'=kC=k(\pi/l)$。此时，$B=B_0e^{-Cy}$。C 的修正系数 k 值见表 2-1 和表 2-2。它们也适用于磁极圆柱面半径 R_1 较大时曲面磁系的计算。

在同一设备的磁场空间中，磁场非均匀系数 C 值是不相同的，它与空间位置有关，即随 x，y 值的不同而不同(见图 2-17)。产生这种现象的原因是由于实际磁系的极数是有限的(通常为 3～5 个磁极)，且磁极端面的形状也和指数磁场理论不相符。

表 2-1 平面排列各向异性铁氧体磁系的 C' 值(磁极对称面)

极面宽/cm 极隙宽/cm	6.5 3.0	6.5 4.5	6.5 7.5	13 6	13 9	13 12	19.5 4.5
$\frac{\pi}{l}$	0.33	0.29	0.22	0.17	0.14	0.13	0.13
k	0.89	0.93	1.05	0.88	0.91	1.05	0.90
极面宽/cm 极隙宽/cm	19.5 6	19.5 9	19.5 13.5	26 9	26 12	26 18	
$\frac{\pi}{l}$	0.12	0.11	0.10	0.09	0.08	0.07	
k	0.92	0.98	1.06	0.88	0.97	1.00	

表 2-2 平面排列各向异性铁氧体磁系的 C' 值(磁极隙对称面)

极面宽/cm 极隙宽/cm	6.5 3	6.5 4.5	6.5 7.5	13 6	13 9	13 12	19.5 4.5
$\frac{\pi}{l}$	0.33	0.29	0.22	0.17	0.14	0.13	0.13
k	0.95	0.87	0.73	0.90	0.80	0.67	1.11
极面宽/cm 极隙宽/cm	19.5 6	19.5 9	19.5 13.5	26 9	26 12	26 18	
$\frac{\pi}{l}$	0.12	0.11	0.10	0.09	0.08	0.07	
k	1.02	0.96	0.70	1.08	0.87	0.56	

2) 磁系的结构设计

磁系是磁选机的重要组成部分。永磁筒式磁选机的磁系是由永磁材料制成的。磁选机性能的好坏，与磁系材料、磁系结构和磁系的磁场特性有直接关系；而磁系的磁场特性又取决于磁系的

结构参数。

可做磁选机磁系的永磁材料有永磁铁氧体、铝镍钴、铁铬钴与锰铝铁、稀土钴永磁材料、铂钴贵金属永磁材料以及钕铁硼永磁材料等。国产永磁材料的主要磁特性见表 2-3、2-4、2-5、2-6 和 2-7。国产磁选设备用的永磁材料主要是永磁铁氧体(锶铁氧体、钡铁氧体)、其次是稀土钴永磁材料。在磁系的结构设计之前，应根据磁选机的工艺要求、永磁材料的各项磁特性以及材料的价格、来源、加工性能等因素，事先选定磁系的磁性材料和磁极组的截面积。然后，再逐一确定有关结构参数。材料的磁特性主要反映在磁性材料的退磁曲线上，因此，材料确定后应向生产厂家索取或自己测量材料的退磁曲线，供设计计算时使用。图 2-18，2-19 所示的曲线为典型永磁材料的退磁曲线。

表 2-3　我国永磁铁氧体标准

材料牌号	剩　磁　B_r		矫　顽　力　H_c		磁能积$(BH)_{max}$	
	Wb/m^2	Gs	kA/m	Oe	kJ/m^3	MG·Oe
Y10T	≥0.20	≥2000	128～160	1 600～2 000	6.4～9.6	0.8～1.2
Y15	0.28～0.36	2 800～3 600	128～192	1 600～2400	14.3～17.5	1.8～2.2
Y20	0.32～0.38	3 200～3 800	128～192	1 600～2 400	18.3～21.5	2.3～2.7
Y25	0.35～0.39	3 500～3 900	152～208	1 900～2 600	22.3～25.5	2.8～3.2
Y30	0.38～0.42	3 800～4 200	160～216	2 000～2 700	26.3～29.5	3.3～3.7
Y35	0.40～0.44	4 000～4 400	176～224	2 200～2 800	30.3～33.4	3.8～4.2
Y15H	≥0.31	≥3 100	232～248	2 900～3 100	≥17.5	≥2.2
Y20H	≥0.34	≥3 400	248～264	3 100～3 300	≥21.5	≥2.7
Y25BH	0.36～0.39	3 600～3 900	176～216	2 200～2 700	23.9～27.1	3.0～3.4
Y30BH	0.38～0.40	3 800～4 000	224～240	2 800～3 000	27.1～30.3	3.4～3.8

表 2-4 我国铸造铝镍钴系永磁合金的永磁特性

牌 号	B_r/T(或 Gs)	H_c/(kA·m^{-1})(或 Oe)	$(BH)_{max}$/(kJ·m^{-3})(或 MGs·Oe)	注
LN8	0.45 (4 500)	57 (716)	8.0 (1.0)	各向同性铝镍合金
LN10	0.60 (6 000)	36 (452)	10.0 (1.2)	同 上
LNG13	0.75 (7 500)	48 (600)	13 (1.6)	—
LNG13	0.70 (7 000)	48 (600)	13.1 (1.65)	—
LNG20	0.90 (9 000)	52 (653)	20 (2.5)	—
LNG34	1.20 (1 2000)	47 (580)	34 (4.3)	相当于等轴晶 AlNiCo5
LNG52	1.30 (1 3000)	56 (704)	52 (6.5)	相当于柱状晶 AlNiCo5
LNGT32	0.8 (8 000)	100 (1257)	32 (4.0)	相当于等轴晶 AlNiCo8
LNGT56	0.95 (9 500)	104 (1307)	56 (7.0)	相当于柱状晶 AlNiCo8
LNGT72	1.05 (1 0500)	107 (1350)	72 (9.0)	同 上

表 2-5 我国稀土钴永磁材料的主要磁特性

牌 号	剩 磁 B_r		矫 顽 力 Hc		磁 能 积$(BH)_{max}$	
	mT	kGs	kA/m	kOe	kJ/m^3	MGs·Oe
XG80/36	600	6.0	310	4.0	64～88	8～11
XG96/40	700	7.0	350	4.5	88～104	11～13
XG112/96	730	7.3	520	6.5	104～120	13～15

续上表

牌号	剩磁 B_r		矫顽力 Hc		磁能积 $(BH)_{max}$	
	mT	kGs	kA/m	kOe	kJ/m³	MGs·Oe
XG128/120	780	7.8	560	7.0	120～140	15～17
XG144/120	840	8.4	600	7.5	140～150	17～19
XG144/156	840	8.4	520	6.5	140～150	17～19
XG160/120	880	8.8	640	8.0	150～184	19～23
XG192/96	960	9.6	690	8.7	184～200	23～25
XG192/42	960	9.6	400	5.0	184～200	23～25
XG208/44	1000	10.0	420	5.2	220～220	25～28
XG240/46	1060	10.6	440	5.5	220～250	28～31

表 2-6　我国铁铬钴永磁合金的主要磁特性

材料	剩磁 B_r		矫顽力 H_c		磁能积 $(BH)_{max}$	
	T	Gs	kA/m	Oe	kJ/m³	MGs·Oe
Cr31Co15	1.08	10800	48	600	28.6	3.6
Cr28Co15	1.30	13000	48	600	31.6	4.0
Cr23Co15	1.45	14500	49	610	52.5	6.6
Cr23Co12	1.40	14000	52	650	58	7.3
Cr23Co15	1.0～1.1	10000～11000	40～56	500～700	28～36	3.5～4.5
Cr23Co13	1.0～1.1	10000～11000	40～56	500～700	28～36	3.5～4.5
Cr24Co15	1.40	14000	63.7	800	48～62	6.0～7.8
Cr21Co15	1.30	13000	40	500	40	5.0
Cr24Co15	1.48	14800	54	680	59	7.4

磁系设计时，磁系的主要结构参数常常是先通过理论估算，然后再结合必要的实验来确定。

表 2—7 我国西北工业大学稀土永磁研究所生产的钕铁硼及钐钴的磁性能

类别	序号	牌号	剩磁 B_r		矫顽力 H_{cb}		内禀矫顽力 H_{cj}		最大磁能积 $(BH)_{max}$		居里温度 T_c	可逆温度系数 $\Delta Br/Br/\Delta t$	工作温度 T_W	密度 D
			kGs	T	kOe	kA/m	kOe	kA/m	MGOe	kJ/m³	℃	%/℃ (20~150℃)	℃	g/cm³
Nd~Fe~B	1	NNF30	10.8~11.3	1.08~1.13	9.5~10.5	756~836	≥12	≥955	28~30	223~239	310~330	≤0.126	80	7.3~7.5
	2	NNF33	11.4~11.8	1.14~1.18	10.0~11.1	796~884	≥12	≥955	31~33	247~263	310~330	≤0.126	80	7.3~7.5
	3	NNF35	11.8~12.2	1.18~1.22	10.5~11.5	836~915	≥12	≥955	33~35	263~279	310~330	≤0.126	80	7.3~7.5
	4	NNF37	12.2~12.5	1.22~1.25	11.0~11.8	876~939	≥12	≥955	35~37	279~295	310~330	≤0.126	80	7.3~7.5
	5	NNF40	12.5~12.9	1.25~1.29	10.0~12.0	796~955	≥11	≥875	38~40	302~318	310~330	≤0.126	80	7.3~7.5
	6	NNF42	12.9~13.3	1.29~1.33	10.0~12.5	796~995	≥11	≥875	40~42	318~334	310~330	≤0.126	80	7.3~7.5
	7	NNF27H	10.2~10.7	1.02~1.07	9.4~10.4	748~828	≥17	≥1353	25~27	199~215	320~340	≤0.12	120	7.3~7.5
	8	NNF30H	10.8~11.3	1.08~1.03	10.0~10.8	796~859	≥17	≥1353	28~30	223~239	320~340	≤0.12	120	7.3~7.5
	9	NNF32H	11.2~11.6	1.12~1.16	10.2~11.1	812~884	≥17	≥1353	30~32	239~255	320~350	≤0.12	120	7.3~7.5
	10	NNF35H	11.8~12.2	1.18~1.22	10.8~11.5	859~915	≥17	≥1353	33~35	263~279	320~350	≤0.12	120	7.3~7.5
	11	NNF27SH	10.2~10.7	1.02~1.07	9.4~10.4	748~828	≥20	≥1592	25~27	199~215	320~360	≤0.11	150	7.4~7.6
	12	NNF30SH	10.8~11.3	1.08~1.13	10.0~10.8	796~859	≥20	≥1592	28~30	223~239	320~360	≤0.11	150	7.4~7.6
	13	NNF33SH	11.4~11.8	1.14~1.18	10.3~11.0	820~876	≥20	≥1592	31~33	247~263	320~360	≤0.11	150	7.4~7.6
	14	NNF25UH	10.0~10.4	1.0~1.04	9.3~9.9	740~788	≥25	≥1989	23~25	183~199	330~380	≤0.10	200	7.4~7.6
	15	NNF28UH	10.5~10.9	1.05~1.09	9.8~10.4	780~828	≥25	≥1989	26~28	207~223	330~380	≤0.10	200	7.4~7.6
Sm~Co	16	NSC20	9.0~10.0	0.9~1.0	8.0~9.5	637~756	≥18	≥1432	18~21	143~167	700~750	≤0.06	250	8.0~8.2
	17	NSC24	9.8~10.5	0.98~1.05	8.6~10.0	684~796	≥16	≥1273	21~24	167~191	700~750	≤0.06	250	8.1~8.3
	18	NSC27	10.0~11.0	1.0~1.11	5.0~5.6	398~525	≥5.7	≥454	24~27	191~215	800~840	≤0.03	250	8.3~8.5
	19	NSC27G	10.0~11.1	1.0~1.11	8.0~10.0	637~796	≥13	≥1035	24~27	191~215	800~840	≤0.03	300	8.3~8.5

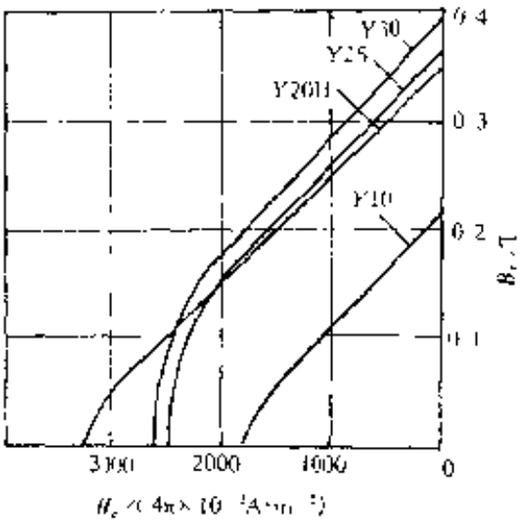


图 2-18　几种典型的永磁铁氧体的退磁曲线

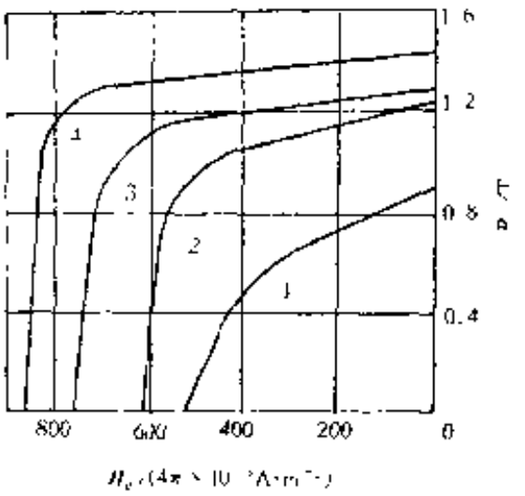


图 2-19　各种铸造 AlNiCo 合金的退磁曲线

1—各向同性；2—等轴晶各向异性；3　柱状晶各向异性；4—单晶。

（1）磁极组高度的确定。通常，当磁极组截面积一定时，随着磁极组高度的增加，磁极表面平均磁感应强度会逐渐增加，但磁极组高度增大到一定值时，表面平均磁感应强度增加的幅度会逐渐减少。图 2-20 所示为铁氧体磁体截面长宽比不同时磁极表面磁感应强度与磁体尺寸比的关系曲线。可以看出，各曲线的形状相似，并当尺寸比达到一定程度以后曲线表现出平缓。因此，常规磁系结构（如磁极间隙没有充填永磁材料）的磁极组高度可选在曲线变平缓点附近。如果选在曲线平缓点以外，则对磁选机工作磁场的稳定性有利。

磁极组按不同的结构特点装配成磁系以后，由于磁路闭合状态的变化，使磁极表面的磁感应强度会有一定的增加。磁极高度和磁系的结构设计应保证在分选空间具有足够的磁感应强度和合理的磁场特性的前提下，尽可能地使磁铁的工作点接近于磁性材料的最大磁能积状态。

（2）磁系的极面宽和极隙宽的比值与极距的确定。在磁选过程中，为了保证磁选机的运输装置（如圆筒、皮带）能够顺利地搬

出磁性产品和防止磁性矿粒的脱落，要求筒皮或皮带表面的磁感应强度近乎一样，使磁性矿粒在移动过程中受到较均匀的磁力，这一点取决于磁极面宽和极隙宽的比值。对于电磁系和具有剩余磁感大而矫顽力较小的铸造的铝镍钴磁系，它们的适宜比值约等于 1.2～1.5。而对于各向异性的具有较小的剩余磁感和矫顽力大的锶(钡)铁氧体，它们的适宜比值又和极面宽度有关。如极面宽为 26 cm 和 19.5 cm 时，适宜比值约为 3；极面宽为 13 cm 时，适宜比值约为 2；极面宽为 6.5 cm 时，适宜比值约为 1.3。

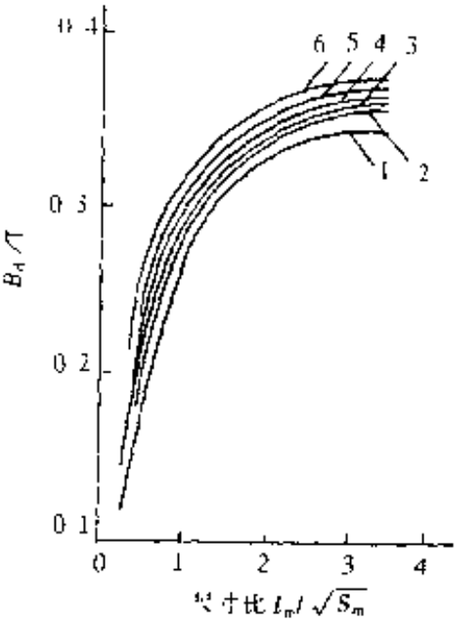


图 2-20　磁体的 $B_d=f(l_m/\sqrt{S_m})$ 曲线
(磁体底部有底板)

1—磁体长宽比为 1.3∶1；2—磁体长宽比 2∶1；3－磁体长宽比为 4∶1；4－磁体长宽比为 6∶1；5－磁体长度比为 8∶1；6－磁体长宽比为 10∶1。

上述比值的磁系适用于一般筒式和带式磁选机，而对于干选离心筒式磁选机，适宜比值可达 5 左右。这些数据供磁系设计时参考。

理论上，筒式磁选机的适宜极距可由作用于磁性矿粒上磁力达最大值的条件求得，即：

$$\frac{df_M}{dC}=K_0VB_0^2e^{-2Cy}(1-2Cy)=0$$

式中：f_M 为作用于磁性矿粒的磁力、$f_M=K_0VB_0\text{grad}B$；

C 为磁场非均匀系数；

K_0 为物体的容积磁化率；

V 为磁性矿粒的体积；

B_0 为磁极表面处的磁感应强度；

y 为矿粒距磁极表面的最远距离。

此时，只有括号内的项为零，即：

$$C=\frac{1}{2y}=\frac{1}{2(h+\Delta)} \tag{2-45}$$

由此可求出下面给矿的湿选筒式磁选机的适宜极距为：

$$l\approx\frac{2\pi R_1\ (h+\Delta)}{R_1-2\ (h+\Delta)} \tag{2-46}$$

式中：h 为矿浆层厚度；

Δ 为圆筒表面到磁极表面的距离；

R_1 为磁极圆柱表面的半径。

上面给矿的干选筒式磁选机的适宜极距为：

$$l\approx\frac{\pi R_1(d+2\Delta)}{R_1-(d+2\Delta)} \tag{2-47}$$

式中：d 为被选矿粒的粒度上限。

式(2-47)适用于干选矿石粒度较小时，而干选大块矿石时计算的极距值偏高。这是因为进行大尺寸矿块重心处的磁力计算时，假定了磁感应强度和梯度是按直线规律变化的。其实，它们是按指数规律变化的。考虑后一规律，式(2-47)有以下形式：

$$l\approx\frac{2\pi R_1 d}{R_1\ln(1+\frac{d}{\Delta})-2d} \tag{2-48}$$

(3) 磁系极数的选定。磁系的极数与磁选机的结构和用途有关。磁系的极数可用下式计算：

$$n=\frac{L}{l}+1 \tag{2-49}$$

而

$$L=R_1\alpha \tag{2-50}$$

$$R_1=R-\Delta \tag{2-51}$$

式中：L 为磁系长度；

l 为磁系的极距；

R_1 为磁系曲面半径；

R 为圆筒半径；

α 为磁系包角；

Δ 为圆筒外表面到磁系表面的距离。

干选块状矿石用的磁滑轮的磁系包角为 360°，筒式磁选机的磁系包角为 90°～180°。要求选出合格的非磁性尾矿时，可采用小的磁系包角，而要求选出磁性精矿时，应采用大的磁系包角。干选细粒矿石用的筒式磁选机的磁系包角与其磁系结构类型有关；同心圆缺磁系为(2/3～3/4)×360°，同心全周或偏心全周磁系为 360°。湿选筒式磁选机的磁系包角，一般为 106°～128°，它取决于磁系吸起段、运输段和脱水段的总长度。

磁系磁极的极性排列通常是：选分大块矿石时，磁极沿矿块移动方向多是做成同极性排列（如果磁系的磁感应强度较高，也可做成极性交替排列），而选分小块和细粒矿石时，一般做成极性交替排列。

(4) 磁系宽度的选定。磁系宽度是指磁系沿圆筒轴向方向的长度。实测结果表明：宽度小的磁系，在靠近磁系边缘处的磁感应强度下降幅度很大；而宽度大的磁系，在很大范围内磁感应强度是均匀分布的，只有靠近磁系两端处的磁感应强度才逐渐下降。因此，磁系宽度小的磁选机用在选矿生产上是不合适的。

磁系宽度决定给矿宽度，因而也就决定磁选机的处理能力。增加磁系宽度可增加筒长，从而提高磁选机的处理能力。目前我国生产的筒式磁选机的筒长为 900，1200，1500，1800，2100 和 2400 mm。但是，磁系宽度的增加受到以下两个因素的制约：一是选矿工艺因素，如给矿的均匀性；二是机械结构因素，如筒轴的挠度。磁选机的宽度过大，不易做到均匀给矿，筒轴挠度大，保证不了筒皮和磁系表面间的间隙。

我国生产的定型磁选机，其圆筒表面径向圆跳动的具体规定见表 2-8。

表 2-8　圆筒表面径向圆跳动的规定

圆筒直径/mm	750	1 050	1 250	1 500
径向圆跳动幅度/mm	≤2.5	≤3.5	≤4.0	≤4.5

（5）磁系半径的选定。磁系半径对磁选机单位筒长的处理能力有很大的影响。随着磁系半径的增大，分选工作区也相应地增长，磁系又可多装磁极，这时提高精矿品位和回收率都有好处。磁系半径增大，不仅使磁极表面的平均磁场强度有所提高，而且会使磁场的作用深度也有所增加。它们之间的关系是非线性的。磁系半径在某一范围内增大时，磁选机处理能力的提高幅度很显著，继续增大时，提高幅度不明显。某磁选厂用直径为 1050 mm、磁场强度为 135 kA/m（或 1700 Oe）的磁选机取代直径为 780 mm、磁场强度为 119～127 kA/m（或 1500～1600 Oe）的磁选机，取得了良好的效果。其处理能力提高 1 倍，回收率提高 1%～2%。

离圆筒表面 50 mm 处平均磁场强度为 70 kA/m（或 875 Oe）的不同直径磁选机对比试验结果（见图 2-21）表明，大筒径磁选机的处理能力和指标明显优于小筒径磁选机。

【例题 2-1】 已知筒式磁选机的直径为 600 mm，筒表面磁场强度为 116 kA/m（即 1450 Oe），干选磁铁矿石以选出废弃尾矿。矿石的粒度为 50～0 mm，圆筒表面到磁极表面的距离为 10 mm，磁系包角为 120°（即 $2\pi/3$）。确定磁系的极距和极数。

根据式（2-48）求出磁系的适宜极距为：

$$l \approx \frac{2\pi R_1 d}{R_1 \ln\left(1+\frac{d}{\Delta}\right)-2d} = \frac{2\times 3.14\times 0.29\times 0.05}{0.29\ln\left(1+\frac{0.05}{0.01}\right)-2\times 0.05}$$

$$\approx 0.22\ (\mathrm{m})$$

由式（2-41）可知磁场非均匀系数为：

$$C=\frac{\pi}{l}+\frac{1}{R_1}=\frac{3.14}{0.22}+\frac{1}{0.29}=17.7\ (\mathrm{m^{-1}})$$

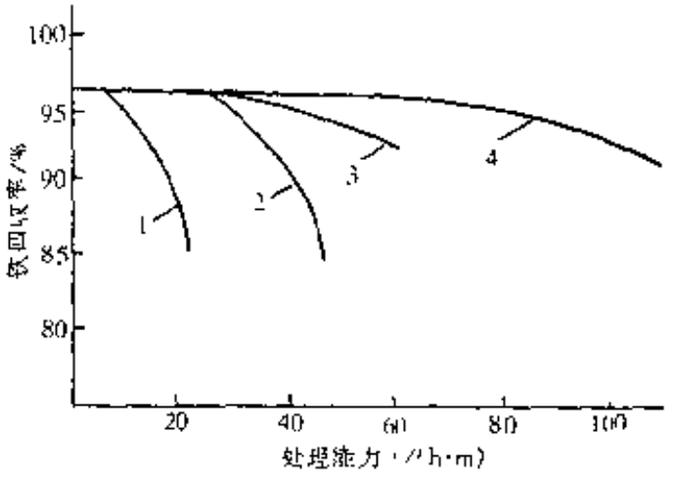


图 2-21 几种筒径磁选机的回收率和处理能力的关系

1—直径为 600 mm 的顺流型；2—直径为 916 mm 的顺流型；
3—直径为 916 mm 的半逆流型；4—直径为 1200 mm 的半逆流型。

从式(2-49)求出磁系的极数为：

$$n=\frac{L}{l}+1=\frac{R_1\alpha}{l}+1=\frac{0.29\times2\times3.14}{0.22\times3}+1$$
$$\approx4$$

(6) 影响磁场特性的其他因素。前面介绍的是影响磁场特性的主要结构参数。近年来为了提高磁选机的效能，在改进磁选机的磁场特性方面进行了许多研究，并取得了一些进展。

磁系中使用磁性能较高的永磁材料可以提高磁极表面的磁感应强度和磁场作用深度。例如，在湿选永磁筒式磁选机的磁系里，将最大磁能积为 18.3 kJ/m^3(或 2.3×10^6 Gs·Oe)的钡铁氧体永磁系换成最大磁能积为 27 kJ/m^3(或 3.4×10^6 Gs·Oe)的锶铁氧体永磁系后，对应磁系磁极中心处的筒表面磁感应强度由 0.14 T 增至 0.165 T，磁感应强度提高 17%。又如，在试制的 1 050 mm×425 mm(直径×高)的湿选永磁筒式磁选机的样机中，在锶铁氧体永磁系磁极的表面覆盖铈钴铜永磁合金，并在磁极间隙中加这些合金后，筒表面磁感应强度大于 0.18 T，磁场梯度提高较大，达 0.05 T/cm，扫选区的磁感应强度大于 0.22 T。

增加磁铁的高度相当于增大永磁磁路的磁势，对提高磁感应强度和磁场作用深度有一定效果。某厂磁选机磁系的磁铁体积增加 60%，全部用于加高磁系(磁铁截面不变)，当磁铁组的尺寸比在某一范围内时，筒表面处的磁感应强度可提高 12%左右。

将矩形截面的锶铁氧体磁极用“梯形”截面的锶铁氧体磁极代替以后，磁系表面的平均磁感应强度提高幅度较大，磁场作用深度也有所提高。

在相邻主磁极间隙中填充反斥磁极，以减少主磁极间的漏磁通，使更多的磁通集中到选分空间。填充时应使小磁铁的长度方向和磁极表面的圆周方向近于平行，小磁铁的极性与相邻主磁极极面的极性相同，填充小磁铁的厚度(垂直于磁系表面方向)不超过主磁极的中性线。填充反斥磁极一般可使筒表面处的磁感应强度提高 15%～22%，而离筒表面 50 mm 处的磁感应强度仅提高 6%左右。

2. *磁路计算*

图 2-22 示出永磁筒式磁选机样机的磁系尺寸。磁系磁铁为

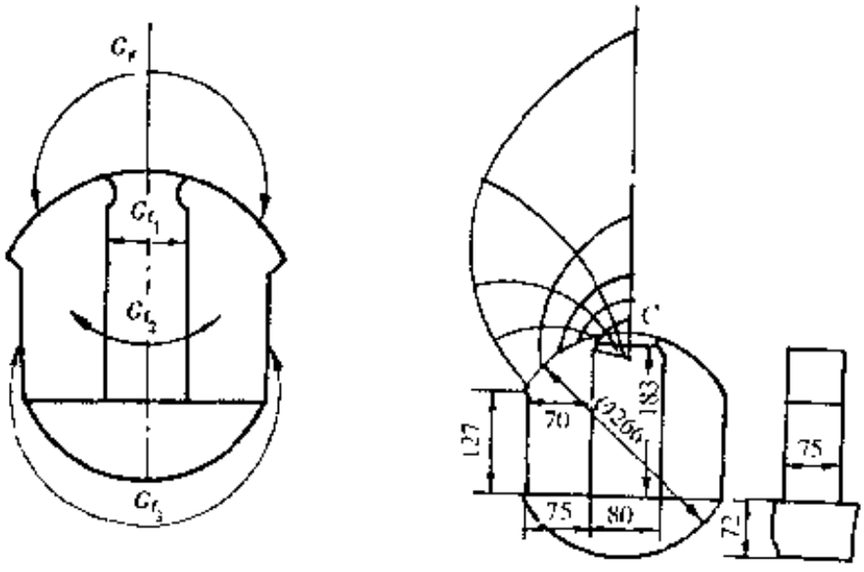


图 2-22　磁选机磁系的尺寸和空气磁导的分配图

LNG-4 磁性合金。工作空间的磁场图用图解法作出。磁场图是这

样作出的：使单元磁通管的平均长度和平均宽度相等。磁轭的尺寸不大和磁感应强度很小，其磁阻忽略不计。根据工艺要求，计算对称轴上距磁极表面 25 mm 处的磁感应强度，取为 0.075 T。

1）磁导的计算

（1）工作空间的磁导。按图解法原理，磁场工作空间的磁导为：

$$G_g=\mu_0\frac{m}{n}b$$

式中：m 为并联磁通管数量，$m=7$；

n 为串联磁通管中所含单元磁通管数，$n=8$；

b 为磁铁的宽度，m；

μ_0 为场元介质(空气)的磁导率。$\mu_0=4\pi\times10^{-7}$H/m。

$$G_g=\mu_0\frac{7}{8}\times0.075=0.065\,6\mu_0$$

（2）磁铁内侧表面的漏磁导为：

$$G_{f_1}=\mu_0\frac{(b+ka)(h_1+ka)}{a}$$

式中：a 为两磁铁内侧表面间的距离；

b 为磁铁的宽度；

h_1 为磁铁的内侧高度；

k 为修正系数，$k=0.307/\pi$。

在所研究的图中，磁铁边缘磁通仅在一个方向上集中，因此，上式可简化，代入数据后得出：

$$G_{f_1}=\mu_0\frac{(b+ka)h_1}{a}=\frac{(0.075+\frac{0.307}{\pi}\times0.08)\times0.183}{0.08}\mu_0$$

$$=0.186\,34\mu_0$$

考虑到沿着磁铁高度磁位下降，漏磁通沿着磁铁高度变化，应当取等效磁导，即：

$$G_{a_1)}=\frac{1}{2}G_{f_1}=0.093\,17\mu_0$$

（3）磁铁外侧端面的漏磁导为：

$$G_{t_2}=\mu_0\frac{h_1+h_2}{2}\frac{1}{2\pi}\ln(2m^2-1+2m\sqrt{m^2-1})$$

$$m=\frac{2a_1+a}{a}=\frac{2\times0.07+0.08}{0.08}=2.75$$

式中：a_1 为磁铁上端的厚度；

h_2 为磁铁的外侧高度。

$$G_{t_2}=\mu_0\frac{0.183+0.127}{2}\frac{1}{2\times3.14}\ln(2\times 2.75^2-1+2\times2.75\sqrt{2.75^2-1})$$

$$=0.0825\mu_0$$

由于上述同样的原因，也应当取等效磁导，即：

$$G_{(t_2)}=\frac{1}{2}G_{t_2}=0.0413\mu_0$$

（4）磁铁外侧表面的漏磁导：

已知

$$m'=\frac{2b+a}{a}=\frac{2\times0.075+0.08}{0.08}=2.88$$

$$n=\frac{h_2}{a}=\frac{0.127}{0.08}=1.56$$

据图 2-23，曲线确定比漏磁导为：

$$g_{t_3}=0.14\mu_0$$

等效磁导为：

$$G_{(t_3)}=\frac{1}{2}bg_{t_3}=\frac{1}{2}\times0.075\times0.14\mu_0=0.0053\mu_0$$

（5）磁系的全部几何磁导为：

$$G=G_g+G_{(t_1)}+2G_{(t_2)}+2G_{(t_3)}$$

$$=(0.0656+0.09317+2\times0.0413+2\times0.0053)\mu_0$$

$$=0.252\mu_0$$

2）经过工作空间闭合的有效磁通所产生的磁感强度的计算

LNG-4 磁性合金的退磁曲线见图 2-24。

由 $B_dS_m=H_dl_mG$ 可得：

$$\frac{B_d}{H_d}=\frac{l_m}{S_m}G=\tan\theta$$

式中：B_d 为磁铁的剩余磁感强度(中性面处)；

H_d 为磁铁的退磁场强度；

l_m 为磁铁的总长度；

S_m 为磁铁的截面积；

G 为磁铁的磁导。

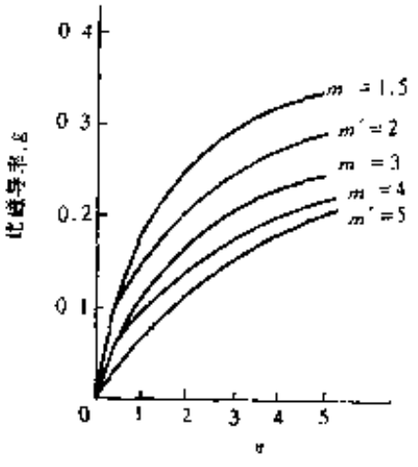


图 2-23　磁铁的 2 个外侧相同的矩形平面间的磁导曲线

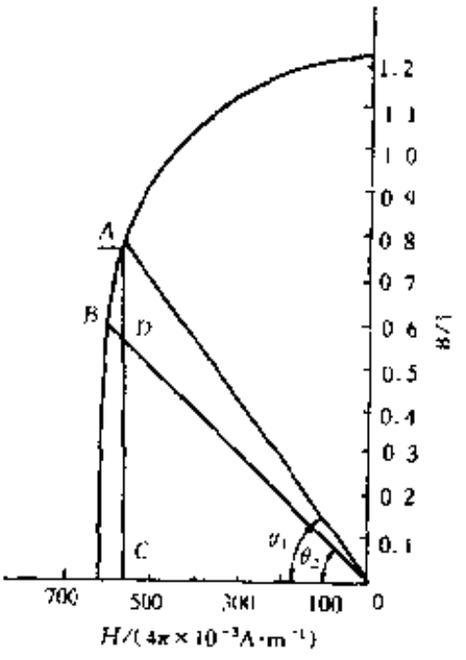


图 2-24　LNG-4 合金的退磁曲线

在退磁曲线上引出切角为 θ_1 的斜线 OA，令：

$$\tan\theta_1=\frac{l_m}{S_m}G=\frac{2\times\dfrac{0.183+0.127}{2}}{0.075\times0.0725}\times0.252\mu_0$$
$$=14.37\mu_0$$

式中，0.0725 为磁铁的平均厚度。

整个磁系充磁，因而 A 点是磁系的工作点。再在退磁曲线上引出切角为 θ_2 的斜线 OB，令：

$$\tan\theta_2=\frac{l_m}{S_m}G_{(t)}=\frac{l_m}{S_m}[G_{(t_1)}+2G_{(t_2)}+2G_{(t_3)}]$$

$$=\frac{2\times\dfrac{0.183+0.127}{2}}{0.075\times0.0725}[0.09317+2\times0.0413+2\times0.0053]\mu_0$$

$$=10.63\mu_0$$

斜线 OB 和垂线 AC 的交点为 D，D 点将垂线分成 2 个部分。CD 为和漏磁通成比例的磁感应强度，而 AD 为和有效磁通成比例的磁感应强度。因此，循环于磁系中的有效磁通可由下式确定：

$$\Phi_{有效}=(B_A-B_D)S_m=0.195\times0.075\times0.0725$$

$$=0.0010603\ (\text{Wb})$$

磁极间的工作空间分为 7 个磁通管($m=7$)，其中每个磁通管的磁通又都取为常数，所以，每个磁通管的磁通量为：

$$\Phi_m=\frac{\Phi_{有效}}{m}=\frac{0.0010603}{7}=0.00015147\ (\text{Wb})$$

将每个磁通管的磁通除以该管的截面积，便可得到管中的平均磁感应强度。

位于第 4 个磁通管中心的计算点 C(见图 2-22)的磁感应强度为：

$$B=\frac{0.00015147}{0.085\times0.02}=0.0891\ (\text{T})$$

表 2-9 列出各磁通管中心处磁感应强度的计算值和测量值。可见，计算值和测量值十分接近。

表 2-9　磁感应强度计算值和测量值

管　号	1	2	3	4	5	6	7
计算值/T	0.1782	0.1620	0.1485	0.0891	0.0445	0.0223	0.0100
测量值/T	0.1760	0.1670	0.1500	0.0950	0.0500	0.0170	—

3. 分选圆筒的设计

分选圆筒是由 3～5 mm 厚的非导磁不锈钢板、铜板或玻璃钢制成。圆筒的端盖为铸铝件，用不锈钢螺钉和筒体连接。

筒体的材质要求其导磁率越小越好，以减少磁通的损失，保证筒体表面有较高的场强。固定磁系湿选筒式磁选机的圆筒常用 1Cr18Ni9Ti 或 15Mn26A14 等非导磁不锈钢板卷成。干选筒式磁选机或旋转磁系磁选机，由于圆筒与磁系的相对运动的频率很高，筒体会产生感应电流，它力图减小磁场和筒体之间的相对运动，消耗部分电功率。筒体产生的电涡流还会使圆筒的温度升高。因此，磁频率较高的干选永磁磁选机的圆筒应该用玻璃钢制成。非导磁不锈钢的化学成分和性能见表 2-10 和 2-11。环氧树脂玻璃钢的常用配方及其制品的性能如下：

表 2—10 非导磁不锈钢的化学成分 $w/\%$

牌号	成分				
	C	Mn	Al	Cr	Ni
1Cr18Ni9Ti	＜0.12	—	—	17～19	8～11
15Mn26A14	0.13～0.19	2.45～27.0	3.8～4.7	—	—

牌号	成分				
	Ti	Si	S	P	
1Cr18Ni9Ti	15Mn26A14	0.5～0.8	≤0.6	≤0.035	≤0.03
15Mn26A1	—	≤0.6	≤0.035	≤0.035	

表 2-11 非导磁不锈钢的力学性能

牌号	抗拉强度/($kg \cdot mm^{-2}$)	屈服强度/($kg \cdot mm^{-2}$)	延伸率/%	收缩率/%	冲击值/($kg \cdot m \cdot cm^{-2}$)
1Cr18Ni9Ti	54	20	38	50	8
15Mn26A14	48	20	30	50	12

树脂配方：618 环氧树脂，100 份；

501 稀释剂，10 份；

邻苯二甲酸二丁酯，5 份；

三乙烯四胺，15 份。

玻璃布：0.22mm 的厚斜纹布。

树脂含量 50%，室温固化。

环氧玻璃钢的力学性能见表 2-12。

表 2-12　环氧玻璃钢的力学性能

玻璃钢类型	抗拉强度/($kg \cdot mm^{-2}$)	屈服强度/($kg \cdot mm^{-2}$)	延伸率/%	收缩率/%	冲击值/($kg \cdot m \cdot cm^{-2}$)
环 氧 型	31	27.8	—	—	0.93

玻璃钢的密度为 1 400～2 000 kg/m^3，约为普通钢材的 1/4～1/6。导热系数为金属的 1/100～1/1000。1Cr18Ni9Ti 型不锈钢的相对磁导率约为 1.1，15Mn26A14 型不锈钢为 1.0021，而玻璃钢约为 1。

分选圆筒的直径应和磁系的结构尺寸相适应。在满足机械性能（如刚度、椭圆度等）的条件下，圆筒与磁系之间的运转间隙应尽可能小，通常为 2.5～5 mm。目前，生产的定型产品的圆筒尺寸见表 2-13。

表 2-13　圆筒尺寸的规定　（mm×mm）

750×1 200	750×1 800	1 050×2 400	1 250×2 400
1 250×3 000	1 500×3 000	1 500×4 500	

圆筒的外表面应绕 1 层直径为 1.5mm 的铜线或 3mm×25mm（厚×宽）的胶皮带作为耐磨层。有的选矿厂在圆筒表面涂 1 层沥青或白硫氯丁胶作为保护层，效果也很好。耐磨层不仅可以保护筒体不受磨损，同时可使圆筒表面具有一定的摩擦因数，以保证磁性矿粒在圆筒表面不发生滑动，有利于磁性产品的排出。

圆筒通过链条由电机带动转动，也可以经减速机直接传动。不同直径的湿选筒式磁选机的转速通常为 20～40 r/min。生产实践表明，圆筒转速在某一范围内变化对选矿指标的影响不显著，在此范围内取较低的转速，可使传动功率小一些，但此时设备的产量稍低；在一定的处理量条件下，随着转速的提高，精矿、尾矿品位稍有提高，但回收率稍有下降。干选筒式磁选机的圆筒转速直接影响离心力的大小。圆筒的旋转允许周速可按理论公式计算，但由于考虑因素的局限性，计算值与实际值相差较大。因此，圆筒的转速应根据矿石性质和作业要求经过试验后确定。

4. 分选槽体的设计

湿选筒式磁选机的分选槽体的结构对磁选指标有重要的影响，必须适当地选择。槽体一般由非导磁不锈钢板或工业塑料板焊制而成。常见的槽体有顺流型、逆流型和半逆流型 3 种结构形式，见图 2-25。

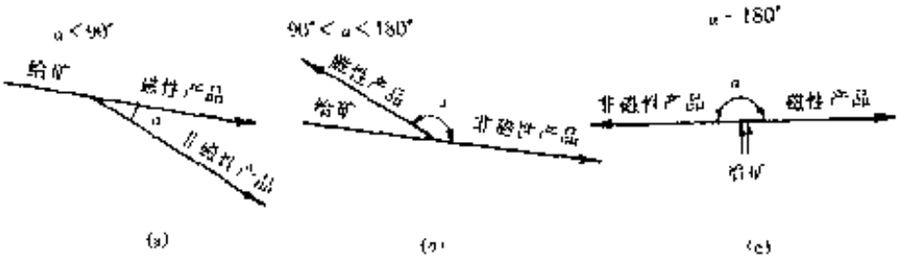


图 2-25 永磁筒式磁选机不同槽体结构原理示意图

(a)—顺流型；(b)—逆流型；(c)—半逆流型。

顺流型槽体磁选机的给矿矿浆流动方向和圆筒的旋转方向一致。由于精矿、尾矿流动方向和筒体转向相同，所以，它具有处理量大、构造简单，并且可以串联配置，进行多次分选等优点。但顺流型槽体磁选机的磁性矿粒容易流失于尾矿中，通常还要对尾矿进行扫选。如果用于分选细粒和微细粒矿石时，分选指标不如逆流型和半逆流型槽体。这种槽体适用于6～0 mm粗粒物料的粗选和精选作业。

逆流型槽体磁选机的给矿矿浆流动方向和圆筒旋转的方向相

反。非磁性矿粒由底板上的尾矿孔排出，而磁性矿粒随圆筒逆着给矿方向移到精矿排出端，排入精矿槽中。磁选机的精矿排出端距给矿口较近，磁翻作用差，所以，精矿品位不够高。但它的尾矿口距给矿口远，矿浆经过较长的分选区，增加了磁性矿粒被吸收的机会。尾矿口距精矿排出端也较远，磁性矿粒混入尾矿中的可能性较小，这种磁选机的金属回收率较高。逆流型槽体适用于0.6～0 mm 强磁性矿石的粗选、扫选及选煤工业中的重介质回收。这种磁选机不适于处理粗粒矿石，因为粒度粗时，矿粒沉积会堵塞分选空间。

半逆流型磁选机的矿浆从槽体的下方达到圆筒的下部。非磁性产品移动的方向和圆筒的旋转方向相反，磁性产品移动方向和圆筒旋转方向相同。槽体的下部为给矿区，其中插有喷水管，用来调节分选作业的矿浆浓度。在给矿区上部有底板(或称尾矿堰板)，底板上开有矩形孔用于流出尾矿。底板和圆筒之间的间隙与磁选机的磁场特性、处理能力及给矿粒度等因素有关，一般可在20～40 mm 之间调节。由于矿浆是以松散悬浮状态从槽底下方进入分选空间，矿浆运动方向与磁场力方向基本相同，故矿浆可以到达磁场力高的圆筒表面。另外，尾矿是从底板上的尾矿孔排出，这样，槽内可保持一定的矿浆面高度。因此，采用半逆流型磁选机可以得到较高的精矿质量和金属回收率。这种型式的磁选机适用于0.5～0 mm 的强磁性矿石的粗选和精选，尤其适用于0.15～0 mm 的强磁性矿石的精选作业。

