高等学校教学用书

选矿概论

张强 主编

GAODENG XUEXIAO JIAOXUE YONGSHU

冶金工业出版社

高等学校教学用书

GAODENG XUEXIAO JIAOXUE YONGSHU

ISBN 7-5024-0651-4

9 787502 406516 >

ISBN 7-5024-0651-4

TD·109(课)定价12.00元

销售分类建议：地质·采选

高等学校教学用书

选矿概论

北京科技大学　张　强　主编

北　京
冶金工业出版社
2006

图书在版编目(CIP)数据

选矿概论/张强主编. 北京:冶金工业出版社,1984.6
(2006 重印)
高等学校教学用书
ISBN 7-5024-0651-4

Ⅰ.选… Ⅱ.张… Ⅲ.选矿-高等学校-教材 Ⅳ.TD9

中国版本图书馆 CIP 数据核字(96)第 06878 号

出版人 曹胜利(北京沙滩嵩祝院北巷 39 号,邮编 100009)
北京昌平百善印刷厂印刷;冶金工业出版社发行;各地新华书店经销
1984 年 6 月第 1 版;2006 年 7 月第 10 次印刷
850mm×1168mm 1/32;7.75 印张;201 千字;238 页
12.00 元
冶金工业出版社发行部 电话:(010)64044283 传真:(010)64027893
冶金书店 地址:北京东四西大街 46 号(100711) 电话:(010)65289081
(本社图书如有印装质量问题,本社发行部负责退换)

前　言

本书是根据一九八二年冶金部高等院校教材会议的要求，在一九七八年编写的《选矿概论》初稿基础上重新改写的。

本书介绍了有关矿物、矿石的基本知识；选矿的基本概念、基本原理；主要选矿设备的结构、特点、性能及应用范围等。除着重讲述重、磁、浮、电等选矿基本原理及工艺过程外，还适当地增加了化学选矿；综合利用、选冶联合流程；尾水净化；选矿过程的检测等内容。本教材可满足采矿、冶金等专业的教学需要。对其它专业，可依不同要求，对内容有所增减。

参加《选矿概论》初稿编写的有北京钢铁学院张强（绪论、第一、二、四章）、胡永平（第六、七、八、十一章）、杨忠高（第三章）、吴万印（第九、十章），西安冶金建筑学院王启运（第五章）同志。由张强、胡永平、王启运同志进行了改写。由张强同志任主编。在改写时将选矿工艺实践部分的内容由各有关章节抽出，并按几种主要矿石类型编写成第十二章。本书曾经姚书典、崔林、曾平荣同志审阅，在此谨致谢意。

由于编者的水平所限，书中错误难免，恳请读者批评指正。

编　者

1983年6月

目　录

绪论 …… 1
第一篇　矿石的准备作业 …… 10
第一章　矿石准备作业的基本概念 …… 10
第一节　概述 …… 10
第二节　破碎方法及一般概念 …… 11
第三节　破碎假说简介 …… 13
第二章　破碎筛分 …… 15
第一节　破碎机械 …… 15
第二节　筛分 …… 23
第三节　集尘 …… 30
第三章　磨矿分级 …… 34
第一节　磨矿过程的基本原理 …… 34
第二节　磨矿机械 …… 37
第三节　分级 …… 43
第四节　破碎磨矿流程 …… 46
第五节　磨矿分级机组的工艺指标及操作因素 …… 51
第二篇　选别作业 …… 57
第四章　重选 …… 57
第一节　概述 …… 57
第二节　重选的基本原理 …… 58
第三节　水力分级和洗矿 …… 63
第四节　跳汰选矿 …… 70
第五节　溜槽选矿 …… 80
第六节　摇床选矿 …… 91
第七节　重介质选矿 …… 99
第五章　浮选 …… 107
第一节　概述 …… 107
第二节　浮选基本原理 …… 109

第三节　浮选药剂……117
第四节　浮选机械……129
第五节　影响浮选过程的因素……139
第六节　浮选流程及结构……142
第六章　磁选……147
第一节　磁选的基本原理……147
第二节　矿物磁性……151
第三节　磁选设备……154
第七章　电选……165
第一节　电选的基本原理……165
第二节　矿物的电性……167
第三节　电选机……170
第四节　影响电选效果的因素……173
第八章　化学选矿及其它选矿方法……175
第一节　化学选矿……175
第二节　其它选矿方法……183
第三篇　精、尾矿处理……187
第九章　精矿脱水……187
第一节　概述……187
第二节　沉淀、浓缩……189
第三节　过滤……193
第四节　干燥……200
第十章　尾矿处理……204
第一节　尾矿的贮存与输送……204
第二节　尾矿水的净化与回水再用……207
第四篇　选矿过程的取样检查与选厂金属平衡……210
第十一章　选矿过程的取样检查与选厂金属平衡……210
第一节　选矿过程的取样检查……210
第二节　选矿工艺过程的可检参数……213
第三节　选矿厂的金属平衡……215
第五篇　选矿工艺流程实例……220
第十二章　选矿工艺流程实例……220

第一节　多金属硫化矿石的选矿流程实例……220
第二节　稀有金属矿石的选矿流程实例……223
第三节　铁矿石的选矿流程实例……229
第四节　矿物的综合回收——联合流程实例……233

绪　论

选矿是利用矿物的物理或物理化学性质的差异，借助各种选矿设备将矿石中的有用矿物和脉石矿物分离，并达到使有用矿物相对富集的过程。选矿学是研究矿物分选的学问，是一门分离、富集、综合利用矿产资源的技术科学。

一、矿物、矿石的概述

矿物是在地壳中由于自然的物理化学作用或生物作用，所生成的自然元素（如金、石墨、硫黄）和自然化合物（如磁铁矿、黄铜矿、石英），其成分比较均一。在自然界，除少数矿物为液体（如汞）外，多为固体。固体矿物都具有一定的晶体结构和物理化学性质。例如磁铁矿呈黑色，结晶为八面体，比重4.6～5.2，强磁性，化学成分为Fe_3O_4等。从而为识别、选分和利用这些矿物提供了依据。

直接与选矿有关的矿物性质主要有比重(或密度)、导电性、磁性、润湿性等。

比重是矿物重量与4°C时同体积水的重量之比值。密度是指单位体积矿物的质量。它们都是重选的依据。

导电性是指矿物的导电能力。一般有良导体、半导体和非导体之分。它是电选的依据。

矿物的磁性是它被磁铁吸引或排斥的性质。一般矿物可分为强磁性矿物（如磁铁矿等）、弱磁性矿物（如赤铁矿等）和非磁性矿物（如金刚石、赤铜矿等）。矿物磁性是磁选的依据。

润湿性是指矿物能被水润湿的性质。易被水润湿的矿物称为亲水性矿物（如石英、方解石）。反之，称为疏水性矿物（如辉钼矿、石墨）。矿物的自然润湿性主要取决于矿物的结晶构造。不同润湿性的矿物具有不同的可浮性，因此，它是浮选的依据。

选矿实践中，往往还采取人为的方法来扩大矿物物理化学性

质的差异，以提高分选效率。如用磁化焙烧的方法改变矿物磁性；用酸和盐类处理矿物表面，选择性地改变矿物的导电率；用各种浮选药剂改变矿物的自然润湿性等。近年来，已开始重视改变矿物表面特性以改善细粒矿物的重选效果。

除上述外，矿物的形状、粒度、颜色、光泽等也往往是某些特殊选矿方法的依据。

矿物在地壳中分布不均，但在地质作用下，可以形成相对富集的矿物集合体。在现代技术经济条件下，可以开采、加工、利用的矿物集合体，叫做矿石；否则，称为岩石。地壳中具有开采价值的矿石积聚区，通常称为矿床。

矿石由有用矿物和脉石矿物所组成。能为国民经济利用的矿物，即选矿所要选出的目的矿物，叫做有用矿物；目前国民经济尚不能利用的矿物，叫做脉石矿物。

矿石和岩石的概念及其划分，需从技术、经济诸方面综合衡量。随着国民经济需要的增长和科学技术的发展，更多的岩石可能升格为矿石。目前在我国，矿物集合体中含铁量达到20%以上，就可作为铁矿石；含铁量小于20%，就被划为岩石。对地下开采的单一铜矿，若矿物集合体中含铜0.5%以上时，就可作为矿石；含铜小于0.5%，则被划为岩石。

同样，脉石矿物有无经济价值也是相对的，它也随技术条件及场合的变化而变化。例如，一般矿石中的黄铁矿往往作为伴生矿物而抛弃，但若黄铁矿含量较高时，也可选矿回收用以提硫。有时，黄铁矿和磁黄铁矿中以类质同象的形式含有可以综合利用的钴、镍，也要单独回收黄铁矿，以提取钴、镍。

矿石的性质包括矿石的化学成分．矿物组成、结构构造（如颗粒和集合体的大小、形状、分布以及颗粒间的连晶等等）、矿石中金属元素的赋存状态、矿石的物理化学性质等。它们都与选矿密切相关。例如，根据矿石的化学成分及矿物组成，可以确定应该回收哪些有用成分（矿物及元素），应该去除哪些有害杂质（矿物及元素）；根据矿石的结构构造及有用成分的赋存状态，

可以判定磨矿的单体解离粒度，矿石的可选性以及综合利用有用成分的可能性；根据矿石的物理化学性质，可以初步分析宜采用哪些选矿方法，选择最有效的选矿流程以及了解可能影响选别过程的因素等等。总之，矿石的性质是选矿的重要依据。

矿石的种类很多。按所含元素的性质可分为金属矿石和非金属矿石。按所含金属的种类可以分为单金属矿石（即其中含有一种有价金属），如单一铜矿石或铁矿石；多金属复合矿石（即其中含有两种以上可回收的金属），如铜铅锌矿石，铜钼铁矿石等。按有价成分存在形态是单质、硫化物或氧化物，可分为自然矿石；如含金、铜等自然元素的矿石；硫化矿石，如有用矿物为黄铜矿（$CuFeS_2$）、方铅矿（PbS）、闪锌矿（ZnS）等硫化物的矿石；氧化矿石，如有用矿物为磁铁矿（Fe_3O_4）、赤铁矿（Fe_2O_3）等氧化物的矿石；混合矿石，即既含硫化矿物又含氧化矿物的矿石。按矿石中有价成分的含量，矿石还可分为贫矿和富矿，如磁铁矿矿石，含铁大于45%者为富矿，含铁小于45%者为贫矿。按矿物的嵌布特性，矿石还可分为细粒嵌布和粗粒嵌布、均匀嵌布和不均匀嵌布。

一般选别单一矿石、硫化矿石、粗粒嵌布矿石要比选别多金属复合矿石、氧化矿石、细粒嵌布矿石简单一些。

二、选矿的任务及其在国民经济中的地位作用

自然界蕴藏着极为丰富的矿产资源。但是，除少数富矿外，一般品位（即矿石中有价成分含量的百分数）都较低。这些矿石直接冶炼，技术困难，亦不经济。因此，冶金对矿石的品位有一定要求。如，铁矿石中铁的品位最低不得低于45～50%；铜矿石中铜的品位最低不得低于3～5%。为此，对低品位的贫矿石，必须在冶炼前进行选矿。其次，矿石中往往都含有多种有用成分，必须事先用选矿方法将它们分离成单独的精矿才能进一步被利用。此外，矿石中除了有用成分外，往往含有有害杂质，如铁矿石中有害杂质为硫、磷等。这些有害杂质必须在冶炼前尽可能用选矿方法除去，否则将会使冶炼过程复杂化和影响冶炼产品的质

量。

因此，将矿石中的有用矿物和脉石矿物相互分离，除去有害杂质，充分而经济合理的利用国家矿产资源，是选矿的主要任务。

选矿在国民经济中占有重要的地位。

冶金工业的高速度发展，要求大大提高采矿效率。采取经济有效的选矿方法，剔除采矿过程中贫化混入的围岩，恢复矿石地质品位，富集有用矿物，才使露天开采、深孔爆破等高效采矿方法的采用成为可能。

选矿对发展冶金工业所起作用很大。目前世界各国开采的矿石大部分需要经过选矿。以铁矿石为例，除南非、澳大利亚等国铁矿较富而很少经选矿外，其它如美、苏、加、英、法等国90%以上的铁矿石都要经过选矿。我国铁矿石储量很大，其中贫弱磁性铁矿石占铁矿石总储量的60%以上。上需去杂的富矿，入选铁矿石量几乎占铁矿石总量的80%。因此，经济有效地选别难选贫弱磁性铁矿石，已成为我国发展钢铁工业的一项重要任务。

实践表明，为冶炼提供“精料”，可以大大提高冶炼的技术经济指标。如某冶炼厂将铜精矿品位提高1%，每年可多生产粗铜3135吨，节约116万元。某钢铁公司将铁精矿品位提高1%，高炉产量提高3%，焦比降低18公斤/吨铁，节约石灰石4～5%，减少炉渣量1.8～2%，每年运输量减少48万吨。目前，我国已要求磁铁矿精矿品位达到65%以上。如果铁精矿品位达到68%以上，还可采用直接炼钢工艺，大大简化冶炼流程。

物尽其用、变废为宝、综合回收、节约资源是时代的要求。对此，选矿技术大有可为。例如，某矿用螺旋选矿机选别常年积存的磁选尾矿，每年可以经济地为国家多生产十万吨铁精矿。又如，炼铜炉渣中往往含有较高的铜，某冶炼厂采用选矿方法处理，使炼铜炉渣中94%左右的铜金属得到回收。如果全国的炼铜炉渣都得到处理，那么不仅节约大量资源，而且将为国家创造出十分可观的财富。选矿技术用于处理电解阳极泥、金属垃圾等都

扩大了资源充分利用的领域。近年来，离子浮选、细菌选矿、高梯度磁选、磁流体静力分选等技术的发展，对低含量元素的回收以及工业“三废”处理、环境保护方面，开辟了新的途径。

四个现代化的宏伟目标对选矿技术的发展提出了更高的要求。高效选矿设备的研制和推广；各种联合流程（如各种选矿方法的联合、选冶的联合等）在处理细粒难选矿石、综合利用及环境保护方面应用的发展；各种能场及新技术（如热、电、超导、微波、超声波、紫外线、激光等）在选矿上的应用；现代化检测技术的应用及选矿工艺过程最佳化的实现等等，都是我国选矿工作者所面临的重要任务。

三、选矿的基本内容和选矿厂的生产流程

选矿过程是由选前的矿石准备作业、选别作业、选后的脱水作业所组成的连续生产过程。

1．选前的准备作业

为了从矿石中选出有用矿物，首先必须将矿石粉碎，使其中的有用矿物和脉石达到单体解离。有时为了达到后继作业对物料粒度的特殊要求，也需在中间加入一定的粉碎作业。选前的准备工作通常由破碎筛分作业和磨矿分级作业两个阶段进行。破碎机和筛分机多为联合作业，磨矿机与分级机常组成闭路循环。它们分别是组成破碎车间和磨选车间的主要机械设备。

2．选别作业

选别作业是将已经单体解离的矿石，采用适当的手段，使有用矿物和脉石分选的工序。最常用的分选方法有：

1）浮游选矿法（简称浮选法）　浮选是根据矿物表面的润湿性的不同，添加适当药剂，在浮选机中分选矿物的方法。它应用广泛，可用来处理绝大多数矿石。

2）磁选法　磁选是根据矿物磁性的不同，在磁选机中进行分选的方法。主要用来处理黑色金属矿石和稀有金属矿石。

3）重力选矿法（简称重选法）　重选是根据比重（或密度）不同的矿物在介质（水、空气或重介质）中运动速度和运动

轨迹的不同，而达到分选的方法。它广泛用来选别钨、锡、金和铁、锰等矿石。其它有色金属、稀有金属和非金属矿石也常用重选法。重选是在各种类型的重选设备中进行的。

另外，还有根据矿物的导电性、摩擦系数、颜色和光泽等不同而进行选矿的方法，如电选法、摩擦选矿法、光电选矿法和手选法等。

在选矿厂中，磨矿分级作业和选别作业通常构成磨选车间。

3．选后的脱水作业

绝大多数的选矿产品都含有大量的水分，这对于运输和冶炼加工都很不利。因此，在冶炼以前，需要脱除选矿产品中的水分。脱水作业常常按下面几个阶段进行：

1）浓缩　浓缩是在重力或离心力的作用下，使选矿产品中的固体颗粒发生沉淀，从而脱去部分水分的作业。浓缩通常在浓缩机中进行。

2）过滤　过滤是使矿浆通过一透水而不透固体颗粒的间隔层，达到固液分离的作业。过滤是浓缩以后的进一步脱水作业，一般在过滤机上进行。

3）干燥　干燥是脱水过程的最后阶段。它是根据加热蒸发的原理减少产品中水分的作业。但只有在脱水后的精矿还需要进行干燥时才用。干燥作业一般在干燥机中进行，也有采用其它干燥装置的。

由浓缩、过滤、干燥等工序构成的辅助车间称为脱水车间。

矿石经过选矿后，可得到精矿、中矿和尾矿三种产品。分选所得有用矿物含量较高、适合于冶炼加工的最终产品，叫做精矿。选别过程中得到的中间的、尚需进一步处理的产品，叫做中矿。选别后，其中有用矿物含量很低、不需进一步处理（或技术经济上不适于进一步处理）的产品，叫做尾矿。

表示矿石连续加工的工艺过程，称为流程。用线和图表示流程时，叫工艺流程图。只表示流程的“骨干”，而不记载流程细节者，称为原则流程图（图0-1）。若用主要设备和辅助设备表示的

流程图，称为机械流程图或机械连系图（图0-2）。



图 0-1 选矿作业的原则流程

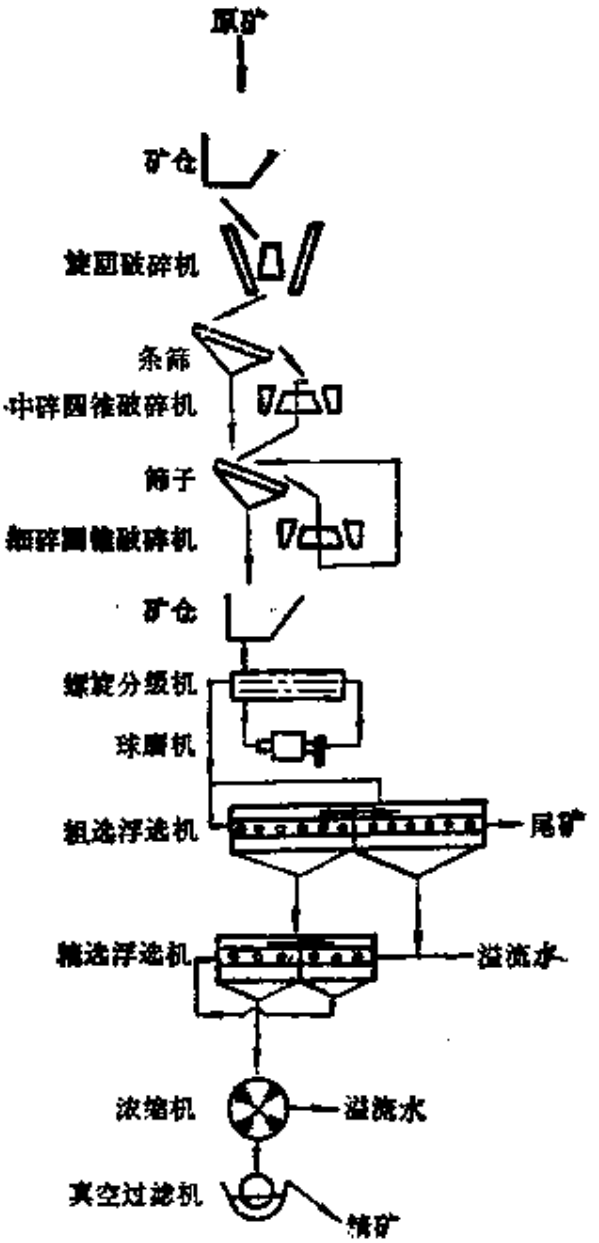


图 0-2 机械流程图

四、选矿的工艺指标

1．品位 品位是指产品中金属或有价成分的重量对于该产品重量之比，常用百分数表示。例如，铜精矿品位为15%，即一

百吨干精矿中含有十五吨金属铜。

品位是评定产品质量的指标之一。通常用α表示原矿品位；β表示精矿品位；θ表示尾矿品位。

2．产率　产品重量对于原矿重量之比，叫该产品的产率，以γ表示。例如，选矿厂每昼夜处理原矿石重量（$Q_{原矿}$）为五百吨，获得精矿重量（$Q_{精矿}$）为三十吨，则精矿产率（$\gamma_{精矿}$）为

$$\gamma_{精矿}=\frac{Q_{精矿}}{Q_{原矿}}\times 100\%=\frac{30}{500}\times 100\%=6\%;$$

尾矿产率（$\gamma_{尾矿}$）为

$$\gamma_{尾矿}=\frac{Q_{原矿}-Q_{精矿}}{Q_{原矿}}\times 100\%=\frac{500-30}{500}\times 100\%=94\%;$$

或　$\gamma_{尾矿}=100\%-\gamma_{精矿}=100\%-6\%=94\%$。

3．选矿比　选矿比即原矿重量对于精矿重量之比值。用它可以决定获得一吨精矿所需处理原矿石的吨数。以上例数值为例，则

$$选矿比=\frac{Q_{原矿}}{Q_{精矿}}=\frac{500}{30}=16.7$$

4．富矿比　富矿比或称富集比，即精矿中有用成分含量的百分数（β）和原矿中该有用成分含量的百分数（α）之比值，常以i表示。它表示精矿中有用成分的含量比原矿中该有用成分含量增加的倍数。如上例中，原矿中铜的品位为1%，精矿中铜的品位为15%，则其富矿比为　$i=\frac{\beta}{\alpha}=\frac{15\%}{1\%}=15$。

5．回收率　精矿中金属的重量与原矿中该金属的重量之比的百分数，称为回收率，常用ε表示。回收率可用下式计算

$$\varepsilon=\frac{\gamma\beta}{100\alpha}\times 100\%$$

式中　ε——回收率，%；

α——原矿品位，%；

β——精矿品位，%；

γ——精矿产率，%。

金属回收率是评定分选过程（或作业）效率的一个重要指标。回收率越高，表示选矿过程（或作业）回收的金属越多。所以，选别过程中应在保证精矿质量的前提下，力求提高金属回收率。

第一篇　矿石的准备作业

第一章　矿石准备作业的基本概念

第一节　概　　述

矿石准备作业一般指选别前矿石的粉碎作业。通常包括破碎筛分和磨矿分级。有时，还可包含洗矿、预选等作业。它是将矿石通过破碎（或磨矿）等主要手段，使有用矿物与脉石矿物单体解离，达到入选粒度要求的过程。在选别过程中，为满足下一个选别作业粒度的要求，还可在中间加入一定的粉碎作业。

选别过程所要求的粒度取决于矿石中有用矿物与脉石矿物的嵌布粒度。嵌布粒度越细，要求将矿石粉碎得越细。但合理的破碎粒度必须经过技术、经济全面比较确定。根据目前选矿厂常用粉碎设备的技术性能，欲将采出的矿石（井下开采达300～600毫米，露天开采达1000～1500毫米）粉碎到单体解离，一般不能一次完成，而需连续几次粉碎。通常将最终粉碎产品粒度为5毫米以上的粉碎过程，称为破碎；取得更细产品粒度的粉碎过程，称为磨矿。当然，它们的划分是相对的。

破碎和磨矿过程在选矿厂占有重要地位。矿石经粉碎后，有用矿物与脉石矿物的单体解离程度直接影响分选指标。选矿厂的破碎和磨矿设备基建费几乎占全厂总基建费的一半以上，其生产费用亦约占选厂总成本的30～50%。因此，确定合理的粉碎粒度和工艺流程，合理选择、使用、维护破碎和磨矿设备，对于提高生产能力，减少基建投资，节约能耗，降低选矿成本和改善选矿指标，具有重要作用。

矿石粉碎过程中所表现出来抵抗外力的强度大小，称为矿石

粉碎的难易程度。它是衡量矿石可碎性或可磨性的标准。它主要取决于矿石的结构特性和矿物的结晶形态。矿物晶格间的作用力越大，硬度就越大，也就难碎。矿石或矿物的结构具有某些缺陷、裂隙时，往往首先易在该部位破裂。

影响矿石破碎难易程度的最主要因素是矿石的硬度。它是指矿石抵抗其它物质压入或刻划的能力。选矿上常用矿石的极限抗压强度$\sigma_{压}$或者普氏硬度系数$f\left(=\frac{\sigma_{压}}{100}\right)$来表示。工业中常用的矿石硬度和可碎性系数及可磨性系数如表1-1所示。

矿石硬度和可碎性、可磨性系数　　表 1-1

硬度等级	$\sigma_{压}$	普氏硬度系数 f	可碎性系数	可磨性系数	实例
很软	<200	<2	1.30～1.40	1.40～2.00	石膏、无烟煤
软	200～400	2～4	1.15～1.25	1.25～1.50	页岩、泥灰岩
中等硬度	400～800	4～8	1.00	1.00	硫化矿
硬	800～1000	8～10	0.80～0.90	0.75～0.85	一般铁矿
很硬	>1000	>10	0.65～0.75	0.50～0.70	玄武岩、含铁石英岩

第二节　破碎方法及一般概念

一、矿石的破碎方法

目前选矿工业主要是利用机械力破碎矿石。常用的破碎方法有压碎（图1-1 a）；劈碎（图1-1 b）；折断（图1-1 c）；磨碎（图1-1 d）；击碎（图1-1 e）。

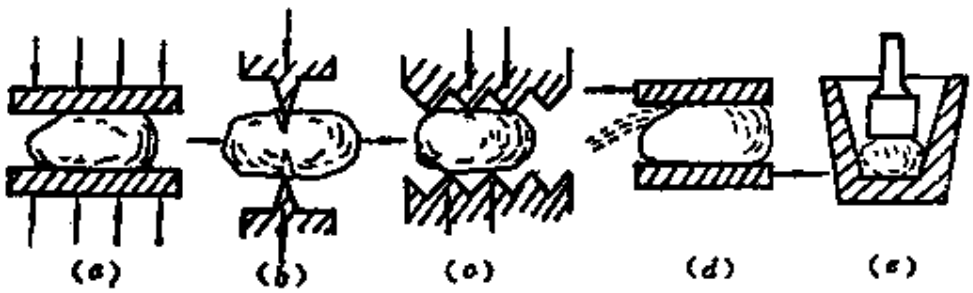


图 1-1　常用的破碎方法

(a) 压碎；(b) 劈碎；(c) 折断；(d) 磨碎；(e) 击碎

目前采用的破碎（磨矿）机械，一般都是上述几种方法的联合作用。对于硬矿石，以压碎方法较合理；粘性矿石应采用压碎和磨碎方法；脆性和软性矿石以劈碎和击碎方法为宜。随着新型耐磨材料的出现，亦可采用效率高、破碎比大的击碎方法来破碎硬矿石。

二、破碎（磨矿）阶段

物料经过破（磨）碎的次数，即为破碎（磨矿）阶段的段数。生产实践中，大致分为下列阶段：

1）粗碎　给矿粒度1500～500毫米，破碎到400～125毫米；

2）中碎　给矿粒度400～125毫米，破碎到100～25毫米；

3）细碎　给矿粒度100～25毫米，破碎到25～5毫米；

4）粗磨　给矿粒度25～5毫米，磨碎到1～0.3毫米；

5）细磨　给矿粒度1～0.3毫米，磨碎到0.1～0.074毫米。

破碎（磨矿）阶段的划分是相对的。它与选矿厂的规模和其它条件有关，随着破碎（磨矿）新设备、新工艺的出现和应用，将发生较大变革。近年来，国内外大型液压机械和自磨、半自磨技术正在逐渐推广应用，这使粉碎流程简化，效率提高。如，美国皮马和加拿大洛奈克斯选矿厂采用自磨后，将粗碎产品200毫米左右的矿石直接给到ϕ9.6米大型自磨机，使传统的三段破碎和两段磨矿流程大为简化。絮凝-沉淀-浮选新工艺处理微细粒嵌布矿石的发展，往往需要有超细磨技术与之适应。因此，研制、应用和推广新粉碎设备和工艺，是发展我国选矿工业的一项重要措施。

三、破（磨）碎比

破（磨）碎比是破碎（磨矿）机的给矿最大矿块尺寸（D）与该段破碎（磨矿）机的产品中最大矿块尺寸（d）之比，即破（磨）碎比$i=\frac{D}{d}$。它的大小，说明矿石经过破（磨）碎以后，其粒度缩小的倍数，是衡量矿石破碎前后粒度变化程度和均衡分配各段破碎（磨矿）机工作的参数。矿块的最大粒度一般以95%

的该物料能通过的方形筛孔尺寸来表示。

作业总破（磨）碎比等于各段破（磨）碎比的乘积。如，采用三段破碎，各段破碎比分别以i_1、i_2、i_3表示，则总破碎比$i_总=i_1\times i_2\times i_3$。

一定的破碎设备，其破碎比范围一定。因此，总破碎比往往决定了破碎段数。

第三节　破碎假说简介

对于破碎理论的研究很多。尽管它们还处于假说阶段，但它们对于揭示破碎过程的物理实质和破碎前后粒度的变化与破碎时功耗的关系，以及用于计算破碎机的工作效率等都有一定意义。这里仅介绍下列几个主要假说。

一、面积假说

此假说由德国学者雷廷格于1867年提出。它揭示了破碎与表面能的关系。认为破碎过程的功耗与物料新生成的表面积成正比。由于破碎的粒度越细所产生的新生表面也越多，因此，破碎过程的功耗与破碎比成正比。

$$A_1=K_1Q\left(\frac{i-1}{D_0}\right) \tag{1-1}$$

式中　A_1——破碎过程的功耗；

Q——破碎物料的重量；

i——破碎比；

D_0——破碎前的物料粒度的平均直径；

K_1——与物料性质有关的比例系数。

面积假说适用于完全均匀的脆性物料以及破碎比大、变形较小（如磨碎）的情况。用于10～1000微米的细磨范围，相当适宜。

二、体积假说

此假说是1874年俄国学者基尔皮切夫从变形能的观点提出的。以后，美国学者基克亦提出相同的理论。它揭示了破碎与变

形能的关系。认为破碎物料时的功耗与物料的体积（或重量）成正比。其数学表示式为：

$$A_2 = K_2 Q \ln i \qquad (1\text{-}2)$$

式中 A_2——破碎物料时的功耗；

Q——破碎物料的重量；

i——破碎比；

K_2——与物料性质有关的系数。

体积假说较适用于各向同性的脆性物料、产生新生表面不多的粗、中碎，以及作用力为压力时的情况。用于大于1厘米的破碎较正确。

三、裂缝假说

此假说是1952年美国学者榜德在综合分析了上述两假说和总结实际资料的基础上提出的中间假说。它认为不规则物料被破碎时的功耗与生成的裂缝长度成正比。若用破碎比来表示时，其数学式为：

$$A = \frac{K_3 Q}{\sqrt{D_0}}(\sqrt{i} - 1) \qquad (1\text{-}3)$$

式中 A——破碎物料时的功耗；

Q——破碎物料的重量；

D_0——破碎前物料粒度的平均直径；

i——破碎比；

K_3——比例系数。

裂缝假说一般用于常规的棒磨和球磨范围是较适应的。

第二章　破　碎　筛　分

第一节　破　碎　机　械

随着科学技术的发展，各种新型、高效的破碎设备正在逐渐出现并开始应用。但目前国内大多数金属矿石选矿厂，主要还是采用颚式破碎机、旋回破碎机和弹簧圆锥破碎机等常规破碎设备。

破碎机的型号和规格，主要根据所处理的矿石性质、选厂规模以及厂址地形等条件，综合比较确定。一般处理中硬以上矿石时，粗碎应用颚式或旋回破碎机。选厂规模较大，山坡建厂者宜用旋回；选厂规模小、平地建厂以及矿石中粘性物料多者，可用颚式；中细碎多采用圆锥破碎机，少数采用对辊破碎机。中硬以下或片状、易脆矿石，可用具有冲击作用的反击式破碎机。

一、颚式破碎机

颚式破碎机是一种间断工作的破碎机械。目前工业上广泛应用的有简单摆动式（图2-1）和复杂摆动式（图2-2）两种。

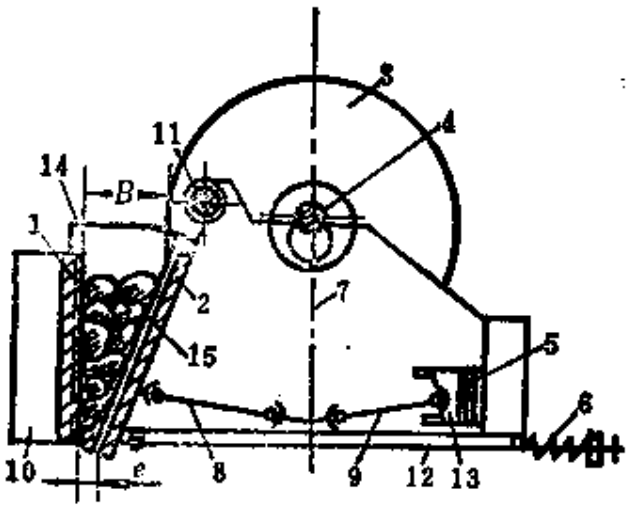


图 2-1　简单摆动式颚式破碎机

1—固定颚板；2—可动颚板；3—飞轮；4—偏心轴；5—垫片调整装置；6—弹簧；7—连杆；8—前肘板；9—后肘板；10—机体；11—可动颚板悬挂心轴；12—拉杆；13—楔铁；14—皮带（图中未画出）；15—衬板

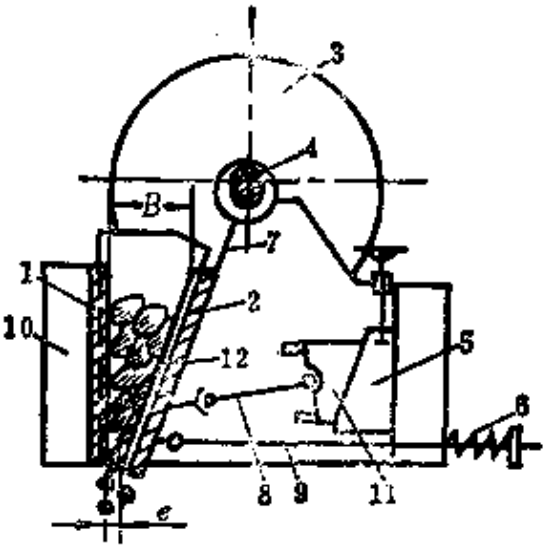


图 2-2　复杂摆动式颚式破碎机

1—固定颚板；2—可动颚板；3—飞轮；4—偏心轴；5—滑块调整装置；6—弹簧；7—连杆；8—肘板；9—拉杆；10—机体；11—楔铁；12—衬板

简单摆动式颚式破碎机可动颚板悬挂轴与偏心轴分开，可动颚板仅作简单摆动，破碎物料以压碎为主，多制成大、中型，破碎比3～5。复杂摆动式颚式破碎机悬挂轴与偏心轴合一，可动颚板既作摆动，又作旋转运动，因此除有压碎、折断作用外，还有磨剥作用，一般制成中、小型，破碎比可达10。随着耐冲击的大型滚动轴承的出现，复杂摆动型颚式破碎机有向大型发展的趋势。

颚式破碎机工作时，传动机构带动偏心轴转动，使连杆上下垂直运动。借助肘板（推力板），使可动颚板绕悬挂心轴作周期摆动。当连杆向上运动时，肘板使可动颚板靠近固定颚板，破碎腔中的矿石受到挤压、劈裂和弯曲的联合作用而破碎。当连杆向下运动时，可动颚板借助拉紧弹簧的恢复力离开固定颚板，已被破碎的矿石在重力作用下，经排矿口排出。

肘板常使用铸铁材料，设备过负荷时，肘板可折断，使破碎机停止工作，以免机器主件损坏。排矿口调节采用滑块装置（见图2-2）或垫片装置（见图2-1），目前，简摆式排矿口调节装置已多采用垫片装置。借助调节楔铁沿滑道上下滑动或增加和减少垫片层的厚度，即可调整排矿口的大小。

颚式破碎机的规格用给矿口宽度（B）和长度（L）表示。

颚式破碎机结构简单、不易堵矿、工作可靠、易于制造、维护方便，至今仍广泛应用。主要用于中硬以上矿石的粗碎和中碎。与旋回破碎机相比，其缺点是生产率低、破碎比小、产品粒度不均。

使用时，一般啮角为18°～20°。在保证产品粒度的要求下，适当增大排矿口，可提高生产率。适宜的偏心轴转速，应保证破碎产物从容排出，且又有较高的生产能力和较低的电耗。

二、旋回破碎机

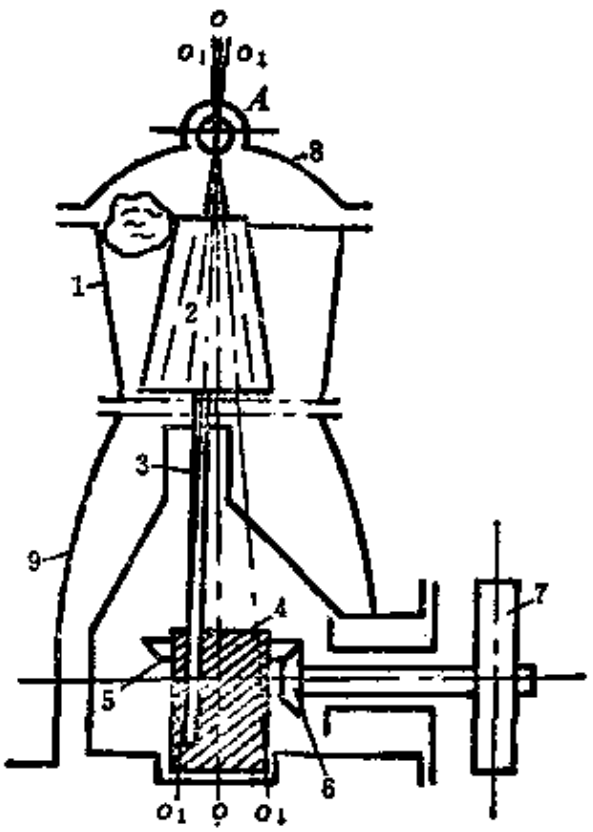


图 2-3　旋回破碎机示意图

1—固定圆锥；2—活动圆锥；3—主轴；4—偏心套筒；5—大伞齿轮；6—小伞齿轮；7—皮带轮；8—横梁；9—下部机座

旋回破碎机是连续工作的破碎机械。其结构及工作原理示意图见图2-3。它主要由机架、活动圆锥、固定圆锥、主轴、大小伞齿轮和偏心套筒等组成。活动圆锥的主轴支承在横梁上面的固定悬挂点A中，主轴下部置于偏心套筒内。偏心套筒转动时，使

锥体绕中轴作连续的偏心旋回运动。活动圆锥靠近固定圆锥时，矿石受到挤压而破碎；离开时，破碎产品靠自重经排矿口排出。

目前我国生产的都是中心排矿式的旋回破碎机，破碎比3～5。

排矿口大小利用主轴上端的锥形螺帽（开口螺母）调整。螺帽顺转或反转，使活动圆锥锥体上升或下降，从而减小或增大排矿口。其平均啮角为22°。通过装在皮带轮上的四个保险轴销（削弱断面的切口）来实现保险。这种保险装置虽很简单，但可靠性差，现在多数利用电流过载保护装置。活动圆锥和固定圆锥表面敷设锰钢衬板，磨损后可以更换。

旋回破碎机规格，以最大给矿口宽度（B）来表示。

旋回破碎机工作平稳、生产率高、易于启动、破碎比大、产品粒度均匀，同时可以挤满给矿，辅助设备少。它广泛用于粗碎、中碎各种硬度的矿石。其缺点是构造复杂、机身较高、基建费贵。

三、中细碎圆锥破碎机

用于中碎的圆锥破碎机叫标准圆锥破碎机；用于细碎的叫短头圆锥破碎机；居于上述两者之间的叫中型圆锥破碎机。圆锥破碎机结构及工作原理示意图见图2-4。它们的工作原理与旋回破碎机基本相同但结构上有如下区别：

（1）中、细碎圆锥破碎机的活动圆锥和固定圆锥都是正立的截头圆锥，圆锥形状缓倾，破碎腔中存在一个平行区，适应了控制排矿粒度均匀的要求。而旋回破碎机的圆锥形状是急倾斜的，活动圆锥正立，固定圆锥倒立。

（2）中、细碎圆锥破碎机的活动圆锥支承在球面轴承上。而旋回破碎机的活动圆锥则悬挂在机体上部的横梁上。

（3）中、细碎圆锥破碎机的机架由上、下两部分组成，其间用螺栓联接，在螺栓上套有弹簧，借助附有手柄的铰杆和铰链，可使固定圆锥上升或下降，从而调节排矿口的大小。而旋回破碎机则利用主轴上端螺帽，调整悬挂活动圆锥上下，从而调节

排矿口的大小。

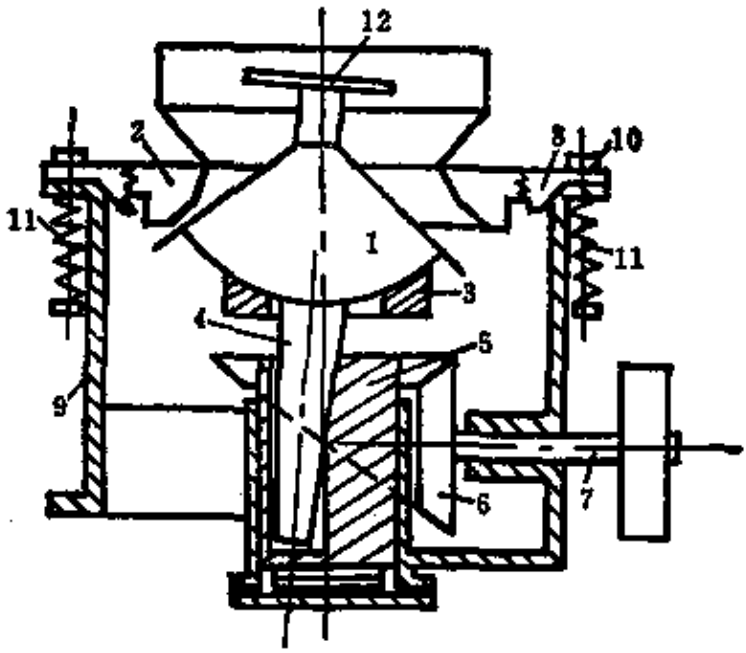


图 2-4 圆锥破碎机示意图

1—可动圆锥；2—固定圆锥；3—球面轴承；4—主 轴；5—偏心轴套；6—伞形齿轮；7—传动轴；8—支承环；9—机体；10—螺 栓；11—弹簧；12—分矿盘

（4）中、细碎圆锥破碎机有弹簧保险装置，可靠性大。当破碎腔中进入非破碎物时，支承在弹簧上面的固定圆锥（调整环）和上部机架（支承环）同时向上抬起，使弹簧压缩，排矿口增大，从而使非破碎物从排矿口排出，避免机器的损坏。然后，支承环和调整环借助弹簧的弹力，恢复原位。

中碎和细碎圆锥破碎机的结构基本类似，只是标准型给矿口大，平行区短；短头型给矿口小，平行区长；中型则居中。如图(2-5)。

中、细碎圆锥破碎机的规格用活动圆锥的底部直径表示。

中、细碎圆锥破碎机生产能力大、功率消耗低、破碎比大($i=4\sim5$)、产品粒度均匀。目前广泛用于各种硬度矿石的中碎和细碎。但不宜处理粘性物料。

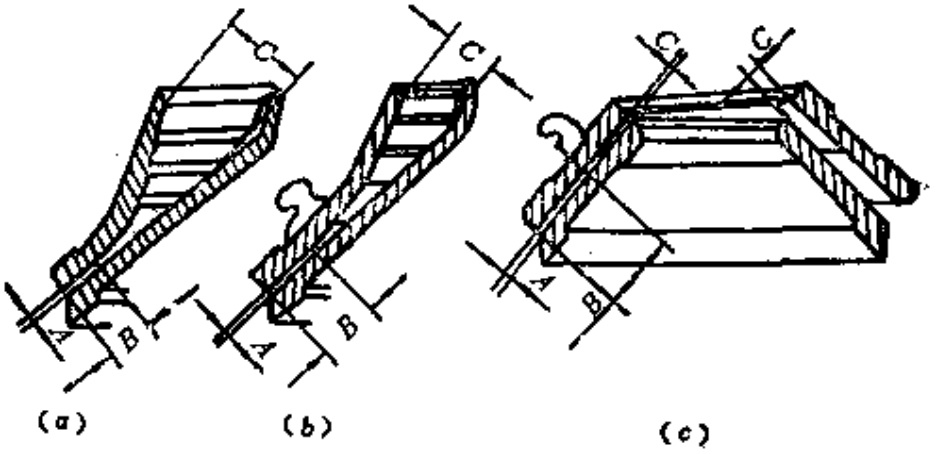


图 2-5　中细碎圆锥破碎机的破碎腔型式

A—排矿口宽度；*B*—平行带长度；*C*—给矿口宽度

(*a*) 标准型；(*b*) 中型；(*c*) 短头型

四、其它破碎机械

对辊破碎机是最常见的中硬矿石中、细碎机的一种。其结构和工作原理图如图2-6所示。

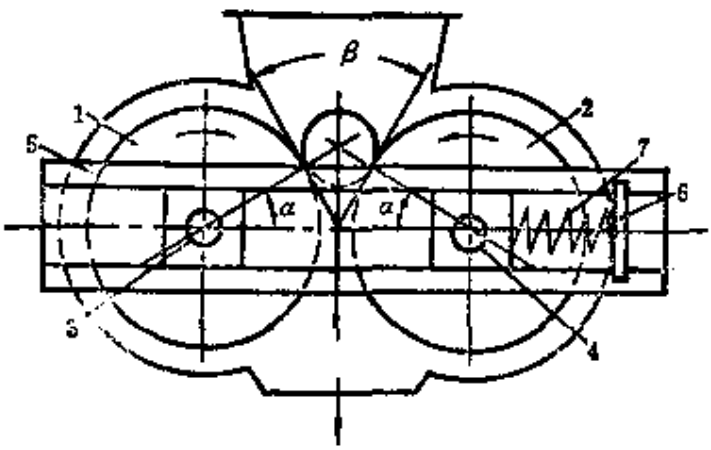


图 2-6　对辊破碎机示意图

1—固定辊；2—可动辊；3—固定辊轴承；4—可动辊轴 承；5—导槽；6—垫片；7—弹簧

两个相向回转的圆辊，借助于摩擦力，将给入的矿石卷进两辊之间的空间（破碎腔），使矿石受到挤压和研剥而破 碎。破碎后的产品靠自重排出。排矿口宽度借助增减垫片 6 移动可动辊轴承来调整。弹簧 7 为保险装置。

对辊机的规格以破碎辊的直径和长度（如750×500）来表示。光滑辊面的对辊机可用于处理较硬的物料。齿状或沟槽形辊面的对辊机适于处理松软物料。

对辊机生产能力小，辊面磨损不均，应用受到一定限制。但它结构简单，维护方便，过粉碎少，产品粒度均匀，故在小型选矿厂，尤其在我国小型重选厂仍较常用。

反击式破碎机是一种高效的新型破碎设备。它主要靠冲击方式破碎。目前已广泛用于化工、煤炭、建筑等工业部门，也逐渐开始用于金属矿山工业上。其结构及工作原理示意见图2-7。它主要由转子1，锤头2，反击板3、4，拉杆5和机架6等组成。

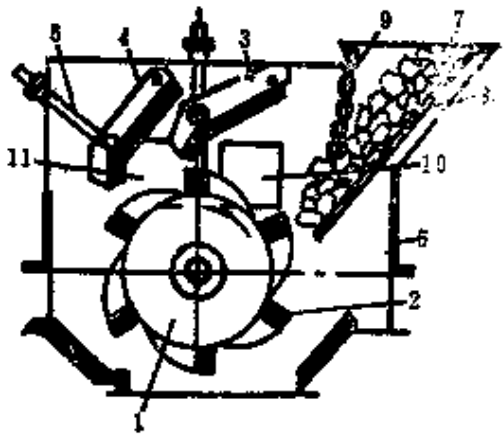


图 2-7 反击式破碎机
1—转子；2—锤头；3—第一反击板；4—第二反击板；5—拉杆；6—机体；7—给矿口；8—筛板；9—链幕；10—第一破碎区；11—第二破碎区

矿石通过链幕9落到反时针方向旋转的转子1上，受到锤头2的强烈冲击。矿石在锤头和反击板之间反复受到冲击、碰撞而破碎。破碎产品借自重排出。

调节反击板下缘与锤头间的间隙，可调节产品粒度大小。当机器中进入非破碎物时，反击板压缩拉杆弹簧后移，增大了反击板下缘与锤头间的间隙，使非破碎物排出，保证了机器的安全。

反击式破碎机结构简单；破碎比大（$i=50\sim60$）；生产能力高；功率消耗低；可进行选择性破碎；适应性强；故硬性、脆性和潮湿矿石的破碎均可采用。其主要缺点是锤头磨损严重，寿命很短。

反击式破碎机的规格用转子直径和转子长度（$\phi \times L$）来表示。

五、液压技术在破碎机中的应用

近十几年来，液压技术在破碎设备中的应用进一步得到了发

展。目前主要侧重于应用液压原理调整排矿口和保险。从而克服了常规破碎机排矿口调整比较困难和保险装置可靠性差等缺点。

目前我国某些生产选厂使用的弹簧-液压式中细碎圆锥破碎机，是在弹簧式圆锥破碎机的基础上局部改进的产品。结构上主要增加了液压锁紧缸和液压推动缸。前者用于固定支承环和调整环（即锁紧固定圆锥）；后者则用来调整排矿口。它的保险装置依然沿用了弹簧保险装置。

可以作为液压圆锥破碎机发展方向的是底部单缸液压圆锥破碎机。其结构、原理示意如图2-8。通过油缸中油量的增减，致使可动锥体上升或下降，达到调节排矿口的目的。机器的过载保险作用，通过与液压缸活塞下的高压油路相通的活塞式蓄能器来达到。其内充有压力高于正常破碎时所需油压的氮气（50～60公斤/厘米^2）。当铁块或其它非破碎物通过破碎腔时，高压油路中的油压大于蓄能器内氮气的压力，则油进入蓄能器内，破碎锥下降，排矿口增大，非破碎物排除，机器达到保险。

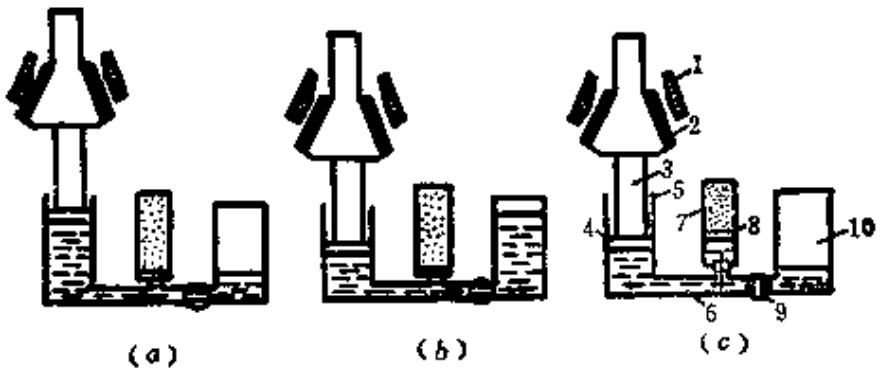


图 2-8　底部单缸液压圆锥破碎机工作原理图

1—固定圆锥；2—可动圆锥；3—主轴；4—液压缸活塞；5—液压油缸；6—油管；7—蓄能器；8—蓄能器活塞；9—阀；10—油箱

底部单缸液压圆锥破碎机结构简单，制造容易，操作方便，便于自动控制，是一种性能较好的液压破碎设备。它可用于坚硬矿石的中、细碎。

液压颚式破碎机是液压技术用于简单摆动颚式破碎机的实例。其结构如图2-9。主要结构特点是：(1) 采用了液压连杆，

达到分段启动和过铁保险的良好效果；（2）采用了与液压缸连接的楔铁调整装置，使排矿口的调整更为方便。我国已自行设计制造900×1200的液压颚式破碎机，经生产实践证明，其使用性能良好。

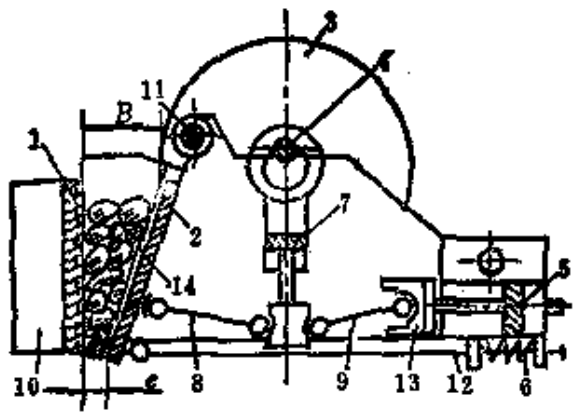


图 2-9　液压颚式破碎机

1—固定颚板；2—可动颚板；3—飞轮；4—偏心轴；5—液压调整装置；6—弹簧；7—液压连杆；8—前肘板；9—后肘板；10—机体；11—可动颚板悬挂心轴；12—拉杆；13—楔铁；14—衬板

第二节　筛　　分

筛分是利用筛子（单层或多层）将粒度范围较宽的混合物料按粒度分成若干个不同级别的过程。它主要与物料的粒度或体积有关，比重和形状的影响很小。

筛分时，通过筛孔的物料称为筛下产品；留在筛上的物料，称为筛上产品。例如，筛孔尺寸为15毫米，筛上产品用＋15毫米表示；筛下产品用－15毫米表示。若用n层筛面筛分物料，可得到$n+1$种产品。

破碎前进行的筛分，称为预先筛分。其任务为预先分出合格粒度产品，使它不再进入破碎机，以避免矿石的过粉碎和提高破碎机的生产率。

对破碎作业产物进行的筛分，称为检查筛分。其目的为控制破碎产品以符合粒度要求。

一、筛分机械

目前，国内绝大多数选矿厂采用的筛分设备是振动筛，其中尤以自定中心振动筛应用最多。圆筒筛、平面摇动筛、共振筛、弧形筛等少数选矿厂有所应用。近年来，细筛在国内外选矿厂的应用已引起人们高度重视。下面仅介绍几种主要筛分设备。

1．棒条筛

棒条筛是由许多平行排列的钢棒条（格条）组成。格条由螺栓相串，格条间以套管隔成相等的间距，形成所要求的筛缝宽度。选矿厂常用钢轨作为格条，坚固耐用。

棒条筛一般装置成一定的倾斜角度，它应该大于矿石与筛面的摩擦角。矿石依靠自重，自上而下沿筛面滑滚，达到筛分。筛面倾角与物料的湿度有关，一般30°～55°。

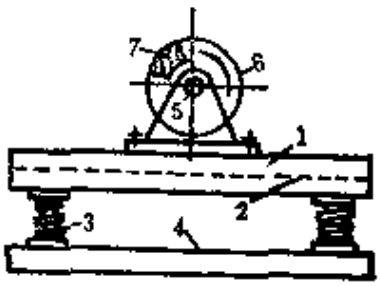


图 2-10 惯性振动筛
1—筛框；2—筛网；3—弹簧；4—筛架；5—轴；6—偏重轮；7—配重

棒条筛结构很简单，不需动力，在选矿厂广泛应用。它适宜筛分大于50毫米的粗粒物料，一般作粗、中碎前的预先筛分。

2．惯性振动筛

这是通过由不平衡体的旋转所产生的离心惯性力，使筛子产生振动的一种筛分机械。其结构及工作原理示意见图2-10。

安有筛网 2 的筛框 1，倾斜地安装在弹簧 3 上，并与水平成15°～30°的倾角。穿过筛框的轴 5 上，装有带配重 7 的两个偏重轮 6 。偏重轮被轴带动旋转时，产生不平衡的离心惯性力，并作用于筛框和弹簧，使筛子振动。筛框的运动轨迹为椭圆。

这种惯性振动筛的振幅可借助改变配重来进行调节。其规格以筛网尺寸（宽度×长度）表示。

由于它完全是弹性联接，可平衡惯性力，故转速可很高，筛分效率高达80%。它适用于处理细粒级矿石（0.1～15毫米），还能筛分潮湿和粘性物料。主要缺点是电动机振动大，寿命受影

响；振幅不能太大，不宜处理粗粒物料。

3. 自定中心振动筛

自定中心振动筛又叫万能吊筛。其结构和工作原理图如图2—11所示。筛框1由四根弹簧吊杆固定在筛框上方的支架上。筛框与水平成15°～25°的倾角。筛框内装有筛网和振动器。振动器的主轴3支承在滚动轴承4中，主轴的两端分别装有带配重6的飞轮7。

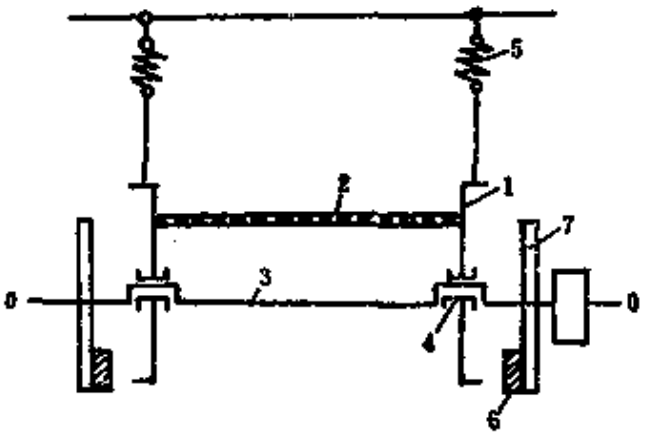


图 2-11 自定中心振动筛

1—筛框；2—筛网；3—偏心轴；4—轴承；5—弹簧；6—配重；7—飞轮

主轴旋转时，由于偏心产生的离心力和飞轮的配重所产生的离心力互相平衡，则筛框中部绕轴线0—0作半径为r的圆周运动，此时，对主轴的轴线0—0而言，它在空间的位置始终不变。所以这种振动筛称为自定中心振动筛。

自定中心振动筛的振幅可以通过增减飞轮上的配重和通过偏心轴套改变偏心距来进行调整。其规格表示方法同惯性振动筛。

这种振动筛筛分效率高、生产能力大、应用范围广、结构简单、调整方便、工作可靠。它广泛应用于选矿、煤炭等工业部门，主要作中、细碎物料的筛分设备，最大给矿粒度可达150毫米。

4. 弧形筛和细筛

弧形筛是一种具有曲线筛面的湿式细粒级筛分(分级)设备。

按给矿方式，它可分为压力给矿式和自流给矿式两种。弧形筛的主体部分是带有弧形筛面的筛子。筛面由等距离、相互平行的固定筛条组成。矿浆以一定速度沿切向给入筛子内表面，垂直地流过筛条，受到筛条边棱的“切割”作用，导致矿浆层厚度逐渐变薄，从而达到分离。被“切割”部分矿浆，在离心力作用下，透过筛缝，成为筛下产品；未被“切割”部分矿浆，则在惯性力作用下，越过筛面，成为筛上产物。

对于压力给矿弧形筛，另一重要部分是喷嘴。喷嘴应使矿浆在整个筛面宽度上均匀、稳定，并具有合适的流速。改变喷嘴截面尺寸可改变流速。

弧形筛结构简单，工作可靠；分级精度高，产品粒度均匀；单位面积处理量可达振动筛的10～50倍。目前，国外已在煤炭、冶金、建材和化工等部门中推广使用。它在选矿厂主要用于选别前的预先筛分和脱水、脱泥作业，效果优于振动筛。主要缺点为筛面磨损较快。为增强抗磨性，国内已采用尼龙筛条。

生产实践中，对于180°和270°的压力给矿弧形筛，一般给矿压力分别为0.5～0.8公斤/厘米^{2}和1.5～2.5公斤/厘米^2。对于自流给矿弧形筛，一般为0.05～0.34公斤/厘米^2。筛孔宽度，对细粒分级为0.3～0.4毫米；对粗粒分级为0.5毫米以上。弧形筛的规格以筛面的曲率半径、筛面宽度和弧度，即$R \times B \times \alpha$来表示。

细筛是一种新型的湿式细粒级（0.2～0.044毫米）筛分（分级）设备。其结构如图2-12。

细筛在结构上与自流给矿弧形筛的差异是：

（1）筛面不是圆弧形，而是平面；

（2）筛框不是固定在筛体上，而是用弹簧悬挂在筛体上。因此，筛面与水平的倾角可以调节；

（3）细筛的筛框背面有敲打装置。敲打装置的打击锤周期性的振打筛框，使筛面产生瞬间振动，筛孔不易堵塞。

细筛的工作原理与自流给矿弧形筛相似。矿浆均匀给入并流

经筛面的过程中，产生重力分层现象，利于富集和分级。

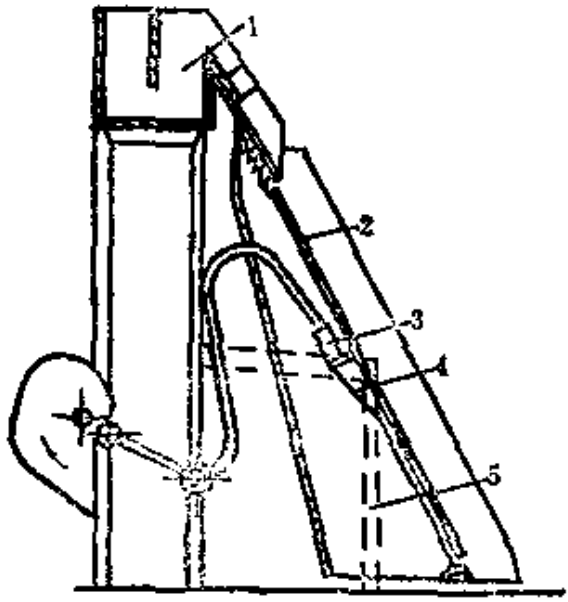


图 2-12 细筛结构示意图

1—给矿器；2—筛面；3—敲打装置；4—筛框；5—筛体

实践中，细筛筛面倾角一般为55°～60°。筛孔宽度0.10～0.15毫米。筛下颗粒的大小近似等于筛孔的水平投影。敲打机构可借直流电机和凸轮机构控制。振打次数和振打高度可以调节，一般振打次数为6～16次/分，振打高度为200～250毫米。其规格以筛面尺寸（宽度×长度）表示。

细筛除具有弧形筛的许多优点外，值得强调的是它在筛分过程中具有富集作用，且筛孔不易堵塞。

国内外实践表明，采用细筛再磨方法是提高磁铁矿精矿品位的一种经济有效的措施。细筛也是黑色金属选矿厂中很有前途的细粒分级设备。

二、筛分效率

筛分作业中，常以生产能力和筛分效率来衡量其工作的好坏。前者是数量指标，后者是质量指标。

所谓筛分效率，是指实际得到的筛下产品重量与筛分给矿中小于筛孔尺寸粒级的重量之比，用百分数表示或小数表示。

$$E=\frac{Q_1\cdot\beta}{Q\cdot\alpha}\times 100\% \qquad (2\text{-}1)$$

式中 Q——原矿的重量；

β——筛下产品中小于筛孔尺寸的粒级含量，%；

α——筛分原矿中小于筛孔尺寸的粒级含量，%；

Q_1——筛下产品的重量。

实际生产中，筛分过程是连续进行的。故要将原矿重量Q和筛下产品重量Q_1进行直接称量是很困难的。因此，筛分效率可利用原矿和筛上产物中小于筛孔尺寸的粒级含量间接求出：

$$E=\frac{100(\alpha-\vartheta)}{\alpha(100-\vartheta)}\times 100\% \qquad (2\text{-}2)$$

式中 E——筛分效率，%；

α——原矿中小于筛孔尺寸的粒级含量，%；

ϑ——筛上产品中残存的小于筛孔尺寸的粒级含量，%。

式2-2可依重量平衡方程式及粒度平衡方程式推出，是实际生产中计算筛分效率最常用的公式。

三、筛分分析

确定物料中颗粒大小分布规律的工作叫粒度分析。根据物料粗细的不同，有筛分分析、水力分析、显微镜分析等各种方法。

筛分分析是为确定粒度范围较宽物料群粒度和粒度组成所做的物料筛分。通常是采取物料的代表性试样，在一套筛孔逐渐缩小的筛子（即套筛）中进行，以测得物料中不同粒度级别的重量分布。筛分分析是选矿生产过程中最简便和常用的检查方法之一，适用于大于0.074毫米（或0.04毫米）物料的粒度分析。小于0.074毫米物料的粒度分析则主要用水力分析法进行。

选矿生产过程中，及时检查原矿及选矿产品的粒度特性，对指导生产具有重要意义。例如，为评价破碎筛分和磨矿分级效率，以及了解矿石泥化程度，均需进行筛分分析。为了分析选别作业的效果（如计算金属粒级回收率、判断金属流失或影响精矿质量的原因等），也往往需要筛分分析的配合。

筛分分析常用的筛子有两种：

（1）非标准套筛　套筛中各筛子的筛孔尺寸没有一定标准，可根据需要确定。它主要用于破碎、筛分产品等粗粒物料的筛分分析。

（2）标准套筛　各筛子的筛孔尺寸有一定比例。它主要用于磨矿、分级产品等较细物料的粒度分析。

由筛孔大小按照某种标准规定的一套筛子所组成的标准套筛，其筛孔尺寸从最上层到最下层是有规律地、按一定比例逐渐缩小，构成所谓筛序。

套筛的标准由基筛和筛比两个参数决定。基筛是指作为基准的筛子。筛比是指相邻两号筛子的筛孔尺寸之比。根据套筛的筛比和基筛筛孔大小不同，有各种不同的标准筛制。我国常用的标准套筛有泰勒标准筛和上海标准筛。泰勒标准筛有如下特点：

1）筛号是以“网目”（简称“目”）表示。它是指每英寸（相当于25.4毫米）长度内所具有的筛孔数目。它反映了筛孔尺寸的大小。例如，200目的筛子，即表示其筛网每英寸长度内具有200个筛孔，相当于其筛孔尺寸为0.074毫米；