二、磁力脱泥槽

磁力脱泥槽是在重力、磁力和上升水流力的作用下，使磁性矿粒和非磁性矿粒(矿泥)分离的磁选设备。槽内产生的磁场对磁性矿粒主要起吸引作用，而不是起吸住作用。磁力脱泥槽有电磁和永磁两种。目前我国多数磁选厂采用永磁式，因此，这里主要介绍永磁脱泥槽。

1. 磁力脱泥槽的磁场分布

永磁脱泥槽分为顶部磁系的脱泥槽和底部磁系的脱泥槽两种。它们的磁场图不同，各有其特点(见图 2-26)。

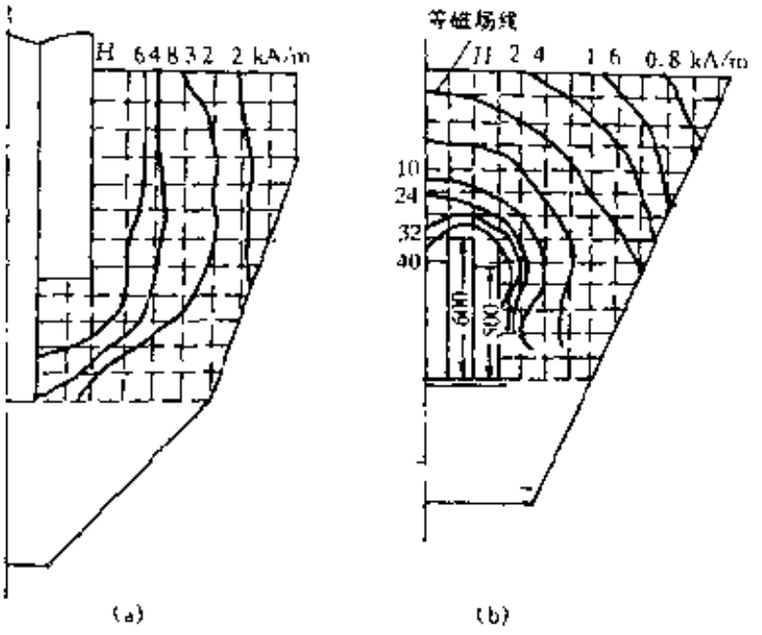


图 2-26　磁力脱泥槽的磁场图

(a)—顶部磁系永磁脱泥槽；(b)--底部磁系永磁脱泥槽。

顶部磁系在槽内形成的磁场强度较低，轴向磁场梯度很小，径向磁场梯度较大，等磁场线几乎呈铅直线，等磁场面在筒状磁极周围呈柱形。这种磁力脱泥槽适用于处理磁性较强的强磁性矿石。根据生产实践，在槽内选分区和它下部(即筒状磁极下部周围)的磁场强度应达到 16～24 kA/m(即 200～300 Oe)左右，而磁场梯度为 40～400 kA/m²(即 5～50 Oe/cm)，后者的上限值在槽体中央部分，而下限值在槽体壁附近。

根据磁通连续定律可求出同心状磁极(见图 2-27)间任一点处的磁场强度。

已知

$$2\pi rhB_0 = 2\pi(r+x)hB \tag{2-52}$$

所以

$$B = \frac{rB_0}{r+x} = \mu_0 \frac{rH_0}{r+x} \tag{2-53}$$

式中：B_0 为内圆柱表面的磁感应强度，T；

B 为内外圆柱间任一点的磁感应强度，T；

H_0 为内圆柱表面的磁场强度，A/m；

h 为圆柱高度，m；

r 为内圆柱半径，m；

x 为离内圆柱面任一点的距离，m；

μ_0 为真空磁导率，$\mu_0=4\pi\times10^{-7}$H/m。

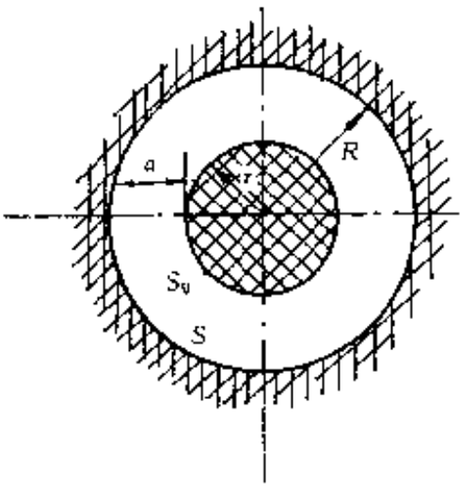


图 2-27　同心状磁极

可见，同心状磁极间任一点处的磁场强度为：

$$H=\frac{rH_0}{r+x} \tag{2-54}$$

由式(2-54)可知，磁极间任一点的磁场强度和内圆柱表面的磁场强度、内圆柱的半径以及所在位置有关。如果内圆柱的半径被选定，则它只和内圆柱表面的磁场强度和所在位置有关。

底部塔形磁系在槽内形成的磁场强度较高，在槽内的轴向和径向都有较大的磁场梯度，等磁场线在磁系上方呈伞形。这种脱泥槽适用于处理磁性弱的强磁性矿石(如焙烧磁铁矿石)。在槽内选分区和它下部磁铁的磁场强度应达到 32～48 kA/m(即 400～600 Oe)，而磁场梯度达 400～800 kA/m^2(即 50～100 Oe/cm)。后者的上限值靠近塔形磁系顶部，下限值在槽面附近。

2. *磁系的结构设计*

顶部磁系脱泥槽的磁源安装在矿浆面的上部(见图 2-28)，磁力线经由槽内筒状磁极与槽体形成磁场空间。磁场空间内的磁场分布与磁系的位置、筒状磁极的尺寸和它在槽内的位置有关。生产实践表明，磁系位置越靠近槽中央越好，这样可使磁系磁通得到充分利用，有利于提高内圆柱表面的磁场强度。顶部磁系磁力

脱泥槽的筒状磁极和给矿筒的尺寸与位置见表 2-14 和 2-15。

表 2-14 筒状磁极的尺寸和其下端至槽底的适宜距离

设备规格直径/mm	筒状磁极		磁极下端至槽底的距离/mm
	高/mm	直径/mm	
1 600	1 150	270(上),170(下)	320
2 000	1 670	360(上),280(下)	680

表 2-15 给矿筒尺寸和其出口至筒状磁极下端的适宜距离

设备规格直径/mm	给矿筒尺寸/mm		给矿筒进浆管直径/mm	给矿筒出口至筒状磁极下端的距离/mm
	直径	高		
1 600	400	650	127	350
2 000	500	900	159	280

底部塔形磁系脱泥槽槽内的磁场图、磁场强度和吸引区高度取决于磁系的磁性能、形状和它的尺寸。

根据生产实践，这种脱泥槽的磁场强度和磁铁总磁通量的关系见表 2-16。

表 2-16 永磁脱泥槽的磁场强度、总磁通量和设备规格的关系

设备规格(直径×高)/(mm×mm)	槽口面积/m^2	铁氧体种类	磁场强度/(kA·m^{-1})(或 Oe)	磁铁放入槽中之前的总磁通量/mWb
1 600×1 400	2.0	钡或锶	24～28(300～350)	～11.5
2 000×1 400	3.1	钡	～32(400)	20.5
2 200×1 600	3.8	钡	36～40(450～500)	23.5
2 200×1 600	3.8	锶	36～40	18.5
2 500×1 800	4.5	钡	36～40	20.5
2 500×1 800	4.5	锶	～36	20.0
3 000×2 000	7.1	钡	～40	33.0
3 000×2 000	7.1	锶	～57(700)	35

试验研究表明，塔形磁系的台阶高度影响等磁场线的法线方向。台阶的适宜高度约为100 mm，而台阶的水平宽度为 65 mm 或 85 mm，等磁场线的法线和铅直线的夹角约为 45°。

吸引区高度取决于磁系的高度。磁系的高度只要能使槽面有较弱的磁场即可。磁系的适宜高度见表 2-17。

磁系在槽内的位置直接影响着磁力脱泥槽的工作和选分指标。位置过高，选分区过于靠近槽的溢流面，尾矿品位高；位置过低，由于槽底部的磁场很强，且磁系同槽底锥壁之间的间隙(排精矿的通道)较小，磁性矿粒易堵塞在槽底而排不出去。磁系底部离槽底的适宜距离见表 2-18。

表 2-17　塔形磁系的适宜高度

设备规格(直径)/mm	高度/mm	设备规格(直径)/mm	高度/mm
1 600	400	2 500	550
2 000	500～550	3 000	600
2 200	500～550		

表 2-18　塔形磁系底部至槽底的适宜距离

设备规格(直径)/mm	适宜距离/mm	设备规格(直径)/mm	适宜距离/mm
1 600	380～400	2 500	500
2 000	380～400	3 000	500
2 200	380～400		

给矿筒的出口直径要略小于磁系的直径，且出口应在磁系上方适当位置上，如离磁系顶部过远，则由于该处的磁场强度弱且易产生矿浆翻花现象，磁性矿粒容易进入溢流中；如过近，则给矿在磁场强度大的地方，磁性产品容易夹杂较多的脉石，甚至发生堵塞现象。给矿筒尺寸和其出口至磁系顶部的适宜距离见表 2-19。

表 2-19 给矿筒尺寸和其出口至磁系顶部的适宜距离

设备规格(直径)/mm	给矿筒尺寸/mm			筒进口管直径/mm	筒出口至磁系顶部的距离/mm
	筒直径	筒 高	出口直径		
1600	430	700～750	350	127、152	200
2000	450	700～750	370	152	200
2200	500	700～750	420	152	200
2500	550	700～750	470	203	200
3000	600	700～750	520	203	200

3. 磁路计算

以顶部磁系的永磁脱泥槽为例，叙述此类设备的磁路计算。已知直径为 1600 mm 顶部磁系的永磁脱泥槽其各部分尺寸如图 2-28 所示。

1) 磁场强度的计算

假定第 2 排的磁场强度平均值为 3.6 kA/m(即 45 Oe)，由式(2-54)求出筒状磁极表面的磁场强度平均值为：

$$H_0=\frac{H_2(r+x)}{r}=\frac{3.6(0.095+0.52)}{0.095}=23.3\ (\text{kA/m})(\text{即 }293\ \text{Oe})$$

H_0 的实测平均值为 24.5 kA/m(或 308 Oe)，计算值与实测值基本相符。

第 3 排的磁场强度平均值为：

$$H_3=\frac{rH_0}{r+x}=\frac{0.095\times23.3}{0.095+0.45}=4.3\ (\text{kA/m})(\text{即 }54\ \text{Oe})$$

第 4 排的磁场强度平均值为：

$$H_4=\frac{rH_0}{r+x}=\frac{0.095\times23.3}{0.095+0.32}=5.3\ (\text{kA/m})(\text{即 }66\ \text{Oe})$$

第 5 排的磁场强度平均值为：

$$H_5=\frac{0.095\times23.3}{0.095+0.22}=7\ (\text{kA/m})(\text{即 }88\ \text{Oe})$$

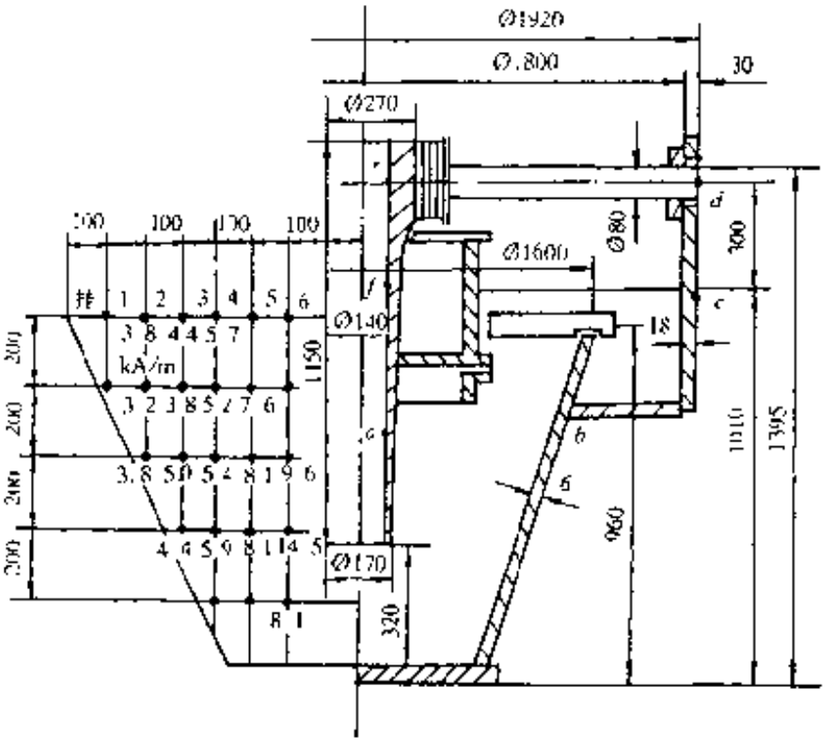


图 2-28　直径为 1600mm 的磁力脱泥槽的各种数据

第 6 排的磁场强度平均值为：

$$H_6=\frac{0.095\times 23.3}{0.095+0.12}=10.3\,(\mathrm{kA/m})(\text{或 }129\,\mathrm{Oe})$$

各排的磁场强度平均值和实测值的平均值见表 2-20。

表 2-20　磁场强度计算值和实测值

排　　号	2	3	4	5	6
计算值/(kA·m^{-1})	3.6	4.3	5.3	7	10.3
测量值/(kA·m^{-1})	3.6	4.4	5.5	7.9	10.7

2) 磁铁总磁通量的确定

已知槽内磁通量为：

$\Phi_{内}=2\pi r l_1 B_0=2\pi\times 0.09\times 0.64\times$

$$4\pi\times10^{-7}\times23.3\times10^{3}$$

$$=0.011\,(\mathrm{Wb})$$

式中：r 为筒状磁极下半部平均半径，m；

l_1 为筒状磁极下半部长度，m；

B_0 为筒状磁极表面平均磁感应强度，T。

磁铁总磁通量应为：

$$\Phi_{总}=f\Phi_{内}=2.5\times0.011\approx0.028\,(\mathrm{Wb})$$

式中：f 为漏磁系数，$f=2.5$。

3）磁铁数量的确定

初定顶部磁系的磁源为 6 个，每个磁源的磁通量为 0.028/6 ≈0.005 (Wb)。选用规格为 65 mm×85 mm×15 mm(长×宽×高)锶铁氧体磁铁，每个磁源的尺寸为 260 mm×170 mm×60 mm (8 摞磁铁，每摞 4 块，共 32 块)，尺寸比 $m=0.29$，截面长宽比 $m_1=1.53$。由磁体的 $B_d=f(l_m/\sqrt{S_m})$曲线(见图 2-20)查出磁铁的磁感强度 $B_d=0.13$ T。此时，每个磁源产生的磁通量为 0.0057 Wb (>0.005 Wb，已符合要求)。

需要的磁铁总块数为 32×6=192 块。

【例题 2-2】 已知直径为 2 500 mm 的底部磁系永磁脱泥槽，选用 65 mm×85 mm×18 mm、磁性能 $B_r=0.363$ T，$H_c=165.6$ kA/m (即 2080 Oe)，$(BH)_{max}=25.5$ kJ/m³ (即 3.2 MGs·Oe)的锶铁氧体作为塔形磁系的磁源。根据表 2-17 的数据，磁源的高度定为 550 mm，台阶高度定为 100 mm。又根据表 2-16 的数据，为了产生 36 kA/m(即 450 Oe)的磁场，磁铁放入槽前的总磁通量为 0.02 Wb，根据磁铁尺寸比查得磁铁的磁感强度为 0.164 T，则磁铁的摞数为：

$$n=\frac{0.02}{0.164\times0.065\times0.085}\approx22$$

为了方便安装，取 24 摞，按圆周分两层排列：内层为 8 摞，

高度为 550 mm；外层为 16 摞，高度为 450 mm。实际安装的磁铁块数为：

$$\frac{0.55\times8+0.45\times16}{0.018}=648(\text{块})$$

4. 槽体及给水装置

永磁脱泥槽的槽体是由中厚(6～10 mm)钢板围成的倒置锥体。由于槽体是磁路的一部分，因此，它必须用导磁材料制成。扰矿圈及塔形磁系分别由非导磁不锈钢支架支撑在槽体的内壁上。

槽体锥角的大小直接影响槽体的深度和槽体内的磁场分布。根据生产实际，锥角通常为 60°左右。底部磁系不同规格型号脱泥槽槽体的主要尺寸见图 2-29 和表 2-21。

永磁脱泥槽有两种给水方式。底部磁系脱泥槽采用下部给水。在槽体底部设有水箱及 4 根喷水管，并在每根水管出口的上方装有迎水帽，以便使上升水沿槽体的水平截面均匀地分散。

顶部磁系脱泥槽一般采用上部给水。水经空心圆筒内部下降，遇返水盘而上升形成上升水流。

表 2-21　永磁脱泥槽主要尺寸 (mm)

型　　号	D	H	D_1	D_2	D_3	H_1	H_2	H_3	H_4	H_5
CS－20 永磁脱泥槽	2 000	1 600	2 340	2 100	1 700	900	700	75	2 850	400
CS－25 永磁脱泥槽	2 500	1 800	2 900	2 650	2 030	1 000	650	142	3 000	405
CS－30 永磁脱泥槽	3 000	2 000	3 362	3 160	2 500	1 300	930	110	3 470	400
CS－20 永磁脱泥槽	350	550	1 220	2 560	6″	220	260	4″	160	200
CS－25 永磁脱泥槽	350	600	1 500	3 220	6″	220	260	4″	160	200
CS－30 永磁脱泥槽	350	580	1 735	3 720	8″	270	310	6″	220	260

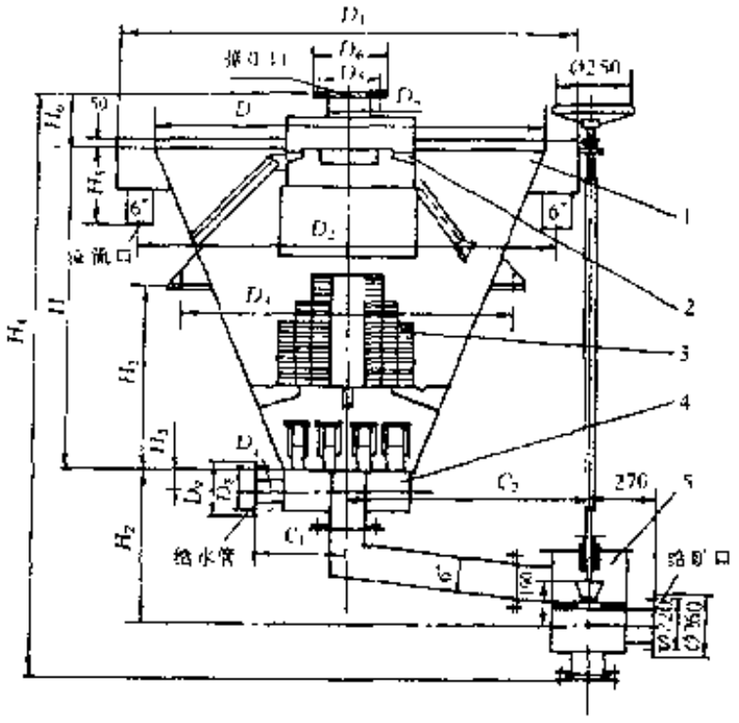


图 2-29 底部磁系永磁脱泥槽结构及槽体主要尺寸

1—槽体；2—拢矿圈；3—磁系；4—给水管；5—排矿箱。

第 4 节 电磁强磁场磁选机的设计

下面进行矩形磁系磁路和辊式强磁场磁选机磁系的磁路计算以及结构参数和电气参数的确定。

一、磁路计算

1. *矩形磁系磁路计算*

图 2-30 为矩形磁系的基本磁路及等效磁路图。

对于磁选机，磁路计算的任务一般是在已知分选空间场强 H_g 及分选空间尺寸的情况下求所需要的磁动势，或已知磁动势求分选空间的磁感强度。常用简单近似计算方法，需要引人一定的近似假设。

磁路第二定律是认为磁路可以分为若干段，而每段中的磁场强度都是常量这一近似假设得到的。但是，由于漏磁通的存在，一

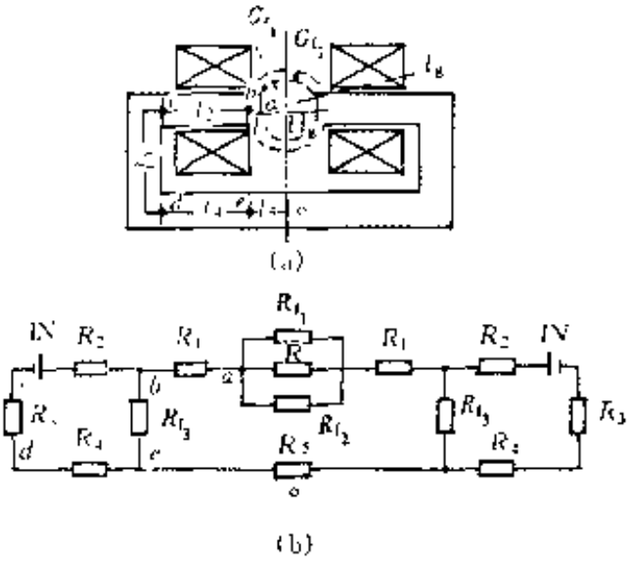


图 2-30　矩形磁系的基本磁路及等效磁路图

(a)—基本磁路；(b)—等效磁路。

段磁体中的磁场强度一般不为常量，因而一段磁体的内磁场强度也不可能为常量，所以，还需要补充另一个假设，即对在一段内磁场强度变化的磁体，假设它的内磁场强度沿长度方向的变化是均匀的，此时就可用某段磁体上变化的内磁场强度的算术平均值来作为该段磁路的内磁场强度的常量值。

下面计算图 2-30 所示的磁路各段的磁位降，然后再求磁势。假定铁导磁体的截面积均相同。

由于磁系是对称的，所以，只计算 1 半磁路的磁位降。

1) 分选空间的磁位降

$$U_g=\frac{1}{2}H_gL_g \tag{2-55}$$

式中：H_g 为空气隙的磁场强度，kA/m；

L_g 为空气隙的长度，m。

2) $a-b$ 段的磁位降

分选空间的漏磁阻 R_{f_1} 和 R_{f_2} 分别由式(2-26)、式(2-27)和式(2-28)求出。2 个磁阻并联的总磁阻为：

$$R_f=\frac{R_{f_1}R_{f_2}}{R_{f_1}+R_{f_2}} \tag{2-56}$$

分选空间的漏磁通为：

$$\Delta\Phi_g=\frac{U_g}{R_f} \tag{2-57}$$

截面 b 处的磁通为：

$$\Phi_b=\Phi_g+\Delta\Phi_g \tag{2-58}$$

式中：Φ_g 为分选空间的磁通，Wb；

$\Phi_g=H_gS_g$（S_g 为分选空间的截面积，m^2）。

截面 b 处的磁感应强度为：

$$B_b=\Phi_b/S_b \tag{2-59}$$

式中：S_b 为铁芯 b 处的截面积，m^2。

根据 B_b 由铁磁体材料的 $B=f(H)$ 曲线求出内磁场强度 H_b。

当没有铁磁体的磁化曲线时，对 DT 类工程纯铁可利用经验公式求解，即：

$$H=\alpha_0+\alpha_1(10B)+\alpha_2(10B)^2+\alpha_3(10B)^3+\alpha_4(10B)^4$$

式中：H 的单位为 A/m，B 的单位为 T。

多项式系数值见表 2-22。

表 2-22 多项式系数值

B/T	α_0	α_1
0.4～1.4	209.28	−2.4521
$1.4<B\leqslant1.85$	−18 960.5	5 202.9
$B>1.85$	$-1\,146\times10^4$	$1\,516.8\times10^3$

α_2	α_3	α_4
-73.143×10^{-2}	38.78×10^{-2}	18.938×10^{-3}
33.671	−52.186	2.206 4
−50 592.8	−606.4	39

a—b 段内磁场强度的平均值为：

$$H_{ab}=\frac{H_a+H_b}{2} \tag{2-60}$$

式中：H_a 为磁路中 a 点的磁场强度，kA/m；

H_b 为磁路中 b 点的磁场强度，kA/m。

a—b 段的磁位降为：

$$U_{ab}=\frac{l_1}{2}(H_a+H_b) \tag{2-61}$$

3) e—o 段的磁位降

由于 e—o 段无分支磁路，e—o 截面的磁通与 b 截面的相同，所以 e—o 截面的内磁场强度为：

$$H_e=H_o=H_b$$

e—o 段的磁位降为：

$$U_{eo}=\frac{l_5}{2}\times\frac{H_e+H_o}{2}=\frac{l_5}{2}H_e \tag{2-62}$$

4) b—e 间的磁位降

由等效磁路图知，b—e 与 b—a—o—e 2 个支路是并联的，它们的磁位降应相等，即：

$$U_{be}=U_{ab}+U_g+U_{eo} \tag{2-63}$$

铁芯与磁轭间的漏磁阻 R_{f_3} 由式(2-23)求出，其间的漏磁通为：

$$\Delta\Phi_{be}=\frac{U_{be}}{R_{f_3}} \tag{2-64}$$

截面 c 处的磁通为：

$$\Phi_c=\Phi_b+\Delta\Phi_{be} \tag{2-65}$$

截面 c 处的磁感应强度为：

$$B_c=\Phi_c/S_c \tag{2-66}$$

式中：S_c 为铁芯 c 处的截面积，m^2。

根据 B_c、由铁磁体材料的 $B=f(H)$ 曲线求出 H_c。

5) $b-c$,$d-e$,$c-d$ 段的磁位降

$b-c$ 段的磁位降为：

$$U_{bc}=\frac{l_2}{2}(H_b+H_c) \tag{2-67}$$

$d-e$ 段的磁位降为：

$$U_{de}=\frac{l_4}{2}(H_d+H_e) \tag{2-68}$$

穿过 c 截面与 d 截面的磁通相等，故 $H_d=H_c$。

$c-d$ 段的磁位降为：

$$U_{cd}=l_3H_d \tag{2-69}$$

6) 确定总磁动势

$b-e$ 支路除与 $baoe$ 支路并联外，还与 $bcde$ 支路并联，所以 U_{be} 还等于 $bcde$ 支路各段磁位降之和，但其方向为负，即：

$$U_{be}=-(U_{bc}+U_{cd}+U_{de}-\frac{1}{2}F_m) \tag{2-70}$$

式中：F_m 为总磁动势，$\frac{1}{2}F_m=NI$，F_m 的方向与各段磁位降方向相反。

将式(2-63)代入式(2-70)，有：

$$\frac{1}{2}F_m=NI=U_g+U_{ab}-U_{bc}+U_{cd}+U_{de}+U_{eo} \tag{2-71}$$

总磁动势 $F_m=2NI$

$$=H_gL_g+l_1(H_a+H_b)+l_2(H_b+H_c)+2l_3H_d+l_4(H_d+H_e)+l_5H_e \tag{2-72}$$

2. 辊式强磁选机磁路计算

图 2-31 为双感应辊强磁选机的基本结构，图 2-32 为其等效磁路图。该机采用口形磁路、2 个感应辊、4 个分选面。

下面计算各段磁位降。

1) 分选空间的磁位降

已确定分选空间的磁感应强度为 B 时，分选区平均磁感应强

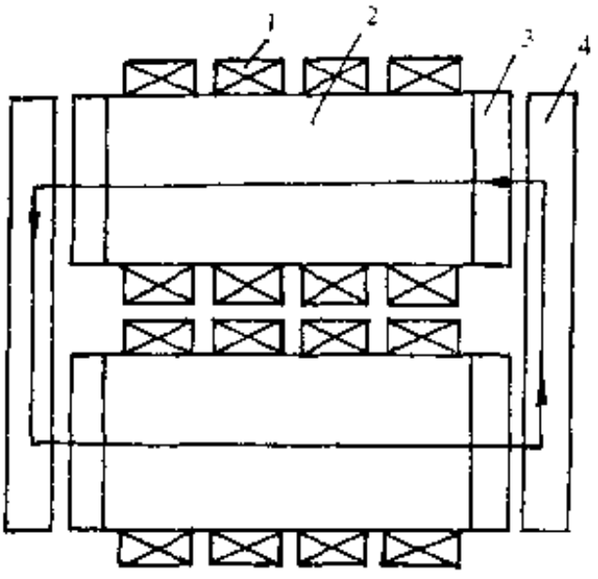


图 2-31　双感应辊强磁选机基本结构

1—激磁线圈；2—铁芯；3—磁极头；4—感应辊。

度可取 0.8～0.9B。

感应辊与磁极头相对位置如图 2-33 所示。

分选面积为

$$S=2\pi(r+\delta)\frac{\theta_1}{360}b\ (\mathrm{m}^2) \tag{2-73}$$

式中：r 为感应辊半径，m；

δ 为分选间隙，m；

θ_1 为磁包角，rad；

b 为分选区宽度，m。

分选空间磁通为：

$$\Phi_1=(0.8\sim0.9)BS\ (\mathrm{Wb}) \tag{2-74}$$

由式(2-22)确定分选空间的磁导为：

$$G_1=\frac{\mu_0\theta_1 b}{\ln\frac{k_1}{r}}\ (\mathrm{H}) \tag{2-75}$$

式中：μ_0 为空气磁导率，$\mu_0=4\pi\times10^{-7}\mathrm{H/m}$；

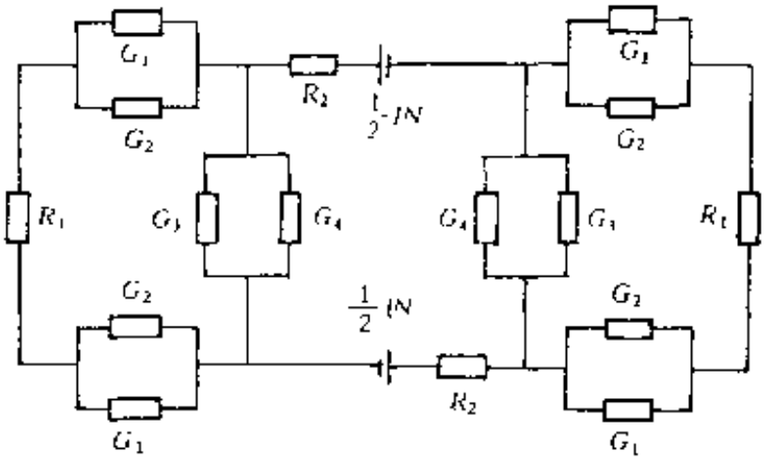


图 2-32 双感应辊强磁选机等效磁路图

G_1--分选空间磁导；G_2—磁极头弧面与感应辊间漏磁导；G_3—两相对磁极头间的漏磁导；G_4—两铁芯间归化漏磁导；R_1—感应辊磁阻；R_2—铁芯磁阻。

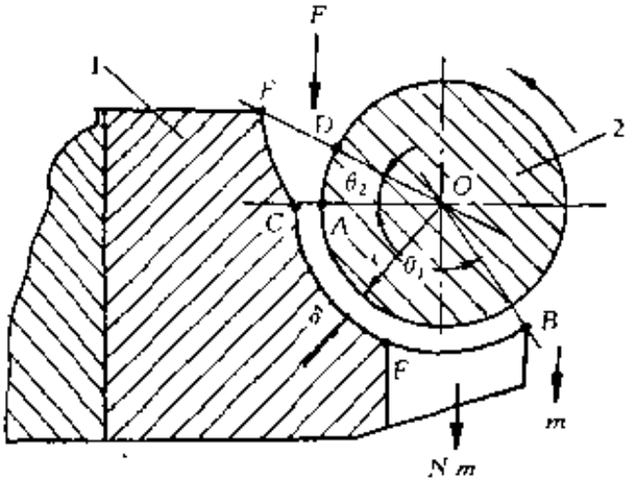


图 2-33 感应辊与磁极头相对位置图

1—磁极头；2--感应辊；F—给矿；m—磁性产品；N_m—非磁性产品。

$R_1=r+\delta$，m。

分选空间磁位降为：

$$U_1=\Phi_1/G_1\ (\mathrm{A}) \tag{2-76}$$

2）感应辊的磁位降

分选空间的漏磁导为：

$$G_2=\frac{\mu_0\theta_2 b}{\ln\dfrac{R_2}{r}}(\mathrm{H}) \tag{2-77}$$

式中：R_2 为磁极头上端弧面与感应辊间距离，m；

θ_2 为磁极头上端弧面对感应辊的包角，rad。

磁极头弧面与感应辊间漏磁通为：

$$\Phi_2=U_1G_2\,(\mathrm{Wb}) \tag{2-78}$$

流过感应辊的总磁通为：

$$\Phi_G=\Phi_1+\Phi_2 \tag{2-79}$$

感应辊内的磁感应强度为：

$$B_G=\frac{\Phi_G}{0.7S_r}(\mathrm{T}) \tag{2-80}$$

式中：S_r 为感应辊截面积，m^2；

0.7 为经验系数。

由感应辊材料的 $B-H$ 曲线查出与 B_G 对应的 H_G 值，则感应辊的磁位降为：

$$U_2=H_GL_R\,(\mathrm{A}) \tag{2-81}$$

式中：L_R 为感应辊长，m。

3）铁芯的磁位降

两磁极头内侧面间的漏磁导为：

$$G_3=\frac{\mu_0(a+kc)^2}{c}(\mathrm{H}) \tag{2-82}$$

式中：a 为磁极头等效长度，按磁极头侧面积计算的长度，m；

c 为两磁极头内侧面间的距离，m；

k 为修正系数，$k=0.307/\pi$。

两磁极头间的漏磁通为：

$$\Phi_3=(2U_1+U_2)G_3\,(\mathrm{Wb}) \tag{2-83}$$

两铁芯间的归化漏磁导为：

$$G_4=\frac{1}{2}L_T\mu_0\left(\frac{b}{c}+\frac{2a}{c+\dfrac{1}{2}\pi a}\right)(\mathrm{H}) \tag{2-84}$$

式中：l_T 为铁芯长度，m；

a 为铁芯宽度，m；

b 为铁芯高度，m；

c 为两铁芯间距离，m。

两铁芯间归化漏磁通为：

$$\Phi_4=(2U_1+U_2)G_4\ (\mathrm{Wb}) \tag{2-85}$$

通过铁芯的磁通为：

$$\Phi_T=\Phi_1+\Phi_2+\Phi_3+\Phi_4 \tag{2-86}$$

铁芯的磁感应强度为：

$$B_T=\frac{\Phi_T}{S_T}\ (\mathrm{T}) \tag{2-87}$$

式中：S_T 为铁芯截面积，m^2。

由铁芯材料的 $B-H$ 曲线查得铁芯的磁场强度 H_T，则铁芯的磁位降为：

$$U_3=H_TL_T\ (\mathrm{A}) \tag{2-88}$$

式中：L_T 为包括 2 个磁极头的铁芯长度。

4）总磁位降

$$U=4U_1+2U_2+2U_3 \tag{2-89}$$

磁路所需磁动势即为总磁位降。由于磁路计算中未考虑到有些漏磁因素，还需将总磁动势增大 10%～30%，即：

$$IN=(1.1\sim1.3)U \tag{2-90}$$

式中：IN 为激磁线圈的安匝数。

二、线圈结构及电气参数的确定

1. 确定线圈的厚度和高度

如图 2-34 所示的线圈厚度 b_c 可用下列经验公式确定。

$$b_c=\left[\frac{\rho(IN)^2}{20\mu_m f_c\theta\beta^2}\right]^{\frac{1}{3}} \tag{2-91}$$

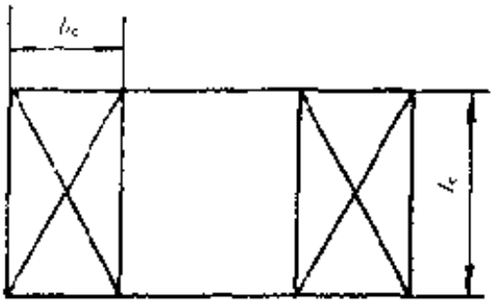


图 2-34　线　圈

式中：ρ 为导线电阻率，其值见表 2-23。

θ 为线圈允许温升，即线圈绝缘材料的最高允许温度减去周围环境的温度；

μ_m 为线圈的散热系数，见表 2-24。

f_c 为线圈导线的充填系数，是线圈导线截面所占的面积与线圈总截面积之比，一般 $f_c=0.8$；

β 为线圈高度与厚度之比，β 为 2～4，一般开放磁系取大值，闭合磁系取小值。

表 2-23　铜导线电阻率

工作温度/℃	20	35	40	60
$\rho/(\Omega\cdot m)$	1.754×10^{-8}	1.875×10^{-8}	1.991×10^{-8}	2.029×10^{-8}
工作温度/℃	90	105	120	
$\rho/(\Omega\cdot m)$	2.236×10^{-8}	2.339×10^{-8}	2.443×10^{-8}	

表 2-24　线圈的散热系数

θ/℃	40	45	50	55	60
$\mu_m/(W\cdot m^{-2}\cdot ℃^{-1})$	11.00	11.20	11.41	11.62	11.80
θ/℃	65	70	75	80	85
$\mu_m/(W\cdot m^{-2}\cdot ℃^{-1})$	12.04	12.25	12.46	12.68	12.89

线圈的长度为：

$$l_c = \beta b_c$$

2. 确定线圈导线的直径

确定导线的直径主要根据电路的欧姆定律，如果是圆形线圈则按下式求出：

$$V = IR = \frac{IN}{N}\rho \frac{\pi D}{\frac{1}{4}\pi d^2}N \tag{2-92}$$

式中：V 为线圈电压，V；

I 为线圈电流，A；

R 为线圈电阻，Ω；

N 为线圈匝数；

ρ 为导线电阻率，Ω·m；

D 为线圈平均直径，m；

d 为裸导线直径，m。

将式(2-92)整理得：

$$d = \left[\frac{4\rho D(IN)}{V}\right]^{\frac{1}{2}} \tag{2-93}$$

对于非圆形线圈(见图 2-35)，式(2-93)中的 D 应采用按线圈平均周长计的等值直径，即令线圈平均周长 l_p 等于周长 πD_p，按此相等关系所求出的直径，即为等值直径。

$$D_p = l_p/\pi \tag{2-94}$$

$$l_p = 2(a+b+2b_c+4t) \tag{2-95}$$

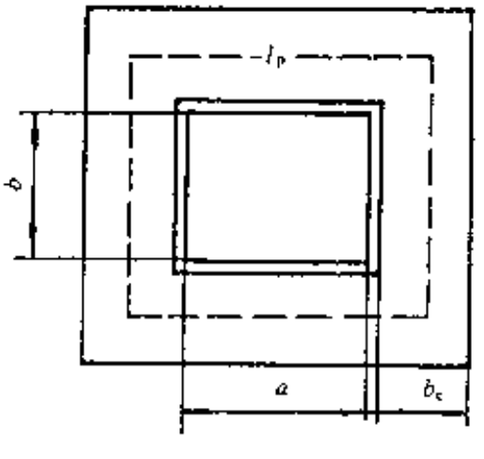


图 2-35 长方形线圈

式中：a 为铁芯断面长，m；

b 为铁芯断面宽，m；

b_c 为线圈厚度，m；

t 为铁芯与线圈间的间隙，m。

由式(2-93)可以看出，在 IN 一定时，电压越高，导线直径越细，电流就越小。

3. 确定线圈匝数及电流

线圈匝数是根据线圈截面积乘以导线的充填系数与导线截面总面积相等的关系得出。利用图 2-36 得：

$$l_c b_c f_c = N\pi d_i^2/4 \quad (2\text{-}96)$$

由式(2-96)得：

$$N=\frac{4l_c b_c f_c}{\pi d_i^2} \quad (2\text{-}97)$$

线圈的电流为：

$$I=IN/N \quad (2\text{-}98)$$

电流密度为：

$$j=I/\left(\frac{\pi d^2}{4}\right)=4I/(\pi d^2) \quad (2\text{-}99)$$

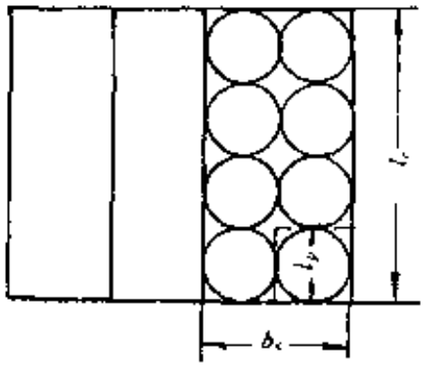


图 2-36　线圈中导线的充填状态

电流密度的大小取决于电磁铁的工作状况。对于长期工作制，j 为 0.9～1.5 A/mm²；对于反复短时工作制，j 为 5～12 A/mm²；对于短时工作制，j 为 13～30 A/mm²。

一般磁选机的电磁铁为长期工作制。

4. 修正线圈尺寸

在前面的计算中，线圈的厚度 b_c 和长度 l_c 是根据式(2-91)及 β 确定的。当线圈的匝数及导线的直径确定后，原来所确定的线圈尺寸能否满足要求，需要验算并加以修正。

每根导线所占据的空间面积是以绝缘导线直径 d_i 为边长的正方形面积(见图 2-36)，则：

$$Nd_i^2=l_c b_c \quad (2\text{-}100)$$

$$l_c=\beta b_c \quad (2\text{-}101)$$

$$b_c=\left(\frac{Nd_i^2}{\beta}\right)^{\frac{1}{2}} \quad (2\text{-}102)$$

以上式求出的 b_c 及 l_c 作为线圈的最终尺寸。

5. 确定线圈的温升

线圈的温升按下式计算：

$$\Delta t=\frac{P}{\mu_m S_c} \tag{2-103}$$

$$S_c=S_w+\eta S_n$$

式中：P 为线圈功率，W；

μ_m 为线圈散热系数，$W/(m^2 \cdot ℃)$

S_c 为线圈散热面积，m^2；

S_w 为线圈外表面面积，m^2；

S_n 为线圈内表面面积，m^2；

η 为系数，线圈直接套在铁芯上时，散热较快，取 $\eta=1.7$。

线圈电压会经常发生波动，因而功率也会波动，其波动范围为额定电压的 0.85～1.1 倍。验算温升时取大值。线圈内、外表面积只计柱面面积，不计两端面面积。

【例题 2-3】 对矩形磁系电磁强磁选机进行磁路计算。磁体的基本结构如图 2-37 所示。基本磁路及等效磁路与图 2-30 同。

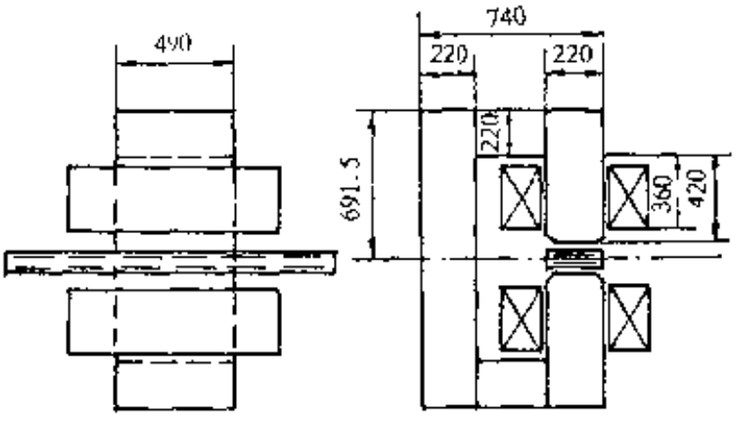


图 2-37 矩形磁系电磁强磁选机的基本结构

已知条件：

(1) 所要分选的物料为粒度大于 0.1 mm 的黑钨矿，要求分选空间的磁场强度为 1 200 kA/m；

(2) 分选槽内装纯铁齿板，沿磁路方向为 10 块，每块厚度为

7 mm，分选槽壁厚为 6 mm，由非导磁材料制成，齿板间的间隙为 2 mm，齿板间总间隙为 18 mm，运转间隙为1.5×2 mm，两极间等效总空气隙为 12 mm＋18 mm＋3 mm＝33 mm，分选高度为 0.16 m。

(3) 铁芯和磁轭的长度与截面积 [利用图 2-30 (*a*)]。

$l_1=0.06\ \text{m}$，$l_2=l_4=0.36\ \text{m}$，$l_3=0.52\ \text{m}$，$l_5=0.1115\ \text{m}$，

$S_b=S_c=S_d=S_e=0.1078\ \text{m}^2$，$S_g=0.078\ \text{m}^2$。

由于磁路是对称的，所以，求需要的磁动势时，只求半个磁路的磁动势，然后乘 2。下面进行磁路计算。

(1) 分选空间的磁位降。

$$U_g=\frac{1}{2}H_gL_g=\frac{1}{2}\times 1\,200\,000\times 0.033=19\,800\ (\text{A})$$

(2) 磁路 $a-b$ 段的磁位降。

a. 分选空间磁导及漏磁导。

分选空间磁导为：

$$G_g=\mu_0S_g/L_g=4\pi\times 10^{-7}\times 0.078/(0.033\times\frac{1}{2})=59.4\times 10^{-7}\ (\text{H})$$

1/4 圆柱体的漏磁导为：

$$G_{f_1}=0.528\mu_0b=0.528\times 4\pi\times 10^{-7}\times 0.49=3.25\times 10^{-7}\ (\text{H})$$

1/4 空心圆柱体的漏磁导为：

$$G_{f_2}=2\mu_0\frac{b}{\pi}\ln(1+\frac{m}{\delta})=2\times 4\pi\times 10^{-7}\times\frac{0.49}{\pi}\ln(1+0.06/0.0515)$$

$$=3.08\times 10^{-7}\ (\text{H})$$

$$G_f=2(G_{f_1}+G_{f_2})=2(3.25+3.08)\times 10^{-7}$$

$$=12.6\times 10^{-7}\ (\text{H})$$

b. 通过分选空间的主磁通及漏磁通。

分选空间的主磁通为：

$$\Phi_g=U_gG_g=19\,800\times 59.4\times 10^{-7}=0.118\ (\text{Wb})$$

分选空间的漏磁通为：

$$\Delta\Phi_g = U_g G_f = 19\,800 \times 12.6 \times 10^{-7} = 0.0249\,(\text{Wb})$$

通过截面 b 的磁通为：

$$\Phi_b = \Phi_g + \Delta\Phi_g = 0.118 + 0.0249 = 0.14\,(\text{Wb})$$

截面 b 的磁感应强度为：

$$B_b = \Phi_b / S_b = 0.14/0.1078 = 1.3\,(\text{T})$$

截面 b 的磁场强度，按下列经验式计算。

$$H_b = a_0 + a_1(10B) + a_2(10B)^2 + a_3(10B)^3 + a_4(10B)^4$$

B 为 0.4～1.4 T 时，$a_0 = 209.28$，$a_1 = -2.4521$，

$a_2 = -73.143 \times 10^{-2}$，$a_3 = 38.78 \times 10^{-2}$，

$a_4 = 18.938 \times 10^{-3}$。

$$\begin{aligned} H_b &= 209.28 - 2.4521 \times 13 - 73.143 \times 10^{-2} \times 13^2 \\ &\quad + 38.78 \times 10^{-2} \times 13^2 + 18.938 \times 10^{-3} \times 13^4 \\ &= 1\,446.7\,(\text{A/m}) \end{aligned}$$

a—b 段内磁场强度的平均值为：

$$H_{ab} = \frac{H_a + H_b}{2}$$

$$H_a = H_b$$

$$H_{ab} = H_b = 1\,446.7\,(\text{A/m})$$

a—b 段的磁位降为：

$$U_{ab} = H_b l_1 = 1\,446.7 \times 0.06 = 86.8\,(\text{A})$$

(3) e—o 段的磁位降。

e，o 截面的磁场强度为：

$$H_e = H_o = H_b = 1\,446.7\,(\text{A/m})$$

e—o 段的磁位降为：

$$U_{eo} = l_5(H_e + H_o)/2 = l_5 H_b = 0.1115 \times 1\,446.7 = 161.31\,(\text{A})$$

(4) b—e 间的磁位降。

a. b—e 间归化漏磁导为：

$$G_{f_3} = \frac{1}{2}(l_1 + l_2)\mu_0 \left(\frac{b}{c} + \frac{2a}{c + \frac{1}{2}\pi a} \right)$$

式中：a 为磁轭和铁芯厚度，$a=0.22\,\mathrm{m}$；

b 为磁轭和铁芯宽度，$b=0.49\,\mathrm{m}$；

c 为磁轭和铁芯内侧面间的距离，$c=0.3\,\mathrm{m}$。

$$G_{f_3}=\frac{1}{2}(0.06+0.36)\times 4\pi\times 10^{-7}\times[0.49/0.30+2\times 0.22/(0.3+\frac{1}{2}\pi\times 0.22)]$$

$$=6.1\times 10^{-7}(\mathrm{H})$$

b. b—e 间漏磁通为：

$$\Delta\Phi_{be}=U_{be}G_{f_3}$$

$$U_{be}=U_{ab}+U_g+U_{eo}=86.8+19\,800+161.31$$

$$=20\,048.1(\mathrm{A})$$

$$\Delta\Phi_{be}=20\,048.1\times 6.1\times 10^{-7}$$

$$=0.012\,2\,(\mathrm{Wb})$$

c. 通过 c 截面的磁通为：

$$\Phi_c=\Phi_b+\Delta\Phi_{be}=0.14+0.012\,2=0.152\,(\mathrm{Wb})$$

d. c 截面的磁感应强度为：

$$B_c=\Phi_c/S_c=0.152/0.107\,8=1.41\,(\mathrm{T})$$

e. c 截面的磁场强度为：

$$H_c=-18\,960.5+5\,202.9\times 14.1+33.671\times 14.1^2-52.186\times 14.1^3+2.206\times 14.1^4$$

$$=1\,998.7\,(\mathrm{A/m})$$

(5) b—c，c—d 及 d—e 段磁位降。

b—c 段磁位降为：

$$U_{bc}=\frac{1}{2}l_2(H_b+H_c)=\frac{1}{2}\times 0.36\times(1\,446.7+1\,998.7)$$

$$=620.2\,(\mathrm{A})$$

c—d 段磁位降为：

$$U_{cd}=l_3H_d=0.52\times 1\,998.7=1\,039.3(\mathrm{A})$$

d—e 段磁位降为：

$$U_{de}=\frac{1}{2}l_4(H_d+H_e)=\frac{1}{2}\times 0.36(1\,998.7+1\,446.7)$$
$$=620.2\,(\mathrm{A})$$

（6）确定总磁动势。

$$F_m=2IN=2(U_g+U_{ab}+U_{bc}+U_{cd}+U_{de}+U_{ea})$$
$$=2(19\,800+86.8+620.2+1\,243.2+620.2+161.3)$$
$$=45\,063.4\,(\mathrm{A})$$

如用经验式计算磁动势并乘以 1.1 的系数，则：

$$IN=1.1\times H_gL_g=1.1\times 1\,200\times 10^3\times 0.033=43\,560\,(\mathrm{A})$$

二者相对误差为 3.3%。

【例题 2-4】 对电磁感应辊式磁选机进行磁路计算。磁体的基本结构与等效磁路如图 2-38 所示。已知条件：

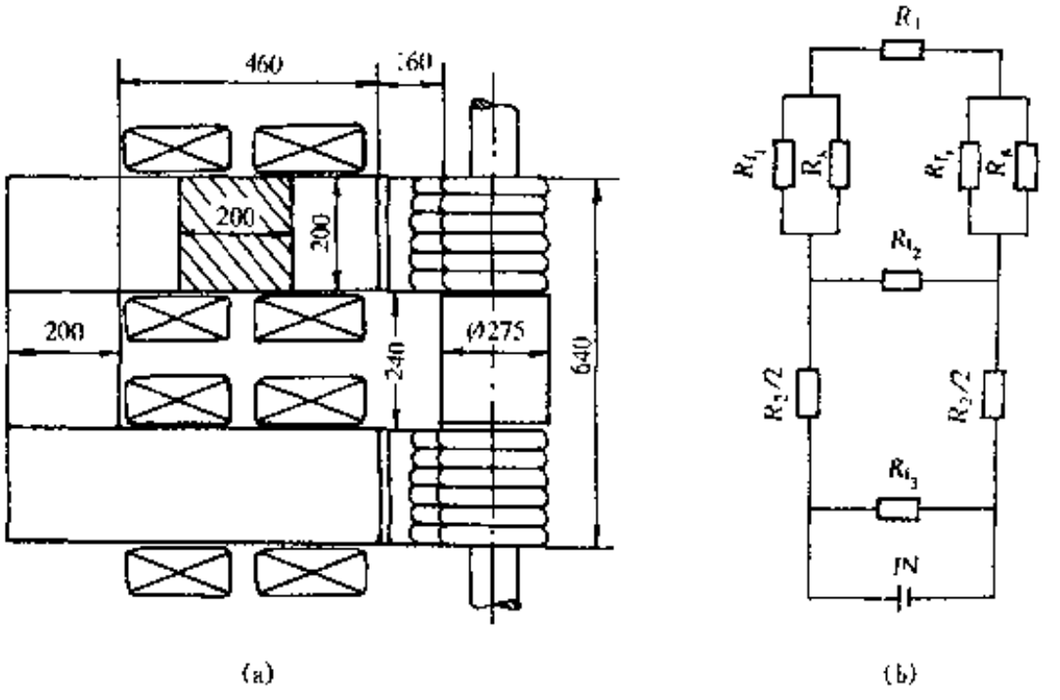


图 2-38　电磁感应辊式强磁选机磁体结构及等效磁路图。

(a)—磁体结构图；(b)—等效磁路图。

R_1—感应辊磁阻；R_2—磁轭磁阻；R_g—分选空间磁阻；R_{f_1}—分选空间漏磁阻；R_{f_2}—两极头间的漏磁阻；R_{f_3}—两磁轭间的归化漏磁阻；IN—磁势。

（1）分选粒度为 5～0 mm 的弱磁性矿石；

（2）感应辊径为 275 mm，辊齿为 6 个，分选宽度为 192 mm，分选间隙为 0～25 mm，当分选间隙为 10 mm 时，齿尖的最高场强为 1 200 kA/m，磁极头磁包角为 73°。

求分选间隙为 10 mm 时所需要的磁动势。

磁路计算如下。

（1）分选空间的磁位降：

a. 分选空间的磁导为：

$$G_g=\mu_0\theta b/\ln\left(\frac{R_1}{r}\right)=\frac{4\pi\times10^{-7}\times1.27\times0.192}{\ln\dfrac{0.1475}{0.1375}}=44.3\times10^{-7}(\mathrm{H})$$

b. 通过分选空间的磁通为：

$$\Phi_g=B_gS_g$$

$$S_g=2\pi(r+\delta)\frac{\theta_1}{360}b$$

$$=2\pi(0.1375+0.01)\frac{73}{360}\times0.192$$

$$=0.036\ (\mathrm{m}^2)$$

$$B_g=\mu_0H=4\pi\times10^{-7}\times1\,200\,000=1.5\ (\mathrm{T})$$

$$\Phi_g=0.9\times1.5\times0.036=0.049\ (\mathrm{Wb})$$

c. 分选空间磁位降为：

$$U_g=\Phi_g/G_g=0.049/(44.3\times10^{-7})=11\,061\ (\mathrm{A})$$

（2）感应辊的磁位降。

a. 分选空间的漏磁导为：

$$G_{f1}=\mu_0\theta_2b/\ln(\frac{R_2}{r})$$

$$=4\pi\times10^{-7}\times\frac{\pi}{4}\times0.192/\ln\left(\frac{23.75}{13.75}\right)$$

$$=3.44\times10^{-7}(\mathrm{H})$$

b. 分选空间的漏磁通为：

$$\Delta\Phi_{f_1}=U_gG_{f_1}=11\,061\times3.44\times10^{-7}=3.8\times10^{-3}(\mathrm{Wb})$$

c. 感应辊流过的磁通为：

$$\Phi_1=\Phi_g+\Delta\Phi_{f_1}=0.049+0.0038=0.053\ (\mathrm{Wb})$$

d. 感应辊磁感应强度为：

$$B_1=\Phi_1/(0.7S_1)=0.053/(0.7\times\pi\times0.1375^2)$$
$$=1.27\ (\mathrm{T})$$

e. 感应辊内磁场强度为：

$$H_1=209.28-2.4521\times12.7-73.143\times10^{-2}\times12.7^2$$
$$+38.78\times10^{-2}\times12.7^3+18.938\times10^{-3}\times12.7^4$$
$$=1347.19\ (\mathrm{A/m})$$

f. 感应辊的磁位降为：

$$U_1=H_1l_1=1347.2\times0.44=592.8\ (\mathrm{A})$$

(3) 磁轭与磁极头的磁位降。

a. 两磁极头间的漏磁导及漏磁通为：

$$G_{f_2}=\mu_0(a+kc)^2/c$$
$$=4\pi\times10^{-7}(0.16+\frac{0.307}{\pi}\times0.24)^2/0.24$$
$$=1.75\times10^{-7}(\mathrm{H})$$
$$\Phi_2=(2U_g+U_1)G_{f_2}$$
$$=(2\times11061+592.8)\times1.75\times10^{-7}$$
$$=3.98\times10^{-3}(\mathrm{Wb})$$

b. 磁轭间归化漏磁导及漏磁通为：

$$G_{f_3}=\frac{1}{2}l_2\mu_0[b/c+2a/(c+\frac{1}{2}\pi a)]$$
$$=\frac{1}{2}\times0.46\times4\pi\times10^{-7}\times[0.2/0.24+2\times0.2/(0.24$$
$$+\frac{1}{2}\pi\times0.2)]$$
$$=4.48\times10^{-7}(\mathrm{H})$$
$$\Phi_3=(2U_g+U_1)G_{f_3}=(2\times11061+592.8)\times4.48\times10^{-7}$$
$$=1.02\times10^{-2}(\mathrm{Wb})$$

c. 通过磁轭的总磁通为：

$$\Phi_c = \Phi_g + \Delta\Phi_{l_1} + \Phi_2 + \Phi_3 = 0.049 + 0.0038 + 0.0398 + 0.0102$$
$$= 0.067\ (\mathrm{Wb})$$

d. 磁轭的磁感应强度为：

$$B_2 = \Phi_c / S_c = 0.067/0.04 = 1.68\ (\mathrm{T})$$

e. 磁轭的磁场强度为：

$$H_2 = -18960.5 + 5202.9 \times 16.8 + 33.671 \times 16.8^2 - 52.186 \times 16.8^3 + 2.2064 \times 16.8^4$$
$$= 6265.2\ (\mathrm{A/m})$$

f. 磁轭与磁极头的磁位降为：

$$U_2 = H_2(l_2 + l_3) = 6265.2 \times (2 \times 0.56 + 0.44 + 2 \times 0.16)$$
$$= 11778.6\ (\mathrm{A})$$

（4）总磁动势为：

$$IN = U_1 + U_2 + 2U_g = 592.8 + 11778.6 + 2 \times 11061$$
$$= 34493.4\ \ (\mathrm{A})$$

第 5 节　高梯度磁选机的设计

高梯度磁选机有周期式和连续式两类。周期式用圆柱形螺线管磁体，连续式用鞍形磁体。本节主要介绍周期式圆柱形螺线管磁体的高梯度磁选机的设计，对鞍形磁体只进行简要介绍。

一、圆柱形螺线管磁体的设计

1. 分选空间尺寸及磁感应强度的确定

圆柱形螺线管的内腔即为分选空间，其内径取决于处理矿量。根据处理矿量确定通过分选空间的流量，再根据选矿工艺要求确定矿浆流速，根据矿浆流量和流速即可确定分选空间的内径。分

选空间的高度主要与所处理矿石的磁性和粒度有关，当矿石磁性很弱、粒度微细时分选高度大，反之则应小，一般为100～500 mm。

分选空间的磁感应强度也主要根据矿石的磁性及粒度来确定。脱除高岭土中微细弱磁性铁钛等染色矿物，磁感应强度一般为1.5～2.0 T；分选黑钨矿或钽铌铁矿，磁感应强度一般为1.0～1.2 T；处理钢厂废水，脱除其中微细粒铁屑，磁感应强度一般为0.3～0.4 T。对于具体矿石应取多大的磁感应强度由试验确定。

2. 磁路磁动势的确定

螺线管磁体的磁路包括分选空间(空气隙)的长度及铁铠部分的长度，如图2-39所示。

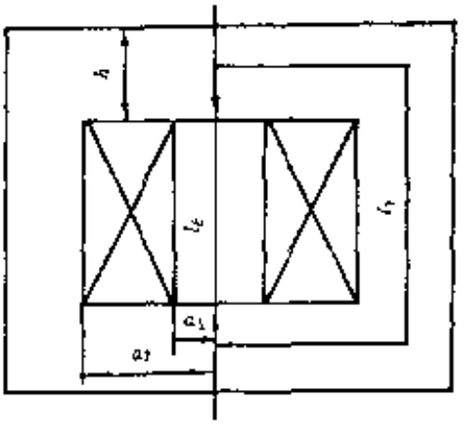


图2-39 螺线管磁体磁路

确定磁路磁动势常用经验公式计算，即磁动势为：

$$IN=\sigma H_0 h \qquad (2\text{-}104)$$

式中：H_0 为通过试验确定的分选空间的磁场强度，kA/m；

h 为分选高度，m；

σ 为系数。

式(2-104)中只考虑了空气隙的磁动势；铁铠内所消耗的磁动势以及漏磁因素则包含在系数 σ 内，σ 一般为1.05～1.2，分选空间磁感应强度低，σ 取低值，反之，则取高值。

3. 螺线管尺寸的确定

螺线管按其长度与分选空间的高度的相对关系分为长线圈与短线圈两种。长线圈其长度比分选高度大，一般是分选高度的1.5～2.0倍；短线圈的长度与分选高度相等。在一定的磁势下，长线圈省铜费铁，激磁功率较小，短线圈则相反。长线圈内腔两端要插入磁极头。当分选空间场强较高时，磁极头应该用饱和磁感应强度和磁导率高的材料。

已知磁动势后要确定一适宜的激磁电流(I)。激磁电流的大小

与导线的断面积及冷却条件有关，导体的电流密度不能过大，一般为 10 A/mm^2 左右。具体取多大，应通过计算，以导体不超过允许温升为限。

在考虑适宜的激磁电流和电压后按空心导线的产品目录，选择适宜的导线尺寸。一般不宜选得过大，因为大尺寸导线不易绕制螺线管。高梯度磁选机螺线管磁体所用导线多为空心铜管，因为激磁电流较大，线圈发热量大，需用水内冷才能将热量散掉。

已知激磁电流后，即可按 $N=IN/I$ 确定线圈的总匝数。已知总匝数后，即可按螺线管的长度确定轴向匝数。螺线管的轴向匝数应取偶数，因为高梯度磁选机的螺线管都是由若干个小螺线管组成(见图 2-40)，而且每个小螺线管轴向只能是两匝，这样可使每个小螺线管单独通水冷却，水所受的阻力小，在水压较小的情况下，可以有较大的流量，达到有效地冷却铜导体的目的。各个小螺线管在电路上串联，在水路上并联。

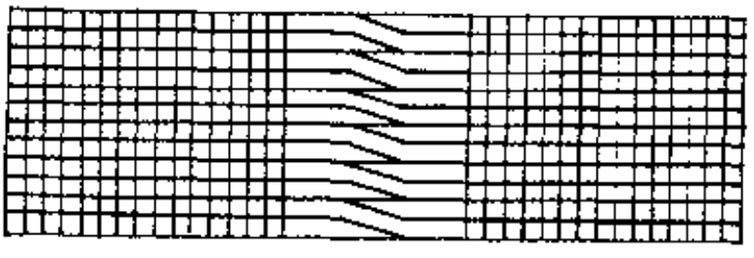


图 2-40　螺线管构造图

求出总匝数和轴向匝数后即可确定径向匝数。

已知轴向和径向匝数后，可进一步确定螺线管的长度及径向厚度。这时要考虑导线的绝缘层厚度及螺线管绕制的不紧度。一般两导体间的间隙为 1.0～2.0 mm。它与导体的粗细有关，粗导体应取大值，细导体取小值。

已知螺线管径向厚度后，即可确定螺线管的外径、平均直径、平均匝长。

平均匝长乘螺线管总匝数即为所需导线总长，同时也可算出所需导线的总重。

4. 螺线管电气参数的确定

1) 导线电阻

已知导线总长及断面积，再根据初步确定的冷却水温(一般即为导体的温度)选定电阻率 ρ 后，即可按下式确定导线电阻，即：

$$R=\rho\frac{L}{S} \tag{2-105}$$

式中：L 为导线总长；

S 为导线横截面积。

2) 导线电压 $V=IR$

电压应尽可能取高些(即选取小尺寸导体，电阻增加，在一定电流下，则电压增大)，以便降低整流电源的成本。

3) 激磁功率 $W=IV$

根据所确定的电流、电压及激磁功率选择变压器和整流器。

5. 线圈的冷却

输入到螺线管内的电能主要变为热能，热量如不及时散发，则线圈就会发热，甚至烧毁。因此，采取有效措施冷却线圈是非常重要的，其中水冷最有效，所以，下面介绍空心导体的水冷问题。

有效冷却的基本条件是：

(1) 要有足够的冷却水量和水速以带走热量。当螺线管功率较大，导体较长时，可以将它分成许多个线圈，使它们在水路上并联，在电路上串联(根据需要电路也可以并联)，这样可以使总冷却水量加大，以达到有效冷却的目的。

(2) 要有足够的传热面。

(3) 导体和冷却壁之间要有足够低的热流阻力。

有效冷却应使线圈的温升控制在允许的范围内。线圈的总温升是冷却水、导体和铜管冷却壁三部分温升的总和。导体和冷却壁的温升很小，一般可忽略不计。

冷却水流量及其温升的计算如下。

1) 冷却水流量的计算

冷却水的流量是水路截面积与水速的乘积，而水速与水压直

接有关，水压主要取决于水路中水的摩擦损失及水路进出口的局部损失；如果局部损失很小，忽略不计，则只计算摩擦损失，一般可按下式计算：

$$P_f = 1.013 f \frac{L}{d} \times \frac{v^2}{2g} \times 10^{-2} (\text{MPa}) \tag{2-106}$$

式中：f 为摩擦系数，$f \approx 0.03$；

L 为水路长度，m；

d 为水路直径，m；

v 为水速，m/s；

g 为重力加速度，m/s^2。

将 g 与 f 值代入式(2-106)，则：

$$P_f \approx 1.55 \times 10^{-5} \frac{L}{d} v^2 \tag{2-107}$$

由式(2-107)得水速为：

$$v \approx 2.54 \times 10^2 (P_f d / L)^{\frac{1}{2}} \tag{2-108}$$

当水路截面为圆形时，冷却水总流量为：

$$Q = \frac{1}{4} \pi d^2 v \tag{2-109}$$

当水路截面不是圆形时，式(2-109)中的 d 用当量直径，即：

$$D_H = \frac{4A}{P_w} \tag{2-110}$$

式中：A 为水路截面积，m^2；

P_w 为湿周，m。

此时，冷却水流量亦可用下式表示：

$$Q \approx 2.54 \times 10^2 \left(\frac{P_f}{L} D_H \right)^{\frac{1}{2}} A \tag{2-111}$$

2) 冷却水温升的确定

水的温升与螺线管激磁功率成正比与水的流量成反比，一般用下式表示，即：

$$\Delta T_b = \frac{W}{4.186Q} \times 10^{-6} \tag{2-112}$$

式中：W 为螺线管激磁功率，W；

Q 为冷却水流量，m^3；

4.186 为热功当量。

ΔT_b 为水路出口温升，水路中点的温升为进口温升与出口温升的平均值，即 $\Delta T_b/2$。

如果入口水温为 T_c，则螺线管的工作温度为 $T=T_c+\Delta T_b/2$。出口温度为 $T=T_c+\Delta T_b$。螺线管的工作温度一般控制在 60～70℃。

6. 铁铠尺寸的确定

螺线管外用导磁性能好的材料(如工程纯铁)铠装，以减少磁路磁阻，提高磁感应强度。

对于圆柱形螺线管，铁铠分三部分，即圆筒部分、上盖及下底。首先确定铁铠的厚度，这样即可确定铁铠各部分尺寸。

1) 圆筒部分铁铠厚度的计算

圆柱形螺线管磁系及其在线圈径向 $O\rightarrow R_2$ 间磁感应强度的分布如图 2-41 所示。

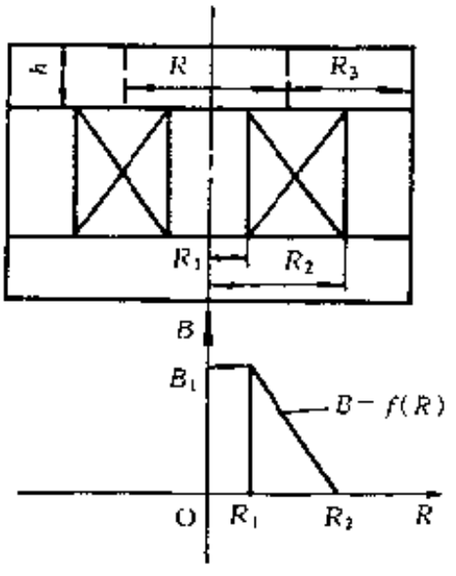


图 2-41 螺线管磁系及其在 $O\rightarrow R_2$ 间场强的分布

由于分选腔内在径向 $O\rightarrow R_1$ 范围内磁感应强度 B_1 是均匀的，所以 $B=f(R)$ 曲线在此段是水平线。在分选腔外导体所占据的空间内，在 $R_1\rightarrow R_2$ 范围内任一 R 处产生磁通的安匝数随 R 的增大而线性地减少，使该处的磁感应强度也线性地减小，故 $B=f(R)$ 曲线在此段为斜直线。

由 $R=R_1$ 时 $B=B_1$，$R=R_2$ 时 $B=0$，得出在 $R_1 \rightarrow R_2$ 间磁感应强度的分布式为

$$B=-\frac{B_1}{R_2-R_1}R+\frac{B_1}{R_2-R_1}R_2 \tag{2-113}$$

欲计算圆筒的厚度，需计算进入圆筒中的总磁通量。它包括两部分：一为分选腔内的磁通，称为有效磁通；另一为导体部分的磁通，称为无效磁通。有效磁通为：

$$\Phi_1=B_1\pi R_1^2 \tag{2-114}$$

无效磁通为：

$$\Phi_2=\int_{R_1}^{R_2}\mathrm{d}\Phi=\int_{R_1}^{R_2}2\pi BR\mathrm{d}R \tag{2-115}$$

将式(2-113)代入式(2-115)，则：

$$\begin{aligned}\Phi_2&=\int_{R_1}^{R_2}2\pi BR\mathrm{d}R=\int_{R_1}^{R_2}2\pi\left(-\frac{B_1}{R_2-R_1}R+\frac{B_1}{R_2-R_1}R_2\right)R\mathrm{d}R\\&=\frac{1}{3}\pi B_1(R_2^2+R_1R_2-2R_1^2)\end{aligned} \tag{2-116}$$

总磁通为：

$$\begin{aligned}\Phi&=\Phi_1+\Phi_2=\pi B_1R_1^2+\frac{1}{3}\pi B_1(R_2^2+R_1R_2-2R_1^2)\\&=\frac{1}{3}\pi B_1(R_2^2+R_1R_2+R_1^2)\end{aligned} \tag{2-117}$$

令 $R_1/R_1=\alpha$，则：

$$\Phi=\frac{1}{3}\pi B_1R_1^2(\alpha^2+\alpha+1) \tag{2-118}$$

求出总磁通后，再选定铁铠内的磁感应强度，然后确定圆筒的横截面积。铁铠的磁感应强度一般是利用铁铠材料的磁化曲线，选膝点前的数值。

圆筒的横截面积为：

$$S_c=\frac{\Phi}{B_{Fe}}=\frac{1}{3}\pi\frac{B_1R_1^2}{B_{Fe}}(\alpha^2+\alpha+1) \tag{2-119}$$

圆筒的截面积又可按下式计算，即：

$$S_c=\pi(R_3^2-R_2^2)=\pi(R_3^2-\alpha^2R_1^2) \tag{2-120}$$

由式(2-119)和式(2-120)可求出 R_3 为：

$$R_3=\left[\frac{B_1R_1^2(\alpha^2+\alpha+1)}{3B_{Fe}}+\alpha^2R_1^2\right]^{\frac{1}{2}} \tag{2-121}$$

R_3-R_2 即为圆筒厚度。

2) 上盖(或下底)厚度的计算

上盖(或下底)磁通的分布比较复杂。在盖或底中，通过以螺线管中心轴线为轴的不同半径的圆柱侧面的磁通是不同的，它不与圆柱侧面积成正比增加。对于一定厚度的上盖，不同半径处的磁通密度都不同。在确定它的厚度之前必须找出最大磁通密度处，以此作为确定上盖厚度 h 的依据。

通过上盖中任一半径 R 的圆柱面的总磁通为有效磁通与小于 R 范围内进入上盖部分的无效磁通之和，即：

$$\Phi=\Phi_1+\Phi_2'=\pi R_1^2B_1+\int_{R_1}^{R}2\pi BR\mathrm{d}R \tag{2-122}$$

将式(2-113)代入式(2-122)，并令 $R_2=\alpha R_1$，则：

$$\begin{aligned}\Phi&=\pi R_1^2B_1+\int_{R_1}^{R}\left(-\frac{B_1}{R_1(\alpha-1)}R+\frac{\alpha}{\alpha-1}B_1\right)\times 2\pi R\mathrm{d}R\\&=\pi R_1^2B_1-\frac{2\pi B_1}{3R_1(\alpha-1)}(R^3-R_1^3)+\frac{\pi\alpha B_1}{\alpha-1}(R^2-R_1^2)\end{aligned} \tag{2-123}$$

上盖任一半径 R 的圆柱侧面积为 $2\pi Rh$，此侧面内的磁通密度为：

$$\begin{aligned}B_{Fe}'&=\frac{\Phi}{2\pi Rh}=\frac{R_1^2B_1}{2hR}-\frac{B_1R^2}{3R_1h(\alpha-1)}+\frac{B_1R_1^2}{3hR(\alpha-1)}+\frac{\alpha B_1R}{2h(\alpha-1)}\\&\quad-\frac{\alpha B_1R_1^2}{2hR(\alpha-1)}\\B_{Fe}'&=\frac{\alpha B_1}{2h(\alpha-1)}R-\frac{B_1R_1^2}{6hR(\alpha-1)}-\frac{B_1}{3R_1h(\alpha-1)}R^2\end{aligned} \tag{2-124}$$

为了确定最大磁通密度的位置，求 B_{Fe}' 对 R 的导数并令其等

于零，即：

$$\frac{dB'_{Fe}}{dR}=\frac{\alpha B_1}{2h(\alpha-1)}+\frac{B_1R_1^2}{6hR^2(\alpha-1)}-\frac{2B_1}{3R_1h(\alpha-1)}R=0 \quad (2\text{-}125)$$

将(2-125)式整理后得：

$$3\alpha R_1R^2-4R^3+R_1^3=0 \quad (2\text{-}126)$$

当 R_1 较小时，式(2-126)的解可近似用式(2-127)表示。当 R_1 较大时，R 解的求法见附录 1。

$$R=\frac{3}{4}\alpha R_1 \quad (2\text{-}127)$$

将式(2-127)代入式(2-124)，则：

$$\begin{aligned}B'_{Fe}&=\frac{\alpha B_1}{2h(\alpha-1)}\times\frac{3}{4}\alpha R_1-\frac{B_1^2R_1^2}{6h(\alpha-1)}\left(\frac{4}{3\alpha R_1}\right)\\&\quad-\frac{B_1}{3R_1h(\alpha-1)}\left(\frac{3\alpha R_1}{4}\right)^2\\&=\frac{(27\alpha^3-32)B_1R_1}{144h\alpha(\alpha-1)}\end{aligned} \quad (2\text{-}128)$$

上盖厚度 h 可由式(2-128)求出，为：

$$h=\frac{(27\alpha^3-32)B_1R_1}{144\alpha(\alpha-1)B_{Fe}'} \quad (2\text{-}129)$$

知道铁铠圆筒及上盖(或下底) 厚度并确定螺线管外表面与铁铠内表面间的适宜距离后，便可确定铁铠的各部分尺寸。

二、鞍形螺线管磁体的设计

鞍形螺线管磁体设计步骤与圆柱形螺线管的基本相同，只是螺线管导线总长的计算较复杂，而铁铠厚度的计算较简单。下面分别介绍螺线管导线总长的计算及铁铠厚度确定的方法。

1. 螺线管导线总长的计算

鞍形螺线管可分为鞍谷和鞍峰两部分。鞍谷部分为直线，鞍峰部分则由直线和半圆弧组成。如将轴向的 1 层线圈展开，即将其鞍峰部分放平，如图 2-42 所示，则其导线长度可按 4 个部分分

别计算。

1）鞍谷部分

设线圈径向匝数为 N_r，1 匝线圈鞍谷部分长度为 l_1，因径向各匝线圈 l_1 相等，故鞍谷部分导线总长为 $L_a=2N_rl_1$。

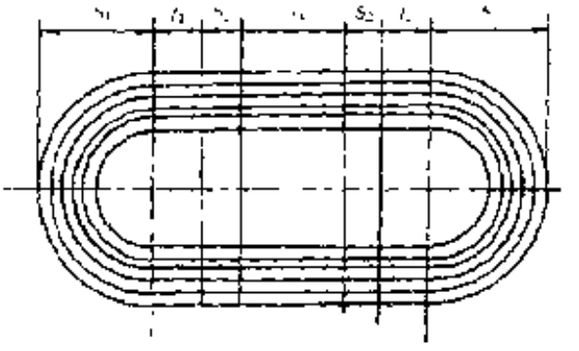


图 2-42　鞍形线圈展开图

2）鞍峰直线部分

设 l_2 为 1 匝线圈鞍峰直线部分长度，因径向各匝数圈 l_2 也相等，故鞍峰直线部分导线总长为 $L_b=4N_rl_2$。

3）鞍峰圆弧部分

鞍峰圆弧部分为一组同心半圆弧，相邻两个圆弧半径之差为一常数，即各圆弧半径构成一等差级数；若级差为 P，其值为一根导体的径向尺寸，R_a 为最小的圆弧半径，则鞍峰圆弧部分导线总长为：

$$L_c=2\pi\left[N_rR_a+\frac{N_r(N_r-1)P}{2}\right] \tag{2-130}$$

4）鞍谷与鞍峰间过渡部分

这部分导线也是 1 组半圆弧。设 R_d 为其圆弧半径，则过渡圆弧导线总长为 $L_d=4\pi N_rR_d$。

这样，轴向的 1 层线圈导线总长为 $L_N=L_a+L_b+L_c+L_d$。

假设轴向线圈有 n 层，按上述方法分别计算出 L_1，L_2，…，L_n 则鞍形螺线管导线总长为：

$$L=\sum_{N=1}^{n}L_N \tag{2-131}$$

2. 铁轭厚度的确定

鞍形螺线管的剖面如图 2-43 所示。按磁通连续性原理，经过分选空间和导体所占据空间的磁通应等于通过铁轭的磁通，即：

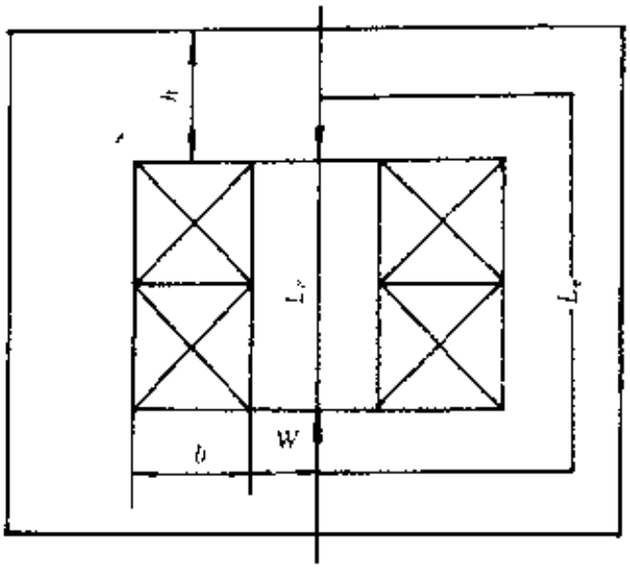


图 2-43　鞍形螺线管剖面图

$$2WlB_\delta+2blB_d=2hlB_T \tag{2-132}$$

式中：B_δ 为分选空间的磁感应强度；

B_d 为导体所占空间的磁感应强度；

B_T 为铁铠内的磁感应强度；

l 为螺线管内腔长度。

由于 $B_d=B_\delta/2$，则铁铠厚度为：

$$h=\frac{B_\delta}{2B_T}(2W+b) \tag{2-133}$$

铁铠厚度确定后，铁铠各部分尺寸及铁铠内的磁路长度便容易确定，从而铁铠内的磁动势也可按 $F_T=H_TL_T$ 进行计算。H_T 按铁铠材料的磁化曲线中的 B_T 确定，或利用经验公式确定。

【例题 2-5】　设计 1 台实验室型周期式螺线管高梯度磁选机。

已知条件：

(1) 分选空间的磁场强度为 1 592 kA/m，磁感应强度为 2 T；

(2) 采用长线圈，分选高度为 0.15 m，螺线管内径 0.05 m；

(3) 采用 10 mm×10 mm×2.5 mm 空心方铜管，导体断面 $S_c=75\ mm^2$。

求所需磁动势并确定螺线管各种结构尺寸及电气参数。

(1) 确定磁势。

$$F=\sigma H_g L_g=1.05\times 1\,592\,000\times 0.15$$
$$=250\,740\,(\mathrm{A})$$

式中：σ 为考虑漏磁的系数。

(2) 确定螺线管尺寸。

取导体电流密度 j 为 6 A/mm^2，则导体电流为：

$$I=jS_c=6\times 75=450\,(\mathrm{A})$$

螺线管的总匝数为

$$N=IN/I=250\,740/450=557.2\,(匝)$$

螺线管高度取 0.3 m，它与分选高度之比为 2，此比值在适宜范围之内。取导体间间隙为 1.0 mm，则螺线管轴向匝数为：

$$N_z=30/1.1=27.2(匝)$$

取 28 匝。

螺线管径向匝数为：

$$N_r=N/N_z=557/28=19.9$$

取 20 匝。

螺线管实际总匝数为 $N=N_zN_r=20\times 28=560$ (匝)；

螺线管厚度为 $b=N_r(1+0.1)=21.89$ (cm)；

螺线管外半径为 $r_2=r_1+b=2.5+21.89=24$ (cm)，$r_2\approx 24$；

导线总长为 $L_c=\pi(r_1+r_2)N=\pi(2.5+24)\times 560$

$=42\,204$ (cm)

$=422$ m。

(3) 确定螺线管的电气参数。

a. 导体电阻。

确定导体工作温度为 40℃，则电阻率为：

$\rho_{40}=1.991\times 10^{-8}\Omega\cdot$ m，导体电阻为：

$$R=\rho\frac{L_c}{S_c}=1.991\times 10^{-8}\times\frac{422}{7.5\times 10^{-5}}=112\times 10^{-3}$$

$=0.112\ (\Omega)$

b. 螺线管电压为：

$$V=IR=450\times0.112=50.4\ (\mathrm{V})$$

c. 螺线管功率为：

$$W=IV=22\,680\ (\mathrm{W})\approx22.7\ (\mathrm{kW})$$

(4) 确定铁铠厚度。

a. 柱筒部分厚度为：

$$\delta_1=\left\{\frac{Br_1^2(\alpha^2+\alpha+1)}{3B_T}+\alpha^2r_1^2\right\}^{\frac{1}{2}}-r_2$$

式中：$\alpha=r_2/r_1=24/2.5=9.6$；

B_T 为铁铠所用纯铁的磁感应强度，$B_T=1.6\ \mathrm{T}$。

$$\delta_1=\left\{\frac{2.0\times0.025^2(9.6^2+9.6+1)}{3\times1.6}+9.6^2\times0.025^2\right\}^{\frac{1}{2}}-0.24$$

$=0.05\ (\mathrm{m})$

b. 上盖(或下底)厚度为：

$$\delta_2=\frac{(27\alpha^3-32)Br_1}{144\alpha(\alpha-1)B_T}=\frac{(27\times9.6^3-32)\times2\times0.025}{144\times9.6(9.6-1)\times1.6}$$

$\approx0.063\ (\mathrm{m})$

(5) 确定冷却水流量及导体温升。

a. 冷却水流量。螺线管共由 14 个小线圈组成，每个线圈单独通水冷却，所以只求 1 个线圈的冷却水量。

$$Q=2.54\times10^2\left(\frac{P_l}{L}D_H\right)^{\frac{1}{2}}A$$

$$=2.54\times10^2\left[\left(0.1/\frac{422}{14}\right)\times0.05\right]^{\frac{1}{2}}\times2.5\times10^{-4}$$

$=26\times10^{-6}(\mathrm{m^3/s})=26\ (\mathrm{cm^3/s})$

b. 冷却水温升。

$$\Delta T=\frac{W/14}{4.186Q}\times10^{-5}=\frac{22\,700/14}{4.186\times26}$$

$=15\ (℃)$

当导体的进水温度为 20 ℃时，则导体的平均温度为 $T_c=20+\frac{1}{2}\Delta t=20+15/2=27.5$（℃），导体的最高温度为 $T_m=20+15=35$（℃），远小于导体的允许温度，设计可行。

三、应用实例

运用前述设计方法曾进行了多台高梯度磁选机的设计。山西省平陆县铝矾土煅烧厂的选矿厂所用的 ZGCX-500 型振动高梯度磁选机即是其中的一台。其分选腔直径为∅500 mm，磁感应强度为 2T。

煅烧厂目前主要产品为研磨矾土、耐火矾土、电焊矾土、特种水泥矾土、棕刚玉、高铝刚玉、亚白刚玉。

原矿石中含铝较高，平均品位 Al_2O_3 75%～78%，其他成分为 SiO_2 2%～4%、Fe_2O_3 0.5%～0.9%、TiO_2 1.5%～3.5%、CaO 0.05%～0.2%、K_2O 0.03%～0.60%、MgO 0.02%～0.20%。原矿中铝矿物主要为一水硬铝石，少量一水软铝石和三水铝石。钛矿物主要为金红石，其次为铁金红石、铁锰金红石和钛铁矿。铁矿物主要为褐铁矿。

为了降低矿石中铁、钛含量，以获得高质量的铝精矿，用作直接冶炼铝硅钛合金的原料，所以煅烧厂建一日处理量为 50t 的选矿厂对原矿石进行选别。其工艺流程为破碎→磨矿→浮选→磁选→脱水→干燥，其中磁选所用设备主要为振动高梯度磁选机。

高梯度磁选机的主要作用是除铁，由于其磁场梯度高，在较高的磁场强度下，便可产生很强的磁力。对于弱磁性铁矿物，如赤铁矿、褐铁矿等可以比较有效地被脱除。

在高梯度磁选前一般都设有弱磁选，以脱除磨研过程产生的机械铁以及原矿中原本就存在的极少量强磁性矿物。这些强磁性矿物及机械铁如不除掉，它们会使磁介质（钢毛）堵塞，破坏正常的生产过程。

第 6 节　磁选辅助设备的设计

一、预磁器的结构参数和磁路计算

矿浆进入磁力脱泥槽之前，有时需要预磁(如焙烧磁铁矿)，使磁性矿粒聚结成磁团，给磁力脱泥槽的分选创造有利的条件。

我国常见的永磁预磁器的结构如图 2-44 所示。

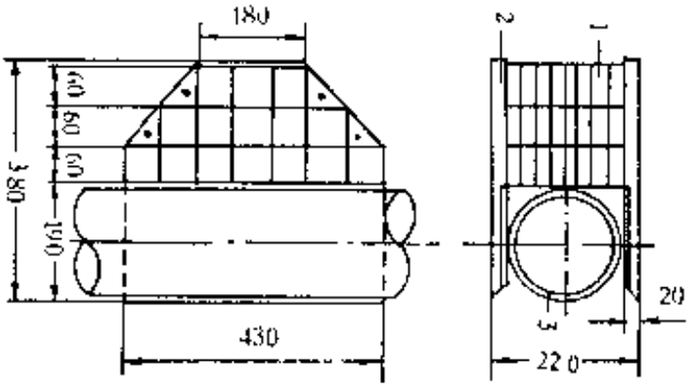


图 2-44　永磁预磁器结构

1—磁块；2—磁导板；3—工作管道。

设计预磁器时需要考虑以下几个问题。

(1) 磁化磁场强度和磁场方向。根据资料分析，磁化磁场强度应达到或超过 32 kA/m (400 Oe)，磁性相对弱些的矿石，磁场强度可以高些。磁场方向不影响预磁效果，磁场方向可以平行于矿浆流动方向，也可以垂直于矿浆流动方向。