2）基筛为200网目的筛子；

泰勒标准套筛部分筛序　　表 2-1

筛孔大小（网目）	筛孔实际尺寸（毫米）	筛孔大小（网目）	筛孔实际尺寸（毫米）
3	6.680	35	0.417
4	4.699	48	0.295
6	3.327	65	0.208
8	2.362	100	0.147
10	1.651	150	0.104
14	1.168	200	0.074
20	0.833	270	0.053
28	0.589	400	0.037

3）筛比有两个系列，一个是基本系列，筛比为 $\sqrt{2}=$

1.414；另一个是附加系列，筛比为$\sqrt[4]{2}=1.189$。一般选矿产物的筛分分析多用基本系列。

利用基筛的筛孔尺寸和筛比，可以计算出其它筛子的筛孔尺寸。例如计算150目筛子的筛孔尺寸时，可用基筛的筛孔尺寸乘以基本筛比，即0.074毫米$\times\sqrt{2}\approx$0.105毫米。

表2-1和表2-2分别列出我国常用的泰勒标准筛和上海标准筛的部分筛序。

上海标准筛筛序　　表 2-2

筛孔大小（网目）	筛孔实际尺寸（毫米）	筛孔大小（网目）	筛孔实际尺寸（毫米）
20	0.920	120	0.121
40	0.442	140	0.101
60	0.272	160	0.088
80	0.196	180	0.080
100	0.152	200	0.074

第三节　集　　尘

能长时间悬浮在空气中的固体微粒叫做尘。通常，借助抽风机把发尘点（密封或部分密封）里之含尘空气吸出的过程，称为除尘。借助沉降或其它方法，使尘粒与气体分离的过程，称为集尘。

一、集尘的目的和意义

由采场运来的矿石中，包含了大量凿岩爆破产生的矿粉；选矿厂的破碎、筛分、干磨、干燥以至于矿石的运输过程中，也将产生大量矿尘。微细尘粒弥散、悬浮，不仅影响环境卫生，增加设备磨损，造成有用矿物的流失，而且对工人健康危害极大。

灰尘对人体的损害程度，取决于它的化学性质及其在空气中的含量。选矿厂所产生的多是微细的硅质矿尘。破碎工段矿尘含量可能达到1600毫克/米^3。干燥机废气中，矿尘含量更可高达

10～20克/米³。这种矿尘（尤其是其中5～10微米的游离硅质矿尘）吸入人体肺部，会严重损害肺细胞，以致使人患矽肺病。我国工业企业设计卫生标准规定，对于含石英10%以上的各种粉尘及石棉灰，空气中含尘量不得超过2毫克/米³。即使是其它粉尘，也不允许超过10毫克/米³。因此，在选矿厂中的防尘工作十分重要。

二、集尘方法和设备

机器的运转、人的走动、气流的对流，都是尘粒弥散并悬浮于空气中的原因。但是，物料自高处落下而造成的空气过剩压力是最主要的原因。因此，找出产生灰尘的原因，严格限制发尘点尘粒扩散，采取有效防尘措施，是选矿工程技术人员的重要任务之一。

选矿厂常用的防尘方法，主要有喷水防尘、吸气除尘和集尘器集尘。

在不影响环境卫生（如不产生较多污水、湿气等）和后一作业的原则下，破碎、筛分和运送矿石时，用喷嘴喷水防尘是简易有效的防尘方法。弥散的水雾将加速尘粒的聚沉，减少灰尘的飞扬。喷嘴应装设在破碎机、运输机及矿仓的给矿排矿处。

在易发生灰尘的机器（如破碎机、筛分机、干燥机等）或矿石转运点加罩密封，限制矿尘的飞扬，也是选矿厂重要的防尘方法。为较彻底防止灰尘的发生，在密封罩中矿石落下发生过剩压力的地方，可接吸风管，排出含尘气体。若以自动控制代替人工操作机器，避免密封罩经常打开，则防尘效果更好。

为从含尘气体中分离气、尘，就需采用集尘器。选矿厂集尘设备有旋风集尘器、泡沫集尘器、布袋集尘器以及静电集尘器等。现仅介绍下列两种。

1．旋风集尘器

旋风集尘器的结构如图2-13所示。它是一个上部为圆筒形，下部为锥形的容器。含尘气体以20～30米/秒的速度经导管1切线方向送入器内。气流在器内作螺旋形回转运动，尘粒受离心力作

用，抛向器壁，坠落至排尘口6排出。除了尘的气体，作上升的螺旋运动，自排气管4排出。

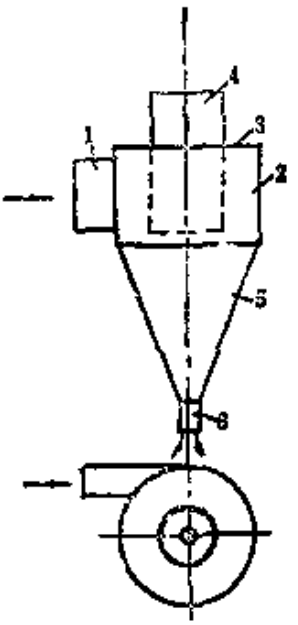


图 2-13 旋风集尘器示意图
1—进气导管；2—圆筒部；3—顶盖；4—排气管；5—圆锥部；6—排出孔

为了提高集尘效率，工作时须保持入口气流速度稳定（一般不应超过30米/秒）。同时应密封排尘口，以防止空气从下部吸入而带起已经沉淀的尘粒。

该装置主要用于回收大于20微米的细粒矿尘。效率可达70～80%。

为回收20微米以下的微细矿尘，提高旋风集尘器的集尘效果，往往采用小直径（150～250毫米）的旋风集尘器组。由于离心力与旋风集尘器直径成反比，尘粒在器内将受到较大的离心力作用，从而可使大于10微米的尘粒得到全部回收。

2．泡沫集尘器

泡沫集尘器也叫泡沫洗涤器。它是一种新型的湿法集尘器（图2-14）。它的结构简单，是一个圆形或柱形的容器，里面分为上、下两室，中间隔一层或数层筛板。水或其它液体由水管3给入筛板，受到经由筛板2上升的气体的冲击，形成一层流动泡沫层。含尘气体经导管1进入下室并上升时，较大尘粒受到筛孔漏下的液体的冲洗，由器底排出。微细尘粒随气流透过筛板，为泡

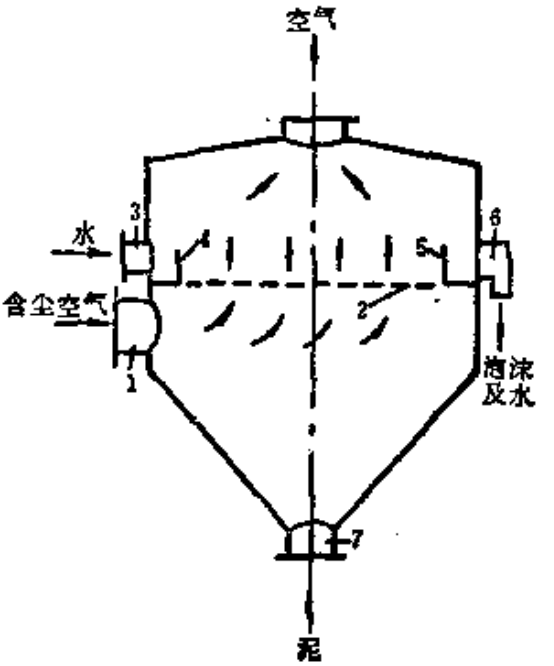


图 2-14 泡沫集尘器示意图
1、3、7—导管；2—筛板；4、5—溢流挡板；6—排出管

沫层所捕集，随即溢过挡板，由排出管6排出。净化的气体则由器顶排出。与水混成泥浆的尘粒，如需要回收，则可经浓缩、过滤和干燥，并加以收集。

泡沫集尘器主要用于旋风集尘器不能分离的微尘。当处理5～10微米的尘粒时，集尘效率可达98～99%。

第三章 磨矿分级

磨矿作业是矿石破碎过程的继续，是选别前准备作业的重要组成部分。它通常在磨矿机中进行，磨机内装有磨矿介质。若介质为钢球，则叫球磨机；介质为钢棒者叫棒磨机；介质为砾石者叫砾磨机。若以自身矿石作介质者，就叫矿石自磨机；矿石自磨机中再加入适量钢球，就构成所谓半自磨机。磨机的规格，都以筒体的直径×长度表示。

磨矿作业以湿式磨矿为主，而且一般与机械分级机组成闭路循环；但对于缺水地区和某些忌水工艺过程（如水泥厂、石棉厂生产过程或某些干法选矿过程），也有采用干式磨矿的。

第一节 磨矿过程的基本原理

一、磨矿机粉碎矿石的作用

磨机以一定转速旋转时，处在筒体内的磨矿介质由于旋转时产生离心力，致使它与筒体之间产生一定摩擦力。摩擦力使磨矿介质随筒体旋转，并到达一定高度。当其自身重力（实际是重力的向心分力）大于离心力时，就脱离筒体抛射下落，从而击碎矿石。同时，在磨机运转过程中，磨矿介质还有滑动现象，对矿石也产生研磨作用。所以，矿石在磨矿介质产生的冲击力和研磨力联合作用下得到粉碎（图3-1）。

二、磨矿介质在筒体内的运动规律

磨矿介质提升的高度与抛落的运动轨迹，主要决定于磨机的转速和磨矿介质的装填量。图 3-2 为磨机在三种转速时磨矿介质的运动情况。

低速运转时，磨矿介质提升高度较低，介质按照圆运动随筒体上升到一定高度后，离开筒体向下“泻落”。此时，冲击作用小，研磨作用较大。这种磨矿过程叫做泻落式磨矿，见图3-2(*a*)。

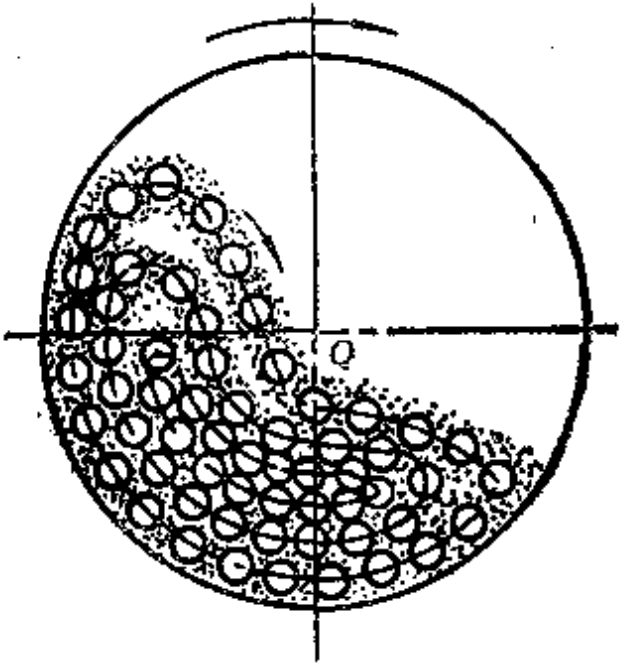


图 3-1　磨矿机粉碎矿石的作用

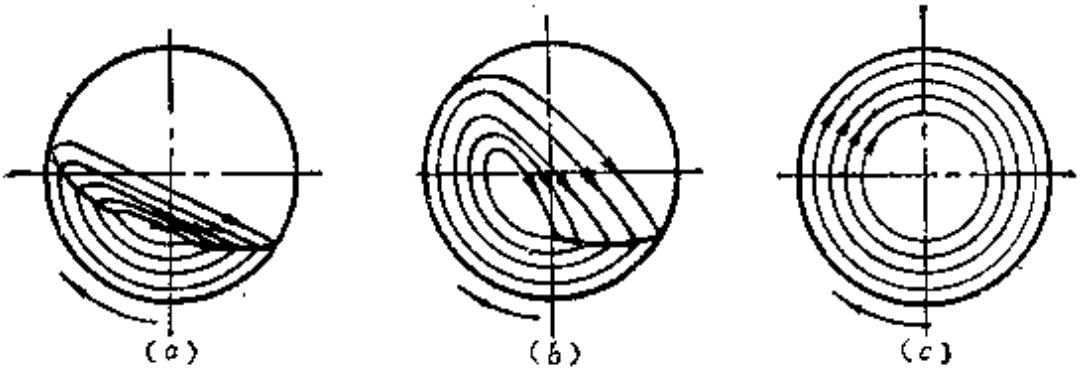


图 3-2　磨机在不同工作转速时磨矿介质的运动状态

(*a*) 低速运转；(*b*) 正常转速运转；(*c*) 离心运转

正常转速运转时，介质随筒体作圆运动上升到一定高度后，就以一定的初速离开筒体，并沿抛物线轨迹作向下“抛落”。此时，介质抛落的冲击作用较强，研磨作用相对较弱。这种磨矿状态称为抛落式磨矿见图3-2(*b*)。大多数磨机都处于这种磨矿状态下工作。

当磨机转速提高到某个极限数值时，磨矿介质几乎随筒体作同心旋转而不下落，见图3-2(*c*)。这种情况称为“离心运转”。介质产生离心运转时，理论上将失去磨矿作用。所以，磨机应在低于离心运转的转速条件下工作。

为了合理地选择磨机的工作参数（如临界转速、工作转速等），提高磨机的磨矿效率和生产能力，必须了解磨矿介质在筒体内的运动规律。

磨矿介质在磨机内的运动规律（图3-3），据实际观察和理论分析，可以简单概括如下：

（1）当磨机在一定的转速条件下运转时，介质在离心力和重力的作用下作有规则的循环运动。图中的封闭曲线代表介质的运动轨迹。

（2）磨矿介质在筒体内的运动轨迹，由作圆弧轨迹的向上运动和作抛物线轨迹的向下运动所组成。

（3）各层介质上升高度不同。最外层到最内层介质的上升高度依次逐渐降低。

（4）各层介质的回转周期不同。愈靠近内层，回转周期愈短。

三、临界转速

生产中通常以最外层的磨矿介质开始“离心运转”时的筒体转速，称为磨机的“临界转速”。

根据图 3-4 中钢球的受力情况分析，以及 $P=G$ 的条件，经过演算，即可得出磨机的“临界转速” n_0 为

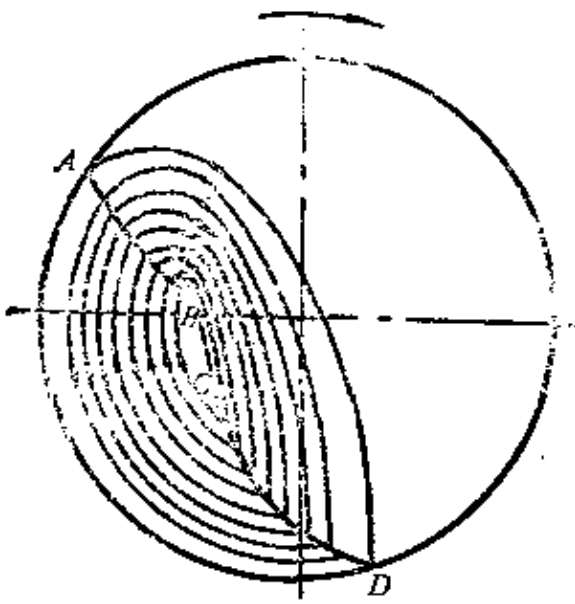


图 3-3 磨矿介质运动示意图

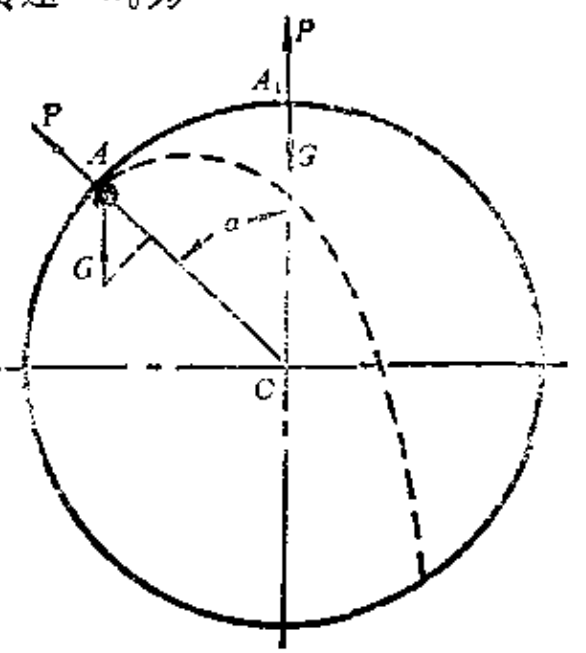


图 3-4 钢球在筒体内的运动图解

$$n_0=\frac{42.4}{\sqrt{D}}\text{（转/分）}\qquad(3\text{-}1)$$

式中 n_0——磨机的“临界转速”，转/分；

D——磨机筒体的有效直径，即筒体规格直径减去两倍衬板的平均厚度，米。

应当指出，式（3-1）没有考虑介质和衬板之间存在相对滑动。但是，在工业生产中仍常用此式计算磨机的“临界转速”，并作为衡量磨机工作转速是否合适的比较标准。

目前，国内生产的球磨机的工作转速一般是临界转速的80%～85%，即$n_{工}=(80\%\sim85\%)n_0$；棒磨机的工作转速稍低。

第二节 磨矿机械

工业上应用的磨矿设备类型很多。国内金属选矿厂，除少数老厂有使用圆锥形球磨机和一些重选厂使用棒磨机外，大部分是用圆筒形球磨机。近年来，不少黑色金属选矿厂开始采用了矿石自磨机。

一、球磨机

选矿厂常用的球磨机有格子型和溢流型两种。

1．格子型球磨机

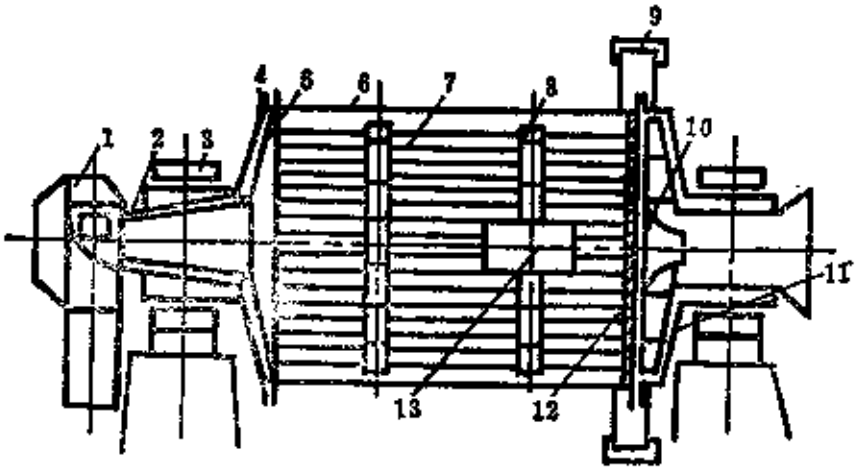


图 3-5 格子型球磨机示意图

1—联合给矿器；2—中空轴颈内套；3—主轴承；4—端盖；5—端盖衬板；6—筒体；7—衬板；8—楔形压条；9—大齿轮；10—轴颈内套；11—排矿部端衬；12—格子板；13—人孔

其结构构造如图 3-5 所示。它主要由筒体部、给矿部、排矿部、传动部、轴承部和润滑系统等六个部分组成。

筒体由厚钢板焊接而成，两端焊有法兰盘，分别与磨机的端盖联接。筒体上开有1～2个人孔，便于更换衬板和检查，其形状多为椭圆形和矩形。筒体内壁装有耐磨衬板，以提升钢球和保护筒体之用。衬板材料主要有高锰钢、高铬钢、耐磨铸铁和橡胶。橡胶衬板具有使用寿命长，生产费用低，重量轻，安装时间短，更换安全及噪音小等突出的特点。目前国外已广泛采用，国内建材、化工工业部门的湿式磨矿机亦已推广使用，效果显著。橡胶衬板的结构型式如图3-6。



图 3-6　橡胶压条衬板结构型式
(a) 非对称型；(b) 对称型

高锰钢衬板应用广泛，主要有两类：一类是表面光滑的衬板，另一类表面为非光滑的衬板；粗磨时常用非光滑衬板。锰钢衬板型式见图3-7。

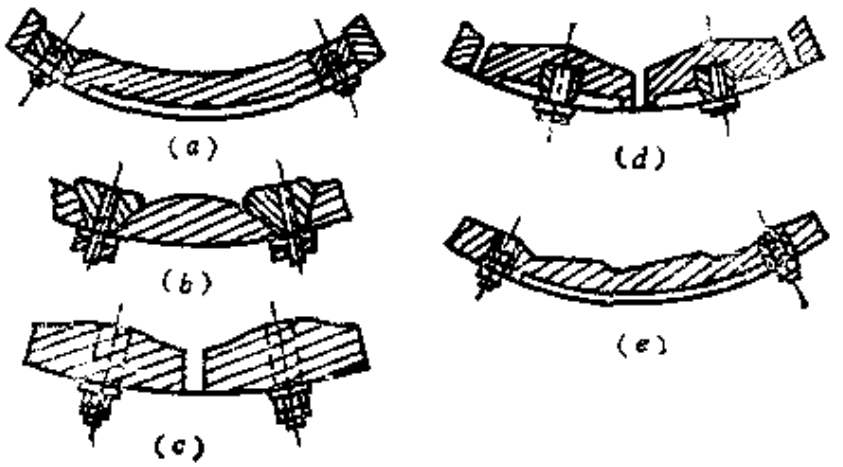


图 3-7　锰钢衬板的表面形状
(a) 平滑形；(b)　(c)　(d) 突起形；(e) 阶梯形

给矿部分由中空轴颈的端盖4和联合给矿器1以及轴颈内套2等组合成。给矿器用于向筒体内部输送原矿和分级机返砂。选矿厂球磨机采用的给矿器型式有：鼓式、蜗形以及联合给矿器三种。

排矿部分由中空轴颈的端盖11、扇形格子板12、中心衬板和轴颈内套10等零件组成。扇形格子板的篦孔大小和排列方式对球磨机的生产能力和产品细度都有很大影响。篦孔大小应能阻止钢球和未磨碎的粗颗粒在排矿时排出，又能保证含有合格粒度的矿浆顺利排出。为避免矿粒堵塞，篦孔断面应制成梯形，篦孔大小向排矿端方向逐渐扩大。篦孔的排列形式见图3-8。实践中，格子板的篦孔多采用倾斜排列方式。

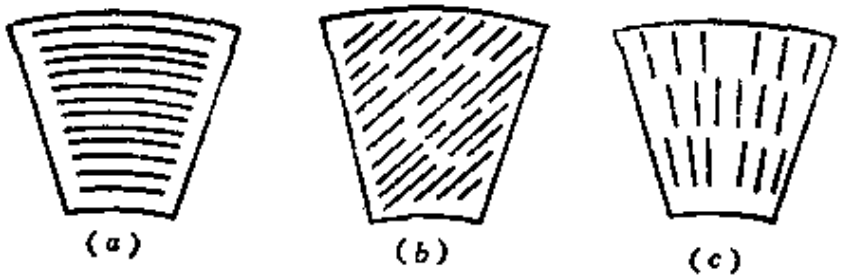


图 3-8　格子板篦孔的排列形式

(a) 同心圆排列；(b) 倾斜排列；(c) 辐射状排列

2. 溢流型球磨机

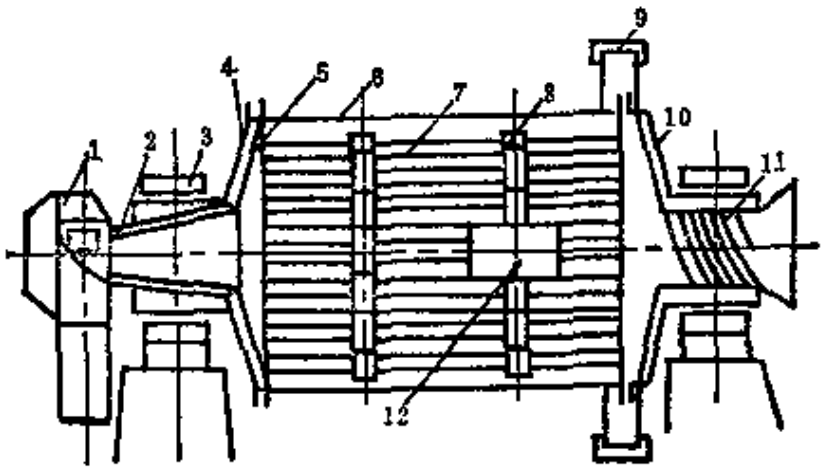


图 3-9　溢流型球磨机示意图

1—联合给矿器；2—中空轴颈内套；3—主轴承；4—给矿端盖；5—端盖衬板；6—筒体；7—衬板；8—压条；9—大齿轮；10—排矿端盖；11—轴颈内套；12—人孔

图 3-9 为溢流型球磨机示意图。它与格子型球磨机的不同仅在排矿部分没有扇形格子板装置，磨碎的矿浆经中空轴颈的排矿口自动溢出。一般在两段磨矿流程中，格子型多用在第一段，溢流型多用在第二段。但在当前新建和扩建的选矿厂，有优先选用格子型球磨机的趋势，这是因为：

（1）格子型球磨机的生产能力比同规格的溢流型球磨机约高20～30%。

（2）格子型球磨机的排矿端装有格子板（见图3-5之12），具有强制排矿作用，加速矿浆通过的速度，从而使其矿石过粉碎现象较溢流型球磨机少。

（3）为求全厂磨矿设备划一，两段磨矿有时往往选用同一种规格。

二、棒磨机

棒磨机和溢流型球磨机基本类似。不同的是它采用钢棒作为磨矿介质。钢棒长度一般比筒体长度短20～50毫米。棒磨机的锥形端盖敷上衬板后，内表面平直，这是为了防止筒体旋转时钢棒歪斜而产生乱棒现象。

棒磨机以钢棒的“线接触”产生的压碎和研磨作用来粉碎矿石。因此具有选择性的破碎作用，减少了矿石的过粉碎。其产品粒度均匀，钢棒消耗量低。

它一般用做第一段开路磨矿作粗磨作业。在钨、锡或其它稀有金属矿的重选厂或磁选厂，为了防止矿石过粉碎，常采用棒磨。棒磨机用于开路磨矿，可以代替短头圆锥破碎机作细碎。

其工作转速通常约为临界转速的60～70%；充填系数一般为35～40%。给矿粒度不宜大于25毫米。

三、砾磨机

砾磨机是一种用砾石或卵石作磨矿介质的磨矿设备。由于磨矿机的生产率与磨矿介质的比重成正比，因此砾磨机的筒体尺寸（D × L）要比相同生产率的球磨机大。同时，其衬板一般要求能够夹住磨矿介质，形成“自衬”，以减少衬板磨损，加强提升物

料能力和矿物间的粉碎作用。因此采用网状衬板和梯形衬板，或者两者的组合。

砾磨机是古老的磨矿设备之一。但基于它能耗小、生产费用低、节省金属材料(如磨矿介质)、能避免金属对物料的污染等特点，特别适用于对物料有某些特殊要求的场合。目前国外又开始逐渐广泛地用于处理金、银、重晶石等金属和非金属矿石。

使用砾磨机时，转速一般比球磨机略高，常为临界转速的85～90%，矿浆浓度一般比球磨机低5～10%。

四、矿石自磨机

矿石自磨机是借助矿石本身在筒体内的冲击和磨剥作用，使矿石达到粉碎的磨矿设备。用它对粗碎后的矿石进行自磨，是降低大型选矿厂破碎磨矿车间基建投资有前途的措施。

其结构由筒体部、给矿部、排矿部、传动部、轴承部和润滑系统等部分组成。与球磨机相比，其结构特点是：

（1）筒体直径（D）大，长度（L）短，一般$D/L=3$，这是为了减轻物料的轴向离析，提高磨机生产能力和强化磨碎过程的选择性。

（2）中空轴颈的直径大，长度短。直径大是为了适应给矿块度大的需要，通常中空轴颈内径约为最大给矿块度的两倍左右。长度短使给矿通畅。

自磨机可分为干式（气落式自磨机）和湿式(瀑落式自磨机)两种。它们在给矿和排矿端盖以及端盖衬板方面有所不同。干式自磨机（图3-10）端盖和筒体中心线是垂直的，筒体上装有“T”型提升衬板、压条衬板等，端盖上装有两圈环状的波峰衬板。提升衬板主要是提升矿石，改变矿石的运动状态等作用，它直接影响磨机的磨矿效果。波峰衬板的主要作用是增加矿石相互碰撞的机会，且使矿石在磨机内得到合理的分布。湿式自磨机(图3-11)的端盖与筒体中心线约呈15°夹角，且端盖为锥形，锥角约为150°左右，以防止矿石的偏析作用。筒体上装有“凹型”提升衬板，端盖上亦装有波峰衬板。

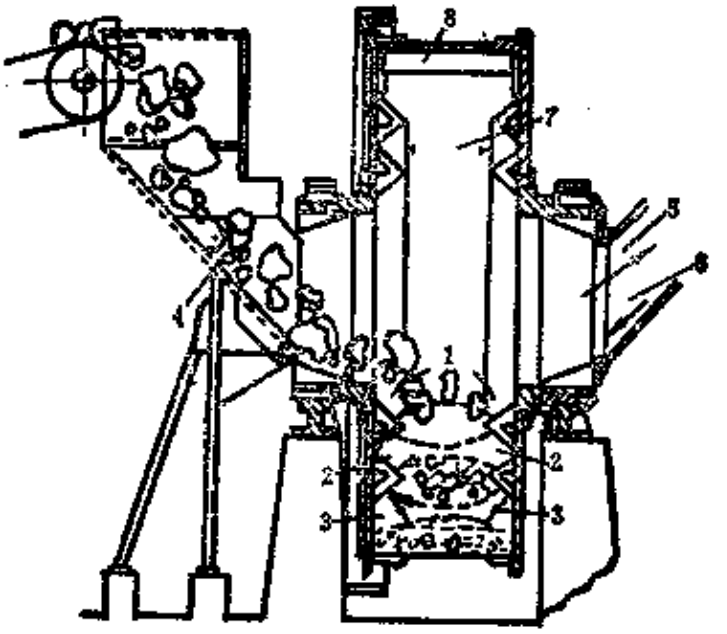


图 3-10　干式自磨机

1、2、3—楔形衬板；4—进料槽；5—排出气流；6—返回自磨机中的粗粒；7—粉碎区；8—提升板

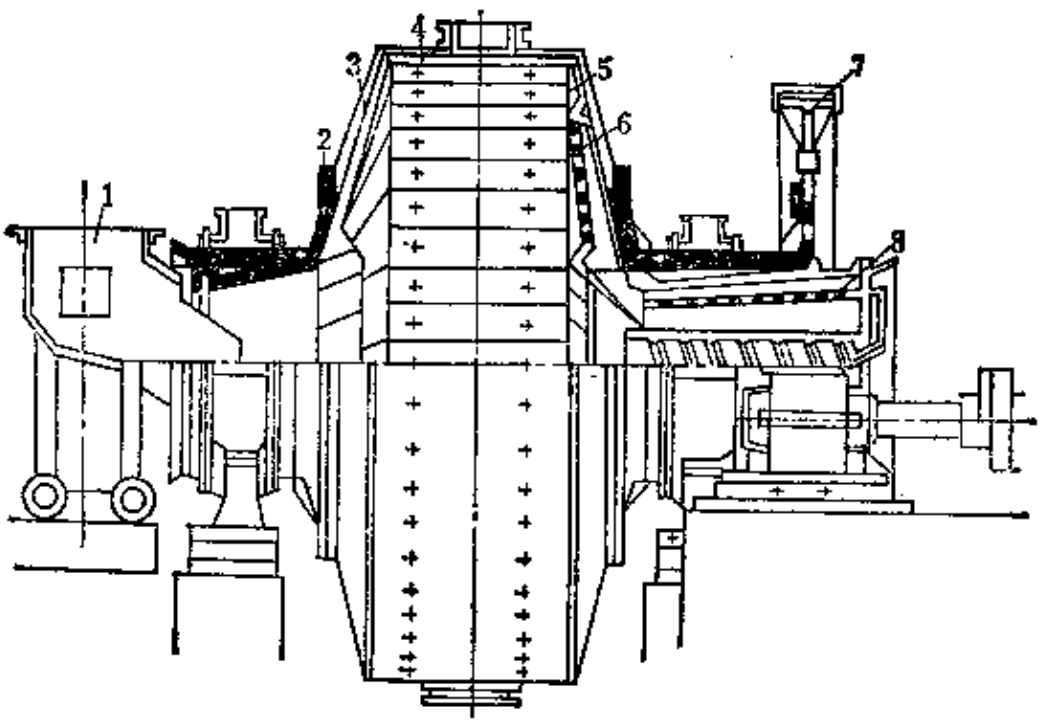


图 3-11　湿式自磨机

1—给矿小车；2—给矿端波峰衬板；3—给矿端衬板；4—筒体提升衬板；5—排矿端衬板；6—排矿格子板；7—大齿圈；8—圆筒筛（自返装置）

另外，湿式自磨机采用格子板排矿，磨矿产品在水中进行分级；干式自磨机的产品则是利用风力分级。

矿石自磨机的转速一般为临界转速的70～80%。为了简化传动系统，通常选用低速电动机。

第三节　分　　级

粒度、形状和比重不同的矿粒群，在水中按沉降速度的不同分成若干窄级别的作业，称为湿式分级。本节仅介绍与磨矿机构成闭路磨矿流程的分级机机械性能及使用情况。

在闭路磨矿流程中，分级设备的作用在于及时分出磨矿合格产物，避免过磨，同时又可以分出不合格的粗砂，返回再磨。这对于保证较好的分选效果及提高磨矿效率意义很大。

用于闭路磨矿流程的分级机械有螺旋分级机；水力旋流器；耙式分级机；浮槽分级机；筛子等。

目前，国内选矿厂最常见的是螺旋分级机。水力旋流器已逐渐应用。在钨、锡重选厂，为减少循环过程中的过粉碎现象，往往采用筛子与棒磨机构成闭路。近年来，细筛的应用已得到充分重视（详见第二章）。至于耙式分级机、浮槽分级机等，已渐趋淘汰，仅在少数老厂才能见到。

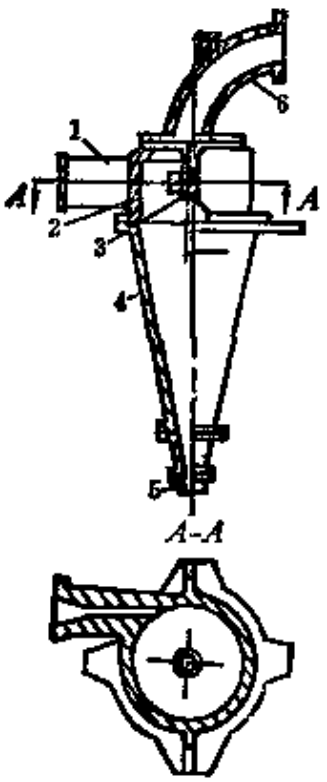


图 3-12　水力旋流器示意图
1—给矿管；2—圆柱体外壳；3—溢流管；4—锥形容器；5—排砂嘴；6—导管

一、水力旋流器

水力旋流器是一种利用离心力作用的分级设备。其结构型式按矿浆进入旋流室的旋转方向，分为左旋和右旋两种。它主要由给矿管；圆柱体外壳；锥形容器；排砂嘴和溢流管等部分组成（图3-12）。给矿管、排砂嘴和壳

体等易磨部件衬有耐磨内衬（辉绿岩铸石或耐磨橡胶）。

矿浆以0.5～2.5公斤/厘米^{2}的进口压力，经给矿管沿切线方向进入旋流器的圆柱体内，即在器内作旋转运动并产生极大的离心力。在离心力的作用下，较粗的颗粒被抛向器壁，随螺旋线下降流下降，并由排砂嘴排出；较细的颗粒与水一起在锥体中心形成上升的螺旋流，经溢流管排出。

和其它分级机相比，水力旋流器构造简单，没有运动部件，体积很小，占地面积少，单位面积处理能力大，操作维护方便，成本较低。因而，它在金属选矿厂尤其有色金属选矿厂得到广泛应用。目前，我国一些选矿厂已经成功地用水力旋流器代替了螺旋分级机。实践表明，水力旋流器用于细粒物料选别前的分级与脱泥或矿浆的浓缩（脱水）很是有效。它可以并联成组使用，提高处理能力。但是，它存在砂泵动力消耗大，设备磨损严重，以及给矿压力、给矿量波动对生产指标有影响等缺点，需进一步研究解决。水力旋流器的规格以圆柱体部分的直径（D）表示。

二、螺旋分级机

螺旋分级机是机械分级机的一种，它由U形水槽、螺旋装置、传动装置、升降机构、支承轴承等部分组成（图3-13）。

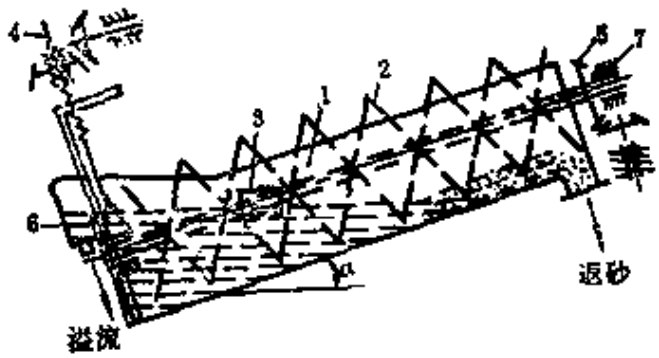


图 3-13　螺旋分级机示意图

1—水槽；2—螺旋；3—进料口；4—螺旋提升装置；5—螺旋传动装置；6—溢流堰；7—轴承

双螺旋分级机的U形水槽内，装有带螺旋叶片的两根互相平行的纵向长轴。螺旋叶片作为搅拌矿浆和输送返砂的排矿装置。

螺旋主轴的传动装置安装在水槽上端的传动机架上。螺旋主轴的上端支承在传动机架上的轴承中，这样在保证螺旋主轴作旋转运动的同时，又可作升降运动。螺旋主轴下端的轴承是机器的重要零件，由于工作条件比较恶劣（沉浸在矿浆之中），故对轴承密封的要求较高；同时，在运转过程中必须加强维护工作。螺旋分级机升降机构的作用是在停机时将螺旋提起，以免机器再启动时，由于沉砂积压而造成机器过载；在分级过程中，可以利用升降机构使螺旋升高或降低来调整螺旋的负荷大小。

螺旋分级机的工作原理是：经磨矿后的矿浆，从分级机的给矿口给入倾斜安装的U形水槽内。随着螺旋的低速回转和连续不断地搅拌矿浆，使得大部分轻而细的颗粒悬浮于上面，从溢流堰溢出，成为溢流产品；粗而重的颗粒将沉降于槽底，成为沉砂，由螺旋输送到分级机的排矿口排出，返回磨矿机再磨。

螺旋分级机的规格，以螺旋数目和螺旋直径来表示。按螺旋轴的数目，可分为单螺旋和双螺旋分级机。根据螺旋分级机的溢流堰高度，又可分为低堰式、高堰式和沉没式螺旋分级机。

高堰式螺旋分级机，溢流堰的位置高于螺旋主轴下端的轴承中心，但低于溢流端螺旋的外缘。它适用于粗粒度（溢流粒度等于或大于0.15毫米）的分级，是选矿厂中最常用的一种。它通常用于一段磨矿分级流程中。低堰式的溢流堰低于下端轴承的中心，分级面积小，已很少用。沉没式螺旋分级机，其溢流端的螺旋全部浸没在矿浆溢流面的下面，适用于细粒度的分级，一般可获得－0.074毫米（－200目）粒级含量大于65%的溢流细度。它也是选矿厂常用的一种螺旋分级机，主要用于二段磨矿分级流程中。

螺旋分级机主要用于湿式磨矿作业的预先分级、检查分级和控制分级，也可作为选矿作业中的脱水和脱泥设备。它具有工作可靠；操作方便；分级区域平稳，可获较细溢流粒度；水槽坡度较大，便于和磨矿机组成自流返砂等优点。但是，这种设备较笨重，分级效率低，主轴易断，以及溢流底部轴承密封不良等。

选矿厂广泛采用螺旋分级机与磨矿机组成闭路磨矿流程。

第四节　破碎磨矿流程

由破碎机和筛分机组成的破碎工序叫做破碎筛分流程。同样，由磨矿机和分级机组成的磨矿工序叫做磨矿分级流程。

破碎磨矿流程一般应使其最终产品粒度符合下一作业的需求。同时，应力求简化，并具有一定的灵活性和适应性。

一、破碎筛分流程

1．破碎筛分流程结构

破碎筛分流程的结构与原矿粒度、最终破碎产品的粒度以及选矿厂的规模有关。其段数主要由总破碎比决定。一般在破碎机前后可包含预先筛分或检查筛分，这在处理含细粒较多的原矿时，更显得必要。为保证最终产品的粒度，在流程的最后一段往往是筛分机与破碎机构成闭路。即筛上产品（不合格产品）重新返回本段破碎机再碎。

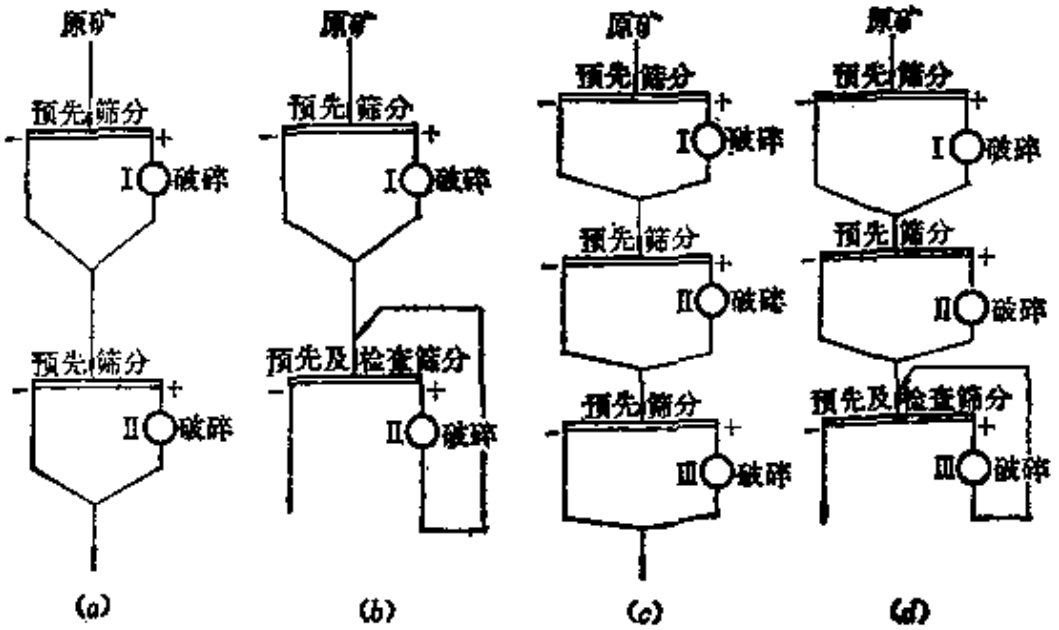


图 3-14　常用破碎筛分流程

(a) 二段开路；(b) 二段闭路；(c) 三段开路；(d) 三段闭路

目前，中、小型选矿厂多采用二段或三段破碎流程；大型选矿厂多采用三段破碎流程；某些大型厂则因原矿块度大，也有采

用四段开路破碎流程。近年来，从节能观点出发，为减小磨机给矿粒度，有时也采取“多破少磨”的措施。图3-14是选矿厂较典型的破碎筛分流程。

二段破碎筛分流程分开路和闭路两种，见图3-14(*a*)和(*b*)。二段开路破碎流程优点是较经济，缺点是难保证产品粒度。二段闭路破碎流程能保证产品粒度要求，但成本较前者高。二段破碎筛分流程总破碎比不大，生产能力一般小于1000吨/日。

三段破碎筛分流程亦可分开路和闭路两种，见图3-14（*c*）和（*d*）。其总破碎比大，可破碎较大物料，得到较细产品。尤其是三段一闭路流程，能保证磨矿机给矿粒度要求，大、中型选矿厂最为常用。三段开路流程则因其最后一段开路，很难保证破碎产品粒度的要求，但用于大型选矿厂处理含水、含泥多的矿石，则显示了较闭路适应性强的优点。目前，有的选矿厂用棒磨机作为四段开路流程最后一段破碎设备，可使球磨机有均匀而较细的给矿粒度，从而提高了球磨机的生产率。

2．破碎循环负荷

在闭路破碎时，破碎机排矿中不合格产品的重量（即检查筛分筛上产物的重量）与破碎机新给矿量的比值，称为循环负荷。计算时，可利用图3-15。

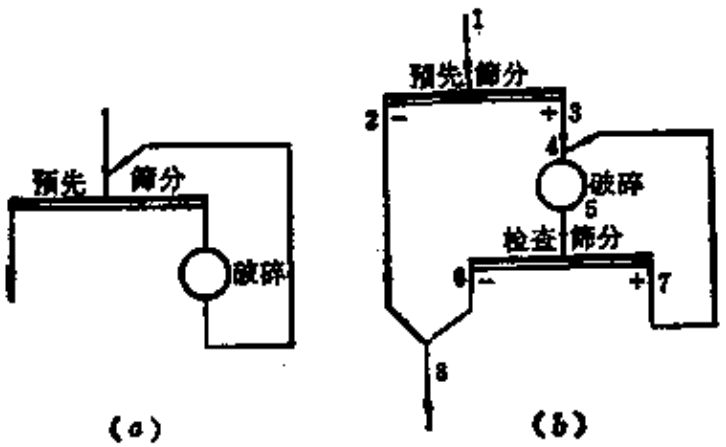


图 3-15　循环负荷计算示意图

设　C——循环负荷；

β^d——破碎机排矿中小于筛孔尺寸（d）颗粒的含量，

%；

E——检查筛分的筛分效率，%；

Q_1……Q_7分别为各产物的重量。

则据循环负荷的概念得

$$C=\frac{Q_7}{Q_3} \tag{3-2}$$

因为 $$Q_3=Q_6=Q_5\beta^d E$$

所以 $$\frac{Q_5}{Q_3}=\frac{1}{\beta^d E}$$

由物料平衡关系，得

$$Q_7=Q_5-Q_6$$

所以 $$C=\frac{Q_7}{Q_3}=\frac{Q_5-Q_6}{Q_3}=\frac{Q_5}{Q_3}-\frac{Q_6}{Q_3}$$

由此可得循环负荷的计算公式

$$C=\frac{1}{\beta^d E}-1 \tag{3-3}$$

可见，循环负荷是与破碎机排矿中合格产品的含量及筛分效率成反比的。

二、磨矿分级流程

1．磨矿分级流程结构

在磨矿作业中，磨矿机常常与分级机组成闭路。国内除重选厂外，一般浮选厂和磁选厂基本上都采用闭路磨矿流程。常用的是一段或二段闭路流程。

根据分级任务不同，可分为预先分级、检查分级和控制分级。

预先分级的任务是将入磨原矿中的合格产品事先分出，从而可提高磨矿效率。

检查分级的任务是将磨矿机排矿中的不合格产品分出，返回磨矿机再磨。同时，它可以控制合格产品中的最大粒度，减少过粉碎现象，提高磨矿效率。

闭路磨矿时，预先分级和检查分级往往合一，称为预检分级。

控制分级的任务是控制分级机（如检查分级）的溢流，分出混入其中的不合格产品，使它符合下一作业的粒度要求。

图3-16（a）是选矿厂常见的一段闭路磨矿流程。它设有检查分级。若原料粒度较细，含合格产品在15%以上时，可采用加预先分级的一段闭路磨矿流程，见图3-16(b)。若对最终磨矿产品要求比较细时，可采用加溢流控制分级的一段闭路磨矿流程，见图3-16（c）。

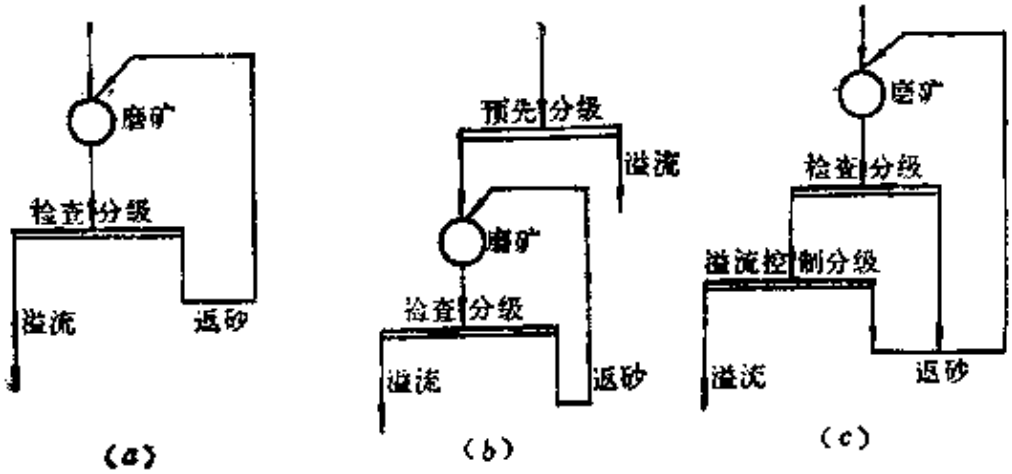


图 3-16　一段闭路磨矿流程

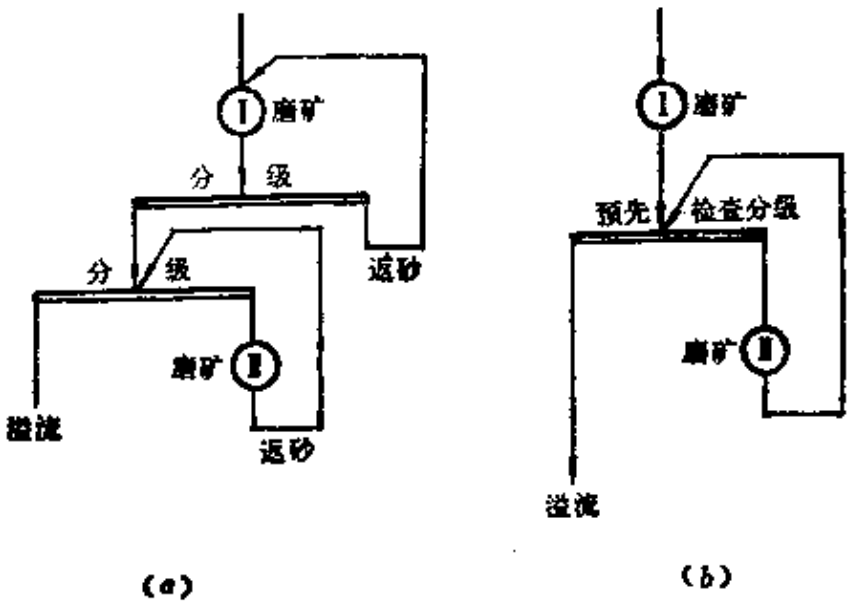


图 3-17　两段闭路磨矿流程

图3-17（a）是两段全闭路磨矿流程，适用于要求磨碎到

0.15毫米（－200目含量占75%左右)或更细的大、中型选矿厂，其缺点是两段负荷不易均衡地分配。图3-17（b）是两段一闭路磨矿流程，其特点是生产能力较大；这种流程，第一段采用棒磨机可以增大磨矿机给矿粒度，使破碎流程在开路情况下有效地工作，但它只在设计大型选矿厂时才有条件被采用。

一段或两段磨矿流程的选择，主要根据给矿粒度和所要求的磨矿产品粒度确定。一段磨矿流程比较简单，便于配置，基建投资低，易于看管。所以，当要求磨矿产品粒度较粗（－200目占60%以下）时，均应尽量采用一段磨矿。若磨碎比很大，磨矿细度要求－200目占 70%以上时，则应考虑采用两段磨矿。

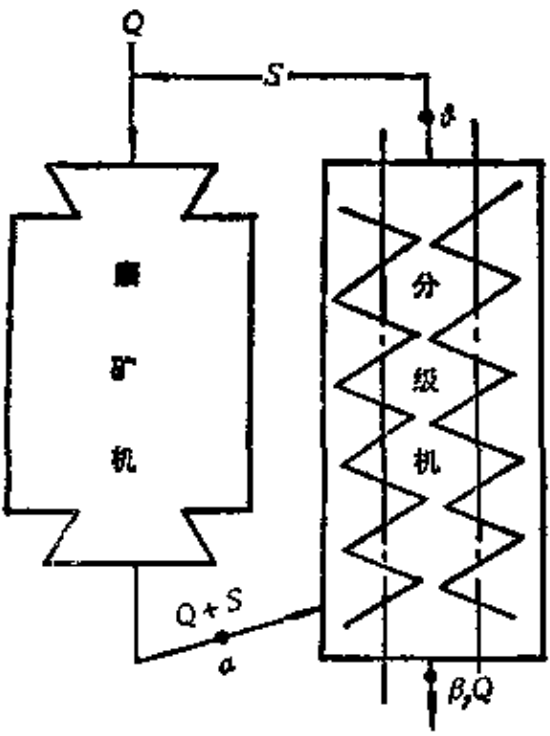


图 3-18 磨矿-分级流程循环负荷计算示意图

2．磨矿循环负荷

其概念与破碎循环负荷相似。通常在闭路磨矿循环中，从分级机返回到磨矿机再磨的粗粒物料，叫做返砂。返砂的重量与磨矿机原给矿的重量百分比叫做返砂比，或称循环负荷。

以一段闭路磨矿-分级流程为例（图 3-18），根据物料流动的平衡关系，可得出下列平衡方程式

$$(Q+S)\alpha=Q\beta+S\vartheta \qquad (3\text{-}4)$$

式中 Q——给入磨机的原矿量，吨/时；

S——返砂量，吨/时；

α——磨矿机排矿（分级机给矿）中指定粒级含量，%；

β——同一指定粒级在分级机溢流中的含量，%；

ϑ——同一指定粒级在分级机返砂中的含量，%。

根据式（3-3）展开、整理得

$$S=\frac{Q(\beta-\alpha)}{\alpha-\vartheta} \tag{3-5}$$

则返砂比C为

$$C=\frac{S}{Q}\times 100\%=\frac{\beta-\alpha}{\alpha-\vartheta}\times 100\% \tag{3-6}$$

第五节　磨矿分级机组的工艺指标及操作因素

一、衡量磨矿分级效果的工艺指标

磨矿效果的好坏，一般用磨矿细度、生产能力和磨机的作业率来衡量。前者是质量指标，后两者为数量指标。

1．磨矿细度

磨矿产品的细度通常用“标准筛”的200目筛子筛分产品，并以筛下量占产品总量的百分数来表示，如磨矿细度为－200目占60%或者－0.074毫米占60%。筛下量占总量的百分数越大，表示产品越细。

不同矿石，有不同磨矿细度要求。适宜的磨矿细度，一般应根据矿石的嵌布特性，经试验确定或通过生产实践加以验证。

2．磨机的生产能力

（1）磨机台时生产能力　即在一定给矿和产品粒度条件下，单位时间（小时）内磨机能够处理的原矿量，以吨/台·时表示。

只有当磨机的型式、规格、矿石性质、给矿粒度和产品粒度相同时，才可以比较简明地评述各台磨机的工作情况。

（2）磨机“利用系数”即单位时间内每立方米磨机有效容积平均所能处理的原矿量，以吨/米^3·时表示。即，磨机的利用系数

$$q=\frac{Q}{V}\text{吨/米}^3\cdot\text{时} \tag{3-7}$$

利用系数（q）的大小，只能在给矿粒度、产品粒度均相近的条件下，才能比较真实地反映矿石性质和磨机操作条件情况。

因此，它也只能粗略地评述磨机的工作状况。

（3）特定粒级利用系数　即以单位时间内经过磨矿过程所获得的某一指定粒级含量表示的生产能力，以吨/米^3·时表示。多数情况下，以磨矿过程中新生成的 −200 目级别含量表示。其计算公式为

$$q_{-200目}=\frac{Q(\beta_2-\beta_1)}{V}\text{吨/米}^3\cdot\text{时} \qquad (3\text{-}8)$$

式中 $q_{-200目}$——按新生成的−200目计算的磨机生产能力，吨/小时；

β_2——分级机溢流中（闭路磨矿时）或磨矿机排矿中（开路磨矿时）−200目级别的含量，%；

β_1——磨机给矿中−200目级别的含量，%；

V——磨机的有效容积，米^3。

它可比较真实地反映出矿石性质和操作条件对磨机生产能力的影响。因此，设计部门在新建选矿厂计算磨机生产能力，或生产部门在比较处理不同矿石以及同一类型矿石但不同规格磨机的生产能力时常用此表示。

3．磨机的作业率

作业率，又叫运转率。它是指磨矿-分级机组实际工作小时数占日历小时的百分数，即

$$\text{磨机作业率}\mu=\frac{\text{磨机总运转小时数}}{\text{同期日历小时数}}\times 100\% \qquad (3\text{-}9)$$

生产中每台磨机每月计算一次，全年累计并按月平均。当磨机中途停止给矿，但未停止运转时，仍按运转时间计算。

磨机作业率的高低，反映了选矿厂的管理水平。借此，还可揭露和分析影响磨矿-分级机组不正常运转的原因，采取有效改进措施。

4．分级效率

分级效率是指分级机溢流中某一粒度级别的重量占分级机给矿中同一粒级重量的百分数，其计算公式为

$$E=\frac{\beta(\alpha-\vartheta)}{\alpha(\beta-\vartheta)}\times 100\% \qquad (3\text{-}10)$$

式中 E——分级效率，%；

α、β、ϑ分别表示分级机给矿、溢流、返砂中某一级别重量的百分数。

式（3-10）只考虑了进入溢流中细粒级的含量，而未考虑溢流中混入的粗粒级的量。如果既考虑分级过程量的效果，又反映分级产物质的好坏，可用下式计算分级效率

$$E=\frac{100(\alpha-\vartheta)(\beta-\alpha)}{\alpha(\beta-\vartheta)(100-\alpha)}\times 100\% \qquad (3\text{-}11)$$

式中符号意义同上。

二、影响磨矿-分级机组工作的操作因素

影响磨矿-分级机组生产过程的因素很多，大致可概括为三类：

（1）矿石性质方面。包括硬度、含泥量、给矿粒度和要求的磨矿产品细度等。

（2）磨机结构方面。包括磨机型式、规格、转速、衬板形状等。

（3）操作条件方面。主要有磨矿介质（形状、比重、尺寸和配比、充填系数）、矿浆浓度、返砂比以及分级效率。

这三类因素中，有些参数（如设备类型、规格、磨机转速、给矿粒度等）在生产过程中是不能轻易变动的，有些则是经常用来调整，并借此使机组在适宜条件下运行。因此，下面重点分析操作条件方面的影响因素。

1．磨矿介质的装入制度

（1）介质形状和材质　磨矿介质试验表明，球形和长棒形的介质磨矿效果最好，因此常用之。球形介质在磨矿时碰撞为点接触，故球磨效率高，宜于细磨。但球磨与棒磨比较，它过粉碎现象严重。当给矿粒度在30毫米以下，磨矿产品粒度不小于1毫米时，采用棒磨效率较高。

选择介质材质时，应从材料的比重、硬度、耐磨性、价格、加工制造等条件全面考虑。目前生产中一般采用钢质或铁质材料。钢球与铁球比，它的比重大、强度高、耐磨性强、磨矿效果好。但是，铁球的突出优点是价格便宜，制造方便。生产中，大球常用钢质，小球常用铁质。粗磨宜用钢球，细磨可用铁球。近年来已成功使用稀土中锰球墨铸铁球代替钢球，生产实践表明，这种球比低炭或中炭煅钢球的耐磨性提高一倍以上，是一种便宜的“代钢”材料。

（2）介质尺寸　主要据矿石性质确定。矿石越硬、给矿粒度越粗，则应加入尺寸较大的介质，以产生较大的冲击磨碎作用。反之，可用较小尺寸的介质，以增强研磨作用。

表3-1列出磨碎中等硬度矿石时，磨机给矿粒度与装入介质尺寸的关系。

装球尺寸与给矿粒度的关系　　表 3-1

给矿中最大粒度（毫米）	12～18	10～12	8～10	6～8	4～6	2～4	1～2	0.5～1
装球尺寸（毫米）	120	100	90	80	70	60	50	40

实践中，应采用不同尺寸磨矿介质的合理配比，以适应矿石性质的不均匀性和操作条件的要求。

（3）介质充填系数（充填率）是指磨矿介质占磨机容积的百分数。它与磨机转速关系较大，从而也影响介质的运动状态。充填率低时，磨机实际临界转速较高，介质实现“泻落式”工作状态的转速也高；充填率很高时，即使低速运行时，介质也可能产生抛落。不同充填率与适宜的磨机转速率有如下关系：

介质充填率%	适宜的磨机转速率%
32～35	76～80
38～40	78～82

42～45　　80～84

最适宜的介质充填率应在一定转速下，使机械能达到最大。实践中应据试验确定。运行中为保持适宜的介质配比和充填率，应定期补加介质。

2．分级效率和返砂比

闭路磨矿中，它们对磨矿-分级机组工作影响显著。分级效率越高，返砂中含合格粒度就越少，过磨现象越轻，因此磨矿效率也越高。目前常用分级设备的分级效率低，因此研制与改进分级设备，提高分级效率，乃是提高磨矿作业指标的有效措施之一。返砂比增大有利于磨机产量的提高。但过大会引起磨矿机和分级机过载，破坏正常运行。对格子型磨机往往会因此而“涨肚”。实践表明，返砂比由100%增大到400～500%，磨机生产能力增高20～30%。适宜的返砂比范围如表3-2所示。

不同磨矿条件下适宜返砂比的范围　　表 3-2

磨矿条件		返砂比（%）
磨矿机和分级机自流配置	第一段粗磨至0.5～0.3毫米	150～350
	第一段细磨至0.3～0.1毫米	250～600
	第二段由0.3毫米磨至0.1毫米以下	200～400
磨矿机和分级机非自流配置		150～400

3．磨矿浓度

磨矿浓度通常以矿浆中固体物料重量的百分数表示。它不仅影响磨机生产能力、产品质量、电耗，而且影响分级机溢流粒度，从而影响选别效果。磨矿浓度过低时，磨矿机中的固体就减少，因而减少磨矿介质的有效磨碎作用。磨矿浓度适当增高，磨矿效率可能提高，但粗粒易从磨机中排出，使产品粒度变粗。磨矿浓度过高，可能会降低磨机生产能力（因矿浆流动性变小）和降低磨矿效率（因降低了介质的冲击和研磨作用），甚至因排出量过少而产生“涨肚”。适宜的磨矿浓度，应由试验确定。实践中，

粗磨（产品粒度0.15毫米以上）或磨比重较大的矿石时，磨矿浓度一般为75～85%；细磨（产品粒度小于0.15毫米）或磨比重较小的矿石时，磨矿浓度一般为65～75%。两段磨矿时，第一段磨矿浓度应高一些（75～85%）；第二段磨矿浓度应低一些（65～75%）。湿式自磨机或湿式棒磨机的磨矿浓度一般为65%左右。

第二篇 选 别 作 业

第四章 重 选

第一节 概 述

一、重选过程及发展简况

不同粒度和密度矿粒组成的物料在流动介质中运动时，由于它们性质的差异和介质流动方式的不同，其运动状态也不同。在真空中，不同性质的物体具有相同的沉降速度；在分选介质（包括水、空气、重介质等）中，由于它们受到不同的介质阻力，才形成运动状态的差异。矿粒群在静止介质中不易松散，不同密度、粒度、形状的矿粒难于互相转移，即使达到分层，亦难以实现分离。

重选就是根据矿粒间密度的差异，因而在运动介质中所受重力、流体动力和其它机械力的不同，从而实现按密度分选矿粒群的过程。粒度和形状亦影响按密度分选的精确性。

各种重选过程的共同特点是：（1）矿粒间必须存在密度（或粒度）的差异；（2）分选过程在运动介质中进行；（3）在重力、流体动力及其它机械力的综合作用下，矿粒群松散并按密度（或粒度）分层；（4）分好层的物料，在运动介质的运搬下达到分离，并获得不同最终产品。

我国劳动人民很早就掌握了重选技术。“砂里淘金”古代早有记载。两千多年前的汉代，人们就已用重选法处理锡矿。二十世纪初期，利用溜槽分选钨、锡矿石已开始工业生产。新中国成立后，重选技术飞跃发展。至今，重选新设备、新工艺、新技术不断出现，我国重选工业已呈现出崭新面貌。

二、重选的分类及应用

重选法按其原理，可分为分级、洗矿、跳汰选矿、摇床选矿、溜槽选矿和重介质选矿。其中前两类主要是按粒度分选的过程。后四类主要是按密度分选的过程。

重选法处理量大，简单可靠，经济有效。它广泛用于稀有金属（钨、锡、钛、锆、铌、钽等）、贵金属（金、铂等）、黑色金属（铁、锰等）矿石和煤炭的选别。也用于有色金属（铅、锌等）矿石的预选作业及非金属（石棉、金刚石等）矿石的加工。它可处理小至0.01毫米的钨、锡矿泥，也可处理大至200毫米的煤炭。

第二节　重选的基本原理

多数重选过程，都包含了松散-分层和运搬-分离两个阶段。在运动介质中，被松散的矿粒群，由于沉降时运动状态的差异，形成不同密度（或粒度）矿粒的分层。分好层的床层（即矿粒组成的物料层）通过运动介质的运搬达到分离。其基本规律可概括为：松散$\overset{沉降}{\longrightarrow}$分层$\overset{运搬}{\longrightarrow}$分离。实际上，松散分层和运搬分离几乎都是同时发生的。但松散是分层的条件，分层是分离的基础。

沉降是最基本的运动形式。松散可以看作矿粒在上升介质流中沉降的一种特殊形式。

一、矿粒在介质中的自由沉降

沉降过程中，最常见的介质运动形式有静止、上升和下降流动三种。单个物体在无限的介质中的沉降，称为自由沉降，这是最简单的沉降运动形式。其运动状态，受重力和阻力支配。

矿粒在介质中所受重力（G_0）等于它在真空中的重力（G）与浮力（P）之差，即

$$G_0=G-P \text{（达因）} \tag{4-1}$$

或

$$G_0=V(\delta-\Delta)g \text{（达因）} \tag{4-2}$$

式中　V——矿粒的体积，厘米^3；

g——重力加速度，其值为980厘米/秒^2；

δ——矿粒的密度，克/厘米^3；

Δ——介质的密度，克/厘米^3。

若设矿粒为球体，则 $V=\frac{\pi}{6}d^3$

式中 d——矿粒的直径，厘米。

则
$$G_0=\frac{\pi}{6}d^3(\delta-\Delta)g \text{（达因）} \tag{4-3}$$

可见，重力与矿粒的尺寸、密度以及介质的密度有关。

矿粒在介质中运动时，由于介质质点间内聚力的作用，最终表现为阻滞矿粒运动的作用力，这种作用力叫介质阻力。介质阻力始终与矿粒相对于介质的运动速度方向相反。由于介质的惯性，使运动矿粒前后介质的流动状态和动压力不同，这种因压力差所引起的阻力，称为压差阻力。由于介质的粘性，使介质分子与矿粒表面存在粘性摩擦力，这种因粘性摩擦力所致的阻力，称为摩擦阻力。介质阻力由压差阻力和摩擦阻力所组成，这两种阻力同时作用在矿粒上。不同情况下，它们各自所占比例亦不同。但归根结底，都由介质粘性所致。

最重要的介质阻力公式为牛顿-雷廷智公式和斯托克斯公式。

当矿粒尺寸或矿粒相对于介质的运动速度（后简称矿粒的相对速度）较大时，压差阻力占优势，摩擦阻力可忽略不计。压差阻力可用牛顿-雷廷智公式来计算

$$R_{N-R}=\frac{\pi}{16}d^2v^2\Delta \text{（达因）} \tag{4-4}$$

式中 R_{N-R}——介质对矿粒的压差阻力，达因；

Δ——介质的密度，克/厘米^3；

d——矿粒的直径，厘米；

v——矿粒的相对速度，厘米/秒。

当矿粒尺寸或矿粒的相对速度较小时，摩擦阻力占优势，压差阻力可忽略。此时，摩擦阻力可用斯托克斯公式计算

$$R_S=3\pi\mu dv \text{（达因）} \tag{4-5}$$

式中 R_s——介质对矿粒的摩擦阻力，达因；

μ——介质的粘度，泊；重选中常用水作介质，$\mu=0.01$泊。

其余符号意义同上。

可见，介质阻力是与矿粒尺寸、矿粒的相对速度、介质密度及介质粘度有关的。当压差阻力占优势时，介质阻力与矿粒的相对速度平方和直径平方成正比；当摩擦阻力占优势时，介质阻力与矿粒的相对速度和直径的一次方成正比。

介质阻力还可用下列通式表示

$$R=\psi d^2 v^2 \Delta \text{（达因）} \tag{4-6}$$

式中 ψ——阻力系数；对牛顿-雷廷智阻力范围 $\psi=\frac{\pi}{16}$；对斯托克斯阻力范围 $\psi=\frac{3\pi}{\mathrm{Re}}$。Re表示雷诺数。

矿粒在静止介质中沉降时，矿粒对介质的相对速度即矿粒的运动速度。沉降初期，矿粒运动速度很小，介质阻力也很小，矿粒主要在重力（G_0）作用下作加速沉降运动。随矿粒沉降速度的增大，介质阻力渐增，矿粒的运动加速度逐渐减小，直至为零。此时，矿粒的沉降速度达最大值，作用在矿粒上的重力G_0与阻力R平衡，矿粒以等速度沉降。我们称这个速度为矿粒的自由沉降末速，以v_0表示。

矿粒在介质中沉降时，受力与运动加速度将有如下关系

$$G_0-R=ma \tag{4-7}$$

式中 m——矿粒的质量，克；

a——矿粒的运动加速度，厘米/秒^2；

其余符号意义同前。

若矿粒为球体，则 $m=\frac{\pi}{6}d^3\delta$。将G_0、R、m代入式（4-7），可得

$$a=\frac{\delta-\Delta}{\delta}g-\frac{6\psi v^2\Delta}{\pi d\delta} \tag{4-8}$$

运动开始的瞬间，$v=0$；所以有 $a=\frac{\delta-\Delta}{\delta}g$，此时的矿粒运动加速度具有最大值，通常以$g_0$来表示，即

$$g_0=\frac{\delta-\Delta}{\delta}g \tag{4-9}$$

g_0称为矿粒沉降时的初加速度，或矿粒在介质中的重力加速度。在一定的介质中（如水，$\Delta=1$克/厘米^3），g_0为常数，它只与矿粒的密度δ有关。

矿粒的沉降末速v_0可从$G_0=R$的条件导出。

较大尺寸或以较快速度沉降的矿粒，介质阻力以压差阻力为主，故有 $G_0=R_{N\text{-}R}$

或
$$\frac{\pi}{6}d^3(\delta-\Delta)g=\frac{\pi}{16}d^2v^2\Delta \tag{4-10}$$

由此可得
$$v_0=51.1\sqrt{\left(\frac{\delta-\Delta}{\Delta}\right)d}\ \text{（厘米/秒）} \tag{4-11}$$

式（4-11）称为牛顿-雷廷智沉降末速公式。适用于较粗颗粒的情况。对石英颗粒，适用大于2毫米的粒度。

同样，较小尺寸（对石英，$d<0.1$毫米）或以较小速度沉降的矿粒，介质阻力以摩擦阻力为主，此时可用斯托克沉降末速公式计算v_0。

$$v_0=54.5\frac{\delta-\Delta}{\mu}d^2\ \text{（厘米/秒）} \tag{4-12}$$

中间尺寸（对石英，$d=0.1$毫米～2毫米）矿粒的沉降末速，可用阿连公式计算

$$v_0=25.8d\sqrt[3]{\left(\frac{\delta-\Delta}{\Delta}\right)^2\frac{\Delta}{\mu}}\ \text{（厘米/秒）} \tag{4-13}$$

式（4-11）、（4-12）、（4-13）表明，矿粒的沉降末速与矿粒的性质（δ、d）和介质的性质（Δ、μ）有关。在一定的介质中，

若矿粒的尺寸和密度越大，则沉降末速也越大。相同尺寸时，密度大者，具有较大沉降末速。相同密度时，尺寸大者，具有较大沉降末速。对于形状不规则的矿粒，在使用上述各公式时，必须考虑到形状的影响，而对 v_0 公式加以修正；此时，d 应该用与矿粒同体积球体直径（亦称体积等值直径），同时公式应乘一个形状（修正）系数 x。通常，物体的形状系数如表4-1所示。

不同形状矿粒的形状系数值　　表 4-1

矿粒形状	球　体	薄圆形	多角形	长方形	扁平形
形状系数 x	1.0	0.8～0.9	0.7～0.8	0.6～0.7	0.4～0.6

二、矿粒在介质中的干涉沉降

实际选矿过程，并非是单个颗粒在无限介质中的自由沉降，而是矿粒成群地在有限介质空间里的沉降。这种沉降形式，称为干涉沉降。干涉沉降时，矿粒不仅受到介质阻力，而且还受到周围矿粒和器壁所引起的机械阻力的作用；即使是介质阻力，也会由于周围矿粒的影响，较自由沉降时要大。

由此可见，矿粒群的干涉沉降同自由沉降相比，其所受阻力大，沉降速度小，一般可用里亚申科公式来近似计算

$$v_{干}=v_0(1-\lambda)^n \qquad (4\text{-}14)$$

式中　$v_{干}$——矿粒群的干涉沉降速度，厘米/秒；

v_0——矿粒的自由沉降末速，厘米/秒；

λ——固体物料在矿浆中所占的体积百分数，亦称为矿浆的固体容积浓度：λ 用小数表示时，它与松散度 θ 的关系为 $\theta=1-\lambda$；

n——与粒度和形状有关的指数，反映了它们对干涉程度的影响；n 的准确值应由实验确定。

λ 是干涉程度的主要标志。λ 越大，表示矿粒群越密集，干涉程度越大。实践中，以 $\lambda<3\%$ 时的沉降视为自由沉降，$\lambda>3\%$ 时的沉降视为干涉沉降。

三、等降比

沉降过程中，往往存在某些粒度大、密度小的矿粒同粒度小、密度大的矿粒以相同沉降速度沉降的现象。这称现象，叫做等降现象。密度和粒度不同但具有相同沉降速度的矿粒，称为等降颗粒。等降颗粒中，小密度矿粒的粒度与大密度矿粒的粒度之比，称为等降比。常以e_0表示自由沉降等降比。其表达式可由两个等降颗粒的沉降末速$v_{01}=v_{02}$的关系，推导整理而得。

对于大于2毫米较粗的两个等降颗粒

$$e_0=\frac{d_1}{d_2}=\left(\frac{x_2}{x_1}\right)^2\frac{\delta_2-\Delta}{\delta_1-\Delta} \tag{4-15}$$

对于0.1～2毫米中间尺寸的两个等降颗粒

$$e_0=\frac{d_1}{d_2}=\left(\frac{x_2}{x_1}\right)\sqrt[3]{\left(\frac{\delta_2-\Delta}{\delta_1-\Delta}\right)^2} \tag{4-16}$$

对于小于0.1毫米较细的两个等降颗粒

$$e_0=\frac{d_1}{d_2}=\sqrt{\left(\frac{x_2}{x_1}\right)\left(\frac{\delta_2-\Delta}{\delta_1-\Delta}\right)} \tag{4-17}$$

上面三式中的x_1、x_2分别表示两个等降颗粒的形状系数。

e_0的大小在一定程度上反映了两个等降颗粒密度差异的大小；同一矿石中不同密度的矿粒的e_0越大，越易分选。由于e_0照顾到了不同粒度时介质流态对沉降的影响，因此，衡量矿石按密度分选的难易程度时，用e_0比用$\frac{\delta_2-\Delta}{\delta_1-\Delta}$来评价更为恰当。另外，$e_0$越大，意味着可选的粒级范围越大。为提高按密度分选的精确性，在重选前适当分级是必要的。

第三节　水力分级和洗矿

一、水力分级

1．概述

水力分级是根据矿粒在运动介质中沉降速度的不同，将粒度级别较宽的矿粒群，分为若干窄粒度级别产物的过程。

按使用介质不同，有水力分级和风力分级。在金属矿选矿厂，最常见的是干涉沉降水力分级。

水力分级过程中，矿粒的基本运动形态是沉降。例如在上升介质流中，若矿粒的沉降速度（v）等于上升水流速度（u_0）时，这部分矿粒将呈悬浮状态。这也是矿粒处于上浮或下沉的临界状态，这种矿粒的粒度称为临界粒度或分离粒度。沉降速度小于上升水流速度的矿粒将被水流冲出，成为溢流；沉降速度大于上升水流速度的矿粒将下沉，成为沉砂。

分级过程的实质还可借助图4-1直观说明。根据式（4-11）

$$v_0=51.1\sqrt{\left(\frac{\delta-\Delta}{\Delta}\right)d}$$

若设

$$51.1\sqrt{\frac{\delta-\Delta}{\Delta}}=A$$

则

$$v_0=A\cdot\sqrt{d} \qquad (4\text{-}18)$$

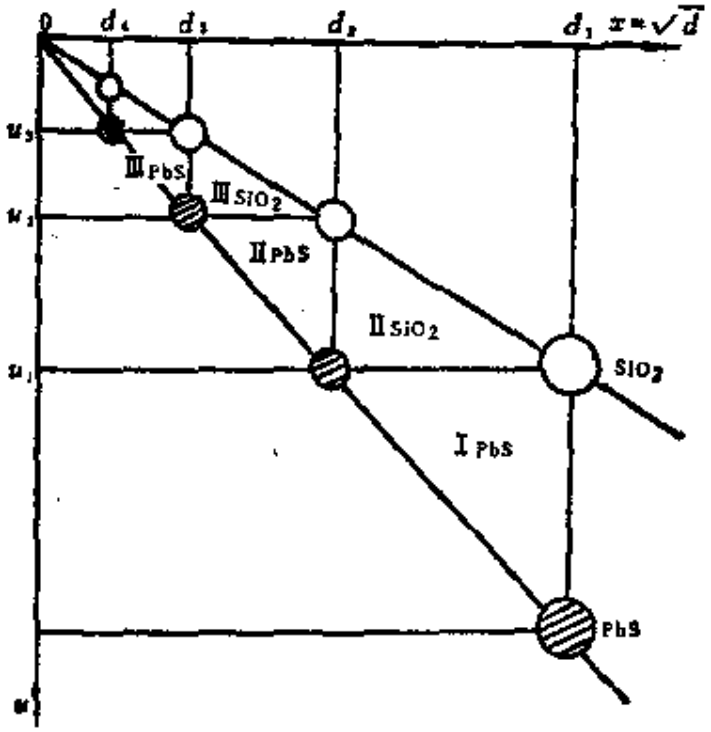


图 4-1 切巧特图解

当矿粒的密度和介质的密度一定时，A为常数。故式（4-18）为一直线方程。据此即可作出如图 4-1 所示的关系。这种图

解即叫切巧特图。不同密度的矿粒，A值不同。所以可以作出许多不同斜率的直线。密度越大的矿粒，A值越大，直线越陡。

由图4-1可知，欲将粒度范围为 $d_1 \sim 0$ 的石英、方铅矿混合物料用三室分级机分成四级，则需分别将第1、2、3室上升水流速度控制在u_1、u_2、u_3 $(u_1 > u_2 > u_3)$。

根据图4-1，又可近似确定分级某一粒级所需的上升水流速度大小，以及欲分出相邻两个粒级时，所需的水流速度的比值。相邻两个分级室的水流速度比，称为分级比。

分级和筛分的目的都是为了将物料分成不同粒级的产物，但由于它们的工作原理不同，因此它们的工作效率、产品特性、应用范围都有差别。它们的主要区别见表4-2。

筛分和分级的比较 **表 4-2**

类　别	工作原理	产品特性	工作效率	应用范围
筛　分	严格按粒度分级	同级产物中粒度大小比较均匀，平均直径相同	对细粒物料筛分效率较低	大于2～3毫米的物料
分　级	按沉降速度分级，密度对按粒度分级有影响	同级产物中主要是等降颗粒。大密度矿粒平均直径比小密度矿粒平均直径小	处理细粒物料效率比筛分法高	一般用于小于2～3毫米的物料

水力分级作为独立作业，可用于粘土质矿物的洗选；作为辅助作业，可用于磨矿循环的预先分级、检查分级、控制分级，或用于脱水、脱泥；作为准备作业，可用于摇床等选别前的分级；同时，它还是检查细粒物料（－0.074毫米）粒度组成的主要手段（如水析）。

2．水力分级机

用于分级的设备有机械分级机和水力分级机。本节主要介绍机械排矿式槽形分级机和圆锥分级机。

（1）机械排矿式槽形分级机　它属于上升水流干涉沉降水力分级机的类型。其结构如图4-2。

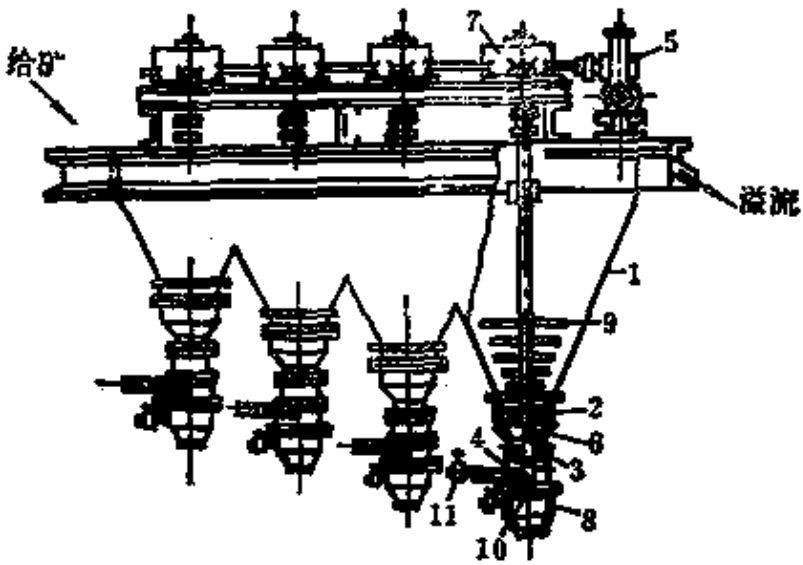


图 4-2　机械排矿式槽形分级机

1—角锥箱；2—搅拌室；3—分级室；4—涡流箱；5—传动机构；6—提升杆；7—蜗轮机构；8—缓冲箱；9—搅拌器；10—锥形阀；11—高压水闸阀

分级机由四个角锥形分级箱依次连接、安装成阶梯形。由于四个角锥箱的横截面积是依次增大的，故形成的上升水流速度依次减小。角锥箱1下部有搅拌室2，矿浆在其中形成干涉沉降条件。带有玻璃观察窗的分级室3与搅拌室紧密相连，该处的横截面积最小，矿粒受到最后控制分级。高压水可切向给入涡流箱4，形成稳定的上升水。缓冲箱8起缓冲作用，避免在连续排矿过程中产生向下急流而破坏分级过程。提升杆6下端有控制排矿口的锥形阀10。蜗轮传动机构7带动搅拌器9转动，蜗轮上的凸轮可周期地提起提升杆6，使锥形阀打开，排出沉砂。

当矿浆给入上部第一室角锥箱后，由于受到最大速度上升水流的作用，分离出沉降速度最大的颗粒，其余的矿浆流至下一室。在角锥箱得到初步分级的粗颗粒，于下沉过程中，将在分级室3中受到强烈上升水流的冲洗，再次分级、脱泥。第二室的上

升水速小于第一室，依次分离出沉降速度比第一室小的颗粒。如此进行，在各室可得到不同粒级的沉砂产品。在最后一室仍不能沉降的颗粒，随溢流排出。

这种分级机沉砂含泥量少、省水、沉砂浓度大。常用在钨选厂作为摇床前的准备分级。也有在铁矿重选厂选别作业前作准备分级，脱去细泥。其适宜的处理粒度小于2～3毫米。它的缺点是构造较复杂，配置和操作不便，需要动力。

（2）圆锥分级机　它按处理物料粒度不同，可分为矿砂式和矿泥式两种。矿泥圆锥分级机又叫浓泥斗或泥锥，主要用于处理0.15毫米以下的物料；矿砂圆锥分级机又叫砂锥，用来处理大于0.15毫米的物料。

浓泥斗是选矿厂常见的脱水、脱泥设备。其结构如图4-3。其主体是一个倒立的圆锥体。上部连接有一个短柱体，中心有一给矿管，给矿管下部插入液面。

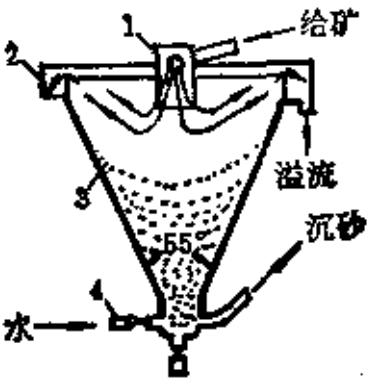


图 4-3　浓泥斗示意图
1—给矿管；2—环形溢流槽；
3—锥体；4—备用高压水管

矿浆经给矿管进入浓泥斗，形成上升和水平流。粗粒沉降至锥体下部，经沉砂口排出；溢流携带细粒从圆锥上部的环形溢流槽流出。浓泥斗锥体角度一般为50°～60°。锥角太大，影响沉砂排出；锥角太小，设备高度太大。浓泥斗规格用锥底直径表示，有1～5米直径规格的浓泥斗可供选用。浓泥斗锥体下部设有高压水管，以备沉砂口堵塞时冲洗积砂用。

二、洗矿

1．概述

洗矿是用来处理与粘土粘结在一起的矿石的重力选矿过程。

冲积、沉积砂矿或氧化矿床，由于受到长期的风化作用，使一些脉石矿物形成大量微细粘土，并包裹着有用矿物。这些粘土

称为原生矿泥，对选别过程危害较大。采用洗矿，将粘土分散并与有用矿物分离，对于提高分选效果很有意义。

洗矿过程包括粘土的碎散和将分散后的粘土与粒状、块状物料分离两个作业。碎散作业主要是采用水的冲洗和浸泡，或机械的搅拌、磨剥，使粘土分散的过程。必要时可加分散剂（如水玻璃等）促进分散。分离作业一般采用湿式筛分或水力分级方法分出矿泥。因此，洗矿实质上是按粒度分离的重选过程。

矿石洗矿的难易程度（可洗性）与粘土性质有关。一般用塑性系数表示矿石的可洗性

$$K=\beta_1-\beta_2 \qquad (4\text{-}19)$$

式中 K——矿石的塑性系数，%；

β_1——粘土开始流动时的水分，%；

β_2——受压后，粘土碎散时的水分，%。

按塑性系数的大小，矿石可分为难洗矿石（$K>15$）；中等可洗矿石（$K=7\sim15$）；易洗矿石（$K<7$）。实践表明，塑性高低与矿泥表面积有关，同时粘土的结构直接影响洗矿时的膨胀、松散。因此，矿石的粒度组成亦是评定可洗性的重要标志。

洗矿通常作为选别前的准备作业（如跳汰选矿、重介质选矿前的洗矿）。当矿泥部分有用成分含量与粗粒部分比较特别低时，则洗矿作业可当作一种选别作业，如褐铁矿、软锰矿等经过洗矿提高品位的过程，或陶土原料洗矿后去除杂质的过程都起到了选别作用。

2．洗矿机

生产实践中，往往根据矿石的粒度组成来选择洗矿设备。对于矿泥不多（−200目占10%左右）的矿石，比较易洗，一般采用湿式筛分即可；冲洗水压为1～2公斤/厘米^2。对于块状物料较多的中等可洗性矿石，可采用圆筒洗矿机。对于块状物料较少的泥质矿石，比较难洗，可采用槽式洗矿机。

（1）圆筒洗矿机（带筛擦洗机）其结构如图4-4。

洗筒3是一个钢板制成的圆筒。圆筒外安装有两个钢圈，并

支于四个托轮6上。圆筒由安装在中部的大齿轮5与传动箱的小齿轮啮合传动。筒内有衬板，衬板上的肋条4排列成螺距渐增的螺旋线。洗筒尾端带有一双层锥形筒筛12。

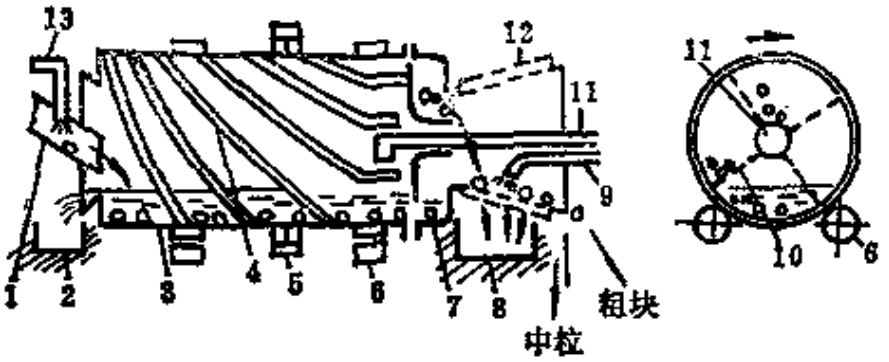


图 4-4 圆筒洗矿机示意图

1—给矿槽；2—溢流矿浆流槽；3—筒身；4—螺旋肋条；5—传动齿轮；6—托轮；7—提升器；8—筛下产品流槽；9—冲洗水；10—提升器格子板；11—压力水管；12—圆锥筒筛；13—给矿水

矿石自给矿槽从圆筒一端给入，高压水由圆筒另一端给入。随圆筒旋转时矿石的起落和搅拌，高压水的冲洗，以及借助筒内衬板上的螺旋线肋条，使矿石受到擦洗和松散。泥浆经圆筒前端溢出。大块矿石在螺旋线肋条的推动下，移向提升器，并被提升器提升而排入锥形筒筛。然后，在锥形筒筛内得到筛分分级而排出。

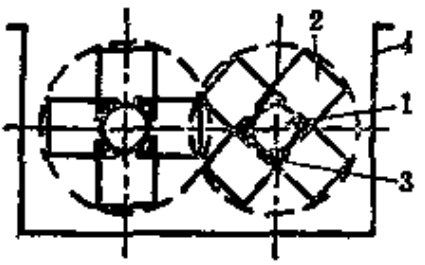


图 4-5 槽式洗矿机

1—中空轴；2—叶片；3—角钢；4—槽体

（2）槽式洗矿机 其结构如图4-5所示。它主要由U形金属槽和螺旋两部分组成。它的中空轴1用无缝钢管焊上四个角钢作成矩形断面，其上安放叶片2，叶片顶点连线是螺旋线。两叶片间交错成90°角。整个螺旋安在一个钢板制成的U形槽内。槽体与水平安装成一定倾角。

叶浆旋转时，擦洗矿石，并推动粗粒物料向后端排矿口运

动。含泥矿石在叶片的切割、擦洗及少量高压水的冲洗下得到洗矿。被洗下的矿泥随矿浆从前面的溢流口溢出。

槽式洗矿机可以适用于处理小于70～75毫米的含泥物料。

第四节 跳 汰 选 矿

一、概述

跳汰选矿是处理密度差较大的粗粒矿石最有效的重选方法之一。分选介质是水，称为水力跳汰；若为空气，称风力跳汰；个别情况有用重介质的，则称重介质跳汰。金属选矿厂多为水力跳汰过程。

矿粒群在跳汰机上形成“床层”。由于传动机构的强迫振动，在跳汰机箱体内造成周期性的垂直交变水流。在上升水流作用下，床层松散，矿粒按密度、粒度和形状不同而逐渐分层。在下降水流作用阶段，床层逐渐紧密，矿粒继续运动并分层，直至大部分矿粒沉到筛板，停止运动；此时，仅极细重矿粒可随下降水流穿透床层缝隙而钻到底层（即钻隙）。为控制钻隙作用程度，保证精矿质量，往往铺设人工床层和补加一定的筛下水。下降流结束，分层终止。这个过程中，水流完成一个循环，叫做一个跳汰周期。表示水流速度与时间变化关系的曲线，叫跳汰周期曲线（图4-6）。如此反复多次，按密度分层渐趋完善，结果是密度小的矿粒集中于上层，密度大的矿粒集中于底层。分好层的重产物，借助于排矿装置（适于粗粒物料）或经过人工床层，透过筛板（适于细粒物料），由箱体下部排出，成为精矿。轻产物，则随水平溢流由机体尾端排出，成为尾矿。跳汰选矿时，主要按密度分层，但粒度和形状将影响按

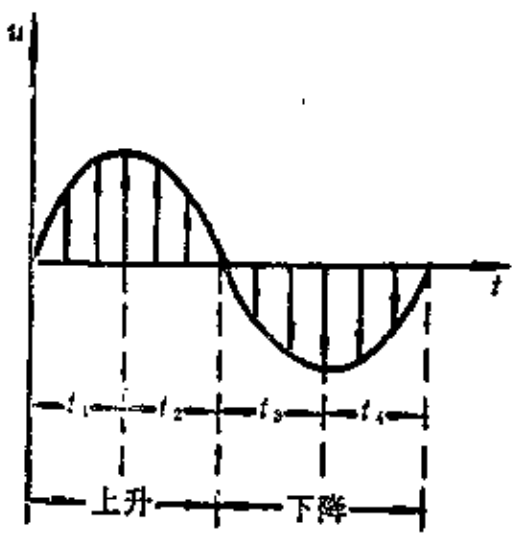


图 4-6 跳汰周期曲线

密度分层的精确性。

跳汰选矿广泛用于钨、锡、铁、锰、煤以及其它矿石的选别。在我国，约三分之二的钨矿石用跳汰选矿回收；跳汰选煤则一直占主导地位。目前有些弱磁性铁矿石选矿厂，也用跳汰机作为主要设备。

它的处理粒度范围，金属矿石为30～0.074毫米，有时高达50毫米；选煤为100～0.5毫米，有时达200毫米。

跳汰选矿工艺简单、操作方便，处理量大、效果较好，是一种有发展前途的重选方法。

二、跳汰选矿原理

跳汰选矿是利用强迫振动造成的垂直交变介质流使矿粒群松散，从而达到按密度分层和分离的重选过程。其特点是：水流动力作用强；松散主要靠垂直交变介质流的脉动升举作用，松散空间和程度大；分层发生在介质流方向；“鉆隙”对分层有重要意义。

跳汰选矿的基本原理，限于过程的复杂性，目前只停留在假说阶段。有的假说虽能说明某些问题，尚不能全面揭示跳汰过程的本质。但是，有机地综合各种跳汰假说中的正确部分，对于认识跳汰过程的机理颇为有益。

众所周知，任何体系都力图使本身的位能趋于最低。在分层前后的物料量基本不变的情况下，由于分层前混杂的矿粒群具有较高的重心，故具有较高的位能。分层后的矿粒群，其重心降低，因此体系具有较低的位能。所以，矿粒群按密度分层是跳汰过程的必然结果。两种矿粒间的密度差越大，则分层前后的位能差也越大，分层趋向越甚，分层速度也越快。这即为跳汰分层的内因；也是迈耶尔“位能假说”的中心内容。

为深入揭示跳汰选矿的具体过程，必须重视水流动力作用对矿粒群松散分层的具体影响。

在跳汰机中，矿粒处于干涉沉降条件，且介质为垂直交变流。因此矿粒除受重力和介质阻力作用外，还受到由于水流作加

速度运动而产生的水流加速度推力和水流惯性阻力的作用，同时矿粒间的机械阻力也不容忽视。水流加速度推力与水流加速度方向一致；水流惯性阻力则与矿粒相对加速度方向相反。对于等值直径为 d 的矿粒，其运动方程式与式（4-8）对照，可用下式表示（坐标系取向上为正）

$$a=-\frac{\delta-\Delta}{\delta}g\pm\frac{6\psi v_c^2\Delta}{\pi d\delta}-\xi\cdot\frac{\Delta}{\delta}\cdot\frac{dv_c}{dt}+\frac{\Delta}{\delta}\dot{u}\pm\frac{6P_M}{\pi d^3\delta} \tag{4-20}$$

式中 a——矿粒的运动加速度；

$\dot{u}$——水流的运动加速度；

v_c——矿粒对水流的相对运动速度；

ξ——质量联合系数，$\xi<1$；

P_M——床层的机械阻力；

其余符号意义同前。

式中第一项$\frac{\delta-\Delta}{\delta}g$是矿粒在介质中的重力加速度；它只与矿粒及介质的密度有关。如果充分发挥该项的作用，便可使物料较严格地按密度分层。这就要求矿粒在短促的时间里沉降，而在矿粒尚未到达沉降末速之前，重新产生上升水流。这样，可使密度大的矿粒比密度小的矿粒沉降更大距离。所以，在处理未分级的宽级别物料或细粒物料时，可以采用较高的冲次，较小的冲程。但是冲次过高反而不利于床层的松散。

第二项$\frac{6\psi v_c^2\Delta}{\pi d\delta}$表示由介质阻力作用而引起的加速度；它不仅与矿粒密度有关，还与矿粒的粒度、形状以及矿粒的相对速度有关。为了减小粒度、形状的不良影响，可借改变水流特性，从而减小矿粒的相对速度v_c来达到。

第三项$\xi\cdot\frac{\Delta}{\delta}\cdot\frac{dv_c}{dt}$表示水流惯性阻力作用产生的加速度；它与矿粒的密度及相对加速度有关。

第四项$\frac{\Delta}{\delta}\cdot\dot{u}$表示水流加速度推力作用产生的加速度；它与矿粒的密度及水流运动加速度有关。通过改变水流加速度$\dot{u}$，可以调节水流加速度推力作用的大小，从而适应物料在分选各阶段按密度分层的要求。

第五项$\frac{6P_M}{\pi d^3\delta}$反映床层机械阻力作用而引起的加速度；主要与床层性质及结构有关。

上述运动方程式是维诺格拉多夫提出的（动力学假说）；它考虑了水流动力作用及机械阻力等对跳汰过程的影响。

在交变水流中，床层时松时紧。显然，按沉降速度分层的作用，只有在床层松散过程中，即具备矿粒相互间转移的时间、空间条件时，才可能发生。跳汰床层的松散程度，决定着床层位能释放的程度，因此，决定着按密度分层的完善程度。维尔霍夫斯基等人用γ射线定位仪实测了跳汰过程中床层不同高度具有不同的松散度，并发现中间层最紧密。适宜的中间层松散度，应保证重矿粒透过中间层而轻矿粒则不能。水流加速度较大地影响床层（特别是中间层）的粒度分布，从而决定着中间层的松散程度。据此，必须选择适宜的跳汰周期曲线，达到既使床层恰当松散，又使矿粒的相对速度较小的良好分层条件。

研究表明，跳汰过程中为获得适宜的床层松散度（一般为0.5～0.7），需有适宜的水流速度和加速度。此时应满足水流最大加速度小于矿粒在介质中的重力加速度g_0，以及水流最大速度等于给矿中大密度粗粒开始松散时的干涉沉降速度。

适宜的下降流吸入作用，对宽级别物料具有补充分选作用。这要求吸入强度和吸入时间能保证细重矿粒可钻隙至床层底部，而细轻矿粒却被阻留于床层中部或上部。吸入作用首先由里恰兹提出（吸入假说），并已为实践所证明。

处理未经分级的宽级别物料时，床层的结构特性对于保证适宜的钻隙及控制精矿产率和质量，起着重要作用。必要时可以铺

设人工床层。

三、跳汰机

目前，我国金属矿选厂主要采用隔膜型跳汰机，其介质流形式为垂直交变水流。

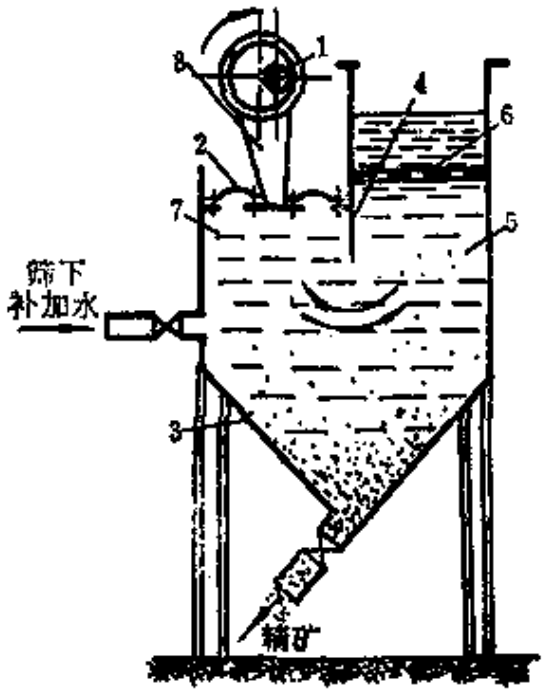


图 4-7 旁动隔膜跳汰机示意图
1—偏心传动机构；2—隔膜；3—角锥箱；4—隔板；5—跳汰室；6—筛板；7—隔膜室；8—连杆

1．旁动隔膜跳汰机

其结构如图 4-7。它主要由机体、传动机构与隔膜、跳汰室与筛板、分水阀及底箱等部分组成。机器沿长度分为两段，每段由隔板分为跳汰室 5 和隔膜室 7。偏心连杆机构传动摇臂，以至带动连杆 8，使两室椭圆形的隔膜 2 做交替的上升下降往复运动，造成跳汰室内的垂直交变脉动水。

角锥形水箱 3 在跳汰室和隔膜室下部，并固定在钢板焊成的机架上。水箱锥端设有精矿排矿活栓。

分水阀（图中未画出）用于周期地控制筛下补加水。其内有一可旋转的半月形活瓣，活瓣轴用链条传动与偏心轴主轴相连，使分水阀的启闭与隔膜动作相协调，保证仅在隔膜向上运动时，打开活瓣，引入筛下水，以降低跳汰室下降水流流速，削弱过强的吸入作用。也有厂矿采用连续补加筛下水的装置。

选别较粗粒级的物料时，往往采取中央排矿装置（图4-8）。中心管 3 穿过筛板，其上端设有可上下调节的套管，以改变中心管上端与筛板的距离，从而控制精矿排出速度。套管位置越高，则排矿速度越小，反之则越大。中心管外罩有一个上下可调的外套筒 1，降低它的位置可提高精矿质量。有时还可采用筛上和筛下联合排矿方式，粗粒精矿采取筛上中央排矿式装置，细粒精矿

则采取透筛排矿。

这种跳汰机的优点是：单位面积生产率大（较其它类型大2～3倍）；水流均匀、床层稳、筛上精矿容易排出，选别效果好；传动机构和隔膜在上部，便于管理、维修；冲程大（25～3毫米）、冲程系数（即隔膜面积与筛板面积之比值）大，一般达0.57，故处理粒级范围宽。它既可用于处理16～1.5毫米的粗、中粒物料，亦可用于处理－1.5毫米的细粒宽级别物料。其缺点是：有效面积仅0.27米^2，所以台时处理能力小，单位占地面积大。

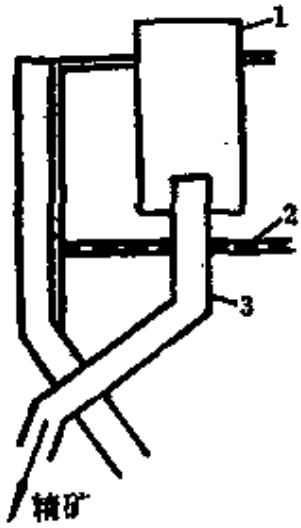


图 4-8 中央排矿装置

1—套筒；2—筛板；3—中心排矿管

旁动隔膜跳汰机广泛用于选别钨、锡、金矿石及其它矿石。

2．侧动隔膜跳汰机

属于这类跳汰机有矩型、梯型跳汰机等。

矩型跳汰机 其结构如图4-9。这是一种指标高，处理量大、性能好，特别适于处理粗粒级物料的跳汰机。它主要由机体、鼓动隔膜、传动箱、筛上精矿排矿装置等部分组成。

机体由两个跳汰室6和机架5组成。下部侧壁装有鼓动隔膜2，锥形箱7下端装有球形阀门，用以排除筛下精矿。筛板8是用横断面为上宽下窄的梯形钢条组成的条缝筛面，筛缝不易被矿石堵塞。为使水流均匀分布于整个筛板，在机体内鼓动隔膜与筛板间装有倾斜挡板。连续补加水管装于机体另一侧壁。

鼓动隔膜用橡胶压成截面为U形，使它在往复运动中产生的应力较小，所以允许冲程大（最大可达50毫米），使用寿命长（达半年以上）。

传动箱1由一组偏心连杆机构组成，用改变内外偏心套的相

对位置，可方便地调节冲程。

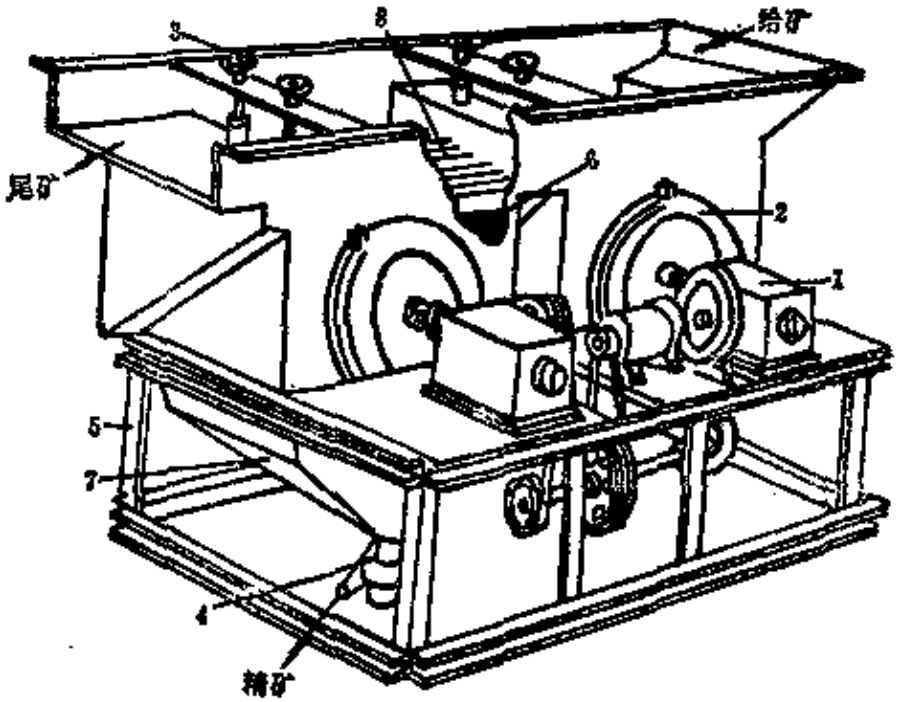


图 4-9 矩型跳汰机

1—传动箱；2—隔膜；3—手轮；4—筛下精矿排出管；5—机架；6—跳汰室；7—锥形箱；8—筛板

筛上精矿排矿装置安于跳汰机筛板尾端（图4-10）。它由外挡板、内挡板、盖板、手轮所组成。调节内外挡板的高低，可控制精矿质量和排出速度。盖板两侧设有排气孔，使盖板内与大气相通，利于精矿排出；盖板还起到防止脉石混入精矿的作用。

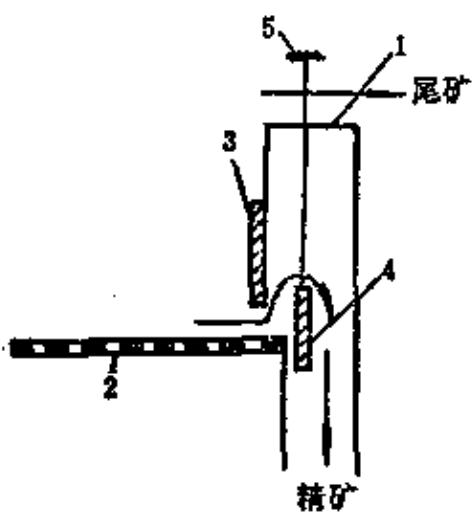


图 4-10 尾端筛上精矿排矿装置

1—盖板；2—筛板；3—外挡板；4—内挡板；5—手轮

矩型跳汰机主要优点是：（1）结构简单、运行可靠、管理方便；（2）鼓动隔膜容易装卸和维修，使用寿命长；（3）传动机构密封，且安全、易调；（4）冲程及冲程系数大，且各室

冲程冲次可单独调节，适应于各种粒级物料的选别。（5）各项指标好。与1000×1000毫米圆锥隔膜跳汰机比，处理量高一倍多，作业回收率高30%，耗水量低30～40%。

其主要缺点是，筛上精矿排矿装置还欠完善；传动皮带易打滑。

矩型跳汰机在金属选矿上，目前主要用于处理－12毫米粒级的物料。920×670毫米规格跳汰机有跳汰室2个；筛板总有效面积1.08米^2；隔膜冲程0～50毫米；隔膜冲次100～450次/分；处理能力10～15吨/台·时；耗水量50吨/时。

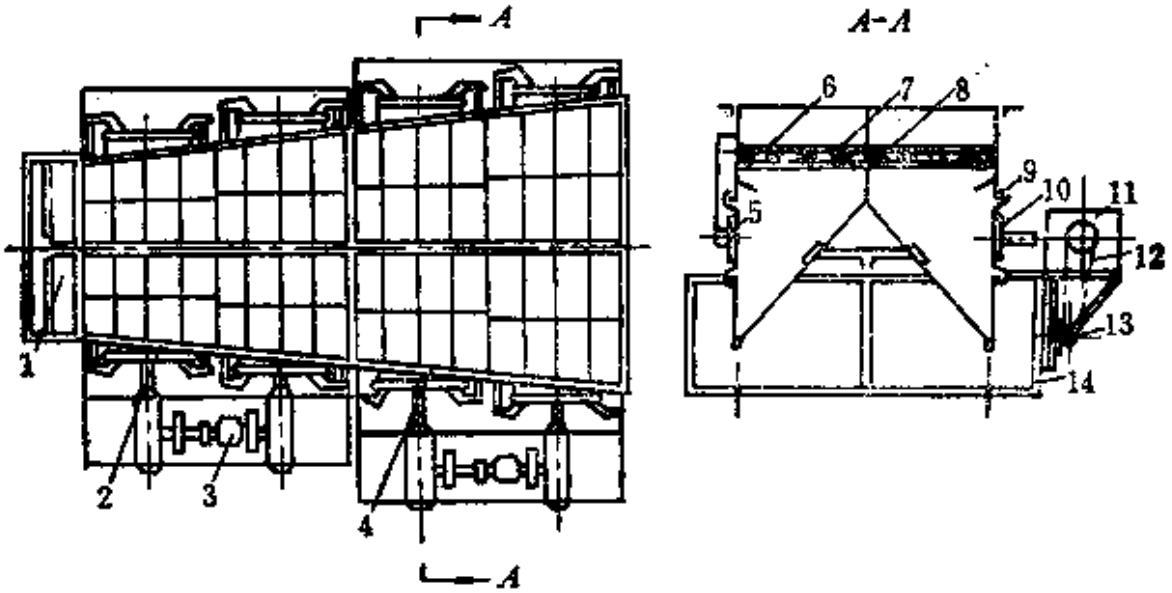


图 4-11　梯型跳汰机示意图

1—给矿槽；2—一、二室槽体；3—电动机；4—三、四室槽体；5—后鼓动盘；6—压筛框；7—筛网；8—承筛框；9—隔膜；10—前鼓动盘；11—传动箱；12—三角皮带；13—中间轴；14—机架

梯型跳汰机　是我国改进设计并制成的较优设备。通常为双列四室（图4-11）。它在结构上除与矩型有许多共同之处外，还有如下特点：（1）跳汰室横截面为梯形；（2）两侧的两个跳汰室共用一个传动箱；（3）1～4室可分别调节，配成不同跳汰制度；（4）机体做成两个部分，便于拆运和安装。鉴于这些特点，它更适于处理粗、中、细粒和不同品位的宽级别物料。入选粒度范围为10～0.2毫米，有效回收粒度下限可达53微米，处理

量高达30吨/台·时。它广泛用于我国钨、锡、铁、锰矿石选矿厂。对于粒度细、精矿产率小的钨、锡等矿石，可用其代替粗砂摇床。

近年来在上述设备基础上研制的新型矩型跳汰机，一、二室筛板间增大了落差，采用了编织筛网等，提高了粗粒矿石的选别效果，处理量有显著提高。

3．其它跳汰机

为改善跳汰选矿效果，国内外进行了许多不同跳汰设备的研制工作。我国矿冶研究总院在下动隔膜跳汰机的基础上，研制了一种复振跳汰机（图4-12）。它的可动锥（连有隔膜）由一套大冲程小冲次的传动机构与另一套小冲程大冲次的传动机构共同配合带动。水流运动特性以小冲次大冲程为主，辅以大冲次小冲程的脉动，这样可使床层经常处于振荡松散状态，有利于细粒级(2～0毫米）物料的处理。

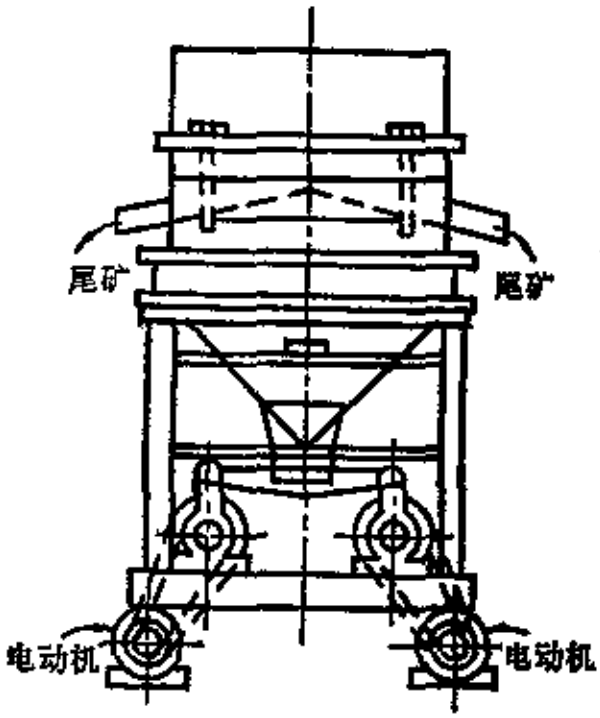


图 4-12　复振型跳汰机示意图

目前，国外跳汰机的品种与规格较国内多。如美国优巴公司设计制造的优巴跳汰机，其结构与梯型相似，但其规格多，适应了不同性质矿石及处理能力的要求，选别粒度下限可降至40微米。国外跳汰机在大型化方面有所发展，如荷兰设计的圆形跳汰机，共分12个跳汰室（每个跳汰室均为梯形），隔膜鼓动采用液压活塞装置，形成锯齿形或矩形的跳汰周期曲线，符合理论对水流运动特性的要求，分选效率高；它不用筛下补加水；生产能力大，一台圆形跳汰机可代替20台1000×1000毫米规格的普通跳汰机。此外，国内外在扩大跳汰机选别粒度上、下限方面，也有长进。近年我国研制的AM—30型大粒度跳汰机，可处理30～0毫

米的不分级物料，选别效果良好。

四、影响跳汰过程的因素

影响跳汰过程的因素很多，主要有物料性质、机械结构、操作因素三类。对于一定的物料和跳汰机，确定合理的操作制度是获得良好分选效果的保证。经验表明，冲程、冲次，筛下补加水制度和床层性质是最重要的操作因素。

1．冲程（s）和冲次（n）

冲程、冲次对床层的松散分层影响很大。冲程冲次不同，将造成不同的水流特性和松散的时间、空间条件。增大水流速度可使水流推动力增大；增大水流加速度可使水流加速度推力增大，因而造成对矿粒的不同作用。水流速度过小，床层松散度太小；若水流加速度过大，甚至超过重力加速度，则床层将整体托起，亦得不到很好松散。较大的冲程，可使床层升举较高，并获得较高的松散空间；较大的冲次，使床层保持较短的松散时间，但加快了分层速度。所以，适宜的松散分层作用，是适宜的冲程、冲次联合作用的结果。

冲程、冲次应据物料的性质、选别作业、操作条件以及对产品的不同要求，通过实验确定。对于密度大、粒度粗的物料或床层厚度大、处理量大、精矿产率大的情况，要求较大的冲程，较小的冲次。筛下水小时，应采用较大的冲程。一般采用大冲程小冲次或小冲程大冲次两种配合制度。选别粗粒物料宜用大冲程小冲次；选别细粒物料宜用小冲程大冲次。

2．筛下补加水

筛下补加水的作用不仅起着补充随尾矿排出所消耗的水量，更重要是可调节床层松散度和减弱下降水流过强的吸入作用，控制筛下排出精矿的数量和质量。

筛下水的大小，主要据床层的松散情况以及精矿的产率、质量要求进行调节。当物料密度大、处理量大、床层厚时，增大筛下补加水量可以增大床层的松散度。对于宽级别物料，既要求适当的松散度，又希望不致因上升流过大的升举作用而使细重矿粒

流失于尾矿，此时可控制较小的筛下补加水量。要求精矿品位高的作业（如分级前的细粒跳汰），筛下水量可多些；若主要是降低尾矿品位的作业（如分级后的跳汰），则筛下水量应小些。

筛下补加水对不同性质的物料效应不同。对粗粒物料，企图以增大筛下补加水来较大地改变床层的松散度，往往是徒劳的，同时将消耗大量水，很不经济。但对中、细粒物料，调节筛下补加水则十分敏感和有效。

跳汰时，筛下补加水量要求足够，水量要保持恒定。一般金属矿石选矿，水量为5～10 米^3/吨矿，水压要求大于2公斤/厘米^2。

3．床层性质及组成

床层厚度主要影响松散程度和矿粒分层速度。有用矿物和脉石密度差大的矿石，为了加快分层速度，提高生产能力，应采用薄床层；精矿质量要求高时，应采用厚床层。床层厚度由跳汰机尾板高度控制，通常为100～200毫米。

当选别小于2毫米的细粒矿石时，采用透筛排矿法。此时，必须在筛板上铺设人工床层，以调节、控制精矿数量和质量。人工床层的组成（人工床层厚度和床石的粒度、密度）对精矿数量和质量影响较大。床石粒度粗、密度小、人工床层厚度小、孔隙大时，细粒很易透过人工床层，此时精矿回收率高，但品位低；反之，回收率低，精矿品位高。人工床层密度应等于或稍低于大密度矿物的密度。人工床层的粒度一般为筛下精矿最大粒度的三倍以上。人工床层厚度不小于跳汰室高度的一半，一般10～70毫米。床层的粒度配比应尽可能适当，形状应尽可能均匀、圆滑。

应该指出，影响跳汰过程的各种因素并非互相孤立的，必须具体进行分析。适宜的操作制度，最好由试验确定。

第五节　溜　槽　选　矿

一、概述

溜槽选矿是利用矿粒在斜面运动的水流中运动状态的差异进

行选矿的方法。其理论基础是基于矿粒在斜面水流中的运动规律。矿粒群给入缓倾斜（一般3°～4°，最大不超过16°）的溜槽内，在水流动力、矿粒的重力（或离心力）、摩擦力等联合作用下松散、分层和分离。

溜槽选矿按选别粒度通常可分为粗粒溜槽和矿泥溜槽。粗粒溜槽适于处理粒度在1毫米以上的物料；矿泥溜槽适于处理150～10微米的物料。粗粒溜槽选别效果差、劳动强度大，在我国已逐渐被大型跳汰机或新型溜槽选矿设备（如螺旋选矿机、扇形溜槽、圆锥选矿机）等所取代。矿泥溜槽种类很多，由于它有效分选粒度下限可达19～10微米，所以广泛用于选别钨锡或其它矿泥物料。

二、溜槽选矿的基本原理

矿粒在矿砂溜槽中的松散分层，主要是由于斜面水流脉动作用所产生的上举力引起。其实质可理解为矿粒在垂直上升流中的沉降。由于不同密度和粒度的矿粒沉降速度不同，分层结果是密度大的粗粒位于最底层，密度小的细粒位于最上层，而密度大的细粒和密度小的粗粒居于中间。

按密度和粒度分好层的矿粒的分离，主要利用了不同密度和粒度的矿粒在斜面水流中移动速度不同的性质。矿粒的移动速度，遵循如下规律

$$v_y = u_{H平}\left(\frac{d}{H}\right)^{\frac{1}{n}} - v_0\sqrt{\cos\alpha \cdot f - \sin\alpha} \quad (4\text{-}21)$$

式中 v_y——矿粒在斜面水流中的移动速度；

$u_{H平}$——厚度为H的斜面水流平均流速；

d——矿粒直径；

H——斜面水流水层厚度；

v_0——矿粒的沉降末速；

α——溜槽倾角；

f——矿粒与槽底面的摩擦系数。

n——与流态有关的指数，层流时$n=1.25\sim2$，紊流时$n=2\sim7$。

由于水流在溜槽中沿槽深的速度分布是上层大，下层小。因

此，已按密度分好层的矿粒将受不同的水流冲力和摩擦力的作用。处于底层的大密度矿粒，受到较小水流冲力及较大的摩擦力，沿槽底的移动速度缓慢或不能移动；处于上层的小密度矿粒，则受到较大的水流冲力和较小的摩擦力，因此移动速度较快。对于粗粒物料，由于它受到的水流冲力较细粒大得多，故移动速度比细粒大。

研究表明，流态不同，支持矿粒悬浮的垂向力不同。由于液流中存在固体颗粒，液流将因带动矿粒运动而消耗能量，因此会对液流起到抑制紊动甚至消除紊动的作用。对于矿泥溜槽，除了离心选矿机流膜的流态为弱紊流外，其余均为层流。英国学者拜格诺研究发现，层流流态时，当颗粒在液流中连续受到剪切后，垂直于剪切方向将产生一种分散压力。这种上举力能与矿粒的重力相抗衡，从而促使矿粒悬浮，床层松散。同时，细粒子靠其自身重力作用，会钻过床层孔隙向下运动，使细粒位于粗粒的下层，这种现象称为析离。

因此，对多数矿泥溜槽而言，使床层松散和析离分层主要是由于层间剪切产生的垂向分散压力（或称拜格诺力）引起的。对带有弱紊流流态的矿泥溜槽，紊流脉动产生的上举力，也是使床层松散分层的原因。

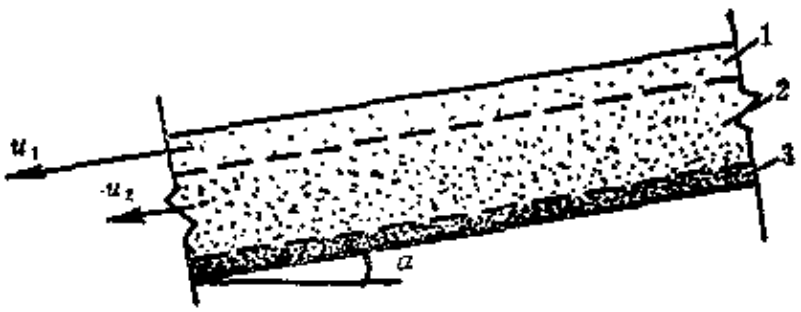


图 4-13　溜槽选别原理图

1—稀释表流层；2—浓缩悬浮层；3—沉积层

一般的矿泥溜槽，将遵循上述规律，并在槽面上形成流速不同、浓度不同和性质不同的矿浆层（图4-13）。最上层为稀释表流层，只含微细的小密度矿粒；该层浓度稀，流速最大，矿粒不

能沉到底部，而是直接流出槽外作为尾矿。最下层为沉积层，集中了大部分大密度矿粒；该层浓度大，流速很小，甚至滞留于槽面不动，收集起来，即为精矿。中部为浓缩悬浮层，介于上述两层之间，它在分选过程中起重要作用。

三、溜槽选矿设备

1．螺旋选矿机

这是一种重力-离心力联合式的溜槽选矿设备（图4-14）。它由螺旋槽、机架、截料器、冲洗水管等主要部分组成。

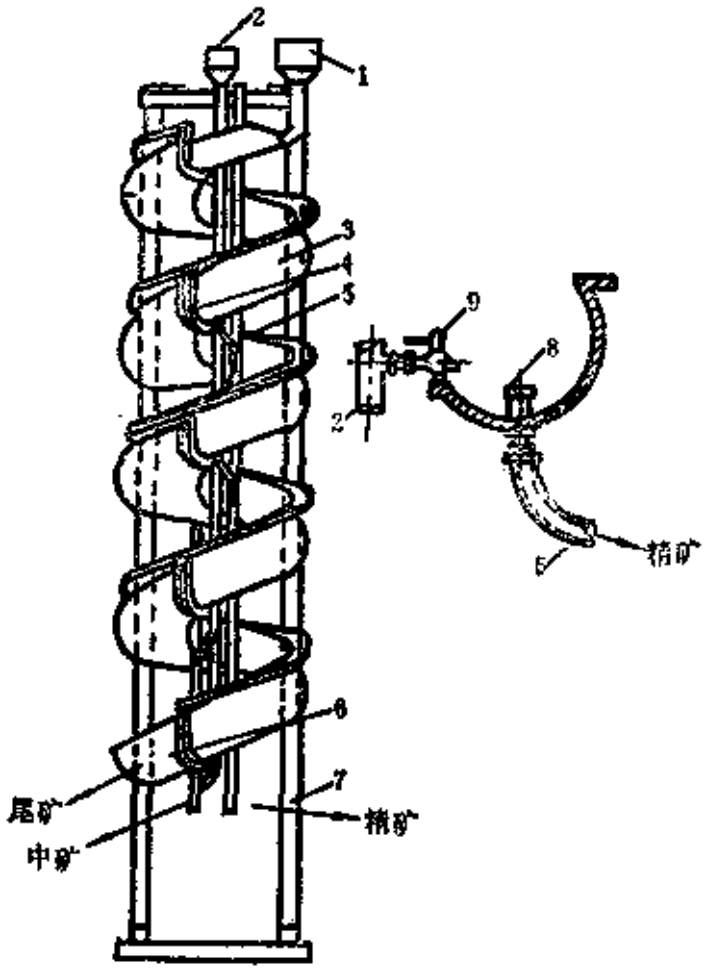


图 4-14　螺旋选矿机

1—给矿槽；2—洗涤水管；3—螺旋槽；4—连接槽段的凸缘；5—精矿排出管；6—排矿槽；7—机架；8—截料器；9—洗涤水阀

螺旋槽3固定在支架上。一般由4～5节螺旋组成。截料器8装在螺旋槽内侧，一般从第一节螺旋开始，每隔一定距离装3～5个，下接软管，以排出精矿、中矿。尾矿则由溜槽尾端的尾矿槽排出。冲洗水由水管2导入，水量用水阀9调节。

松散分层和分带分离依然是螺旋选矿过程的基本规律。矿浆给入螺旋槽上端后，物料既沿斜面运动，又沿槽面绕螺旋选矿机中心轴作回转运动。矿粒在重力、水流冲力和离心力的综合作用下，将沿水层厚度方向按密度分层以及沿径向按密度分带。沉于槽底的大密度矿粒受到较小水流冲力及较大的摩擦力，沿槽移动速度慢，所受离心力小，因此矿粒将主要在重力分力的推动下移向内缘。位于上层的小密度矿粒则主要在离心力分力的作用下推向外侧。螺旋槽横断面上矿粒分带情况见图4-15。

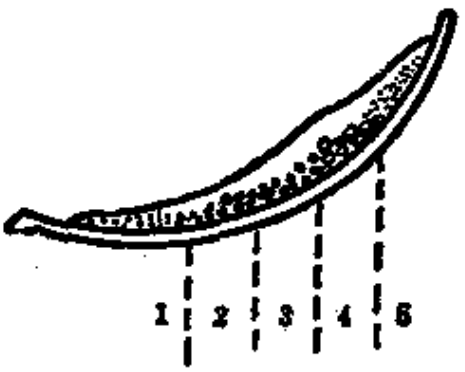


图 4-15 螺旋槽横断面上矿粒分带示意图

1—大密度细粒；2—大密度粗粒；3—小密度细粒；4—小密度粗粒；5—矿泥

螺旋槽横断面内的循环水流和螺旋槽内导入的冲洗水，可冲洗出夹杂于重矿物中的脉石矿粒，起到补充分选作用。

螺旋槽的结构决定水流深度和速度大小。平缓的断面，水层较薄，有利于细粒物料的良好分带。螺旋槽直径越大，生产率越高，但分选粒度粗。当用大直径螺旋槽选别细粒物料时，应选用平缓螺旋面和大螺旋角。物料含泥多或粒级太宽，将导致精矿品位及回收率降低，因此有必要进行物料的分级、脱泥。为保持选矿过程恒定，应考虑给矿量、给矿浓度和冲洗水量的自动控制。适宜的给矿量应使分带清晰，一般8～12米^3/时。适宜的给矿浓度为10～35%。选别粗粒比选别细粒需更大的冲洗水量。

螺旋选矿机一般用于选别2～0.074毫米的物料。

螺旋溜槽与螺旋选矿机基本相同。但它采用了平缓的螺旋槽（如立方抛物线）断面，适于选别0.074～0.020毫米的物料；它不设截料器，精、中、尾矿皆在螺旋槽尾端按分带位置接取；同时可不加或少加冲洗水。

螺旋选矿机或螺旋溜槽简单易制、不需动力、适应性强、单位面积生产率高、操作方便。但缺点是设备磨损大、富矿比低。

2．扇形溜槽及圆锥选矿机

扇形溜槽（或称尖缩溜槽）是一种给矿端宽，排矿端窄的木制斜溜槽（图4-16）。当矿浆（固体含量为50～60%）由缓冲三角槽均匀给入溜槽首端时，由于溜槽倾角不大（15°～18°）、矿浆浓度较大，且溜槽断面的渐缩，形成了由薄变厚、由慢变快的平稳斜面矿浆流。物料在斜面流中悬浮、松散并按密度分层。下层的重矿物与溜槽底面摩擦较大，且受到较小的水流作用，移动速度慢；上层轻矿物则因受到较小的摩擦和较大的水流作用，运动速度较快。随着溜槽的渐缩，矿流速度增大，上下层液流的速度差更大。结果在尾端（尖缩端）排出时便形成扇形的矿浆流。借助分矿隔板，便可分离并分别获得精矿、中矿和尾矿产品。

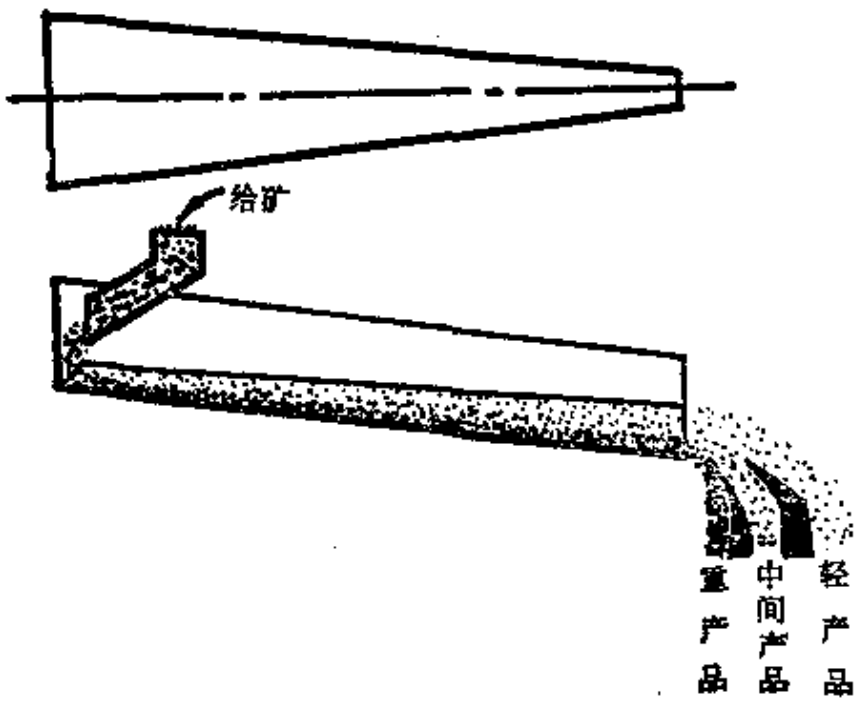


图 4-16　扇形溜槽示意图

扇形溜槽与其它溜槽选矿方法相比，具有溜槽坡度大、槽底不装挡板、矿浆浓度大、矿浆流速随溜槽尖缩而渐增等特点。因此，其前段液流较平稳，利于提高回收率；后段液流脉动略增，利于提高精矿品位。