(2) 矿浆在预磁器中的停留时间(即磁化时间)应大于 0.2 s。

(3) 矿浆在预磁器中应能畅通无阻地流动，因此，预磁器的入口处和出口处的磁场梯度不应很大。采用“⊓”型永磁预磁器时，可将磁极导板做成“⊓”型，并将工作空间的磁极导板内边缘直角削掉。

设计永磁预磁器时，应确定其工作空间的尺寸和磁铁的数量。

【例题 2-6】 已知直径为 2 200 mm 磁力脱泥槽的最大处理能力为 20 t/h，矿浆浓度为 20%，矿石密度为 3.2 t/m³。预磁器的磁化场强为 40 kA/m(即 500Oe)。试确定预磁器工作空间的尺寸和所需磁铁的数量。

1. 预磁器工作空间尺寸的确定

1) 工作空间的间隙

工作空间的间隙取决于磁力脱泥槽给矿管或预磁器工作管道的直径，即：

$$l_1 > D$$

式中：l_1 为预磁器工作空间的间隙，m；

D 为磁力脱泥槽给矿管或预磁器工作管道的直径，m。

与直径为 2200mm 的磁力脱泥槽配套的给矿管直径为 15.2cm，此时工作空间的间隙应为 $l_1 > 15.2$cm（实际定为 18 cm）。

2) 工作空间的长度

工作空间的长度取决于矿浆的流量、停留时间和流动截面积，它们之间的关系式为：

$$l_2 = \frac{Q_v t}{S}$$

而

$$Q_v = Q\left[\left(\frac{1}{\rho} - 1\right) + \frac{1}{\delta}\right]$$

式中：l_2 为预磁器工作空间的长度，m；

Q_v 为矿浆的流量，m^2/s；

t 为矿浆在预磁器中的停留时间，s；

S 为矿浆的流动截面积，m^2；

Q 为磁力脱泥槽的最大处理能力，t/h；

ρ 为矿浆质量浓度，%；

δ 为矿石密度，t/m^3。

通过预磁器的矿浆流量为 0.024 m^3/s。如果预先确定矿浆停

留时间为 0.3s，则工作空间的长度为 40cm(实际定为 43cm)。

2. 预磁器磁铁数量的确定

1) 磁通量

由磁通连续定律知

$$\Phi_{总}=B_d S_m=fB_g S_g=\mu_0 fH_g S_g$$

式中：B_d 为磁铁工作点的磁感应强度；

S_m 为磁铁的截面积；

B_g，H_g 为工作空间的磁感应强度和磁场强度；

S_g 为工作空间的截面积。

已知工作空间的截面积 $S_g=0.082\,m^2$，磁化场强 $H_g=39.7\,kA/m$，漏磁系数 $f=2.5$，需要的总磁通为 10.2mWb。

2) 磁铁数量

已知磁铁的规格（长×宽×高）为 60mm×60mm×22mm，在 180mm 的磁极导板间隙中，每个磁摞能放入的磁铁块数为：

$$\frac{18}{2.2}\approx 8$$

如选用 $B_r=0.32\,T$，$H_c=151\,kA/m$，$(BH)_{max}=16\,kJ/m^3$ 的铁氧体磁铁作为磁源用，则磁铁的退磁因子约为：

$$N=\left(-1.94+\frac{3.41}{m}-\frac{0.34}{m^2}+\frac{9.83}{m_1}-\frac{21.69}{m_1^2}+\frac{16.08}{m_1^3}\right)\times\frac{1}{4\pi}(SI)$$

式中：m 为磁铁的尺寸比；

m_1 为磁铁截面的长宽比。

考虑磁摞的布置，靠近工业管道处初定为 7 摞，依次为 5 摞和 3 摞，总共为 15 摞。此时磁铁的尺寸比 $m=0.77$，磁铁截面的长宽比 $m_1=1.7$，求出 $N=0.28$。

通过退磁因子法，求出：

$$\frac{H_d}{B_d}=\frac{N}{(1-N)\mu_0}=0.38$$

当 $\tan\theta=0.38$，即 $\theta=20.9°$，它就是磁铁工作线的切角。从

工作线和退磁曲线的交点求出磁铁的磁感应强度 $B_d=0.21$ T。此时磁铁产生的总磁通量为 11.3 mWb。可见，选定 15 摞磁铁已满足要求。

需要磁铁的总块数为 $15\times8=120$（块）。

二、脱磁器结构参数及磁场强度计算

目前，生产上应用的脱磁器都是电磁的。电磁脱磁器是由内径相同而外径不同的几个圆柱形线圈组合而成。组合线圈的外形为塔轮形。电磁脱磁器的磁场特性以塔形线圈轴线上的磁场强度的变化来说明，而磁场强度以轴线上的磁场强度最大值表示。

为了保证良好的脱磁效果，需根据被脱磁产品的种类和性质确定脱磁器适宜的磁场强度、磁场梯度和被脱磁产品在脱磁器中的停留时间。根据生产实践的经验和资料介绍，脱磁器最大磁场强度应为矿物矫顽力的 5 倍以上时，才能达到良好的退磁效果。脱磁器轴线上的磁场梯度值与最大磁场强度的比值不应超过 5%。当采用 50 周波交流电时，应保证磁场反复变向 12 次以上，脱磁时间应大于 0.24 s。有了这些基本参数以后，很容易通过被脱磁产品的流量和流速，按公式(2-134)和(2-135)确定出脱磁器工作管道的直径，从而确定脱磁器的内径和其总长度。

$$D=\sqrt{\frac{4S}{\pi}}=\sqrt{\frac{4V}{\pi v}} \tag{2-134}$$

$$L=vt \tag{2-135}$$

式中：D 为矿浆工作管道直径；

S 为矿浆流动截面积；

V 为矿浆流量；

v 为矿浆流速；

L 为脱磁器的长度；

t 为矿浆在脱磁器中的停留时间。

根据脱磁器的总长度，即可确定脱磁器应由几个线圈组成，并

计算出每个线圈的长度。每个线圈的匝数可按下式近似计算：

$$N_i=\frac{IH_i l_i}{I} \tag{2-136}$$

式中：N_i 为第 i 个线圈的匝数($i=1,2,\cdots,n$)；

H_i 为第 i 个线圈轴线上的磁场强度；

l_i 为第 i 个线圈的长度；

I 为线圈导线的电流。

H_i 值可根据脱磁器的基本参数要求事先确定。将各线圈的 I，H_i 和 l_i 代入上式，就可分别估算出各线圈的匝数近似值。

选用适宜的导线尺寸后，通过绝缘导线的外径和充填系数确定线圈每层的匝数和层数，由此可确定每个线圈内外半径处导线的坐标位置(近似值)。

脱磁器轴线上磁场强度的精确值应通过适于计算机计算的公式求出。

根据毕-沙-拉定律，在空气中 1 个载流为 I，半径为 R 的圆形线圈（见图 2-45），轴线上某点 P 的磁场强度为：

$$H_P=\frac{IR^2}{2r^3}=\frac{IR^2}{2(x^2+R^2)^{3/2}} \tag{2-137}$$

式中：r 为圆形线圈的电流元 Idl 距 P 点的距离；

x 为圆形线圈中心 O 距 P 点的距离。

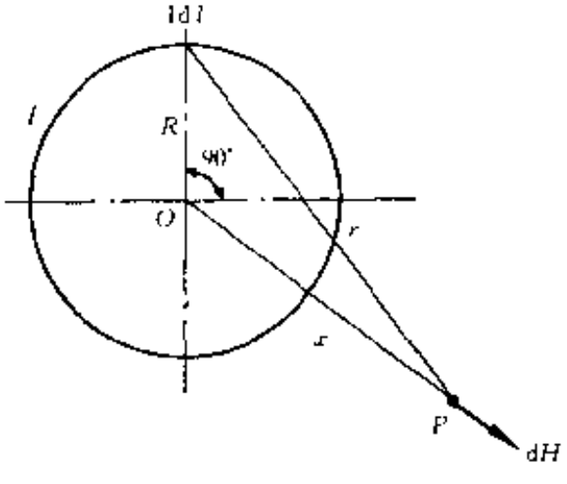


图 2-45　圆形线圈轴线上 P 点的磁场强度

结合脱磁器中某一圆形线圈的坐标(见图 2-46)，上式可写成：

$$H_P=\frac{Iy^2}{2[(l-x)^2+y^2]^{3/2}}$$

或计算程序中写为：$H_P=0.5IYY/[(L-X)(L-X)+YY]^{1.5}$

(2-138)

根据叠加原理，将脱磁器中所有圆形线圈对 P 点产生的磁场强度进行累加就可得到 P 点的磁场强度，其方向沿脱磁器的轴线，符合右手螺旋定则。

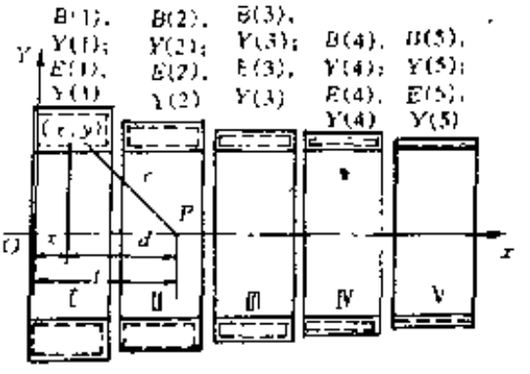


图 2-46 脱磁器内、外半径的导线坐标位置

计算程序框图见图 2-47。

计算机计算出的场强值经常和事先确定的场强 H_r 值不一致，特别是脱磁器中第Ⅰ，Ⅱ个线圈更是如此。遇此情况，可调整磁场强度差值较大的线圈的层数和匝数，直到磁场强度差值较小符合要求为止。

圆柱形脱磁器是一个圆柱形线圈，它利用与其并联的电容的瞬时充放电，同时电压逐步衰减，在线圈内造成衰减的交变磁场，从而达到脱磁的目的，故该种脱磁器称为脉冲脱磁器。

脉冲脱磁器是一种最基本的正弦波振荡器，也是典型的 RCL 振荡器，它的电路是由充电回路和放电回路两部分构成，如图 2-48 所示。

当开关 K 合至“1”时，电容器 C 被充电到电压 E，而当开关由“1”合至“2”时，电容器 C 便通过电感线圈 L 构成放电回路。电容器在放电过程中将其储藏的电能变成电感线圈的磁能，过一段时间电感线圈 L 的感应电势又向电容器 C 充电，又将磁能变为电能。于是，在这个由电感、电容组成的电路中，电压与电流的大小和方向呈周期性变化，即产生电磁振荡。由于线圈本身的直流电阻 R 在每次充放电过程中，都将一部分电能转化成热能而消耗，电容上的电压每经过 1 次振荡都减小一些，最终停止振荡，便形成了衰减振荡，其波形如图 2-49 所示。

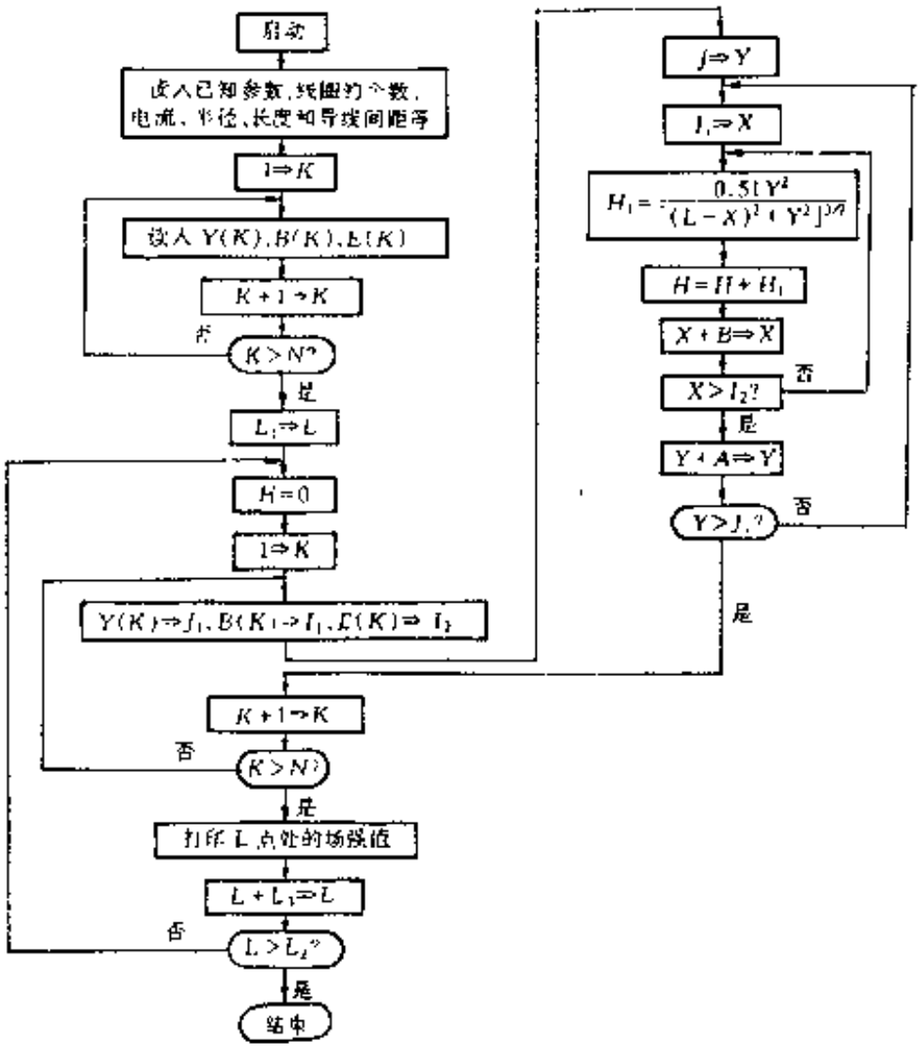


图 2-47　计算程序框图

N—脱磁器的线圈个数；I—脱磁器的工作电流，A；J—线圈内第 1 层沿 Y 方向的坐标，cm；L_1，L_2—P 点沿 X 轴的坐标间隔，cm；A，B—沿 Y 和 X 方向导线的间距，cm；$Y(1)$，$Y(2)$，$Y(3)$，$Y(4)$，$Y(5)$—第 1，2，3，4，5 个线圈的最外层沿 Y 方向的坐 标，cm；$B(1)$，$B(2)$，$B(3)$，$B(4)$，$B(5)$—第 1，2，3，4，5 个线圈的最外层线圈左端的 X 坐标，cm；$E(1)$，$E(2)$，$E(3)$，$E(4)$，$E(5)$—第 1，2，3，4，5 线圈的最外层右端的 x 坐标，cm，括弧内标号代表线圈编号。

计算这种脱磁器的磁场强度，需要知道脉冲电流，然后利用求圆柱形线圈场强的公式计算磁场强度。

高频脉冲脱磁器的结构见图 2-50。

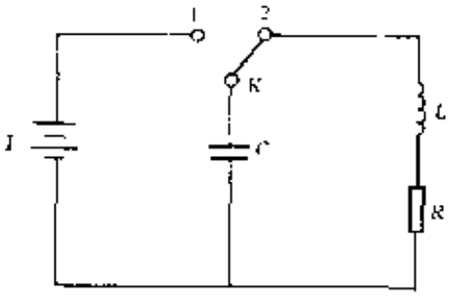


图 2-48 RCL 振荡电路

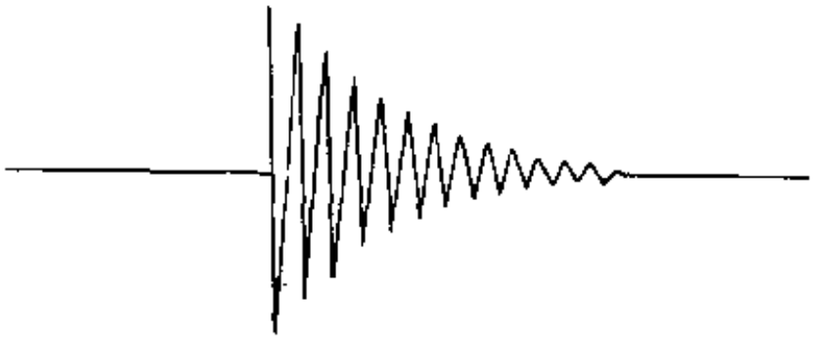


图 2-49 脉冲脱磁器脱磁波形

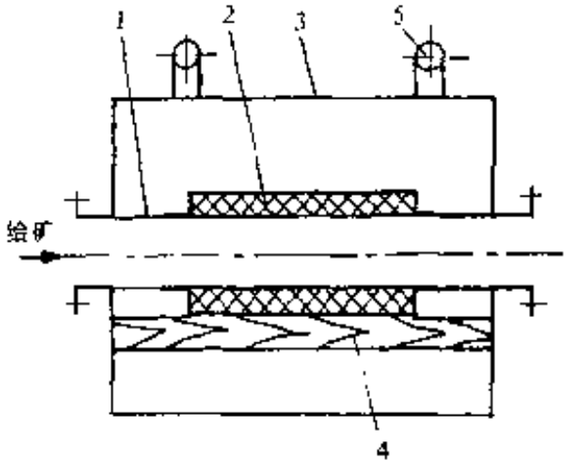


图 2-50 APBH 高频脉冲脱磁器结构示意图

1—矿浆管道；2—线圈；3—外壳；4—木质梁架；5—接线插头。

第 3 章　电选设备的设计原理

第 1 节　概　述

电选从发明到现在广为应用只有一百多年历史，开始是用简单的摩擦生电方法分选谷物中的杂质，此后逐渐用于各种矿物的分选。自 1958 年后，全世界工业迅速发展，对各种矿产的需要量日增，对精矿质量的要求也愈来愈高。近 30 年来的生产实践证明，在许多情况下，特别是对某些矿物的精选分离，电选显示出其独自特点，有时可以解决其他选矿方法难以解决的问题，从而使电选得到了很大的发展。现在的电选，从理论、设备和应用上比 20 世纪 70 年代以前都有了新的进展，目前已被广泛用于各个领域中，成为重要的选矿方法之一。根据不完全的资料统计，全世界每年用电选处理各种矿物所得的精矿总量现已超过 3 000 万吨。

电选主要用于下列领域：

(1) 海滨砂矿及陆地砂矿重矿物的精选。

这些砂矿先经重选，得出各种重矿物如钛铁矿、锆英石、金红石、独居石、磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿、白钛石、锐钛矿、板钛矿、锡石、磷钇矿等的粗精矿，这些粗精矿只有再经磁选及电选，或再与重选配合，才能使之有效分选。此外，还有陆地砂矿或河床砂矿，利用电选从重矿物中回收黄金及其他有用矿物。

(2) 有色、稀有矿物的精选。典型的有白钨与锡石的分选，黑钨和白钨的分选，硫化矿与白钨的分选，钽铌矿、原生钛铁矿与其脉石矿物的分选。

(3) 黑色金属矿物，如磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿、锰矿、铬铁矿的精选。在超纯铁精矿的生产中，用电选精选铁精矿，最终

精矿含铁（全铁）超过67%，尤其是SiO_2可降到2.5%～3%，磷(P)降到0.1%以下。在此生产中，电选显示出其独特的优越性。

（4）非金属矿，如石墨、石英、长石、金刚石、石棉、煤、钾盐、磷灰石的精选。

（5）从废料中回收非铁金属及有用物料。从各种废料中回收金属铜、锡和塑料等有用物料。目前在国内尚未引起重视，欧洲、美国、日本等则早已重视此项工作，已有不少厂投入生产。

（6）各种金属及非金属物料的分级。

（7）粮食选种及加工中除去各种杂质。

（8）茶叶及茶杆的分离。

根据分选物料粒度和对产品质量的要求不同，电选设备已发展到近40种。历史上最早发明的电选机及以后相当长历史时期内所发明的电选机，是采用摩擦生电的电选机，用于谷物的分选及少数矿物如黄金、石英、方铅矿、黄铁矿与其他脉石矿物的分选。以后又发明了自由落下式电选机。直到1901年，美国H.M. 苏通与U.L. 斯蒂尔发明了筒式电选机，将电晕电场与静电场结合用于选矿，生产能力和效率才有了很大的提高，使电选进入了一个新的阶段，比原先各类电选机都有很大的改善，也为今天的筒式电选机的发明奠定了基础。目前，全世界生产出的各种形式的筒式电选机都是在此基础上研制改进的。由于科学技术的发展，现在的各种摩擦电选机，应用范围比以前也更为广泛。长期以来，电选的有效分选粒度都大于0.1 mm，若小于这一粒度则很难或无法分选，而现在完全可以分选小于0.1 mm以至微米级的物料。其电选设备既有干式电选机，也有采用湿式介电液体的高梯度电选机。最大分选粒度可达2～3 mm，对于薄片状的金属铝、铜、锡及塑料可达15 mm左右。从电源来说，最早用的是摩擦生电，尔后用较低电压（10～20 kV）的电源，当时采用直流高压发电供电选机用。近20多年来，已改过去常使用的10～20 kV，而将高压直流电源提高到60 kV，最高达100 kV，采用高压硅堆或高压电子管整

流成直流，供各种电选机使用。

纵观国内外各种电选设备，虽然种类繁多，但真正具有广泛应用价值者并不多。现在，全世界各国大量应用的只是几种，如筒式电选机、板式、筛板式和自由落下式电选机等。本章以筒式电选机为重点，介绍和阐述其设计原理。

第 2 节　筒式电选机的设计

一、筒式电选机的基本结构

此种电选机由给矿装置、圆筒、电极及排矿装置组成。其中：圆筒由转筒及加热器组成；电极由接地极（指圆筒）、电晕极、静电极及支承架组成；排矿部分由毛刷或压板刷、分矿板及矿斗组成。单筒式电选机的构造如图 3-1 所示。

二、电　极

自筒式电选机发明以来，电极结构的种类繁多，主要是围绕电晕极和静电极进行研究，最终目的是如何提高筒式电选机一次分选效果，尽可能地减少分选段数，这是电极结构设计中要合理解决的问题。

1. 电晕电极

电晕电极的作用是在接通高压电后，由自激作用对着接地极放出电子，形成空间体电荷，矿粒由给矿槽给到圆筒上，并带入充满体电荷的空间，此时导体与非导体矿粒均能获得电荷。导体矿粒获得电荷后，能以很快的速度经接地圆筒（接地电阻仅为 2～4 Ω）传走，在离心力和重力的作用下，从筒面上抛出；非导体矿粒获得电荷后，不能立即将电荷经圆筒传走，当它脱离电晕电场后，此吸附的电荷随即与圆筒表面感应而生成大小相等、符号相反的正电荷，正负电荷产生吸力，称为镜面吸力。从电晕场中吸

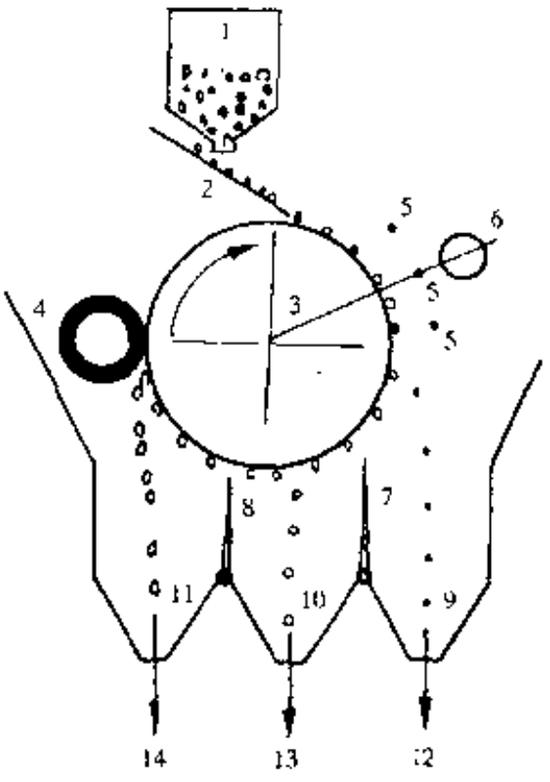


图 3-1 单筒式电选机构造简图

1—给矿斗；2—给矿槽；3—鼓筒；4—毛刷；5—电晕极；6—静电极；7，8—分矿板；9—导体接矿斗；10—中矿接矿斗；11—非导体接矿斗；12—导体产品；13—中矿；14—非导体产品。

附的电荷越多，产生的镜面吸力就越大。由于圆筒的转动而将非导体矿粒带到圆筒的后方，用毛刷刷下，导体矿粒抛落在圆筒的前方，两者落下的轨迹明显不同，从而使两者分开（见图 3-1）。

从上述简单的分选过程可知，必须使设计的电晕极持续而稳定地自激放电，在靠近圆筒电极的空间，保持负的体电荷(如电晕极带正电时，则相反)才能有效分选，应避免火花放电现象的产生；当产生火花放电时，空间电荷不稳定，且同时存在正、负电荷，破坏正常电选。

1901 年，美国 H. M. 苏通和 W. L. 斯蒂尔等首先将电晕电场用于筒式电选机，但此后几十年并无多大进展。20 世纪 50 年代后期，发明了各种形式的电极，如图 3-2 所示。

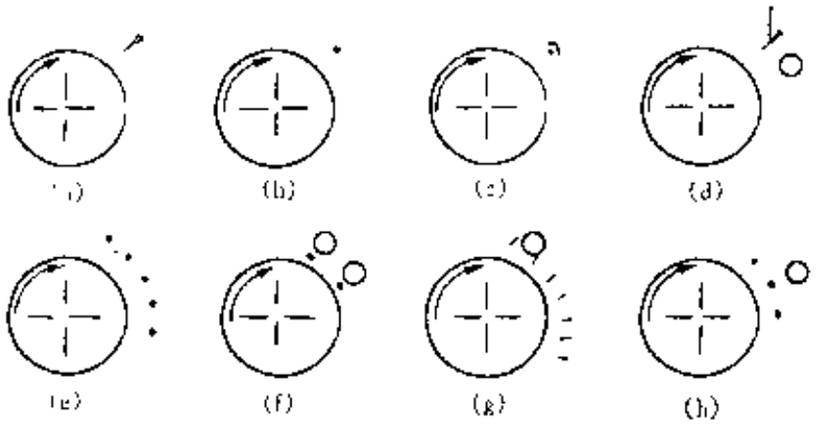


图 3-2　各种形式的电极

(a)—尖削电晕极；(b)—1 根电晕极；(c)—1 根电晕极，外包以半圆形胶管；(d)—1 根尖削极和 1 根静电极；(e)—多根电晕极；(f)—2 根电晕极和 2 根静电极；(g)—多根尖削极和一根静电极；(h)—多根电晕极和一根静电极重叠配置。

最早的电晕极[图 3-2(a)]为 H. M. 苏通和 W. L. 斯蒂尔发明的尖削电极，20 世纪 50 至 60 年代英国用的只是 1 根电晕丝，其直径为 0.3～0.5 mm，后又在丝电晕极一侧加上 1 根绝缘胶木管[见图 3-2(c)]。后来美国威斯汀豪斯又改成另一种形式[见图 3-2(d)]；20 世纪 70 年代，前苏联又采用厚度为 0.3～0.5 mm 的薄钢片作电晕极。但现在美国、英国、澳大利亚、加拿大、德国、日本、前苏联以及中国等绝大多数国家仍采用电阻丝，前苏联和中国的少数筒式电选机的电晕极采用不锈钢薄带。英国产的电选机的电晕极还保留在 1 根半圆形绝缘胶木管内，缺口部分露出电晕极，朝向鼓筒面，以便产生电晕放电，另一半则为胶木管包住，防止对其他部件放电。实际结果表明，此种作用没有多大意义。

电晕极的设计主要是电晕极直径的确定，电晕极形式及材质的选择、电晕极与静电极的相对位置以及用多根电晕极时电晕极间距离的确定。

1) 电晕极直径的确定

筒式电选机的圆筒直径多为 200～350 mm，少数为 150 mm，其曲率较小。在相同极距和电压的条件下，要使电晕极达到自激

放电，并放出更多的电子，必须采用直径很小的电晕极。当圆筒直径为150，200，300，320及350mm，而电晕极直径为0.5及0.2mm时，两者之比如下：

$\varnothing=0.5$mm时，为1/300，1/400，1/500，1/600，1/640，1/750；

$\varnothing=0.2$mm时，为1/750，1/1000，1/1250，1/1500，1/1600，1/1750。

两者之比差越大，越容易产生电晕放电。现大都采用电阻丝取代原来的尖削极，且直径均在0.2mm左右；比差太小，难以产生适合要求的电晕放电，甚至不产生电晕放电。直径更小的电晕极如$\varnothing=0.1$mm，比差当然更大，在同等条件下，容易产生更大的电晕电流，但直径太小时，强度低，一旦电源电压波动以及给料中含有金属碎屑时，极易产生火花放电。这种小直径电晕极最容易击断，以致破坏和中止整个电选的进行。国内外多年的实际经验证明，采用$\varnothing$0.2～0.3mm的镍铬电阻丝最为恰当。

2）电晕极形状和材质的选择

电晕极多采用小直径的电阻丝或薄钢片（又称为刀片），选择的材质应具有较高的强度。铁、铬、铝电阻丝易击断，必须用强度高的镍铬或钨钼电阻丝；而薄钢片则宜用不锈钢片。

3）电晕极的相对位置

电晕极的相对位置是指电晕极和圆筒中心的连线与圆筒垂直中心线间的夹角α以及与静电极中心的距离，如图3-3所示。

根据分选物料粒度不同，α也不相同，一般为35°～45°。对于细粒物料，α取下限；对于粗粒则取上限。当圆筒转动时，会产生空气流动。此时不论导体或非导体细粒均易飞扬，影响分选效果。故选细粒时采用的α较小，使细粒一进入圆筒就获得电荷而吸于筒而；粗粒物料受电风影响不大，放采用的α就可大一些。

4）电晕极间的距离

当分选物料需要多根电晕极3～7根时，首先根据电晕极的α

角及极距 l 确定第 1 根电晕极的位置，然后根据有效分选区所对圆筒的中心角 φ（一般为 50°～70°）确定最后 1 根电晕极的位置，再在第 1 与最后 1 根之间均匀分布其他电晕极（见图 3-4）。

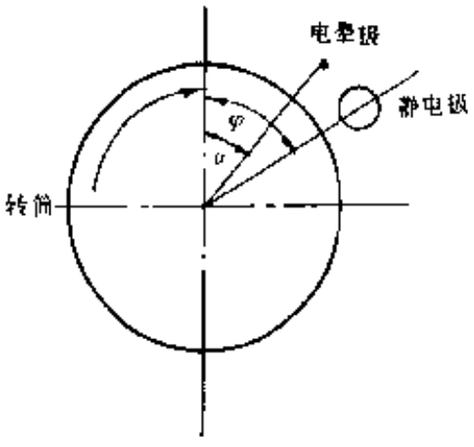


图 3-3　电晕极的相对位置图

从图 3-4 可知，最大分选区所对应的角度 φ 只有 70°左右。根据物料中导体与非导体的含量及对产品的要

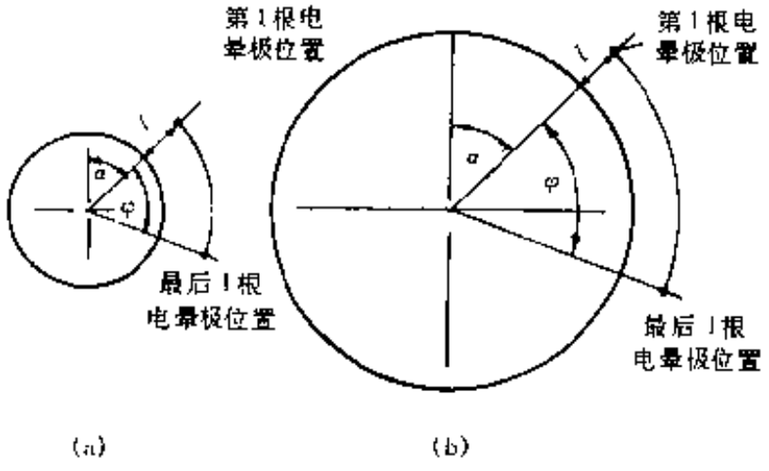


图 3-4　电晕极位置及有效分选区的确定图

(a)—小直径圆筒；(b)—大直径圆筒

一极距；α—起始角或称入选角；φ—有效分选角。

求不同，电晕极的根数也不相同。当给料中导体矿粒含量较少，而非导体矿粒较多，且要求得出高质量的非导体精矿时（如白钨与锡石分离），则电晕极不能太多，否则锡石很容易混入白钨精矿中；相反，如果导体矿粒含量很多，对导体精矿的品位要求又很高，则电晕极的根数可适当增加，尽可能地先得出精矿，再选中矿、尾矿。

电晕极根数的多少，还与圆筒直径的大小直接相关。图 3-4 中，（a）是小直径圆筒，（b）为大直径圆筒。虽然有效分选角度相同，但所对应的圆弧长则完全不同，在小直径圆筒的圆弧上要

安装很多根电晕极不可能，且已为实际证明这是没有明显效果的。因此，在国内外的生产实际中，只在大直径的圆筒上安装多根电晕极，而在小筒径上通常只设 1～2 根电晕极。

实际测定结果表明，第 2 根电晕极和第 1 根电晕极间的圆弧长与极距 l 相等时比较恰当。大直径圆筒极距大，一般为 60 mm，小直径鼓筒极距小，一般为 40～50 mm。

5）影响电晕放电的因素

设计电晕极时，当确定前述各项条件后，还必须考虑影响电晕放电的各项因素，如电源电压、极距 l、电晕极间的距离以及电晕极与静电极的相对位置等因素。

在相同极距 l 的条件下，电压愈高，自激放电的电晕电流越大，在筒面上的分布范围也愈广。图 3-5 为 1 根电晕极在不同电压下，电晕电流在筒面上的电流分布曲线。

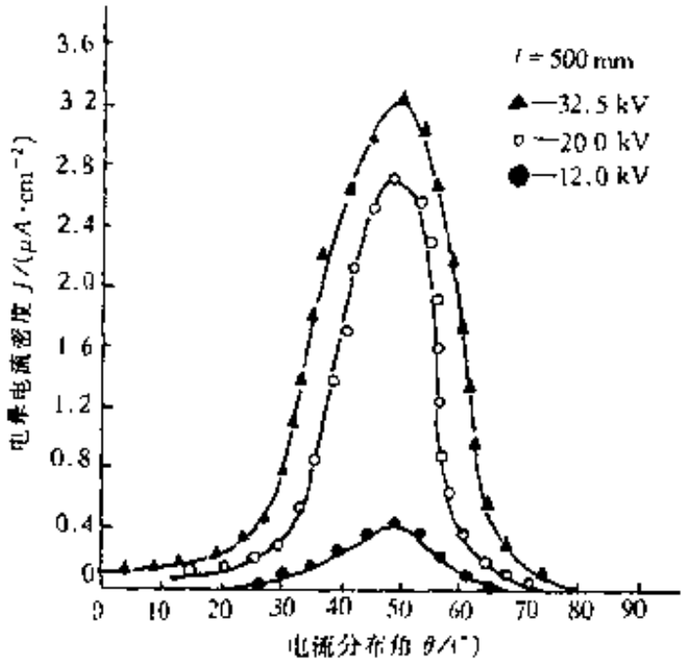


图 3-5　极距相同，电压不同时电晕电流在筒面上的分布曲线

从图 3-5 可知，单根电晕极电流在筒面上的分布是以电晕极为中心的正态分布，随着电压升高，电晕电流急剧上升。

当电压相同而极距不同时，极距愈小、放电愈多，在筒面上

的电晕电流分布区域也越大，如图 3-6 所示。

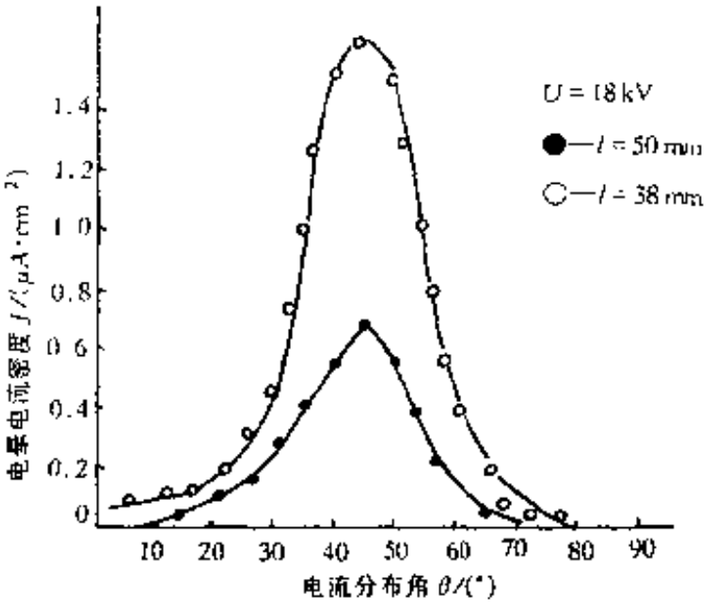


图 3-6　电压相同，极距 l 不同，电晕电流在筒面上的分布曲线

目前，很少采用单根电晕极，只有在微细粒物料分级时才采用。

图 3-7 为 3 根电晕极的电晕电流分布曲线。可见，采用多根电晕极时，电压、极距等因素对电晕电流在筒面上分布的影响与单根电晕极的基本相同，但由于电晕极间的相互影响，第 2 根与第 3 根电晕极的电流峰值比第 1 根要小得多。

根据上述情况，在 2 根电晕极之间再增加电晕极时，电晕电流在筒面上的分布不会产生根本性的变化。根据实测，结果也是如此。这是因为由自激而从电晕极放出的电子存在着互相排斥作用。当电场强度不是太大时，这种作用不很明显，超过一定强度后，这种作用就特别突出。

2. 静电极

静电极的设计，涉及静电极直径的大小、电极材料、静电极的位置以及静电极与电晕极的配合和相对位置等。

1）静电极直径大小的确定

静电极直径（外径）越小，两极间的电场越不均匀，因而，电

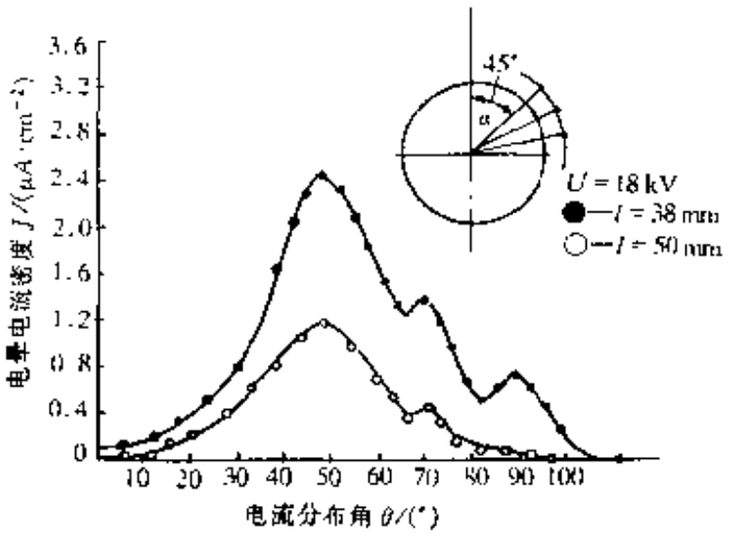


图 3-7 3 根电晕极的电晕电流分布曲线

场梯度越大，对导体矿粒的作用力也越大。

采用的静电极为圆管形。根据经验，静电极直径一般为圆筒外径的 1/10～1/8。直径过大，屏蔽作用会增加，分选效果变差，直径太小则作用区域减小，难以发挥作用。

2) 静电极位置

静电极不放出电子，但产生电力线，而电力线又产生屏蔽作用，亦即影响电晕电流在筒面上的分布状态。

如图 3-2(d)所示，电晕极在静电极的左上方，是较早的一种电极形式。由于电晕极离开静电极较远，虽然静电极有屏蔽作用，但影响很小。如果将静电极移近电晕极时，电晕极在筒面上的电晕电流的分布将发生变化，由近乎正态分布变为明显的偏态。随着静电极靠近电晕极，由于静电极的屏蔽作用增加，故最大电流密度减小。由图 3-8 可看出，电晕区的范围缩小。

当静电极距电晕极很近时，会停止放电。由图 3-2(f)可知，电晕极正好安装在两静电极的下方，由于静电极的屏蔽作用，导致电晕电流在筒面上的分布范围很窄，电流密度降低，这对分选非常不利。

图 3-2(g)中，静电极安装在第 1 和第 2 根电晕极之上，其屏

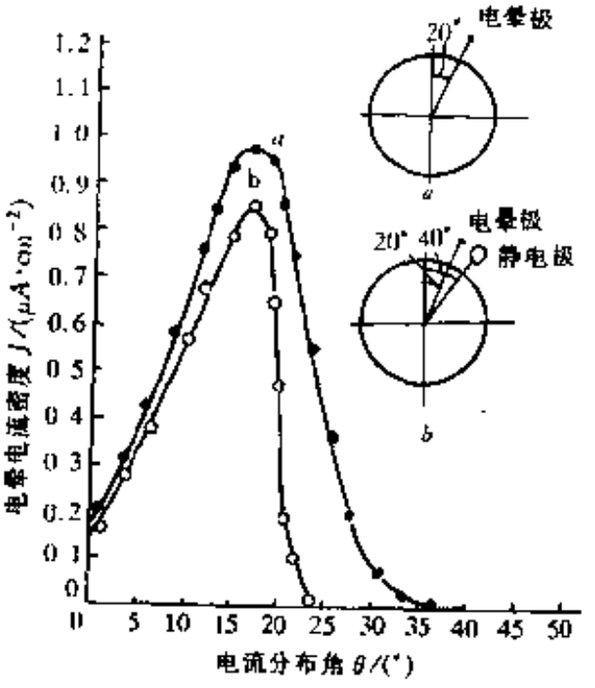


图 3-8　无静电极及有静电极时，筒面的电流分布对比曲线

蔽作用同样存在，虽然会在 2 根电晕极之间起作用，但也会降低电流密度。静电极直径越大，产生的屏蔽作用也越大。

图 3-2(h)中，静电极在第 2 根电晕极之上，既要发挥静电极的屏蔽作用，又要发挥电晕极的放电作用，但不能使之放出更多的电子，即使之受到一定的抑制作用，使第 1 根电晕极产生的电晕电流很大，导体或非导体矿粒均有机会获得足够的电荷。由于导体矿粒获得电荷后，很容易从筒面传走，随即受到静电极的吸引力及离心力场的作用，易于从筒面之前方排出；非导体获得电荷后，不易传走，加上静电极对它的排斥力，以及此时在第 2 和第 3 根电晕极区域有荷电，可防止它从筒之前方排出。这种电极结构对于粗粒是很有效的，但显然不适用于细粒级的分选。因为电晕极多，则自电晕极放出的电子也多，矿粒经过此电晕区的时间也相对增加，所以获得的电荷必然要多。对于细粒级矿物，它不同于粗粒级，在同等圆筒线速度的条件下，细粒级的质量远比粗粒级的小，从而在筒面上所受的离心力小，加之细粒与筒面上的接触也远不如粗粒紧合，如果获得较多电荷，那必然带来导体