为节省占地面积，有时将几十个扇形溜槽安装在一个锥面上（称为圆形溜槽）或相对交错排列（称为展开式溜槽）。

圆锥选矿机相当于由许多扇形溜槽按圆锥面依次顺序排列并去掉槽帮而成（图4-17）。它由数个上下迭置的圆锥组成。圆锥由玻璃钢制造。易磨部分衬以可换的塑料或橡胶部件。

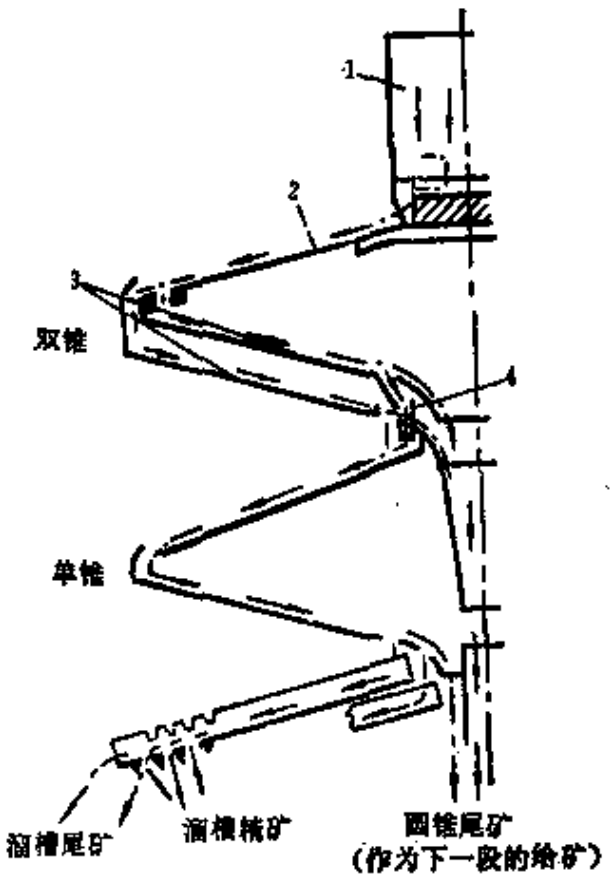


图 4-17　赖克特圆锥选矿机示意图

1—中央给料箱；2—分配锥；3—分选锥面；4—环状截取槽

矿浆（55～65%的浓度）由顶部中央给料箱1，经分配锥2，均匀给到两个倒置的富集圆锥3的表面，细重矿粒沉于床层底部，由环状截取槽4截取。轻产品则进入第二段圆锥选矿机再选。

由于圆锥选矿机消除了扇形溜槽的侧壁效应的有害影响，因此大大提高了处理能力。

扇形溜槽及圆锥选矿机都具有结构简单、适应性强、处理量大以及管理方便等优点。因此是分选组分简单、易选低品位矿石

的有效重选设备。尤其适用于处理海滨砂矿。通常适宜的处理粒度为+0.037毫米。

典型的澳大利亚赖克特圆锥选矿机，圆形框架高达7～8米，由七个圆锥叠置组成，圆锥直径2米，处理能力达75～100吨/台·时。

3．皮带溜槽

皮带溜槽（图4-18）主要部分为一根倾斜安装的无极橡胶皮带。带宽600～1000毫米，工作面长度3000毫米。皮带借张紧轮和张紧螺杆拉紧。带面两边粘有凸缘，以防矿浆外溢。

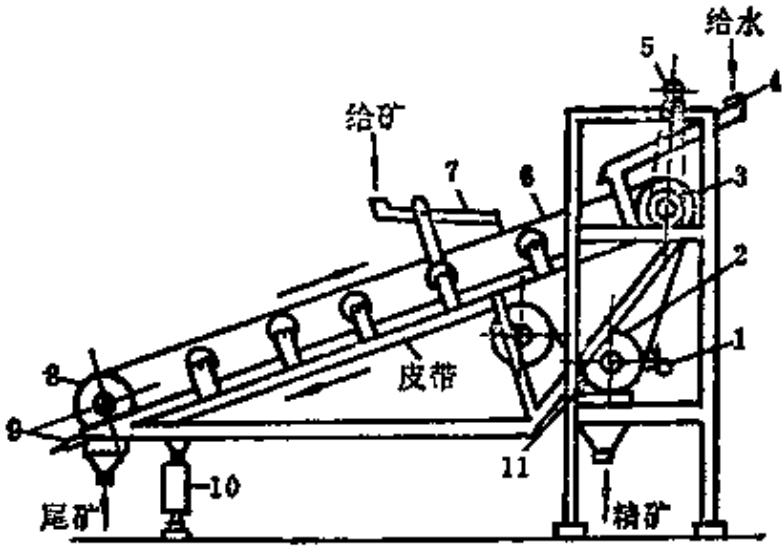


图 4-18 皮带溜槽

1—冲洗水；2—张紧轮；3—首轮；4—给水与分板；5—天轴；6—无极皮带；7—给矿匀分板；8—尾轮；9—张紧螺杆；10—调 坡 螺杆；11—精矿转刷

矿浆自上方经给矿匀分板均匀给至皮带槽面，并沿斜面下流。皮带则向上低速运行。矿粒在斜面水流的冲力、重力和摩擦力作用下，按密度松散分层，并以不同速度沿带面向下移动。上层的轻矿粒移动快，随矿浆流带到尾端排入尾矿槽；下层的重矿粒移动慢，沉积在皮带上，随之运行至上方，在精矿端借助精矿转刷和冲洗水，将其排入精矿槽。在皮带上，矿粒还受到翻滚和由给水匀分板给入的均匀水流的冲洗，起到补充分选作用。

皮带溜槽具有带面逆流运行，连续排矿，矿流薄而均匀，以及洗涤水补充清洗作用等特点。所以，其富矿比高（5～6以上），回收－37＋10微米的矿泥效率高。缺点为处理能力低。同时在操作中，要求保证给矿浓度恒定，一般在皮带溜槽前设置浓泥斗、搅拌槽等恒压给矿装置。粗选时，在保证作业效率和产品质量的前提下，适当提高皮带速度，可提高处理能力。

皮带溜槽是目前最有效的细泥精选设备之一。广泛用于钨、锡矿泥的精选。1000×3000的皮带溜槽，处理能力3～12吨/分·时，给矿浓度25～35%，坡度14°～16°，耗水量17～22米^3/台·日，水压0.5公斤/厘米^2。

4．离心选矿机

离心选矿机（图4-19）由主机、控制机构和执行机构所组成。其主机部分主要包括转鼓、给矿嘴、冲矿嘴、接矿槽和分矿器等。

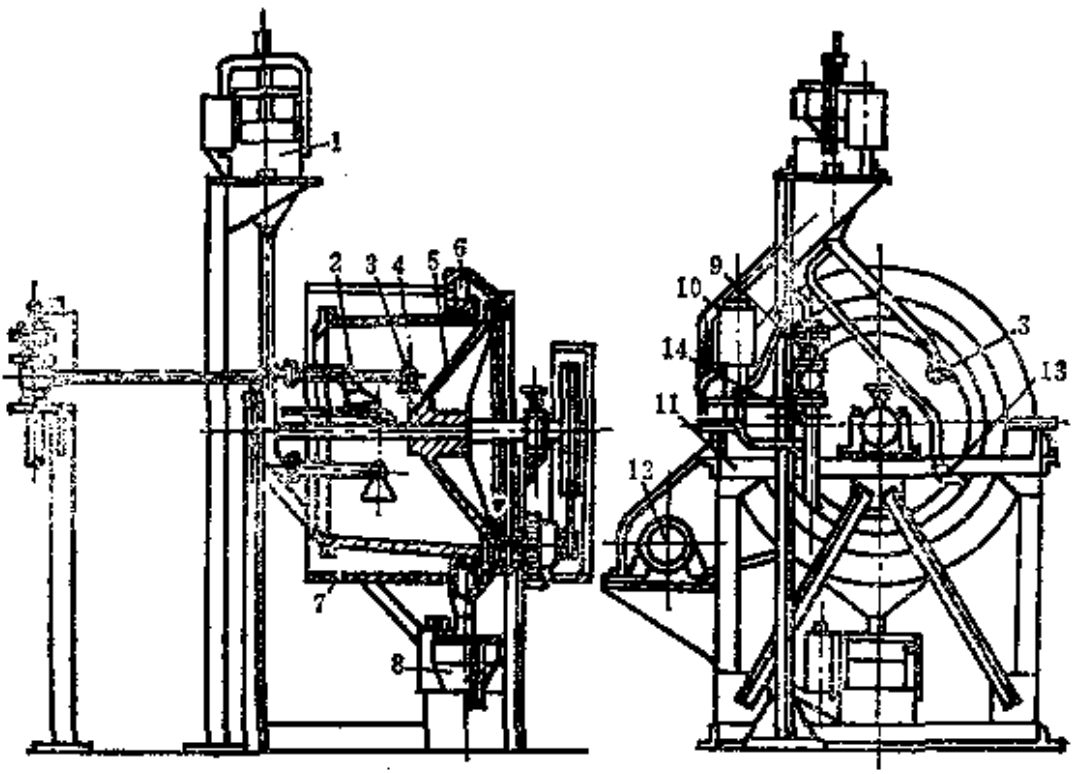


图 4-19　离心选矿机

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

离心选矿机属于离心力作用下的流膜选矿设备。矿浆自给矿器1经给矿嘴3给入高速旋转（350～500转/分）着的转鼓4后，不仅沿转鼓坡度方向流动，且随转鼓转动，结果形成了螺旋向流膜（图4-20）。螺旋向流膜的表流层的螺旋角和流速最大，沉积层最小，浓缩层居中。重矿物迅速沉降，处于沉积层中，并滞留于鼓壁；轻矿粒处于表流层，迅速由转鼓大端排出，成为尾矿，并经底盘5和转鼓间的孔隙排出。经一定时间后，停止给矿，同时用高压水（水压5～7公斤/厘米^2）将沉附于鼓壁上的沉积层冲下，成为精矿。从给矿、选别到精矿冲洗的工作周期约为2分30秒到3分30秒。整个工作过程，通过控制一执行机构周期性地反复进行。

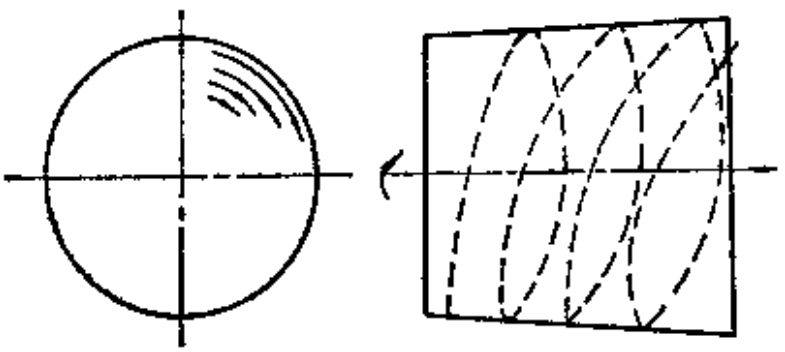


图 4-20　离心选矿机内的螺旋向流膜

由于离心力的作用，提高了细重矿粒进入底层的机会，使选别粒度下限降低。同时，也使不同密度矿粒的运搬速度以及它们间的移动速度差大大增加，从而提高了生产能力和选别精确度。

适宜的操作条件应据矿石性质和选别要求，经过试验确定。一般，选别粗粒物料转数要低，给矿量和浓度可大些；选别细粒，则反之。当存在给矿量大、转速小、给矿浓度低等三种情况之某一种时，则精矿产率小、品位高、回收率低；反之亦然。

生产实践表明，高浓度大体积的操作常可得到低浓度、小体积操作相似的指标。但高浓度大体积却可获得很大的设备处理能力。

离心选矿机是我国独创的新型、高效矿泥重选设备。它结构

简单、运转可靠、选别指标高、生产能力大、选别粒度下限低。缺点是间断作业、辅助设备复杂、适应性差。其处理粒度范围为0.074～0.01毫米，回收－19微米矿泥效果很好。它广泛用于钨、锡矿泥的粗选；近年来已有效地用于选别细粒贫赤铁矿。大型、连续作业离心选矿机的研制是其发展方向，并必将为更好地应用于处理细粒贫矿和强化选矿工艺，发挥良好作用。

5．几种新型的溜槽选矿设备简介

除了少数非常特殊的情况，用重选回收矿泥的经济性，由于缺乏适宜的高生产能力的设备而受到限制。然而在近年来，伴随着高生产能力设备的发展，以及动力和药剂费用的增高，国内外已引起对重选处理矿泥优越性的重新评价。其中，摇动翻床（B-M分选机）、横流皮带溜槽、振摆皮带溜槽等新型溜槽选矿设备的出现，促进了矿泥重选的重要进展。它们的共同特点是发展了轨道剪切原理的应用。

巴特莱斯-莫兹利翻床是由四十张1.5米×1.2米的床面分两组重选配置，并用钢绳悬挂于钢架上组成。床面微倾1°～3°。借助装在两组床面中间的偏重驱动系统，使床面作平行的平面摇动。设备操作全部自动控制，因床面摇动所产生的轨道剪切作用加强了床层的松散，从而改善了分选的效果，并使选别深度达到5微米。该设备在国外已引起极大重视。

巴特莱斯横流皮带溜槽，是伯特扩展轨道剪切原理到连续排矿溜槽设备中的一个典型例子。它是用于－100＋5微米细泥的有效重选设备。它的主体是一条宽为1.2～2.5米，长为3米的无极聚氯乙烯皮带。纵向基本水平，横向微倾1°～2°。皮带下面靠首轮端装有回转的偏重块，使皮带产生纵向平面圆运动。由于它附加了平面平行运动，增大了分散压力，从而强化了析离分层，降低了粒度下限，提高了处理能力。皮带侧面的横冲水，加强了分选的选择性，提高了富集比。据报导，国外以其作为精选机与摇动翻床串联使用，已逐渐取代了其它各类早期的矿泥溜槽设备。

振摆皮带溜槽是我国广东有色金属研究院研制成的一种新型

矿泥重选精选设备。它的分选工作面为一弧形无极皮带，皮带表面与水平呈1°～4°倾斜，在电机驱动下向前运动。同时借助偏心连杆机构使皮带作纵向往复振动，又作横向左右摆动（摆动约8.5°～23°）。由于它综合了摇床、皮带溜槽、人工淘洗等动作的特点，借助流膜在紊流与层流之间的交变来增强分选过程，因此提高了选矿富集比和回收率，尤对20微米以上粒级，具有明显的效果。

第六节　摇　床　选　矿

一、概述

摇床选矿是细粒物料的主要重选方法之一。目前我国最常见的是平面摇床。

摇床选矿的基本过程是：由给水槽给入的冲洗水，铺满横向倾斜的床面，并形成均匀的斜面薄层水流。当矿浆给入往复摇动的床面（其上复有格条或刻槽）时，矿粒在重力、水流冲力、床面摇动产生的惯性力，以及摩擦力等综合作用下，按密度松散分层。同时，不同密度（或粒度）的矿粒以不同的速度，沿床面纵向和横向运动。因此它们的合速度偏离摇动方向的角度亦不同。最终，不同密度的矿粒在床面上呈扇形分布，从而达到分离（图4-21）。矿粒的粒度也影响按密度分选的精确性。

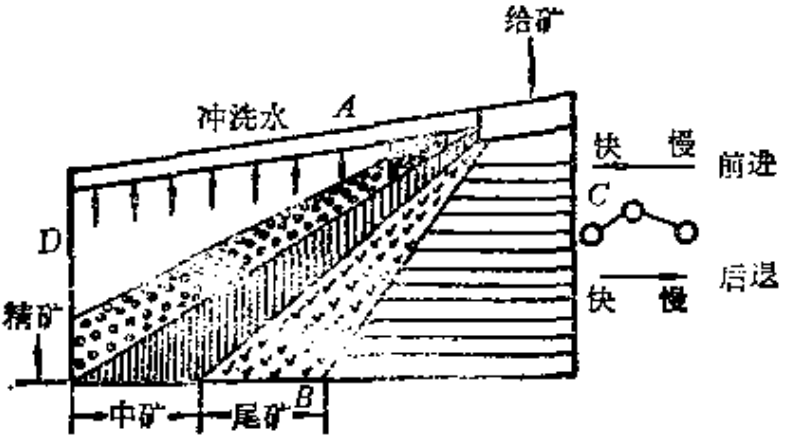


图 4-21　摇床上矿粒分带情况示意图

A—给矿端；*B*—尾矿端；*C*—传动端；*D*—精矿端

摇床选矿分带清晰，易于操作，工作可靠，分选效率高。用于粗、扫选，作业回收率可达80%以上；有用矿物和脉石足够解离时，可一次获得最终精矿和尾矿。主要缺点是：单位面积处理量低，占地面积大。其入选粒度一般小于2毫米，对1～0.04毫米细粒物料特别有效。在我国，它广泛用于选别钨、锡、铌、钽和其它稀有金属，贵金属矿石，也用于选别铁矿石的联合流程中。

为进一步提高摇床的生产能力和分选效率，国内外研究并发展了多层摇床、离心摇床等设备。

二、摇床选矿的基本原理

摇床选矿过程中，物料的松散分层及运搬分带，直接受床面的纵向摇动作用及横向水流冲洗作用支配。

床面摇动及横向水流流经床条所形成的涡流，造成水流的脉动，使物料松散并按沉降速度分层。其分层规律与一般平面溜槽基本相同。但是，更重要的是床面的摇动，导致细重矿粒钻过颗粒的间隙，沉于最底层，这种作用称为析离。析离分层是摇床选矿的重要特点，它使按密度分层更趋完善。分层结果是：粗而轻的矿粒在最上层，其次是细而轻的矿粒，再次是粗重矿粒，最底层为细重矿粒（图4-22）。

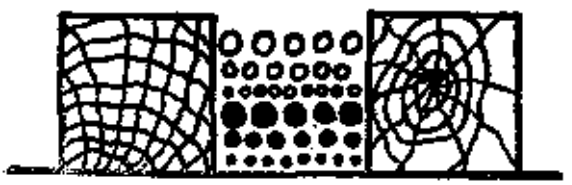


图 4-22 摇床上析离分层结果示意图

矿粒在床面上横向运动，遵循矿粒在斜面水流中的运动规律。即公式（4-21）的规律。析离分层的结果，有利于增大不同密度矿粒的横向运动速度差。即小密度的矿粒，其横向移动速度比大密度矿粒更大。

矿粒在床面摇动方向（即纵向），主要受到床面给于的惯性力及矿粒与床面间的摩擦力作用。欲使矿粒在纵向对床面作相对运动，只有当矿粒获得的惯性力大于矿粒与床面的摩擦力时，才有可能。即

$$ma_{床} \geqslant G_0 f \tag{4-22}$$

式中 m——矿粒的质量；

$a_{床}$——床面的瞬时加速度；

G_0——矿粒在水中的重力；

f——矿粒与床面间的摩擦系数。

使矿粒对床面产生纵向移动的最小加速度，称为临界加速度，以$a_{临}$表示。由式（4-22）可得

$$a_{临} = \frac{G_0 f}{m} \tag{4-23}$$

对于球形矿粒 $G_0 = \frac{\pi}{6} d^3 (\delta - \Delta) g$

$$m = \frac{\pi}{6} d^3 \delta$$

所以

$$a_{临} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g \cdot f = g_0 \cdot f \tag{4-24}$$

式中 g_0——矿粒在介质中的重力加速度。

由公式（4-24）可见，临界加速度与矿粒的密度和摩擦系数有关。

在满足$a_{临}$要求的基础上，只有床面作往复不对称摇动，亦即床面的负加速度大于正加速度时，矿粒才可能沿纵向运搬。不同性质的矿粒$a_{临}$不同，大密度矿粒从往复摇动总体讲，其纵向运搬速度比小密度矿粒快。

床面上扇形分带是不同性质矿粒横向运动和纵向运动的综合结果。大密度矿粒具有较大的纵向移动速度和较小的横向移动速度，其合速度方向偏离摇动方向的倾角小，趋向于精矿端；小密度矿粒具有较大的横向移动速度和较小的纵向移动速度，其合成速度方向偏离摇动方向的倾角大，趋于尾矿端。大密度粗粒及小密度细粒则界于上述两者之间。不同性质矿粒在床面上的运动及分离情况见图4-23。

床面上的床条（或刻槽）不仅能形成沟槽，增强水流脉动，增加床层松散，利于矿粒分层和析离。而且，所引起的涡流能清

洗出混杂在大密度矿层内的小密度矿粒，改善分选效果。床条高度由传动端向精矿端逐渐降低，使分好层的矿粒，依次受到横向水流的冲洗。最先受到冲洗的是处于上层之粗而轻的矿粒；重矿粒则沿沟槽被继续向精矿端运搬。这些特性，对摇床的分选起很大作用。

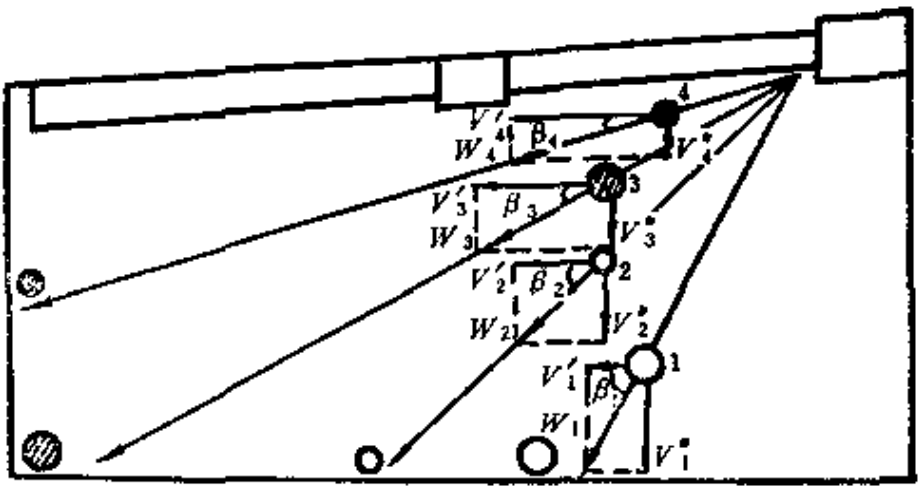


图 4-23　不同性质矿粒在床面上分离的示意图

综上可见，摇床选矿的特点是：

1）床面的强烈摇动，使松散分层和运搬分离得到加强。分选过程中，析离分层占主导，使按密度分选更加完善；

2）它是斜面薄层水流选矿的一种，因此，等降的矿粒可因其移动速度不同而达到按密度分选；

3）不同性质矿粒的分离，不单纯取决于纵向和横向的移动速度，而主要取决于它们合速度偏离摇动方向的角度。

三、摇床结构及分类

平面摇床的种类很多。最主要的是按处理物料粒度分。处理大于0.2毫米物料者为矿砂摇床，处理0.2～0.074毫米物料者为矿泥摇床。

摇床（图4-24）主要由床面、机架及床头等部分组成。摇床的床面是一缓倾（<10°）的平板。常见为梯形的，也有矩形和菱形的。纵向传动端至精矿端向上倾斜1°～2°。床面上铺有耐磨层（如生漆灰、橡皮等），沿纵向并钉有床条（或刻槽）。床面联结座经连杆与床头相联，并由其带动沿纵向做正加速度前进，以负加速度后退的往复不对称运动。床面上装有给矿槽和给水槽，槽内菱形小木块用以调节水量。床面横向坡度借调坡机构调节。

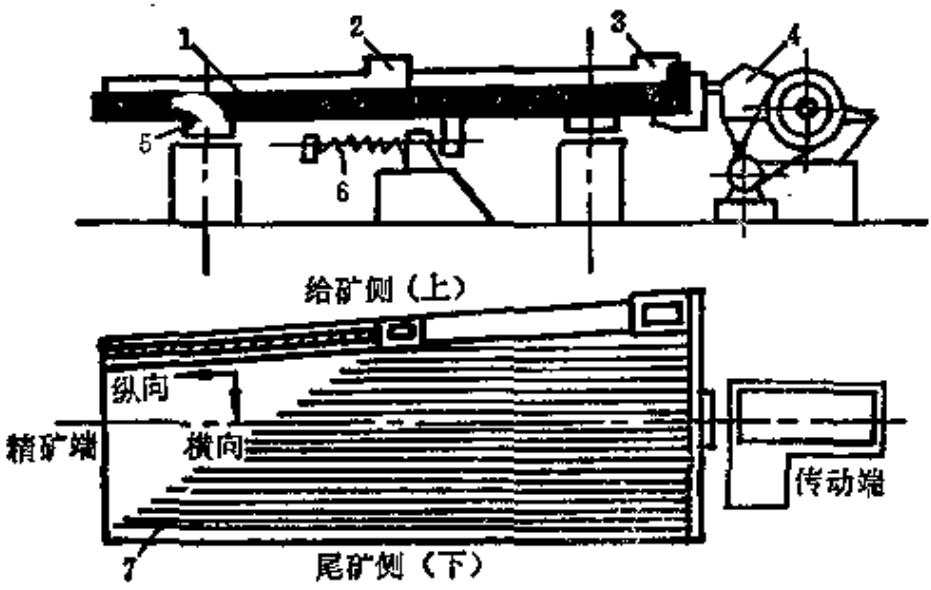


图 4-24　摇床结构示意图

1—床面；2—给水槽；3—给矿槽；4—床头；5—滑动支承；6—弹簧；7—床条

床头是获得往复不对称运动的传动装置。常用的传动装置有偏心肘板式摇动机构，其冲程调节范围对矿砂摇床为10～30毫米，对矿泥摇床为4～20毫米；凸轮杠杆式摇动机构，其冲程调节范围为9～22毫米；偏心弹簧式摇动机构，其冲程调节范围为7～25毫米。

图4-25为偏心肘板式摇动机构的示意图。偏心轮带动连杆6作上下运动。当连杆向下运动时，肘板推动环形轭向后移，使拉杆2后退，且压缩弹簧8；连杆向上运动时，借助弹簧伸张，使拉杆2前进。拉杆的往复不对称运动，通过床面联结座传给摇

床。借助螺丝3将滑块4上下移动，可改变肘板5和7的夹角，从而达到调节摇床冲程。

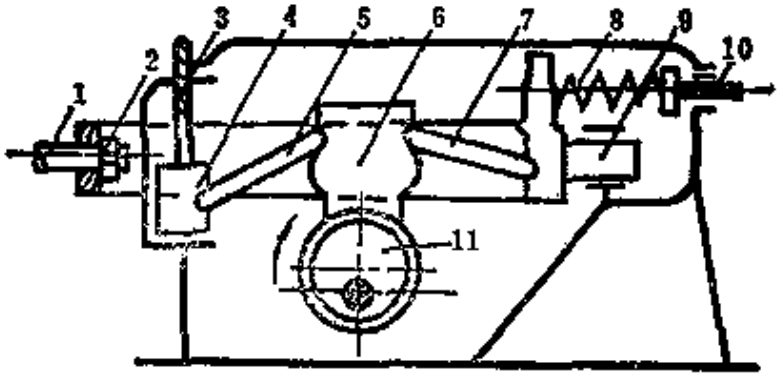


图 4-25　偏心肘板式传动装置

1—床面拉杆；2—双拉杆；3—螺丝；4—滑块；5—固定肘板；6—连杆；7—活动肘板；8—弹簧；9—直行轴；10—紧弹簧用的螺丝；11—偏心轮

摇床的冲次，常通过选择电动机的皮带轮来改变。

四、影响摇床选矿过程的因素

摇床选矿过程中影响因素很多，但其主要工艺因素对选别的影响可归纳为如下几个主要问题：

1．摇床运动的不对称性

它对矿粒沿纵向的选择性运搬及床层的松散影响很大。适宜的不对称性，要求既能保证较好的选择性运搬性能，又保证床层的充分松散。对较难松散和较易运搬的粗粒物料，不对称性可小些；对较易松散，但较难移动的细粒物料，不对称性应大些。

2．冲程和冲次

它们直接决定床面运动的速度和加速度大小。因此，对床层的松散分层和选择性运搬也有很大影响。最佳的冲程和冲次应使床层析离分层好，选择性运搬能力强。对粗粒物料、精选作业及负荷较大的情况，采用大冲程小冲次，一般冲程为16～30毫米，冲次为200～250次/分。对细粒物料、粗选作业及负荷较小的情

况，采用小冲程大冲次，一般冲程为8～10毫米，冲次为250～300次/分。

冲程和冲次可用下列经验公式计算

$$S=18\sqrt{d_{最大}}\ (毫米) \tag{4-25}$$

$$n=\frac{250}{\sqrt{d_{最大}}}\ (次/分) \tag{4-26}$$

式中 S——摇床的冲程，毫米；

n——摇床的冲次，次/分；

$d_{最大}$——入选物料的最大粒度，毫米。

适宜的冲程和冲次，最好通过试验或参考同类现厂经验确定。

3．水量和坡度

它们都影响床面上横向水流速度和水层厚度，决定了横向运搬矿粒的速度和清洗作用的大小。因此是操作中经常调节的因素。增大坡度可减少水量，反之亦然。增大水量和减小坡度，可使水层变厚。操作中，水量和坡度必须很好配合。对粗粒物料、难选物料和精选作业的情况，要求较大的流速和较厚的水层，应采用小坡大水制度；对细粒物料、易选物料或粗选作业，则要求较大流速和较薄水层，应采用大坡小水制度。倾角一般在0°～10°；水量20～50升/分。

4．给矿体积和给矿浓度

两者都影响分层和运搬速度。过大的给矿体积会使床层过厚，分层变坏，运搬速度增大，从而尾矿品位升高，回收率下降。过小的给矿体积会使处理量大大降低。浓度过大，会出现砂堆；浓度过小，则可能出现拉沟现象。给矿体积与浓度应很好配合，原则是在允许的给矿体积负荷范围内，选择最佳的给矿浓度。一般，给矿浓度为15～25%，粗粒取高值，细粒取低值。处理0.2毫米以上砂矿时，生产能力为0.7～2.3吨/台时；处理0.2毫米以下细粒物料时，生产能力为0.2～0.5吨/台时。

5．给矿粒度和形状

它们影响按密度分选的精确性。为此，入选前的分级、脱泥和脱粗十分必要。浑圆形过粗重矿粒，不仅干扰细粒的分选，还易流失于尾矿中。若粗、圆者为脉石时，则有利于分选。微细矿泥不易沉降，亦易流失于尾矿中。经分级的物料，粒度均匀，操作和调整方便，粗细摇床负荷分配合理，有利于生产能力的提高。

五、多层摇床及离心摇床的简介

摇床的多层化及离心化，是发挥其设备优点和克服其缺点的一个发展。

我国研制的5YC双联三层摇床、云锡六层矿泥摇床及湘西双层摇床等是摇床多层化的实例。它们是若干床面重迭配置而成。这使占地面积减小，台时处理能力成倍增加。

国外多层摇床发展很快。美国、瑞典、加拿大、马来西亚等国用于处理重晶石、白钨矿、铌钽铁矿、赤铁矿等，处理能力较普通摇床提高2～2.5倍。其共同特点是：采用结构轻巧并减振的新型床头、床面和床头悬挂装置，因此无笨重的基础，降低了设备高度；采用轻质耐磨材料(如铝合金、玻璃钢)，减轻了机重和振动。

离心摇床是在普通摇床基础上，引入离心力场发展而成。它也由床头和床身组成。它的特点为：床面为曲面（整机为3～4块刻槽床面)，保证横向倾角在离心运动时恒定；床面运动既作往复不对称摇动，又作回转运动；离心力使床层松散分层强化，提高了分选效率和处理能力；采用更高的冲程冲次，适应了床层更好的松散和运搬的需要。

离心摇床是一种单位面积处理能力大，选别效率高的细粒重选设备。它适应于处理密度差小、产率大的铁矿石选矿的需要。其分选粒度下限可达30微米；相同条件下，处理能力为普通摇床的5～10倍；回收率高10%。

目前，它还仍处工业试验阶段，还存在结构复杂、振动大、噪声大、事故多等问题，有待进一步改进。

第七节　重介质选矿

一、概述

重介质选矿是在密度大于水的介质中，使矿粒群按密度分选的一种选矿方法。它的基本原理是阿基米德定律。通常使分选介质的密度Δ_C界于小密度（δ_1）和大密度（δ_2）矿物之间，即

$$\delta_1 < \Delta_C < \delta_2$$

不论它们的粒度和形状如何，大密度矿粒都下沉，集中于分选机底部；小密度矿粒则浮起，集中于分选机上部。分别排出，获得重产物（精矿）和轻产物（尾矿）。

重介质选矿较严格地按密度分选，精确度较高，入选物料粒度范围宽，处理能力大。甚至它可分选密度差小于0.1～0.05毫米的物料。

粒度微细、形状极不规则的矿粒，沉降速度小，分离过程缓慢。甚至导致介质粘度骤增，破坏分选过程。所以，入选前应筛去细泥。

入选粒度上限由设备条件和矿石嵌布特性决定，金属矿选矿一般为30～70毫米，选煤为150～200毫米。入选粒度下限一般为2～3毫米，用重介旋流器时，可降至0.5毫米。

重介质选矿常用于选别黑色金属（铁、锰）、有色金属（铅、锌）、稀有金属（钨、锡）矿石和煤。它作为预选，代替手选可降低劳动强度，提高劳动生产率。作为粗选，可提高主厂房的生产能力，降低选矿成本。它可剔除脉石，恢复矿石地质品位，使得高效采矿方法的使用成为可能。

分选介质主要是重液和重悬浮液。重液是均质液体（无机盐类水溶液，如杜列液，即$KI+HgI_2$水溶液，密度3.17～3.2；和有机液体，如三溴甲烷，即$CHBr_3$，四溴乙烷，即$C_2H_2Br_4$等与有机溶剂组成的液体，其密度2.9～3.0）。重悬浮液是由高密度的固体颗粒（一般称为悬浮质，如硅铁、重晶石、磁铁矿、方铅矿、刚玉等）和水构成的固液两相分散体系，它是密度高于水的

非均匀介质。

重介质应具有密度高、粘度低、不与矿粒发生反应、无毒、无蚀、价廉、易回收等特点。重液稀缺、有毒、价贵，目前仅用于实验室的重液分析。工业上则广泛应用重悬浮液，它可配成1.25～4.0的密度。

重介质选矿工艺一般包括矿石准备、选别、悬浮液的回收和再生。

重介质选矿已得到国内外的极大重视。西德、美国、苏联、英国都有较大的重介质选矿厂。日本则从1948年开始广泛用于黑色和有色金属选矿，技术比较成熟。我国也已建成各类重介质选矿厂和车间。

二、悬浮液的基本性质

对选矿有关的悬浮液基本性质主要是密度、粘度和稳定性。

悬浮液的密度由固-水两相构成，其大小为

$$\Delta_c = \lambda\delta + (1-\lambda)\Delta \qquad (4\text{-}27)$$

式中 Δ_c——悬浮液的密度；

δ——悬浮质的密度；

Δ——水的密度；

λ——悬浮液的固体容积浓度。

由式（4-29）知，悬浮液密度与悬浮质的密度及悬浮液的固体容积浓度有关。生产上，常以调节补加水量来改变λ，从而调节Δ_c。

悬浮液的粘度取决于水的粘度和由悬浮质引起的附加粘度。它表现为液-液、固-固、液-固之间的摩擦作用。水的粘度，悬浮液固体容积浓度，悬浮质的粒度和形状，都影响悬浮液的粘度。一般，悬浮液粘度随固体容积浓度的增大、悬浮质粒度的减小而增大。悬浮质形状越不规则，粘度也越大。

悬浮液的稳定性是指悬浮液保持本身各部分密度恒定的性质。悬浮质沉降速度越快，悬浮液稳定性越差。

悬浮液中微细粒过多，固体容积浓度过高，则固体颗粒将因

分子力的相互作用而团聚，从而形成网状结构物。此时，虽然稳定性增高，但其粘度猛增，介质阻力很大，分层难于进行。

影响悬浮液的诸因素都是相互联系、相互制约的，必须综合考虑。适宜的悬浮液应有较高密度、较好稳定性和较小粘度。据此，应选择合适的价廉质优的悬浮质。实践中可据固体容积浓度的限定范围（10～25%），据式（4-29）计算所需悬浮质的密度。悬浮质的粒度组成，一般要求－200目占80～90%，最大粒度不超过0.1～0.2毫米。此外，还可采取附加机械作用（如搅拌、摇动）、介质的流动、加入药剂（如分散剂、稳定剂）、及时调整生产过程和净化介质等措施，保证选矿所要求的悬浮液基本性质。

三、重介质选矿机

1．重介质旋流器

其结构与水力旋流器基本相同。但其分选介质不是水，而是密度较高的悬浮液。

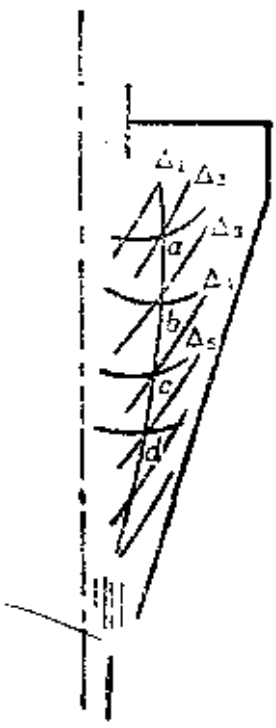


图 4-26　重介质旋流器内悬浮液密度的分布
$\Delta_1<\Delta_2<\Delta_3<\Delta_4<\Delta_5$

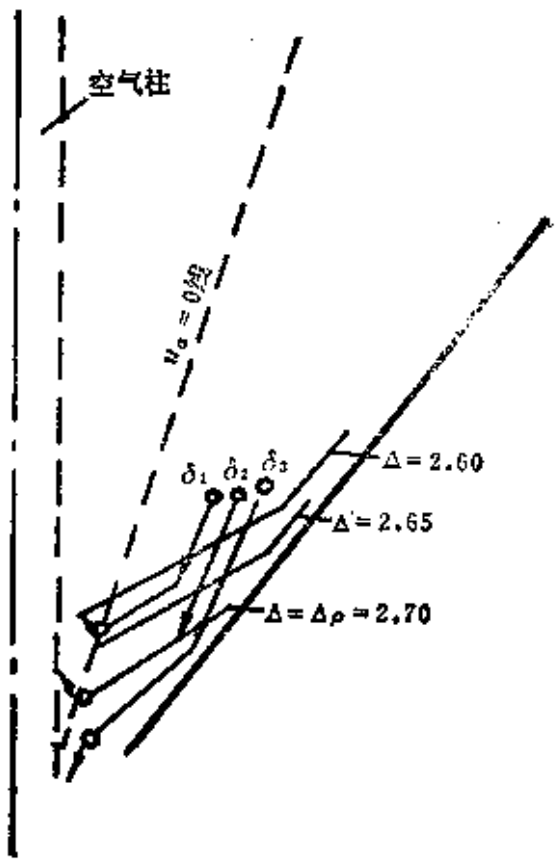


图 4-27　矿粒在重介质旋流器中分选示意图

由于离心力的作用，在重介质旋流器中的悬浮液密度是自上至下，自内至外逐渐增大的（图4-26）。这种密度分布的不均匀性，对提高分选精确度作用很大。当矿粒和一定密度的悬浮液自旋流器给料口以切线方向给入时，矿粒在器内不同高度按密度多次分选，直至锥端附近才达到最终分离。密度大的矿粒，随下降流由沉砂口排出；密度小者随上升流由溢流口排出，分别获得轻、重产品。其分选原理可由图4-27形象说明。

锥端附近最终分离处的悬浮液密度，即为分选密度。可近似用下式计算

$$\Delta_P = 1.1\left(\frac{\Delta_u + \Delta_0}{2}\right) \qquad (4\text{-}28)$$

式中 Δ_P——分选密度；

Δ_u——沉砂介质密度；

Δ_0——溢流介质密度。

旋流器的锥比（即沉砂口直径与溢流口直径之比）影响实际分选密度。锥比减小，重产品产率减少，可使分选密度Δ_P增高；反之，Δ_P降低。入选物料中重矿粒含量高时（如40～70%），采用大锥比(0.5～0.7)；含量低时（如<5%），则宜采用小锥比（如0.3～0.4）。

结构型式对旋流器中重介质的形成影响较大。细长型旋流器，形成的重介质密度不均匀性小，一般适于分级用；短粗型旋流器，形成的重介质密度不均匀性大，适于重介质选矿用。

进料压力增高，离心力增大。因此生产率增加，分选效率改善。但增高压力，使功耗和设备磨损加大。一般以0.8～2.0公斤/厘米^{2}为宜。

入料中矿粒与悬浮液的体积比大，固体容积浓度大，增加了处理量，但会降低分选效率。一般比值在1：5～1：10为宜。

安装方式亦影响旋流器的工作。一般小尺寸旋流器采用垂直安装方式；大尺寸旋流器，为减小泄流过大，以倾斜安装为好。

重介质旋流器的优点为：（1）分选粒度下限低(0.5毫米)；

（2）可使用较低密度的悬浮液获得较高的分选密度（一般增高0.2～0.4），扩大了悬浮质来源和降低了成本；（3）离心力可破坏结构物，故减小了粘度对分选的不利影响；（4）分选速度快、单位面积生产率大。其缺点为设备磨损大，悬浮液循环量大，入选粒度范围窄，介质净化系统和调整控制复杂。

它适于处理20～3毫米的物料。由于它的高效率，使其在国内外的应用渐趋广泛。国内除用于钨、锡、锰、铅锌矿石的处理外，用于处理贫弱磁性铁矿，其指标优于梯型跳汰机。

为提高给矿粒度上限，已研制了一种涡流型旋流器。其结构特点是：锥体倒置安装，中央插入一根与外界相通的导气管，使器内中央空气柱稳定；角锥比大（近于1）；沉砂口大。因此，它的工作更稳定，分选精确度高，对悬浮质要求低，处理能力大。它的处理粒度上限可达40毫米。

此外，加拿大还设计研制成一种三锥体结构、锥角较大的旋流器。由于只用水作介质，简化了工艺，减轻了设备磨损。实践表明，用于选别煤泥、砂金、细矿泥，效率很高。

2．重介质振动溜槽

它主要由槽体、传动装置、分离隔板和机架等部分组成（图4-28）。

槽体6是钢板焊制并带有槽底水室7的U形长槽。支承在向前倾斜约10°的板弹簧10上，与水平成2°～3°倾斜配置。并由刚性或弹性连杆与偏心连杆机构振动装置2连接。振动装置带动它作往复摇动。改变偏心距，可调节冲程。槽底水室7用隔板分成5～6个单独密封的水箱，水箱上部有两层间距约1毫米的筛板，上筛板筛孔较大（10～12毫米）、孔距较小（30毫米），下筛板筛孔较小（3毫米）、孔距较大(60毫米)。水箱下部装有给水管9，借阀门可调节给水量。槽体尾部设有分离隔板11，可上下调节。

介质给入振动溜槽后，在槽体摇动及筛下上升水作用下，松散、悬浮，形成具有一定分选密度的流动介质床层。由机首给入的物料即在介质床层中按密度分层。密度大的矿粒，穿过介质床

层，位于槽底；密度小者，浮于上部。在摇动和水平流的输送下，它们被带至机尾，由分离隔板分为轻、重产物排出。

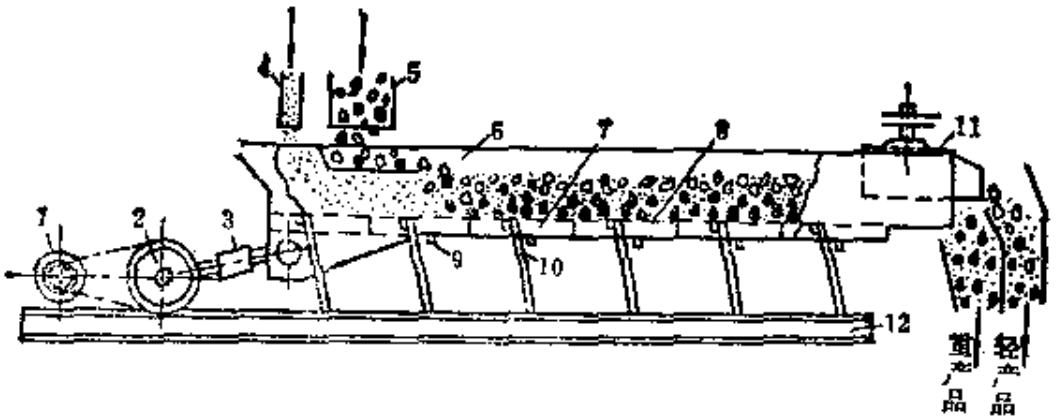


图 4 28 重介质振动溜槽示意图

1—电动机；2—振动机构；3—连杆；4—给入介质；5—给矿；6—槽体；7—槽底水室；8—筛板；9—给水管；10—板簧；11—分离隔板；12—机架

影响介质床层特性的最主要因素为悬浮质的物理性质、介质循环量及固体容积浓度、槽底室上升水等。

悬浮质密度必须使介质床层符合稳定性及构成适宜分选密度的要求。悬浮质粒度组成则对介质床层结构影响颇大，粗粒过多，稳定性变差，内部结构粗糙，导致密度波动，降低回收率；过细则使介质粘性增高，增大结构阻力，不利分层。一般应小于2毫米，且其中+0.15毫米粒级应大于80%。

介质循环量及固体容积浓度对分选密度影响最为敏感，需严加控制。它们较大时，分选密度也高。使用1000×1500×5500毫米的振动溜槽，介质循环量500～600米^3/时；固体容积浓度60%。

槽底室上升水量、水压的变化，可改变介质浓度，从而改变分选密度和床层的稳定性、均匀性。增大水量还使生产率提高。一般要求水压为3～4公斤/厘米^2；1000毫米槽宽的振动溜槽，水量为70～80米^3/时。

槽体冲程、冲次决定床层的松散程度和运送物料能力。

分离隔板高低决定实际的分选密度。位置越高，分选密度越低。

振动溜槽的特点是：（1）可用粗粒（2～0.1毫米）低密度的悬浮质或自生介质，形成较高分选密度；（2）本身有净化作用，含杂小于20%不影响分选；（3）强烈的摇动作用，使其在物料粗（可达75毫米）、介质浓度高（60%）时，仍可顺利分选。

因此，它是工艺简单、悬浮质来源广、处理量大、分选效率高的粗粒矿石重介质选矿设备。其适宜选别粒度范围为75～6毫米。

目前，它的主要工艺问题是振动溜槽与介质泵未能恰当配套；脱介筛工作不正常；介质密度自动控制、调节设施尚不完善；机械性能尚待不断完善。

3．重介质鼓型分选机

它是一种新型的重介质选矿设备。其结构如图4-29。主要由鼓体、扬板、给矿漏斗、托辊、挡辊、传动系统、重矿漏斗等所组成。

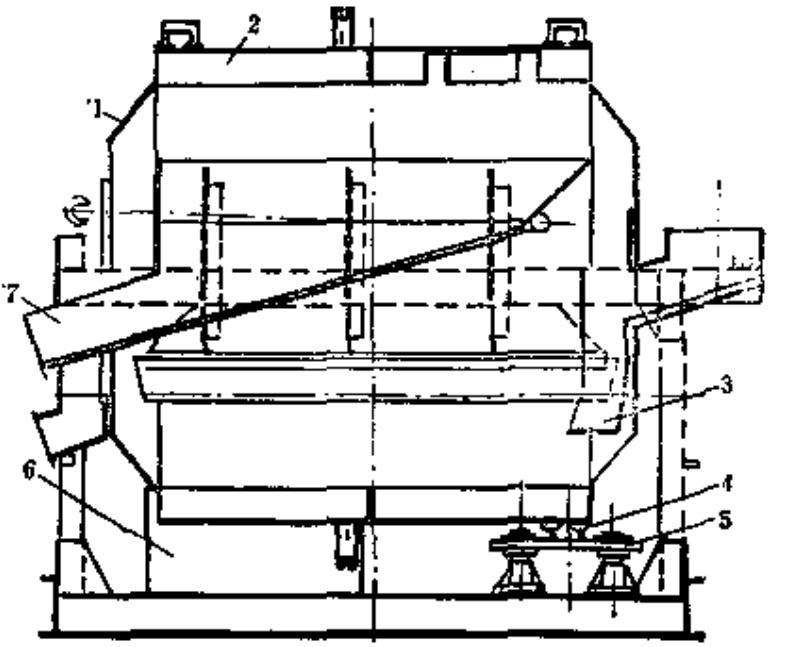


图 4-29　重介质鼓型分选机

1—鼓体；2—扬板；3—给矿漏斗；4—托辊；5—挡辊；6—传动系统；7—重矿漏斗

工作时，先将细度为－200目占85%的悬浮质与水混合配制成悬浮液，送入机内作为分选介质。并调节合理的分选密度和足以排出轻产品的适宜流量。当矿石给入机内时，由于悬浮液的浮力作用，大于分选密度的重矿粒下沉，并借圆鼓传动扬板将其提升，进入重矿漏斗成为精矿；小于分选密度的轻矿粒，则上浮并从出流口溢出，成为尾矿。

这种设备，介质流量小（只需1～1.5米^3/吨矿），相应减少了介质储运量。同时其转速低，磨损较小。它的分选粒级范围宽，一般在50～6毫米。缺点是对分选介质要求严格，必须采用高密度的悬浮质，因此来源较困难。

重介质鼓型分选机目前在我国某矿选别辉锑矿，取得了较好效果。

第五章 浮　选

第一节 概　述

一、浮选基本方法与发展简史

浮选即泡沫浮选，是依据各种矿物的表面性质的差异，从矿浆中借助于气泡的浮力，选分矿物的过程。一定浓度的矿浆并加入各种浮选药剂，在浮选机内经搅拌与充气产生大量的弥散气泡。于是，呈悬浮状态的矿粒与气泡碰撞。一部分可浮性好的矿粒附着在气泡上，上浮至矿液面形成泡沫产品（图 5-1a、b），通常为精矿；不浮矿物留在矿浆内，通常为尾矿，从而达到分选的目的。各种矿物彼此能否分离，看其是否能与气泡实现选择性地附着及附着后上浮至矿浆表面。

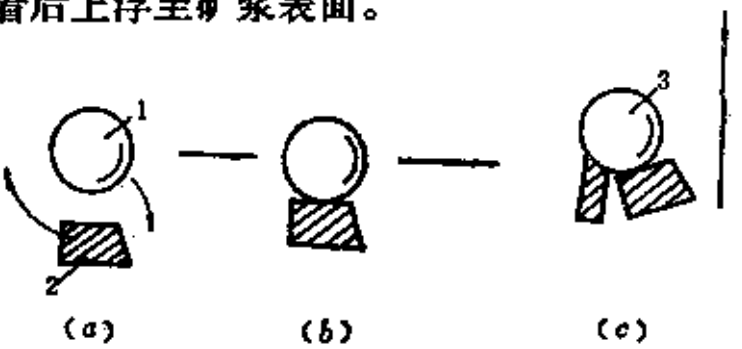


图 5-1 a 单体解离矿粒与气泡碰撞附着、上浮示意图
(a) 碰撞；(b) 附着；(c) 上浮；
1—气泡；2—矿粒；3—气泡-矿粒集合体

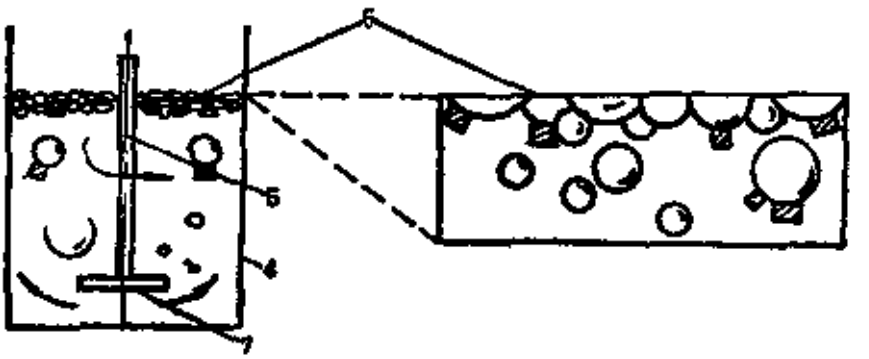


图 5-1 b 气泡-矿粒聚合体形成过程
4—浮选槽；5—旋转主轴；6—可浮矿粒形成的泡沫精矿；7—搅拌叶轮

浮选法的发展经过了三个基本阶段：

1. 表层浮选阶段；

2. 全油浮选阶段；

3. 泡沫浮选阶段。

泡沫浮选与表层浮选、全油浮选相比，具有相当大的气水分选界面。因此，其处理能力大、效率高。目前在工业上获得广泛地应用。

二、浮选过程与应用

浮选过程包括下列作业：

（1）浮选前的矿浆准备作业(主要是磨矿、分级作业) 目的是得到粒度适宜的、基本上单体解离的矿粒。进入浮选作业的矿浆浓度必须适于浮选工艺的要求。

（2）加药调整作业 目的是调节与控制相界面的物理化学性质，促使气泡与不同矿粒的选择性附着，从而达到彼此分离的目的。添加药剂的种类与数量，应根据具体矿石性质而定。

（3）充气浮选作业 调制好的矿浆，引入浮选机内，由于浮选机的充气搅拌作用，形成大量的弥散气泡，提供了矿粒与气泡接触机会。可浮性好的矿粒，附着于气泡上，形成矿化泡沫；而可浮性差的矿粒，不能附着在气泡上而留在矿浆内，作为尾矿从浮选机排出。收集泡沫产品，即得浮选精矿。

一般的浮选方法，多将有用矿物浮入泡沫产品中，而将脉石矿物留在矿浆中，这种方法叫正浮选。但有时却将脉石矿物浮入泡沫产品中，将有用矿物留在矿浆中，这种方法叫反浮选。

如矿石中含有两种或两种以上的有用矿物，其浮选方法有两种：一种叫优先浮选，即将有用矿物依次一个一个地选出为单一的精矿；另一种叫混合浮选，即将有用矿物共同选出为混合精矿。随后再把混合精矿中的有用矿物一个一个地选分开。

浮选方法的应用，被认为是二十世纪矿冶技术的重要成就。浮选除了继续处理日益增多的各种类型矿石并开辟新的途径外，对于提高与改善冶金技术经济指标、综合回收各种有价成分起着

重要作用。目前世界上有色金属矿石的产量约有90%以上采用浮选方法回收。据报导，几乎所有的矿石和矿物原料都可采用浮选方法处理。在冶金半成品综合回收方面以及盐类、硼砂、橡胶原料、造纸、制糖、化工原料加工等方面，浮选方法也得到了相应的应用。

浮选在应用上的特点是，处理细粒难选贫矿石一般较其它选矿方法效率高，且可使矿产资源得到充分综合利用。特别是浮选与其它选矿方法以及与焙烧、水冶、离子交换、沉淀等化学处理方法联合使用，可将许多共生致密、组成复杂的低品位矿石分选出多种产品，扩大了资源的利用范围，做到物尽其用。因此，浮选方法在发展冶金工业方面起着重要的作用。

浮选方法的缺点是需要将矿石磨细。使用的浮选药剂目前尚较昂贵，且易于造成环境污染或增加净化设施等。其辅助生产过程（如精矿产品的浓缩、过滤和干燥等）比较复杂。因此，在实践中究竟采用何种选矿方法（浮、磁、重或化学选矿方法），应据矿石的性质及技术经济综合比较而定。

第二节　浮选基本原理

一、相界面、润湿现象与天然可浮性

浮选过程中的充气矿浆，是由矿物颗粒、水、气泡组成的。矿粒是固相，水是液相，气泡是气相。通常把浮选过程中的充气矿浆叫三相体系。相间的分界面叫相界面。浮选时，各种矿物颗粒对气泡粘附的选择性，以及它们的浮选行为，是由矿粒、水、气泡所组成的三相相界面间物理化学性质所决定的。其中，比较重要的是矿物表面的润湿性。

例如，在光滑洁净的石英表面上，放一滴水，水滴就很快地在石英表面上扩展开，这就是说，石英能被水所润湿，是亲水的；又如将一滴水放在石蜡表面上，水滴不扩展而仍成球形，这就说明石蜡不易被水润湿，是疏水的。这种现象，就叫润湿现象（图5-2）。

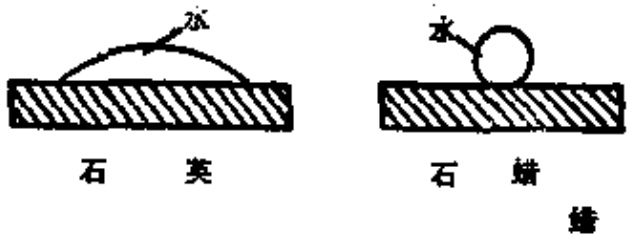


图 5-2　石英、石蜡被水润湿情形

润湿现象的产生是由于水分子结构的偶极现象及矿物晶格构造不同所引起的。

浮选过程中，润湿现象决定着矿粒与气泡发生碰撞接触时，是否能附着于其上，并被浮游成为精矿：表面润湿性强的矿物，天然可浮性差；反之，天然可浮性好。

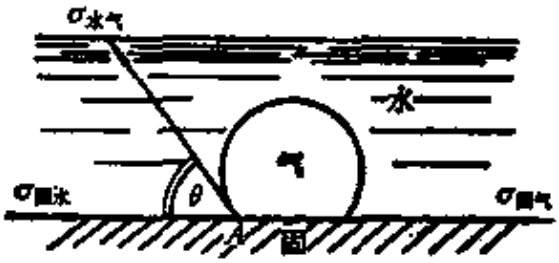


图 5-3　浸于水中的矿物表面所形成的接触角

为了判断、比较矿物表面润湿性的大小，常用接触角（θ）这个物理量来度量。如图5-3 所示。

在图 5-3 中，以三相润湿周边上的 A 点为顶点，以固水交界线为一边，以气水交界线为另一边，经过水相的夹角 θ 叫做接触角。接触角的形成过程遵守热力学第二定律：在恒温条件下，气泡附着在矿物表面上后，从接触角开始排水并向四周扩展，润湿周边逐渐扩大。这个过程一直自动进行到三相界面自由能 $\sigma_{固水}$、$\sigma_{水气}$、$\sigma_{固气}$达到平衡时为止。所形成的接触角叫平衡接触角（通常叫接触角）。接触角的大小，由三相界面自由能的相互关系所确定：由物理化学知道，界面自由能是增加单位界面面积所消耗的能量，其单位为

$$\frac{\text{尔格}}{\text{厘米}^2}=\frac{\text{达因}\times\text{厘米}}{\text{厘米}\times\text{厘米}}=\frac{\text{达因}}{\text{厘米}} \qquad (5\text{-}1)$$

因此，又可将它看成是作用在单位长度上的力。这就是表面

张力。实际上，这两个概念是一致的。于是，在讨论接触角的形成过程时，又可理解为：在固水、水气、固气三个界面上，分别存在三个力（表面张力），用同样符号$\sigma_{固水}$、$\sigma_{水气}$、$\sigma_{固气}$表示。这三个力都可以看做是从三相交点A向外拉的力。当三个力的作用达到平衡时，在x轴投影方向，可列出力的平衡方程式

$$\sigma_{固气}=\sigma_{固水}+\sigma_{水气}\cdot\cos\theta$$

移项简化后，可得

$$\cos\theta=\frac{\sigma_{固气}-\sigma_{固水}}{\sigma_{水气}} \tag{5-2}$$

接触角的大小取决于水对矿物、空气对矿物的亲和力大小比较（即$\sigma_{固气}-\sigma_{固水}$的差值大小）。在一定条件下，$\sigma_{水气}$值与矿物表面性质无关，可以看成是恒定值。如果矿物表面与水分子的作用活性较高（亲和力强），这种表面与水分子结合后，原来矿物表面未饱和的作用能会得到很大程度的满足，致使$\sigma_{固水}$值很低。同时，互相比较之下，如果空气对矿物表面的亲和力较弱，$\sigma_{固气}$就较高，这样$\sigma_{固气}-\sigma_{固水}$的值就较大，$\cos\theta$值大，而θ值小，反映出矿物表面有较强润湿性（亲水性）；反之，如果矿物表面与水分子的作用活性较低（亲和力弱），这种表面与水分子结合后，原来矿物表面的未饱和程度，得到比较小的满足，则$\sigma_{固水}$值较高；与前种情况相比，$\sigma_{固气}-\sigma_{固水}$的值就较小，$\cos\theta$值小，而θ值大，此时，反映出矿物表面的亲水性较弱（疏水性较强）的性质。极个别的矿物表面甚至出现$\sigma_{固气}$小于$\sigma_{固水}$的情况，这表示空气对矿物表面的亲和力比水为大，这时接触角就大于90°了。

从以上讨论可以得出：接触角是反映矿物表面亲水性与疏水性强弱程度的一个物理量。接触角越大，表示矿物表面的亲水性越弱，气泡越易排开矿物表面的水化膜，矿物在气泡表面的附着也越稳固，因而也越易浮选；反之，则难于浮选。

$\cos\theta$值介于0～1之间。对矿物的润湿性与可浮性的度量，可定义为：

润湿性指标：$\cos\theta$

可浮性指标：$1-\cos\theta$

由此可见，通过测定矿物的接触角，可以对各种矿物的天然可浮性作出大致的评价。

必须指出，不能误认为只有空气对矿物表面的亲和力大于水对矿物表面的亲和力，接触角大于90°时，矿粒才能附着于气泡上。实践表明，用乙基黄药处理金属硫化矿物（如方铅矿，黄铜矿等）使接触角成为60°时，就可以成功地进行浮选。

下面列出一些矿物的天然接触角：

矿物名称	天然接触角值（度）
辉钼矿	60°
方铅矿	47°
方解石	20°
云母	0°

可见，各种矿物的天然接触角是有差别的，这就表明各种矿物被水润湿的程度是不同的。

根据表面润湿性的差别，对各种矿物进行天然可浮性分类，大体可分为表5-1所示三类。

二、矿粒向气泡附着的基本过程

矿粒向气泡选择性附着的过程是浮选的基本行为。

1. 矿粒向气泡附着前后的热力学条件分析

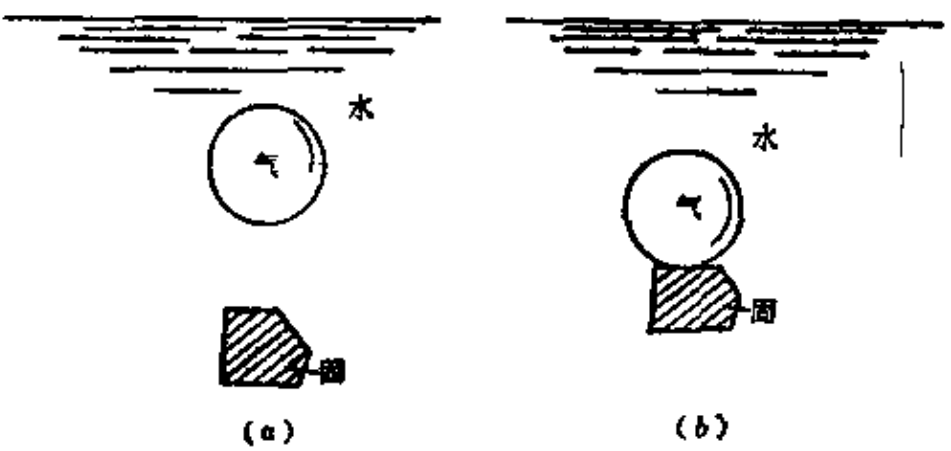


图 5-4 矿粒向气泡附着前后自由能变化示意图
(a) 附着前；(b) 附着后

矿粒向气泡附着前后的情况，可想象如图5-4所示。

矿物天然可浮性分类 **表 5-1**

类别	表面润湿性	破碎面暴露出的键的特征	晶格结构特征	代表性矿物	在水中接触角	天然可浮性
Ⅰ	小	分子键	晶格各质点间以弱的分子键相联系，断裂面上为弱的分子键	自然硫	78°	好
Ⅱ	中	以分子键为主同时存在少量的强键（离子键、共价键、金属键）	晶格由原子或离子层构成；层内原子间以强键结合，层与层之间为分子键。 破裂主要从分子键断开破裂面上，也可能存在强键，但其数量远远少于分子键	滑　石 石　墨 辉钼矿	69° 60° 60°	中
Ⅲ	大	强键（离子键、共价键、金属键）	晶格有各种不同的结构，晶格各质点间以强键（离子键、共价键、金属键）结合。 断裂面上为强键	方铅矿 黄铜矿 萤　石 黄铁矿 重晶石 方解石 石　英 云　母	47° 47° 41° 30°～33° 30° 20° 0°～10° 0°	差

设 $\sigma_{水气}$、$\sigma_{固气}$、$\sigma_{固水}$分别表示相应的界面自由能(尔格/厘米^2)；$S_{水气}$、$S_{固气}$、$S_{固水}$分别表示相应的界面表面积，(厘米^2)。

附着前（图5-4a）系统自由能E_a为

$$E_a = S_{水气} \cdot \sigma_{水气} + S_{固水} \cdot \sigma_{固水}$$

矿粒向气泡附着后（图5-4b）系统自由能（假定附着面积为单位面积：1厘米^2）E_b为

$$E_b = (S_{水气} - 1) \cdot \sigma_{水气} + (S_{固水} - 1) \cdot \sigma_{固水} + \sigma_{固气} \cdot 1$$

附着前后自由能变化值ΔE为

$$\Delta E = E_a - E_b = \sigma_{水气} + \sigma_{固水} - \sigma_{固气}$$

将式（5-2）代入，得

$$\Delta E = \sigma_{水气}(1-\cos\theta) \qquad (5-3)$$

式中，$\sigma_{水气}$是气水界面的自由能，在数值上是水的表面张力（常温常压下为72达因/厘米），为恒定值；因此，ΔE仅与θ值有关。

由式（5-3）可知，当矿物表面完全亲水时，$\theta=0$，$\cos\theta=1$，$1-\cos\theta=0$，则$\Delta E=0$，矿粒不能自动地附着在气泡上，浮选行为便不能发生。

随着矿粒表面疏水性增加，接触角θ增大，润湿性$\cos\theta$减少，则可浮性指标就增加，ΔE值也就增大。根据热力学定律，在恒温条件下如果过程变化前的体系比变化后的体系自由能大，即$\Delta E>0$，则过程有自发进行的趋势。这就可解释：越是疏水的矿物，自发附着于气泡上浮的趋势也就越大。也就是说，当$\Delta E=0$时，矿粒不能向气泡附着，不能发生浮选行为。而只要$\Delta E>0$时，矿粒能够向气泡自动附着，就会产生浮选行为。随着ΔE的增大，矿粒附着在气泡的可能性也就越大，其可浮性也就越来越好。