矿粒，来不及传走全部电荷，加之所受离心力又小，从而混入非导体矿中，达不到分选的目的。

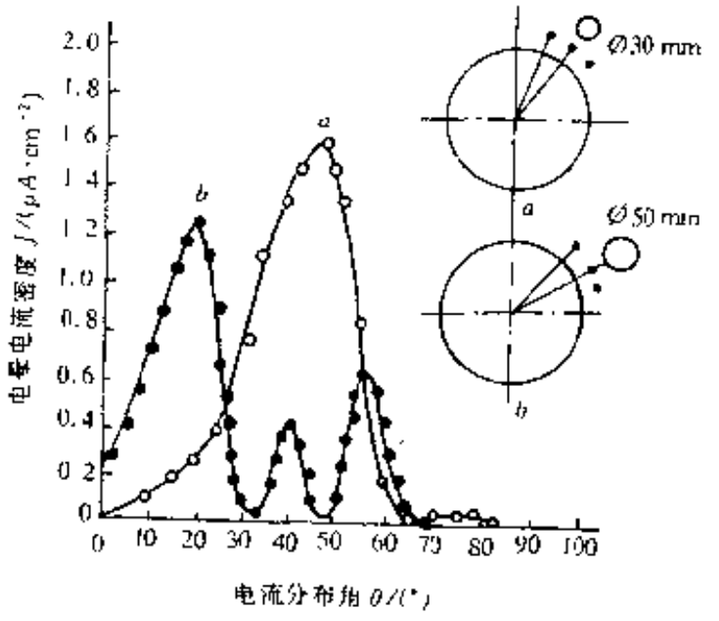


图 3-9 第 3 根电晕极和第 1 根静电极在鼓面上的电流分布图

图 3-9 是图 3-2(h)所示电极结构的电晕电流在筒面上的分布。曲线 a 由 $\Phi=30$ mm 的静电极(外径)得出，曲线 b 由 $\Phi=50$ mm 的静电极得出。

由图 3-9 可知，静电极直径为 30 mm 比较恰当，其屏蔽作用较弱，能发挥电晕极及静电极的各自特点和作用。由曲线 a 看出，对 $\Phi=30$ mm 的静电极，电晕电流在筒面上的分布波形非常明显。当静电极直径为 50 mm (曲线 b) 时，其屏蔽作用增强，除第 1 根电晕极能较好的发挥作用外，第 2、第 3 根电晕极产生较小的电晕电流。这就是静电极的外径过大面带来的不利影响。图 3-2(f)和 3-2(g)中的电极结构也存在同样的问题。

3) 静电极材料的选择

静电极一般采用铝管、黄铜管、紫铜管或不锈钢管。应尽量采用薄壁管，因其质量小，便于支承。为防止微细粒矿物聚集于电极表面及防止表面氧化 (特别是铝管)，造成表面不光滑，常在外表镀以装饰铬。

三、分选圆筒

分选圆筒既是分选部件又是接地极。设计时应考虑圆筒外径、长度、圆筒材料以及加温问题等。

1. 圆筒外径及长度

圆筒外径的大小，影响筒面的曲率及分选区长度。小直径的圆筒曲率大，大直径的圆筒曲率小，因而前者的分选区短，而后者的分选区长。

由于小直径圆筒的曲率大，其电晕区分布范围比大直径的小，矿粒通过大圆筒电晕区时所获得的电荷比小直径的要大得多。

图 3-10 表示一种圆筒直径为另一种直径的 2 倍时，分选区及矿粒所走路径的对比图形。

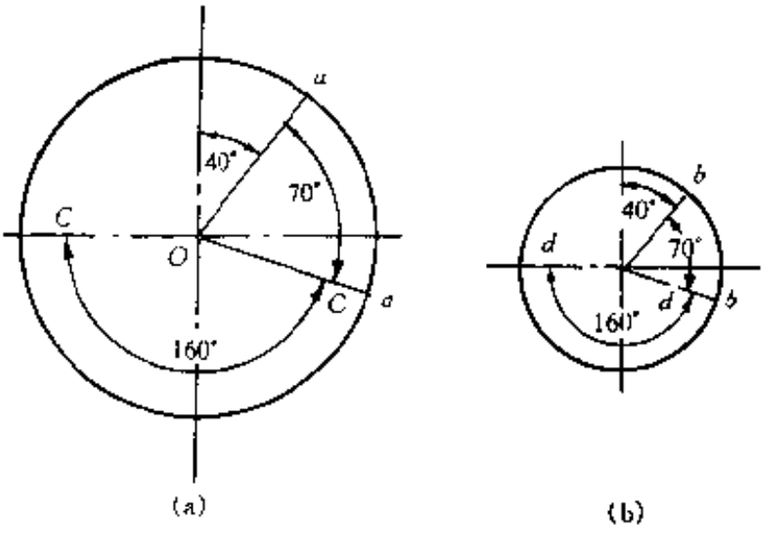


图 3-10　大直径圆筒与小直径圆筒分选区及矿粒经过路径的范围对比图

(a)—大直径圆筒；(b)—小直径圆筒。

假定第 1 根电晕极的起始角度为 40°，电场分选区均为 70°，非导体所经的区域角度为 160°，电晕极及静电极均安装在图中 70° 角所对应的圆弧范围之内，导体矿粒主要是在这一范围之内分出，即图 3-10(a)中 *aa* 之间的范围及图 3-10(b)内的 *bb* 之间的范围；而中矿及非导体矿粒均在 *cc* 及 *dd* 范围内落下，其所对应角度为 160°。而 *aa* 长为 *bb* 长的 2 倍以上，*cc* 长亦约为 *dd* 长的 2 倍以上。

这无论是对导体的分选还是非导体矿粒的分选都是有利的。因此，选择大直径的筒有利于提高分选效果。现在，世界各国广为使用的筒式电选机，其外径为 200、250、300、320 及 350 mm，而 120 mm 及150 mm者很少使用。

圆筒长度取决于对电选机要求的处理量。筒越长，处理量越高，但也不能过长，否则也会给机械加工和工艺上带来许多难以解决的问题。目前国内外生产的筒式电选机，其圆筒长度分别有 600、900、1 000、1 200、1 500 及 2 000 mm，而筒数则只有单筒、双筒（有平行及上下排列 2 种）、三筒几种形式，最多有 6 个圆筒。

2. 圆筒加温

进入电选的物料，除入选前进行烘干去除水分外，在给矿斗或给矿板上尚需进一步加温才能分选，还必须使圆筒保持一定的温度，一般应在 50 ℃左右。为此，一般在筒内部设计并安装有电加热器。实践证明，圆筒不加温，分选效果会受到影响，尤其是在开始分选的几分钟内，效果很差，一些生产单位只得将这部分矿返回再重选。

加温方法又分外加温及内加温 2 种。美国卡普科(Carpco，Inc)及埃利兹(Eriez)公司采用大功率(200 W 或 300 W)红外灯管，从转筒后面直接照射筒表面而使之加温的方法。此种方法虽然简单易行，但实际证明，由于电选机的机架及各部件均为金属构件，散热快，很难达到加热要求。另一种是内加温方法，即在筒内采用电加热方法。前苏联及国内设计的某些电选机，是用耐火材料做成筒体，筒体上安装电阻丝。此加温筒体与圆筒同时转动，通入电阻丝的交流电则由电刷引入，如图 3-11 所示。

内加温效率高，因为圆筒密封，不易散热。此种方法最大的缺点是耐火材料做成的圆筒及电阻丝随整个圆筒一起转动，内部的耐火材料筒体极易损坏；此外，由电刷引入的电源线容易出故障而短路，尤其是在电刷处常产生火花，分选细粒煤粉时极易引起燃烧，导致爆炸而起火。

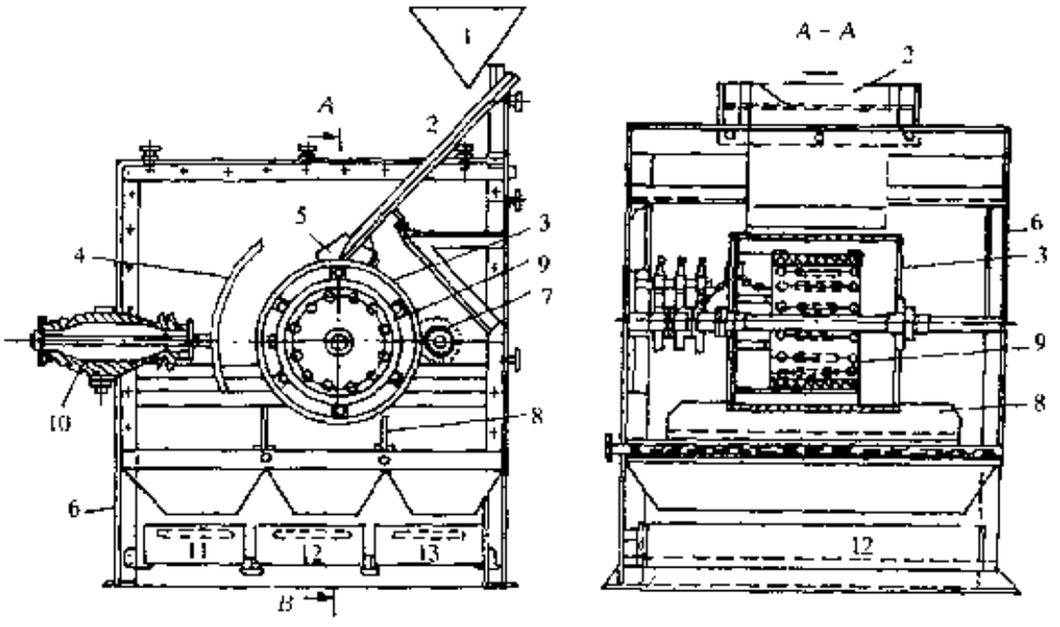


图 3-11　筒内电阻丝加热法

1—给矿斗；2—给矿板；3—圆筒；4—电晕板；5—挡板；6—支架；7—卸料刷；8—分隔板；9—电阻丝；10—绝缘套管。

我国的 320 mm×900 mm 及 320 mm×1 200 mm（直径×长度）工业型及 XDF—250 mm×200 mm（直径×长度）实验型电选机，采用的虽然也是内加热法，但不是用裸露在外的电阻丝加热而是用电加热器加热，加热器及支承架固定在圆筒内并不转动，圆筒用轴套及端盖支承在空心轴上而转动，电源由空心轴引入，安全可靠。如遇电加热损坏需要更换时，则可由圆筒端盖的手孔取换，无需将整机拆卸，比较方便（见图 3-12）。

生产实践已经证明，采用此法能耗低，筒面温度上升快，热利用系数高，且又能实行自控。

3. *圆筒材料及加工要求*

一般均用大型无缝钢管，经加工后外表镀以耐磨硬铬，镀铬厚度为 0.4～0.5 mm 左右。要求加工时表面无沟纹，镀铬后表面磨光，便于微细粒矿粒从筒面刷下。对圆筒加工有严格要求，偏心度不得超过 1 mm，否则会使电晕极及静电极时而靠近筒面，时而远离筒面，电场不稳定，导致分选效果时好时坏。

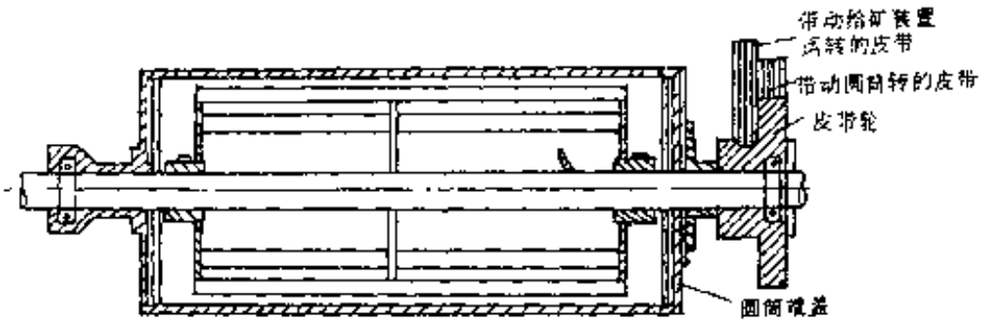


图 3-12 圆筒内电加热器加热法

四、给矿和接矿装置

1. 给矿装置

给矿装置由矿斗及给矿槽组成。矿斗的几何容积按贮存 0.5～1 h 处理的矿量确定。大型电选机按 0.5 h 处理的矿量确定，实验室型电选机则以贮存 2～3 kg 矿的容积即可。

对于物料给入电选前的加温，以前采用的各种方法都有许多缺点：如在矿斗中安装加热器，物料加温时产生的水蒸气难以排出，使物料形成团块；其次是加温不均匀，靠近加热器的物料温度高，甚至超过加温温度，远离加热器的物料温度低。英国制造的电选机，只在矿斗排矿口处安装 1 根电加热器，难以保证物料加温要求。

实践证明，纯粹靠给矿斗内加温，上述缺点难以根本克服。在给矿斗排矿处安设电加热管，预先进行一定时间的加温，然后在给矿槽下再加温，效果最好。

给矿槽下加温时，要求给矿槽稍长，以便物料有足够长的时间被加热，其构造如图 3-13 所示。

物料从矿斗排出的量，由弧形滑板闸门控制，滑板在打开时给矿，在闭合时则停止给矿。

2. 接矿装置

由于电选分出的导体、中矿及非导体产品，完全是按矿粒从

筒面上落下的轨迹来划分的，它与电极结构及圆筒的转速密切相关，为此，在设计接矿装置的隔板时，必须具有可调性，靠近电极端的第 1 块分矿板必须用绝缘的塑料板，以防止它与电极靠近时感应带电，影响电极放电。分矿板距离筒面不能太远，导体与中矿的分矿板一般为 3～4 mm。

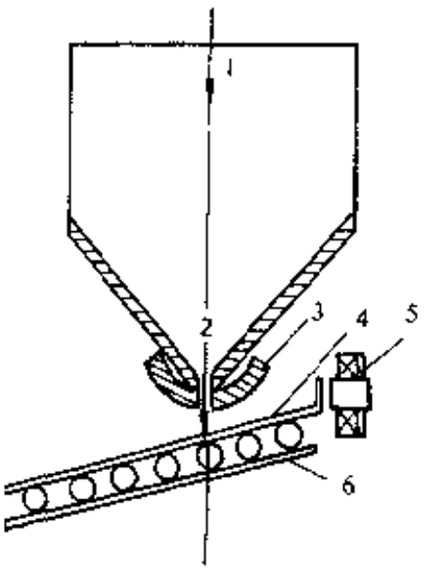


图 3-13　给矿槽电加热装置

1—给矿斗；2—给矿斗排矿口；3—弧形滑板；4—振动给矿槽；5—电磁振动器；6—电加热板。

单筒电选机的接矿斗，一种是使物料自流落入矿斗。这种办法会增加接矿斗的高度，电选机的重心升高，使整机不稳定；另一种办法是尽可能地减小接矿斗的高度，使整机重心下降，采用振动方法排出，即使导体、中矿及非导体 3 种产品均由侧面排出。

对于上下排列的两筒或三筒电选机，在分矿板之下紧接着应有使导体、中矿及非导体进入下一圆筒分选的给矿板，其构造如图 3-14 所示。它可使导体、中矿及非导体矿都可按需要进入下一圆筒进行分选。

五、电场强度的计算

电场强度是指单位正电荷在电场中某点受电场作用力的大小，方向与所受力的方向相同，其单位为 V/m。由于电选中使用的电压很高，极距又不是很大，因此，其单位大都用 kV/cm 表示。电场强度可用电轴法计算。

1. 筒面上的静电场

由于此处只考虑静电场，它不放出电子，故体电荷密度 $\rho=0$，圆筒及静电极均为圆柱体，故可用电轴法，其原理可结合图 3-15 加以说明。

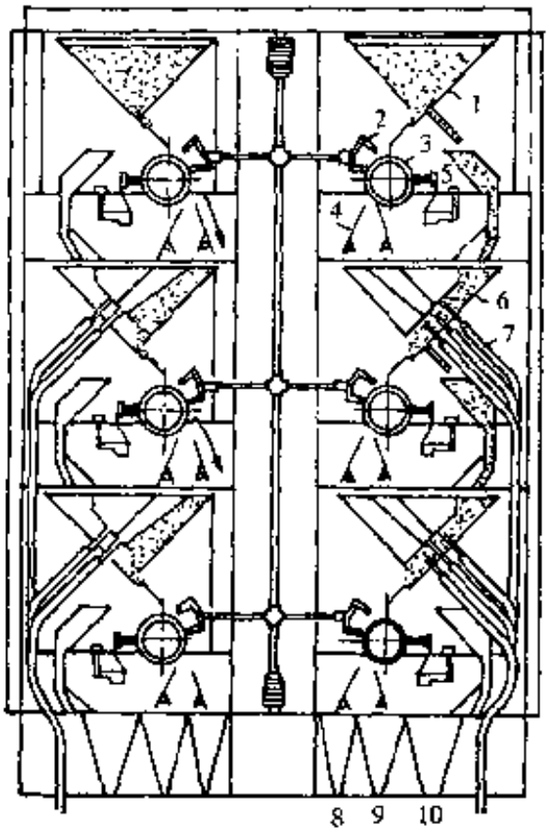


图 3-14 多圆筒分矿板及给矿槽的联接简图

1—给矿斗；2—电极（2 个）；3—圆筒；4—分矿板；5—排矿刷；6—给矿板；7—接矿槽；8—导体矿斗；9—中矿斗；10—非导体矿斗。

现假设有 2 根平行的长直导线分别通过 A 点和 B 点，两导线之间的距离为 $2a$，其线电荷密度分别为 $+\tau$ 和 $-\tau$。假定两电轴线中间 y 轴的电位等于零。根据电磁场理论，场中任意一点 M 的电位为：

$$\varphi=\frac{\tau}{2\pi\varepsilon_0}\ln\frac{r_2}{r_1} \qquad (3\text{-}1)$$

式中：r_1 是 M 到带正电荷的轴线间的距离；

r_2 是 M 到带负电荷的轴线间的距离。

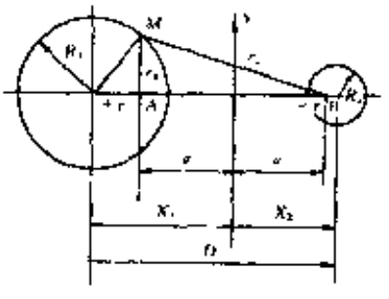


图 3-15 电轴法计算电场强度简图

两平行长直导线电场的等位面为分别围绕这 2 根导线且平行于它的圆柱面。设两圆柱面的半径分别为 R_1 和 R_2，两圆柱中心距离为 D，则它们各自的电位可以认为是电荷分别集中于 A 和 B 的两根直导线产生的，这 2 根长直导线就称为两根长直导体圆柱面的电轴。电轴的位置可由下式确定：

$$a^2=x_1^2-R_1^2 \tag{3-2}$$

$$a^2=x_2^2-R_2^2 \tag{3-3}$$

其中：

$$x_1=\frac{D^2+R_1^2-R_2^2}{2D} \tag{3-4}$$

$$x_2=\frac{D^2+R_2^2-R_1^2}{2D} \tag{3-5}$$

x_1，x_2 分别为 2 根长直导体圆柱中心至两电轴对称面的距离，a 为两电轴距离的一半。但由于电选机圆筒与静电极的距离同其长度相比要小得多，因而可以近似地认为它们都是长直导体圆柱面，可用上述公式确定其电轴的位置，用式(3-1)计算其电位，然后将电位 φ 微分，即可得到静电场在筒面上的分布。

结合图 3-16，选取极坐标系统，圆筒中心 O_1 为极坐标原点，M 为筒面上的一点，其极坐标为 (r,θ)，O_2 为静电极中心，A 和 B 分别为圆筒和静电极电轴的所在点。电晕极和静电极的角度分别为 α 和 α'。

从图 3-16 中，可由 $\triangle O_1MA$ 及 $\triangle O_1MB$ 求得：

$$r_1=\sqrt{r^2+(x_1-a)^2-2r(x_1-a)\cos(\theta-\alpha)} \tag{3-6}$$

$$r_2=\sqrt{r^2+(x_1+a)^2-2r(x_1+a)\cos(\theta-\alpha)} \tag{3-7}$$

从式(3-1)可知，知道 r_1，r_2 后，可根据式(3-1)确定场中任一点的电位，对筒面而言，它是一个等位面，电位线的方程式为 $r_2/r_1=k$，电位 φ 与 Q 无关。根据筒面上 M 点的电位，可确定该点的场强为：

$$\boldsymbol{E}=\boldsymbol{E}_r+\boldsymbol{E}_\theta=\frac{-\partial\varphi}{\partial r}\boldsymbol{r}_0-\frac{1}{r}\frac{\partial\varphi}{\partial\theta}\boldsymbol{\theta}_0=-\frac{\partial\varphi}{\partial r}\boldsymbol{r}_0 \tag{3-8}$$

式中：$\boldsymbol{E}_r$ 及 $\boldsymbol{E}_\theta$ 分别表示筒面 M 点场强 $\boldsymbol{E}$ 的 2 个分量，$\boldsymbol{E}_r$ 的方向

与矢径 r 的方向相同（因电选的静电极带负电）；r_0，θ_0 为单位矢量，此处 $\frac{\partial \varphi}{\partial \theta}=0$，从而有：

$$E=E_r\Big|_{r=R_1}=-\frac{\partial \varphi}{\partial r}\Big|_{r=R_1}$$

$$=\frac{-\tau}{2\pi\varepsilon_0}\frac{\partial\left(\ln\frac{r_2}{r_1}\right)}{\partial r}\Big|_{r=R_1} \tag{3-9}$$

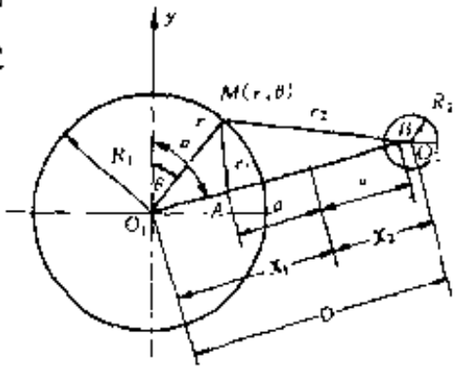


图 3-16 电轴法计算筒面场强图

将式(3-6)，(3-7)代入(3-9)式可得：

$$E=\frac{\tau}{2\pi\varepsilon_0}\left[\frac{R_1-(x_1-a)\cos(\theta-\alpha)}{R_1^2+(x_1-a)^2-2R_1(x_1-a)\cos(\theta-\alpha)}\right.$$

$$\left.-\frac{R_1-(x_1+a)\cos(\theta-\alpha)}{R_1^2+(x_1+a)^2-2R_1(x_1+a)\cos(\theta-\alpha)}\right] \tag{3-10}$$

可以证明静电极与筒间的电位差为：

$$U=\frac{\tau}{2\pi\varepsilon_0}\frac{\ln(x_1+a)(x_2+a)}{R_1R_2} \tag{3-11}$$

将(3-11)式写成下列形式：

$$\frac{\tau}{2\pi\varepsilon_0}=\frac{U}{\frac{\ln(x_1+a)(x_2+a)}{R_1R_2}} \tag{3-12}$$

将(3-12)式代入(3-10)式，则可求得静电极电场 E_s 为：

$$E_s=\frac{U}{\frac{\ln(x_1+a)(x_2+a)}{R_1R_2}}\left[\frac{R_1-(x_1-a)\cos(\theta-\alpha)}{R_1^2+(x_1-a)^2-2R_1(x_1-a)\cos(\theta-\alpha)}\right.$$

$$\left.-\frac{R_1-(x_1+a)\cos(\theta-\alpha)}{R_1^2+(x_1+a)^2-2R_1(x_1+a)\cos(\theta-\alpha)}\right] \tag{3-13}$$

以上是计算一根静电极场强的方法。如属多根圆柱形静电极，则可求出每根静电极场强后进行矢量迭加即可。

2. 1 根电晕极时筒面上的场强计算

如图 3-17 所示，电晕极 O_2' 在 M 点所产生的场强 E_2，也可按上述求静电极的方法而求得 E_c：

$$E_c=\frac{U}{\ln\dfrac{(x_1'+a')(x_2'+a')}{R_1R_2'}}\times\left[\frac{R_1-(x_1'-a')\cos(\theta'-\alpha')}{R_1^2+(x_1'-a')-2R_1(x_1'-a')\cos(\theta'-\alpha')}-\frac{R_1-(x_1'+a')\cos(\theta'-\alpha')}{R_1^2+(x_1'+a')^2-2R_1(x_1'+a')\cos(\theta'-\alpha')}\right] \tag{3-14}$$

场强 E_c 的方向垂直于筒面。

多根电晕极在筒面上的场强，可将单根电晕极场强迭加求得。

3. 1 根电晕极及 1 根静电极的场强计算

图 3-18 是电晕极在筒面上的场强图，用以计算 1 根电晕极在 M 点的场强 E_c 和 1 根静电极在 M 点的场强 E_s。将两者的矢量相加，即得：

$$\boldsymbol{E}=\boldsymbol{E}_c+\boldsymbol{E}_s \tag{3-15}$$

【例题 3-1】计算 250 mm×200 mm（直径×长度）筒式电选机筒面上某一点的电场强度。

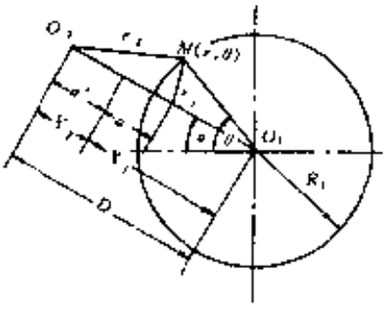


图 3-17　电轴法计算电晕极在筒面上的场强图

已知条件：电晕极安装在圆筒横截面的第 1 象限内，其中心线与圆筒中心轴线的交角为 20°，电晕极的外径 Φ=0. 2 mm，与筒面的距离（极距）为 38 mm。静电极的外径 Φ'=30 mm，与筒面的距离（极距）为 13 mm。电位 U=17. 5 kV。

现计算筒面上一 M 点的电场强度，计算公式中所用符号含义均同前，如图 3-18 所示。

第 1 步：先计算电晕电场强度 E_c。

已知 R_1=0. 125 m；$R_2'=1\times10^{-4}$m；x_1'=0. 123 m；x_2'=0. 03 m；a'=0. 03 m；α'=20°；θ'=50°。

代入式(3-14)得：

$$E_c=303.28\ \text{kV/m}=3.03\ \text{kV/cm}$$

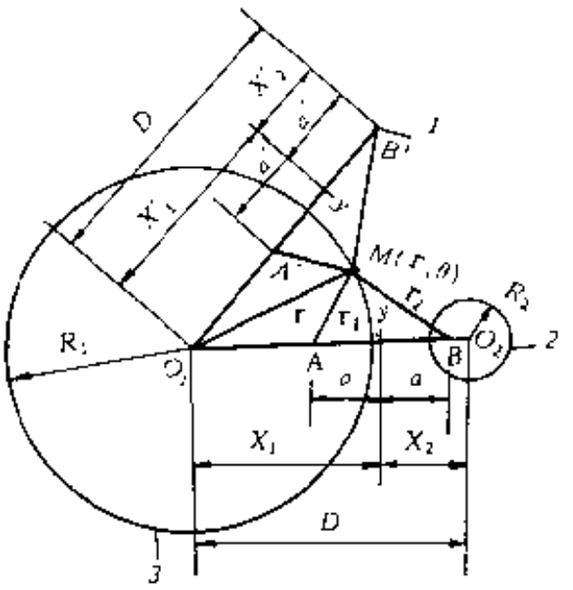


图 3-18 电轴法计算 1 根电晕极和 1 根静电极在筒面上的场强图

1—电晕极；2—静电极；3—圆筒(接地极)。

第 2 步：计算静电场强度 E_s。

已知 $R_1=0.125\,\mathrm{m}$；$R_2=0.015\,\mathrm{m}$；$x_1=0.127\,\mathrm{m}$；$x_2=0.026\,\mathrm{m}$；$a=0.02\,\mathrm{m}$；$\alpha=60°$；$\theta=50°$；$U=17.5\,\mathrm{kV}$。

将这些数值代入式(3-13)得：

$$E_s=244.32\,\mathrm{kV/m}=2.44\,\mathrm{kV/cm}$$

在 M 点的电场强度为电晕电场与静电场强度之和，即：

$$E=E_c+E_s$$

$$=3.03+2.44=5.47\ (\mathrm{kV/cm})$$

实测出的电场强度为 5.6 kV/cm。说明计算值与实测值相近。

六、电晕电流的确定

电晕电流的大小与极距和电晕极直径有关。电压一定时，极距愈小，电晕电流愈大；反之，在一定极距下，电压愈高，电晕电流愈大，分布范围也愈宽；当电压及极距一定时，电晕极的直径愈小，电晕电流愈大。其关系式为：

$$I \propto \frac{V}{ld} \tag{3-16}$$

式中：I 为筒面上的电晕电流，mA 或 μA；

V 为电压，V 或 kV；

l 为极距，m 或 mm；

d 为电晕极外径，m 或 mm。

筒式电选机上的电晕电流难以用公式计算，这是因为可变因素太多，除上述因素外，还与圆筒的曲率半径、放电时的空气湿度等因素有关。电流分布一般是通过实测得出。

1. 单根电晕极在筒面上的电流分布

图 3-19 为在电压相同而极距不同时的电晕电流分布。

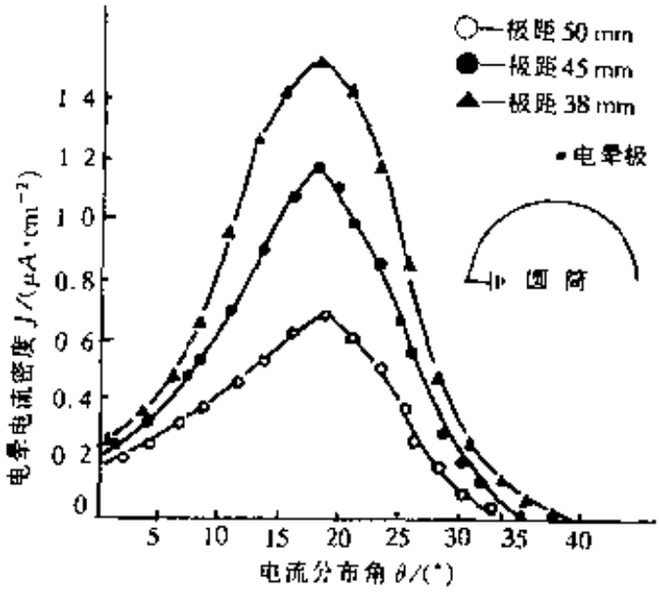


图 3-19　电压相同极距不同时电晕电流分布图

由图 3-19 可见，电晕电流为正态分布，极距愈小，电流愈大，反之则愈小。

图 3-20 反映了在一定的极距下，不同电压时的电流分布。可见，电压越高，电流越大，也属于正态分布。

2. 单根电晕极与 1 根静电极配合时的电流分布

这种组合形式除了上述总的规律外，还增加了静电极这一重

要影响因素，其中又有2种组合形式：一种是电晕极在前，静电极在后；另一种是电晕极在下，静电极在电晕极之上，如美国、澳大利亚等国长期使用的Carpco电极就是属于此种。第1种组合形式测出的电流分布曲线如图3-21所示。

从图3-21可以看出，静电极离电晕极越近，其屏蔽作用越大，使电流的分布范围缩小；距离越远，影响越小。

图3-22为美国Carpco电极组合形式的电晕电流分布，电晕极正好在静电极之下，因此，屏蔽作用更大，从而也就限制了电晕电流的分布范围。

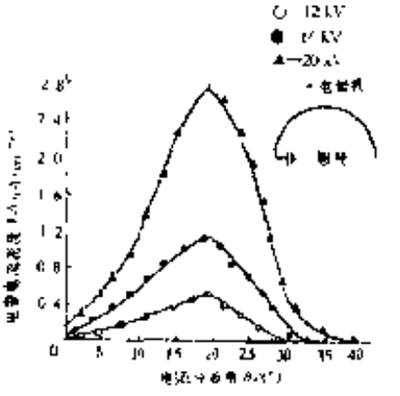


图3-20 单根电晕极在筒面上的电晕电流分布

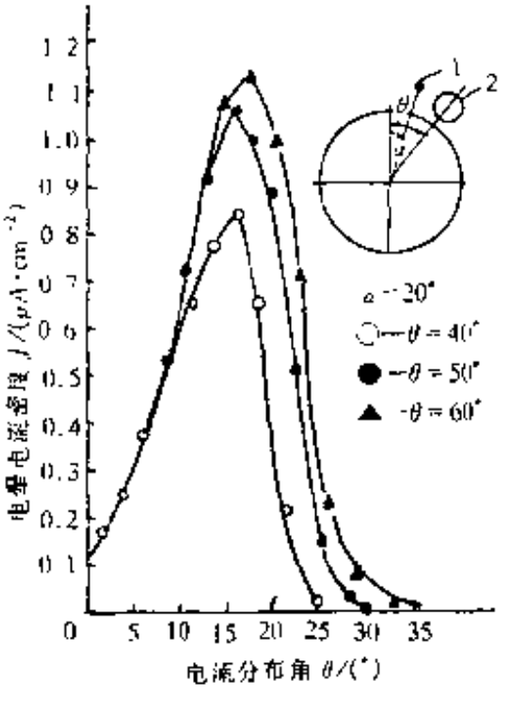


图3-21 电晕极与静电极相对位置不同时电晕电流的分布

1—电晕极；2—静电极。

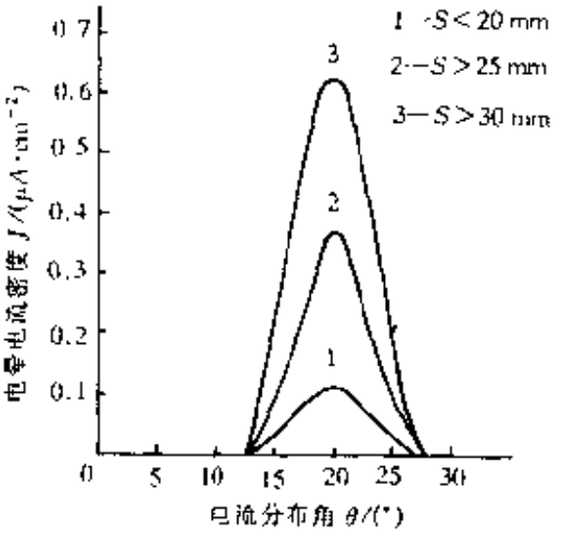


图3-22 Carpco电极电晕电流分布

图中 s 为电晕极中心与静电极表面的距离。随着 s 的增大，电晕电流也随之增加，当完全与静电极表面接触时，几乎不产生电晕电流。由于静电极的屏蔽作用，电晕电流分布在很窄小的一个区域内，随着静电极外径的加大，电压提高，此种作用尤其突出。

上述测定结果表明，可以通过调节电晕极与静电极间的距离和电压来改变电晕电流的大小和分布范围。

3. 多根电晕极与静电极组合的电晕电流分布

现以 3 根电晕极、1 根静电极与 3 根电晕极这两种电极结构为例予以说明。

由图 3-23 可知，只有 3 根电晕极时，以电晕极为中心，电晕电流的分布有 3 个明显的峰值，且电流也比较大，其中又以第 1 根的电流最大，这对分选是很有利的。在第 2 根电晕极上加上 1 根静电极后，第 2 根电晕极放出的电子减少，电晕电流降低，总的分布并没有发生多大变化。

由于静电极的屏蔽作用，与电晕极的距离越近，屏蔽作用就越大，放出的电子就越少，最终停止放电。如静电极安放在第 1 和第 2 根电晕极之间，结果会导致靠近静电极两边的电晕电流降低，分布范围减小。Carpco 型电极尽管其静电极的位置离电晕极稍远一点，但电晕电流的分布范围很窄，从而导致中矿量较多。

如果是 4～7 根电晕极，其电流分布规律与 3 根电晕极相类似，即以电晕极为中心，有几根电晕极就有几个峰值。此种电极结构有利于粗粒级的分选，但不适于细粒的选别。因为电晕极沿筒面的分布范围很大，电晕极不断地向筒面放出电子，不利于导体从筒面的前方排出，其优点是分选出的导体品位比较高，非导体不断地从电晕极获得电荷，因此不易从前方排出。

4. 电晕电流确定原则

电晕电流的大小直接影响矿粒荷电量的大小。显然，电晕电流大，且在筒面上的分布范围也大，矿粒经过此电晕区的时间也长，则矿粒荷电量也大。矿粒荷电量可用下式确定：

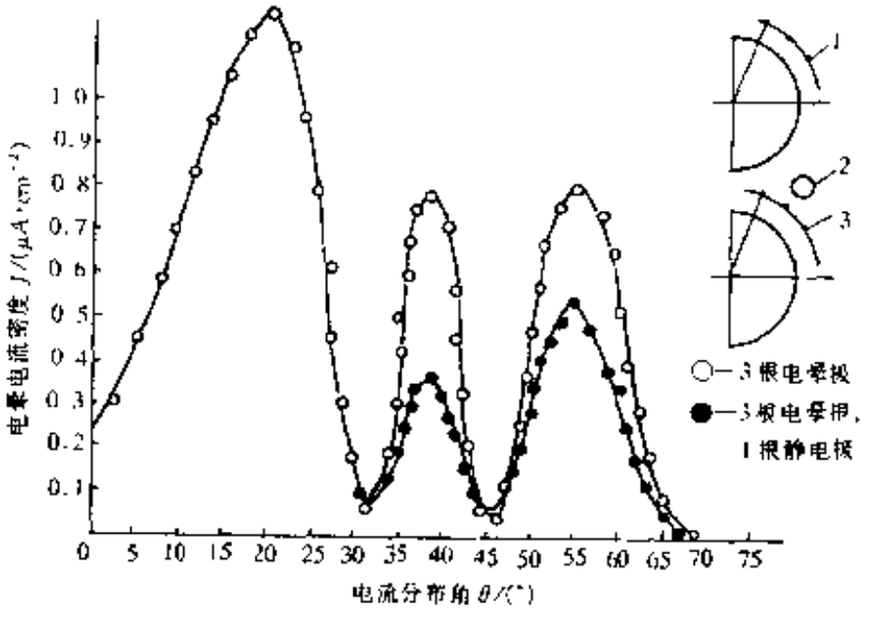


图 3-23 3 根电晕极与 1 根静电极以及 3 根电晕极的电晕电流分布对比图

1，3—电晕极；2—静电极。

$$Q_{max}=\left(1+2\frac{\varepsilon-1}{\varepsilon+2}\right)Er^2 \tag{3-17}$$

式中：Q_{max}为矿粒最大荷电量；

ε 为矿物介电常数；

E 为电场强度；

r 为矿粒半径。

根据前苏联研究出的结果，矿粒在电晕场中达到最大荷电量 Q_{max}所需的时间如表 3-1 所示。

表 3-1 矿粒在电晕场中荷电时间与达到极大值的关系

矿粒荷电时间/s	达到 Q_{max} 的百分数/%	矿粒荷电时间/s	达到 Q_{max} 的百分数/%
1×10^{-3}	9.1	1×10^{-1}	91.0
5×10^{-3}	33.3	5×10^{-1}	98.0
1×10^{-2}	50.0	1	99.0
5×10^{-2}	84.0		

由表 3-1 可知，让矿粒达到 50%～60%Q_{max}所需时间仅约为 1/100s，实际分选时，粗粒的荷电时间大体与此相近；细粒荷电时间较短，最大荷电量 Q_{max}也很小。

七、高压电源的选择

高压电源的选择取决于电选机所需要的直流电压及电流的大小，多筒共用 1 个电源时，电流随筒数成倍增加。电晕极根数多，电晕电流也相应地增加。实际分选时，不论安装几根电晕极，在干燥空气中，所需电流并不很大，单筒只有 3 mA，3 筒也只有 10～12 mA。电选本身电压高，总耗电量很低，但在实际分选时，经常会发生火花放电，此时电流会突然增大几倍乃至 10 倍以上。因此，选用高压变压器时要留有较多的余地。现国内生产的 60 kV，50 mA 全波整流的高压直流电源完全可以满足各种筒式电选机的要求。

四管桥式硅堆全波整流高压变压器的简单线路如图 3—24(a)所示。实验室型电选机的高压电源也有用半波硅整流的，如图 3-24(b)所示。

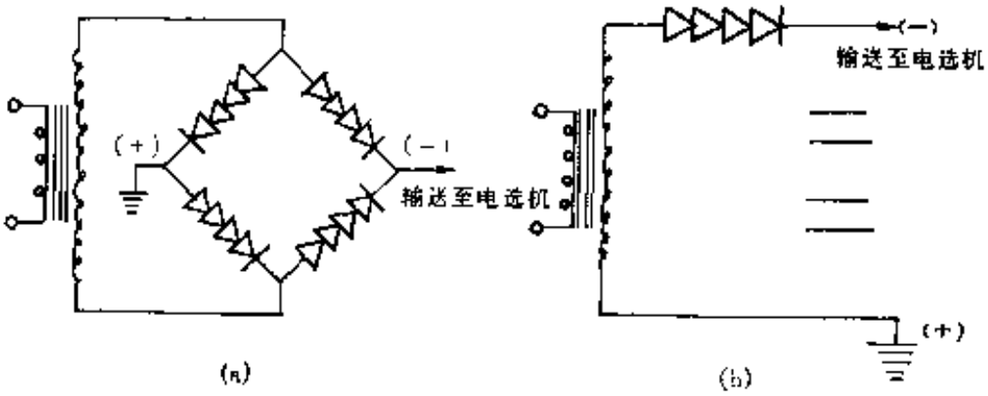


图 3-24　全波及半波整流线路简图

(a)—桥式全波整流；(b)—半波整流。

选择高压电源要求电压及电流稳定可靠，我国及世界上多数国家都采用负电输出，实际上使用正电者很少，只有美国及澳大利亚采用的高压电源既可用负电又可用正电。

第 3 节 其他类型电选机的设计

除上述筒式电选机外，目前世界上比较流行且效果比较好的有板式电选机、筛板式电选机及自由落下式(Free-Fall Type)电选机。

一、板式和筛板式电选机

这两种电选机最初由澳大利亚研制成功，现由矿物矿床公司(Mineral Deposit Cooperation)垄断制造，主要针对澳大利亚海滨砂矿的精选而设计的。这种类型的设备对粗粒和中粒(>0.1 mm)的分选是有效的，而对小于 0.1 mm 的细粒以及原生脉矿的分选则难以适应。其最大的优点是利用了物料的自流，从上至下实行多次分选，分出导体及非导体 2 种产品后可进入下一段再选。

1. 分选原理及过程

图 3-25 为板式和筛板式电选机分选原理简图。

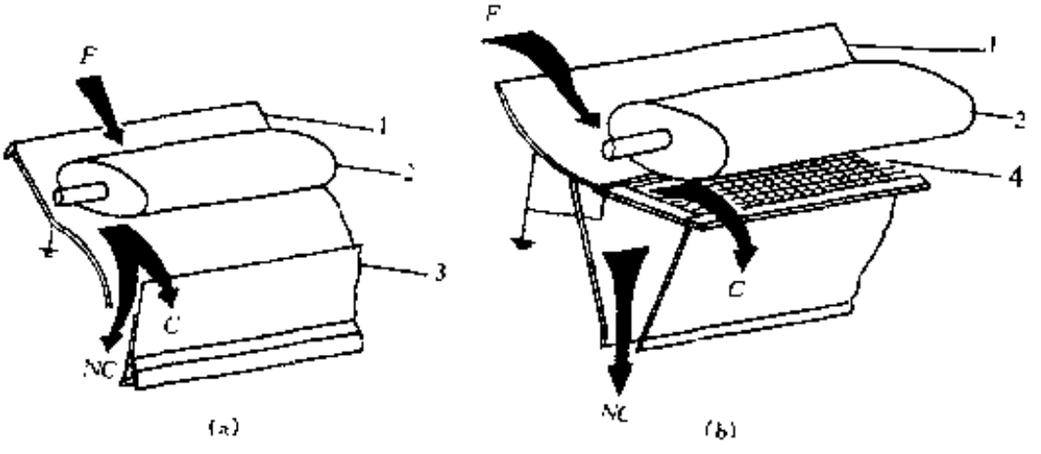


图 3-25 板式及筛板式电选机分选原理图

(a)—板式；(b)—筛板式。

1—给矿板；2—电极；3—分矿板；4—筛板。

所谓板式是指接地极为一溜板，由钢板、铝板或不锈钢板压制而成，有一定的向下弯曲弧度。带电极则为椭圆形，用铝板加工而成，通以高压负电，平时固定不动，根据分选不同物料和对产品的要求不同，可以适当调节其上下和前后的位置。溜板的倾斜角度也可因处理物料粒度不同而适当调整。分矿板安在溜板之下端，通过调节其位置可以调整导体与非导体的产率。

筛板式不同于板式的主要之处在于溜板的下半部改用筛板，有用筛网者，也有用钢板或铝板上钻孔者，目的是对应于椭圆形电极而产生不均匀性更大的电场，有利于导体的分出，小于筛孔的部分还可溜到下一段再选。筛孔一般为 0.2～1 mm。

当分选物料经给矿斗落到溜板而流经椭圆电极作用区域时，导体矿粒受到高压静电极的感应，随即带上与电极符号相反的正电荷吸向电极，利用矿粒的重力及在溜板上的惯性滑动力作用，从溜板的最前方排出；非导体矿粒则因其导电性很差，只受到极化，在惯性力及重力的作用下，在溜板之末端排出，从而可将物料分为导体与非导体两种产品。第 1 段分出的导体与非导体也可进行再精选或扫选。本机的特点，一是采用纯粹的高压静电极而没有采用电晕极；二是采用椭圆形电极和充分利用矿粒自流及惯性力，不需要任何传动部件；三是处理量大，且分选粗粒物料比圆筒式优越，因为不涉及像筒式电选机那样产生离心力的影响。其最大的弱点是不能分选小于 0.1 mm 的物料。

2. 电　极

电极包括椭圆形电极和溜板或筛板(接地)电极。

1) 椭圆形高压静电极

椭圆电极的关键是椭圆形的尺寸。一般工业型板式及筛板式的椭圆尺寸 b/a 为 2.5～2.6。其作用是产生非均匀电场并有利于导体矿粒的排出，即能沿长轴方向有更多的机会吸向电极；反之，如采用圆形电极，则矿粒经过静电场区域很短，被感应吸出的机会大大减少。

静电极的长度，取决于要求的处理量，溜板愈宽及椭圆长轴愈长，则台时的处理量愈大。整个椭圆表面要求平整光滑，否则会对周围尤其是对溜板放电，影响分选效果。

椭圆电极的位置应能任意调节。美国、澳大利亚生产的板式及筛板式电选机均采用塑料支架，中间做成槽形，从而可以上下、前后调节电极位置。

在椭圆电极与溜板之间产生的非均匀电场，对导体矿粒产生吸引力，其大小取决于电场强度和梯度；场强越高，梯度越大，对导体矿粒的吸引力也越大。图 3-26 为导体与非导体矿粒运动轨迹图。

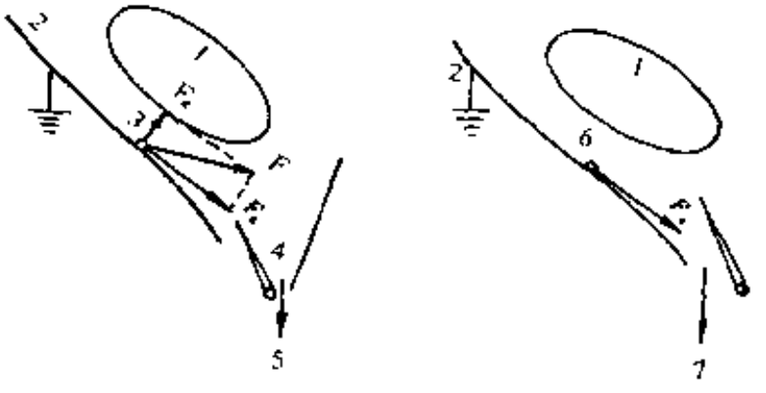


图 3-26 导体与非导体矿粒运动轨迹图

1—椭圆形电极；2—溜板；3—导体矿粒；4—隔板；5—导体矿物；6，7—非导体矿物。

矿粒由给矿斗流出后，一直沿着溜板向下流动，导体受到高压静电极向上的吸引力 F_e 和由重力产生的向下滑动力 F_g 的作用，两者合力 F 导致它脱离溜板，落到隔板的右方，成为导体产品；非导体矿粒则只受到向下的滑动力作用，不被静电极吸引，落到隔板左方，成为非导体产品。

2）板极及筛板极

板极及筛板极代表接地极，用不锈钢板做成，前段倾斜角度较大，靠椭圆形电极段则稍为平缓，面筛板式电选机，其角度更小。处理量取决于椭圆形电极长度和溜板的宽度。

3. 分选流程

2种形式电选机的分选流程如图3-27所示。

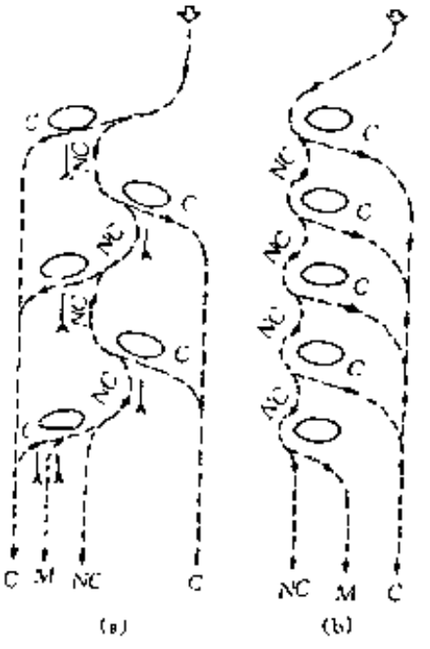


图3-27　板式及筛板式电选机分选流程
(a)—板式；(b)—筛板式；
C—导体；NC—非导体；M—中间产品。

二、自由落下式电选机

此种电选机的特点是矿粒进入电选机前，必须通过摩擦或碰撞先荷电，且电荷能保持而不传走。由于导体矿粒荷电后易传走，因而此种电选机只适用于不同介电常数的非导体矿物的分选，而不适于导体矿物的分选。

对于非导体矿粒，通过接触、摩擦、碰撞所获得的表面电荷密度值必须大于$26.6\times10^{-6}C/m^2$，否则此电荷难以维持。如果两种非导体矿物的介电常数差比较大，则可实行有效分选。可用下式予以判定：

$$(\varepsilon_1-\varepsilon_2)\times15\times10^{-6}>26.6\times10^{-6}$$

式中：ε_1为甲矿物的介电常数；

ε_2为乙矿物的介电常数。

15×10^{-6}为表面电荷密度；

26.6×10^{-6}为最低表面电荷密度。

现以磷灰石、石英分选为例，磷灰石的介电常数为7.4～10.5，石英为4.2～5.6，两者之差比较大，因而可以将它们分选。

通过磷灰石与石英颗粒的互相接触摩擦后，磷灰石的介电常数大，能位高，容易失去电子而带正电；石英则相反，能位低，只能获得电子而带负电，两者之电荷又能保持，从而可进入高压电场中进行分选。

分选时，物料要先加温到30～110℃。

设计此种电选机时，关键是考虑两电极间的横向距离及垂直距离的大小，其次是振动给矿槽的长度及材料。

1. 两板极间横向距离的理论计算

图 3-28 为自由落下式电选机简图。

给入电选机的矿粒，受到电吸力 F_c 的作用，同时又受到重力 F_g 的作用，从而有以下方程成立：

$$F_c = QE = m\frac{d^2x}{dt^2} \qquad (3\text{-}18)$$

$$F_g = mg = -m\frac{d^2y}{dt^2} \qquad (3\text{-}19)$$

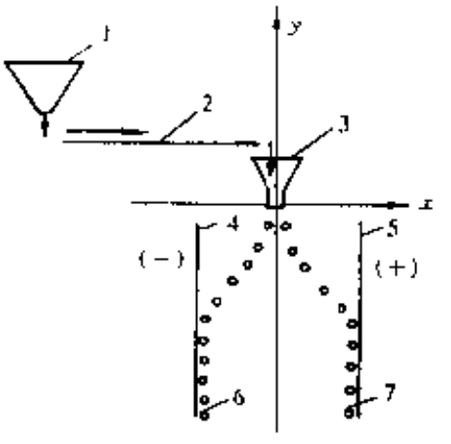


图 3-28　自由落下式电选机

1—给矿斗；2—振动给矿槽；3—给料器(绝缘材质制成)；4—高压负电极；5—高压正电极；6—磷灰石；7—石英。

式中：$Q=\varepsilon\sigma_s$；

E 为电场强度，V/m；

Q 为颗粒上的电荷；

σ_s 为颗粒上的表面电荷密度，C/m^2；

m 为颗粒质量，kg；

g 为重力加速度，$9.8\ m/s^2$；

ε 为介电常数。

由于矿粒初速度为零，因受电力作用而产生沿 x 轴的偏移，偏移距离为：

$$x = \frac{1}{2}\frac{QE}{m}t^2 \qquad (3\text{-}20)$$

矿粒垂直位移为：

$$y = -\frac{1}{2}gt^2 \qquad (3\text{-}21)$$

假如被分选物料的矿粒单位质量的电荷为：

$$Q/m = 9\times10^{-6}\ C/kg \qquad (3\text{-}22)$$

自由落下式电选机的电场强度 E 一般为：

$$E = 4\times10^5\ V/m \qquad (3\text{-}23)$$

将式(3-22)及(3-23)代入式(3-20)，可求得：

$$x=\frac{1}{2}\times 9\times 10^{-6}\times 4\times 10^{5}t^{2}=1.8t^{2} \tag{3-24}$$

从式(3-21)得 $t=\sqrt{\frac{2y}{g}}$。　(3-25)

根据实验和测定结果，分选高度 y 以 0.5 m 最好。故：

$$t\approx(0.1)^{\frac{1}{2}} \tag{3-26}$$

将 t 值代入(3-24)，得：

$$x=1.8t^{2}=0.18\,(\mathrm{m}) \tag{3-27}$$

将式(3-26)代入式(3-21)得：

$$y=\frac{1}{2}\times 9.8\times 0.1=0.49(\mathrm{m})$$

从上述计算结果可知，此种电选机的两静电极的距离应为 36 cm，电极的高度 0.49 m。

2. *给矿槽*

设计给矿槽时，主要是如何选取材料和长度。现采用的材料大都为不锈钢板；而采用的长度能保证矿物有经过碰撞、摩擦后产生符合要求的电荷，通常为 0.4～0.5 m。

第 4 章 浮选设备的设计原理

第 1 节 概 述

一、浮选过程与浮选设备

浮游选矿（简称浮选）是将矿物颗粒按其表面疏水性强弱而分离的方法。在矿浆中添加少量药剂，可改变矿物表面疏水性，因此，这种工艺的实用性很强，用途很广。不但广泛用于有色金属矿石、黑色金属矿石和煤炭的分选，而且用于化工、建材、环保等部门。

为了提高生产能力和降低成本，选矿先驱者在 100 多年前就提出利用气泡作为疏水矿粒运载工具的浮选方法。在矿浆中人为地生成气泡，矿粒与气泡碰撞时疏水性矿粒粘附在气泡上，升浮到矿浆面上形成泡沫层，亲水性矿粒则残留在矿浆中。泡沫层中气泡不断破裂又不断地生成，上层泡沫用刮板排出。大量的细小（以直径 0.5～1 mm 为主）气泡所提供的气—液界面的面积是巨大的，这种方法的生产率极高。不过，气泡粘附的矿粒粒度上限与矿粒的密度有关，就硫化矿而言，一般为 0.3 mm，故给矿需经磨矿。

自 1924 年发明黄药以来，浮选药剂和工艺取得了极大的进步，泡沫浮选已成为最重要的选矿方法。

习惯上，“浮选”专指泡沫浮选。“浮选机”专指泡沫浮选设备。为了避免空气氧化作用以及保证矿粒在药剂作用后才与气泡接触，药剂通常添加在不充气的搅拌桶中，必要时也可以在磨矿机和浮选机中添加少量药剂。

本章仅讨论浮选机的设计，不专门涉及搅拌桶的设计。然而，两者在设计时均应使矿粒呈悬浮状态。本章部分内容亦可供设计搅拌桶时参考。

二、浮选机发展历史

泡沫浮选的特点是，矿粒的分选和富集是在复杂的三相运动过程中实现的。分选对象（矿粒，固相）及疏水矿粒的运载工具（气泡，气相）在水（液相）中悬浮、弥散并相互作用，最终形成泡沫层并排出精矿。因此，浮选机的主要作用是：产生气泡；使矿粒和气泡良好地分散并互相接触，形成稳定的泡沫层。液面的波动与旋转会影响泡沫层的稳定性。泡沫层处于动态平衡之中，气泡不断破灭，又不断地有新鲜的矿化气泡补充进来。气泡之间夹带的水和亲水矿粒在气泡破裂时下泄，导致愈接近泡沫层表面，疏水矿粒含量愈高。泡沫层愈厚、愈稳定，刮出的精矿质量愈好。研究结果表明，微细的矿泥无选择性地随着水混入泡沫层，因此，泡沫精矿含水量与品位成反比例关系。泡沫层中发生的这种脱水、除杂作用，习惯上称为“二次富集”作用。浮选机的工艺性能由充气量、悬浮能力和泡沫层（液面）稳定性来衡量。满足了上述要求后，再考虑节电、节约基建投资。浮选机的改造更新是以此要求为依据的。

最早出现的浮选机是借助于工业盐酸与碳酸盐矿物发生化学反应生成 CO_2 气泡。此后，则用压缩空气吹入矿浆中产生气泡。两者都是依靠气泡浮升时的扰动使矿浆悬浮，无搅拌装置。随着高级浮选药剂的出现，20 世纪 20 年代出现了机械搅拌浮选机。该机利用转动的机械部件，既搅拌矿浆促使其呈悬游状态，同时又吸入空气并分散成气泡。在众多的发明中最受用户欢迎的有两种：法格古伦型（Fagergren）和法连瓦尔德型（Farenwald）。前者采用由圆棒组成的笼形转子—定子，垂直安装，转子上端吸入空气，下端吸入槽内矿浆，周边排出浆气混合物；后者采用离心式叶轮和

笼形叶片盖板，空气及槽内和槽外矿浆均由上方吸入叶轮，周边排出浆气混合物。在中小型浮选厂中，这两种浮选机目前仍在世界各国使用。

目前，法连瓦尔德浮选机在美国的商品名称是丹佛 Sub A (Denver Sub A，后面两个字的意义是“自吸气”)，前苏联选矿研究设计院仿造的产品称米哈诺布尔 A 型 (Механобр A)，改进后称 ФМ 型。我国生产的称为 A 型或 XJ 型和 XJK 型 (X——“选”，浮选机；J——“机”，机械搅拌式；K——“矿”，矿用)，最大槽容为 5.8 m^3。但是，5.8 m^3 的 XJ 浮选机的搅拌能力及充气量均不能满足生产需要，因此实际常用的最大槽容为 2.8 m^3。

到了 20 世纪 60 年代，矿产资源供不应求，入选矿石品位下降，选矿厂规模扩大；另一方面，劳动工资在成本中所占比重迅速上升，而各种在线检测仪器（浓度计、pH 计、粒度分析仪、X 一荧光分析仪等）均已达到工业应用的要求，选矿厂实现自动化不但技术上可行，而且经济上合理。在这种形势下，要求浮选机大型化（节省检测仪器和执行机构的数量，节省厂地）、经久耐用（延长磨损件寿命）和易于自动调整泡沫产品产率（提高工艺指标）。在生产推动下，世界各国掀起了研究浮选机的热潮。

美国丹佛（Denver）公司对传统的丹佛 Sub A 浮选机作了重大改进。将自吸空气（自吸式）改为鼓风机供气（压气式），以利于通过改变充气量迅速地调整泡沫刮出量，并且在保证足够的充气量的情况下降低叶轮转速，节省动力消耗；将通过叶轮盖板孔的槽内矿浆循环路线改为通过锥形斗的循环路线，以避免较粗的矿粒进入叶轮，降低磨耗，延长叶轮和盖板的寿命；将自吸槽外矿浆（包括原矿和返回的泡沫产品）改为用长轴泡沫泵输送。这样，机械性能大为改善，最大槽容由 2.8 m^3 扩大到 36 m^3。

美国维姆科（Wemco）公司对法格古伦浮选机进行改造，设计出 Wemco 转子—定子系统，使最大槽容从 1.73 m^3 扩大到 85 m^3。维姆科浮选机保留了法格古伦浮选机的优点：充气量可调

范围大，单位容积处理量大，功率消耗低，自吸气。

与此同时，美国 1932 年发明的阿基泰尔（Agitair）棒型叶轮压气式浮选机经过叶轮改造，最大槽容已达 28.3 m^3；芬兰奥托昆普（Outokump）公司研制成功半椭球状叶轮压气式浮选机，称 OK 浮选机，最大槽容为 42.5 m^3。

目前，上述 4 种浮洗机已在世界各国广泛采用。工业发达国家还研制出一批各具特色的浮选机（见表 4-1）。

自 1970 年以来，我国北京矿冶研究总院、北京有色冶金设计研究总院、长沙有色冶金设计研究院、中南大学、沈阳选矿机械研究所、唐山煤炭科学研究院等单位也开展了一系列研究，设计、制造了多种新型浮选机并投入生产使用。

表 4-1　浮选机大型化的进程

型　号	时间				
	1965 年	1970 年	1975 年	1980 年	1983 年
	单槽容积/m^3				
Denver DR	2.8（Sub A）	8.5	17.6	36.0	36.0
Agitair	2.83	7.1	11.3	28.3	42.5
Wemco	1.73（Fagergren）	8.5	14.2	28.3	42.5
OK	—	3.0	16.0	38.0	38.0
Maxwell	4.2	19.6	56.6	56.6	56.6
Sala	3.2	3.2	7.9	11.0	11.0

属自吸气式的有：

（1）JJF 型和 XJQ 型（类似维姆科型），最大槽容已达 20 m^3。

（2）SF 型和 SF—JJF 型。SF 型是 XJ 型的发展，具有带后倾式双面叶片的叶轮，其充气量与搅拌能力都远远超过 XJ 型，最大槽容已达 20 m^3。SF—JJF 型是联合机组，用 SF 型做吸浆槽，JJF 型做直流槽，不用泡沫泵，可以水平配置。

（3）XJZ 型，也是联合机组。用 XJ 型做吸浆槽，直流槽则在

XJ 型槽体上用 JJF 型定子—转子机构代替 XJ 型叶轮盖板系统。

(4) HCC 环射式浮选机，它是中南大学矿物工程系专为解决粗粒、高密度矿石浮选而设计的浮选机，可以自吸浆、自吸气、亦可采用鼓风机供气。它的叶轮为锥形，配合稳流板使用，最大槽容为 4 m^3。

(5) XJB 型，亦称棒形浮选机。它的转子为斜棒轮，配合稳流板使用。在吸浆槽中，斜棒轮下方有一同轴的吸浆叶轮，可自吸槽外矿浆、自吸气。该机可处理较粗的给矿，最大槽容为 2 m^3。

(6) XJM—4 型选煤用浮选机，其叶轮为伞状结构，具有 2 层叶片，使煤浆同时从上部和槽底循环，在 2 股循环浆流汇合处吸入空气，充气量大，气泡分布比较均匀。

(7) FXM—8 型，是专为选煤厂设计的。其叶轮的底盘不是水平的，而是与传动主轴斜交，目的在于使叶片形成的通道随半径改变。底盘上下两面均有叶片，常称为“双摆叶轮”。充气的煤浆从叶轮中心向四周流动时，叶片通道周期性地缩小或扩大，在这种情况下，浆气混合物时而加压，时而减压，结果增强了搅拌能力，加大了充气量。还有人认为，加压时一部分空气溶解于水，减压时又以微泡析出。叶轮盖板上方装有导入循环煤浆的倒锥，以加大循环量。

属压气式的有：

(1) CHF—X 型、BS—X 型和 XJC 型（类似丹佛 DR 型），最大槽容已达 16 m^3。

(2) KYE 型和 BS—K 型，最大槽容已达 38 m^3。

在改进和发展机械搅拌式浮选机的同时，20 世纪 60 年代加拿大首先研制了没有搅拌机械的浮选柱。柱体断面为圆形或矩形（接近正方形），高度为 6～7 m 或更高。浮选柱具有容积大、结构简单、泡沫层厚（达 500 mm）等优点，因而精矿质量好，受到选矿工作者的重视。但是，由于出现充气器堵塞等问题，一度停止使用。后来，由于采用波形板充填物、多孔介质微泡发生器等，重

新掀起了研究和使用浮选柱的高潮。

此外，随着泡沫浮选应用范围的扩大，出现了各种专用浮选机，如沉淀浮选和离子浮选用的浮选机、纸浆浮选机、处理粒度超过气泡粘附粒度上限的粗粒浮选机（泡沫分选器）等。

总之，最近 30 年是浮选机研究最活跃的时期。大型化是浮选机发展的大趋势(见表1-1)，新型耐磨材料如聚氨酯弹性体的应用极大地延长了磨损件及槽体的寿命，浮选过程的计算机控制已经实现。我国现有的大约 1 万台 XJ 型浮选机亟待更新、改造。

三、浮选机分类

按机械设计的特点，可将浮选机分为两大类：机械搅拌式和无搅拌器式。后者实质上是空气搅拌式。按照充气方式、给矿给入方式或泡沫产品返回方式和气泡生成特点又可进一步分类。国内外常用浮选机分类见表 4-2。

表 4-2　浮选机分类

类别	充气方式	给矿方式	转子—定子或充气器特征	浮选机型号及产地
机械搅拌式	自吸	自吸	单面叶轮—盖板	丹佛 Sub A（美国）、φM（旧称 A 型，前苏联）、XJ（即 XJK，中国）、FF（日本）、维达格 WRK*（Wedag WRK，德国）
			双面叶轮—盖板	BS（中国）
			单摆叶轮—盖板	洪堡特（Humboldt，德国）
			锥形叶轮—稳流板	HCC 环射式（中国）
			斜棒轮—稳流板	XJB（中国）
			泵轮—盖板	XJM*（中国）、φM—2.5*（前苏联）、米涅迈（Minemet，法国）
		泵送	单面叶轮—盖板	V—flow（日本）

续上表

类别	充气方式	给矿方式	转子--定子或充气器特征	浮选机型号及产地
机械搅拌式	自吸	自流或泵送	双摆叶轮—盖板	洪堡特（Humbodt 后期产品，德国）、FXM—8（中国）
			圆棒笼--圆棒笼	法格古伦（Fagergren，美国）
			星形轮—带孔圆筒	维姆科 1+1（美国），JJF、XJQ（中国）
			双叶轮—盖板	布思（Booth，美国）、丹佛 M（美国）、МФУ*（前苏联）
			斜棒轮—稳流板	瓦尔曼（Warman，澳大利亚）、XJB（中国）
	压气	自流或泵送	单面叶轮—盖板	丹佛 DR（美国），CHF—X、BS—X XJC（中国），波立顿 BFP（Boliden BFP，现称 Sala AS，瑞典）、波立顿 FR（瑞典）
			棒轮—稳流片	阿基泰尔（美国）
			交叉棒轮，无定子	米涅迈 BCS（法国）
			星轮—稳流片	埃克（Aker，挪威）
			半椭球叶轮—稳流片	OK（芬兰），道尔·奥利弗（Dorr—Oliver，美国），KYF、BS—K（中国）、ФПМ—6.3M（前苏联）
			涡轮—稳流器	马克斯威尔（Maxwell，加拿大）
空气式	空气压入式	单纯压入	多孔介质	卡洛（Callow，美国），浮选柱（加拿大、中国）
			气水喷嘴	阿巴基特（Апатит，前苏联）
			室外管式充气器	ФМПМ—6B*（前苏联）
			气升式	维达格（德国）、浅槽气升式（前苏联）

续上表

类别	充气方式			给矿方式	转子—定子或充气器特征	浮选机型号及产地
空气式	空气析出式	真空式		自流或泵送		科彼*（Copper，英国）
		加压矿浆析气式	吸气式	自吸	离心泵—喷射器	Φ3—4*、Φ3—6*、Φ3—10*（前苏联）、旋涡浮选机（日本）
			压气式	自吸或泵送	用气升管或泵造成压力剧变	气升离心式*（前苏联）、达夫克拉（Davcra，澳大利亚）、H & P 旋流式*（H & P Cyclocell，美国）、维达格气升旋流式*（德国）、洪堡特旋流式*（德国）、XPM 喷射旋流式（中国）

* 专用于选煤的浮选机。

需说明的是，尽管表 4-2 列举了数十种型号的各国产品，但其中有很大一部分在结构上是大同小异的。本书重点介绍国产浮选机、论述它们的设计，未涉及者可参阅有关文献。

第 2 节　机械搅拌浮选机的构造与工作原理

泡沫浮选过程可划分为下列各子过程：

（1）悬浮矿粒与浮选药剂作用，使目的矿物表面疏水化，非目的矿物亲水化。

（2）使矿浆处于紊流状态以保证矿粒在槽内均匀地悬浮。

（3）在矿浆中产生气泡，并使之均匀地弥散，且与矿粒良好地接触。

（4）疏水矿粒与气泡碰撞并粘附在气泡上，形成矿化气泡。

（5）矿物气泡连续不断地浮升至液面，形成泡沫层。在泡沫层中气泡不断破裂、脱水，从而脱除了一部分夹杂的亲水性矿粒，

精矿品位提高，即发生“二次富集作用”。

（6）刮出泡沫，得到泡沫精矿。

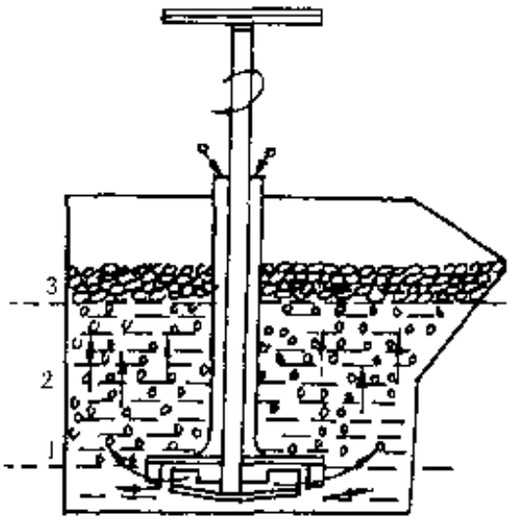


图 4-1 浮选机内各作用区的分布

1—搅拌充气区；2—气泡分离区；3—泡沫层。

上述 6 个子过程中，第 1 个过程主要在加药搅拌槽中完成。然而，它们是连续发生的，由于搅拌槽混合不充分，这 6 个子过程在浮选机内全部存在。

机械搅拌浮选机依靠搅拌机构造成矿浆悬浮和充气，使空气分散成为细小的气泡。搅拌机构置于槽子下部，沿槽体高度从下至上完成上面 6 个过程（见图 4-1）。

XJ 型是我国使用量最大的浮选机，现以它为例来说明机械搅拌浮选机的基本结构（见图 4-2）和机械构造（见图 4-6）。

由图 4-2 可见，XJ 型浮选机的传动主轴及其轴承座、叶轮、盖板、进气管和套筒是联成一体的。这个部件称叶轮体（见图 4-3）。套筒下端铸造成多孔腔形，可接通管路，不接管子时需将孔堵塞，此处称吸浆室。叶轮体是关键部件，其设计与制造质量决定浮选机的机械性能与浮选工艺性能。叶轮（泛称转子）和带翅的盖板（泛称定子）的设计又是决定悬浮能力、空气分散能力（表现为充

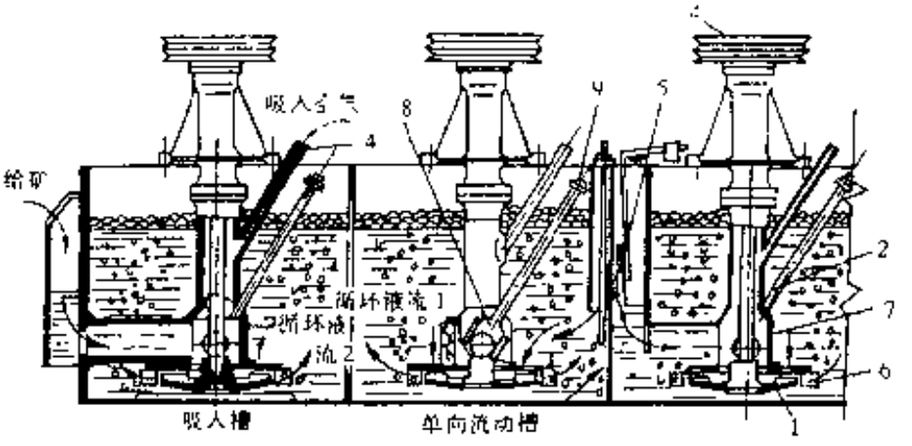


图 4-2　机械搅拌浮选机的基本结构

1 -叶轮；2—主轴；3— 皮带轮；4—吸气管；5—闸门；6—盖板；
7　吸浆室；8—闸板；9—螺旋杆；

气量大小，常用单位为按槽子横断面积计算的空气流量，$m^3/(min \cdot m^2)$，亦即流速、吸浆能力（m^3/min）、动力消耗（$kW \cdot h/m^3$）和液面稳定性的关键。通常将转子与定子的组合体称为转子—定子系统。

XJ 型浮选机的转子—定子系统可看成是漏气、漏浆的立式砂泵，然而，设计者重视的不是出口压头，而是叶轮出口处矿浆流速。叶轮是一个具有直立径向翅板（叶片）的圆盘（见图 4-4）。盖板是具有斜向翅板的多孔圆盘（见图 4-5），翅板朝下，罩在叶轮上，两者之间的轴向间隙为 5～8 mm，径向间隙为 6mm。叶轮旋转时，离心力将叶轮里面的矿浆甩出，在吸浆室与套筒中造成负压，大气从进气管经套筒和吸浆室进入叶轮，槽外矿浆（给矿、中矿或其他浮选机排出的泡沫）也经管道和吸浆室进入叶轮，槽内矿浆则通过盖板上的一些圆孔进入叶轮叶片，浆气在叶轮中良好地混合，离开叶轮时，形成气泡。应该指出，槽内矿浆还可以通过叶轮的叶片与盖板平面之间的缝隙（轴向间隙）从周边回流到叶轮中，回流矿浆的体积流量明显地影响吸浆室的真空度。因此，

轴向间隙不宜超过规定值。

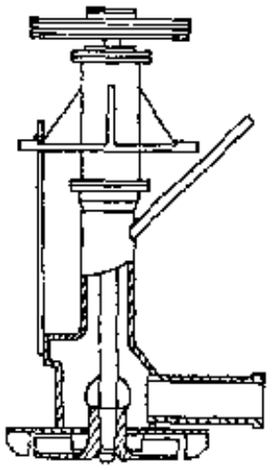


图 4-3 XJ 型浮选机的叶轮体

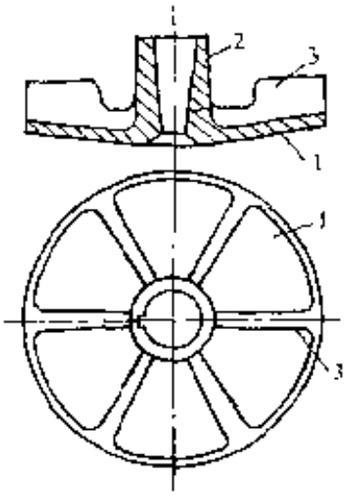


图 4-4 XJ 型浮选机的叶轮

1—皿形底盘；2—轮壳；3—辐射叶片。

盖板上的翅板（叶片）的作用有两点：

（1）阻止叶轮外围的矿浆随着叶轮转动，以保证叶轮出口处矿浆与叶轮叶片末端之相对速度为最大，从而获得最大充气量。

（2）引导被叶轮甩出的浆气混合物沿设计的槽内循环路线均匀地分散到整个槽体内部空间。使浆气混合物的切向速度转变为径向速度和轴向速度以防止矿浆液面的旋转与起伏，避免泡沫层的稳定性受到破坏。为此，还在槽底上固定了一组辐射排列的垂直板，有时甚至在槽体中下部安放大孔格子板。

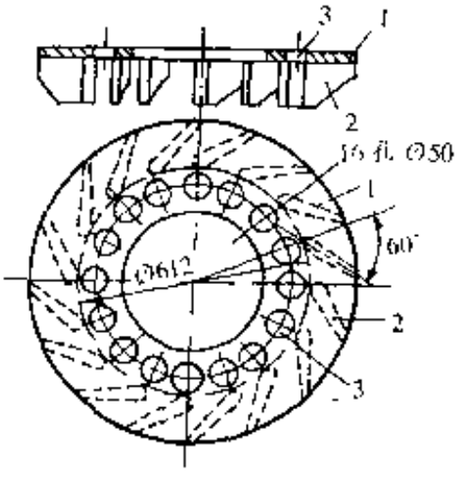


图 4-5 XJ 型浮选机的盖板

1—盖板；2—导向叶片（定子叶片）；3—循环孔。

槽体由钢板焊接而成，断面为正方形。泡沫排出一侧向外倾

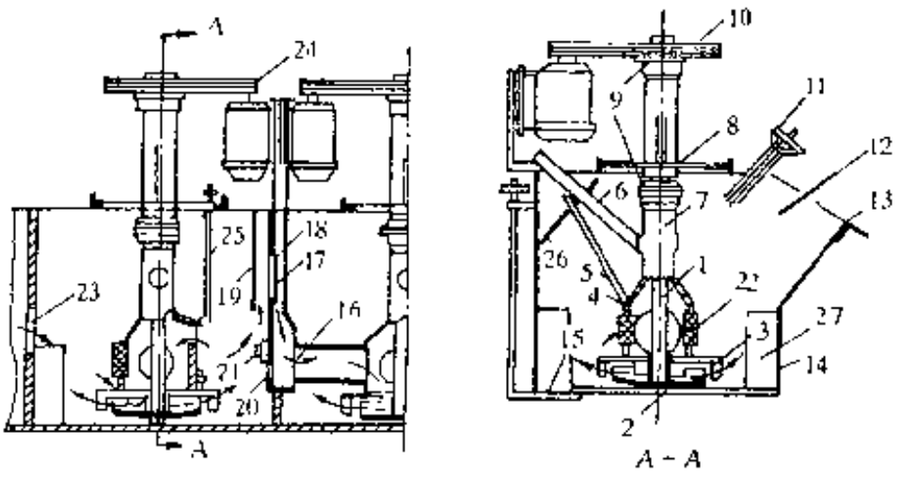


图 4-6　XJ 型浮选机

1—主轴；2—叶轮；3—盖板；4—吸浆室；5—粗砂孔闸门调节丝杆；6—进气管；7—套筒；8—轴承座；9—轴承；10—皮带轮；11—中间室溢流闸板调节手轮及丝杆；12—刮板；13—泡沫溜；14—槽体；15—放矿闸门；16—槽间管道；17—溢流堰；18—溢流闸板；19—隔泡栏；20—粗砂孔；21—粗砂孔闸门；22—槽外管道接人孔（图中绘出的是未使用状态）；23—直流槽的流通口；24—电动机及皮带轮；25—循环孔调节杆；26—反射板；27—阻流片。

斜，另一侧安装 1 块用木板做成的向槽内倾斜的挡板，以利于泡沫排出。每 2 个槽为 1 组，按需要可将数组制成一体。叶轮体、电动机、泡沫刮板均直接安装在槽体上。为调节液面高度，在槽与槽之间可设中间室，矿浆越过中间室的可调堰板经管道流进下一个槽的吸浆室。所以，与中间室相邻的浮选槽的液面高度在理论上是一致的。然面，由于各槽充气量可能不同，矿化气泡负荷数量不同，泡沫层的厚度也就不一致。而 XJ 型浮选机是通过进气管上的蝶阀调节自大气吸人的空气，调节幅度有限，实际上不能用调节空气量的办法来控制泡沫层厚度。此外，在浮选机中添加药剂应该加到中间室中。设计者应考虑到上述情况，设计成使每个槽都可以安装中间室。有中间室的称为“吸浆槽”，无中间室的称

“直流槽”。

在叶轮体（图 4-3）的套筒下端吸浆室四周有 4 个孔。其中 2 个小孔可分别接通槽外管道；1 个大孔用于引入前一槽的槽内矿浆，还有 1 个位置稍高的孔装置了可调闸板，用于引入本槽的槽内矿浆。当叶轮中矿浆流量不足而影响充气量时，可启用闸板。

每个槽中均设有放矿孔，用于停机检修时排放矿浆，在中间室下方靠近槽底的地方设有粗砂孔，便于粗或重的矿粒在槽间移动。

通过对 XJ 型浮选机构造的详细介绍（见图 4-6），可见各种自吸气、自吸浆浮选机的共性。图 4-7 至图 4-11 介绍了我国研制的其他 5 种机械搅拌浮选机的转子—定子系统及其在槽体中的相对位置。机械搅拌浮选机的结构可划分为 3 个部分：转子—定子系统；槽体；辅助装置。

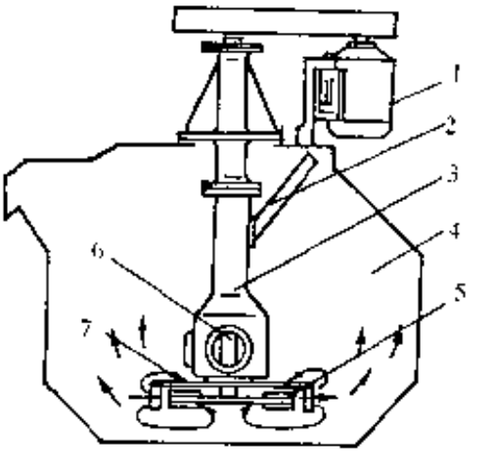


图 4-7 SF 型浮选机结构简图

1—电机；2—吸气管；3—中心筒；4—槽体；5—叶轮；6—主轴；7—盖板。

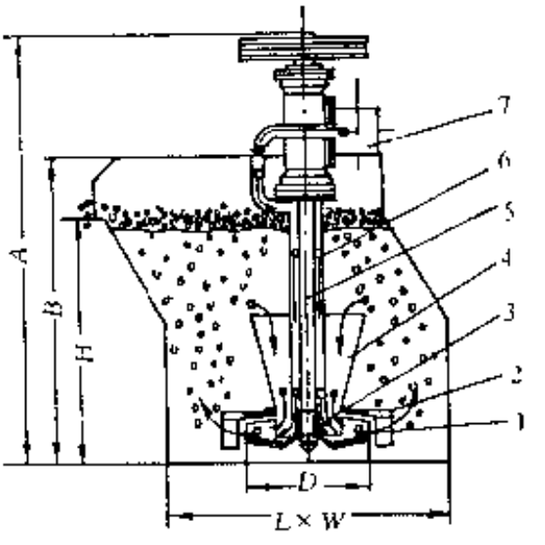


图 4-8 CHF－X，BS—X，XJC 型浮选机结构简图

1—叶轮；2—盖板；3—钟形物；4—循环筒；5—主轴；6—中心筒；7—横梁。

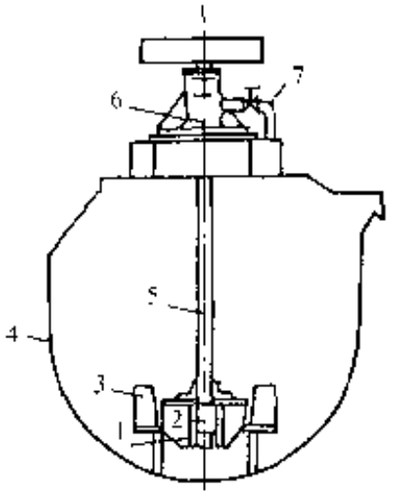


图 4-9　KYF- 16 型浮选机结构简图

1—叶轮；2—空气分配器；3—定子；4—槽体；5—主轴；6—轴承体；7—空气调节阀。

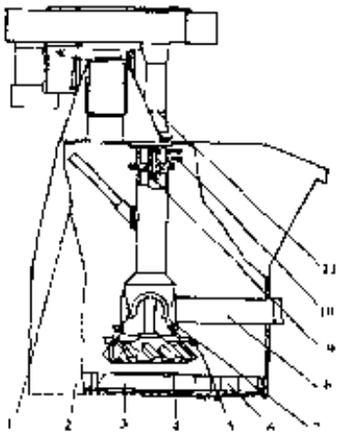


图 4-10　HCC 型浮选机结构简图

1—吸气管；2—槽体；3—导流台；4—叶轮；5—顶盘；6—稳流板；7—进浆室；8—进浆管；9—空心主轴；10—充气口；11—轴承座。

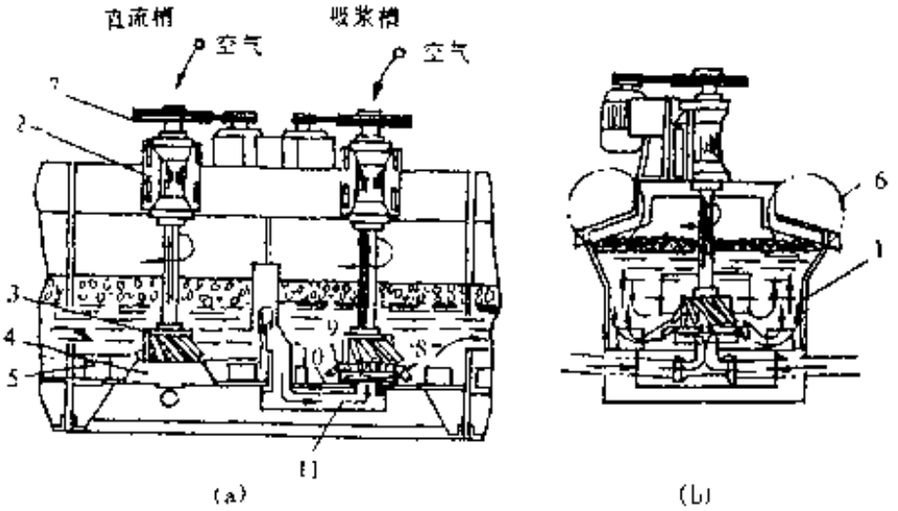


图 4-11　XJB 棒型浮选机（吸浆槽与直流槽）

(a) —正视；(b) —侧视。

1—槽体；2—轴承体；3—斜棒叶轮；4—凸台；5—稳流板；6—刮板；7—传动装置；8—提升叶轮；9—压盖；10—底盖；11—导流管。

第 3 节 紊流结构对浮选微观过程的影响

一、紊流结构

由于在浮选机充气搅拌区雷诺数高达 $1\times10^5\sim1\times10^6$，叶轮将机械能转化为流体动能时必将包含紊流的能量。流体的动能是浮选机吸入矿浆、促使槽内矿浆循环和吸入空气等宏观流体运动的原动力，而紊流能量则是固体悬浮、气泡分散以及矿粒向气泡附着等浮选微观过程的能源。

紊流是 1 个漩涡体系，包含着不同尺度的漩涡。漩涡产生之初，因受空间限制，尺度比较小，在运动过程中直径逐渐增大。但是，在大速度、高转速情况下漩涡本身是不稳定的，会崩解成次一级较小的漩涡；次一级漩涡仍然是不稳定的，还会进一步分解。这样的逐级分解作用会继续下去，一直到与水团相关的雷诺数低到不能再产生漩涡为止。这时，传送到这些最低级漩涡的能量就会通过粘性作用转化为热能。大小不同的漩涡对紊动现象所起的作用也不一样，大漩涡所产生的脉动周期长、频率低，小漩涡所产生的脉动周期短、频率高。由于水流中同时存在着大小不一的漩涡，因而，所表现的脉动频率不是单一的，具有连续的频率谱。

按照漩涡尺寸，其能谱大致分为 3 个谱带：

(1) 非各向同性漩涡带。在这个尺度范围内含有存在时间较长的大漩涡和中等尺度的含蓄动能最多的漩涡（以下称之为含能漩涡）。大漩涡决定紊流本身的扩散作用。

(2) 惯性带。主要由含能漩涡组成。这个尺度范围内的漩涡影响固体的悬浮、气泡的分散和矿粒向气泡附着等过程的发生。

(3) 耗散带。由尺度更小的含有耗散能的漩涡构成，耗散带的宽度说明了紊动受粘滞力作用的衰减程度和漩涡能量转化为热能的多少。惯性带和耗散带的漩涡具有各向同性的特点。