实际工作中，ΔE仅具有定性意义而无定量意义。对比各种矿物接触角的大小，比较它们与气泡附着前后体系自由能变化，可粗略地判断它们可浮性的好坏。从理论上分析，其可浮的基本条件必须是$\Delta E>0$，即接触角$\theta>0$。天然产出的各种矿物，在浮选药剂的作用下，其中大多数矿物的接触角是大于零的。

2. 矿粒向气泡附着的动力学分析

矿粒附着于气泡上的热力学分析已阐明了这一过程的方向与可能性（即$\Delta E>0$是矿粒附着于气泡上的必要条件）。但矿粒与气泡能否实现附着以及附着的难易程度，还要看是否具备了附着的动力学条件。

在浮选过程中，矿粒附着于气泡上经历以下三个阶段（图5-5）。

1）矿粒与气泡相互接近与接触阶段（图5-5*a*）；

2）矿粒与气泡之间的水化膜变薄与破裂阶段（图5-5*b*）；

3）矿粒克服了脱落力的影响，在气泡上附着阶段（图5-5*c*）：

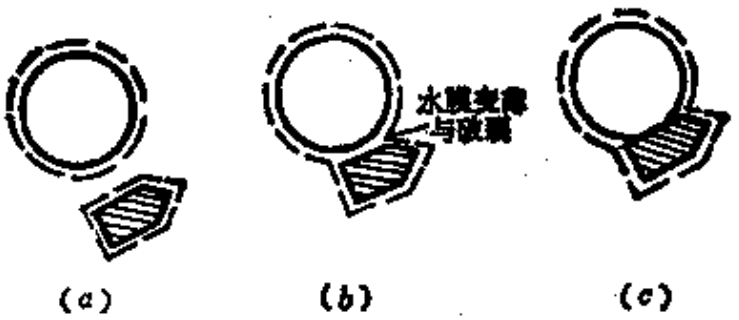


图 5-5　矿粒向气泡附着的三个阶段示意图

现分别讨论如下：

（1）矿粒与气泡相互接近与接触阶段

在浮选过程中，由于浮选机的机械搅拌作用以及气泡的上升、矿粒的下沉都可能使矿粒与气泡不断地发生碰撞。根据近代快速摄影结果表明，矿粒与气泡的附着并不是碰撞一次就可实现的，而是需要碰撞上十次甚至更多次才可能实现。

（2）矿粒与气泡之间的水化膜变薄与破裂阶段

由于水分子的极化作用以及矿粒表面剩余键力的存在，使得矿浆中的矿粒被水包围着，在矿粒表面形成水化膜。弥散在矿浆中的气泡，由于在水气界面存在着界面自由能$\sigma_{水气}$，在其表面也存在着类似的水化膜。当矿粒与气泡接触、靠近时并使彼此的水化膜减薄。最后减薄到这层水化膜很不稳定，并引起迅速破裂，矿粒附着在气泡上。此时，气泡从接触点开始，从矿粒表面排开大部分水化膜。在矿物表面上，还留下有极薄的残余水化膜。残余水化膜是一个相当于单分子层的水膜，它与气泡中的蒸汽相平衡、与矿粒表面联系得十分牢固，性质似晶体。据认为，残余水化膜的存在，不影响矿粒在气泡上的附着。

残余水化膜厚度与矿物表面的润湿性密切相关。疏水性矿物

残余水化膜薄，在与气泡碰撞中，这层水化膜易于变薄、破裂，从而实现附着。而亲水性矿物则相反。矿粒与气泡接触，水化膜变薄、破裂并实现附着的整个时间，叫粘着时间或感应时间（$T_{粘}$）。$T_{粘}$必须小于矿粒与气泡碰撞时间，矿粒才可能实现向气泡的附着。否则，会因水化膜来不及破裂或矿粒受气泡的弹性作用而不能实现在气泡上的附着。因此，感应时间与附着速度是一个十分重要的动力学条件。

实践表明，浮选过程中加入各种浮选药剂，可以人为地改变上述动力学条件，明显地提高浮选效率。如，加入起泡剂可以保证获得粒度适宜，韧性符合要求的气泡；矿粒表面经捕收剂作用后，感应时间大大缩短（0.15毫米～0.06毫米的方铅矿在用量为20克/吨矿石的乙基黄药作用下，$T_{粘}$由136秒缩短至0.01秒）。相反，矿粒经抑制剂作用后，感应时间大大增长。

（3）矿粒克服了脱离力在气泡上附着

矿粒附着在气泡上后，能否上浮至矿浆面最终进入泡沫产品还要看脱落力的大小。下面仅就作用在矿粒一气泡聚合体上的主要的力，作粗略的综合分析，以期找出影响受力的主要因素。

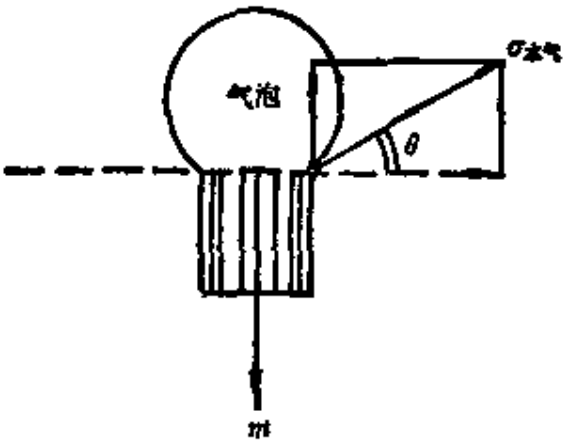


图 5-6 作用在矿粒—气泡聚合体上的力的分析

设 $\sigma_{水气}$——气水界面上的表面张力；

θ——接触角；

Δ——水的密度；

g——重力加速度；

$\omega^2 R$——离心力场加速度；

δ——矿粒的密度；

r——润湿周边半径（设矿粒为一圆柱体）。

由图5-6可知，矿粒附着在气泡上的动力学条件，必须满足：

在静水中 $$2\pi r \cdot \sigma_{水气} \cdot \sin\theta > m(\delta-\Delta)g \qquad (5\text{-}4)$$

在涡流中 $$2\pi r \cdot \sigma_{水气} \cdot \sin\theta > m(\delta-\Delta)\omega^2 R \qquad (5\text{-}5)$$

即矿粒与气泡之间的附着力$2\pi r \cdot \sigma_{水气} \cdot \sin\theta$必须大于重力效应（或脱落力效应）。

在其它条件不变的情况下（矿粒的大小、矿粒的密度、浮选机叶轮的转速、$\sigma_{水气}$等为定值），由式（5-4）、（5-5）可见：矿粒表面疏水性越强（即θ越大），矿粒在气泡上的附着力也就越大，就难于脱落。观察气泡从矿粒表面脱落的动力学过程，发现：脱落总是从缩小附着面积开始的。在这个过程中，水从附着面积逐渐排挤气体。矿粒表面的疏水性越强，水排气的过程越难实现，矿粒从气泡表面脱落的几率就越小，附着也就越牢固。

由上热力学与动力学分析表明：矿粒附着于气泡的过程能否实现，关键在于能否最大限度地提高被浮矿物表面的疏水性，增大接触角θ值。

改变矿物表面润湿性的有效措施，是采用各种不同用途的浮选药剂。因此，在浮选工艺中，正确地选择、使用浮选药剂是调整矿物可浮性的主要外因条件。

第三节　浮　选　药　剂

自然界除个别矿物（如，石墨、自然硫、辉钼矿等）和煤外，绝大多数矿物的天然可浮性是比较差的，有些彼此之间的差别也不大，分选时效果很差。因此，为了有效地实现各种矿物浮选分离，必须人为地控制矿物表面的润湿性质，扩大矿物间可浮性的差别，根据需要来改变同一矿物的可浮性。例如，在某种情况下需要该种矿物浮游，可提高其可浮性；而在另一种情况下需要抑制它时，则可降低其可浮性。浮选过程中，使用浮选药剂来改变矿物的表面性质，是控制矿物浮选行为的一种灵活有效的手段。

浮选药剂按其用途，基本上可分为五类：

（1）捕收剂；（2）起泡剂；（3）活化剂；（4）抑制剂；（5）调整剂。但有些浮选药剂可以具有两种或两种以上的作用。如，硫化钠除可作为抑制剂外，尚有硫化、介质调整等作

用。故分类只是相对的。

一、捕收剂

凡能选择性地作用于矿物表面，使矿物表面疏水的有机物质，称为捕收剂。可以作为捕收剂的有机化合物很多，实践中常用的如黄药，油酸，煤油等。作为工业上适用的优良捕收剂应满足如下要求：（1）来源广，易于制取；（2）价格低，便于使用。即易溶于水，无臭，无毒，成分稳定、不易变质等；（3）捕收作用强，具有足够的活性；（4）有较高的选择性，最好只对某一种矿物具有捕收能力。

按照捕收剂的分子结构，可将捕收剂分为异极性，非极性油类捕收剂和两性捕收剂等三类。

异极性捕收剂是异极性物质。常见的异极性捕收剂如，黄药（R—OCSSNa）、脂肪酸（R—COOH）、胺类（$R—NH_2$）等。这类捕收剂的分子是由极性基（—OCSSNa，—COOH，$—NH_2$）和非极性基（R—）两部分组成。在极性基中不是全部的原子价都被饱和，因而有剩余亲和力。它们决定了极性基的作用活性。它与矿物表面作用时，固着在矿物表面上，故也叫亲固基。在非极性基中，全部原子价均被饱和，因此，具有很低的化学活性，不被水所润湿，也不易与其它化合物反应，对矿物表面起疏水作用。图5-7用火柴图象代表黄药分子（R—OCSSNa）及与矿物表面的作用情形：

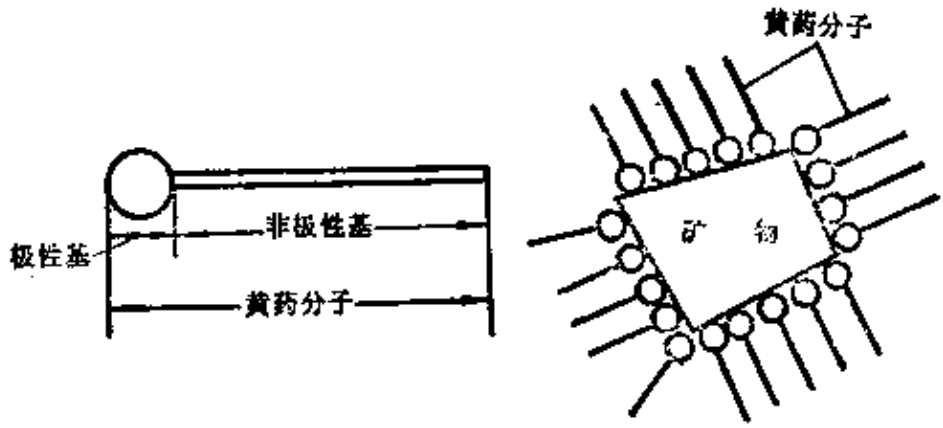


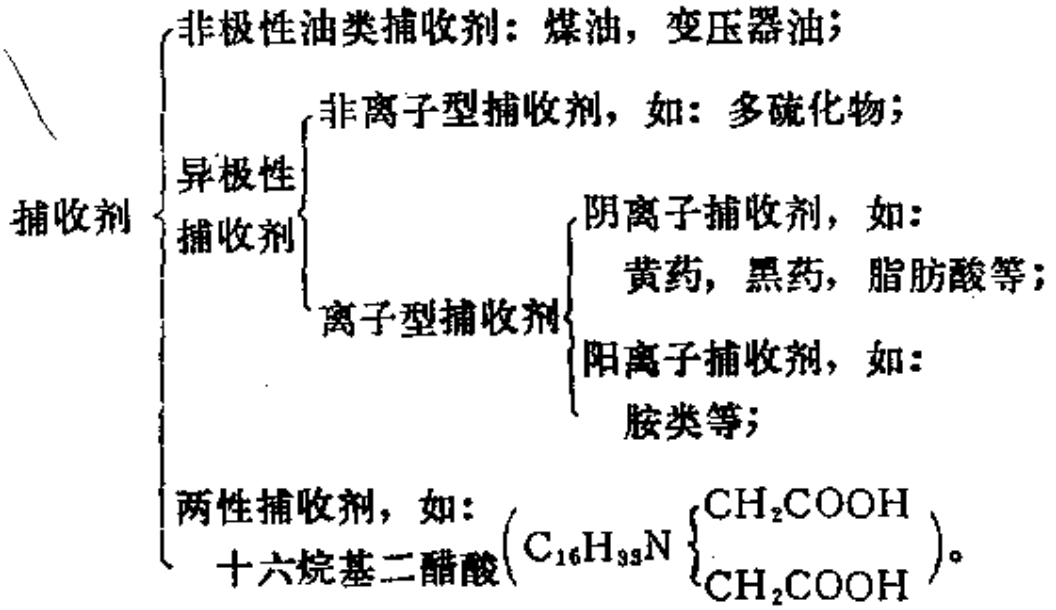
图 5-7 黄药分子，黄药与矿物表面作用示意图

由于黄药分子选择性地在矿物表面上吸附或发生化学固着，它有一定的取向，即以极性基朝向矿物，以非极性基朝向水，因而在矿物表面形成一层疏水性薄膜。

异极性捕收剂根据其是否可解离为离子，划分为离子型和非离子型捕收剂（如：多硫化物）。离子型捕收剂又根据起捕收作用的离子的电性，区分为阴离子捕收剂与阳离子捕收剂。

捕收剂的另一大类，是非极性油类捕收剂，其化学通式为R—H。例如，煤油，变压器油等。由于油类捕收剂分子内各原子之间以极强的共价键相互结合，对外则呈现为弱的分子键，因而易附着于表面同样呈弱分子键的非极性矿物，如：石墨，辉钼矿等矿物表面上。非极性的煤油分子与强极性的水分子之间的作用力很弱，所以表现出疏水性。

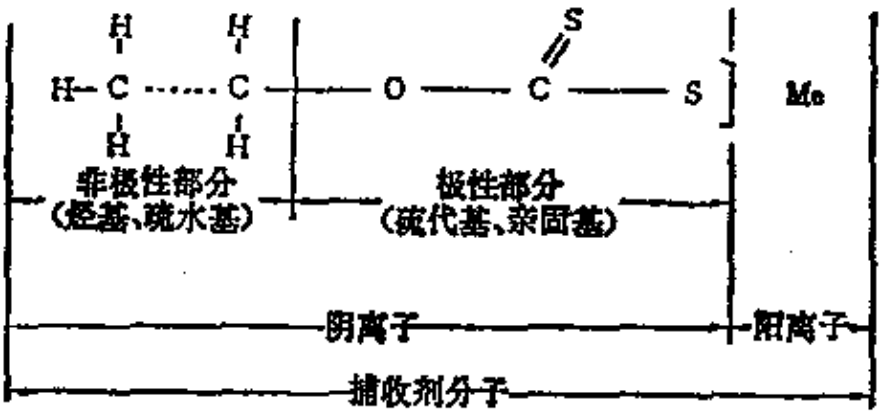
除极性捕收剂和非极性油类捕收剂外，还有两性捕收剂。捕收剂的分类见下图：



硫化矿浮选常用的捕收剂有：

1．黄药

黄药为烃基二硫代碳酸盐（ROCSSMe），其结构式为：

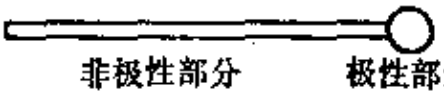


亲固基中：

C 中心原子

O 连接原子

S 键合原子



在水中解离 $ROCSSMe = ROCSS^- + Me^+$

式中R为非极性的烃基，Me为碱金属离子（通常为Na^+或K^+）。

黄药在常温下是固体的黄色粉末，带有刺激性臭味，有毒。黄药在水中解离出$ROCSS^-$阴离子，具有捕收作用。黄药性质不稳定，易吸水潮解，遇热更加速其分解。易溶于水、丙酮与醇中。

常用的有乙基黄药（$CH_3CH_2OCSSMe$）及丁基黄药（$CH_3CH_2CH_2CH_2OCSSMe$）。黄药是硫化矿物（如：方铅矿，黄铜矿，闪锌矿，黄铁矿等）最常用的捕收剂。

矿浆经过黄药处理，硫化矿物表面即与黄药的极性基发生作用，而非极性基端朝外起疏水作用。硫化矿物表面由于吸附了黄药，其疏水性大大增强，与弥散矿浆中的气泡附着，借气泡浮力上浮至矿浆表面，将其收集为泡沫产品，即得精矿；而未与气泡附着的脉石矿物留在矿浆内，从而达到分选的目的。

2. 黑药

黑药是烃基二硫代磷酸盐$R_2PO_2SSH(Me)$，其中常用的烃基R为甲酚基或烷氧基。黑药是仅次于黄药、应用较广的硫化矿物捕收剂。目前，生产的黑药有甲酚黑药和丁基铵黑药两种。其

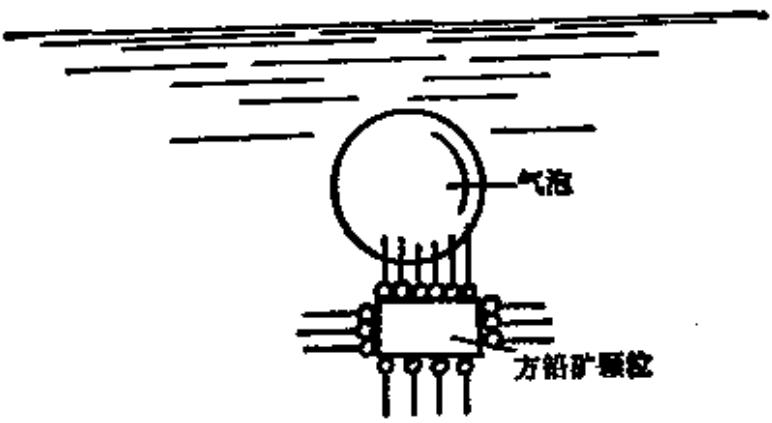


图 5-8 气泡—矿粒聚合体形成示意图

结构为

$$\begin{matrix} C_6H_4CH_3O \\ C_6H_4CH_3O \end{matrix}\!\!>\!P(=S)-S-Na \quad (甲酚黑药)$$

$$\begin{matrix} C_4H_9O \\ C_4H_9O \end{matrix}\!\!>\!P(=S)-S-NH_4 \quad (丁基铵黑药)$$

甲酚黑药为暗绿色油状液体，微溶于水，比重为1.1，有难闻的臭味，具有腐蚀性，能烧伤皮肤，具有起泡能力。

丁基铵黑药是一种白色细粒结晶粉末，微臭易溶于水。在通常情况下，不易变质，较稳定，具有起泡性，无腐蚀性。因此，使用丁基铵黑药可以改善工业卫生条件。

由于黑药具有起泡性能，使用时用量不宜过大，一般为25～100克/吨。此外还有硫氮类，硫脲和胺基硫代甲酸盐等。

氧化矿浮选常用的捕收剂有：

脂肪酸及其皂类

脂肪酸及其皂类也是常用的阴离子型捕收剂。常用来浮选非硫化矿物。例如：白钨矿、锡石、磷灰石、萤石、重晶石、弱磁性铁矿物（赤铁矿、褐铁矿等）。其中较常用的是油酸（$C_{17}H_{33}$-COOH）或油酸钠（$C_{17}H_{33}COONa$）。由于油酸与油酸钠是由植物油脂制取的，来源受到一定限制，目前已为氧化石蜡皂与塔尔油所代替。

氧化石蜡皂是以炼制石油的副产品——石蜡为原料，经氧化、皂化而制得的。其通式为

$$C_nH_{2n+1}COONa \quad (n=5\sim20)$$

氧化石蜡皂外观呈暗黄色油脂膏状物，溶于水，由于含有一定量低分子的羧酸，故其起泡性能较差，其捕收能力也较差，但选择性好。我国某铁矿浮选厂采用氧化石蜡皂与塔尔油作为弱磁性铁矿物浮选的捕收剂。

塔尔油是以木材为原料的碱法造纸厂产出的一种纸浆废液，由于其中含有部分脂肪酸，故可做为捕收剂使用（与氧化石蜡皂配合使用，其用量约为氧化石蜡的1/3～1/4）。

此外，还有甲苯砷酸、羟肟酸类、磺酸类和硫酸脂类等氧化矿捕收剂。

硅酸盐矿物浮选常用的捕收剂有：

胺类捕收剂

胺类捕收剂分子在水中解离出阳离子，阳离子上带有起疏水作用的烃基，因此属于异极性阳离子捕收剂。常用的阳离子捕收剂有十二烷基第一胺，在水溶液中解离为

$$C_{12}H_{25}NH_2+H_2O\rightleftharpoons C_{12}H_{25}NH_3^++OH^-$$

其水溶液呈碱性，与酸作用生成盐。其碳链长度一般为$C_{10}\sim C_{18}$。由于其难溶于水，在使用时需配制成盐酸盐或醋酸盐溶液

$$RNH_2+HCl\rightleftharpoons RNH_3Cl$$

$$RNH_2+HAC\rightleftharpoons RNH_3AC$$

式中的阳离子与矿物表面作用。胺类捕收剂除具有捕收性能外，还有起泡性能。

近年来，采用胺作为铁矿砂反浮选的捕收剂除去脉石矿物，对提高入炉品位取得良好效果。

非极性矿物浮选常用的捕收剂有：

非极性油类捕收剂

非极性油类捕收剂的主要成分是脂肪族烷烃（C_nH_{2n+2}）和环烷烃（C_nH_{2n}）。在浮选实践中，最常用的油类捕收剂是煤

油，它是分馏温度在150°C～300°C范围内的液态烃。

和离子型捕收剂相比，烃类油的整个分子是非极性的，没有极性基。其本身具有很强的疏水性，难溶于水，在矿浆中由于强烈的搅拌作用而被乳化成微细的油滴状。所以，烃类油在矿物表面的固着过程是由于：第一碰撞作用。使油滴粘附在疏水性矿物表面上。然后，矿粒表面上的油滴逐渐兼并展开，形成油膜，复盖在矿粒表面，从而大大增强矿物表面的疏水性，使之具有良好的可浮性。烃类油只能作为自然可浮性好的矿物的捕收剂，如非极性矿物石墨、辉钼矿、自然硫和滑石以及煤等。

二、起泡剂

为了产生浮选所必需的大量而稳定的气泡，必须向浮选矿浆中添加起泡剂。起泡剂一般是异极性的表面活性物质。在其分子中含有极性基，如：羟基—〔OH〕，胺基—〔NH_2〕，羧基—$\left\{C\overset{\overset{O}{\parallel}}{-}OH\right\}$，羰基>C=O等。在分子的另一端是非极性基烃基〔R〕—。就其结构而言，与异极性捕收剂十分相似。由于起泡剂分子中结构的不对称性，在有起泡剂的矿浆中充入大量空气后，起泡剂分子会优先地吸附在气水界面上（图5-9）。疏水的非极性基力图离开水中移至水面，而亲水的极性基部分，则力图进入水中。这两种趋势的大小，取决于分子中极性基（如亲水的羟基—〔OH〕）与非极性基（如疏水的烃基〔R〕—）强弱的对比。如：非极性基的成分大，则分子移至水面的趋势大于进入水中的趋势，因而减少了增加单位表面所需做的功，从而降低了水的表面张力。物质在表面层中自发地富集现象，叫吸附现象。由于起泡剂分子在水气界面上这种取向吸附作用，降低了水气界面的表面张力，使水中弥散气泡变得坚韧与稳定。形成了两相（气水两相）稳定泡沫。在矿浆中形成的气泡的表面附有大量疏水矿粒。这种附有矿粒的气泡，叫三相泡沫。在三相泡沫中，矿粒成为气泡兼并的障碍物，同时又能阻止气泡间水层的流动，避免气泡的

直接接触。故三相泡沫的稳定性，较未矿化的两相泡沫要高些。

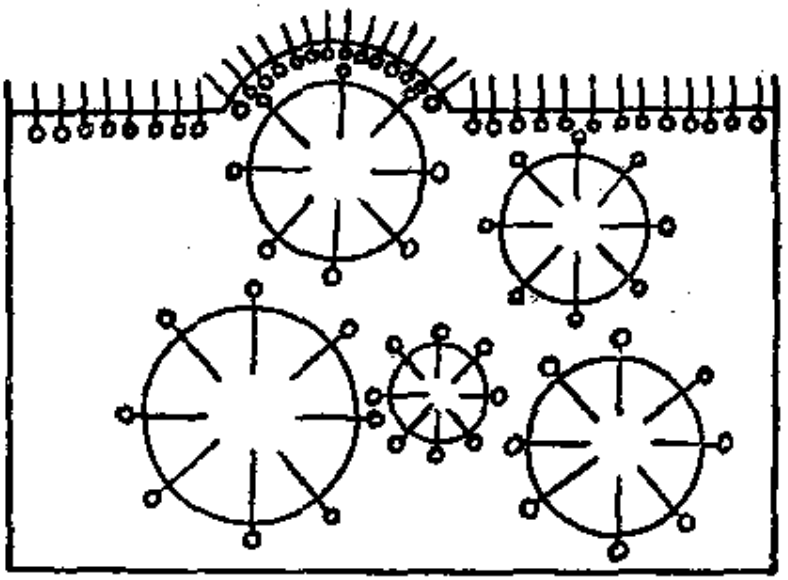
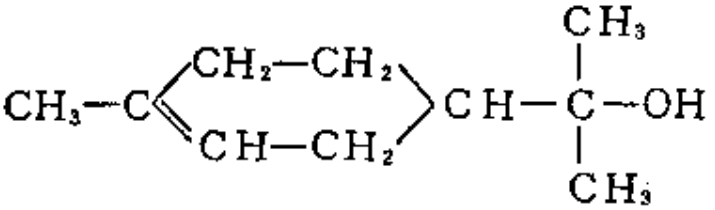


图 5-9　起泡剂分子在气水界面吸附示意图

常用的起泡剂有以下几种：

1．松油

松油是浮选实践中应用得比较广泛的一种起泡剂。它是由松树的根、枝茎干馏或蒸馏所得，其主要成分为萜烯醇$C_{10}H_{17}OH$。



松油为黄色油状液体，比重为0.9～0.95，起泡性能强，一般无捕收能力，用量约为10～60克/吨。

2．二号浮选油

二号浮选油是我国应用最广泛的一种起泡剂。它的组成和松油相似，其主要成分也是萜烯醇。其含量比松油稳定。二号浮选油是由松节油经水合反应而制得。其来源与松油稍有不同。

二号浮选油为淡黄色油状液体，颜色比松油淡，比重为0.9～0.91，起泡性较强。与松油相比，起泡能力较松油稍弱，泡沫稍脆，同样无捕收性能。

松油与二号浮选油都是易燃物品，应注意保管。使用时直接以油状加入。

3. 甲酚酸与重吡啶

甲酚酸是炼焦工业的副产品，是含酚、甲酚及二甲酚等的混合物。它的起泡能力较松油弱，生成的泡沫较脆，选择性较好，适合于多金属硫化矿物的优先浮选。价格较贵，且有毒、易燃。

重吡啶也是炼焦工业的副产品，主要是吡啶和烃类油等组成的复杂混合物。具有起泡性，，也有一定的捕收能力。

近年来，世界各国逐渐趋向于使用合成起泡剂，其中有：脂肪醇类起泡剂（MIBC、ИМ—68），醚醇起泡剂以及多氧基化合物（四号油）等。

三、抑制剂

抑制剂的作用是削弱捕收剂与矿物表面的作用，从而降低与恶化矿物可浮性的一种药剂。

目前，在浮选生产实践中，常用的抑制剂有：

1. 石灰

石灰是黄铁矿、磁黄铁矿等硫化矿物廉价而有效的抑制剂。在抑制黄铁矿时，在矿物表面生成亲水的氢氧化铁薄膜，增加了黄铁矿表面的润湿性而引起抑制作用。石灰加水解离出OH^-，表现出较强的碱性，有调整矿浆的pH值的作用。石灰造成的碱性介质，还可消除矿浆中一些有害离子（如Cu^{++}，Fe^{+++}）的影响，使之沉淀为$Cu(OH)_2$与$Fe(OH)_3$。

石灰可调成石灰乳或以干粉添加。

2. 氰化钾（钠）

氰化钾（钠）是某些硫化矿物有效的抑制剂。它在水中能解离出CN^-。起抑制作用的主要是CN^-，它能够沉淀和络合矿浆中的有害离子Cu^{++}与Fe^{+++}，消除这些离子对浮选的有害影响。在生产实践中，多用来抑制闪锌矿，黄铁矿等，当用量过大时，也对黄铜矿产生抑制作用。

氰化钾（钠）属于剧毒药品，在生产过程与尾矿废水排放过

程中，稍有不慎，就会对环境卫生造成极大的危害。其价格也较贵，又会溶解矿石中伴生的贵重金属（如：金、银等），给矿产资源的综合回收造成不利影响。因此，国内外对于无氰浮选的研究越来越重视。硫酸盐、亚硫酸及其盐，二氧化硫等，可以代替氰化钾（钠）抑制某些硫化矿物。

3. 重铬酸钾

俗称红矾。是红色或橙红色片状物或晶体。重铬酸钾是方铅矿有效抑制剂，对黄铁矿也有抑制作用。在多金属硫化矿分离浮选时，重铬酸钾主要用来分离铜、铅混合精矿，抑制铅矿物，浮选铜矿物。这是铜、铅分离最常用的方法之一。

重铬酸钾对方铅矿的抑制作用很强，抑制以后难于活化。一般在生产中对方铅矿抑制以后，就不再活化了。

4. 硫酸锌

与碱配合使用，是闪锌矿的抑制剂。其抑制机理是：与OH^-生成氢氧化锌的亲水胶粒，吸附在闪锌矿表面，阻碍矿物表面与捕收剂相互作用，使闪锌矿受到抑制。

硫酸锌与氰化钾(钠)配合使用也是闪锌矿、次生硫化铜矿物的抑制剂；与亚硫酸钠或硫代硫酸钠配合使用，也能抑制闪锌矿；与硫化钠或碳酸钠配合使用时，能生成硫化锌与胶体碳酸锌，据报导亦能有效地抑制闪锌矿。单独使用时，效果很差。

5. 硫化钠

硫化钠是大多数硫化矿物的抑制剂。其抑制作用是，硫化钠水解生成HS^-或$S^=$离子，能够吸附在硫化矿物表面上，阻碍矿物对捕收剂阴离子吸附，从而使矿物受到抑制。

由于硫化钠在矿浆中很易氧化，其浓度不易控制，因此采取分段添加药的方法。硫化钠主要用来浮选辉钼矿时抑制其它硫化矿物。适当控制硫化钠的用量，还可以作为有色金属氧化矿的活（硫）化剂。此外，硫化钠还有混合精矿脱药，调整矿浆碱度的作用。

四、活化剂

活化剂是用来提高被抑制矿物的浮游活性。例如，闪锌矿在优先浮选中受到抑制作用，在下一步要浮选闪锌矿时，通常用硫酸铜来活化它。此时，在闪锌矿表面形成了硫化铜薄膜，硫化铜矿物易于与黄药作用，生成疏水性表面，使闪锌矿又能够附着于气泡上。从而使闪锌矿活化。

硫酸铜也是黄铁矿、毒砂的活化剂。硫酸是黄铁矿的活化剂。

在浮选有色金属氧化矿（如：白铅矿、孔雀石等）时，硫化钠是常用的活化剂。因为硫化钠与这些氧化矿物的表面作用后，产生硫化物，使黄药类捕收剂能与这种硫化物表面作用，从而使这些氧化矿物浮起。

碱土金属与重金属离子（Ca^{++}、Ba^{++}、Fe^{+++}等）是石英与硅酸盐类矿物的活化剂。提高铁矿砂入炉品位，采用阴离子捕收剂反浮选石英等脉石矿物时，就是利用Ca^{++}离子活化石英，硅酸盐矿物的道理。

五、介质调整剂

介质调整剂主要是用来调整矿浆的性质，造成有利于浮选分离的介质条件。其主要作用有：（1）调整矿浆的酸碱度（即pH值）；（2）调整矿浆的分散与团聚。

矿浆的酸碱度的调节：浮选时，矿浆中的氢离子浓度对浮选影响很大。它影响矿物表面的润湿性、捕收剂分子的解离度及其在矿物表面上的吸附、许多浮选药剂的稳定性及其效果、气泡的稳定性等。因此，调节矿浆中氢离子浓度对提高浮选过程的选择性非常重要。提高矿浆的碱度常用石灰或碳酸钠，有时用苛性钠或硫化钠。提高矿浆的酸度，常用硫酸。

向矿浆中通入CO_2或SO_2等废气来调整矿浆的pH值和强化浮选过程，也得到较好的效果。实质上，也就是碳酸与硫酸的作用。这不仅节省了硫酸等化工原料，还减少了有害气体对大气的污染。

矿泥的分散与团聚：在浮选工艺中，矿泥常指－0.01毫米不易被浮选的细粒级别。矿泥的来源有二，一是原生矿泥，即选矿前，矿区原有的矿泥（如：页岩碎屑、滑石、高岭土、褐铁矿等都能产生矿泥），二是次生矿泥，即由采矿场运往选矿厂的矿石经破碎、磨矿、运输、搅拌等过程新形成的矿泥。矿泥的存在常使浮选指标变坏。如：回收率降低，精矿质量变坏，药剂消耗量增加，浮选速度变慢以及影响沉淀过滤等脱水工艺过程。为防止上述有害后果，根据需要添加分散剂或团聚剂。分散剂吸附在矿泥颗粒表面，增加了表面亲水性及相互团聚的阻力，从而防止有用矿物和脉石细泥相互粘附，有利于提高回收率与精矿质量，改善浮选工艺过程。而当浓缩过滤时加入团聚剂，又可使矿泥团聚，加快沉降速度，回收极细矿粒，防止尾矿水“跑浑”，提高回收率。常用的矿泥分散剂有：水玻璃、氢氧化钠、六聚偏磷酸钠。团聚剂有：石灰、明矾、硫酸等。

矿泥分散及团聚的机理是改变矿粒表面的电荷性质。当加入不同电解质后，如果使矿泥微粒表面都带有同名电荷，因为同性相斥，矿泥就分散悬浮；如果使矿粒表面的电荷中和——即电荷为零，则细粒彼此失去相斥力，由于表面相互之间的自然作用而团聚下沉。

六、絮凝剂与有机抑制剂

近年来，选择性絮凝——浮选法作为处理细粒物料的浮选技术，受到了国内外的普遍重视。其实质是，微细有用矿物颗粒，在絮凝剂分子中极性基的“桥联”下（图5-10），发生絮凝，而不能絮凝的脉石矿物，则呈悬浮状态被分离出来。沉淀物再用浮选法加以回收。

所谓絮凝剂是一些高分子有机化合物，其分子中带有数量较多的极性基（如羟基－OH，羧基－COOH，胺基－NH_2……等），且极性基普遍分布于整个分子中；同时，其分子量较大，分子较粗，在与矿物颗粒作用时，在不同条件下具有絮凝及对矿物的抑制作用。

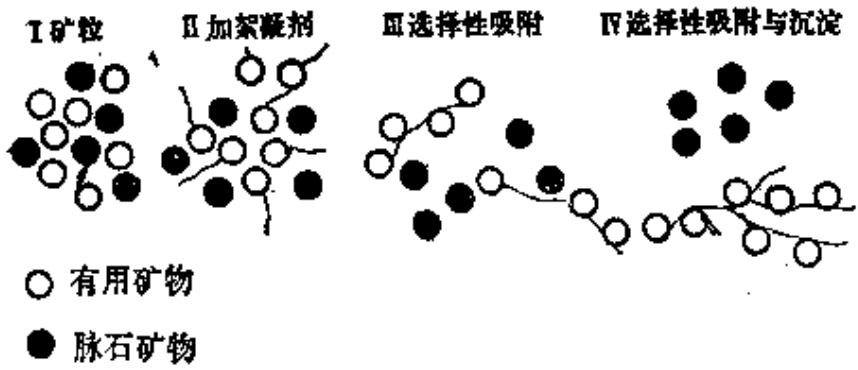


图 5-10　选择性絮凝原理图

其抑制作用机理是，它的分子中的某些极性基与矿物表面发生亲固后，分子中其余的极性基朝外，使矿物表面亲水性提高，从而产生抑制作用；在另外的一些情况下，由于矿浆中酸碱度的影响并有电解质的存在，会影响矿物表面的电性质，此时高分子有机化合物靠静电力（当呈离子状态时）或靠氢键力（非离子状态）与矿物相互作用而“桥联”，从而产生絮凝。可见，有些高分子化合物，既可作为抑制剂使用，又可作为絮凝剂使用。

有机絮凝剂与抑制剂的化学成分是多种多样的。其中如淀粉、糊精、丹宁、烤胶、纤维素以及木质素的衍生物等。它们不能在溶液中电离，常以胶体颗粒敷盖在矿粒表面实现对某些矿物（滑石、石墨、辉钼矿、方解石）的抑制。它们对矿物抑制的选择性要比电解质抑制剂差些。

第四节　浮　选　机　械

浮选机是实现浮选工艺过程的主要装置。经过湿式磨矿已基本单体解离的矿物被调制成一定浓度的矿浆，在搅拌槽内与浮选药剂充分作用。然后，送入浮选机，在其中进行充气与搅拌，使表面已受捕收剂作用的矿粒向气泡附着，在矿浆面上形成矿化泡沫层，用刮板刮出，即得泡沫产品（精矿）。由此可见，浮选机的结构与效率，是影响浮选指标的一个重要因素。浮选机除应具备

工作连续可靠、耐磨、耗电少、构造简单等良好的机械性能外，还应满足下列特殊要求：

1）具有充气作用　浮选机必须能够向矿浆中充入或压入足量的空气，使它充分弥散成大小合适、均匀分布的气泡。其充气程度用充气量表示，即：每分钟每平方米槽面积通过的空气量（米^3/米^2·分）或每立方米矿浆中含有的空气量（米^3/米^{3}矿浆）。充气性能是浮选机性能好坏的重要标志。

2）具有搅拌作用　必须保证槽内矿浆受到强烈而均匀的搅拌以及矿粒悬浮并均匀分布。同时，促使某些难溶药剂溶解、分散。

3）具有调节矿浆面、矿浆循环量、充气量的作用。

4）对于浮选所获泡沫产品及槽内残留矿浆，具有能连续不断的排出作用。

为了提高浮选机械的效率，新型浮选机的研制工作普遍地受到人们的重视。特别是近十多年来，浮选机的发展很快。

浮选机发展的关键是改进充气装置与充气结构。

充气是浮选机的主要作用。充气方式是划分浮选机类型的主要依据。根据将空气分离成气泡的方式不同，浮选机分为三大类型：

1. 利用机械的作用使空气粉碎成气泡的浮选机称为机械搅拌式浮选机。它又可分为二种：机械搅拌空气自吸式与机械搅拌空气强制吹入式。如XJK型浮选机、棒型浮选机、丹佛D—R型浮选机等。

2. 气流通过细孔进行充气的浮选机称为压气式浮选机。如浮选柱等。

3. 从矿浆中析出空气进行充气的浮选机称为变压型浮选机。如空气喷射搅拌式浮选机等。

在生产实践中，应用最为广泛的是机械搅拌式浮选机。这类浮选机的型号较多，如法连瓦尔德（FW）型、米哈诺布尔型、瓦尔曼型浮选机等。我国浮选厂使用的XJK型浮选机与米哈诺布

尔型浮选机相似；棒型浮选机与瓦尔曼型浮选机相似。这类浮选机的共同特点是充气过程靠叶轮或棒型轮搅拌矿浆而实现的。下面对应用广泛的浮选机，择其典型者加以介绍。

一、机械搅拌式浮选机

图5-11为叶轮式机械搅拌浮选机示意图。该浮选机每两个槽构成一个机组。第一槽带有进浆管以抽吸矿浆用，所以也叫吸入槽；第一槽与第二槽之间没有中间室，矿浆在下面是连通的。所以第二槽称为直流槽。叶轮1安装在垂直轴2的下端，垂直轴上部装有皮带轮3，通过三角皮带由电动机带动叶轮较快地回转。空气经导管4吸入。每一机组内的矿浆面用闸门5调节。叶轮上面有水轮盖板6和中空进气管7。进气管7下端安装有进浆管10。进浆管10与承矿箱11联接。转动螺旋杆9可控制矿浆循环孔8的大小，借以调节循环矿浆量。

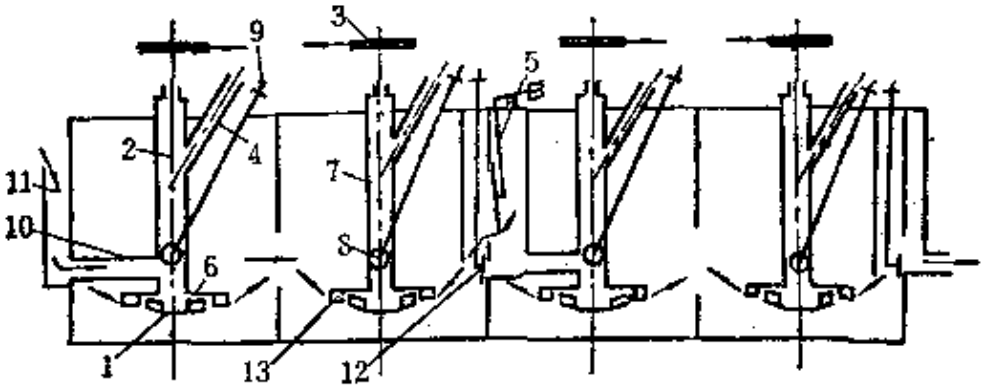


图 5-11　叶轮式机械搅拌浮选机示意图

1—叶轮；2—垂直轴；3—皮带轮；4—导管；5—矿液面调节闸门；6—水轮盖板；7—进气管；8—矿浆循环孔；9—螺旋杆；10—进浆管；11—承矿箱；12—排矿闸门；13—导向叶片

在每个浮选槽排矿端侧壁的下部，设置有可调节的排矿闸门12，使粗的不易浮选的矿粒，能通过排砂口流入邻槽，从而减少叶轮底下粗砂的沉积量，降低摩擦阻力，延长叶轮寿命。

这种浮选机和旧式的法连瓦尔德（F W）浮选机相比，优点是：充气量大、生产能力大、检修方便。所以获得了较为广泛的

应用。但其最大的缺点是叶轮 1 与水轮盖板 6 上导向叶片13的间隙大小很难保持固定不变。随着间隙的增大，则充气量显著下降。

叶轮式浮选机叶轮定子结构示于图5-12。

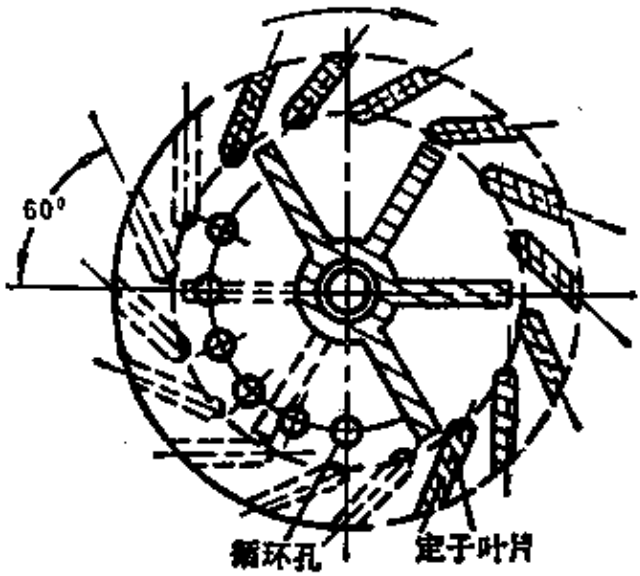


图 5-12　叶轮式浮选机叶轮定子结构示意图

图5-13为棒型机械搅拌浮选机示意图。

棒型浮选机或棒轮式浮选机是在瓦尔曼型自吸和充气两用浮选机的基础上，改进设计成的。它适用于选别各种黑色和有色金属矿物。一般用于粗选、精选、扫选和反浮选作业。

棒型浮选机也是一种由一排金属制的长方形槽子组成的。槽体之间用螺栓联接。槽子结构有两种：吸入槽与浮选槽。选用何种结构浮选槽及槽数，取决于选别工艺流程、处理矿量和该种矿石的浮选时间。

每个浮选槽均由槽体 1、轴承 2、斜棒叶轮 3、稳流器 4 以及刮板、凸台和传动装置所组成。吸入槽除上述部件外，在其中空轴的下端还有提浆叶轮 6、压盖（凸台）、底盘（未画出）等部件。吸入槽除起浮选作用外，还兼有吸浆能力，即把槽外的矿浆，通过提浆叶轮的作用吸入槽内。稳压器置于槽体底部，系由几十条垂直放置，而曲率不同的圆弧板所组成。

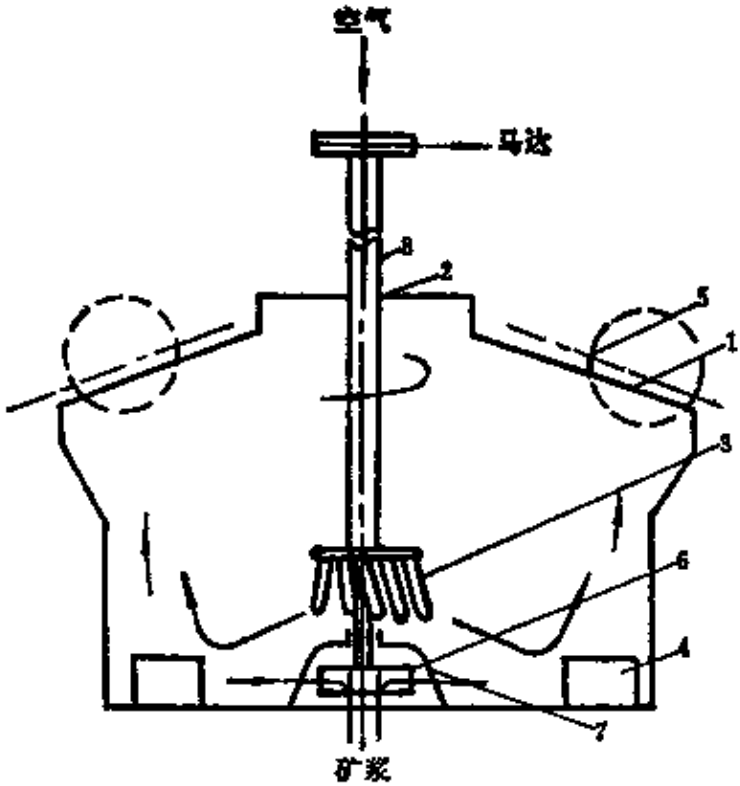


图 6-13　棒型机械搅拌浮选机示意图

1—槽体；2—轴承体；3—棒轮；4—稳流器；5—刮板；6—提升叶轮；7—凸台；8—中空轴

机械搅拌、空气自吸式浮选机（包括叶轮式与棒轮式浮选机）的工作原理基本上是一样的：利用叶轮或棒轮回转时所产生的负压，经中空轴吸入空气，并弥散形成气泡。靠叶轮或棒轮强烈搅拌与抛射作用，使空气气泡与矿浆充分混合。经捕收剂作用的有用矿物颗粒，选择性地附着于气泡上，上浮至矿浆面，由刮板刮入精矿槽内，从而完成分选作业。

叶轮式与棒轮式浮选机的主要区别是充气装置的不同：叶轮式浮选机的充气装置是由叶轮与水轮盖板（或称定子）所组成。水轮盖板上的导向叶片与离心泵的导向器相似。由于导向叶片的倾斜方向与叶轮出口的主流方向一致，因而减少流体出口时的水力损失，使自叶轮甩出的矿流能够平稳通畅地扩散出去。与无导向叶片法连瓦尔德型浮选机相比，在不增加电能消耗的情况下使

吸气量增加。另外，进入浮选机的空气量多少与叶轮、水轮盖板间所造成的负压大小有关。叶轮与水轮盖板之间的间隙保持在6～10毫米时，负压最大。为了控制吸气量的大小，操纵螺旋杆9改变循环孔8的大小（图5-11），调节循环矿浆量。一般情况下，当循环矿浆量为原矿浆量的1～2倍时，充气量最大。

棒轮式浮选机的充气装置是由斜棒轮与凸台（或压盖）所组成。斜棒轮是由铸铁铸在一起的轮盘和12根均匀分布的圆锥棒所构成。每根棒与棒轮旋转方向相反的方向后倾45°，并向外扩张。由于棒轮结构的特点，当它旋转时，斜棒轮上每点的线速度越往下越大，造成较强的搅拌作用。凸台安装在斜棒轮的下部，它的作用是防止矿浆在斜棒轮下部形成涡流，保证矿浆和空气混合物沿着它的背面呈“W”形分散出去，从而增大斜棒轮区的真空度，提高吸气量。由于矿浆呈“W”形冲向槽的四周，所以这种浮选机的死角很小，容积利用率高。

由于棒型浮选机属于浅槽式的，浮选速度快、吸气量大，搅拌力强。适用于矿浆浓度大、比重大、粒度较粗的矿物浮选。

叶轮式与棒轮式浮选机的共同特点是，借助于浮选槽下部的叶轮（或棒轮）的高速旋转吸入空气。叶轮（棒轮）的结构形式决定矿浆的充气、搅拌程度与气泡的弥散程度。对叶轮式浮选机而言，虽具有充气量大的优点，但叶轮与盖板之间的间隙由于磨损而变更，严重地影响吸气量，使选别指标下降。此外，还存在着“翻花”现象和槽子有效容积利用率低、矿浆深度大等缺点。棒型浮选机在结构性能上，优于叶轮式浮选机。但其缺点是：吸入槽结构复杂（一根轴上安装两个叶轮，棒轮与提浆轮），槽身浅，自流联接比较困难等。

鉴于机械搅拌式浮选机叶轮转速较高，导致充气搅拌装置极易磨损破坏，矿物泥化程度严重。此外，其电能消耗较大（据认为仅有20%的电能转变为有效功）、浮选速度慢、选别指标低。为克服上述弊病，生产实践中研制与推广使用了机械搅拌空气强制吹入式浮选机。它除靠叶轮进行充气搅拌外，还向矿浆压入空气。

由于附加压气，可适当降低叶轮转速，从而克服了机械磨损，改善了机械性能。属于此种类型的浮选机较多，如丹佛D-R型浮选机，阿基太尔型浮选机、马克斯韦尔型浮选机等。

现仅举丹佛D-R型浮选机为例，加以说明。

丹佛D-R型浮选机工作时（图5-14），矿浆经中空管1与循环筒2间的环形空间吸入，而空气则沿中空管1由压风机压入。循环筒与中空管用筋条相互联接。搅拌叶轮4上有幅射状叶片，叶轮4与盖板3之间形成间隙。由于丹佛D-R型浮选机的矿浆循环是沿循环筒2的圆周并从较高的液面开始的，从而保证矿浆在大容积中循环，这时槽内矿浆形成上升流，促使矿化气泡上升至矿浆面。根据这个原理，矿浆返回叶轮搅拌区中的固体含量低，从而改善空气的弥散作用，减少功率消耗和降低叶轮与盖板的磨损。同时，采用丹佛D-R型浮选机还可提高浮选物料的粒度，这是由于经叶轮循环的矿浆量增大，提高了上升流的速度，保证了矿粒的有效悬浮。

丹佛D-R型浮选机广泛地应用于选别钾盐、磷酸盐、铜、锌、钼以及煤和其它有用矿物。

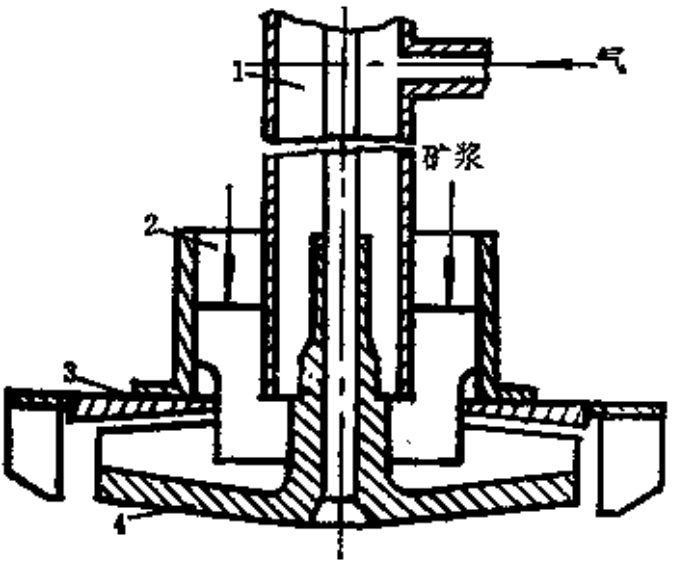


图 5-14 丹佛D-R型浮选机充气装置

1—中空管；2—循环筒；3—盖板；4—叶轮

由于最近大型浮选机的发展，丹佛 D-R 型浮选机的容积甚至达16.98米^3。一个浮选槽的电机功率为45千瓦。在大型浮选槽中安装有两个叶轮机组。

二、压气式浮选机

浮选柱是属于气流通过充气器的细孔进行充气的压气式浮选机之一，如图5-15所示。

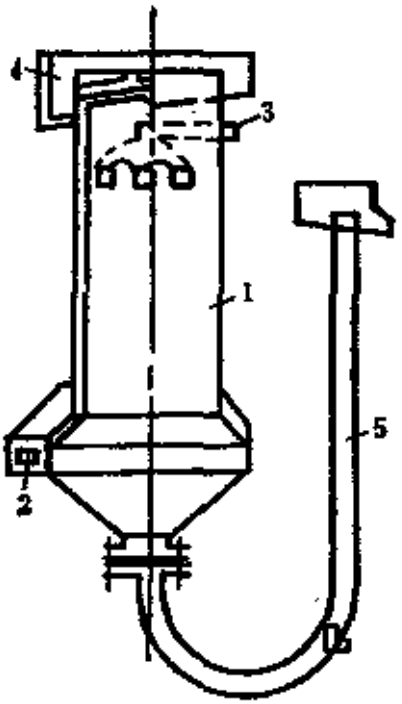


图 5-15 浮选柱结构示意图
1—筒体；2—充气装置；3—给矿装置；4—精矿泡沫流槽；5—尾矿提升装置

它是以对流原理工作的：从其底部通过充气器的细孔不断地向矿浆中充入空气，在浮选柱内便弥散成大量的气泡。这些气泡穿过向下流动的矿浆而上升。经过药剂作用过的矿浆由浮选柱的上部给入。矿粒在重力作用下缓缓下降的过程中，与气泡相互接触与碰撞，进而附着于气泡之上。矿化气泡上浮至矿浆面形成泡沫层，溢出（或用刮板刮出）后得泡沫产品（一般为精矿）。尾矿则由柱底并借助尾矿提升装置排出。

浮选柱在使用中的缺点是在高碱度矿浆中充气器极易结钙堵塞。因此，工业生产中应用好坏主要取决于充气器的应用是否成功。此外，浮选柱柱体较高，欲使矿浆自流，则配置复杂、高差损失大，因而常需另设矿浆提升装置。

其优点是：结构简单、制造与维修简便、节省动力、占地面积小、流程简化等。浮选柱适于处理易选矿石，一般用于粗选、扫选作业中。

三、浮选机的发展趋势

目前，研制新型、高效浮选机是浮选方法现代化的主要标志之一。1960年以后，浮选机的发展进入了一个崭新的时期。

高效率的浮选机必须符合三点要求：

（1）充气程度高、生产能力大；（2）电能消耗少；（3）结构简单，便于调整和维护。

为达到上述要求，目前有两种途径：

1．改造现有的机械搅拌式浮选机

对现有带充气搅拌装置浮选机改造的目的是提高充气量，实现快速浮选。已应用的方案有：

1）将带幅射状叶片的叶轮（如XJK型浮选机等）改成棒形轮，由中空轴吸入空气。盖板改成定子稳流板（弧形或放射状排列的翅板），并适当缩短槽深（安装假底）。

2）不改变叶轮与盖板结构，将空气自吸式改成空气强制吹入式的浮选机。在中空管外面装设循环筒。将外部压缩空气管接至中空管上。中空管上部密闭。在不降低充气量的条件下可适当降低叶轮转速。丹佛D-R型浮选机即属此类；

3）制造大型浮选机。例如丹佛D-R600H型浮选机容积为16.98米^3，比XJK-7型浮选机大三倍。实践表明，大型槽与普通槽相比，技术指标类同，但大型槽生产能力大，成本低（耗电量按单位生产能力计算仅为普通槽的35～40%，维修费仅为20～25%，安装费仅为40%左右）、占地面积小（仅为普通槽的50%左右）。同时，大型槽均采用自流式（槽间无中间室，下部连通），能适应矿浆流速大、快速浮选的要求。此外，大型槽看管方便，并便于自动控制。

2．研制新型浮选机

近年来，国外在设想按照充气与气泡矿化的原理，从根本上废除带充气搅拌装置的浮选机，研制高效率的无充气搅拌装置的浮选机。在研制过程中，要求新型浮选机必须满足：

（1）吸入大量空气；（2）空气充分弥散成气泡；（3）从矿浆中析出较多的“活性”气泡。

在这些方面已取得进展的是，澳大利亚的达夫勒浮选机、西德的维达格旋流浮选机、苏联的“磷灰石”（Апатит）型单纯吹入

式浮选机等。它们与叶轮式机械搅拌式浮选机相比，已显示出优越性。目前正在不断地改进与发展。图5-16是达夫勒浮选机示意图。

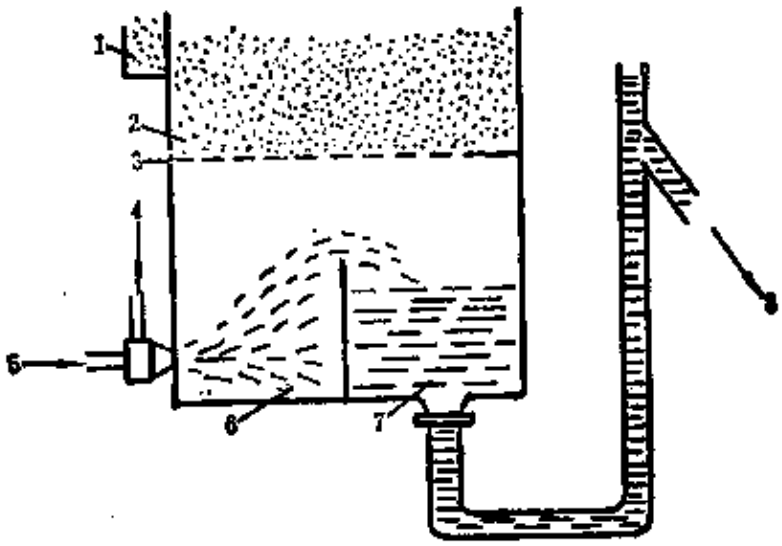


图 5-16 达夫勒浮选机示意图

1—泡沫溢流槽；2—泡沫层；3—矿浆液面；4—给矿管；5—空气导管；6—空气弥散混合气泡矿化带；7—非充气区；8—尾矿排出管

达夫勒浮选机的工作原理是：矿浆从切线方向压入喷嘴充气器，并沿其内壁旋转，然后通过节流孔喷入浮选槽中。压缩空气通过安装在喷嘴充气器中心的空气导入管，在节流孔稍后之处被排放出来，以同中心的旋涡射流喷入浮选槽。喷出的矿浆—空气旋流，冲击一块隔板，扩散能量并使矿浆向上流动，然后向下流入脱气室。脱气室内无搅动，使矿化气泡聚集起来，从而使其在矿浆流进尾管前与矿浆分离。

据报导，该类浮选机效率较高，在国外大有取代机械搅拌式浮选机之势。

此外，为适应特殊用途的要求（如浮选粗粒、矿泥，污水净化等），近年出现了多种特制浮选机（如，粗粒浮选机、真空浮选机以及带电场、磁场、机械振动装置的浮选机等）。

总之，为提高浮选机效率，必须强化充气、快速浮选。为适

应生产发展，提高生产率，浮选机大型化、自流化是必然趋势。为适应特殊用途的要求，浮选机日趋多样化。以上特点，被认为是浮选机今后发展的趋势。

第五节　影响浮选过程的因素

浮选工艺因素的正确选择，取决于矿石的性质。实践表明，要达到较好的技术经济指标，就必须根据所处理矿石的性质，通过试验，选择磨矿细度、矿浆浓度、矿浆酸碱度、药剂制度、充气与搅拌、浮选时间、水质等工艺因素。

一、磨矿细度

磨矿细度必须满足下列要求：

1）有用矿物基本上单体解离。浮选前只允许有少量有用矿物与脉石的连生体；

2）粗粒单体矿粒粒度，必须小于矿物浮选的粒度上限。目前，浮选粒度上限，对硫化矿物一般为0.25～0.3毫米；自然硫0.5～1毫米；煤1～2毫米。

3）尽可能避免泥化。浮选矿粒粒度小于0.01毫米时，浮选指标显著恶化。

最适宜的磨矿细度应通过试验及参考生产实践数据确定。对于某些矿石，常采用阶段磨矿与阶段选别的流程，以免矿石过粉碎，及时选出已解离的矿粒。

二、矿浆浓度

矿浆浓度是影响浮选指标的主要因素之一。浮选过程中，矿浆浓度很稀，回收率较低，但精矿质量较高。随着矿浆浓度的增高，回收率也增高。当浓度到适宜程度时，再增高浓度，回收率反而下降。此外，浮选矿浆浓度对于浮选机的充气量、浮选药剂的消耗、处理能力及浮选时间，都有直接影响。一般在25～35%范围。最适宜的矿浆浓度，要根据矿石性质与浮选条件来确定：浮选比重较大或粒度较粗的矿物应采用较浓的矿浆。粗选与扫选作业也趋向于采用较浓的矿浆。因为这样利于提高回收率和减少浮

选药剂的消耗。精选作业采用较稀矿浆，有利于获得高质量的精矿。在稀矿浆中进行浮选，药剂用量、水电消耗以及处理每吨矿石所需的浮选槽容积都要增加，这对矿石的选矿成本是有影响的。

三、矿浆的酸碱度

矿浆的酸碱度，是指矿浆中的OH^-与H^+的浓度。一般用pH值表示。pH值的含义是取氢离子浓度对数的负值。即：$pH=-\lg[H^+]$

对于中性介质的矿浆　pH=7；

对于酸性介质的矿浆　pH<7；

对于碱性介质的矿浆　pH>7。

大多数硫化矿石在碱性或弱碱性矿浆中进行浮选。因为酸性矿浆对设备有腐蚀作用；尤其重要的是，很多浮选药剂，如黄药、油酸、松油（2号浮选油）等在弱碱性矿浆中，较为有效。

各种矿物在采用各种不同浮选药剂进行浮选时，都有一个“浮”与“不浮”的pH值，叫做临界pH值。控制临界pH值，就能控制各种矿物的有效分选。因此，控制矿浆的pH值，是控制浮选工艺过程的重要措施之一。

由于许多矿物是以盐的形式存在的（如萤石CaF_2），在矿浆中会产生盐的水解作用，因而对矿浆的pH值，会产生一定的缓冲作用。在实际工作中，调整矿浆pH值时，必须考虑到这一点。

四、药剂制度

浮选过程中加入药剂的种类和数量、加药地点和加药方式统称为药剂制度，也称药方。它对浮选指标有重大影响。药剂的种类和数量，是通过矿石可选性试验确定的。但在生产实践中，还要对加药数量、加药地点与加药方式不断地修正与改进。

在一定的范围内，增加捕收剂与起泡剂的用量，可以提高浮选速度和改善浮选指标。但是，用量过大也会造成浮选过程的恶化。同样，抑制剂与活化剂也应添加适量。过量或不足都会引起

浮选指标降低。

加药地点的确定，取决于药剂的作用、用途和溶解度。通常把介质调整剂（如石灰）加于球磨机中，以便消除引起活化作用或抑制作用的有害离子。抑制剂添加在捕收剂之前，加在磨矿机中。活化剂常加在搅拌槽内，使之与矿浆进行一定时间的调制。起泡剂加在搅拌槽或浮选机中。难溶的捕收剂常加在磨矿机内。

加药方式分一次加药与分批加药两种。前者可以提高浮选的初期速度，有利于提高浮选指标。一般对于易溶于水的、不易被泡沫机械夹带走的、在矿浆中不易起反应而失效的药剂（如黄药、苏打、石灰等）采用一次加入的办法；对于难溶于水的、在矿浆中易起反应而失效的，以及某些选择性较差的药剂（如油酸、松油、硫化钠等），应采用分批加药的方式。

一般在浮选前添加药剂总量的60～70%，其余的则分几批添加于适当的地点。

五、充气和搅拌

充气，就是把一定量的空气送入矿浆中，并使它弥散成大量微小的气泡，以便使疏水性矿粒附着在气泡表面上。经验表明，强化充气作用，可以提高浮选速度，节约水电与药剂。但充气量过分，会把大量的矿泥机械夹带至泡沫产品中，给选别造成困难，最终难于保证精矿的质量。

矿浆搅拌的目的，在于促使矿粒均匀地悬浮于槽内矿浆中，并使空气很好地弥散，造成大量“活性气泡”。在机械搅拌式浮选机中，充气与搅拌是同时产生的。加强充气和搅拌作用对浮选是有利的，但过分会产生气泡兼并、精矿质量下降、电能消耗增加、机械磨损等缺点。适宜的充气与搅拌，应依浮选机类型与结构特点通过试验确定。

六、浮选时间

浮选时间的长短，直接影响指标的好坏。浮选时间过长，精矿内有用成分回收率增加，但精矿品位下降；浮选时间过短，虽对提高产品品位有利，但会使尾矿品位增高。各种矿物最适宜的

浮选时间要通过试验确定。

一般，当有用矿物可浮性好、含量低、给矿粒度适宜、矿浆浓度低、药剂作用快、充气搅拌较强的条件下，需要的浮选时间就短。

精选时间的长短，要根据有用矿物的可浮性好坏及对精矿质量要求而定。一般，对易浮矿物，精选时间为粗选时间的15～100%。在复杂的情况下，如多金属硫化矿的优先浮选，所需的精选时间可以等于甚至大于粗选时间。在浮选可浮性很好的贫矿石并对精矿质量要求很高时（如：辉钼矿的浮选，原矿含钼为0.08～0.1%，要求精矿含钼50%左右），精选时间可能大于粗选时间 高达5～10倍。

七、水质和矿浆温度

浮选用水不应含有大量的悬浮微粒，也不应含有大量能与矿物或浮选药剂相互作用的可溶性物质以及各种微生物。在使用回水、矿坑水和湖水时，更应注意这个问题。在使用脂肪酸类捕收剂时，须注意水的硬度。浮选中使用的介质调整剂，除可调整pH值外，还可改善水质。

浮选一般在常温下进行。当使用脂肪酸类捕收剂时，矿浆应保持25～35℃的较高温度，才能保证药剂的足够分散和对矿物作用的活度。如铁矿石、磷灰石等矿石的浮选；铜钼、铜锌等混合精矿分离浮选，往往需加温矿浆，以求获得良好分选效果。

矿浆加温与否，需依具体情况经详细的技术经济比较确定。同时还应因地制宜，尽量利用余热与废气。

第六节 浮选流程及结构

一、浮选流程选择的依据

浮选流程的选择，主要取决于矿石的性质及对精矿质量的要求。矿石性质主要是：原矿品位和物质组成；矿石中有用矿物的嵌布特性及共生关系；矿石在磨矿过程中的泥化情况；矿物的物理化学特性（主要是可浮性）。

选厂的规模、技术经济条件，也是确定浮选流程的依据。对于不同规模和技术经济条件，往往决定了浮选流程的繁复程度。规模较小、技术经济条件较差的选厂，不宜采用比较繁复的流程；规模较大，技术经济条件较好的选厂，为了最大限度地获得较好的技术经济效果，可以采用较为复杂的浮选流程。

有时，多种有用矿物紧密共生。对于这种复杂矿石，单一浮选流程不能最大限度地综合回收各种有用成分时，往往还须采用浮选与其它选矿方法或冶金方法的联合流程。

选择浮选流程时，必须确定浮选的原则流程和浮选流程的内部详细结构。

二、浮选的原则流程

选择浮选原则流程的任务，在于解决浮选流程的段数和有用矿物的浮选顺序问题。

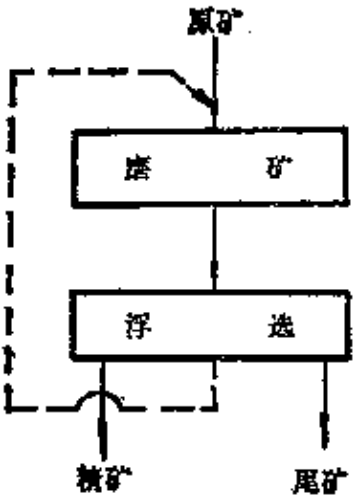


图 5-17　一段浮选流程

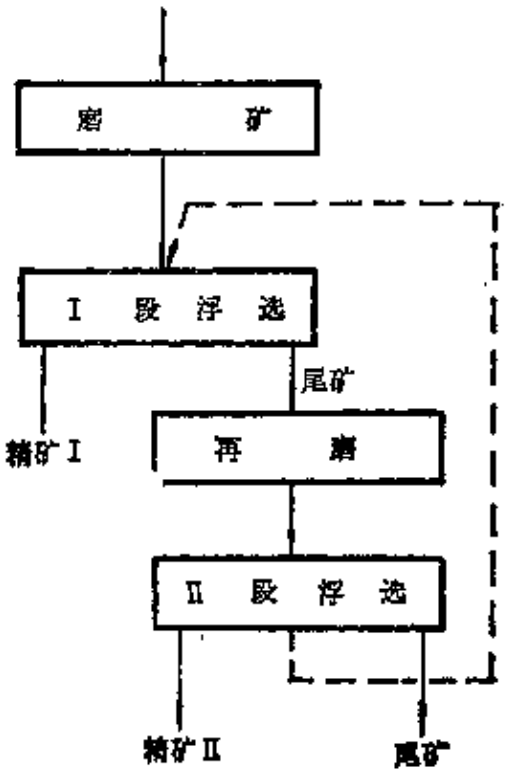


图 5-18　第一段尾矿再磨再选流程

实践中，以磨矿段数与浮选作业连系来划分浮选的段数。一般可以分为一段浮选流程和阶段磨矿阶段选别流程。将矿石一次磨到选别所要求的粒度，然后经浮选得到最终精矿的浮选流程，称为一段浮选流程（图5-17）；其中磨矿可以是一段或连续几段。阶段磨矿、阶段浮选则是根据先粗后细的顺序，经磨矿逐段解

离出不同嵌布粒度的有用矿物，并逐段浮选出已经解离出来的有用矿物的流程。阶段磨矿、阶段浮选流程，又可分为三种情况：（1）尾矿再磨再选流程（图5-18）；（2）粗精矿再磨再选流程（图5-19）；（3）中矿再磨再选流程（图5-20）。

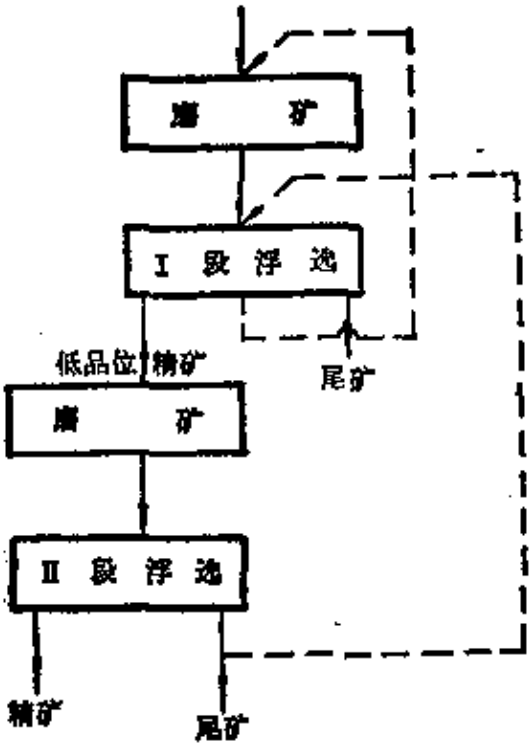


图 5-19　第一段粗精矿再磨再选流程

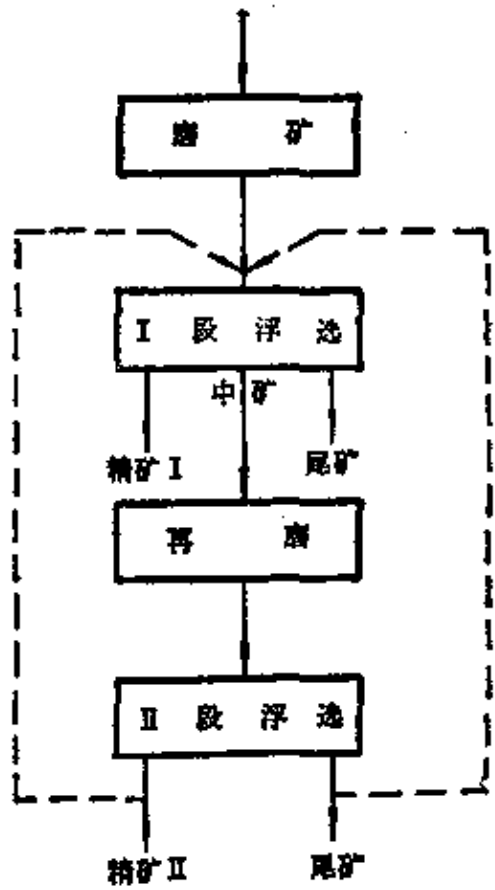


图 5-20　第一段中矿再磨再选流程

多金属矿石（如含铜、铅、锌的多金属硫化矿石）的浮选原则流程，可以分为优先浮选流程、混合浮选流程、部分混合浮选流程等。依次分别浮选出各种有用矿物的浮选流程，叫优先浮选流程（图5-21）；先将矿石中两种或两种以上的有用矿物一起浮出得到混合精矿，然后再将混合精矿依次分选出各种有用矿物的流程，叫混合浮选流程（图5-22）；在混合精矿中，根据各种有用矿物可浮性的不同，分选出不同可浮性的混合精矿，然后再将各混合精矿依次分选出不同有用矿物的流程，叫等可浮性混合浮选流程或部分混合浮选流程（图5-23）。

混合浮选流程在经济上较优先浮选流程节省磨矿费用、浮选药剂和浮选槽。但在混合精矿中往往存在过剩的捕收剂，会造成分离浮选过程的困难。

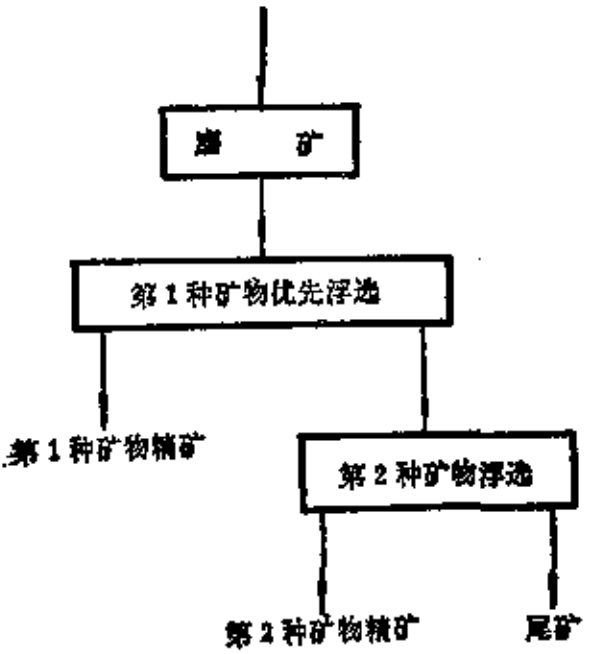


图 5-21　优先浮选流程

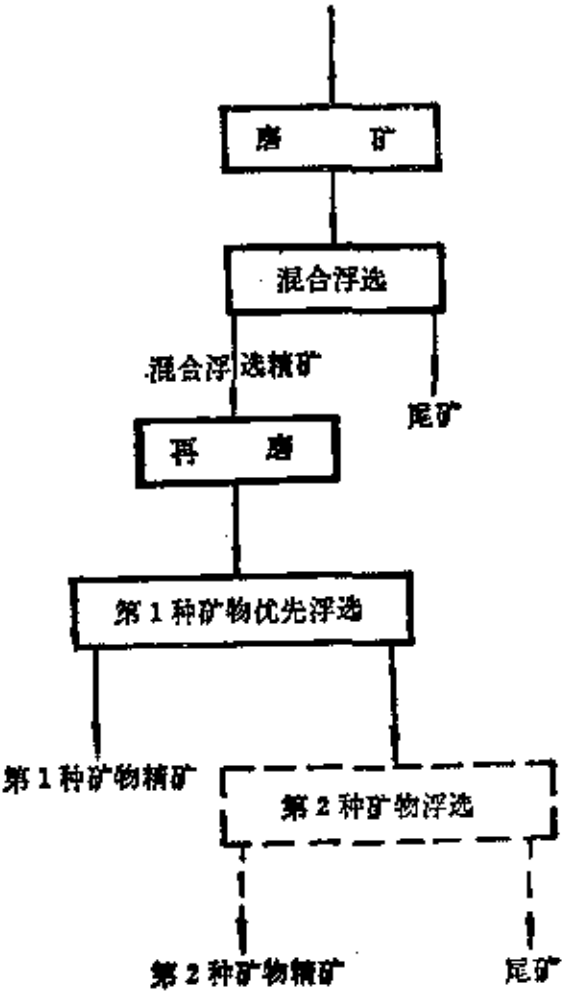


图 5-22　混合浮选流程

三、浮选流程的结构

主要是指精选、扫选的次数和中矿的处理方法等问题。

当原矿品位较低、有用矿物的可浮性较好并对精矿质量要求较高时，应加强精选，即增多精选次数。

当原矿品位较高、有用矿物的可浮性较差并对精矿质量要求不高时，应加强扫选，即增多扫选次数。

在浮选流程中，得出的各精选作业尾矿和各扫选作业的泡沫产品，统称为中矿或中间产物。

中矿的处理方法，视其中连生体的含量、有用矿物的可浮性及对精矿的质量要求而定。常见的处理方案有：将中矿返回浮选

回路的适当地点；将中矿返回磨矿分级回路中；将中矿单独选别处理；用其它矿石加工方法进行处理（如水冶等）。

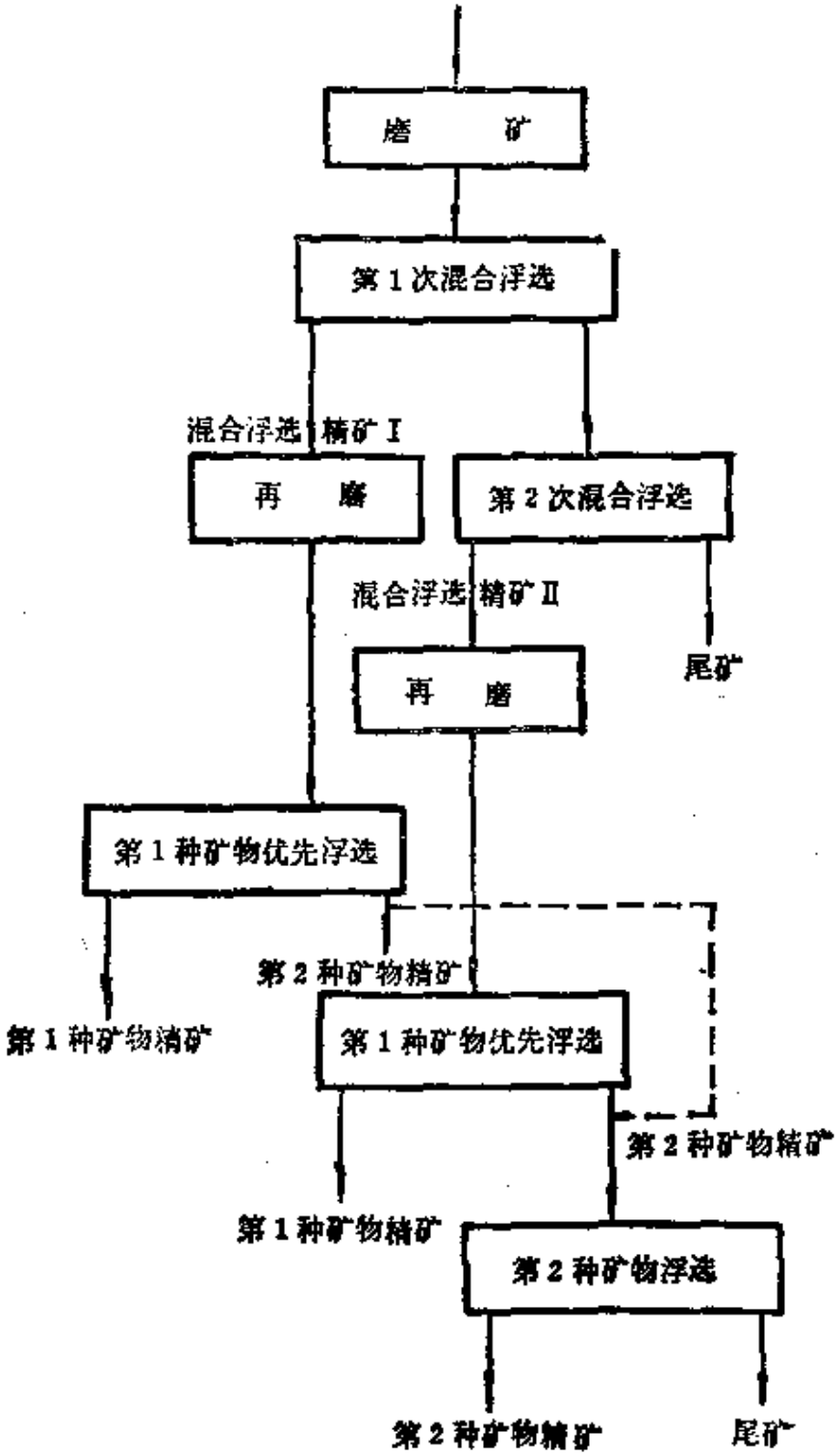


图 5-23　部分混合浮选流程

第六章　磁　　选

磁选是利用各种矿物的磁性差别，在不均匀磁场中实现分选的一种选矿方法。磁选被广泛用于黑色金属矿石的选别，有色和稀有金属矿石的精选，以及一些非金属矿石的分选。随着高梯度磁选、磁流体选矿、超导强磁选等的发展，使磁选的应用已扩大到化工、医药、环保等领域中。

第一节　磁选的基本原理

一、磁选过程

磁选是在磁选机中进行的。如图6-1所示，当矿浆进入分选空间后，磁性矿粒在不均匀磁场作用下被磁化，从而受磁场吸引力的作用，使其吸在圆筒上，并随之被转筒带至排矿端，排出成为磁性产品。非磁性矿粒，由于所受的磁场作用力很小，仍残留在矿浆中，排出后成为非磁性产品，这就是磁选分离过程。

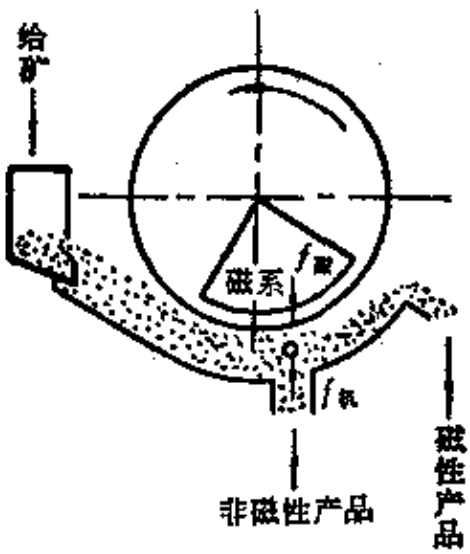


图 6-1　磁选过程示意图

矿物颗粒通过磁选机磁场时，同时受到磁力和机械力（重力、离心力、介质阻力、摩擦力等）的作用。磁性较强的矿粒所受的磁力大于其所受的机械力，而非磁性矿粒所受磁力很小，则以机械力占优势。由于作用在各种矿粒上的磁力和机械力的合力不同，使它们的运动轨迹也不同，从而实现分选。

欲分离出磁性矿粒，其必要条件是：磁性矿粒所受磁力必须大于与它方向相反的机械力的合力。即

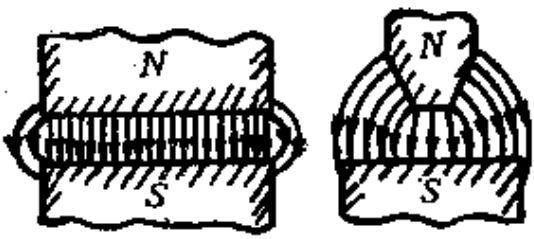
$$f_{磁} > \Sigma f_{机}$$

式中 $f_{磁}$——磁性矿粒所受的磁力；

$\Sigma f_{机}$——磁性矿粒所受的与磁力方向相反的机械力的合力。

二、磁选机的磁场

磁体周围的空间存在着磁场。磁场的基本性质，就是它对放入其中的磁体产生磁力作用。因此，在磁选机中能使磁体产生磁力作用的空间，称为磁选机的磁场。磁场可分为均匀磁场和非均匀磁场，如图6-2所示。



(a) (b)

图 6-2 (a) 均匀磁场；(b) 非均匀磁场

均匀磁场中各点的磁场强度大小相等，方向一致。非均匀磁场中各点的磁场强度大小和方向都是变化的。磁场的非均匀性用磁场梯度来表示。磁场强度随空间位移的变化率叫磁场梯度，用符号$\frac{dH}{dx}$或grad H表示。磁场梯度为一矢量，其方向为磁场强度变化最大的方向且指向H增大的一方。对于

均匀磁场 $$\frac{dH}{dx}=0$$

非均匀磁场中 $$\frac{dH}{dx}\neq 0$$

矿物颗粒在均匀磁场中只受转矩的作用，使它的长轴平行于磁场方向。在非均匀磁场中，矿粒不仅受转矩的作用，还受磁力的作用。结果使它既发生转动，又向磁场梯度增大的方向移动，最后被吸在磁极外表面上。这样，磁性不同的矿粒才得以分离。因此磁选只能在非均匀磁场中实现。

三、磁化、磁化强度、磁化系数

受磁场作用能产生磁性的物质称为磁性物质。物质是由原子构成的。因而物质的磁性也是由原子贡献的。原子有一个磁矩，

它来源于原子中的电子及原子核。原子核的磁矩很小，可以不计。电子的磁矩又分为轨道磁矩及自旋磁矩两部分，原子的总磁矩应是这两部分磁矩的矢量和。但从原子及分子结构学可知，决定原子磁矩的不是所有电子的磁矩总和，而只是未填满壳层中电子的磁矩总和。因为当原子具有满壳层结构时，各电子的轨道运动分别占据了所有可能的方向，以致合成的总轨道磁矩为零，电子的自旋磁矩也互相抵消，所以不产生原子磁矩。

由于组成宏观物体的原子具有一定的磁性，因此宏观物体都具有某种程度的磁性。但在没有外加磁场作用时，由于分子的强烈热运动，原子或分子磁矩不按一定方向排列，其磁矩矢量和等于零，因而物体不显磁性。当物体在外磁场作用下时，物体内的原子或分子磁矩部分地或全部地顺外磁场方向排列，其磁矩矢量和不等于零，因而物体显示磁性。我们把在外磁场作用下，使物体显示磁性的过程称为磁化。

为了衡量物体被磁化的程度，引入磁化强度矢量的概念。磁化强度在数值上是单位体积被磁化物体的磁矩。用J表示。即

$$J=\frac{M}{V} \tag{6-1}$$

式中 J——物体的磁化强度，安/米；

M——物体的磁矩，安-米^2；

V——物体的体积，米^3。

研究表明，物体的磁化强度J与外磁场强度H成正比。即

$$J=\kappa_0 H \tag{6-2}$$

式中 H——外磁场强度，安/米；

κ_0——比例系数。称为物体的体积磁化系数。无因次。

κ_0的物理意义是表示单位体积物体在单位磁场强度的外磁场中磁化时所产生的磁矩。它的数值大小表明了磁化的难易程度。

体积磁化系数与其密度的比值称为物体比磁化系数，用χ_0表示。即

$$x_0 = \frac{\kappa_0}{\delta} \tag{6-3}$$

式中 x_0——物体比磁化系数，米³/千克；

δ——物体的密度，千克/米³。

x_0的物理意义是表示单位质量物体在单位磁场强度的外磁场中磁化时所产生的磁矩。

四、在非均匀磁场中磁性矿粒所受的磁力

一个长度为L的磁性矿粒在非均匀磁场中被磁化后成为一个磁偶极子，其长轴平行于磁场方向，两端呈现出S、N两个磁极，其磁极强度分别为$+q_{磁}$和$-q_{磁}$。由电磁学知，某一磁极在磁场中某点所受磁力的大小为

$$f_{磁} = \mu_0 q_{磁} H \tag{6-4}$$

进而可得出作用在该磁性矿粒上的磁力为

$$f_{磁} = \mu_0 \left[q_{磁} \cdot H - q_{磁} \cdot \left(H - \frac{dH}{dl} \cdot L \right) \right]$$

$$= \mu_0 q_{磁} \cdot L \cdot \frac{dH}{dl} = \mu_0 M \frac{dH}{dl} \tag{6-5}$$

式中 $f_{磁}$——矿粒在磁场中所受的磁力，牛顿；

μ_0——真空磁导率，$\mu_0 = 4\pi \times 10^{-7}$韦伯/米·安；

$q_{磁}$——磁极强度，安·米；

H——矿粒在近磁极端处的磁场强度，安/米；

$\frac{dH}{dl}$——磁场梯度，安/米²；

V——矿粒的体积，米³；

L——矿粒的长度，米。

由前已知，$M = JV = \kappa_0 H \cdot V$，将磁矩$M$之值代入（6-5）式内，即得出

$$f_{磁} = \mu_0 \kappa_0 V H \frac{dH}{dl} \tag{6-6}$$

作用在单位质量矿粒上的磁力谓之比磁力，即

$$F_{磁}=\frac{f_{磁}}{m}=\frac{\mu_0 x_0 V H\frac{dH}{dl}}{V\delta}=\mu_0 x_0 H\frac{dH}{dl}$$

$$=\mu_0 x_0 H grad H \qquad (6\text{-}7)$$

式中 $F_{磁}$——矿粒在磁场中所受的比磁力，牛顿/千克；

m——矿粒的质量，千克；

δ——矿粒的密度，千克/米^3。

式中的$H\frac{dH}{dl}$（或$H\ grad H$）通常称之为磁场力，它是说明磁场特性的。

由上式可知，作用在矿粒上的比磁力大小取决于反映矿粒磁性的比磁化系数x_0和反映磁场特性的磁场力$H grad H$。由此，当分选强磁性矿物时，因为矿物的x_0很大，则所需磁场力$H grad H$可相应降低些。当分选弱磁性矿物时，因为矿物的x_0很小，相应地所需要的磁场力$H\ grad H$就要大。为了得到较高的$H\ grad\ H$值，既可以采用高场强（H），也可以采用高梯度（$grad H$）来达到。

应当指出，应用(6-7)式计算矿粒所受的比磁力时，一般采用矿粒中心点处的磁场强度，因此，只在$grad H$等于常数时上式才是准确的。但实际上磁选设备的$grad H$不为常数，故矿粒愈小，引起的误差愈小，矿粒愈大误差愈大。必须注意该公式有一定的应用条件和局限性。

第二节 矿 物 磁 性

一、矿物的磁性分类

矿物磁性是矿物磁选的依据。由于自然界中各种物质的原子结构不同，故具有不同的磁性。物理学中常把物质划分成：逆磁性、顺磁性、铁磁性（亚铁磁性、反铁磁性）三大类。

磁选中，按照比磁化系数的不同可将矿物分为四类：

（1）强磁性矿物，这类矿物属亚铁磁性，比磁化系数大于

3000×10⁻⁸米³/千克，如磁铁矿、磁黄铁矿、磁赤铁矿及锌铁尖晶石等。这类矿物用弱磁选设备即能有效的进行分选。

（2）中磁性矿物，这类矿物亦属于亚铁磁性，比磁化系数为（500～3000）×10⁻⁸米³/千克，如半假象赤铁矿及某些钛铁矿、铬铁矿等。这类矿物用中磁场磁选设备可进行分选。

（3）弱磁性矿物，这类矿物大部分属顺磁性，个别的属反铁磁性，比磁化系数为(15～500)×10⁻⁸米³/千克，如赤铁矿、褐铁矿、软锰矿、硬锰矿、菱锰矿、金红石、黑钨矿等。对这类矿物需用强磁选或其它方法回收。

（4）非磁性矿物，这类矿物属顺磁性和逆磁性，比磁化系数小于15×10⁻⁸米³/千克。属顺磁性的矿物有方解石、长石及萤石等，属逆磁性的矿物有方铅矿、石英、重晶石、白铅矿等。

二、强磁性矿物的磁性特点

磁铁矿可作为强磁性矿物的代表，它属亚铁磁性；由于内部存在着磁畴结构（即自发磁化小区域），所以其磁性比较复杂，归纳其磁性特点有：

（1）磁化强度和磁化系数值很大，存在着磁饱和现象，且在较低的外磁场强度作用下就可以达到磁饱和；

（2）磁化强度、磁化系数和外磁场强度之间具有曲线关系，磁化系数不是一个常数。磁化强度除与矿物性质有关外，还与外磁场变化的历史有关；

（3）磁铁矿存在着磁滞现象，当它离开磁化场后，仍保留一定的剩磁；要去掉剩磁，就需要加一个反向磁场。使剩磁完全去掉的反磁场强度H_c，称为矫顽磁力；

（4）其磁性变化与温度有关，温度高于临界值——居里点时，内部的磁畴结构消失，呈现顺磁性；

（5）其磁性变化除与外磁化磁场强度有关外，还受其本身的形状、粒径和氧化程度的影响。

研究表明，粒径大小对其磁性有显著影响。随粒径减小，其比磁化系数值随之减小，而矫顽力值则随之增加，在粒径小于

20～30微米时表现得尤为明显。

研究还表明，不同形状的矿粒，在相同磁化场中被磁化，它们所显示出来的磁性不同。球形矿粒或相对尺寸$\left(即\frac{l}{\sqrt{S}}，l是矿粒长度，S为矿粒横截面积\right)$小些的矿粒磁性较弱，而长条形或相对尺寸大些的矿粒磁性较强。在测量强磁性矿物的磁性时，为消除形状所带来的影响，引入物质比磁化系数的概念。它是单位质量物质的磁化强度与作用在矿粒内部的有效磁场强度的比值，用χ表示。即

$$\chi=\frac{J}{\delta H_{有效}}=\frac{J}{\delta(H_{外}-H_{退})} \tag{6-8}$$

式中 $H_{退}$——矿粒本身产生的退磁场强度，$H_{退}=-NJ$，N是和矿粒形状有关的比例系数，称为退磁系数；

$H_{外}$——外部磁化场强度，安/米；

$H_{有效}$——作用在矿粒内部的有效磁化场强度，安/米；

δ——矿物的密度，千克/米^3。

但在实际生产中，矿粒都是有一定形状的，因此在利用（6-7）式计算磁力时，应将χ换算成χ_0，二者的关系是

$$\chi_0=\frac{\chi}{1+N\delta\chi} \tag{6-9}$$

三、弱磁性矿物的磁性特点

大部分弱磁性矿物属顺磁性物质。纯的弱磁性矿物，其比磁化系数值比强磁性矿物小得多，无磁饱和现象和磁滞现象，比磁化系数与磁化场强度呈直线关系，它与矿物本身的形状、粒径无关，只与矿物组成有关。当其中混入少量强磁性矿物时，它的磁性就会发生很大的变化。

弱磁性铁矿物（α-赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿、黄铁矿、镜铁矿）可以通过磁化焙烧的方法人为地提高它们的磁性。焙烧后它们变成了Fe_3O_4或γ-Fe_2O_3，其磁性特点与天然强磁性矿物基本相同，所以，也称其为人工强磁性矿物。只是人工磁铁矿比天然

磁铁矿剩磁大、矫顽力大，而比磁化系数小。所以它们在选矿过程中磁团聚现象严重，致使精矿质量和回收率都比天然磁铁矿低。

磁化焙烧按其原理可分为还原焙烧、中性焙烧和氧化焙烧。

（1）还原焙烧　用于赤铁矿和褐铁矿。它们在适量的还原剂(C、Co、H_2等)作用下，焙烧至570°C左右时，可被还原成磁铁矿。其化学反应式如下

$$3Fe_2O_3 + C \xrightarrow{\sim 570°C} 2Fe_3O_4 + CO$$

$$3Fe_2O_3 + CO \xrightarrow{\sim 570°C} 2Fe_3O_4 + CO_2$$

$$3Fe_2O_3 + H_2 \xrightarrow{\sim 570°C} 2Fe_3O_4 + H_2O$$

褐铁矿（$2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$）在加热过程中首先排出化合水，变成不含水的赤铁矿，然后按上述反应被还原成磁铁矿。

（2）中性焙烧　用于菱铁矿。菱铁矿在不通空气或通入少量空气的情况下加热到300～400°C时，被分解变成磁铁矿，其化学反应式如下

$$3FeCO_3 \xrightarrow{300\sim400°C} Fe_3O_4 + 2CO_2 + CO \text{（不通空气）}$$

$$2FeCO_3 + \frac{1}{2}O_2 \longrightarrow Fe_2O_3 + 2CO_2 \text{（通入少量空气）}$$

$$3Fe_2O_3 + CO \longrightarrow 2Fe_3O_4 + CO_2$$

（3）氧化焙烧　用于黄铁矿。黄铁矿在氧化气氛(或通入大量空气)中短时间焙烧后被氧化变成强磁性的磁黄铁矿。如延长焙烧时间，则磁黄铁矿继续氧化变成磁铁矿。其反应式如下

$$7FeS_2 + 6O_2 \longrightarrow Fe_7S_8 + 6SO_2$$

$$3Fe_7S_8 + 38O_2 \longrightarrow 7Fe_3O_4 + 24SO_2$$

这种焙烧方法还常用于稀有金属精矿的提纯上。

第三节　磁　选　设　备

磁选设备包括磁选机、磁力脱水槽、磁分析器、预磁器及脱

磁器等。而磁选机则是主要的磁选设备。

磁选机的类型很多，分类的方法也很多。常常根据磁场强度的强弱把磁选机分成弱磁场磁选机(磁极表面磁场强度H_0=72～136千安/米）和强磁场磁选机（磁极表面磁场强度H_0=480～1600千安/米）两大类。（注：1安/米=$4\pi\times10^{-3}$奥斯特）

一、弱磁场磁选设备

1．磁力脱水槽

磁力脱水槽是一种磁力和重力联合力场作用的选别设备。目前应用的有永磁脱水槽和电磁脱水槽两种。这里介绍的是底部永磁磁系脱水槽，其结构如图6-3所示。

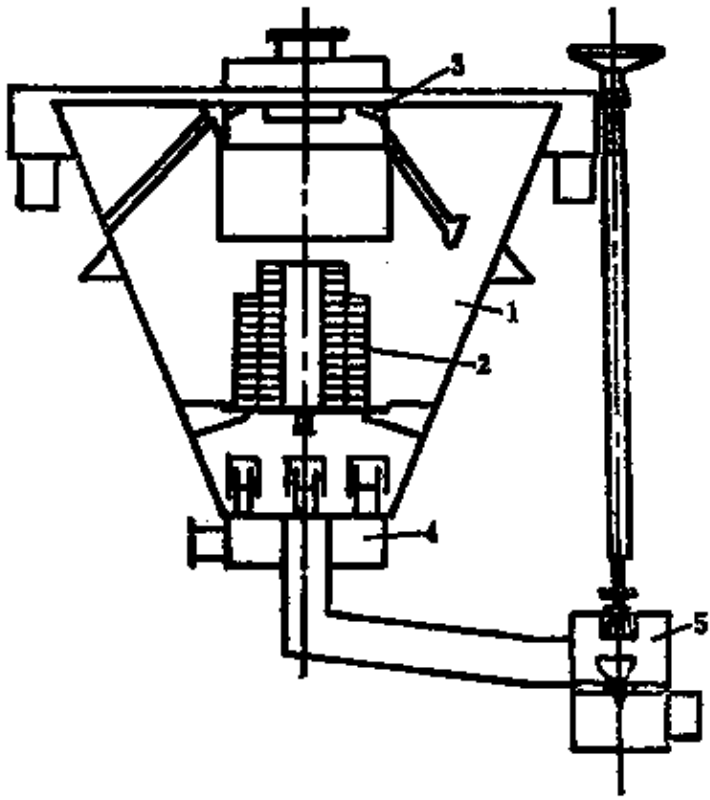


图 6-3　永磁脱水槽结构示意图

1—槽体；2—磁系；3—拢矿筒；4—给水管；5—排矿管

脱水槽包括槽体、拢矿筒、磁系、给水管和排矿管等部分。磁系由锶铁氧体永磁块组成，排成圆柱台阶形放置在槽内下部，用以产生磁场。但也有和电磁磁系一样，将永磁块磁系放在脱槽上部横梁上的。脱水槽磁场强度分布：沿轴向的磁场强度是上部

弱下部强；沿径向的磁场强度是外部弱中间强。等磁力线大致和塔形磁系表面相平行。上升水管装在槽底部，水管口有迎水帽，以便使上升水能沿槽体的水平截面均匀地分散开。

其分选过程是，矿浆由上部拢矿筒中心给入后，磁性矿粒在磁力与重力作用下，克服上升水流的向上作用力，而沉降到槽体底部，从排矿口排出；非磁性细粒脉石和矿泥在上升水流的作用下，克服重力等作用，随上升水流进到溢流中。

脱水槽具有结构简单、无运转部件、维护方便、操作简单、处理能力大等优点。但缺点是不能排掉粗粒脉石。它一般用于选分细粒磁铁矿石和过滤前浓缩磁铁精矿。

2. 永磁圆筒式磁选机

永磁圆筒式磁选机是磁选厂普遍应用的一种磁选设备。根据分选底箱结构的不同，分为顺流型、逆流型和半逆流型三种。目前以半逆流型应用最多。

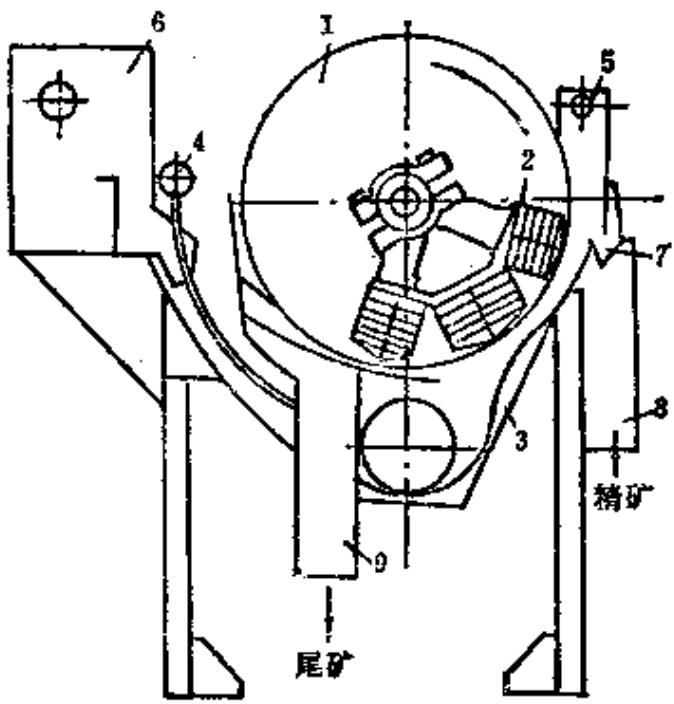


图 6-4　半逆流圆筒式磁选机结构示意

1—圆筒；2—磁系；3—底箱；4—吹散水管；5—冲洗水管；6—给矿箱；7—接矿板；8—精矿槽；9—尾矿管

半逆流型永磁圆筒式磁选机结构如图6-4所示。它由分选圆筒、磁系和底箱等主要部分组成。圆筒由非导磁不锈钢板制成，表面覆盖一层耐磨材料（橡胶或铜线），以防圆筒磨损，并有利于磁性矿物的附着。磁系通常由3～5个磁极组成。每个极由永磁块和磁导板组成。磁系固定在圆筒轴上，工作时不旋转。磁极沿圆周方向极性交变，沿轴向不变。磁系包角为106°～117°。整个磁系偏向精矿排出端。磁系偏角（磁系中线与垂直线的夹角）为15°～20°，可以调节。底箱用非导磁材料或硬质塑料板制成。底箱下部是给矿区，其中有吹散水管4，用来调节矿浆浓度，同时把矿浆吹散成松散悬浮状态，以利于提高分选指标。底箱上部有底板，板上开有矩形孔，用以流出尾矿。

圆筒式磁选机的磁场强度分布规律：场强随着距磁极表面距离增大而减小。在圆筒表面上，磁极边缘处的磁场强度高于磁极面中心和极间隙中心处的场强；距离筒表面20毫米以后，圆筒表面上方各点的磁场强度相近。圆筒表面上平均磁场强度为120千安/米左右。

分选过程为，矿浆经过给矿箱进入磁选机槽体后，在吹散水（由吹散水管喷出）的作用下，呈松散悬浮状态进入给矿区。磁性矿粒被吸在旋转的圆筒表面上。此时，由于磁系的极性交替，产生磁搅动作用，使夹杂在磁链中的脉石被清洗出来，从而提高了精矿品位。磁性矿粒被旋转圆筒带至磁系外区时，因磁场减弱，被冲洗水冲下，并进入精矿槽中。非磁性矿粒和磁性很弱的矿粒在槽体内矿浆流作用下，从底板上的尾矿孔流入尾矿管中。

由于矿浆呈悬浮状自下向上给入分选空间，故半逆流型圆筒式磁选机矿浆流给入方向与磁场力方向基本相同，因而磁性矿粒易于吸在圆筒面上，回收率较高。另一方面由于尾矿流动方向与圆筒旋转方向相反，磁性矿粒被吸引的机会较多，夹杂于精矿中的非磁性矿粒也容易被冲洗掉。所以这种磁选机可以同时得到较高的精矿品位和回收率。该型机适用于分选粒度为0.2～0毫米的细粒强磁性矿石的粗选和精选作业。

二、强磁场磁选机

1. 干式电磁圆盘式强磁选机

目前生产中应用的干式电磁圆盘式强磁选机有单盘（直径900毫米）、双盘（直径576毫米）和三盘（直径600毫米）三种。其中φ576毫米的双盘磁选机为系列产品，应用最多。

φ576毫米干式双盘磁选机结构如图6-5所示。

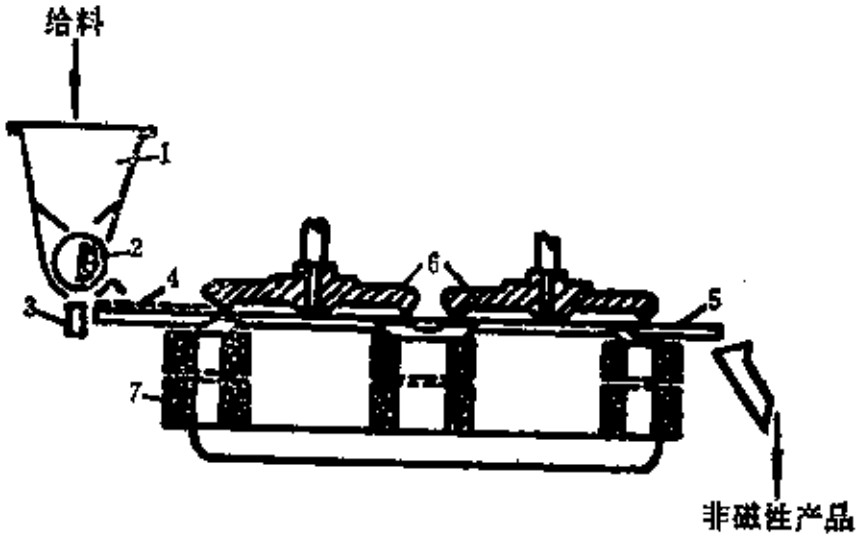


图 6-5 φ576毫米双盘磁选机结构

1—给料斗；2—给料圆筒；3—强磁性产品接料斗；4—筛料槽；5—振动槽；6—圆盘；7—磁系

该机的主体部分是由“山”字形磁系7、悬吊在磁系上方的旋转圆盘6和振动槽5组成。磁系7和圆盘6组成闭合磁路。圆盘的边缘为尖齿形，直径比振动槽的宽度约大一倍，由电机通过蜗轮蜗杆减速箱传动。转动手轮可使圆盘垂直升降（调节范围0～20毫米），以调节极距（即圆盘齿尖与振动槽槽面之间的距离）。调节螺栓可使减速箱连同圆盘6一起绕心轴转动一个不大的角度，使圆盘6边缘和振动槽5之间的距离沿原料前进方向逐渐减小。

振动槽5由六块弹簧板固定在机架上，由偏心振动机构带动。

给料圆筒为一干式圆筒弱磁场磁选机。安装于给料斗下部。

主要是为了预先分出给料中的强磁性矿物，以防止它堵塞圆盘和振动槽之间的工作空隙。

分选过程，入选物料由给料斗均匀地给到给料圆筒上。此时，其中的强磁性矿粒被吸在圆筒上，并随圆筒转动至下方磁场较弱处卸下，进入强磁性产品接料斗中。未被圆筒吸住的矿粒给到振动槽前端的筛网上，筛上部分单独处理，筛下部分进入振动槽上。当这部分物料被输送到圆盘下面的工作间隙处时，弱磁性矿粒受强磁场的作用被吸到圆盘的边缘上，并随圆盘转到振动槽外。由于槽外磁场急剧减小，它们被卸入振动槽两侧的接料斗中。非磁性矿粒则由振动槽尾端排出。

该型机适用于分选比磁化系数大于 5.0×10^{-7} 米^3/千克、粒度小于2毫米的弱磁性矿石，多用在含有稀有金属矿物的粗精矿（如粗钨精矿、钛铁矿、锆英石和独居石等混合精矿）的精选等。

2. 干式对辊式强磁选机

CQY ϕ560×400毫米干式永磁对辊强磁选机的结构如图 6-6 所示。它主要由磁辊、感应卸矿辊、弱磁给矿筒、给矿料斗、接矿料斗等部分组成。

两个磁辊相对配置，构成闭合磁路。每个磁辊由三个磁极、两组永磁块组成。中间磁极宽200毫米，两端磁极宽100毫米。磁极和永磁块组装在一根不导磁的不锈钢轴上。两磁辊之间隙大小可通过装在两磁辊轴承座中间的极距调节机构来改变。磁辊分别由电机通过蜗轮减速机构来驱动，并相对旋转。感应卸矿辊由工业纯铁制成，表面被加工成棱形凸起。

其分选过程，物料由上部给矿斗先给到弱磁给矿筒上，将强磁性矿粒选出。然后通过分矿槽和可调给矿斗给到两磁辊之间的三个高磁场区。非磁性矿粒不受磁力作用，在重力作用下直接掉入尾矿斗中。磁性矿粒受磁力作用被吸在磁辊上，并随之一起转动。随着磁辊转角的改变，磁场强度逐渐减弱，磁性不同的矿粒先后掉入中矿斗、精矿斗中。最后吸在磁辊上的少量磁性较强的

矿物，被感应辊卸下。

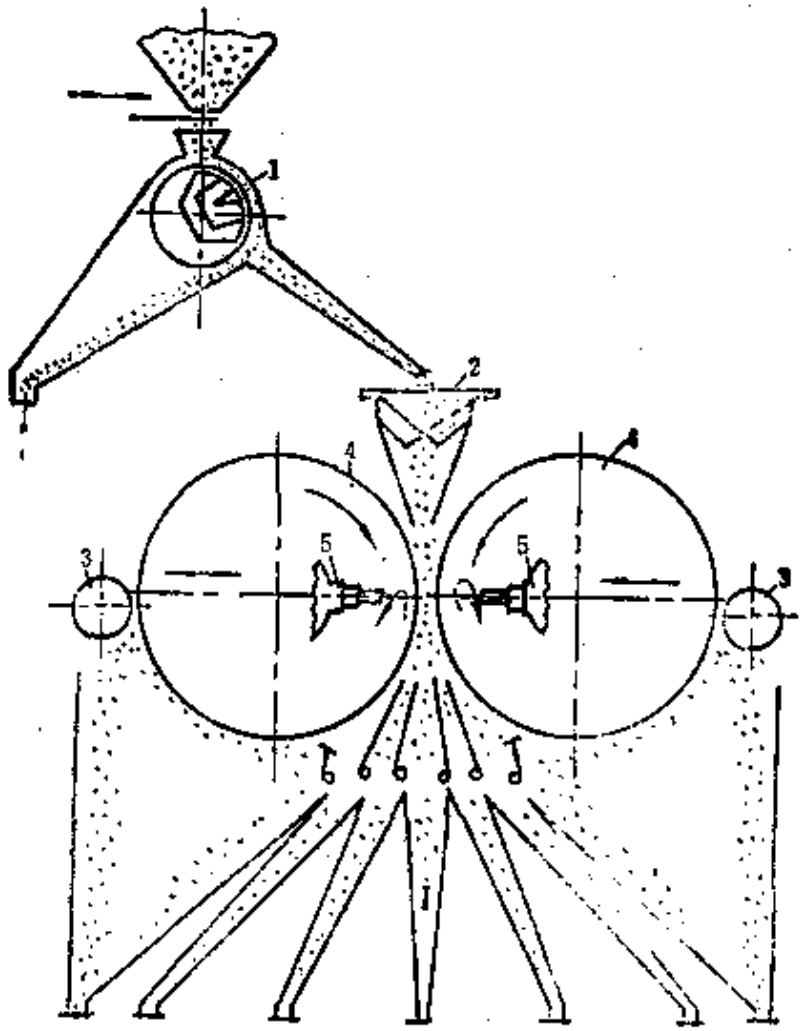


图 6-6 CQYφ560×400毫米永磁对辊机结构

1—弱磁筒；2—可调给矿斗；3—感应卸矿辊；4—强磁辊；5—极距调节装置

该机适用于分选粒度为3毫米以下的含有多种不同磁性矿物的物料。

3. 琼斯型强磁选机

这种磁选机已成为国内外实际应用和系列生产的主要类型。该型机结构如图6-7所示。它主要由磁系、分选转环、清洗系统、传动装置等部分组成。

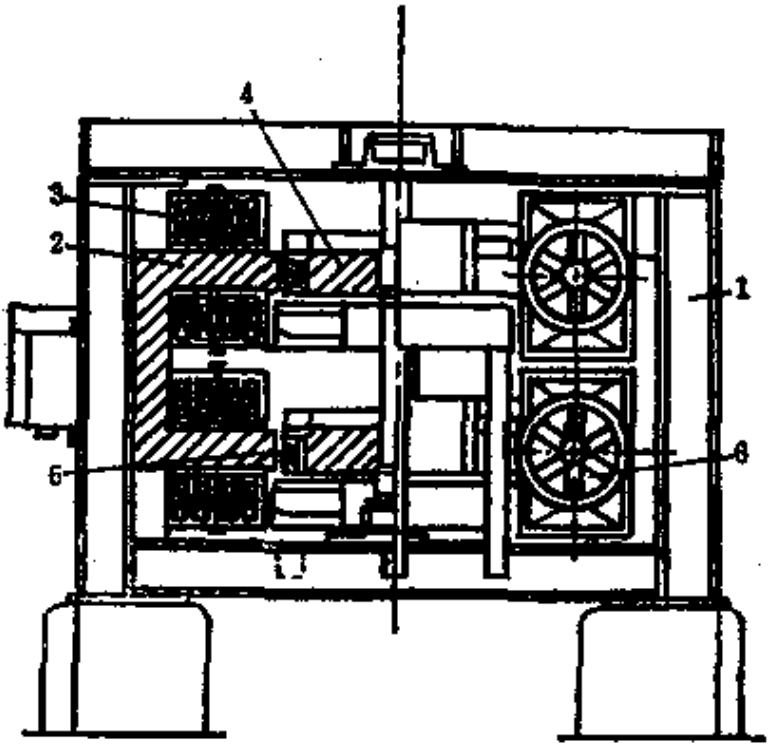


图 6-7　琼斯型强磁选机结构

1—极板区域；2—磁轭；3—激磁线圈；4—圆盘；5—分选室；6—冷却装置

该机有一个钢制门形框架，在框架上装有两个U形磁轭，在磁轭的水平部分共放置4个激磁线圈，线圈由八台扇风机进行空气冷却，外面有保护壳。磁系通过分选转环构成闭合磁路。两个分选转环置于磁轭间隙中间，分上下两层配置，由垂直中心轴带动旋转。转环的周边有27个易更换的分选箱，箱内装用导磁不锈钢制成的齿板。齿板间隙为1～3毫米（视给矿粒度而定）。分选箱内的最大磁场强度为960千安/米。采用高压水冲洗中矿和精矿产品。

分选过程，当分选箱随着转环旋转进入磁系区时，矿浆给入到上转环中的齿板间隙中。给矿浓度要求为50～55%，并且给矿要预先过筛，筛除杂质和粗粒。矿浆中的磁性矿粒被吸到齿板的齿尖上。而非磁性矿粒由分选箱底部流入到下转环中再选。在给矿点后60°角处用较低的压力水冲洗出中矿。再转60°角后用高压水

冲洗出精矿。上、下转环还可组合成其它的分选作业形式。

ϕ3170毫米的琼斯型强磁选机有4个给矿点，每个点的给矿量为25吨/时左右。该机最大处理能力为100～120吨/时。

该机的优点是：采用多选箱转环（其外周边上的分选室内，装有齿形聚磁极板）作感应磁极，磁极间有一道小的非工作间隙，减小了磁阻，提高了磁场强度；具有90°的磁系包角，形成较长的分选区，同时采用深度达220毫米的精选作用较好的齿形介质板，所以精矿品位和回收率均较高；分选箱易于拆卸清理；双盘上下配置可以充分利用磁性材料，缩小占地面积等。缺点是分选—0.037毫米细粒级效果不好；尚存在堵塞现象；机体重量较大。

该机适用于分选赤铁矿、菱铁矿、钛铁矿等弱磁性矿物。

4. 永磁笼式磁选机

ϕ1500×1000毫米永磁转笼式强磁选机，主要由给矿箱、转笼、槽体、内外磁极、精矿冲洗水管、精矿排出管、尾矿漏斗及传动部分等部件组成。其结构示于图6-8中。

给矿矿浆经过3毫米筛孔的筛子脱渣之后，进入给矿箱中，然后通过中空轴6的给矿一侧，进入匀矿槽3。矿浆在此槽内匀布后，经过内磁极4的中空磁极缝隙，给到装有球介质的转笼2内。磁性矿粒被吸在球介质上，并被转笼带到精矿冲洗水管8的位置上，管中喷出压力水冲洗转笼和球介质，使磁性产品排入精矿斗中，由中空轴的另一侧经精矿排出管排出。非磁性矿物则透过球介质的间隙经槽体从尾矿漏斗排出。转笼内设有漂洗水箱，用以漂洗磁性产品，以利提高精矿品位。

5. 萨拉型转环式高梯度强磁选机

萨拉型转环式高梯度磁选的结构如图6-9所示。它由两个螺线管、转环、给矿系统、冲洗系统等主要部分组成。螺线管为鞍形线圈，能够让转环穿过并转动。转环分隔为许多小的分选室，每个分选室内装有钢毛聚磁介质，也可装其它型式（如拉网型）聚磁介质。当转环连续不断地进出由鞍形线圈建立的磁场空

间时，钢毛被磁化，磁性矿粒被钢毛捕获。经清洗后，当转环将钢毛带出磁场，磁性产物即被冲洗水冲到精矿接矿槽。

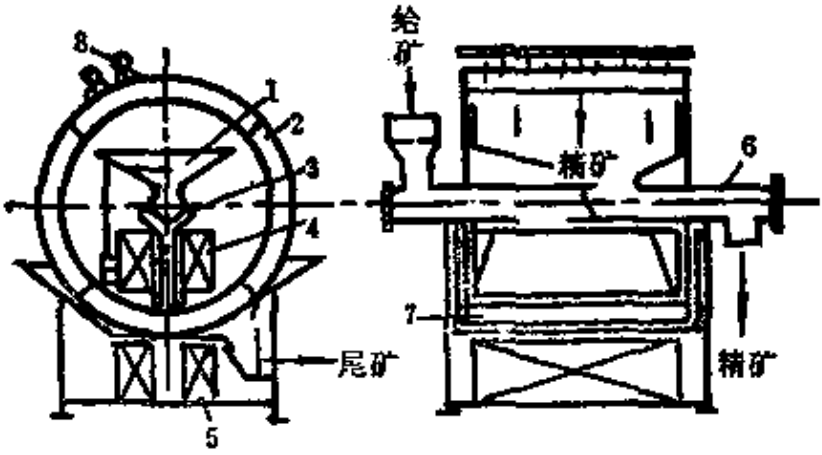


图 6-8 笼式磁选机结构示意

1—精矿斗；2—转笼；3—匀矿槽；4—内磁极；5—外磁极；6—中空轴；7—球介质；8—精矿冲洗水管

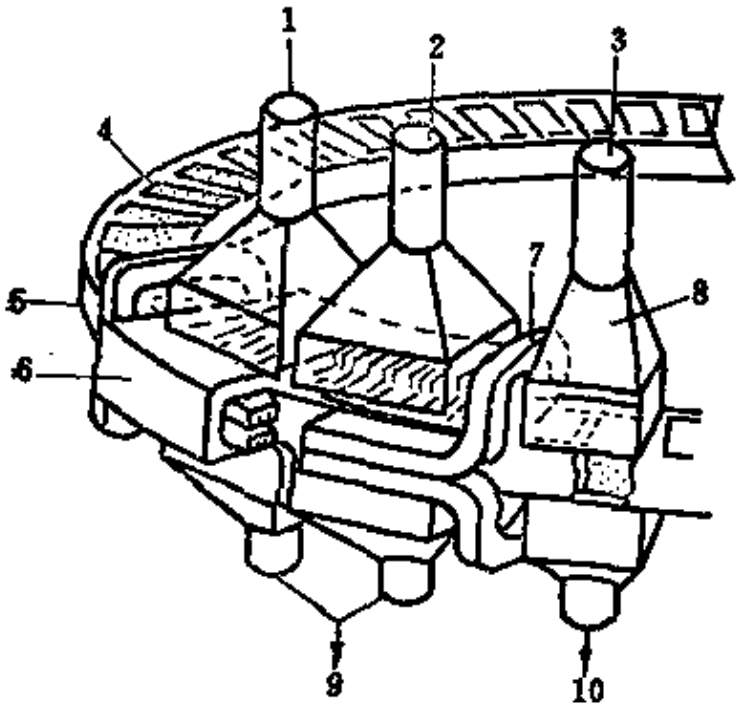


图 6-9 萨拉型转环式高梯度磁选机

1—给矿；2—清洗水；3—冲洗水；4—介质；5—圆环；6—螺线管铁壳；7—磁铁线圈；8—冲洗位置；9—非磁性颗粒；10—磁性颗粒

萨拉型转环式高梯度强磁选机与琼斯型强磁选机相比有一些特点：其磁场的方向和矿浆流的方向是平行的，矿浆流不直接冲

剔介质；钢毛聚磁介质只占分选体积的5～12%，钢毛介质比表面积大，因此处理能力大，且分选下限低，是处理微细粒物料较有成效的设备；磁路结构合理，转环不是磁路的组成部分，磁体漏磁少，设备重量轻等等。

高梯度磁选有着十分广泛的用途。可用于分选铁、铬、钛、钨、锡、钼、钽等多种金属矿石；可用于煤的脱硫；可用于高岭土、滑石、石墨、石英、长石、型砂以及含硫、砷等元素的非金属矿石和原料的分选和提纯；可用于过滤工业和生活污水等。

第七章　电　　选

电选是利用各种矿物的电性差别、在高压电场中实现分选的一种选矿方法。电选是重要的选矿手段之一。它在有色和稀有金属矿石（黑钨矿、锆英石、金红石、钛铁矿等），黑色金属矿石（铁矿石、锰矿石、铬铁矿）和非金属矿石（金刚石、石墨、石棉、陶瓷原料、玻璃原料等）以及铀矿石分选方面，都得到了广泛的应用。

第一节　电选的基本原理

电选过程是在电选机的电场中进行的。图7-1所示是矿粒在电晕—静电复合电场电选机中的分选过程。

入选物料经振动给料器给到辊筒上，随着辊筒的旋转，矿粒首先进入电晕电场区，使导体和非导体矿粒均带上负电荷（与电晕极同电性）。导体矿粒由于导电性良好，所以一面荷电，一面又把电荷传给辊筒（接地电极），其放电速度较非导体矿粒快。所以当物料随辊筒旋转离开电晕电场区进入静电场区时，导体矿粒的剩余电荷少，而非导体矿粒则因放电速度慢致使剩余电荷多。

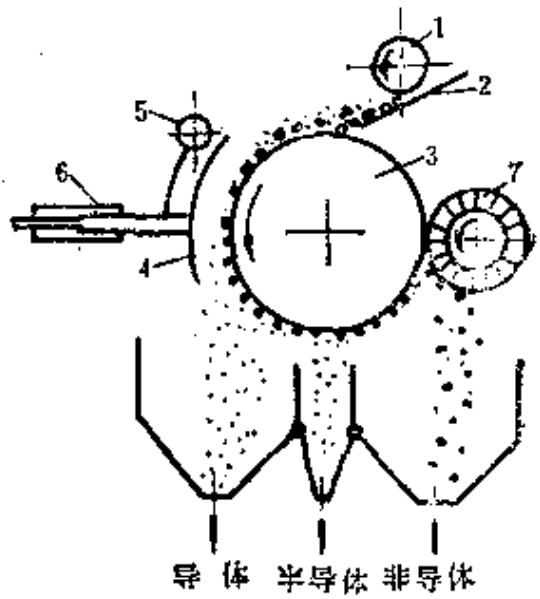


图 7-1　电选分选原理示意
1—给矿辊；2—导矿板；3—辊筒电极；4—电晕电极；5—偏向电极；6—高压绝缘子；7—毛刷

矿粒进入静电场区后，不再继续得到负电荷，但还继续放电。导体矿粒放完全部负电荷，又从辊筒上得到正电荷而被辊筒

排斥，在电力、离心力、重力的综合作用下，其运动轨迹偏离辊筒而进入导体产品。由于偏向电极的静电引力作用，更增大了导体矿粒的偏离程度。非导体矿粒由于有较多的剩余负电荷，将与辊筒相吸。当其静电吸引力大于矿粒的重力和离心力的合力时，它便被吸附在辊筒上，直到被刷子刷下来而成为非导体产品。半导体矿粒的运动轨迹则介于导体与非导体矿粒之间，而成为半导体产品。这就完成了电选的分离过程。

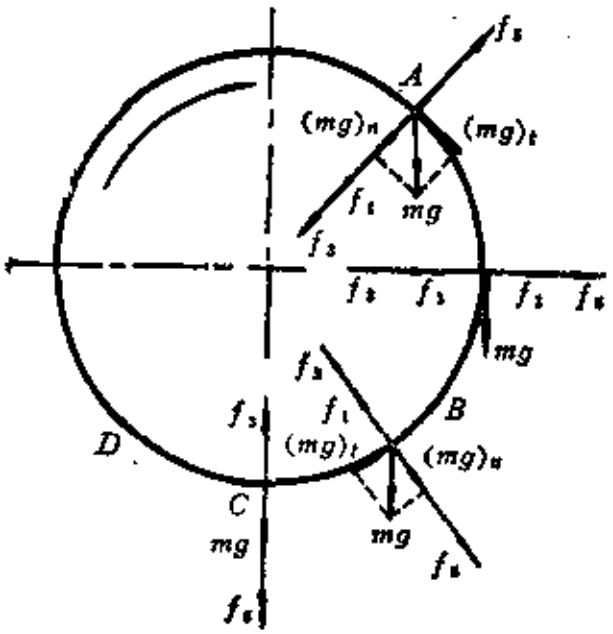


图 7-2　矿粒在电场中受力情况

综上所述，在电选过程中，作用于矿粒上的力有：库仑力f_1，非均匀电场力f_2（一般很小，可以忽略不计），界面吸力f_3（荷电矿粒的剩余电荷和圆筒表面相应位置的感应电荷之间产生的吸引力），重力 mg，离心力f_5。如图7-2所示。

在电晕和静电区（AB区），导体矿粒先荷负电而后放电，又从辊筒上荷正电，此时库仑力为斥力，因而受力情况为

$$f_1+f_5>\mathrm{mg}\cos\alpha$$

从而导体矿粒被抛出成为导体产品。

非导体矿粒所受的库仑力为吸力，此时的受力情况为

$$f_1+f_3+\mathrm{mg}\cos\alpha>f_5$$

从而被吸在辊筒上。

在电场外区（BCD区），半导体矿粒受力为

$$f_3<mg\cos\alpha+f_5$$

从而脱离辊筒而成为半导体产品。

非导体矿粒受力为

$$f_3>mg\cos\alpha+f_5$$

仍然吸在辊筒上，直至用刷子刷下成为非导体产品。

α为矿粒在筒体上的位置与筒心连线偏离垂向的角度，矿粒在不同位置时，α角不同（图7-2中未标出）。

第二节　矿物的电性

一、矿物的电性

矿物的电性是矿物在电选机电场中实现分选的依据。表示矿物电性的指标有多种，但在电选中起主要作用的电性是矿物的导电率和介电常数，其次还有比导电度和矿物的整流性。

1．矿物的导电率

导电率是衡量不同矿物导电性的一个物理量。它表示矿物导电能力的大小，也就是表示电子在矿物体中移动的难易程度。常用符号γ表示。γ越大，说明矿物的导电能力愈强。

导电率γ是电阻率ρ的倒数，其物理意义是长度为1厘米、截面积为1平方厘米的矿物的导电能力。用下式表示

$$\gamma=\frac{1}{\rho}=\frac{l}{RS} \tag{7-1}$$

式中　γ——导电率，欧姆$^{-1}$·厘米$^{-1}$；

ρ——电阻率，欧姆·厘米；

R——电阻，欧姆；

S——导体的截面积，厘米^2；

l——导体的长度，厘米。

根据导电率的大小可将矿物分成三类：

导体矿物$\gamma=10^4\sim10^5$欧姆$^{-1}$·厘米$^{-1}$，例如自然铜、石墨属于这类矿物。

半导体矿物$\gamma=10^2\sim10^{-10}$欧姆$^{-1}$·厘米$^{-1}$，属于这一类的矿物很多，有硫化矿、金属氧化矿等。

非导体矿物$\gamma<10^{-10}$欧姆$^{-1}$·厘米$^{-1}$，属于这一类的矿物有硅酸盐和碳酸盐矿物。

导电率的大小与温度、矿物的结晶构造、矿物的表面状态等

因素有关。

温度升高，由于导体矿物内部分子热运动剧烈，增大了自由电子运动的阻力，以致导电率减小。而半导体矿物则由于受热能的激化使束缚电荷解脱，从而使自由电子数目增多，导电率增大。自然界中大多数矿物具有半导体的温度与导电率关系的特性，因此电选前将物料加温有利于分选。

近代固体物理学证明，半导体中任何偏离化学组成的多余原子、外来杂质和结构缺陷，都会显著地改变其导电率。

矿物表面的化学组成和物理状态，能改变其表面导电率，故电选中有时可用某些表面活性物质选择性地吸附在某些矿物表面上，以改变其表面的导电率，从而改善电选分离效果。由于水具有较好的导电性能，故水份可使矿物间导电性差异减小。水份也容易使导体颗粒粘附在非导体颗粒上，或使非导体颗粒粘附在导体颗粒上，恶化电选过程。另外，矿粒表面上的矿尘、矿泥的机械污染，也影响其导电率。故电选前应对物料进行擦洗、干燥、除尘。

2．矿物的介电常数

介电常数是矿物的另一个电性指标，常用符号 ε 表示。由物理学知道，在无限大的均匀电介质中，电场强度减小为真空中场强的 $1/\varepsilon$（静电单位制）倍，即

$$\varepsilon=\frac{E}{E_1} \tag{7-2}$$

式中 E——在真空中的电场强度；

E_1——在电介质中的电场强度。

由于导体矿物在电场中是一等位体，其内部场强为零，因此，导体矿物的介电常数 $\varepsilon\approx\infty$。非导体矿物的介电常数都大于1。半导体矿物的介电常数介于二者之间。真空的（空气的）介电常数最小，$\varepsilon=1$。