二、固体悬浮

在三维空间的各个方向上，漩涡引起了动量传递和物料及热量传输。通常，紊流的传送作用取决于被输送量的局部梯度和紊流扩散系数 D_t。在均匀的紊流中，传递动量的扩散系数为：

$$D_t = v_t \Lambda_L \tag{4-1}$$

式中：v_t 为液体的平均紊动速度；

Λ_L 为拉格朗日紊流的宏观尺度。

在传递动量的漩涡尺度范围内，

$$v_t^2 = c_1 (\epsilon l_i)^{2/3},\ l_i \approx d_p,\ c_1 = 1 \tag{4-2}$$

式中：c_1 为常数；

ϵ 为局部能量分散度；

l_i 为漩涡尺度；

d_p 为矿粒直径。

在惯性带内，有：

$$v_i^2 = c_1 (\epsilon l_i)^{2/3},\ l_i = d_p,\ c_1 = 1.71 \tag{4-3}$$

对于很稀的颗粒大小均匀的理想悬浮液，可以用简单的扩散方程来描述固体颗粒的传输。若固体密度大于介质密度，即 $\delta > \rho$，则在静力平衡下，颗粒所受重力与紊动力相等。颗粒在扩散空间垂直距离 z 上的分布可用指数方程式表示。指数项取决于液体介质中颗粒沉降末速 v_m 与紊流扩散系数 D_{tz} 之比。当 D_{tz} = 常数（相对于 z 而言），有：

$$n_k' = n_k / n_{k_0} = \exp\left(-v_m z / D_n\right) \tag{4-4}$$

式中：n_k' 为相对颗粒浓度；

n_k 为颗粒浓度；

n_{k_0} 为初始颗粒浓度，即槽底颗粒浓度；

D_{tz} 为轴向紊流扩散系数。

在层流范围内，即颗粒沉降阻力是粘性阻力时，其末速 v_m 有：

$$v_m=[(\delta-\rho)d_p^2g]/(18\mu) \tag{4-5}$$

式中：d_p 为颗粒直径；

μ 为液体的动力粘度；

δ 为固体密度；

ρ 为液体密度。

在理想的悬浮液中，若已知 $z=h$（槽高），则可用式（4-4）和式（4-5）计算出已知尺寸的颗粒悬浮所需的紊流扩散系数，也可以从关系曲线图中查出必需保证的 D_{tz} 值。图 4-12 表示不同的石英球体（$\delta=2.65\,g/cm^3$）在 $n_k'=0.1$ 时 D_{tz} 与 z 的函数关系。

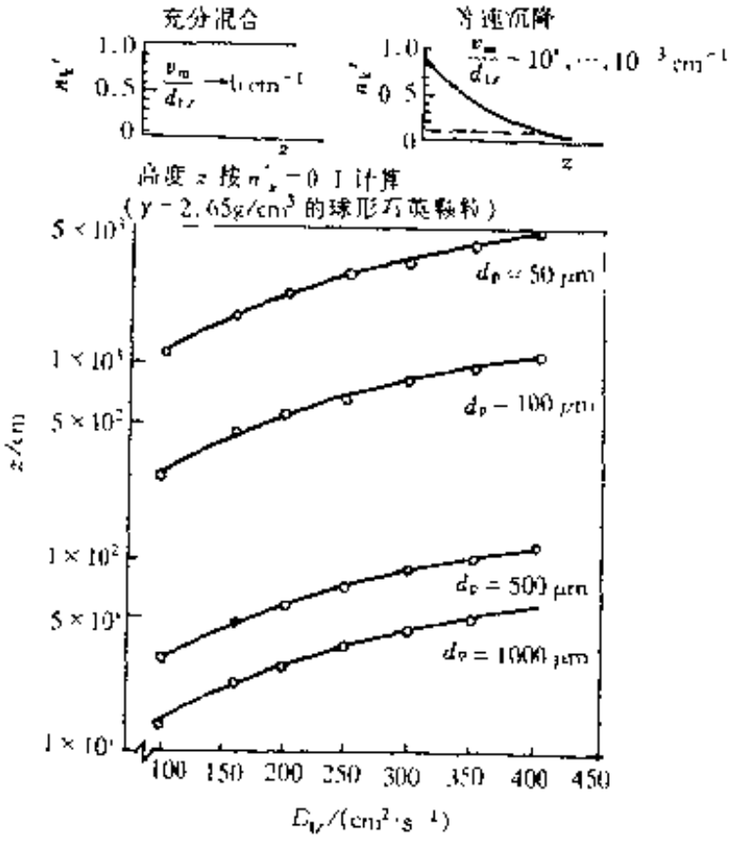


图 4-12　计算高度 z 与紊流扩散系数 D_{tz} 和颗粒直径 d_p 的关系

对于叶轮式浮选机，

$$[D_t/(nd^2)]_{max}\approx 0.2$$

式中：d 为叶轮直径，cm；

n 为转速，r/min；

$D_t/(nd^2)$为无因次数，描述物料在槽中的传送现象。

当充气搅拌区的雷诺数$Re=(2\sim7)\times10^6$时，可求得$D_t=40\sim140\,cm^2/s$。在各向同性的紊流场中，$D_t=D_{tz}$。

三、空气分散

在紊流状态下流体的动压力和速度时刻都在变化，而且其变化是随机的。紊流将空气团撕裂、切割，变成气泡，大气泡又继续分散成小气泡。与此同时，气泡因碰撞而兼并，小气泡也可以生长成大气泡，最后达到动态平衡。图 4-13 是根据高速摄影照片

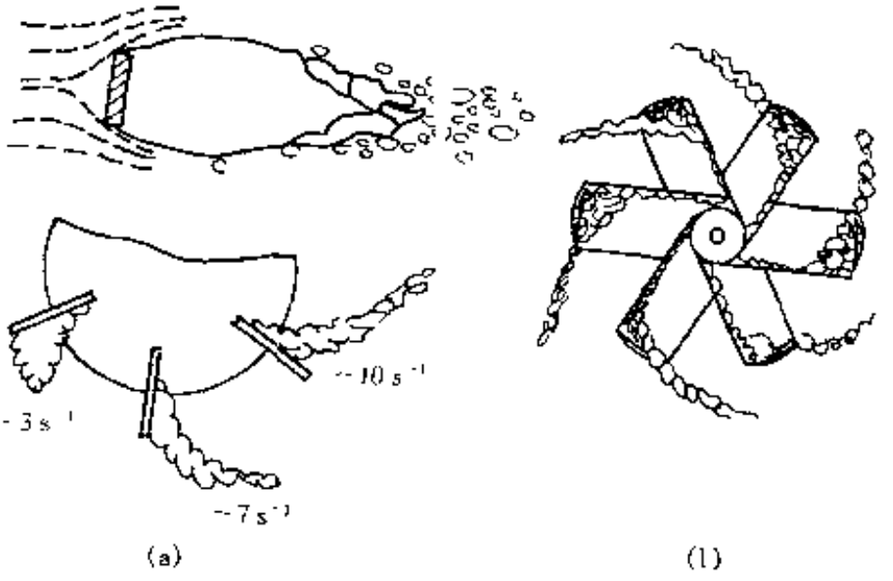


图 4-13　转子充气过程

(a)—带垂直叶片的圆盘；(b)—前倾 45°的涡轮。

绘制的示意图，说明了转子转动时空气分散成气泡的情形。转子内同时存在着矿浆和空气。空气形成的气囊与矿浆是分开的，矿浆被甩出转子时形成漩涡，漩涡中心呈负压，卷吸空气，形成气团。之后，气团分裂成气泡。气泡受紊流脉动作用产生的变形与分裂情况如图 4-14 所示。图 4-15 描述处于短波紊流场（漩涡产生的脉动波长约为最大气泡直径的 1/2）中的气泡受惯性力和剪切力作用的情形。

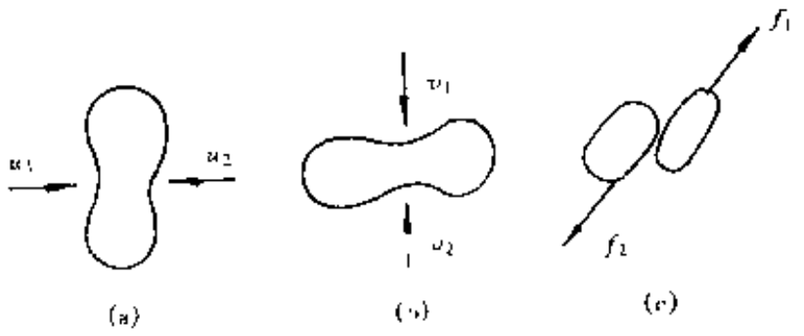


图 4-14 气泡受紊流脉动作用产生的变形与分裂

惯性效应：(a)—纵向速度脉动而变形；(b)—横向速度脉动而变形；
剪切效应：(c)—受剪力而分裂。

对于稳定的最大气泡（其直径为 $d_{B_{max}}$）来说，作用在它上面的惯性力与表面张力平衡。由此求得临界韦伯（Weibull）数 We 为

$$We=\frac{\rho v_t^2 d_{B_{max}}}{\sigma_{lg}} \qquad (4\text{-}6)$$

式中：σ_{lg}为液—气界面张力。

所形成的气泡的尺寸分布在紊流惯性区的尺寸范围之内，紊流脉动速度 v_t 仅由单位质量和时间所对应的能量分散度 ϵ 来决定：

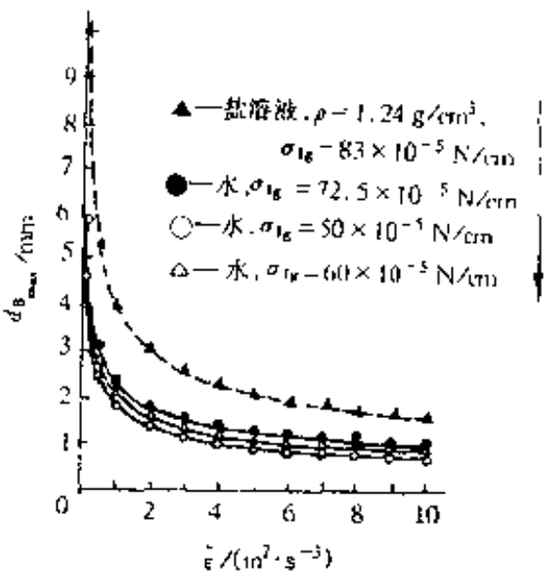


图 4-15 最大气泡直径与液体密度 ρ、界面张力 σ_{lg}和平均能量分散度 $\bar{\epsilon}$ 之间的关系

$$v_t^2=c_1\ (\epsilon d_B)^{2/3} \qquad (4\text{-}7)$$

式中：c_1 为无因次的系数，此处 c_1 为 1～2。

在韦伯数为定值的条件下，将式（4-7）代入式（4-6），得：

$$d_{B_{max}}\ (\rho/\sigma_{lg})^{3/5}\epsilon^{2/5}=c_2 \qquad (4\text{-}8)$$

当 $c_1=1.71$ 时，$c_2=0.725$。简单地以平均能量分散度 $\bar{\epsilon}$ 代替局部能量分散度 ϵ，绘成关系曲线，如图 4-15 所示。由曲线可知，在水中，形成直径为 2 mm 的气泡的输入功率约 1～2 W/kg。

第4节　机械搅拌浮选机主要部件的设计

转子—定子机构是机械搅拌浮选机的核心部分。转子是浮选机的搅拌充气部件；定子包括导流装置和稳流装置。有时，两者合并成一体。定子的作用是使由转子射出的浆气流的切向速度转变为径向速度和垂直速度，以保持液面稳定。

一、叶轮造型

机械搅拌浮选机根据叶轮工作原理可分为4种类型：吸气吸浆型、吸气型、压气型和压气吸浆型。下面分别讨论其叶轮造型特点。

1. 吸气吸浆型

该种叶轮在上部罩盖的情况下具有自吸气、自吸浆的特点，在叶轮工作区能产生较大的负压，其构造比较接近离心泵叶轮。早期使用的有单层平叶片叶轮（如XJ型浮选机）及双层叶轮（如ΦM-2.5型浮选机）。单层平叶片叶轮〔见图4-16（a）〕的底轮上有直立的辐射叶片，1个叶轮担负着吸气、吸入槽内矿浆、吸入槽外矿浆等3项任务。双层叶轮〔见图4-16（b）〕的上层吸入空气和槽内循环矿浆，下层由槽底的管道吸入槽外矿浆。



（a）　　（b）

图4-16　吸浆吸气型叶轮造型

（a）—单层平叶片叶轮；（b）—双层叶轮。

2. 吸气型

早期的这种叶轮是笼形棒条轮（法格古伦型浮选机），大型化后发展成为星形轮（维姆科型浮选机）。这两种转子的设计方案都

是下端进浆、上端进气，浆、气通道的大小与转子直径一致。笼形轮两端装有“十”字形轴向叶片，其倾角方向相反，转动时分别将空气和槽内矿浆送入笼内。星形轮的叶片很宽，有很强的输送能力，它代替了用棒条组装的笼形轮及“十”字形轴向叶片。定子也是用一个部件代替棒条等众多零件组装的笼形轮〔见图 4-17 (a)〕。还有 1 种斜棒轮用于瓦尔曼浮选机和棒型浮选机。斜棒轮的水平圆盘周边上固定着 1 排圆棒，圆棒向下向外张开，外形像锥体，圆棒与圆锥体母线之间的夹角较大。转动时，四周的矿浆从上部吸入下部排出，矿浆运动路线呈“W”形，空气则从中空轴吸入。叶轮外观见图 4-17 (b)，它应与凸台和稳流板配合使用。

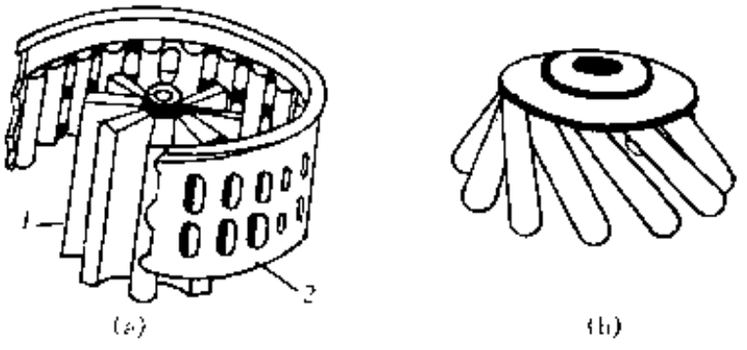


图 4-17 吸气型叶轮造型

(a)—维姆科型；(b)—瓦尔曼型，

1—转子；2—定子。

3. 压气型

这类叶轮（转子）的大多数是从吸气吸浆型和吸气型这两类叶轮演变而来，由于无需考虑吸入槽外矿浆和吸气，给设计者留有较大的设计余地，叶轮造型也因此多样化。

丹佛 DR 型设计方案是直接从丹佛 Sub A 发展而来，专门用于大型浮选机。设计者面临的问题主要有 3 个：

(1) 随着槽容（单槽容积）增大，槽深必定要增加；

(2) 槽容愈大，短路现象愈严重，若用示踪剂进行直接测定，则表现出在矿浆的停留时间分布曲线上停留时间短的那一部分的份额增加，直流槽表现得更为严重；

（3）必须减少磨损，以延长定子和转子的寿命。

研究结果见图 1-18。可见，设计者的对策是：

（1）改吸气为压入空气（压气），同时将矿浆循环路径升高以减弱矿浆按粒度分层；

（2）增加过流断面积，加大循环矿浆量；

（3）由于与叶轮相遇的是来自较高位置的矿浆，而不是接受槽底的矿浆，相对而言粒度比较细，又因为降低了叶轮周边线速度（7.5～8.1 m/s），并改进了耐磨橡胶的质量，使叶轮与盖板的寿命均超过 1 年。

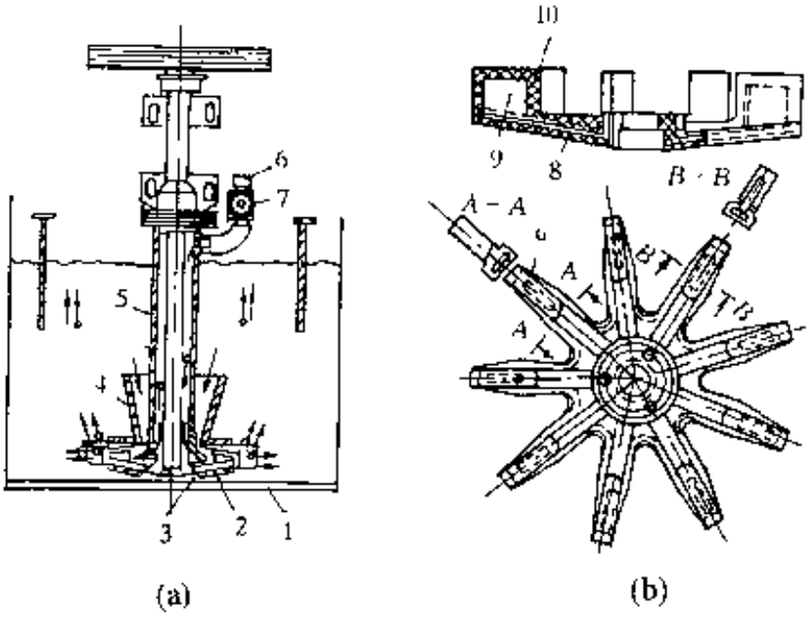


图 4-18　丹佛 DR 浮选机及其叶轮（据前苏联仿制的 ФПМ－12.5、ФПМ－25）

1－定子；2—叶轮；3—空气进入叶轮的环形通道；
4—锥形筒；5--套筒；6—供气管道；7—调节供气量的阀门；
8—叶轮的钢质骨架；9—叶片；10—衬胶。

丹佛 DR 叶轮工作时，空气由叶轮中央给入，矿浆与空气在叶轮内混合，故叶片较高〔见图 4-18 (b)〕；而同为离心泵造型的波立登 FR 型叶轮的叶片则较矮〔见图 4-19(a)〕，空气由钢芯橡胶喷嘴环压入叶轮四周〔见图 4-19(b)〕，叶轮只输送循环矿浆。

由法格古伦型演变而来的另一种浮选机是阿基泰尔浮选机，其叶轮造型见图 4-20。在圆盘周边安置 16～32 个梳齿状叶片（第

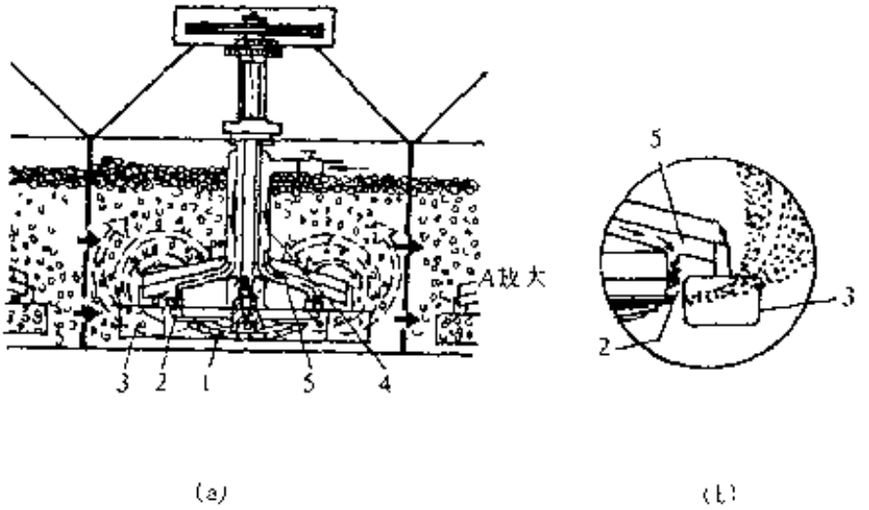


图 4-19 波立顿 FR 型浮选机及其叶轮造型

(a)—纵断面；(b)—外观图；

1—叶轮；2—橡胶喷嘴环；3—定子；4—进气套管；5—进气支管。

2 代改用棒条），其断面类似蛋的纵断面，大头向外，俗称“泪滴形”，每隔 20～30 mm 垂直地安装 1 根棒条；第 3 代则在此棒轮顶上增加辐射叶片，并用环形板将叶片盖住，构成单面进浆的吸浆轮，其目的是另辟吸浆渠道，加大矿浆循环量，见图 4-20。空气从中空轴进入叶轮内部，经梳齿或棒分散成气泡。

压气型叶轮的一种成功的特殊设计是 OK 型叶轮［见图 4-21(a)］，这种设计开创了厚叶轮成功应用的先例，为保证空气沿叶轮高度均匀地分散，经过理论计算，确定叶片外缘形状为抛物线。矿浆在半截橘瓣形的通道内流动，从下部吸入，上部排出；空气则经中空轴直通到底，经相邻 2 个矿浆通道之间缝隙而到达叶轮表面，空气通道与矿浆通道是互相隔离的，这样就可以减少矿浆对空气的阻力，有利于空气弥散。另一种成功的设计是美国道尔—奥立费（Dorr—Oliver）公司提出的，空气通道在上，矿浆通道在下〔见图 4-21(b)〕。这种叶轮已用于最大槽容为 70 m^3、最大槽深为 3.96 m 的浮选机。挪威生产的埃克（Aker）浮选机的叶轮外形是圆柱体，采用辐射板叶片，空气从位于叶片下部前进方向的进

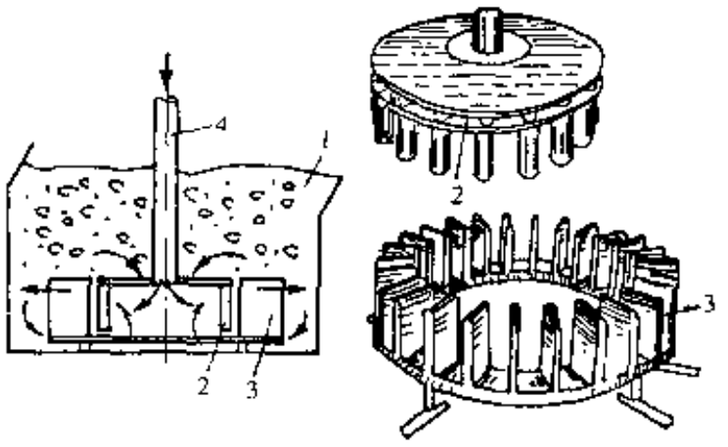


图 4-20　阿基泰尔浮洗机及其叶轮造型

1—槽体；2—皮萨型叶轮；3—定子；4—中空轴。

气孔进入叶轮〔见图 4-21(c)〕。

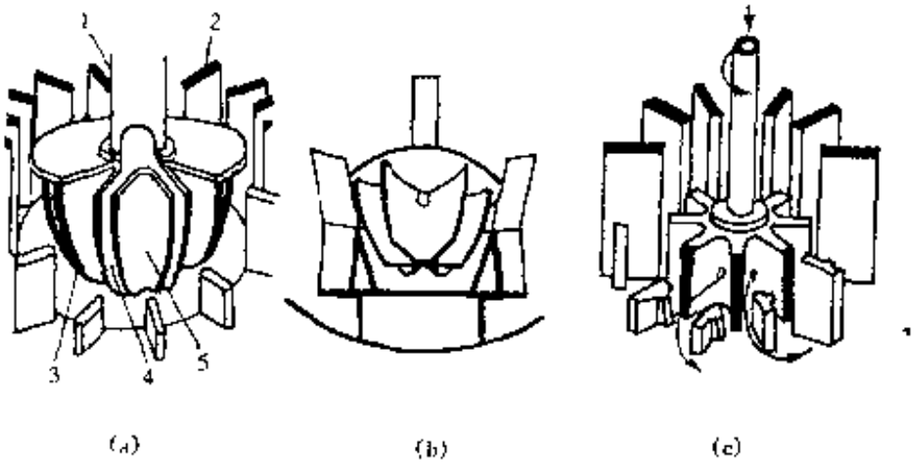


图 4-21　采用厚叶轮的几种浮选机及其叶轮造型

(a)—芬兰产 OK 型；(b)—美国产道尔—奥立弗型；(c)—挪威产埃克型。

1—中空轴；2—定子；3—叶轮；4—空气通道；5—矿浆通道。

4. 压气吸浆型

这是一种新的特殊类型，为 HCC 型浮选机所独有（见图 4-10）。叶轮为混流泵式螺旋叶片造型。叶轮底盘为正置圆锥台，叶片与锥体母线倾斜相交。槽内矿浆由叶轮上部进入紧凑的通道，从叶轮下部甩出，经导流台迅速射向槽底。空气经中空轴引入叶轮

底盘下方的锥形空间，经叶轮与导流台之间的缝隙在出口处与高速流动的矿浆会合，形成气泡。由于叶片数为10～12片，叶片间通道设计紧凑，叶轮运转时流道无负压空穴区；叶轮排出的矿浆经导流台迅速转移，空气难以进入叶轮上部负压区。因而，该叶轮在外部低压送风的情况下，可保持吸入槽外矿浆的能力。

转子、定子和槽体是密切相关的，在设计浮选机叶轮时应全盘考虑。

二、转子—定子的结构与参数设计

由于叶轮（转子）造型种类繁多，在讨论转子—定子结构设计及其设计参数时，以平直叶片叶轮为主，兼顾其他种类的叶轮。浮选机的叶轮设计与水泵叶轮设计有类似之处。然而，两者的差异是很显著的，水流在水泵中沿着规则而又封闭的流道流动，依据水力学原理较容易地推导出流量、压头、功率消耗的计算公式，而浮选机中固—液—气三相混合物是在敞开的容器中循环流动，很难在模型研究之前应用理论公式进行预测。设计的参考资料以经验数据为主。

通常，叶轮造型是在确定了矿浆循环路线之后考虑的。循环路线的选择着眼于矿粒悬浮。给矿粒度组成、最大粒度以及重矿物含量直接影响矿粒悬浮。槽体愈深，愈难保持良好的悬浮状态，通常应采用较大的循环流量；槽体愈宽，愈易产生“死角”，应合理地提高叶轮周边线速度。对于特别容易沉淀的矿浆，如脱了泥的铁精矿、粗粒的长石—石英混合物等，为了造成沿槽底的强烈扰动，选择呈“W”形的循环路线，并相应地降低槽体深度。这样就决定了必须选择锥形叶轮或锥形棒轮。对于一般的浮选矿浆，循环路线呈“U”形，循环矿浆可以从下方或上方进入叶轮。如果既要求自吸气，又不愿采用浅槽，则还可以选择双循环路线。在主轮上安装两个独立工作的叶轮，上面的叶轮位于矿浆中部，与带盖板的定子配合，用于吸气及生成气泡；下面的叶轮接近槽底，单

纯用于搅拌矿浆（见图 4-22）。

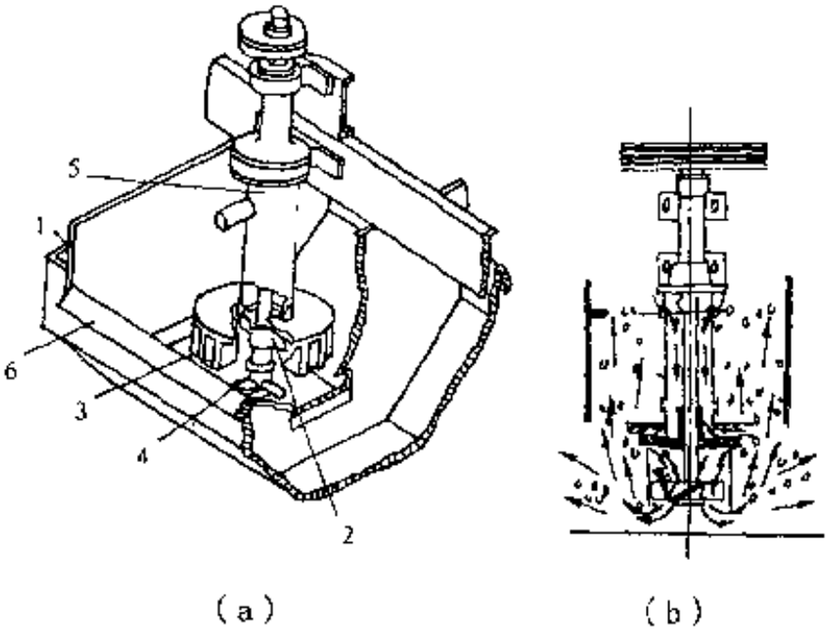


图 4-22　双重循环路线及所用的 2 个叶轮

(a)—布斯浮选机；(b)—丹佛—M 型浮选机

1—槽体；2—充气叶轮；3—定子；4—搅拌叶轮；5—空气筒；6—泡沫排出口。

选定叶轮造型之后，再考虑合理的定子结构。通常，在零件设计阶段按经验数据选择转子—定子系统的主要相关尺寸，然后进行小尺寸模型试验和比拟放大设计，待工业样机通过生产考核后，提供设计图纸。

1. 叶轮直径

叶轮直径 D 可作为线性尺寸的基数。若 L 表示槽体宽度（刮泡一边的边长），H 表示矿浆深度，b 表示叶片高度，h 表示叶轮与槽底之间的间隙，则有 D/L（径宽比）、D/H（径深比）、b/D（高径比）、h/D（距径比）等比值，用它们可表示浮选机部件主要结构尺寸。

用这种表示方法，在对比不同型号的浮选机时很容易看出各主要尺寸之间的相关关系。据有关文献可知，对于同一种类型的工业用浮选机，不论其槽容大小，D/L 的数值几乎是不变的。有些厂家由于采用标准化叶轮，槽容规格多于叶轮规格，因而引起 D/L

值波动，波动幅度在10%～40%左右。特殊情况仅见于阿基泰尔叶轮，其D/L值随槽容的增大而明显增大。由此可见，在设计新叶轮时可参考现有资料（见表4-3），按槽宽和估计的D/L值，确定直径D。如果决定一个槽要采用4组转子—定子机构，则L取槽宽的1/2。

对于小容积浮选机，若保持D/L值不变，则叶轮小，使用寿命短。故容积小于1 m^3的浮选机，可适当加大D/L值。

2. 叶片高度和宽度

叶片高度与叶轮直径的比值b/D随叶轮型式的变化而变化，平直叶片离心叶轮的b/D值约为0.1～0.2，波立顿FR型的b/D值更小；棒条叶轮的b/D值较大，阿基泰尔型一般为0.3～0.5，法格古伦型为1；开启式叶片叶轮的b/D值也较大，如OK型为0.6，维姆科1+1型为1。

根据对洪堡特型浮选机的研究，叶轮的排液能力与叶轮转数、叶片数及叶片有效面积有关。排液能力可用下式表示：

$$V_{SP}=2\pi nFzs\cos\alpha \tag{4-9}$$

式中：V_{SP}为比排液能力，m^3/min；

s为叶片重心到转轴的距离，m；

F为叶片面积，m^2；

z为叶片数；

n为叶轮转数，r/min；

α为叶轮圆盘的斜度，(°)；对于水平圆盘，$\alpha=0°$。

叶片高度与宽度密切相关，两者的乘积是F。根据要求的排液能力，按（4-9）式估算出叶片面积F之后，再选择b/D，最后确定叶片宽度。

计算V_{SP}时，叶轮的尺寸及初步设计应该已经完成，D应为已知数。此时计算叶轮在清水中运转时的雷诺数Re：

$$Re=\frac{\rho n_1 D^2}{\mu} \tag{4-10}$$

表 4-3 浮选机设计参数

机型及牌号	$V_{有效}/m^3$	L/m	H/L	D/L	b/D	h/D	$u/(m \cdot s^{-1})$	$u_g/(m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1})$
阿基泰尔								
8×0.3	0.0085	0.203	1	0.563	0.333		5.7～8.6	1.4
12×1.0	0.0275	0.305	1	0.625	0.500		4.3～8.7	2.1
15×1.6	0.0453	0.381	0.8	0.500	0.500		4.3～8.7	2.0
24×10	0.255	0.610	1.125	0.520	0.480		5.0～7.3	1.5
36×22.5	0.637	0.914	0.833	0.507	0.333		4.9～7.3	1.35
48×40	1.133	1.219	0.625	0.552	0.264		5.3～7.1	1.4
60×60	1.699	1.524	0.500	0.45	0.259		5.9～6.5	1.5
60×100	2.832	1.524	0.800	0.45	0.333		5.9～6.5	1.7
78×150	4.248	1.981	0.615	0.385	0.300		6.0～6.4	1.3
78×200	5.66	1.981	0.718	0.385	0.300		6.0～6.4	1.45
96×200	5.66	2.438	0.417	(0.45)	(0.259)		(5.9～6.5)	1.45
90A×300	8.50	2.286	0.6	0.444(0.333)	0.325		6.9～8.0	1.4
120×300	8.50	3.048	0.6	(0.45)	(0.259)		(5.9～6.5)	1.5
120×400	11.33	3.048	0.8	(0.45)	(0.333)		(5.9～6.5)	1.5

续上表

机型及牌号	$V_{有效}/m^3$	L/m	H/L	D/L	b/D	h/D	$u/(m \cdot s^{-1})$	$u_g/(m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1})$
120A×400	11.33	3.048	0.9	0.333	0.475		5.6～6.1	0.9
120A×500	14.16	3.048	0.533	0.333	0.475		5.6～6.1	1.05
144×650	18.41	3.658	0.75	(0.417)	(0.300)		(6.0～6.4)	1.2
丹　佛								
DR 500	14.36	2.691	0.736	0.311	0.223		7.46	1.5
DR 300	8.835	2.234	0.819	0.375	0.167		7.15	1.5
DR 30-100	2.832	1.576	0.774	0.389	0.188	0.3	6.38	1.5
DR 24-50	1.416	1.219	0.834	0.458	0.125		6.58	1.5
DR 18SP-25	0.708	0.914	1.000	0.500	0.069		6.58	1.5
DR 15-12	0.340	0.710	1.073	0.429	0.104		6.38	1.5
DR 8	0.085	0.482	0.897	0.422	0.148		6.38	1.5
DR 7	0.034	0.354	0.862	0.467	0.135		6.31	1.5
DR 5	0.011	0.241	1.055	0.475	0.139		8.37	1.5
煤用 DR 500	14.36	2.691	0.736	0.311	0.167		7.15	1.4
煤用 DR 300	8.835	2.234	0.819	0.307	0.167		7.54	1.4

续上表

机型及牌号	$V_{有效}$/m³	L/m	H/L	D/L	b/D	h/D	u/(m·s⁻¹)	u_g/(m³·m⁻²·min⁻¹)
SubA#30	2.832	1.423	0.857	0.487	0.130		8.26	
SubA#24	1.416	1.091	0.931	0.512	0.125		8.34	
SubA#21	1.133	0.966	1.052	0.499	0.151		8.34	
AubA#18SP	0.680	0.802	1.141	0.507	0.078		8.34	
SubA#15	0.283	0.628	1.214	0.485	0.104		8.30	
SubA#8	0.078	0.405	1.065	0.501	0.148		8.30	
SubA#7	0.025	0.354	0.862	0.467	0.135		8.64	
SubA#5	0.007	0.241	1.055	0.475	0.139		8.38	
奥托昆普								
OK-3	2.7	1.50	0.80	0.333	0.598		5.2	
OK-8	8	2.25	0.85	0.289			6.1	
OK-16	16	2.80	0.75	0.271	0.606		6.4	
OK-38	38	3.49	0.90	0.258			7.1	
维姆科								
#144	12.03	2.743	0.583	0.241(0.181)	1.000		6.6	
#120	7.22	2.286	0.589	0.244(0.183)	1.045	0.05	6.4	
#84	3.68	1.600	0.841	0.254(0.190)	1.000		6.4	
#66D	2.41	1.524	0.783	0.267(0.242)	1.000		5.7	

续上表

机型及牌号	$V_{有效}/m^3$	L/m	H/L	D/L	b/D	h/D	$u/(m \cdot s^{-1})$	$u_g/(m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1})$
#66	1.44	1.524	0.450	0.213	1.020	0.06	6.4	
#56	0.99	1.422	0.429	0.196	1.182		6.4	
#44	0.51	1.118	0.429	0.193	1.191		5.8	
#36	0.27	0.914	0.444	0.194	1.214		5.4	
#28	0.078	0.457	0.667	0.306(0.196)	1.136		4.7	
#18	0.024	0.305	0.667	0.292(0.194)	1.143		4.6	

注：此表主要是依据文献［38］提供的原始数据换算而成，也参考了文献［34］和文献［35］。表中 L 为正方形槽断面的边长或者是矩形槽的短边边长；H 为矿浆最大深度，即泡沫堰至槽底的垂直距离；b 为叶轮厚度；h 为叶轮与槽底之间距；u 为叶轮周边的线速度；u_g 为气体沿槽断面均匀上升时的流速，相当于充气量，单位的物理意义是气体流动速度。

①阿基泰尔牌号的意义是泡沫堰长×有效容积（英寸×立方英尺），有效容积指容纳矿浆的容积。"A"特指大型浮选槽用一套转子一定子。其中 96×200，120×300，120×400 和 144×650 几种，其每槽安装 4 套同样的转子一定子。90A×300 牌号的槽断面为矩形，长 3.048 m，宽 2.286 m。D/L一栏中括号里的数字是径长比，其余牌号均为正方形断面。

②DR 牌号中数目字的意义是槽子有效容积（立方英尺），或在有效容积之前再冠以相当于 SubA 的编号、或沿用 SubA 的编号而略去有效容积。充气量 u_g 指粗选时使用值，精选时可减少 25%。对于牌号 DR-500，计算有效容积时不包括 0.127 m 的泡沫波动高度；对于 DR300，已经扣除了 0.9 m^3 体积的泡沫层波动量。

③维姆科牌号，除#56，#44，#36 为正方形横断面外其余均为矩形横断面，牌号的数字为槽长（以英寸计）。所谓槽长，指垂直泡沫堰方向的边长；所谓槽宽 L，则为堰板的长度。L 等于或小于槽长。#144，#120，#84 均有：槽长/槽宽＝$1\frac{1}{3}$；#66 的长宽比为 1.1；#56，#46，#36 的长宽长为 1；#28 的为 1.56；#18 的为 1.5。径宽比一栏括号中的数字是径长比。

式中：ρ 为水的密度，kg/m^3；

$n_1=\frac{2\pi n}{60}$，为叶轮角速度，rad/s；

D 为叶轮直径，m；

μ 为水的动力粘度，$Pa\cdot s$。

叶轮雷诺数用于衡量转子—定子系统的充气能力和搅拌悬浮能力。

经验表明，雷诺数 Re 在 $1\times10^5\sim1\times10^6$ 范围内是合适的。

【例题 4-1】 已知 XJ-58 浮选机的叶轮直径为 750 mm，转速为 240 r/min，求 Re。

解　$$Re=1\,000\cdot\frac{240}{60}\cdot2\pi\cdot(0.75)^2\cdot\frac{1}{0.01}$$

$$=1\,413\,720\approx1.4\times10^6$$

3. 叶片进端与出端

叶轮基本结构如图 4-23 所示。轮毂与主轴相连，为便于更换，一般采用锥形孔；当主轴为空心轴时，也可采用楔口或螺纹连接。轮毂应有一定的厚度，以保持应有的机械强度；为保护主轴免受矿浆的磨损，轮毂高于叶片，叶片与轮毂之间留有足够的空隙，以利于矿浆与空气流动。若不计及叶片厚度，在连续流动的情况下叶片进端与出端的高度之间存在着下列关系：

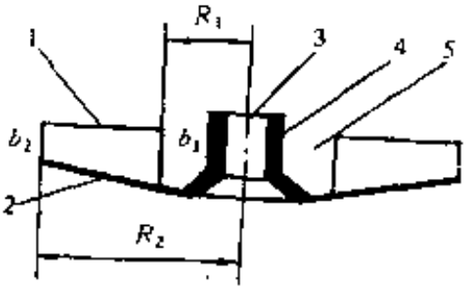


图 4-23　叶轮结构设计参考图

1—叶片；2—圆盘；3—轴孔；4—轮毂；5—进浆腔。

$$2\pi R_1 b_1 v_1=2\pi R_2 b_2 v_2 \tag{4-11}$$

式中：R_1，R_2 分别为进端与出端叶片定位圆半径；

b_1，b_2 分别为进端与出端叶片高度；

v_1，v_2 分别为进端与出端矿浆流动速度。

浮选机设计中往往在叶片上方的盖板上设置循环孔，其位置对应于叶片中部，用于引入槽内循环矿浆，这样就增加了进入叶轮叶片的通道面积，此时进端叶片高度可适当减小。为保持矿浆离开叶片时具有向上的垂直分速度，叶轮盘常制成皿形，叶片顶面则是水平的。

4. 叶片厚度与流道

多数叶轮的叶片呈辐射状布置在叶轮圆盘上。如果定子叶片也是径向的，则叶片的一边经磨损后可将叶轮反转，以延长它的使用寿命。否则，如XJ叶轮就不能反转。越接近叶轮外缘，圆周速度越高，磨损越严重。因此，设计叶片时，越靠近叶轮外缘，叶片应该愈厚。然而，叶片加厚势必造成流道变窄，因此，叶轮的叶片数不宜过多，一般为6个。如果一定要增加叶片数量，一种折衷的办法是采用长短交错的叶片。亦即在叶轮靠中心部位叶片少；而在叶轮外缘，在长叶片之间插入短叶片。HCC型浮选机采用混流泵叶轮，其进浆端尺寸较大，可以适当地将叶片数增至10～12；阿基泰尔型浮选机采用安置在叶轮外缘的梳齿形或棒形叶片，叶片很短，故将叶片数目增加到16～32。

5. 叶轮盖板与进浆室

对大多数叶轮采用半封闭设计，在叶轮上方应设置盖板，以保持矿浆流道的封闭性，维持较大的负压，以利于从盖板中央部位上方的进浆室内抽吸矿浆和空气，此外，在浮选机停机时盖板可以阻挡沉降的矿砂进入叶轮，避免叶轮被“压死”。为保持足够的密封性，叶轮与盖板之间的间隙应控制在6～8mm以内。有些浮选机，主要是指采用单叶轮—盖板系统的浮选机，其盖板在相对于叶轮叶片中部位置开设若干个孔眼，将槽内矿浆引入叶轮，可增加充气量。

对自吸浆的浮选机，进浆室应设有几个矿浆引入口，以利于按浮选流程的安排从不同的引入口吸入给矿、中间产物、泡沫产物及相邻槽的矿浆。在进浆室上方另有进气管，引入空气。

6. 定　子

机械搅拌浮选机定子的功能主要有两点：一是破坏浆气混合物的旋转运动；二是利用定子引起的漩涡，使充气量提高。

定子的结构随转子设计方案的不同而不同。依据实验数据来确定它的结构参数，尚缺乏计算公式。从现有资料分析，定子可归纳为两大类：

（1）导流式；

（2）阻流式。

有时可同时使用这两种型式的稳流装置。例如：XJ 型浮选机采用了单面叶轮与盖板组合而成的转子—定子系统，在盖板上装置了导流片（见图 4-5），同时又在槽底装置了垂直的呈辐射状排列的阻流片（见图 4-6）。设置阻流片的目的只是为了克服浆气混合物的旋转运动，使浆面更加平稳，并不要求提高充气量，因此，对阻流片安装尺寸不提出严格要求。

应该强调指出，如果要求定子起提高充气量的作用，则导流片（或棒）与转子叶片（或棒）之间的间距存在一个最佳值，应该通过试验来确定。前苏联选矿设计研究院对 A 型浮选机做过试验，实测数据见表 4-4。

表 4-4　叶轮与盖板导流片之间的间隙对充气量及电能消耗的影响

径向间隙/mm	充气量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	所需电机功率/kW	单位充气量的电能消耗/($kW \cdot m^{-3}$)
8	0.95	3.20	3.37
12	0.70	2.60	3.71
16	0.70	2.90	4.14
22	0.45	2.50	5.55
盖板上无导向叶片	0.42	2.41	5.74

从表 4-4 可以看出，导流片与叶轮之间的径向间隙应尽量小。考虑到机械制造工艺的合理性，一般确定为 8 mm。导流片与叶轮

磨损后，充气量会明显下降。

若叶轮设计方案是将矿浆斜向射向槽底，则在槽底将形成强旋转流，此时应考虑安置弧形导流片。它的进口端的切线与矿浆推进方向一致，进入弧形导流片的矿浆逐步改变运动方向，在离开导流片时，矿浆呈径向运动。通常将导流片铸造在底板上，习惯上称为稳流板，在叶轮正下方放置圆锥形凸台。图 4-24 为棒形浮选机的稳流板俯视图。