3．矿物的比导电度和整流性

电选过程中，矿物颗粒的电性除了与颗粒本身电阻有关外，

还与颗粒和电极的接触面电阻有关。界面电阻又与高压电场的电位差有关。电场的电位差足够大时，界面电阻减小，导电性差的矿粒也可以起导体作用。实验表明，各种矿粒从非导体表现为导体所需要的电位差值不同。石墨的导电性很好，由非导体变成导体所需要的电位差最低（2800伏），所以，以它作为标准，我们将其它各种矿物表现为导体时所需要的电位差与之相比，其比值叫比导电度。显然，两种矿物的比导电度相差越大，越容易分离。

在测定矿物的比导电度时发现，有些矿物只有当高压电极带正电时才起导体的作用，而另一些矿物则只有高压电极带负电时才起导体作用。还有一些矿物，不论高压电极带正电或带负电，均能起导体作用。矿物的这种电性叫整流性。只获得负电的矿物叫负整流性矿物；只获得正电的，叫正整流性矿物；不论高压电极带负电或带正电，均能获得电荷的矿物叫全整流性矿物。

二、使矿物带电的方式

使物体带电的方式很多，但选矿中常用的带电方式有：直接传导带电，感应带电，电晕带电和摩擦带电等。

1．直接传导带电

当矿粒直接和电极接触时，导电性好的矿粒就获得同电极极性一样的电荷，从而被电极排斥。而导电性差的矿粒，则只能被电极极化而产生束缚电荷，靠近电极一端产生与电极相反的电荷，从而被电极吸引。这样，由于各种矿粒导电性不同，所以在电极上的表现行为亦不同。

2．感应带电

矿粒不与带电体或电极接触，而在电场中受感应作用，导电性好的矿粒在靠近电极的一端产生和电极极性相反的电荷，另一端产生相同的电荷。矿粒上的这种电荷是可以移走的，如移走的电荷和电极极性相同，则剩下的电荷便和电极极性相反，从而矿粒被电极吸引。但是，导电性差的矿粒虽处在同样条件，却只能被电极极化，其电荷不能被移走，因而不能被电极所吸引，二者运动轨迹即产生差异。

3．电晕带电

在两个曲率半径相差很大的电极上，加足够高的电压时，细电极附近的电场强度将大大超过另一电极，因此细电极附近的空气将发生碰撞电离，产生大量的电子和正负离子，它们分别向符号相反的电极移动，于是形成电晕电流。此时，在细极附近将有紫色微光出现，并伴有吱吱声，这种现象叫电晕放电。

在电晕放电电场中，不同性质的矿粒，因吸附空气离子而得符号相同但数量不同的电荷，因而受到不同的电力作用，产生不同的运动轨迹，从而可以实现分离。

4．摩擦带电

使不同性质的矿粒互相摩擦或者与给料设备表面摩擦，从而使不同性质的矿粒带上符号相反、数量足够的电荷，这种带电方式，叫摩擦带电。经摩擦带电的矿粒通过电场时，将分别被正、负电极吸引，从而实现分选。

现代电选机中，有单独采用上述一种带电方法来分选的，也有同时采用两种或两种以上方法的。目前应用最广的是传导带电与电晕带电的结合，因为它的分选效果较好。

第三节　电　选　机

电选机的型式有多种，按电场特性可分为：静电选矿机、电晕电选机和电晕-静电复合电场电选机；按结构特征可分为：辊式、板式、带式电选机等；按矿粒带电方式可分为：接触带电电选机、摩擦带电电选机、电晕带电电选机等。目前在工业生产中所用电选机以辊式电晕-静电复合电场电选机最为广泛。

一、电晕-静电复合电场电选机

国产ϕ370×600毫米电选机、ϕ120×1500毫米双辊电选机、YD-2型、YD-3型电选机以及金刚石专用单辊电选机等，都是电晕-静电复合电场电选机。高压供电电压为0～60（0～22）千伏。其结构特征都为辊式，分选过程相同，但又各具特点。

现以ϕ370×600毫米电选机为例介绍如下：

该机结构如图7-3所示。主要由加热给料斗1、给矿辊3、辊筒5、静电电极14、电晕电极15、分矿隔板8、接矿斗10等几部分组成。

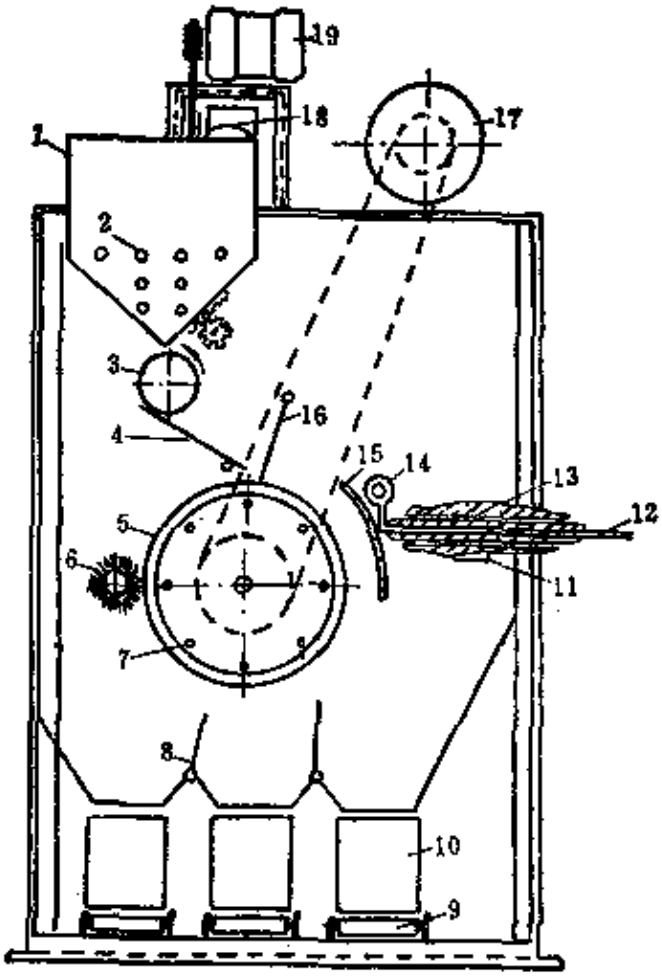


图 7-3 ϕ370×600毫米电选机结构示意

1—加热给料斗；2—加热管；3—给矿辊；4—导矿挡板；5—辊筒电极；6—毛刷；7—辊筒加热管；8—分矿隔板；9—托滚；10—接矿斗；11—高压电极支承架；12—电源线；13—高压瓷管；14—静电电极；15—电晕电极；16—挡矿板；17—直流电机；18—减速器；19—给矿辊传动电机

辊筒5内有加热瓷管，管内装电阻丝。电晕电极15由6根电晕丝组成，与接地辊筒电极呈近似同心圆状。静电电极与电晕电极相连。高压直流电源采用四管桥式全波整流线路整流，电压、电

流比较稳定。

其分选过程，在电选的基本原理一节中已经介绍，此处不再赘述。

该机具有一些优点：由于采用辊筒内加热，使温度可保持在80°C左右，这对矿粒表面保持干燥、荷电分选十分有利；采用6根电晕电极，扩大了电晕电场区，增加了矿粒荷电机会；结构简单，操作方便等。但因只有一个辊筒，不如多辊筒方便，扫选和精选时需运输提升矿料，比较麻烦。

二、卡普科型电选机

由美国生产的卡普科型电选机是辊筒型复合电场电选机。电选机机械部分的结构如图7-4所示，主要由加热器、给矿斗、辊筒电极、分矿隔板和接矿斗等部分组成。

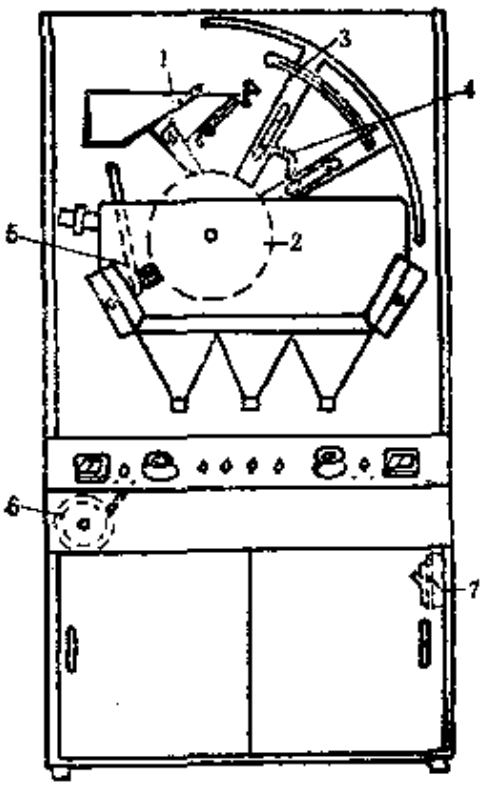


图 7-4　卡普科型高压电选机
1—给矿斗；2—辊筒电极；3—电极位置调节器；4—高压电缆；5—电刷；6—电动机；7—总开关

辊筒由不锈钢材制成，直径有150、200、250、300和350毫米等几种。根据需要，辊筒很容易更换。辊筒的转速为0～600转/分。辊筒用红外线灯加热。

工业生产用的卡普科型高压电选机有四个辊筒和六个辊筒的，辊筒分两列配置。每列第一个辊筒分出的三种产品可以分别溜送到第二个、第三个辊筒再选，这样可以一机多用，流程灵活。

其电晕极为束状电极，每组高压电极由电晕电极和静电极组成一个整体，工作电压为40千伏，可以调节。

目前在国外许多国家都采用这种电选机。

第四节　影响电选效果的因素

影响电选过程的因素很多，归纳起来有两个方面：物料性质；电选机的可调参数。

一、物料性质的影响

1．物料的湿度

矿粒表面的水分不仅影响其导电率，还易使细粒矿物粘附团聚，恶化电选过程。电选前需将物料加热干燥。加热温度一般在80°C～130°C，应根据矿石性质由试验来确定最适宜的加热温度。

2．物料的表面性质

矿物的表面性质对矿物的电性有显著影响。为此电选中常常根据需要采用药剂处理矿物表面，以改变其导电率。对于矿物表面的机械污染则常采用磨矿擦洗。

3．物料的粒度组成

入选物料粒度范围太宽，对分选不利，特别是对于导电率相差不大的矿粒，更是如此。这是由于粗粒非导体矿粒因本身的重力和离心力较大，容易混杂到导体产品中去，而细粒导体矿粒则易混杂到非导体产品中。故电选前必须将物料分级。目前电选一般处理的粒度上限约为3毫米，下限为0.05毫米。

4．给矿方式和给矿量

电选要求给矿均匀，并使每个矿粒都能接触到辊筒，否则会因不能接触而放电不良，致使其混入非导体产品，影响电选效果。

给矿量大小直接影响电选效果，给矿量过大，辊筒表面分布的物料层厚，外层矿粒不易接触到辊筒，矿粒互相夹杂，分选效率下降。给矿量过小，设备生产能力下降。适宜的给矿量应由试验来确定。

二、电选机可调参数的影响

1．电压

电压大小直接影响着电场强度的大小。电压愈高，电场强度

愈大。电选时所需电压的大小除了取决于物料本身的电性外，还与物料的粒度有关。粒度大时，需要较高的电压，粒度小时，电压也应低些。

2．电极间的相对位置

电晕电极与辊筒断面中垂线的夹角影响电晕电场的位置。当该夹角增大时，电晕电场的位置相应下移，但电晕电流不变。但随着电晕电极与辊筒间距离的减小，电晕电场的强度增大。对不同的矿石进行分选时，有最佳的电极角度和距离，这些应由试验来确定。

静电电极（偏向电极）与辊筒相对位置的变化，能改变静电场的位置和强度。即偏向电极角度增大或减小时，静电场的位置下移或上移；偏向电极的距离愈小，静电场强度愈大，因而对矿粒的作用力也大。但距离过小，将引起火花放电。

电晕电极与偏向电极之间的距离是一个重要的电场参数，它对电场的位置和强度都有影响。试验表明，当电晕电极位置和偏向电极位置一定时，随着两极距离的减小，电场位置向上推移，电场强度减弱。反之亦然。

3．辊筒转速

提高辊筒转速就增大了离心力作用。实践表明，一般当物料粒度大时，转速应小些；粒度小时转速应大些。为提高导体产品的质量时转速可小些。

4．分离隔板的位置

分隔板的适宜位置，应从产品质量、回收率和产率分配等方面考虑，以获得最佳分选指标为宜。

第八章　化学选矿及其它选矿方法

第一节　化　学　选　矿

随着国民经济的高速发展，对矿物原料的数量和品种的要求日益增长。欲想从贫、细、杂的矿石中较好地综合回收各种有用成分，只用常规的机械选矿方法往往难以达到。因此，化学选矿（或称化学冶金）法就愈加受到人们的重视。

化学选矿法是利用化学作用将矿石中有用成分提取出来的方法。它包括各种形式的焙烧、浸出；溶剂萃取；离子交换；沉淀、电沉积、离子浮选等等。下面作简单介绍。

一、焙烧法

除前面介绍的弱磁性铁矿石的磁化焙烧法以外，这里再介绍几种其它形式的焙烧法。

1．氧化焙烧

辉钼矿的焙烧氨浸可以作为氧化焙烧的例子。辉钼矿经氧化焙烧后生成三氧化钼，用氨浸出时生成钼酸铵进入溶液，与不溶物加以分离。溶液经浓缩结晶得到钼酸铵晶体，或加酸酸化生成钼酸沉淀，从而与可溶性杂质分离。二者经煅烧后都生成纯净的三氧化钼，然后用氢还原法生产金属钼。

2．硫酸化焙烧

硫酸化焙烧指的是金属硫化矿经氧化焙烧生成硫酸盐，然后用水浸出的分离过程。金属硫酸盐在高温下易分解成金属氧化物和三氧化硫。但各种金属硫酸盐分解温度不同，如铁的硫酸盐约在550℃发生分解，而铜、钴、镍的硫酸盐则需在700℃以上才发生分解。通常利用这种差别可以从含铜、钴、镍的黄铁矿中分别提取铜、钴、镍。这时需将黄铁矿的氧化焙烧温度控制在700℃以下。焙烧生成的气体产物二氧化硫（与部分三氧化硫）用于制

造硫酸。焙烧残渣则用水浸出。其中的硫酸铜、钴或镍进人溶液后，再作进一步分离。

3．酸性焙烧

酸性焙烧指用浓硫酸、硫酸氢钠等作酸性熔剂，与矿石一起焙烧，从而使其中的有用成分生成可溶性的硫酸盐的过程。生成的硫酸盐用水浸出，作进一步处理。例如，用浓硫酸分解氟碳铈镧矿精矿的过程就是酸性焙烧的过程，其工艺流程示于图8-1。

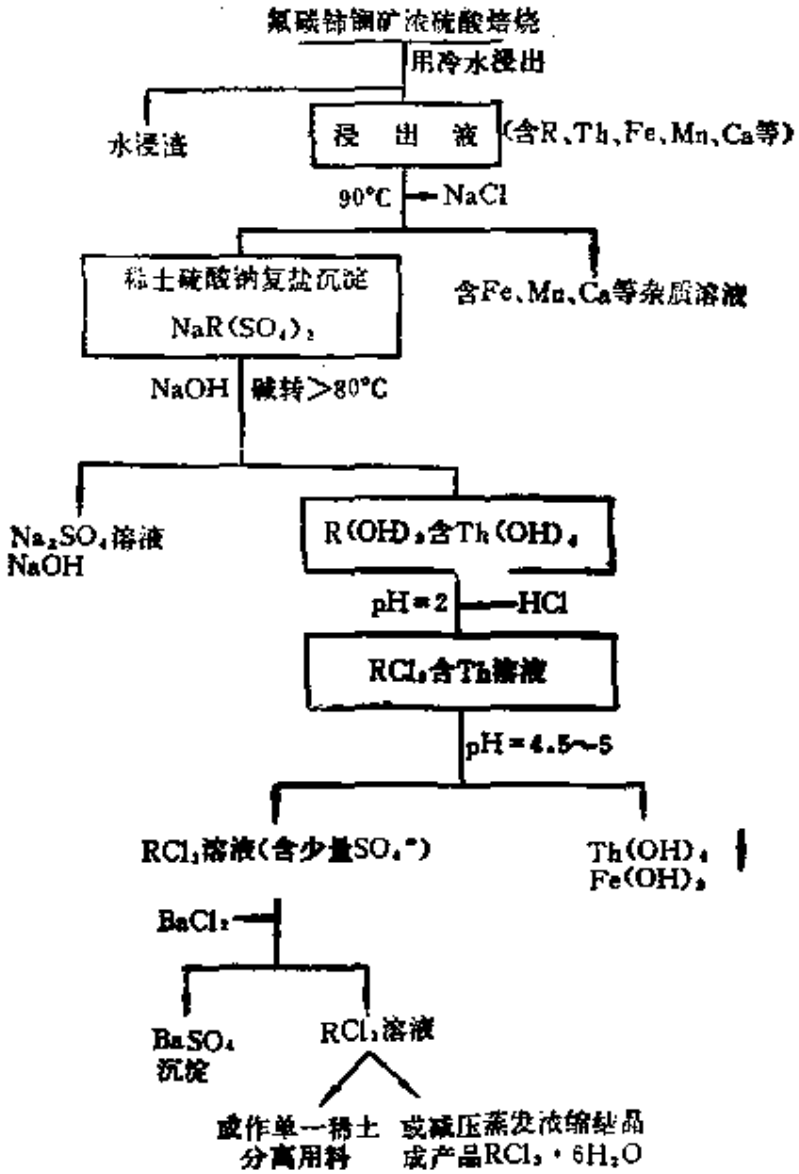


图 8-1 浓硫酸分解氟碳铈镧矿精矿的工艺

R—代表稀土元素

4．碱性焙烧

碱性焙烧是指用碳酸钠、硫酸钠等作碱性熔剂与矿石一起焙烧，使其中有价成分生成水溶性的钠盐的过程。之后钠盐用水浸出，作进一步的处理。例如，含钒磁铁矿加碳酸钠（或硫酸钠）制成球团，在竖炉中焙烧生成钒酸钠，用水浸出后，加酸沉淀为偏钒酸，过滤后回收之。

5．氯化焙烧

氯化焙烧是在高温下用氯化剂与矿物发生化学作用，使其中的元素生成氯化物，再利用各种元素氯化物挥发温度的不同，而将其分离的过程。它适宜处理钛、钽、铌、稀土含量高的矿物。例如，用氯化法处理稀土精矿，分别分离出稀土、钍、钛、钽、铌、硅、铁、铝等氯化物的过程便是一例。

氯化法的主要缺点是腐蚀性大，对设备及技术要求高。但优点是流程简单，处理量大。氯化法在对矿物的综合利用方面是很有前途的方法。

二、浸出法

浸出法分细菌浸出和药剂浸出两大类。

1．细菌浸出

细菌浸出是利用含有氧化铁硫杆菌的硫酸和硫酸高铁溶液浸出废石、尾矿、贫矿、采空区和废矿坑里的铜、铀等有价元素的工艺过程。

氧化铁硫杆菌是一种生存在硫化矿床酸性矿水中的细菌，它能够将元素硫或硫代硫酸盐氧化成硫酸，还能将亚铁离子氧化成高铁离子。

细菌浸出一般采用废矿坑就地浸出或废石堆浸。小规模时则采用池浸。

例如，某矿从一个废矿坑里就地浸出，每日可收集含铜酸性液几百吨，生产出品位约为50%的海绵铜几百公斤。其流程如图8-2所示。

图8-3所示为铜铀伴生矿的堆浸流程实例。为了快速浸出，

矿石需破碎到2～5毫米。浸出过程中主要控制菌液中$Fe_2(SO_4)_3$的浓度和酸度以及流量等条件。

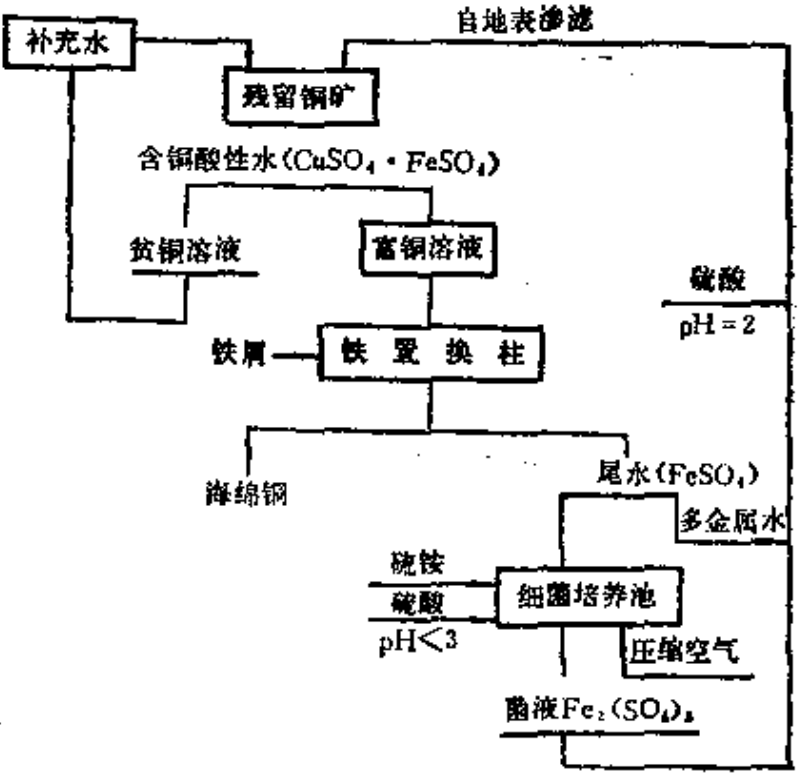


图 8-2 细菌浸出-就地浸出工艺流程

2. 药剂浸出

药剂浸出是使用化学药剂（酸、碱、盐类等）将矿石中的金属成分溶解出来的工艺过程。该法用以处理难选矿石或用以提取精矿中的金属成分。

（1）酸浸 常用的酸为硫酸。对于含酸性岩脉石的氧化铜矿，宜于采用硫酸浸出。硫酸几乎可以浸出全部氧化铜和金属铜而生成硫酸铜，用铁置换后生成海绵铜，然后用浮选法选出。若是硫化-氧化的混合矿石时，可先用浮选法选出硫化铜精矿，尾矿再行酸浸，以回收氧化铜部分。

（2）氨浸 氨浸法适用于处理含基性岩脉石较多的氧化铜矿。氨浸法又可分为常压直接氨浸、还原氨浸、加压氧化氨浸等。

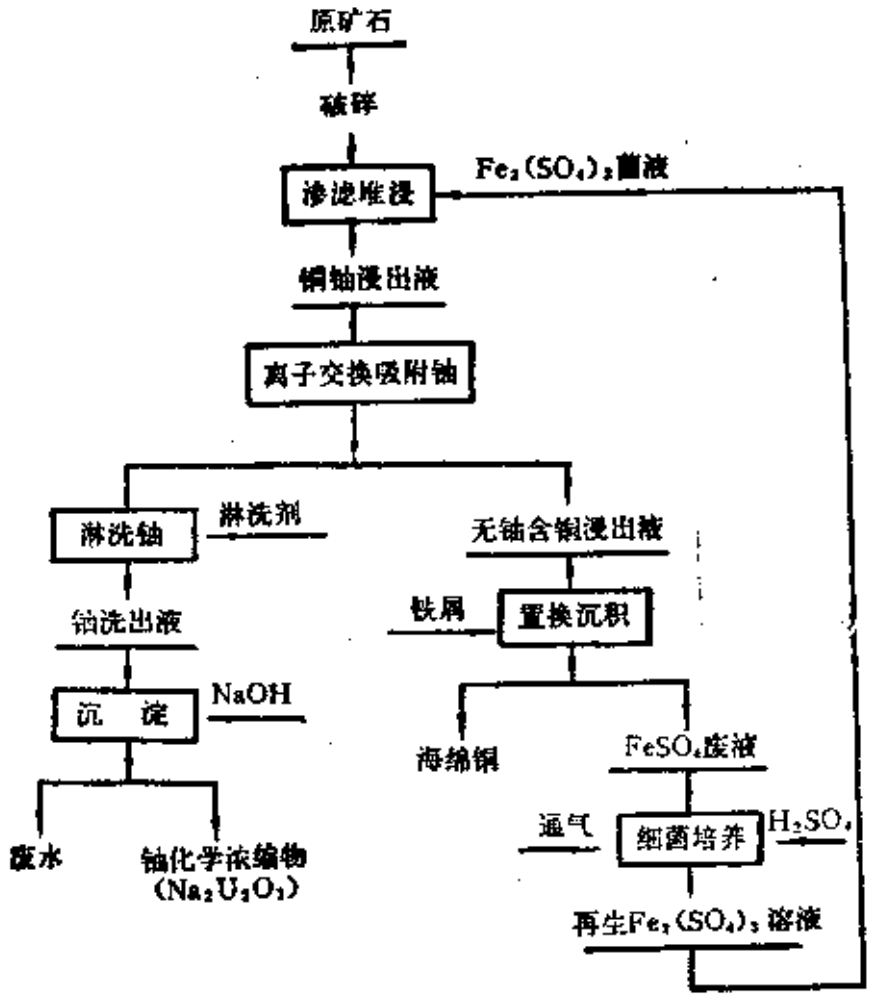


图 8-3　铜铀矿石的堆浸工艺流程

如果主要铜矿物为蓝铜矿和孔雀石、而结合铜较少时，可以采用常压直接氨浸的方法。如某矿原矿含铜2.76%、铁0.48%，主要铜矿物为孔雀石和蓝铜矿。原矿破碎至－1毫米，常压下用含$NH_3$7.7%、$CO_2$5.2%的溶液，制成固液比为1：1的矿浆，进行氨浸。浸出时间2至2.5小时，浸出率可达91%。

若主要含铜矿物是硅孔雀石时，常压直接氨浸效果往往不理想。此时可采用还原氨浸的方法。如某矿含铜矿物为硅孔雀石，脉石为白云石型，采用常压氨浸时，铜的回收率仅为63%。改为在沸腾炉中还原焙烧后进行氨浸，铜的回收率提高到85～95%。

如果矿石中含有较多的硫化铜矿物，可以采取浮选——尾矿氨浸或者原矿加压氧化氨浸的方法。

当矿石中含碳酸盐脉石较多时，宜采用碱浸出，最合适的药剂是碳酸钠与碳酸氢钠的混合物。

（3）氰化法　氰化法是利用金、银能在氰化物（钠或钾）溶液中溶解的化学反应来回收矿石中的金、银的方法。对于含微细粒的金矿石，就可采用氰化法回收。其工艺过程包括磨碎、浸出、沉淀、除杂四个步骤。

细磨后的矿石先经分级，矿砂部分用渗滤法浸出，矿泥部分用搅拌法浸出。浸出后所得的含金、银溶液还需进行浓缩、过滤。

金的沉淀法有锌丝沉淀和锌粉沉淀两种方法。前者是在锌丝置换沉淀箱中进行，在锌丝下沉淀出来的是黑色粉末状的金。后者是把锌粉加入含金溶液中进行搅拌，用压滤机分离出沉淀金。之后，再对金的沉淀物作进一步加工处理，即得纯金。

（4）混汞法　对于粗粒的含金矿物，可以用混汞法提取金。它是利用汞（水银）和矿石中金粒接触时，能将金的表面润湿，进而向内部扩散，形成汞齐（固态金与液态汞的混合物，其中也包含汞和金的化合物），从而由矿石中提取金的方法。

混汞的工艺过程是：先将矿石破碎、细磨，磨矿的同时加入汞，使之与暴露出来的金粒接触，形成汞齐（内混汞法）。矿浆通过筛网从磨矿设备中溢出时，沿表面涂有汞的倾斜铜板流下，使其中没有形成汞齐的金粒与铜板上的汞接触形成汞齐（外混汞法）。定期把磨矿设备中和铜板上的金汞齐取出和刮下，置于帆布袋中，压滤出多余的汞。得到的固态汞齐，在密闭式蒸馏罐中加热，使汞蒸发，即得粗金。冷却回收的汞可再返回使用。粗金作进一步加工处理得纯金。

三、溶剂萃取

溶剂萃取法是利用不相混溶的两个液相，使物质由一个液相转移到另一个液相的物理化学过程。它是在稀有金属提取工艺中应用很广的一种方法。例如，稀土、锆与铪、钽与铌等分组，都广泛地采用溶剂萃取法。目前国产P_{204}〔二(2-乙基已基）磷酸〕、P_{350}（甲基膦酸二甲酯）、N_{235}（甲基三烷基氯化胺）等磷型及胺

型萃取剂在稀有金属工业上已广泛应用。

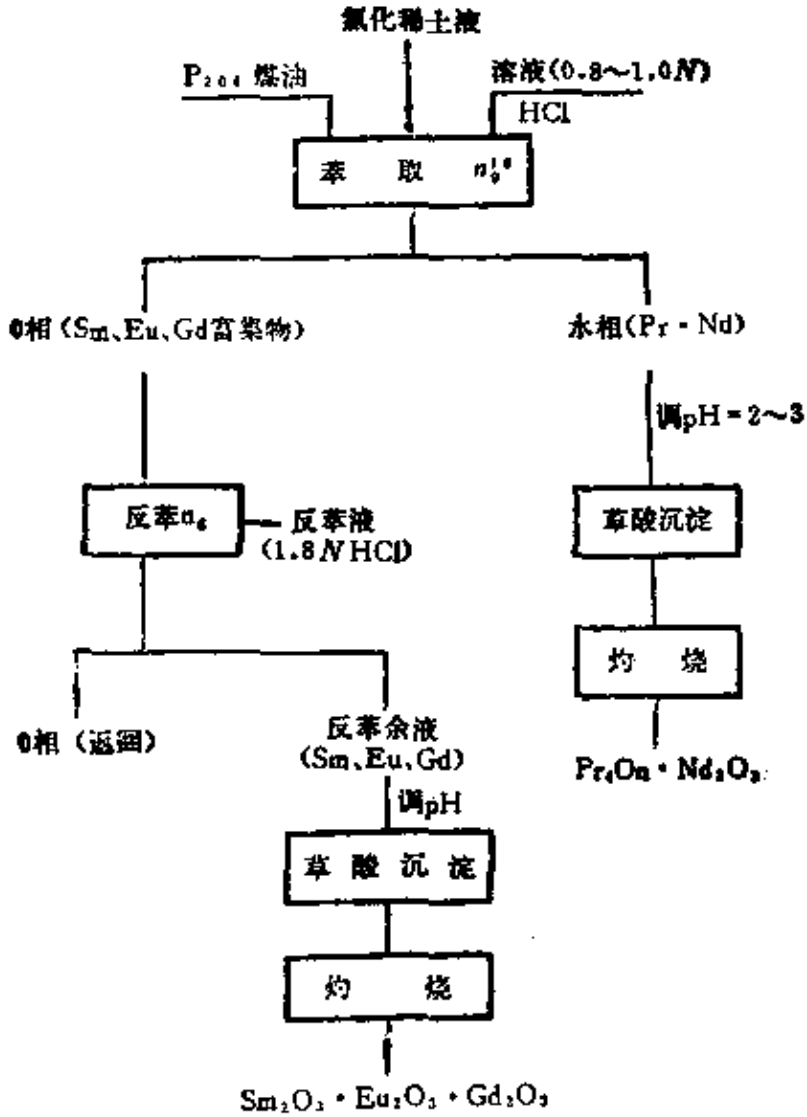


图 8-4 萃取钕钐分组工艺流程

例如，用P_{204}萃取钕钐分组工艺（图8-4所示），主要分为萃取、洗涤和反萃三段。萃取段的主要作用是将料液中的Sm、Eu、Gd尽可能地萃入有机相，而Pr、Nd尽量地留在水相，以达到Pr、Nd与Sm、Eu、Gd分离。洗涤是萃取段的从属步骤。洗涤的作用是将萃入有机相的少量Pr、Nd洗下来。洗液用0.8~1.0N HCl溶液。反萃段的主要作用是将酸洗后的有机相中的Sm、Eu、Gd返回水相。反萃液用1.8~2.0*N* HCl。

溶剂萃取法和其它方法相比较优点是易于连续生产，生产能力大，提取及分离效率高，流程简单，设备少，便于自控等。但

萃取法往往需要大量的有毒、易燃的有机溶剂，给生产和操作带来一定的困难。目前溶剂萃取法已在国内外被广泛采用。

四、离子交换法

离子交换法即离子交换色层分离法，是元素及化合物分离、提纯的新技术。

离子交换剂一般都是人工合成的离子交换树脂，通常制成大小不等的鱼子状球形颗粒。离子交换树脂是一些不溶于水和一般溶剂的高分子有机化合物。它由高分子骨架和活性基团两部分组成。其活性基团中有可以电离并能与溶液中离子进行交换的离子。

离子交换树脂的种类很多，最常用的是强酸性树脂、强碱性树脂。此外还有弱酸性、弱碱性、氧化还原树脂及螯合型离子交换树脂。

例如，用离子交换法提取铀，通常的处理方法是用硫酸加二氧化锰或高铁离子等氧化剂，对整个矿石进行浸出，使铀转入溶液。然后使浸出液通过强阴离子交换树脂，铀可以阴离子（$UO_2(SO_4)_3^{-4}$或$UO_2(SO_4)_2^{-2}$）的形式被吸附，从而与其它阳离子分离。吸附在阴离子树脂上的铀，再用氯化物或硝酸盐溶液把它们淋洗下来，成为浓溶液。再用碱性试剂使铀沉淀为高品位的铀浓缩物。

又如，现在为满足化学分析和电子工业对水的要求，还广泛应用离子交换法来制取高纯度去离子水。

五、离子浮选

离子浮选是六十年代初期出现的一种从稀溶液中回收金属和消除有害离子污染的方法。当向溶液中加入阴离子或阳离子捕收剂时，在一定的条件下，捕收剂与金属离子形成不溶性化合物，可鼓入空气将其浮出，并加以回收。

例如，某矿山锌精矿浓密机溢流中含有Cu^{++}0.01克/升、Fe^{++}1.0克/升和Zn^{++}0.1克/升，将上述水的pH值调节到2～6后，按大于铜当量的数量添加黄药，在搅拌下沉淀黄原酸铜，然后用浮选分离之。分离出的泡沫产品用硫化钠溶液处理转化为硫化物

沉淀，生成的黄原酸钠溶液循环使用。得到的产品含铜70.3%、锌8.0%、硫21.7%。

离子浮选也可用于处理各种工业废水，也可用于从某些工业废渣中回收有价金属。

海水中含有1272ppm的锰、400ppm的钙、65ppm的硼、1.5×10^{-3}ppm的铀，还有金、银等许多其它元素。虽然它们的浓度很低，但却能采用离子浮选技术加以回收。

第二节　其它选矿方法

除前面所讲的浮选、重选、磁选、电选、化选等几种主要选矿方法外，还有一些其它选矿方法。其中包括手选；按粒度、形状、硬度的选矿法；摩擦选矿；光电选矿等等。

一、手选法

手选是一种最简单的选矿方法，它以各种矿物成分的颜色与光泽的差异为依据。当开采薄矿脉以及用选择性低的采矿法时，采出的矿石中常夹杂有大量的大块废石，在入选前将它们手选出去，就可使原矿得到初步富集。

手选的原则是所选出的废石中有用成分的品位应低于选厂的尾矿品位。手选的主要缺点是需要大量的劳动力，劳动条件差。因此，只能在极个别情况下才允许使用。例如，我国某些钨矿、金刚石矿等尚有采用手选的，但也逐渐被光电选、重介质选矿代替。

有用矿物与废石之间的颜色、光泽差异愈大，手选效率愈高。为提高手选效率，应将矿石预先筛分、洗矿。手选的最适宜的块度是75～100毫米。手选处应有充分的照明。手选皮带速度一般为0.1～0.3米/秒。

二、按粒度、形状和硬度的选矿

原煤的加工可作为按粒度选矿的例子。在不同的筛子上按粒度把煤块分开，筛分结果得到符合工业需要的各粒级煤。含金、铂和其它金属的冲积矿床矿石也可用筛分来选别。

某些情况下，由于有用矿物和脉石在结构构造方面的特点不同，使其有不同的矿块形状。如石棉为纤维状，而共生的蛇纹石则为扁平块状。根据它们形状的差异，可以在特殊形状的设备（如反溜筛）上将它们分选。云母矿也常按形状进行筛选。

形状选矿可以在普通筛子及圆筒筛上进行。它可以作为选别的主要作业，也可以是辅助作业。

矿物硬度的差异也可作为选别的依据，脆而软的矿物破碎时，易于泥化，因此可在筛分或洗矿过程中将其与其它矿物分离。

三、光电选矿法

光电选矿是根据矿物之间光学特性（颜色、反射率、萤光性、透明度、透射性等）的差异，利用光电效应的原理分选矿物的一种方法。

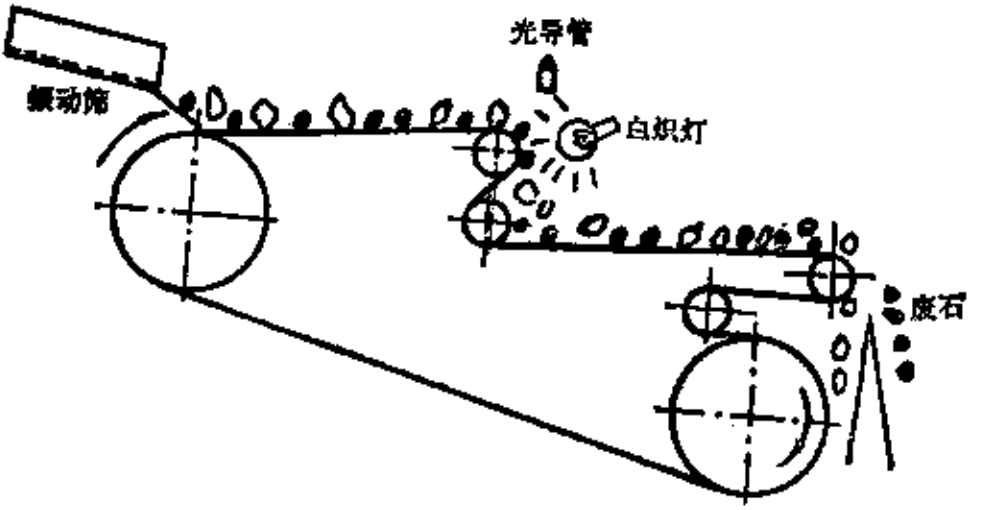


图 8-5　光电选矿原理示意

光电选矿可在一般的可见光照射下，利用矿块对光的反射率不同而进行分选。图8-5为某矿分离含钨石英岩和废石的光电选原理示意图。入选矿块在运输皮带上一个一个地通过光敏元件，由于含钨石英岩和废石反光的不同，光敏元件将反光的变化转变为电信号。光敏元件一般用光导管，它产生的电流比较小，需经过放大器放大，才能推动继电器使执行机构动作，从而将含钨石英岩与废石分开。除去废石后的含钨石英岩，品位可富集到光电选矿给矿的三倍左右，提高了重选给矿的品位，相对地增加了重选设备处理量。光电选矿可以部分代替繁重的手选法。

此外，还可以利用矿物在特殊光线下的电效应进行分选。如用 x 光电分选金刚石等。我国某金刚石矿采用 x 光电分选机处理油选、表层浮选、手选的尾矿，即作为精选工序的扫选作业。该种 x 光电分选机的结构如图 8-6 所示。机械部分包括振动给矿槽、x 光管装置、光电倍增管装置、分离打板、精矿尾矿箱和机体等。

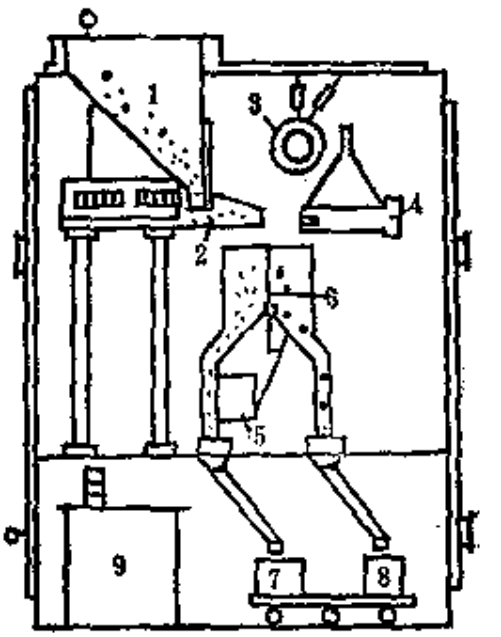


图 8-6 x光电分选机结构示意
1—矿斗；2—振动给料槽；3—x光管；4—光电倍增管；5—电磁线包；6—分离打板；7—精矿箱；8—尾矿箱；9—高压变压器

矿砂由矿斗 1 给到振动槽2上，振动槽有三条沟道，对应着三个光电倍增管 4。矿粒沿振动槽呈单行排列落入 x 光管3 的照射区时，金刚石产生浅蓝色萤光，被光电倍增管 4 接收，产生微弱的脉冲电流。这微弱的脉冲电流经放大系统放大后，使电磁线包 5 通电，于是分离打板 6 动作(向右偏移)，金刚石落入精矿箱7中。脉冲电流消失后，电磁线包断电，分离打板返回原位，尾矿进入尾矿箱8中。

四、摩擦选矿法

摩擦选矿是利用矿石中有用矿物和脉石沿斜面运动时摩擦系数的差异而分选的方法。摩擦系数大的颗粒运动速度小，而摩擦系数小的颗粒运动速度大。所以两种摩擦系数不同的颗粒，当到达斜面末端时具有不同的速度。利用这一原理，可将摩擦系数差异较大的矿物分开。

例如，选别石棉时由于蛇纹石的片状颗粒沿斜面的运动速度较大，故沿抛物线的轨迹离开斜面。而石棉纤维沿斜面的运动速度较小，故离开斜面时以近于垂直线的轨迹落下。

摩擦选矿机有固定工作面的倾斜板式摩擦选矿机(图8-7,a)、

带圆辊的倾斜板式摩擦选矿机（图8-7,*b*）；有可动工作面的圆筒形摩擦选矿机（图8-7,*c*）及带式摩擦选矿机（图8-7*d*）。

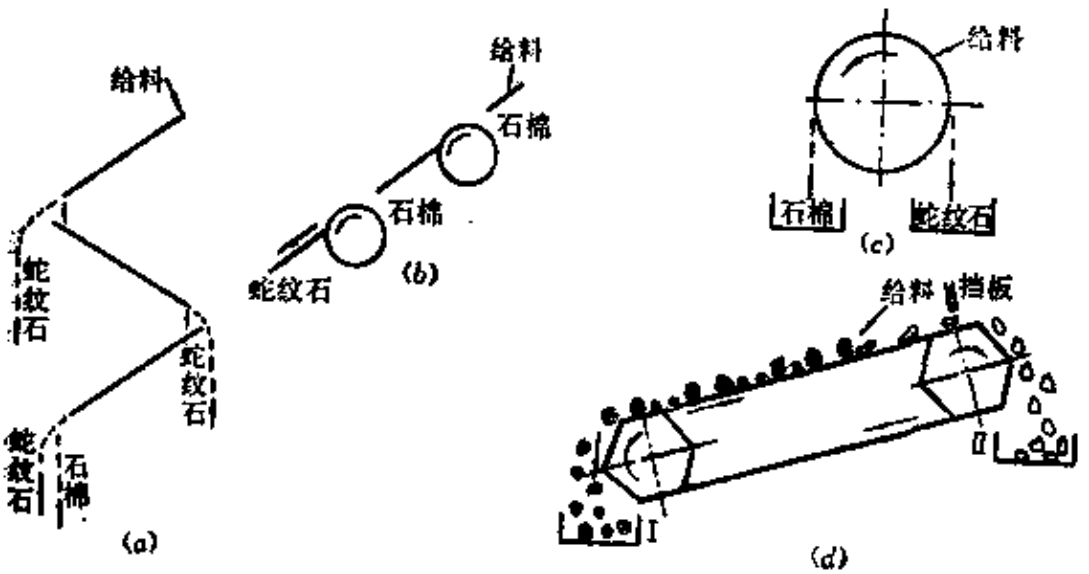


图 8-7　摩擦选矿示意图

带式摩擦选矿机比倾斜板式选矿机所占高度小，但其生产率也较低。

第三篇　精、尾矿处理

第九章　精　矿　脱　水

第一节　概　　述

一、精矿脱水的意义与作用

精矿含水量是衡量精矿质量的标准之一。

各种湿式选矿设备生产的精矿产品，都含有大量的水分，水的重量常为精矿干料重量的几倍。例如，摇床精矿约为5～9倍；跳汰精矿约为2～7倍；湿式磁选精矿约为2～5倍；浮选精矿约为4～5倍。为了便于装运，降低运费及满足进一步加工的需要，必须要把精矿水分降到国家规定的标准。同时，回水再用也是节水的途径之一。因此，精矿脱水在选矿工艺中具有重要意义。现将国家关于精矿质量的水分限制标准列于表9-1中。

在湿式选矿厂，脱水作业是一种不可缺少的辅助作业。

国家对几种精矿含水量的规定　　表 9-1

精　矿　品　种	限制水分的标准
铜、铅、锌、镍	平时≯12%，冬季≯8%
各种铁精矿	平时≯12%，冬季≯7%
炼焦用的精煤	平时≯ 8%，冬季≯5%
磷精矿、硫精矿（硫化铁）	平时≯12%，冬季≯8%
钒精矿	≯10%
锑精矿（硫化锑）	≯5.5%
钽精矿	≯4%
铋精矿	≯2%
钨精矿（包括合成白钨）	≯0.5%
萤石精矿	≯0.5%

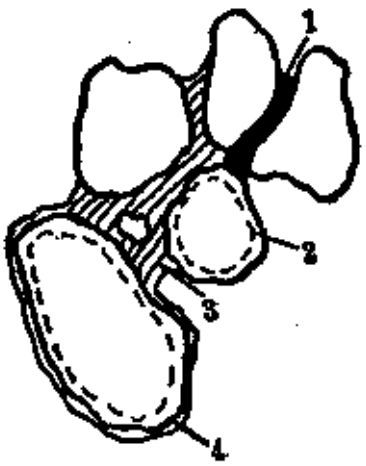


图 9-1 精矿含水的种类
1—毛细水；2—吸湿水；3—重力水；4—薄膜水

二、固体散粒物料中水分的性质

精矿产品所含水分有四类(图9-1)：

1．重力水分

固体颗粒之间空隙中那部分在重力作用下可以自由流动的水分，就叫做重力水分。它是物料中最容易脱去的水分。

2．毛细水分

固体颗粒之间形成比较细小的孔隙，能够产生毛细管作用。受毛细管作用而保持在这些细小孔隙中的水分就叫毛细水分。

3．薄膜水分

由于水分子的偶极作用，将在固体颗粒表面上形成一层水化薄膜，这部分水分就叫做薄膜水分。这是较难脱除的水分，即使采用强大的离心力也很难把它脱去。

4．吸湿水分

由于固体颗粒表面的吸附作用，把水分子吸附在它的表面上，并通过渗透作用而达到固体颗粒的内部。附着在颗粒表面的水分叫吸附水分；渗透到颗粒内部的水分叫吸收水分，二者合称吸湿水分。即使用热力干燥的方法也不能把它全部除尽。

三、脱水方法和脱水流程

1．脱水方法

根据物料水分的特点，应采用与它的性质相适应的脱水方法。由于物料中同时存在着几种性质不同的水分，故往往是几种方法互相配合进行脱水。

脱水的顺序是先易后难，由表及里。对于重力水分可采用沉淀浓缩、自然泄水或自过滤的方法。也就是利用固体颗粒或水分本身的重力来脱水。对毛细水分采用强迫过滤的方法，就是利用

压力差或离心力使水分从固体颗粒中分离出来。至于薄膜水分和吸湿水分则只能采用热力干燥的方法。

2．脱水流程

根据物料所含水分的性质，目前在选矿厂中，常用两段和三段脱水流程，一段脱水流程应用较少。如果对精矿产品水分限制不严或精矿脱水性能较好的，采用浓缩、过滤两段脱水流程比较简单经济。对于细粒精矿产品或精矿产品水分限制较严的，则采用浓缩、过滤和干燥三段脱水流程。但干燥脱水作业费用较高，而且精矿损失大。所以，北方的一些选厂在夏季时采用两段脱水，到冬季（结冰期）才采用三段脱水。

一般，浓缩产品的浓度约为40～60%；过滤后滤饼的水分在15～20%，个别容易过滤的物料可能低于10%；干燥产品的水分在10%以下。

第二节　沉淀、浓缩

一、沉淀浓缩的基本原理

矿浆中的固体颗粒，在重力作用下向容器底部沉淀，清水则被挤向上方，使较稀的矿浆分出澄清液和浓矿浆的过程，称为沉淀浓缩。

对于不连续作业的沉淀过程如图9-2所示。

将微细的矿粒与水混合配成一定浓度的矿浆后，装入玻璃量

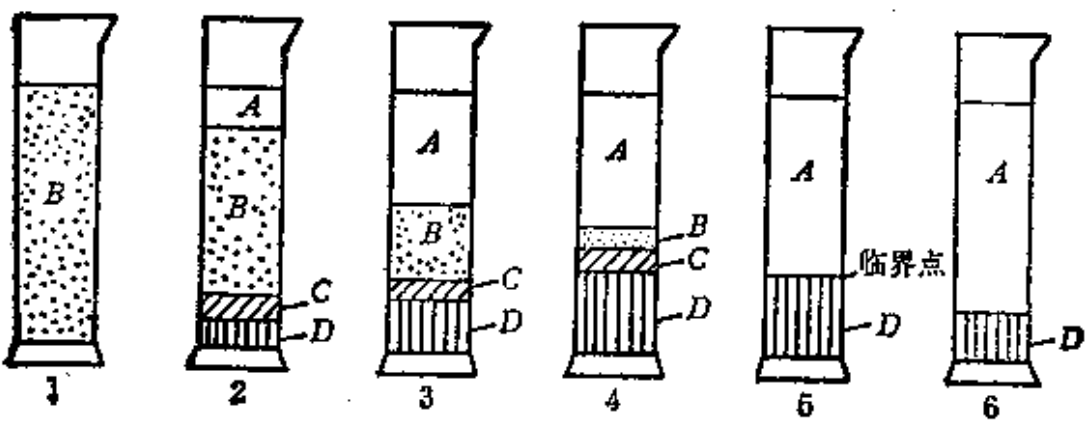


图 9-2　矿浆沉淀过程示意

A—澄清区；*B*—沉降区；*C*—过渡区；*D*—压缩区

筒中，经过均匀搅拌后，静置桌上，细心观察则可发现：沉淀开始前，悬浮液的浓度很均匀，如图9-2中量筒1所示。当沉淀开始时，悬浮的矿粒即以不同的沉降速度下沉。较大的颗粒沉降较快，于是容器的底部即有浓密的矿浆逐渐堆积，如量筒2的D区，称为压缩区。同时上层有澄清液体出现，如量筒2的A区，称为澄清区。在澄清区下面是沉降区B，它的浓度与开始沉降前悬浮液浓度相同。B区与D区之间，没有明显的分界面，它们之间存在一个过渡区，即C区。随着沉淀过程的进行，D区和A区逐渐增加，而B区则逐渐减小以至消失，随后C区也消失，如量筒5所示。最后只剩下A区和D区，如量筒6所示。

观察时，每隔一定时间记录一次澄清区A与沉降区B的交界面位置。以沉淀时间为横坐标，澄清区的高度为纵坐标，可绘制沉降曲线，如图9-3所示。它可作为计算浓缩机的依据。

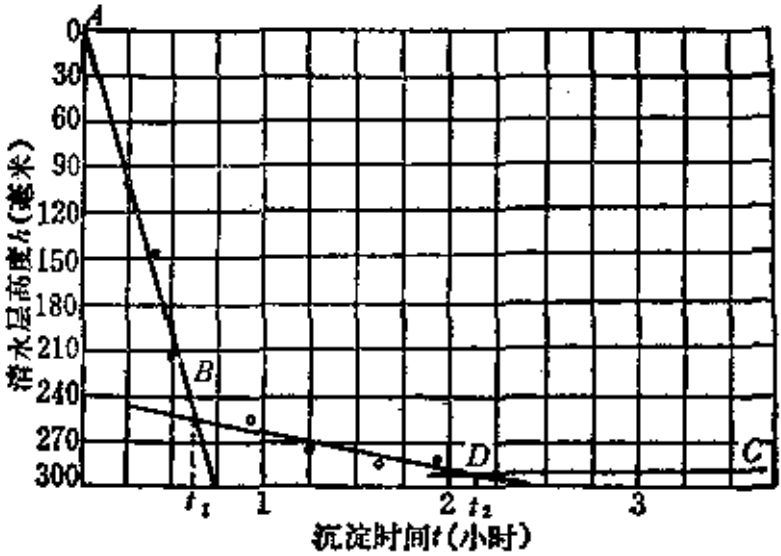


图 9-3　沉降曲线

沉降曲线由两个直线段AB和BD组成，交点B称为临界点。在临界点到达之前（即经过的沉淀时间小于t_1时），与澄清区交界的是沉降区。因此，这时矿浆的澄清速度由沉降区中沉降速度决定。在临界点到达之后（即经过的沉降时间大于t_1时），与澄清区交界的是压缩区，矿浆的澄清速度由压缩区的沉降速度决定。

由沉降曲线可以看出，沉降区和压缩区的矿浆都是等速沉降的。

在连续操作的浓缩机中，矿浆沉淀过程的分区现象如图9-4所示，也分为澄清区A，沉降区B，过渡区C及压缩区D。但在D区下面还有耙子运动的锥形面E区。

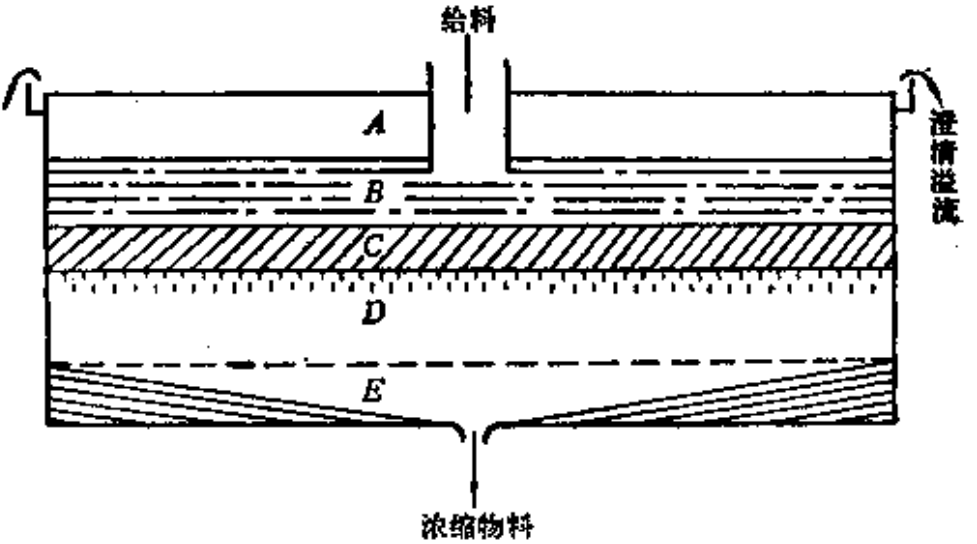


图 9-4 矿浆在浓缩机中的沉淀过程

A—澄清区；B—沉降区；C—过渡区；D—压缩区；E—耙子区

二、浓缩机

1．周边传动式浓缩机

直径较大的浓缩机都采用周边传动式，其结构示于图9-5中。池子由混凝土筑成，池中央有一个钢筋混凝土支柱，用来支承耙子机构的一端及矿浆槽等。耙子机构的另一端借助于传动小车支承在池子周边的环形钢轨上。为增加牵引力，防止小车轮子打滑，在环形钢轨的外缘增设一与其平行的环形齿条。在小车轮轴上增设一个齿轮与环形齿条啮合。传动小车上装有电动机、减速器、小车轮及齿轮等传动部件。借此带动整个耙子机构在池中转动。

浓缩机的规格以池子的周边直径（米）表示。

周边传动式浓缩机设有提升装置，一般是安装过载继电器以保护电动机。消除耙子过载的方法，一般是加速排料并用高压水冲洗排料口。电机的电源引入采用滑环集电接点装置。

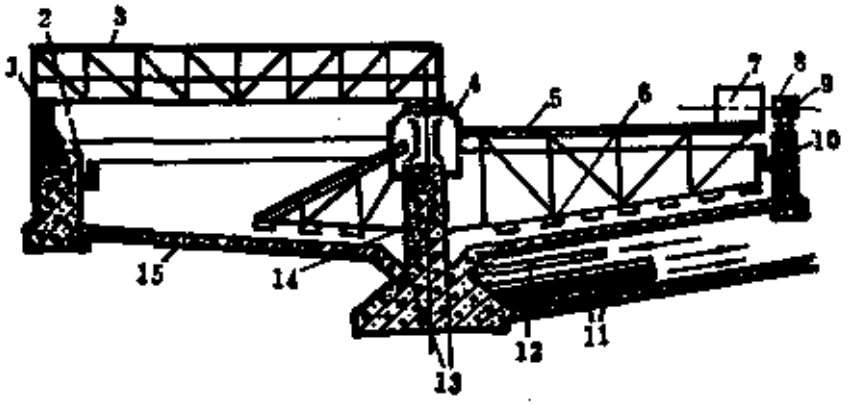


图 9-5　周边传动式浓缩机结构示意

1—齿条；2—小车轮轨；3—矿浆槽及支架；4—进浆圆筒；5—耙架；6—耙齿；7—传动小车；8—小车轮；9—齿轮；10—溢流槽；11—排料管；12—高压水管；13—沉砂排矿口；14—中心支柱；15—池体

矿浆沿矿浆槽流入中央进浆圆筒，并在池中沉淀，沉淀物从沿中心支柱外围分布并装有铸铁漏斗的排料口（一般2～4个）排出。澄清溢流从周边的环形溢流槽流出。

2．中心传动式浓缩机

中心传动式浓缩机多为中、小型的，其结构示于图9-6中。它是由池子、耙子及其传动机构等部分组成。池子为圆形，底部成圆锥漏斗形，与水平面约成6～10°角的倾斜。池底中心位置上开一个圆锥形排料口。池子一般由混凝土筑成，尺寸较小的池子也可用钢板焊成。在池子的中心竖轴上悬挂着耙子机构。耙子机构由耙臂、耙齿及加固用的拉条组成，两对耙臂互相垂直成十字形。耙子与耙臂成大约30°的倾斜角度安装在耙臂上。竖轴由蜗轮传动机构驱动，并带动整个耙子机构在池子中旋转，将浓缩产品耙至中间的排料口排出。竖轴上设有手轮和离合器等组成的提升装置，以便过载时或停机检修时将耙子提起，平时可以用它来调节耙子的高度。池子上部的中央安装一圆形给料筒，矿浆由管道引入给料筒进入浓缩机，进行浓缩沉淀。溢流水由池子周边的环形溢流槽排出。

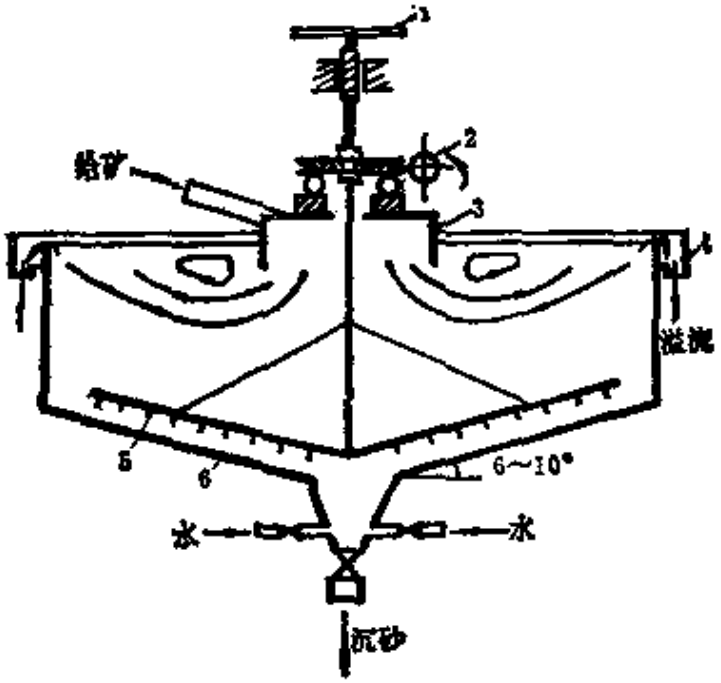


图 9-6　中心传动式浓缩机结构

1—手轮；2—蜗轮传动机构；3—给矿筒；4—溢流槽；5—耙架；6—池体

浓缩机的优点是构造简单，操作容易，电能消耗少，技术指标较高。其缺点是占地面积大，不适宜于浓缩大于0.3毫米的物料，否则很容易淤塞。

第三节　过　　滤

一、概述

过滤是指矿浆在多孔的过滤介质（如滤布）上进行固相与液相分离的过程。

过滤的任务就是要脱去物料中大部分毛细水分。所以必须借助于一定的外力作用。过滤方法示意如图9-7所示。

过滤介质是一种多孔性物质。选矿厂常用滤布作过滤介质。过滤介质上的小孔称为滤孔。滤孔的大小可以大于固体颗粒直径好几倍。由于固体颗粒在滤孔上面能形成一种拱状结构，如图9-8所示，所以固体颗粒不会从滤孔中穿透过去，而水则能顺利地流过去。过滤刚开始时，滤液有点浑浊，但稍后，当滤孔上逐渐形成拱状结构时，滤液就变清洁。在生产实践中，通过试验选择适

合于物料性质且经济耐用的滤布是十分重要的。

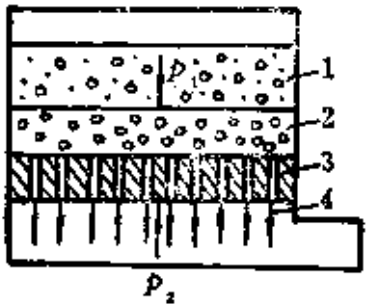


图 9-7. 过滤方法示意
1—滤浆（矿浆）；2—滤饼；3—过滤介质（滤布）；4—滤液

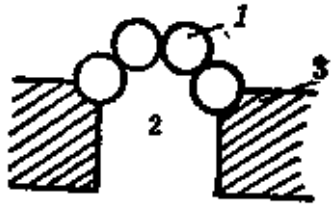


图 9-8 拱状结构示意
1—固体颗粒；2—滤孔；3—过滤介质

过滤速度是单位时间内通过 1 平方米过滤面积的滤液流量。它与许多因素有关。其中最重要的是过滤介质两边的压力差。根据产生压力差的方法不同，过滤机分为以下几种类型：

1）重力过滤机　液体在本身重力的作用下透过滤布排出。

2）真空过滤机　利用真空泵造成的真空吸力，使液体透过滤布被吸出。

3）压滤机　利用矿浆泵或空气压缩机对矿浆施加压力，使液体透过滤布进行过滤。压滤机多用在化工工业中。

4）离心过滤机　利用离心力作为过滤的推动力，使液体透过滤布排出。这种过滤效率较高，但技术条件要求也较高。

5）磁过滤机　是我国研制成的一种新型设备。应用在磁选厂对磁性产品进行过滤。

二、过滤设备

目前金属矿精矿脱水用的真空过滤机，有内滤式真空圆筒过滤机、外滤式真空圆筒过滤机、圆盘式真空过滤机和磁滤机。

1．外滤式真空圆筒过滤机

外滤式真空圆筒过滤机的结构与工作原理示于图 9-9 和图9-10中。

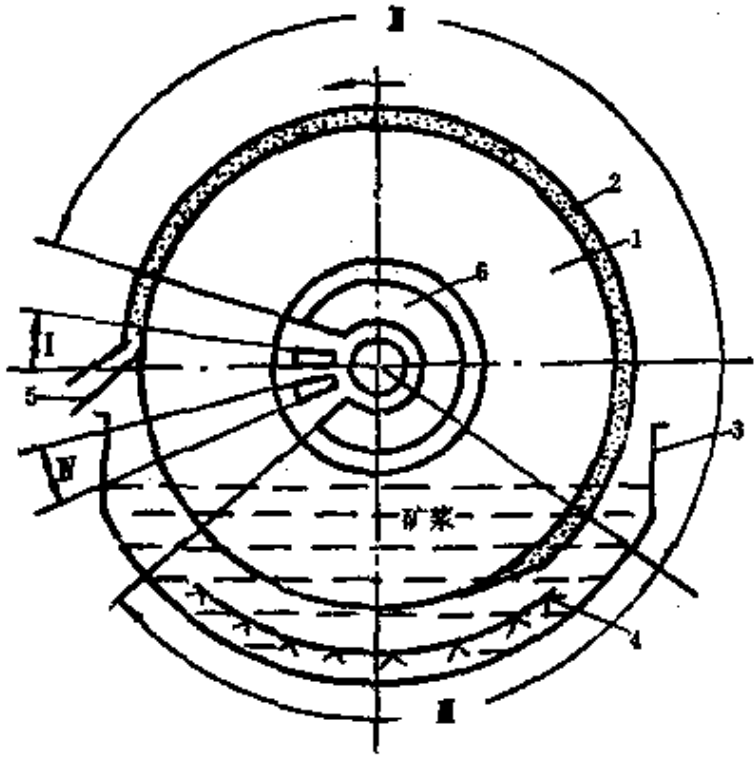


图 9-9　外滤机工作原理示意

Ⅰ--卸料区；Ⅱ—脱水区；Ⅲ—过滤区；Ⅳ—滤布清洗区；

1—筒体；2—滤饼；3—矿浆槽；4—搅拌器；5—刮板；6—分配头

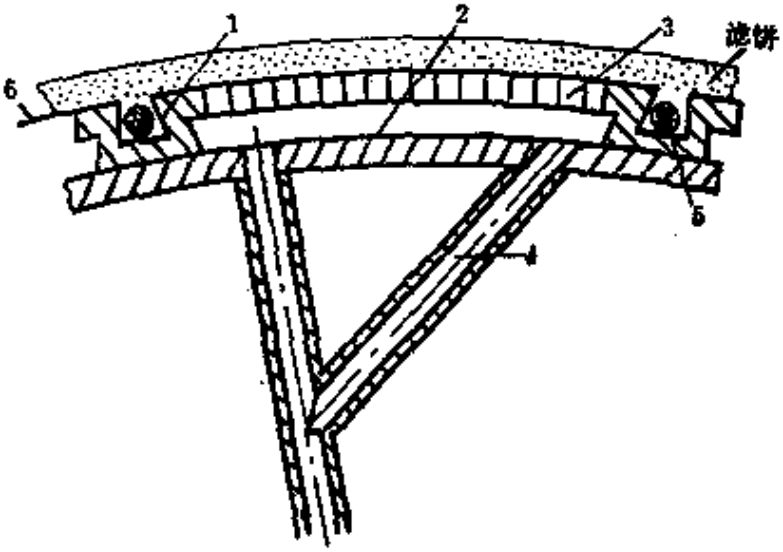


图 9-10　外滤式过滤机转鼓一个过滤室的横断面

1—隔条；2—筒皮；3—过滤板；4—管子；5—胶条；6—滤布

外滤式真空圆筒过滤机主要由圆筒（滤鼓）；分配头（分配活门）；矿浆槽、搅拌器、刮板及传动机构等部分组成。

圆筒为铸铁或木料或塑料制成。圆筒表面一般分隔成24个过滤室。过滤室之间互相隔开，每个过滤室都分别用管子与分配头相连接。滤布覆盖在圆筒的外表面上，滤布下面有滤网或缝条支撑。滤布的外表面用铁丝缠紧。过滤时，在圆筒的外表形成滤饼层，所以称为外滤式真空圆筒过滤机。