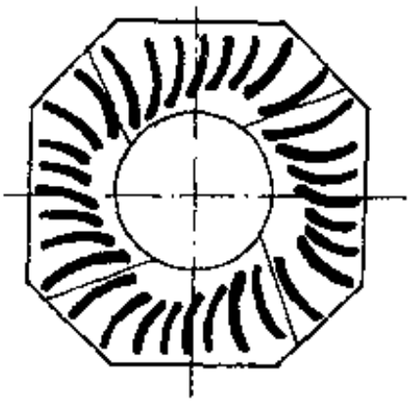


图 4-24 弧形稳流板

有一些浮选机采用正圆台形厚叶轮，叶轮周围设置辐射状阻流片。

三、槽体设计

槽体既是矿浆容器，又是零部件支承结构，用钢板和型钢焊接而成。

1. 槽体形状

槽体纵断面通常是矩形。矩形结构便于安装和连接，加工制造也比较容易。为防止矿浆在槽底沉淀形成“死角”，也可采用梯形槽和圆底槽（见图 4-25）。惟一的例外是马克斯威尔浮选机，它是由搅拌桶演变而成，槽体呈圆柱形。

2. 槽体深宽比

现有浮选机的槽子深度与宽度之比值的数据见表 4-3。表中所列举的深宽比 H/L 是指浮选机正常工作时槽内矿浆最大深度与槽体宽度之比，并非几何尺寸比。

H 愈大，则转子在矿浆中深度愈大，空气形成气泡所需克服的水静压力也就愈大。因此，设计者宁愿增加槽宽而不愿增加槽深来增加槽容积。于是，H/L 随槽容积增大而减小。

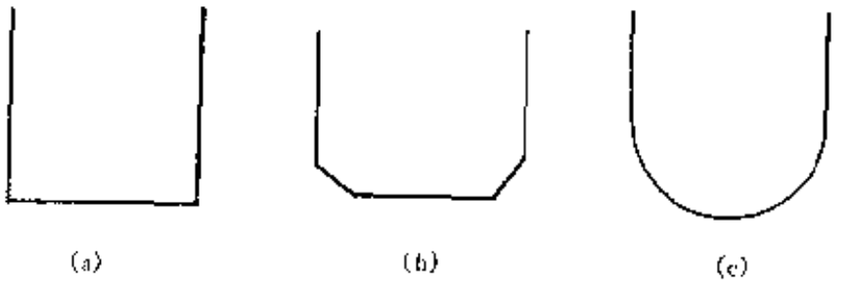


图 4-25　槽体形状

(a) - 丹佛型；(b) —维姆科型；(c) —OK 型。

3. 泡沫收集装置

常见的装置如图 4-26 所示，泡沫从一侧排出。反射板安装在槽体后部，倾角为 45°～70°，插入矿浆中。或者，将槽体后侧壁上部前倾，代替反射板，槽内矿浆遇反射板后折转向前运动，带动泡沫移动到集泡区。泡沫被刮板排至泡沫溜槽，溜槽槽底坡度随长度的变化而变化，蛋形槽底有利于泡沫精矿自流输送。工业浮选机刮板的刮泡深度（自堰口向下的距离）约为 100 mm，刮板每隔 2 s 刮 1 次泡沫，通常在旋转轴上安装 2 片刮板，转速约为 15～17 r/min。

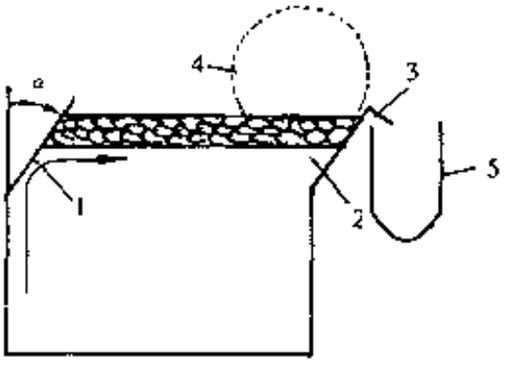


图 4-26　泡沫收集装置

1—反射板；2—集泡区；3—泡沫堰；4—泡沫刮板；5—泡沫溜槽。

4. 排矿箱

是槽内矿浆排放装置，安装在相邻槽体之间，为节省空间，常置于槽内（图 4-27）。大型浮选机则采用自动控制液面的排矿箱（见图 4-28），改变堰板块数即可调节泡沫层厚度，根据液位计测得的液面高度自动地升降矿浆阀门塞。这种装置不仅能够保持泡沫层稳定，而且可以接受自动控制系统的指挥。

设置粗砂孔的目的在于排出沉积在槽底的粗粒，粗砂孔的尺寸按排出量为正常矿浆流量的 1/2 来计算。

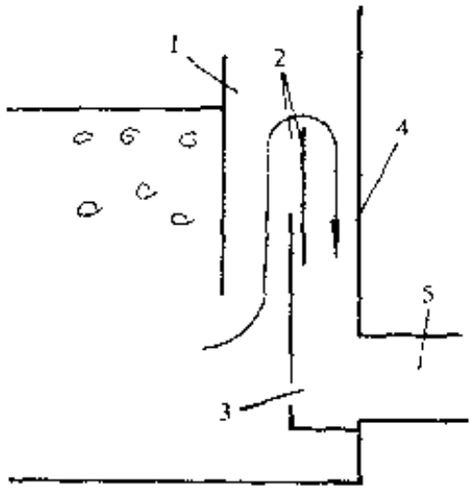


图 4-27 排矿箱示意图

1—隔泡板；2—可调堰板；3—粗砂孔；4—箱体；5—排矿管。

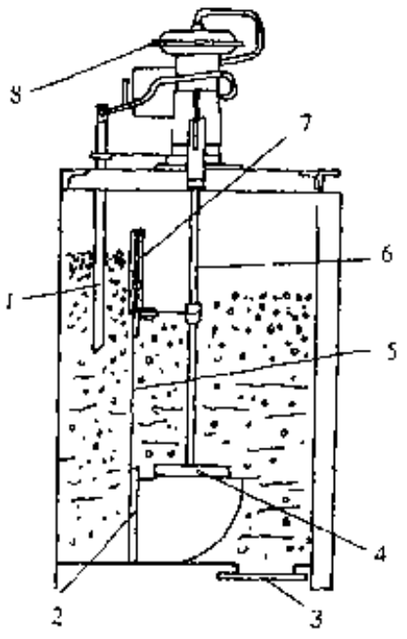


图 4-28 大型浮选机的自动控制排矿箱

1—液位计；2—排矿孔；3—出口；4—矿浆阀门；5—隔板；6—连杆；7—可调堰板；8—执行机构。

第 5 节 机械搅拌浮选机设计的相似放大方法

一、常用相似准数及其物理意义

新型浮选机的研制一般分为 5 个步骤：方案设计与模型制造、模型试验、工业样机设计制造、样机的浮选生产试验和定型图纸绘制。与其他水力机械一样，相似理论是整个研究工作中有力的工具。常用的相似准数有如下几种。

1. *雷诺数 Re*

在水力学中，雷诺数用下式表达：

$$Re=\frac{uL}{\gamma}=\frac{\rho uL}{\mu} \tag{4-11}$$

式中：u 为水流速度，m/s；

L 为某种代表性长度，m；

$\gamma=\rho/\mu$，表示水的运动粘度。

雷诺数是判定流体流动性质的无因次数，它表示作用于单位流体的惯性力与粘性力的比值。雷诺数很小，表示粘性的稳定作用超过惯性的扰动作用，流动属于层流范围。雷诺数达到某一临界值时，内在的不稳定性使层流转化为紊流，产生漩涡。就浮选机而言，以叶轮直径 D 作为代表性长度，叶轮周速代表液流速度，则衡量转子搅拌能力的雷诺数用式 4-10 表示。

2. 排流数 N_L

代表叶轮实际排出的矿浆流量与理论的矿浆流量之比。流体离开叶轮的速度与 n_1D 成正比，几何相似的叶轮的出口面积与 D^2 成正比。于是，理论流量正比于 n_1D^3。若 Q_L 表示实际矿浆流量，则：

$$N_L=\frac{Q_L}{n_1D^3}$$

或

$$N_L'=\frac{Q_L}{nD^3} \tag{4-12}$$

可以看出，n_1D^3 的因次是单位时间内通过的体积。有些文献中，只考虑相对的比较，转数也用 n(r/min)表示。通常，大型浮选机的浮选指标低于总容积相同的、串联的几台小型浮选机的浮选指标。究其原因，主要是由于短路现象造成的。设单位时间内通过叶轮的槽内矿浆量 Q_L 与给入该槽的矿浆流量 Q_F 之比为 R，称为环流比，则：

$$R=\frac{Q_L}{Q_F} \tag{4-13}$$

在大型浮选机设计时，应保持较大的 R 值，例如丹佛 DR 浮选机采用倒锥循环筒，使 R 值达到 3～4。

3. 气流数 N_G

反映了通过叶轮的空气流量 Q_G 与矿浆理论流量的比值，即：

$$N_G=\frac{Q_G}{n_1D^3}$$

或

$$N'_G=\frac{Q_G}{nD^3} \tag{4-13}$$

就压气式浮选机而言，增加供气压力能提高 Q_G。但是，叶轮将空气分散成气泡的能力是有限的，Q_G 超过临界值后，一部分空气呈气团冒出，实际矿浆流量 Q_L 和轴功率急剧下降，槽底沉砂，这样就破坏了正常的浮选过程。临界气流数 $N_{G,int}$ 表示矿浆处于悬浮状态、槽底无沉砂时最大充气量所对应的气流数。

4. *弗劳德数 Fr*

用于衡量流体所受惯性力与重力之比。

$$Fr=\frac{n_1^2D}{g}$$

或

$$F'_r=\frac{n^2D}{g} \tag{4-14}$$

Fr 相同，就意味着尺寸不同的叶轮表面上的压力分布相似，叶轮内部的压力条件也相似。

按比例放大时，按弗劳德数不变的准则可得：

$$n'^2D'=n^2D$$

即

$$n=n'\sqrt{\frac{D'}{D}} \tag{4-15}$$

由上式可计算出放大的或缩小的浮选机所用叶轮转速。

【例题 4-2】 已知容积为 6 m^3 的某型号浮选机的叶轮直径为 700 mm，转速为 250 r/min。若该型号 3 m^3 浮选机的叶轮直径为 560 mm，求它的转速。

解 依题意可利用式（4-15）求得：

$$n=n'\sqrt{\frac{D'}{D}}=250\cdot\sqrt{\frac{700}{560}}\approx280\ (r/min)$$

5. *功率数 N_p*

它是衡量拖曳力与惯性力比值的准数。

$$N_p=\frac{P}{\rho n^3 D^5} \tag{4-16}$$

式中：P 为实际消耗的驱动功率。

流体运动粘度 μ 和密度 ρ 一定时，存在着下述关系：

$$\frac{P}{n^3 D^5}\propto(nD^2)^{-c} \tag{4-17}$$

或

$$P\propto n^3 D^5(nD^2)^{-c} \tag{4-18}$$

式中：c 为经验指数。上式反映 N_p 与 Re 的关系。

在比拟放大时，由功率数不变可得：

$$Pn'^{-3}D'^{-5}=P'n^{-3}D^{-5} \tag{4-19}$$

或

$$P=P'(n/n')^3(D/D')^5 \tag{4-20}$$

由式（4-20）可计算出放大的或缩小的浮选机所需功率。

【例题 4-3】 已知 18#Denver Sub A 浮选机的叶轮直径为 455mm，转速为 350r/min，耗电 3.7kW；30#Denver Sub A 浮选机叶轮直径为 760mm，转速为 220r/min，求其耗电值。

解 由式（4-20）得：

$$P=P'(n/n')^3(D/D')^5=3.7\left(\frac{220}{350}\right)^3\left(\frac{760}{455}\right)^5\approx 12\ (\text{kW})$$

上述 5 个无因次准数从不同角度反映了浮选槽中的宏观状态，过去许多浮选机制造厂家凭借经验采用其中某个相似准数作为设计依据。近来，浮选机设计已开始注意搅拌混合条件以及流态分布的微观机理的研究与应用，对同一类型的浮选槽按比例放大时，要满足下列条件：

（1）固体颗粒悬浮和输送相似；

（2）叶轮的工作条件应保证吸入的空气量和气泡分布状态相似；

（3）矿浆的给入量或循环量应当相似；

（4）搅拌混合条件或流态分布应当相似。

二、相似放大方法的应用

由于浮选槽内流体力学过程的复杂性，人们往往从不同的着重点对浮选机相似放大过程进行探讨。下面以新近发展起来的OK浮选机为例，说明相似放大方法的应用。

用 $3\,m^3$ 槽容的小型机进行 OK 浮选机相似放大方法的研究。目标是将槽容顺利地放大到 $16\,m^3$。

欲满足颗粒悬浮相似，在大小不同、形状相似的槽子里，流体在对应点上的速度绝对值和方向应该相同。即：速度场相似，边界条件相同。

设槽内任一点（坐标为 x_i）上速度为 u，另一浮选槽内相对应的点（坐标 x_i'）上速度为 u'，则要求

$$u'(x_i')=u(x_i)$$

选取槽体的一个特征尺寸，例如槽宽 L，用因次分析法，由上式得：

$$u'(L')=u(L) \tag{4-21}$$

下面研究叶轮射出的矿浆流的速度场的特征，近似地推导计算速度的公式。为了简化，假设射流来自圆盘形缝隙，以缝隙中心与轴线正交的对称平面为坐标，即用半径 r 和与对称面距离 z 确定点的位置，该点的速度

$$u=u_0 f(r)\cdot\Phi(z/r)$$

式中：u_0 为位于对称面上的缝隙出口处的射流速度；

$f(r)$ 为对称面上速度随 r 值变化率；

$\Phi(z/r)$ 为半径 r 处对称面的垂直方向上速度随 z 值变化率。按照动量守恒原则进行理论推导，可得：

$$f(r)=c/r$$

式中：c 为常数。

在对称面上 $r=\sigma\cdot D/2$ 处射流速度等于 u_0，可得：

$$u=u_0\cdot c/(\sigma\cdot D/2)$$

因此，

$$c=(\sigma/2)\cdot D$$

系数 σ 仅与转子型式及缝隙出口形状有关，几何相似的转子的 σ 值相等。在对称面上，速度分布可按下式计算：

$$u(r)=u_0\cdot(\sigma/2)\cdot(D/r) \tag{4-22}$$

对于 2 个几何相似的转子，可得出：

$$u(L)=u_0\cdot(\sigma/2)\cdot(D/L)$$

$$u'(L')=u'_0\cdot(\sigma/2)\cdot(D'/L)$$

由式(4—21)和 $u'(L')=u(L)$得：

$$u'_0D'/L'=u_0D/L$$

射流对称面上缝隙出口处的射流速度与出口平均速度成正比，后者又与转子圆周速度成正比，即以 $n'D'$ 代替 u'_0，nD 代替 u_0，得：

$$n'D'^2/L'=nD^2/L \tag{4-23}$$

式 (4-23) 表达了型式相同、尺寸不同的浮选槽中，固体颗粒悬浮状态相同的条件。也就是说，尺寸相同的矿粒、气泡在这些浮选槽中所受到的粘滞力或重力是一样的。

欲使空气分散状况一致，则压力状况应该相同，即弗劳德数应相等：

$$n'^2D'/g=n^2D/g \tag{4-24}$$

式中：g 是重力加速度。由式 (4-23) 和式 (4-24) 得到转子直径比为：

$$D'/D=(L'/L)^{\frac{2}{3}} \tag{4-25}$$

圆周速度比为：

$$n'D'/(nD)=(D'/D)^{\frac{1}{2}}=(L'/L)^{\frac{1}{3}} \tag{4-26}$$

转子排出的矿浆量 Q_L 等于出口面积与平均流速的乘积。利用式(4-26)，得：

$$Q'_L/Q_L=(D'/D)^{\frac{5}{2}}=(L'/L)^{\frac{5}{3}} \tag{4-27}$$

参考水泵计算公式，得到转子功率消耗为：

$$P'/P=(n'^3D'^5)/(n^3D^5)=(D'/D)^{\frac{7}{2}}=(L'/L)^{\frac{7}{3}} \tag{4-28}$$

可见，增大槽容可以降低单位容积的功率消耗。浮选机大型化可

以节省电力。

从以上这些公式可以看出，槽宽与转子直径和圆周速度的放大系数（或缩小比例尺）是不相同的。需指出的是，对于厚度不大的转子，不必严格遵守弗劳德数恒定原则，允许在较宽的范围内选择结构尺寸。对于工业浮选机，可以简单地采用圆周速度不变（$n'D'=nD$）和相对尺寸不变（$D'/L'=D/L$）的原则。图 4-29 检验了式（4-23）的实用性，其中，纵坐标代表转子圆周速度 u_c（m/s）与径宽比（D/L）的乘积。

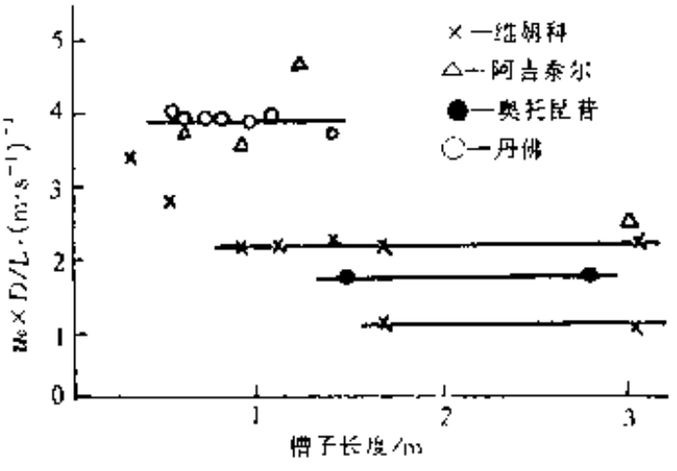


图 4-29 不同制造厂生产的浮选机的悬浮条件

借助上述相似放大方法及计算公式将 OK 浮选机从 3 m^3 放大到 16 m^3，两者保持了几何相似。它们在使用中没有显示选矿指标的差别。在给矿量与槽容成正比时，两者的停留时间分布是一致的。

在理想情况下，充气量相同就能获得相近的浮选结果。实际上，只有空气流量与槽容成比例才能做到这一点。

第 6 节 其他类型浮选机的设计原则

一、粗粒浮选机

粒度对矿物浮选过程的速率常数有明显的影响，在一般情况

下，中等粒度的矿粒具有最大速率常数。若粒度超过最佳值，则矿粒惯性大，易在到达泡沫层之前从气泡上脱落，引起浮选速率降低。而且，微观的研究结果表明，矿粒与气泡碰撞并附着时，需要经历一段时间（称感应时间），只有在这段时间内矿粒与气泡之间的水化膜变薄直到破裂，然后矿粒才能粘附在气泡上。如果感应时间长，则气泡与矿粒粘附就困难，浮选速率就降低。感应时间与粒度的关系是：

$$t \propto d_p^{1.5}$$

由此可见，感应时间随粒度增大而急剧延长，粗粒浮选速度显著下降。

为改进粗粒浮选指标，应降低搅拌强度，但是又不应影响悬浮能力。环射浮选机采用圆锥形叶轮和特殊设计的稳流板，适当降低了槽深和转速，采用合理的“W”形矿浆循环路线，使粗粒回收率较 A 型浮选机显著提高。前苏联设计的沸腾浮选机是在 A 型浮选机中放置筛板，将槽体上、下隔开，利用筛板阻挡粗粒进入搅拌区。顶部矿浆经双层侧壁之间的通道引入叶轮，形成大循环。上升的含有气泡的矿浆通过筛孔时流速增大，使粗粒悬浮，形成流动床，在此与气泡相遇，提高了粗粒浮选速率。

一种理想的方法是将入选矿粒给到泡沫层上，疏水性矿粒直接粘附在气泡上。前苏联的选矿工作者进行了多种方案设计与半工业或工业试验。ФПС-16 泡沫分选器是其中较好的 1 种（见图 4-30），已用于工业生产。据报道，金属矿回收粒度上限为 1 mm，钾盐可达3～4 mm。

二、浮选柱

自从 1961 年加拿大工程师 Bontin 和 Trembley 发明浮选柱以来，许多国家相继开展了对浮选柱的研究。近年来，对浮选柱的研究又取得了新的进展。

1. 浮选柱的基本结构与工作原理

浮选柱的基本结构见图 4-31。矿浆加药搅拌后引入柱体上部，压缩空气则从位于底部的多孔介质气泡发生器逸出。上升的气泡与下降的矿浆相对运动，在 4～5 m 的距离内气泡有足够的几率与矿粒碰撞。泡沫层很厚，内置冲洗水管，用清水淋洗泡沫精矿，除去其中夹带的亲水颗粒和细泥，因此，精矿品位较高，杂质含量低。依靠检测仪表和自动控制装置，使浮选柱工作稳定。

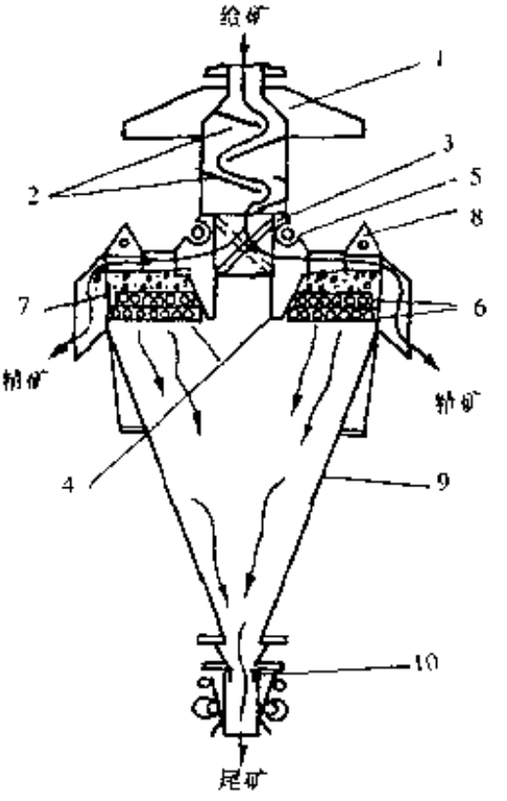


图 4-30 ФПС-16 泡沫分选器

1—入料槽；2—倾斜缓冲板；3—分配器；4—预充气槽；5—空气喷嘴；6—充气器；7—溢流唇；8—泡沫刮板；9—角锥槽；10—尾矿出口阀。

由于充气器的多孔介质（帆布、微孔塑料等）的毛细管堵塞，使浮选柱的应用长期停顿。近年来，就如何改进充气装置和迫使矿浆沿整个槽断面均匀地上升进行了大量研究，取得重大进展。

2. 充气器的改进

矿泥与药剂造成多孔表面的毛细孔堵塞，在含钙离子高的矿浆中这种堵塞现象更为严重。早期的改进是改变充气器安装方向，将水平放置改为倾斜或垂直放置。或者，增加多孔介质的面积，在一部分毛细孔堵塞后充气量不至于大幅度下降，延长充气器使用寿命。

为彻底解决充气器堵塞问题，采用了下列方法：

（1）直接在矿浆管道上串联一段带外套的多孔耐磨管（常用

粉末冶金方法制造），压缩空气接至外套，穿过多孔管的孔隙分散在高速流动的矿浆中，气泡大小由孔隙大小决定。气泡尺寸小于 1 mm，故称为微泡发生器。这种充气装置应用于美国弗吉尼亚大学研制的 Microcell 浮选柱上。工业生产数据表明，Microcell 浮选柱用于煤泥浮选和铜钼分离作业较浮选机更好。

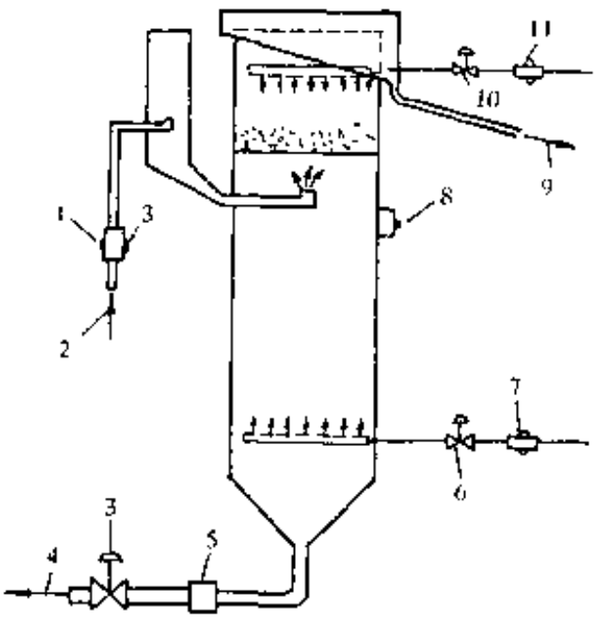


图 4-31　浮选柱结构

1—给矿流量计；2—给矿；3—自动阀；4—尾矿；5—底流流量计；6—空气自动阀；7- 空气流量计；8—压差计；9—精矿；10—洗涤水自动阀；11—洗涤水流量计。

（2）在压力容器中充满玻璃珠，含起泡剂的水从容器顶端给入，压缩空气经过多孔的管子侧向导入玻璃珠层的上部，含有直径为 0.2～3.8 mm 气泡的水从容器底端引出（见图 4-32），然后送入浮选柱。这种装置称为分离式充气器。

（3）使水通过文丘利管，利用喉管处流速高、压力低的特点吸入空气并立即被“粉碎”成气泡。或者使用喷射充气器（见图 4-33）。图 4-33（c）所示的充气器已应用于 Апатит 浮选机中。

上面提到的充气器，均属于在浮选柱体外面安装的充气装置。一般的浮选柱高度较大，给入含气水（或含气矿浆）的位置在柱底，或者靠近柱体底部的地方，该处静压头相当大（如加拿大浮选柱，进气处静压相当于 9 m 含气矿浆柱的静压），在比较各种充气器的优劣及生产成本时应考虑到这一点。此外，利用含气泡的水的浮选柱会降低浮选浓度。这一点也是必须加以考虑的。这就引起了浮选柱总体设计的革新。

3. 新型浮选柱

1) 戴斯特弗洛泰尔浮选柱 (Deister Flotair Column)

由美国戴斯特选矿机械公司制造，1979 年用于粗粒的难选磷酸盐矿石浮选，其构造如图 4-34 所示。压力为 0.18～0.36 MPa 的含起泡剂的水在充气器中产生直径小于 50 μm 的气泡。含气泡的水送到槽底，通过 2 层冲孔板，均匀地分布在整个柱体中。一部分含泡水引入位于中心的给料槽，在其中与药剂作用过的矿浆相遇。柱高 3.6～4.8 m，最大直径 1.2 m。经过改进的第 2 代产品采用复式充气系统，用压缩空气充气器在含起泡剂的水中生成粒度小于 50 μm 的气泡，用于浮选煤泥，其直径为 2.4 m，高度为 5.1 m 和 7.8 m。可采用淋洗泡沫层

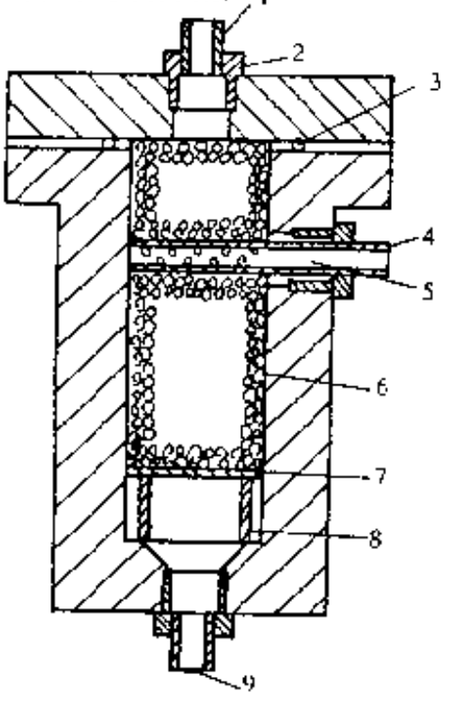


图 4-32 分离式充气器

1—进水管；2—垫圈；3—O 形密封圈；4—空气入口；5—多空管；6—玻璃珠；7—熔砂圆盘；8—调节垫；9—含气泡的水的排出口。

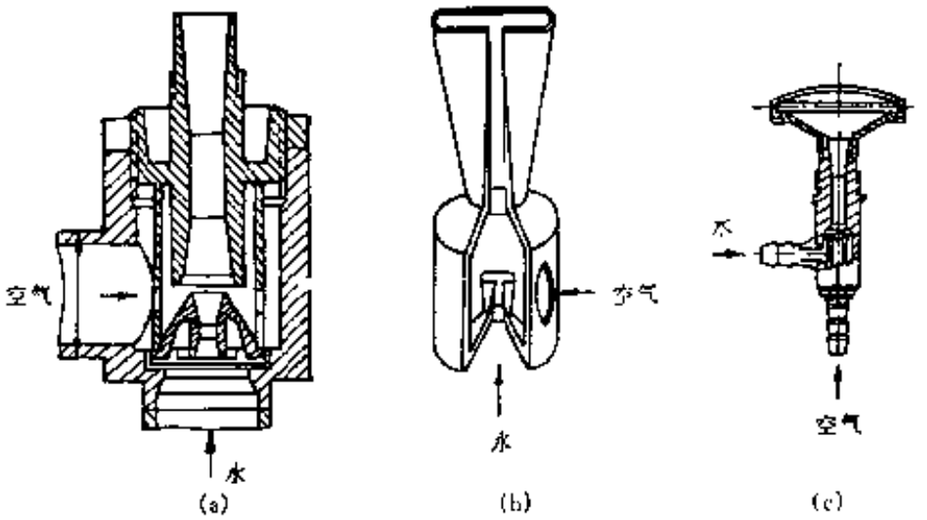


图 4-33 喷射充气器

的装置，也可不用淋洗水，均能获得高品位精矿。

2）充填浮选柱

或称静态浮选柱，是 1986 年美国密歇根工业大学 D. C. Yang 提出的。在浮选柱中装填波纹板，相邻两块波纹板的波纹成正交关系，上下两组的波纹板也成正交关系（见图 4-35）。波纹板之间的通道是蜿蜒曲折的，而且很狭窄。空气从柱底通入，在上升途中被“切割”成微小的气泡，它们在狭窄通道中与下降的矿浆中的矿粒强迫地碰撞。并且矿浆被迫在整个柱体断面内均匀分布，于是，克服了“短路现象”，提高了浮选速率和回收率。在泡沫层中，淋洗泡沫的水沿波纹板间通道下降，带走夹杂的废石。充填浮选柱被公认为是最好的浮选柱。

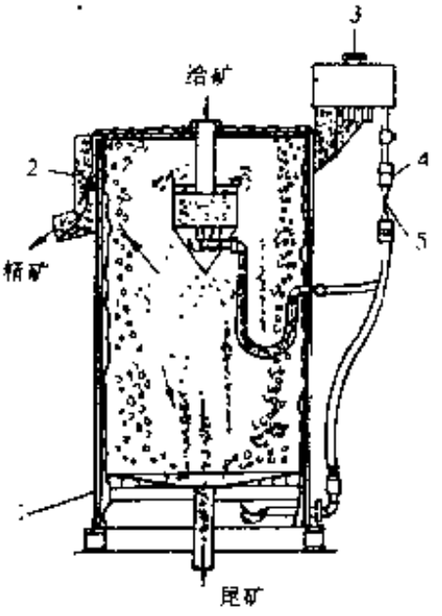


图 3-34　第一代弗洛泰尔浮选柱
1—双层冲孔板；2—溢流槽；3—水（压力为 0.18～0.36 MPa）；4—空气；5—并联充气器。

3）詹姆森浮选柱（Jamison Cell）

它是一种短浮选柱。其结构见图 4-36。添加了药剂的矿浆由泵以 0.15 MPa 的压力送入中心下流管顶端，从直径为20～25 mm 的孔口以 15 m/s 的速度射入下流管中。空气从侧管吸入，迅速分散成气泡。矿浆在下流管中仅停留 10 s，在浮选柱体中也只停留 2 min。能够在短暂的时间内完成浮选过程的原因是：空气流量与矿浆流量几乎相等，或者说，在下

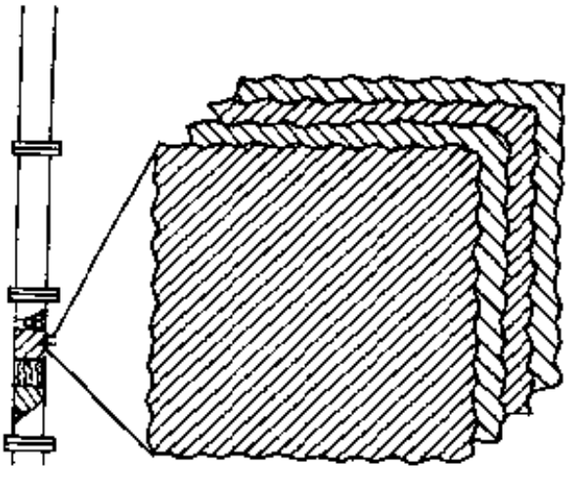


图 4-35　充填浮选柱

流管中气体与矿浆的体积比接近1，为浮选提供了巨大的气—液界面。而在常规浮选柱中气浆体积比估计为1/10，则机械搅拌浮选机中气浆体积比仅为1/20～1/15。下流管插入直径为1 m的柱体内，在其中形成厚度可达1 m的泡沫层。1台此种浮选柱可完成一个粗选（或精选）作业，其处理量可达8 t/h。这种设备一出现就得到迅速推广，具有广阔的发展前景。

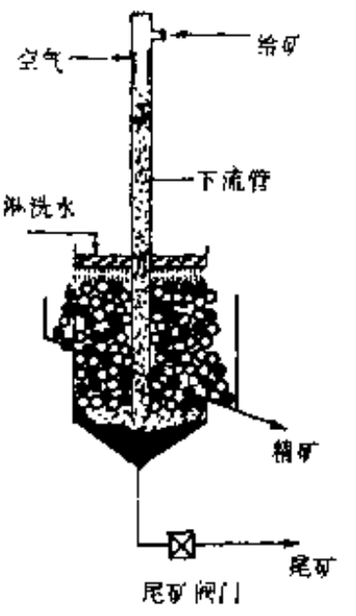


图 4-36 詹姆森浮选柱

4）旋流式浮选柱

是犹他大学研制的，1981年取得美国专利（见图4-37）。它是1个没有锥体的水力旋流器，柱体在中心溢流管以下部分用多孔耐磨材料制成。压缩空气通入圆柱体外套，透过毛细孔（平均尺寸为5 μm），进入旋流器内部。高速旋转的流体在多孔内壁表面产生强烈的剪切作用，使气体脱离多孔壁形成微小气泡。按理论计算，气泡直径为1～12 μm，每平方毫米的气泡数量为10^4～10^6，脱离时间的数量级是微秒。矿粒在

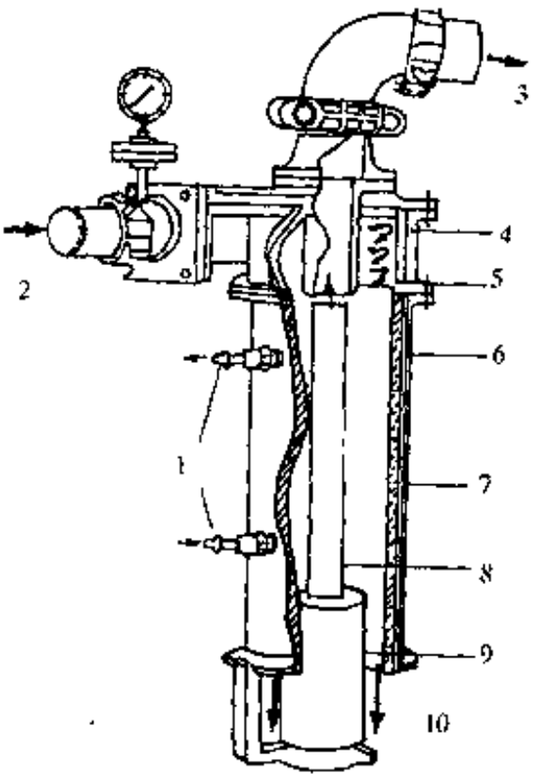


图 4-37 旋流式浮选柱

1—进气管；2—给料；3—溢流（泡沫产品）；4—第1段筒体；5—溢流管；6—第2段多孔筒体；7—圆柱形外套；8—柱状泡沫层；9—底座；10—底流（尾矿）。

其中停留的时间很短，为 1s 左右。它不仅能大幅度提高浮选速率，而且充分降低了浮选粒度下限。它已被成功地用于煤泥浮选、铜和黄铁矿浮选、黄金浮选以及油水分离。其单位容积生产率为常规浮选柱或浮选机的 50～70 倍。由于精矿（溢流产品）品位较低，给矿浓度较低，影响生产因素较多，因而目前还没有广泛应用。

附 录

将式（2-126）变换为：

$$R^3-\frac{3}{4}\alpha R_1R^2-\frac{1}{4}R_1^3=0$$

令 $R=x+k$，则 $(x+k)^3-\frac{3}{4}\alpha R_1(x+k)^2-\frac{1}{4}R_1^3=0$

$$x^3+3(k-\frac{1}{4}\alpha R_1)x^2+(3k^2-\frac{3}{2}\alpha R_1)x+k^3-\frac{3}{4}\alpha R_1k^2-\frac{1}{4}R_1^3=0$$

令 $k-\frac{1}{4}\alpha R_1=0$，则 $k=\frac{1}{4}\alpha R_1$，

$$x^3+(\frac{3}{16}\alpha^2R_1^2-\frac{3}{2}\alpha R_1)x+k^3-\frac{3}{4}\alpha R_1k^2-\frac{R_1^3}{4}=0$$

令：
$$p=\frac{3}{16}\alpha^2R_1^2-\frac{3}{2}\alpha R_1,$$

$$q=k^3-\frac{3}{4}\alpha R_1k^2-\frac{1}{4}R_1^3$$

则：
$$x^3+px+q=0$$

求解此式，则其实根为：

$$x=\sqrt[3]{-\frac{q}{2}+\sqrt{\left(\frac{q}{2}\right)^2+\left(\frac{p}{3}\right)^3}}+\sqrt[3]{-\frac{q}{2}-\sqrt{\left(\frac{q}{2}\right)^2+\left(\frac{p}{3}\right)^3}}$$

求出 x 后，则可求出 R 值：

$$R=x+\frac{1}{4}\alpha R_1$$

参 考 文 献

[1] 中南矿冶学院，东北工学院合编. 重力选矿. 北京：冶金工业出版社，1960.

[2] 孙玉波主编. 重力选矿. 北京：冶金工业出版社，1982.

[3] 锡的选矿编写组编. 锡的选矿. 北京：冶金工业出版社，1978.

[4] 沈阳选矿机械研究所编. 选矿机械. 北京：机械工业出版社，1974.

[5] 选矿设计手册编委会编. 选矿设计手册. 北京：冶金工业出版社，1988.

[6] А И，波瓦罗夫. 水力旋流器. 北京：冶金工业出版社，1982.

[7] М ф，阿尼金等. 螺旋选矿机. 北京：冶金工业出版社，1974.

[8] 李正骅等. 锯齿波跳汰机设计研讨. 金属学会冶金设备学术委员会第一届学术年会论文. 1986.

[9] 刘学海. YT-5 型锯齿波梯形跳汰机研究. 有色金属选矿部分，1988，5.

[10] 杨钟秀. 螺旋溜槽横截面特性. 有色金属选矿部分. 1977，8.

[11] 冶金工业部矿冶研究所. 弹簧摇床改进与定型报告，1977.

[12] Справочник по обогащению руд. подго товчелбные процессы，1982.

[13] Фоменко ТТ. Гравитационые процессы обогащения полезных ископаемых，1966.

[14] Burt R O. Gravity concentration Technology，1984.

[15] 刘汉川，张步滋，粟玉若等. 电工基础. 长沙：湖南科学技术出版社，1979.

[16] 王常任主编. 磁电选矿. 北京：冶金工业出版社，1986.

[17] 王常任，孙仲元，郑龙熙编著. 磁选设备磁系设计基础. 北京：冶金工业出版社，1990.

[18] 孙仲元编著. 磁选理论. 长沙：中南工业大学出版社，1987.

[19] 孙仲元. 有色金属. 1975，7.

[20] 于七七，孙仲元. 中南矿冶学院学报，1984，4.

[21] Monlgomery D. B. Solenoid Magnet Design，1969.

[22] 蔡国康编著. 电磁铁. 上海：上海科学技术出版社，1965.

[23] Кармазин В. И，Карназин В В. Магнитные методы обгащения，Издателъстис Недра，1978.

[24] 选矿设备选型及产品手册编写组编. 选矿设备选型及产品手册. 北京：冶金工业出版社，1991.

[25] Inculet II. Electrostatic Mineral Separation. RSP Ltd (England), 1984.

[26] 管义夫编. 静电手册. 中译本. 北京：科学出版社，1981.

[27] 刘永之. 高压电选机的研制及生产试验. 有色金属，1974，4.

[28] 刘永之. 鼓筒式电选机的电极结构及分选细粒的研究. 中国有色金属学会第一届选矿学术会议论文集. 下册，1986. 589～597.

[29] Liu Yongzhi. Study of Electrostatic Separation of Fine Particles. International Symposium on The Production and Processing of Fine Particles. The 27th Annual Conference of Metallurgists of CIM Qubec. Montereal, 1988. 23～31.

[30] Moore AD. Electrostatics and Its Applications. USA, 1973.

[31] Liu Yongzhi. Study of corona Field and Electrostatic Field Applied in Electrostatic Separation and Electrostatic Classification. Extractive Metallurgy and Materials Science. CSUT, Press, 1987. 1～360.

[32] Cheng C Y, Liu Yongzhi. The Electrode Structure of HTDS and Its Application to Beneficiation of Fine Minerals. 17th International Mineral Processing Congress. German, 1991.

[33] 芦寿慈编. 矿物浮选原理. 北京：冶金工业出版社，1988.

[34] Мещеряков Н Ф. Конэнционирующие и флотационные аппараты и мащины. Недра, Москва, 1990.

[35] 煤炭工业部选煤科技情报中心站组织编写. 国外选煤设备手册. 北京：煤炭工业出版社，1981.

[36] Kenneth J Ives. The scientific Basis of Flotation. Martinus Nijhoff Publishers, 1984.

[37] 钱宁、万兆惠著. 泥砂运动力学. 北京：科学出版社，1983.

[38] Fuerstenau M C. Flotation—A M Gaudin Memorial. Volume 2. New York. AIME Inc. 1976. 803～815, 856～858.

[39] 顾少雄编. 选煤用浮选机. 北京：煤炭工业出版社，1979.

[General Information]
书名=选矿设备工艺设计原理
作者=
页数=268
SS号=0
出版日期=

封面页
书名页
版权页
前言页
目录页
绪论
第 1 章　重选设备工艺的设计原理
　　第 1 节　分级设备的设计
　　第 2 节　跳汰机的设计
　　第 3 节　摇床的设计
　　第 4 节　螺旋选矿机和螺旋溜槽的设计
　　第 5 节　离心选矿机的设计
第 2 章　磁选设备的设计原理
　　第 l 节　磁选机的类型及应用范围
　　第 2 节　磁系磁路计算基础
　　第 3 节　弱磁场磁选设备的设计
　　第 4 节　电磁强磁场磁选机的设计
　　第 5 节　高梯度磁选机的设计
　　第 6 节　磁选辅助设备的设计
第 3 章　电选设备的设计原理
　　第 l 节　概述
　　第 2 节　筒式电选机的设计
　　第 3 节　其他类型电选机的设计
第 4 章　浮选设备的设计原理
　　第 1 节　概述
　　第 2 节　机械搅拌浮选机的构造与工作原理
　　第 3 节　紊流结构对浮选微观过程的影响
　　第 4 节　机械搅拌浮选机主要部件的设计
　　第 5 节　机械搅拌浮选机设计的相似放大方法
　　第 6 节　其他类型浮选机的设计原则
附录
参考文献
附录页