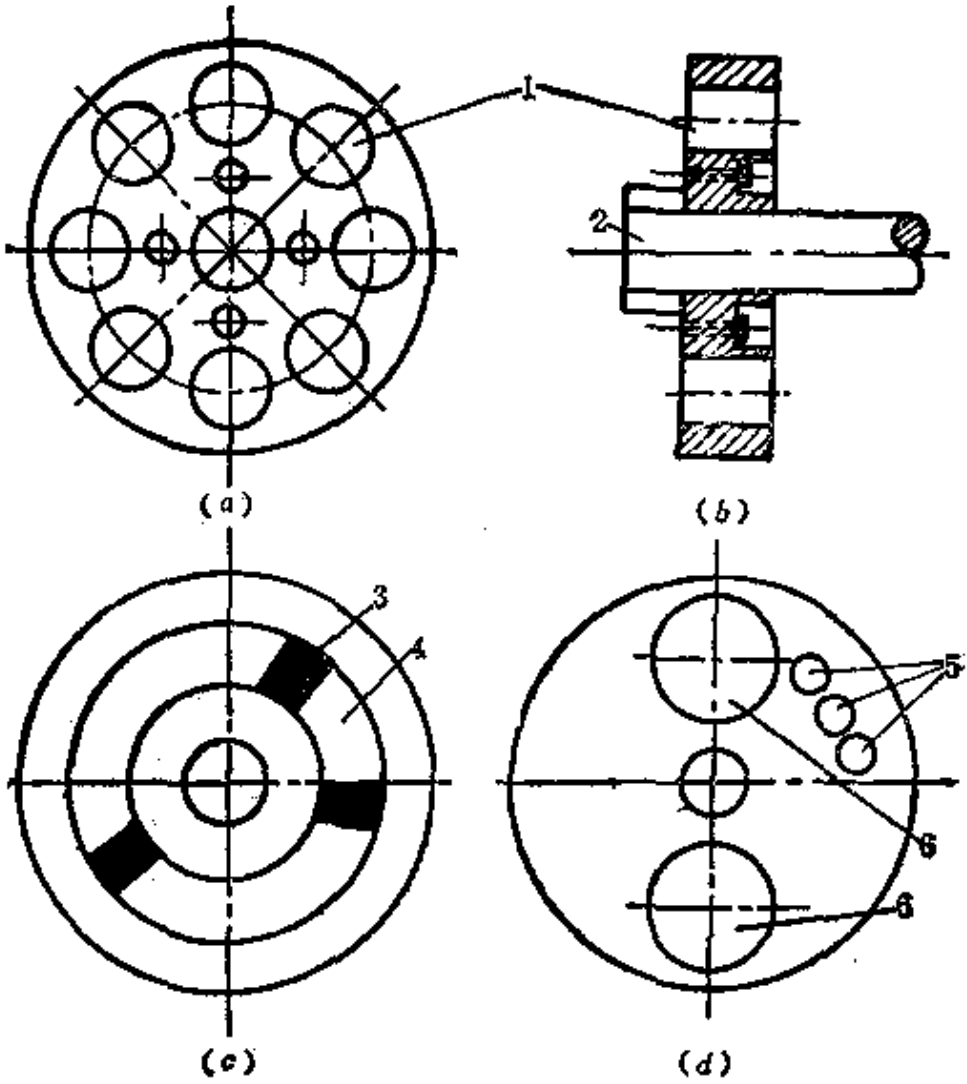


图 9-11　分配头主要部件示意图

(a) 不可更换的配气盘；(b) 可更换的配气盘；(c) 固定分配盘（内接触面）；(d) 固定分配盘（外面）

1—配气孔；2—导栓；3—隔板；4—环形沟槽；5—接压风机；6—接真空泵

过滤机的分配头如图9-11所示。两个小圆盘的周边上都有数目相同、直径相等、且互相吻合的孔眼，它们起分配气流的作用，称为配气盘。其一为可更换的（图9-11，b），另一个装在筒体轴端，为不可更换的配气盘（图9-11，a）。两者用螺钉连接成一体，每个孔通过内部的管子与一个过滤室相连通，它们随着滤鼓一道旋转。与外部管道相连接的那一块圆盘称为固定分配盘（图9-11，c，d）。（c）为与转动的配气盘接触的那一片，（d）为与外部管道相连接的那一片。固定的分配盘用螺帽及弹簧压紧在螺栓上，同转动的配气盘互相弥合。固定分配盘位于里侧的那一片（c），对着转动配气盘周边小孔的位置，做成环形沟槽，并用隔板把环形沟槽分隔为三个区，即过滤区、洗涤区、吹风区。如果滤布不需要清洗，只要分成两个区域即可。

过滤区与接真空泵的管道相通，吹风区与接空压机的管道相通。

过滤圆筒的转动，由电机通过蜗轮传动机构带动。矿浆槽下部的搅拌器是由伞齿轮来带动链轮及链条传动的。

筒式外滤真空过滤机的规格以过滤面积（米^2）表示。过滤机的滤鼓转速为5～15转/小时，过滤机真空度常为500～600毫米水银柱。使滤饼脱下的吹风压力为0.3～0.8公斤/厘米^2，滤饼含水一般为15%左右。

2. 内滤式真空圆筒过滤机

内滤式真空圆筒过滤机的滤布是装在内圆筒的内壁上，利用内表面作过滤面，同时，利用圆筒本身的下部容纳矿浆，不需要矿浆槽。与分配头连接的管子装在滤鼓的外部。在圆筒内表面形成的滤饼层由装在圆筒内的刮板刮下，通过斜槽（漏斗）卸入运输机运至圆筒外面。其分配头和过滤的工作原理与外滤式真空圆筒过滤机相同，见图9-12。此种设备适用于沉降速度快的粗粒精矿及有磁性团聚现象的铁精矿。由于最粗的颗粒先沉淀到滤布上，其次是中等颗粒，最后才是细粒。所以能形成一种由粗到细的滤饼层，可以提高过滤效率。这种设备在黑色金属选矿厂使用较多。

但由于它的构造比较复杂，操作和检修不便，近年来已逐渐被真空永磁过滤机所代替。其规格表示方法与外滤式相同。

3．圆盘式真空过滤机

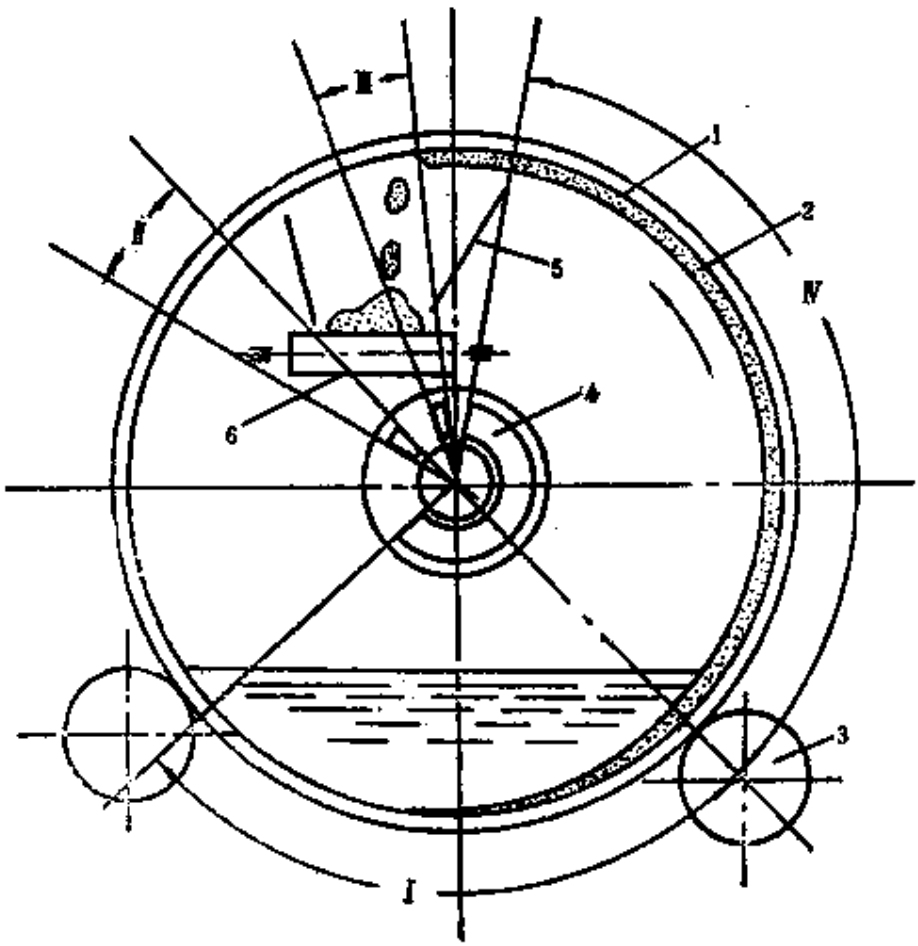


图 9-12　内滤式真空过滤机原理示意

Ⅰ—过滤区；Ⅱ—滤布清洗区；Ⅲ—卸料区；Ⅳ—脱水区

1—筒体；2—滤饼；3—托辊；4—分配头；5—漏斗；6—皮带运输机

圆盘式真空过滤机的过滤面与圆筒过滤机不同，其工作原理则是相同的。其构造如图9-13所示。在轴承上回转的水平空心轴固定有钢制的穿孔圆盘，每个圆盘由12个扇形片组成，每个扇形片带有圆形管与空心轴的孔相通。滤布制成扇形布袋套在扇形片上，扇形片由隔条和夹板所支承，并有螺丝将两相邻的扇形片夹紧。扇形片的结构如图9-14所示。

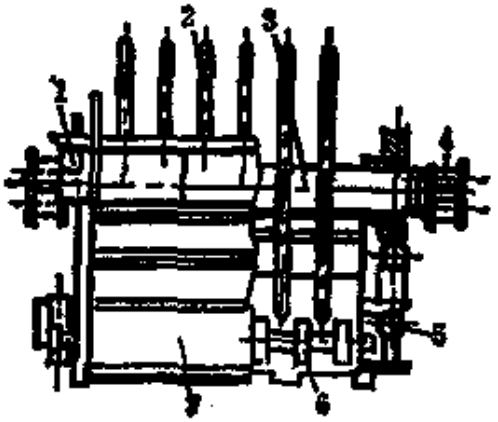


图 9-13 圆盘式真空过滤机
1—瞬时吹风系统；2—过滤盘；3—轴；4—分配头；5—传动装置；6—搅拌器；7—槽体

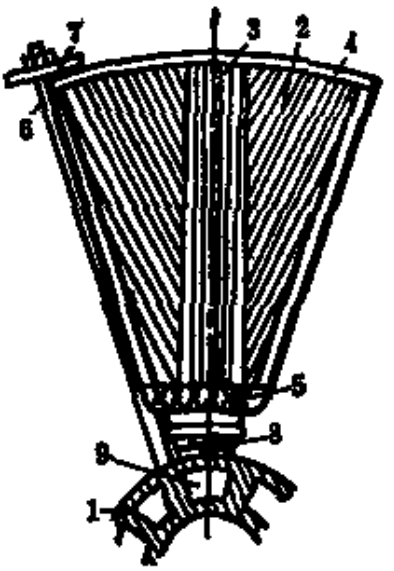


图 9-14 扇形片结构示意
1—过滤机的空心轴；2—筋条；3—扇形片；4—木条；5—空心夹条；6—带螺帽的螺条；7—压板；8—螺钉；9—空心轴孔道

需过滤的矿浆送入容浆槽中，并常保持在溢流槽的水平。圆盘的一部分浸没在容浆槽中。容浆槽是一个半圆柱形的槽子，但一半为齿形槽。过滤时，滤饼从齿形槽的两侧借刮刀和吹风作用而卸入漏斗。

圆盘式真空过滤机的优点是过滤面积大，占地面积小，生产能力较高，结构紧凑，使用灵活，易看管。适用于处理各种有色金属矿，我国大型的有色金属选矿厂多采用它。

4．真空永磁过滤机

真空永磁过滤机结构如图9-15所示。它主要由筒体、传动装置、磁系、给矿槽和分配头等部分组成。

真空永磁过滤机的构造类似于筒型外滤式真空过滤机，不同之处是筒体内装有锶铁氧体永磁磁系，给矿槽在筒体的上部。当矿浆进入给矿槽之后，其中的磁性矿粒在磁力和本身重力作用下，呈磁簇状迅速地吸附在筒体的滤布上，并随筒体转动，在磁系极性变化的方向上完成两次磁翻滚后形成滤饼。滤饼厚且透

气性好，故易于使滤饼脱水，且生产能力较高。

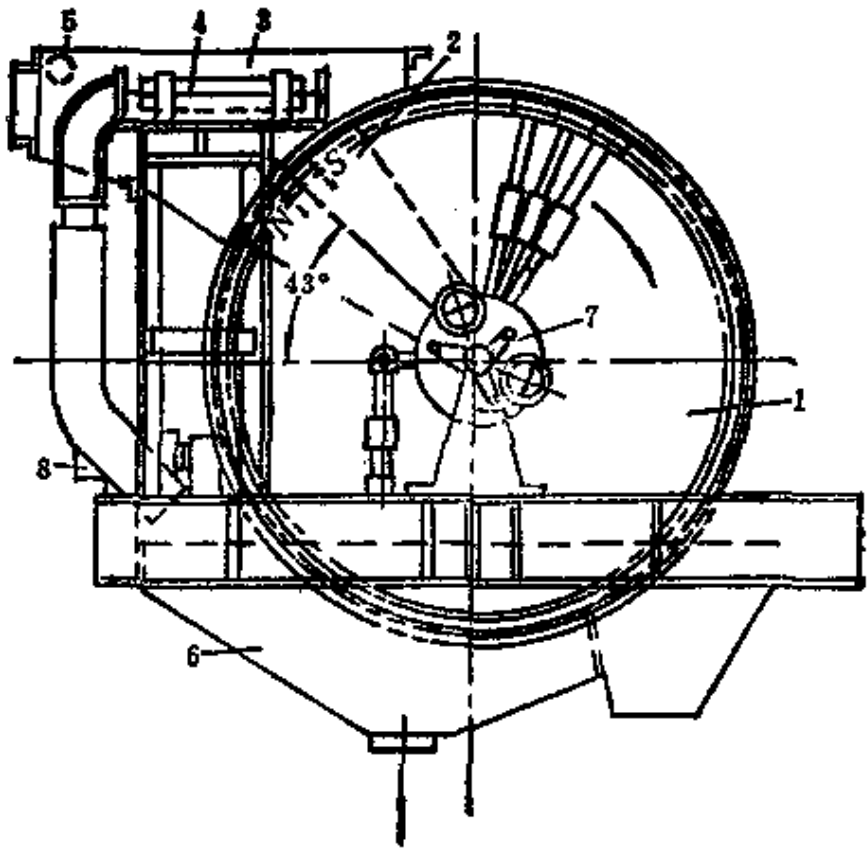


图 9-15　真空永磁过滤机结构示意

1—筒体；2—磁系；3—给矿槽；4—溢流堰；5—给矿管；6—溢流槽；7—分配头；8—传动装置

真空永磁过滤机主要适于粒度较粗的强磁性矿物的脱水。实践证明，矿粒越粗，其生产效率越高。它比同规格的外滤式过滤机效率高2～3倍。

第四节　干　　燥

一、概述

干燥是利用热能蒸发固体物料中的水分，从而脱水的作业。干燥能除去残留在物料中的毛细水分、薄膜水分及部分吸湿水分，是一种最彻底的脱水方法。

在选厂的三段脱水流程中，干燥作业消耗大量燃料、动力，

费用最高。同时干燥过程对设备磨损很大。所以，一般只有在过滤后的精矿水分达不到规定标准、或用户对产品水分有特殊要求时，才采用干燥作业。

干燥时，物料的加热方法有直接加热法和间接加热法。直接加热是加热的气体既作载热体又作干燥介质。加热气体与干燥物料直接接触时，既向物料传热，又带走从物料中蒸发出来的蒸汽。间接加热是作为载热体的热气体不与物料直接接触。其热量是利用器壁的热传导传给物体，而物料中蒸发出来的蒸汽，则借助另外的气体作介质而带动。由于直接加热法效率高，故工业上多采用它。而间接加热法效率低，装置复杂，仅在处理特别稀贵的精矿时才采用之。

二、圆筒式干燥机

干燥机按其构造不同分为膛式干燥机、管式干燥机、蒸汽列管式干燥机、圆筒式干燥机等多种型式。金属矿选厂最常用的是并流式直接加热圆筒干燥机。其结构如图9-16所示。

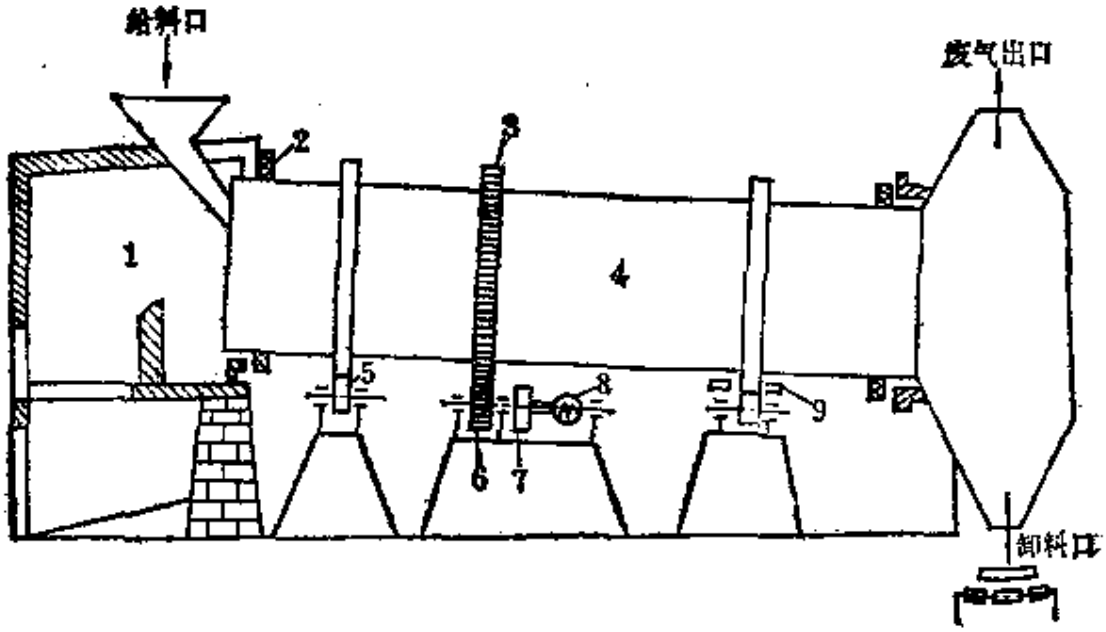


图 9-16 圆筒干燥机结构示意

1—燃烧炉；2—密封装置；3—齿轮；4—回转圆筒；5—支承托轮；6—传动齿轮；7—减速箱；8—电动机；9—挡轮

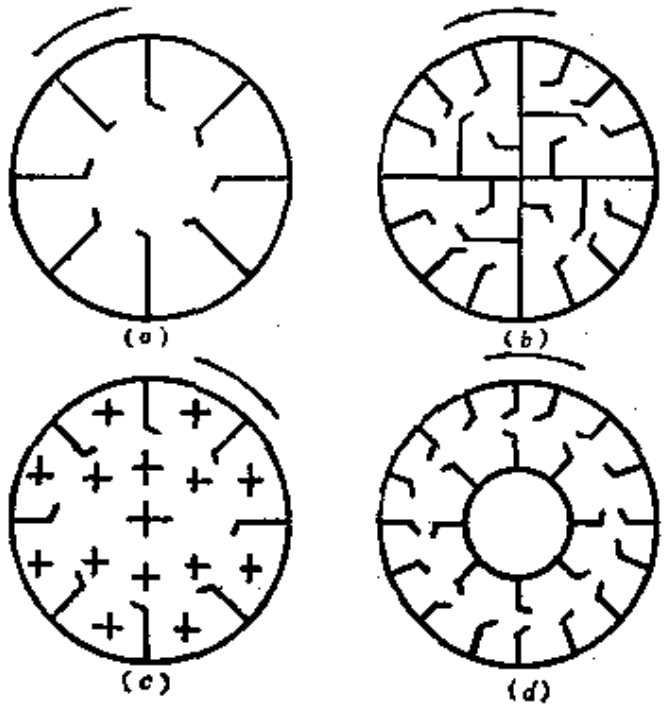


图 9-17　常用的抄板形式

(a) 升举式；(b) 四格式；(c) 十字式；(d) 套筒式

干燥机的主体是一与水平倾斜1°～5°安装的钢制圆筒。筒体内装有抄板。筒体外壳装有两个轮箍，支承于托轮上。筒体外壳上还装有大齿轮，与减速箱的小齿轮相啮合而得到传动。托轮可以横向移动，调整两个托轮之间距即可改变筒体倾角。为防止转筒轴向移动，使两托轮安装时轴心不平行，当筒体回转时，借此产生轴向推力，阻止其向下移动。同时还可借安装在轮箍侧面的挡轮免其下移。

干燥机工作时，在燃烧炉中燃烧煤，产生烟道气，由给矿端进入筒体。湿物料由给料口进入筒体与烟道气直接接触。筒体回转时，物料借助抄板抄起、分散，并与热气流充分接触。同时逐渐由给矿端移向排矿端。于是湿物料受热而干燥。废气由排矿端密封罩上部的抽气管借助抽气机吸入收尘系统并排出。干燥产品则由罩子下部排卸到运输机上运走。

抄板的常用形式如图9-17所示。对于大块物料和易于粘在筒体内壁上的物料，常用升举式抄板（图9-17*a*）；对于不易分散的粘性物料，常用四格式抄板（*b*）；对于较脆的易散物料常用十字

形抄板（c）;对于间接加热的圆筒式干燥机，常采用套筒式抄板（d）。抄板可以分布在整个筒体内，亦可在距给矿端1～1.5米处安装螺旋形导料板，使物料迅速而均匀地送到抄板上。为避免干燥后的物料扬起粉尘而为废气所带走，在排矿端1～2米处不安装任何抄板。

物料在干燥机中所占的体积与圆筒体积之比，称为充填系数或充填率。采用升举式抄板时，充填系数为20%；采用十字形抄板时，充填系数为25%。

圆筒干燥机的规格以筒体直径和长度来表示，如ϕ1米×5米。

第十章 尾 矿 处 理

矿石经过选别之后，将有大量尾矿产生。其中常还含有目前技术水平暂不能回收的有用成分。浮选厂尾矿中含有大量药剂，有些甚至是剧毒物质。为了综合利用国家资源及消除对环境的污染，必须采取有效措施对尾矿进行处理。目前国外已出现少数“无尾矿”选矿厂，使尾矿得到了充分利用。变废为宝，化害为利，这是尾矿处理的重要原则。

选矿厂的尾矿设施一般包括尾矿贮存系统；尾矿输送系统；回水系统以及尾矿净化系统。图10-1为尾矿设施示意图。

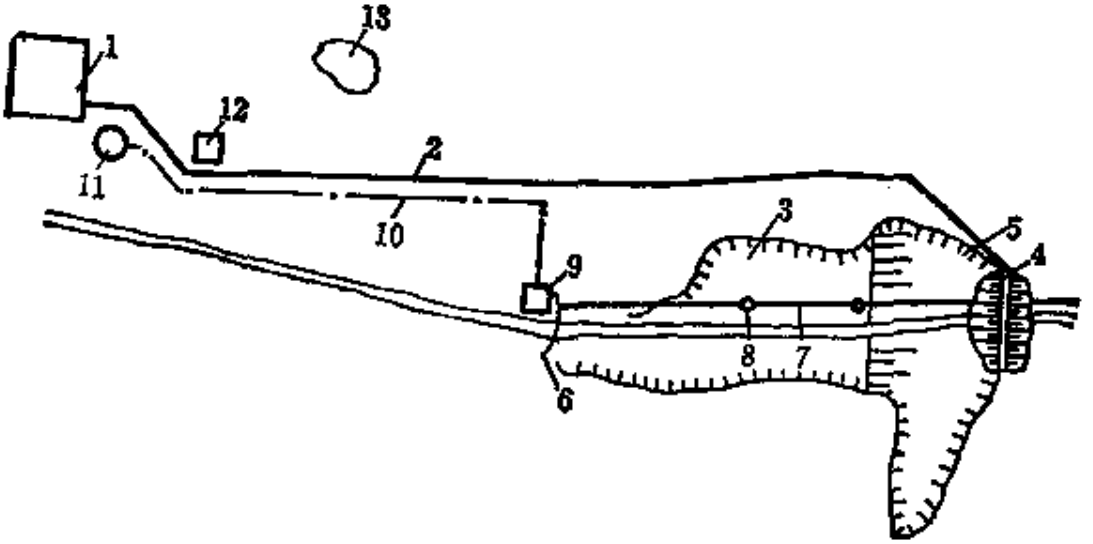


图 10-1 尾矿设施示意图

1—选矿厂；2—尾矿运输管；3—尾矿沉淀池；4—初期坝；5—尾矿堆积坝；6—进水头部设施；7—排出管；8—排水井；9—水泵房；10—回水管路；11—回水池；12—中间砂泵站；13—事故沉淀池

第一节 尾矿的贮存与输送

尾矿贮存系统是尾矿设施的主体。尾矿沉淀池和尾矿坝是其主要构筑物。

一、尾矿沉淀池

按照地形条件及建筑方式，尾矿沉淀池可分为三种类型：

1．河谷型的尾矿沉淀池

此种尾矿沉淀池系由封闭河谷口而成。其优点是坝身短，初期坝工程量较小，生产期间用尾矿堆坝也容易。缺点是积水面积大，因而流入尾矿沉淀池内的洪水量大，使排水构筑物复杂。

2．河滩型的和坡地型的尾矿沉淀池

利用河滩或坡地筑成的尾矿沉淀池，通常是由三面围筑而成。其优点是积水面积小，排水构筑物简单。缺点是三面筑坝，坝身较长，初期坝工程量较大，生产期间用尾矿堆坝也较不便。

3．平地型的尾矿沉淀池

此种沉淀池系利用平坦地段由四面围坝而成。其优点是积水面积小，排水构筑物简单。缺点是四面筑坝，坝身长，初期坝工程量大，生产期间操作管理不便。这类尾矿沉淀池通常是在当地缺乏适当的河谷、河滩、坡地或在上述两类尾矿沉淀池都不合适时才采用。

二、尾矿沉淀池初期坝

尾矿坝通常包括初期坝和尾矿堆积坝两部分。前者是尾矿沉淀池投入生产前用土、石料等堆筑的基本坝。后者是尾矿沉淀池投入生产后，在初期坝的基础上用尾矿砂或粘土堆筑的坝。尾矿坝的作用是使尾矿沉淀池形成一定容积，便于尾矿矿浆能堆存其内。

初期坝的构造如图10-2所示。对初期坝的要求，视选厂的规模大小、使用年限的长短、需要回水量的多少以及对下游安全程度的影响而有所不同。使用年限较长的大型尾矿沉淀池，回水量大以及对下游安全威胁较大者，应该筑成坝身较高，比较坚固的初期坝。一般情况下，土坝是最经济的，只在当地无适宜的土壤或对坝要求较高时，才用石料堆坝。但是它与水坝比，其技术要求较水坝低，这是因为尾矿沉淀池中贮存的是尾矿矿浆，靠初期坝内坡的尾砂厚度及高度是逐渐增大的，这样就增强了坝的稳定性。

当尾矿场处在天然山谷中时，初期坝应与山谷方向垂直修筑。

平地型尾矿沉淀池的初期坝则应修筑在四周。

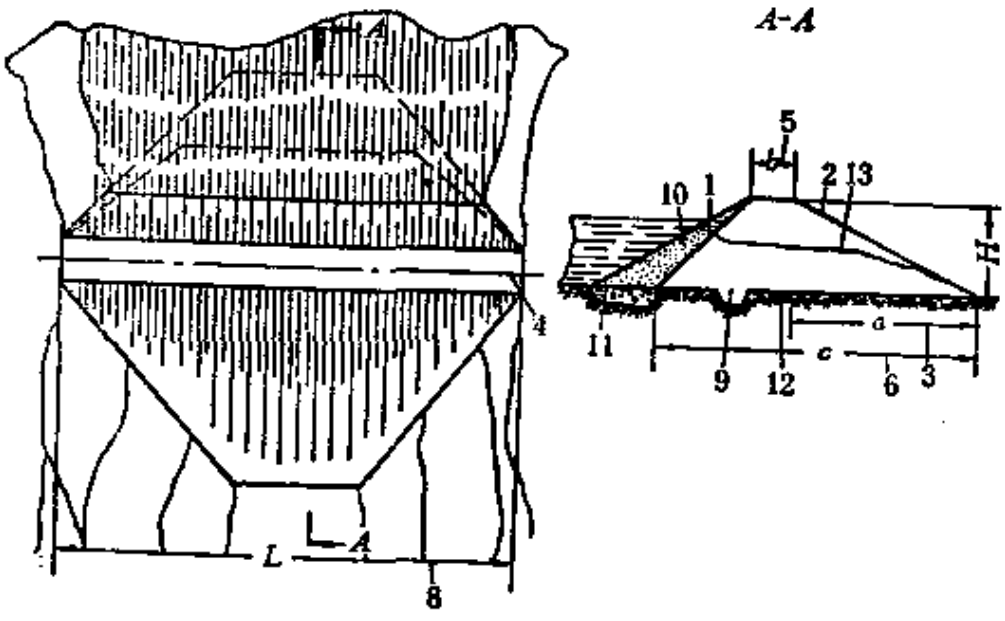


图 10-2 初期坝的构造

1—内坡；2—外坡；3—坡底宽；4—坝顶；5—坝顶宽；6—坝底宽；7—坝高（H）；8—坝长；9—隔水壁；10—护坡；11—护根层；12—坝底；13—浸润线

三、尾矿的输送系统

对于干式选矿厂的尾矿，一般可采用箕斗或矿车、皮带运输机、架空索道或铁道列车等运输。

对于湿式选矿厂，尾矿多以矿浆形式排出，所以必须采用水力输送。常见的尾矿输送方式有自流输送、压力输送和联合输送三种。

自流输送是利用地形高差，使选厂的尾矿矿浆沿管道或溜槽自流到尾矿沉淀池。自流输送时，管道或溜槽的坡度应保证矿浆内的固体颗粒不沉积下来。这种方式简单可靠，不需动力。

压力输送是借助砂泵用压力强迫扬送矿浆的方式。由于砂泵扬程的限制，往往需设中间砂泵站和压力管道进行分段扬送，故比较复杂。在不能自流输送时，只能用这种方式。

联合输送即自流输送与压力输送相结合的方式。某段若有高差可利用，可采取自流输送；某段不能自流，则采用砂泵扬送。

尾矿输送系统一般应有备用线路。特别是压力输送时应进行定期检修。

为应付意外事故，应该在某些地段设事故沉淀池。

第二节　尾矿水的净化与回水再用

尾矿水的净化方法，取决于有害物质的成分、数量，排入水系的类别，以及对回水水质的要求。它可分为三类：

1．自然沉淀——利用尾矿沉淀池（或其它型式沉淀池），将尾矿液中的尾矿颗粒沉淀除去；

2．物理化学净化——利用吸附材料将某种有害物质吸附除去；

3．化学净化——加入适量的化学药剂，促使有害物质转化为无害物质。

一、尾矿颗粒及悬浮物的处理

主要是利用尾矿沉淀池使尾矿水在池中进行沉淀，以达到澄清的目的。如尾矿颗粒的粒径极细（如钨锡矿泥重选尾矿，某些浮选尾矿），尾矿水往往呈胶状，为了使尾矿水很快地澄清，可加入凝聚剂（如石灰，硫酸铝等），以加速颗粒的沉淀。

如某锡矿选厂的尾矿，其颗粒粒径极细，经20昼夜的沉淀后，还不能澄清。但在每一立方米尾矿水中加入75克有效成分为40%的石灰溶液后，尾矿即能很快沉淀，沉淀约2小时后，透明度达30厘米。

二、尾矿水的净化方法

尾矿水中如含有铜、铅、镍等金属离子时，常采用吸附净化的方法予以清除。常用的吸附剂有白云石、焙烧白云石、活性炭、石灰等。净化前，需将吸附剂粉碎到一定的粒度，然后与尾矿水充分混合、反应，达到沉淀净化尾矿水之目的。

铅锌矿石粉末有吸附有机药剂的特性，因此常用以清除黄药、黑药、松节油、油酸等有机药剂。用量为每毫克有机药剂需耗200毫克的铅锌矿石。

尾矿水中如含有单氰或复氰化合物时，一般常用漂白粉、硫酸亚铁和石灰作净化剂进行化学净化。也可以采用铅锌矿石和活性炭作为吸附剂，进行吸附净化。

总之，尾矿水的净化方法主要根据尾矿水中含有的有害物质种类及要求净化的程度来选择。同时应该考虑优先采用净化剂来源广、工艺简单、经济有效的方法。常用的尾矿水净化方法归纳如下：

净化方法	适用范围
石　　灰	清除铜、镍离子
未焙烧的白云石	清除铅离子
焙烧的白云石	清除铜、铅离子
铅锌矿石粉末	清除有机的浮选药剂 清除氰化物
漂白粉	清除氰化物
硫酸亚铁	清除氰化物
活性碳	吸附重金属离子 吸附氰化物

三、回水再用

尾矿废水循环再用，并尽量提高废水循环的比例，以达到闭路循环为目标，这是当前国内外废水治理技术的重点。只有在不能做到闭路循环的情况下，才作部分外排。尾矿废水经净化处理后回水再用，既可以解决水源，减少动力消耗，又解决了对环境的污染问题。据资料报导，美国有六个选矿厂的废水回用率达95%。

尾矿回水一般有下列几种方法：

1．浓缩池回水

在选矿厂内或选矿厂附近用浓缩池把尾矿液脱水，尾矿砂沉淀在浓缩池底部，澄清水由池中溢出，并送回选矿厂再用。浓缩池的回水率一般可达40～70%以上。大型选矿厂或重力选矿厂，采用浓缩池回水，一方面可在浓缩池中取得大量回水，减小供水

水源的负担；另一方面，由于提高了尾矿浓度而使尾矿液流量减小，因此可降低尾矿的输送费用。

2．尾矿沉淀池回水

将尾矿排入尾矿沉淀池后，尾矿液中所含水分一部分留在沉积尾矿的空隙中，一部分经坝体池底等渗透到池外，另一部分在池面蒸发。尾矿沉淀池回水就是把余留的这部分澄清水回收，供选矿厂使用。由于尾矿沉淀池本身有一定的集水面积，因此尾矿沉淀池本身起着径流水的调节作用。

尾矿沉淀池回水率一般可达50%。如矿区水源不足，尾矿沉淀池集水面积较大，并有较好的工程地质条件（如没有溶洞、断层等严重漏水的地质构造），则回水率可高达70～80%。

尾矿沉淀池回水的优点是：回水的水质较好，有一部分雨水径流在尾矿沉淀池内调节，因此回水量有时会增多。缺点是回水管路长，动力消耗大。

3．沉淀池回水

沉淀池回水的利用，一般只适用于小型选矿厂。由于沉淀在池底的尾矿砂，需要经常清除，花费大量人力，故选矿厂生产规模大、生产的年限长时，不宜采用沉淀池回水。

第四篇　选矿过程的取样检查与选厂金属平衡

第十一章　选矿过程的取样检查与选厂金属平衡

第一节　选矿过程的取样检查

选矿过程取样检查的目的，在于研究原料和选矿产品的组成，观察、分析、调整工艺过程和选矿机械的工作，以对选矿过程进行最佳化控制与科学管理。

选矿过程的取样、检测、调整、控制，可以由人工进行，也可以使用仪表、机械装置进行自动检测、自动控制。后者可以提高劳动生产率，降低产品成本，提高产品质量和减轻劳动强度，它是选矿工业现代化的重要内容和重要的技术措施。但因篇幅所限，有关自动化方面的技术知识本书不作介绍。

试样的采取和加工过程叫做取样。试样是从整批物料中取出的一份物料，它具有原料的一定的性质（如，比重、各组分含量等）。平均试样是从待取样物料的各点取出的几份试样（部分试样）组成的试样。

能够代表整个物料性质的试样的最小重量，主要取决于物料中最大矿块的粒度、矿物的嵌布特性、物料中有价成分的含量、各矿物组分比重的差异以及容许的误差等。试样的最小重量，通常采用以下经验公式

$$q = Kd^{\alpha} \tag{11-1}$$

式中　q——试样重量，公斤；

d——试样中最大矿块直径，毫米；

α——指数；

K——与矿物性质有关的系数。

用试验的方法确定每种矿物的系数K和指数α。系数K值变化于0.5～0.06之间，而指数值α变化于1.5～2.7范围内。一般矿物嵌布粒度粗、品位低、共生关系复杂时，K值取上限，反之，取下限。应用中α值常常取2。

取样方法不仅与所取物料的性质有关，同时与物料存在的状态有关。在选矿厂中通常是在运动着的干、湿或矿浆状态的物料中采取试样。

自连续运动的物料中取样，可由人工或机械用截取法进行。该法又分为纵截取法和横截取法（图11-1）。

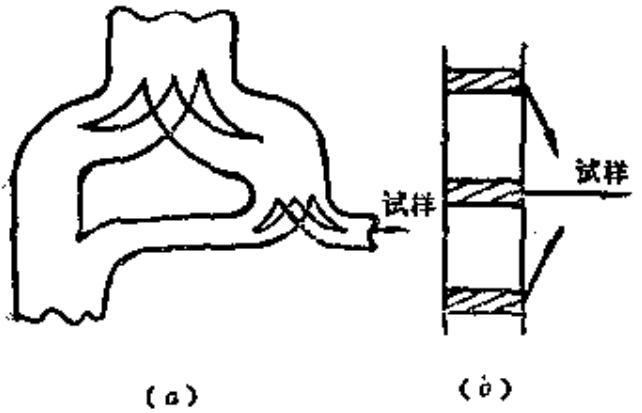


图 11-1 截取法取样示意
(a) 纵截取法；(b) 横截取法

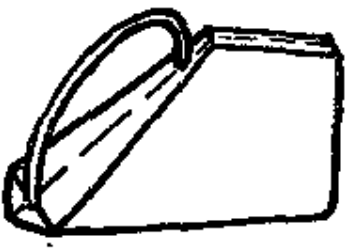


图 11-2 取样勺

纵截取法就是将运动着的物料流不断地顺流分成很多条，然后将其中一条或相互交叉的几条取为试样。这种方法只在物料相当均匀、特别是在料流的横截面上相当均匀时才可以采用。横截取法就是每隔相等的一段时间周期地在垂直于物料运动的方向截取物料，并从整个物料流中截取一定份数的物料。

由于用横截取法取样时，横贯整股物料流，所以由于粒度偏集现象和比重偏集现象所引起的物料的不均匀性，对试样的代表性便不会有所影响。对连续移动的物料流用人工取样时，只用横

截取法。取样工具可用小铲或各种形状的勺斗（图11-2）。

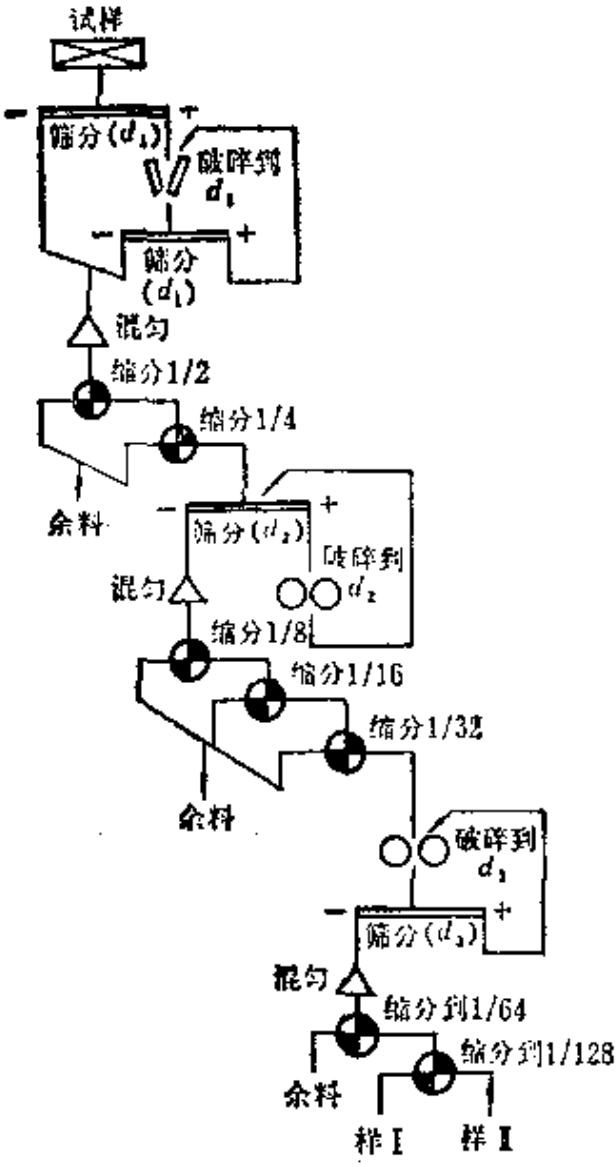


图 11-3　试样加工的原则流程

取样方法应根据物料的颗粒特性，获得物料的条件，要求的取样精度和样品的用途而有所改变。

人工取样不能保持各次截取所规定的时间间隔，难以保证完全而均匀地截断整个物料流，影响试样的代表性。随着选矿过程自动化的发展，人工取样将被机械取样所代替。

试样加工是由破碎、混匀、缩分三个主要工序组成。试样加工原则流程如图11-3所示。

加工试样的方法取决于试样的用途。如果试样是用来作筛析检查的，则必须保持原来的粒度组成，这时只有混匀和缩分两个工序。

为了获得相对均匀的试样，在其缩分之前需将它混匀。混匀的方法根据矿块大小和试样重量的不同，可以采取环锥法、翻动法、过筛法和机械混匀法。

如果试样的重量超过按相应的公式算得的最低允许重量不只一倍时，试样经过混匀后要进行缩分。通常采用环锥法混匀，接着用四分法缩分。环锥法即是将试样堆成圆锥形，用一薄板垂直插入锥顶，转动该板，把它的顶部展成圆盘形，再把圆盘形中部的物料（从中心开始），沿圆周分散，形成圆环。把构成环形的矿石再堆成圆锥形。这样反复混合两、三次后，接着用四分法缩分。

即把试料圆锥展成圆盘形，再把圆盘形分成四象限，把对角的两个象限分别合并，试样就被缩减到二分之一。若试样量仍嫌太大，则重复进行直至所需重量为止。对细粒试样还常采用试样二分器缩分。

对供筛析、化学分析等用的试样，也常用方格法进行缩分。即是把精细混匀后的试样用玻璃棒或尺子在胶布上摊成同一厚度的薄层。然后将其划分成许多尺寸大致相等的正方形，用小勺或小铲从每一个正方形中，按物料层的整个厚度取出少量矿样，并将它们合并。若取出的试样仍嫌太多，则可把它加以缩分。

第二节　选矿工艺过程的可检参数

选矿厂工艺过程的可检参数分为两类，即主要可检参数和辅助可检参数。

主要可检参数有：原矿和选矿产品的粒度特性、金属含量、水分含量、矿物组成、嵌布特性；矿浆浓度；矿浆酸碱度；药剂制度；矿浆温度；矿石和精矿重量。

辅助可检参数有：矿仓装满度；液槽装满度；机器停歇时间或工作时间的统计；水耗量的统计等等。

一、矿石和精矿重量的统计

统计矿石和精矿的重量，是为了检查和调节设备的生产率，以及对原矿和选矿产品进行商品统计。

入厂矿石的称量方法根据运矿方式决定。若用宽轨铁道车辆运矿时，采用轨道衡称量。如用汽车运矿时，常用地中衡称重。在选矿厂内，矿石或精矿使用皮带运输机运送时，可采用电子皮带秤称量。

根据矿石和精矿的称量结果，以及试样水分含量的测定数据，即可算出矿石和精矿的实际重量，并且根据两者之差可算出尾矿的重量。

二、粒度检测

根据原矿、中矿、尾矿和精矿的粒度特性，可以判断出粉碎

和分级设备的作业效率，可以估计出有用矿物单体解离度。脱水效率也主要决定于欲脱水产品的粒度特性。

检测产品的粒度特性时，首先根据要求进行取样，然后分别进行筛析、水析等。近年来，国外对选矿过程中磨矿细度的检测已采用超声波粒度分析仪连续测定。

三、金属含量的检测

原矿、中矿和最终选矿产品中金属的含量是最重要的参数。检测工艺过程中各产品的金属含量，可以判断某一作业的效率。根据最终产品中金属的含量可以编制工厂的工艺金属平衡表和商品金属平衡表。

金属含量的检测有化学分析法、显微镜分析法、磁分析法、x射线荧光分析法等。

四、矿浆酸碱度的检测

测定矿浆的酸碱度可以采用测量矿浆氢离子浓度(即pH值)的方法。矿浆的pH值可用比色法或电位法测定。

比色法是在一定容积的矿浆滤液中，加入一定数量的指示剂，使滤液的颜色改变。然后将试管中滤液所显示的颜色，与比色计中已知pH值的标准比色管的颜色对比。如果滤液的颜色与标准比色管的颜色相同，则标准比色管所指示的pH值，就等于被测矿浆的pH值。比色法测定的精确度为±0.1pH。

电位法是基于插入待测液体中的两个电极能够根据液体中氢离子浓度的大小，产生相应的电位差，从而确定出溶液 pH 值的方法。其精确度较比色法高，且能连续进行测量，适应自动控制的需要。

五、矿浆浓度的检测

在磨矿过程中，磨矿细度和循环负荷量用改变矿浆浓度来调节。通常要求维持最适宜的矿浆浓度以保证最好的粒度特性和最高的磨机生产率。

在选矿过程中，对于每一种矿石和选矿过程的每一作业来讲，有获得最好工艺指标的最合理的矿浆浓度。矿浆浓度对浮选剂的

耗量有影响。

矿浆浓度用人工方法或自动检测方法确定。当采用人工方法时，根据作业或产物的矿浆浓度的变化程度，可每隔15、20或30分钟测量一次矿浆浓度。目前我国生产现厂常采用浓度壶测定矿浆浓度。从矿浆流中取样，称量具有一定容积并装满矿浆的浓度壶，就可以求出矿浆的比重和固体物质的百分含量。

浓度以固体重量百分数表示，或者以固、液重量比表示。

六、药剂制度的检测

为了避免浮选药剂的添加量发生变化，给药机中药剂的水平面应保持恒定。药剂的用量必须经常检测，最少每隔30分钟检测一次。药剂用量可用量取单位时间内流出药剂溶液体积（厘米^3/分）的方法测定。药剂溶液的浓度要在化验室内有系统地检测。

七、水分含量的检测

为了正确的计算原矿量和精矿量，必须知道原矿和精矿的水分含量。同时为了控制精矿中的水分含量不超过所规定的范围，亦必须对精矿水分含量及时的检测。

原矿和选矿产品中水分含量，是以湿试样的重量与在100～105℃温度下烘干至恒重后的试样重量的差值对湿试样的原重量的百分比来确定的。即

$$W=\frac{G_{湿}-G_{干}}{G_{湿}}\times 100\% \qquad (11\text{-}2)$$

式中 W——物料的水分，（%）；

$G_{湿}$——烘干前湿物料的净重；

$G_{干}$——烘干至恒重时干物料的净重。

试样的水分含量百分数也叫试样的湿度。

第三节 选矿厂的金属平衡

在分析选矿厂的工作时，将平衡分为工艺金属平衡和商品金属平衡。工艺金属平衡系根据矿石和选矿产品的化学分析及矿石

的重量编制的。由于它是根据工艺过程某一阶段中产品的取样资料编成的，所以工艺平衡反映选矿过程的实际状况。商品金属平衡系根据实际所得到的全部选矿产品和商品（原矿、精矿）的重量和化学分析（品位）以及机械损失而编制的金属平衡。所以，商品平衡反映整个工厂的实际生产情况。

工艺金属平衡与商品金属平衡之间的原则差别就在于，前者不考虑在不同选矿阶段中产品的机械损失。所以工艺回收率一般要高于商品回收率。仅在理想情况下，商品平衡回收率与工艺回收率才基本接近。工艺回收率有时又称“理论回收率”，商品回收率又称为“实际回收率”或“实收率”。分析二者的差别，可以查明矿石处理过程的失常，找出金属流失的原因。两者的不协调程度，反映了企业技术水平和生产管理水平的好坏。

一、工艺金属平衡

工艺金属平衡不仅用于对工艺过程进行作业检查，而且也反映整个企业生产活动和各生产班的工作情况。

编制工艺金属平衡用的主要资料是：（1）处理原矿量Q及原矿取样化验品位α；（2）精矿取样化验品位β，尾矿取样化验品位ϑ。

如果具有生产过程各环节的取样资料，则可为任何环节编制工艺平衡。根据工艺平衡可用分析方法确定金属的回收率，金属的富集比，产品的产率，工艺损失量及选矿比。

工艺平衡的编制方法，可能有如下几种情况：

（1）由矿石生产两种最终产品——精矿和尾矿：

取所处理矿石的重量为100%，γ_1——精矿相对原矿的重量产率；γ_2——尾矿的产率；α——原矿中有用金属品位，%；β——精矿中有用金属品位，%；ϑ——尾矿中有用金属品位，%。

则尾矿产率为$\gamma_2=100-\gamma_1$，矿石和产品中金属的平衡方程式为

$$100\alpha=\gamma_1\beta+(100-\gamma_1)\vartheta$$

所以
$$\gamma_1=\frac{\alpha-\vartheta}{\beta-\vartheta}\times 100 \tag{11-3}$$

精矿中金属回收率为精矿中金属量与原矿中该金属量之比的百分数

$$\varepsilon_1=\gamma_1\frac{\beta}{\alpha}\% \tag{11-4}$$

或
$$\varepsilon_1=100\frac{\alpha-\vartheta}{\beta-\vartheta}\times\frac{\beta}{\alpha} \tag{11-5}$$

尾矿中金属的损失率

$$\varepsilon_2=100-\varepsilon_1 \quad 或 \quad \varepsilon_2=\gamma_2\cdot\frac{\vartheta}{\alpha} \tag{11-6}$$

（2）由矿石生产三种最终产品——两种精矿和尾矿，例如铜精矿、铅精矿和尾矿；

该原矿及选矿产品中所含的金属量（%）如下：

	Cu（铜）	Pb（铅）
原矿	a	b
铜精矿	a_1	b_1
铅精矿	a_2	b_2
尾矿	a_3	b_3

依据上述资料可列出如下平衡方程式

$$\left.\begin{aligned}&1）矿量平衡：\quad \gamma_1+\gamma_2+\gamma_3=100\\&2）铜金属平衡：\quad a_1\gamma_1+a_2\gamma_2+a_3\gamma_3=a\times 100\\&3）铅金属平衡：\quad b_1\gamma_1+b_2\gamma_2+b_3\gamma_3=b\times 100\end{aligned}\right\} \tag{11-7}$$

式中γ_1、γ_2、γ_3分别为铜、铅精矿和尾矿的产率。

解上述联立方程式，得出γ_1、γ_2，而$\gamma_3=100-\gamma_1-\gamma_2$。

$$\gamma_1=\frac{(a-a_3)(b_2-b_3)-(a_2-a_3)(b-b_3)}{(a_1-a_3)(b_2-b_3)-(b_1-b_3)(a_2-a_3)}\times 100 \tag{11-8}$$

$$\gamma_2=\frac{(a_1-a_3)(b-b_3)-(b_1-b_3)(a-a_3)}{(a_1-a_3)(b_2-b_3)-(b_1-b_3)(a_2-a_3)}\times 100 \tag{11-9}$$

回收率的计算如下：

铜精矿中铜的回收率　　$\varepsilon_{Cu}=\gamma_1\frac{a_1}{a}$　　(11-10)

铅精矿中铅的回收率　　$\varepsilon_{Pb}=\gamma_2\frac{b_2}{b}$　　(11-11)

另外，铜精矿中损失的铅　　$\varepsilon'_{Pb}=\gamma_1\frac{b_1}{b}$　　(11-12)

铅精矿中损失的铜　　$\varepsilon'_{Cu}=\gamma_2\frac{a_2}{a}$　　(11-13)

计算后再编制工艺金属平衡表。为简便计算也可采用行列式求解。

由矿石生产四种或五种最终产品时，可以用类似于上述的方法，只是计算工作量大一些。

二、商品金属平衡

企业的技术经济指标建立在商品金属平衡的基础上，所以商品金属平衡应按产品取样和化学分析的精确数据以及产品的重量编制。编制商品金属平衡需要下列数据：1）处理的原矿重量；2）所生产的精矿重量；3）尾矿重量；4）在厂产品的盘存量（矿仓、浓缩机内的产品）；5）原矿、精矿、尾矿及在厂产品的化验品位；6）机械损失。

商品平衡一般每月编制一次。编制的计算式可根据收入等于支出的原则进行。

上月遗留下来的盘存金属量＋本月收入原矿的金属量＝运出的精矿中的金属量＋尾矿中的金属量＋遗留给下月的盘存金属量＋损失。

如用符号表示如下：

$$[Q_{仓}\cdot\alpha_{仓}+Q_{浓}\cdot\beta_{浓}]+Q_{原}\cdot\alpha=Q_{精}\cdot\beta+Q_{尾}\cdot\vartheta+[Q'_{仓}\cdot\alpha'_{仓}+Q'_{浓}\cdot\beta'_{浓}]+Q_{损}\cdot\delta_{损}\quad(11\text{-}14)$$

式中　$Q_{仓},\alpha_{仓}$——分别为上月遗留在矿仓中盘存的矿石量（吨）及其金属品位（%）；

$Q_{浓},\beta_{浓}$——分别为上月遗留在浓缩机中盘存的精矿量(吨)

及其金属品位（%）；

$Q_{原}$，α——分别为本月进厂的原矿量（吨）及其金属品位（%）；

$Q_{精}$，β——分别为本月产出的精矿量（吨）及其金属品位（%）；

$Q_{尾}$，ϑ——分别为本月产出的尾矿量（吨）及其金属品位（%）；

$Q'_{仓}$，$\alpha'_{仓}$——分别为存留在矿仓中遗留给下月的盘存矿石量（吨）及其金属品位（%）；

$Q'_{浓}$，$\beta'_{浓}$——分别为存留在浓缩机中遗留给下月的盘存精矿量（吨）及其金属品位（%）；

$Q_{损}$，$\delta_{损}$——分别为损失物的量（吨）及其金属品位(%)。

损失物包括浮选机槽子漏、跑槽、精矿流失及故障时溢出物、浓缩机溢流“跑浑”，以及皮带运输机“掉矿”，球磨给矿处“漏矿”等。

计算商品回收率的公式是

$$\varepsilon_{商品}=\frac{\text{实产商品金属量}}{\text{实选的矿石所含金属量}}=\frac{Q_{精}\cdot\beta}{Q_{原}\cdot\alpha}\times 100\%\quad(11\text{-}15)$$

式中 $Q_{精}$——实产精矿吨数（要扣除盘存的）；

β——精矿品位，%；

$Q_{原}$——实选的矿石吨数（要扣除盘存的）；

α——原矿品位，%。

商品回收率往往略低于工艺回收率，但也不能相差太多，一般工艺回收率比商品回收率高1%～3%。如二者相差太多，表明损失过多，就要查明原因，采取措施。

第五篇　选矿工艺流程实例

第十二章　选矿工艺流程实例

第一节　多金属硫化矿石的选矿流程实例

自然界常见的硫化矿物包括：黄铜矿、辉铜矿、斑铜矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿、镍黄铁矿、硫钴矿、辉锑矿、辉铋矿、辰砂等几十种。一些自然金属，如金、银、铜等，其可浮性与硫化矿物相近，也归并到硫化矿物一类。

浮选法是多金属硫化矿石最常用、最有效的方法。

硫化矿物的浮选特点是：

1）硫化矿物经氧的初步作用后，具有一定的疏水性，其可浮性中等。各种硫化矿物在空气或水中的氧化速度不同，因此可浮性也不同（如，黄铜矿＞方铅矿＞闪锌矿）。为了有效分选共生的各种硫化矿物，必须严格控制工艺条件（如药剂制度、矿浆的pH值、充气量、矿浆温度等）。

2）各种黄药是硫化矿物的有效捕收剂。为了充分发挥黄药的捕收性能、防止对设备的腐蚀，多在碱性矿浆中浮选。常用石灰、苏打、苛性钠或硫酸作为矿浆的pH值调整剂。

3）经常是多种金属硫化矿物共生。必须使用选择性的抑制剂（例如，抑制闪锌矿常用氰化物、硫酸锌、亚硫酸盐、二氧化硫等；抑制黄铁矿常用石灰、氰化物；抑制方铅矿常用重铬酸钾），及使用有效的活化剂（如，用硫酸铜活化闪锌矿；用硫酸、二氧化碳、苏打活化黄铁矿等）。

4）各种硫化矿物比重较大，且往往致密共生，浸染较细。因此，常须细磨或采用阶段磨矿、阶段选别。

典型的多金属硫化矿石是铜、铅、锌硫化矿石。其特点是：硫化矿物种类多、可浮性不一、品位低、嵌布细、各种有用矿物共生紧密。所以，一般比较难选。图12-1为某铜、铅、锌矿石的浮选实例。

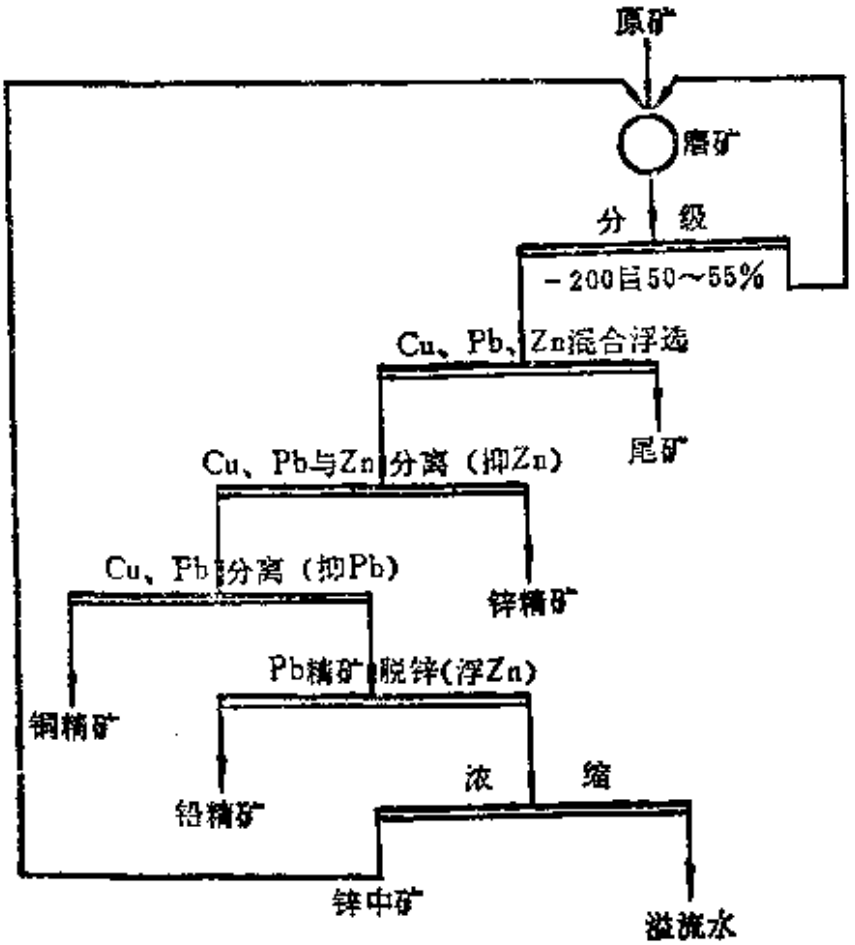


图 12-1 铜铅锌矿石混合浮选原则流程图

该矿石矿床类型属矽卡岩型。主要有用矿物为黄铜矿、方铅矿、闪锌矿。此外还有黄铁矿、磁黄铁矿。脉石矿物为石榴子石、方解石、石英、斜长石和透辉石等。方铅矿与闪锌矿结晶粒度较粗，黄铜矿结晶粒度较细，基本属于易选矿石。现厂采用了混合浮选流程。在铜、铅、锌混合浮选时，由于用黄药作捕收剂，黄铜矿与方铅矿的可浮性比较接近，加硫酸钠活化闪锌矿，加少量氰化物抑制硫化铁矿物。铜、铅、锌混合精矿矿浆用石灰调成pH9～10，用氰化钠加硫酸锌抑制闪锌矿，实现铜铅与锌矿

物分离。铜、铅分离时，加重铬酸钾搅拌90～100分钟，调pH值在9～9.5左右，抑铅浮铜，获得铜精矿。尾矿本应为铅精矿，但因铜铅与锌分离时，有一部分易浮的锌进入铜铅混合精矿中。在铜与铅分离时，这部分锌与铅一起被抑而进入铅精矿中。为了保证铅精矿质量，提高锌回收率，从铅精矿中进一步脱除混杂的锌矿物。此时用硫酸铜活化锌矿物，浮锌抑铅，分别获得铅精矿和锌中矿。

该流程的特点为：（1）由于原矿中次生硫化矿物较少，故在分离浮选时，是采用重铬酸钾法抑铅浮铜。（若矿石中含有大量次生硫化铜矿物时，会使被铜离子活化的方铅矿，难以用重铬酸钾抑制下去，此时应采用氰化物抑铅浮铜的铜铅分离法）；（2）原矿中铜矿物含量较铅矿物含量低，因此据“浮少抑多”的原则，在铜铅分离中采用抑铅浮铜的方法；（3）采用了从铅精矿中浮出混杂锌矿物的方案，既提高了铅精矿的质量，除去了对冶炼有害的杂质锌，又提高了锌的回收率。

近年来，多金属硫化矿浮选工艺有了很大的发展，逐步推广采用混合浮选流程取代优先浮选流程；对复杂的多金属硫化矿石，采用了较合理的阶段磨矿阶段选别流程；分离作业中，国内外逐步推广SO_2法（亚硫酸法）等无氰工艺用以取代氰化物法，方法日臻完善，效果良好，适应了环境工程的要求；推广使用具有良好选择性的捕收剂，如，硫氮类捕收剂，Z-200号（乙基—硫代氨基甲酸异丙脂），或它们与黄药的联合使用，取得了良好的效果；此外如采用加温浮选，气溶胶法以及电场、磁场、高能辐射（γ射线、紫外线等）处理浮选药剂、水、矿浆和矿物，对改善浮选的分离效果也获得了发展。

多金属硫化矿石中，若各种硫化物集合共生，并当粉碎到粗粒即能解离出一部分单体脉石时，常使用重介质选矿进行预选。例如，我国某硫化铅锌矿，该矿属中低温热液交代矿床，矿石呈致密块状构造，有用矿物主要为方铅矿、闪锌矿、白铅矿、菱锌矿，嵌布粒度较粗，脉石矿物主要为白云石、方解石、石英等，

单一嵌布粒度较粗，该厂使用ϕ2.4米圆锥型重介质分选机构成的预选流程，丢弃60%左右的低品位尾矿，使进入浮选回路的给矿品位相对提高。

近年来，波兰采用在硫化铅锌矿石的磨矿分级回路中加入用尖缩溜槽组成的重选流程，来回收0～1毫米粒级部分中的方铅矿，经济有效地避免了它在尾矿中的流失，且改善了浮选回路的条件。

第二节　稀有金属矿石的选矿流程实例

现仅举稀有金属矿石中钨、锡、铌、钽等矿石的选矿为例。

1．钨矿石的选矿

我国的钨矿石中，主要的钨矿物为黑钨矿和白钨矿。钨矿床中最有工业价值的是高温热液裂隙充填的石英脉黑钨矿床。这类矿床的钨矿石，主要采用以重选为主的联合流程。

某钨矿属高温热液石英脉黑钨矿床。有用矿物主要是黑钨矿，少量白钨矿。伴生有辉铋矿、黄铋矿和锡石等金属矿物。脉石矿物为石英、云母等。属粗粒为主的不均匀嵌布矿石。黑钨矿嵌布粒度由30毫米到0.1毫米，密度7.2～7.5克/厘米^3。围岩主要是变质板岩、铁质砂岩。

该厂生产流程主要由粗选段和重选段组成（图12-2和图12-3）。

粗选段经洗矿筛分、手选、光电选、跳汰预选和两段破碎（颚式破碎机和对辊机），完成脱除原生矿泥，丢弃围岩；及早选出单体黑钨矿和富连生体，破碎成适于重选段粒度要求的合格矿。

重选段采用了阶段磨矿、阶段选别。其中粗粒用三级跳汰；细粒用五级摇床；泥砂分开，分别处理的流程。以获得粗精矿和废弃的尾矿。

该厂没有精选段，重选段所得粗精矿送精选厂集中处理。一般要用粒浮、磁电选、浮选等分别获得各种金属矿物的单独精矿（如黑钨矿、锡石、辉钼矿、辉铋矿、黄铜矿等精矿），达到综合

回收的目的。

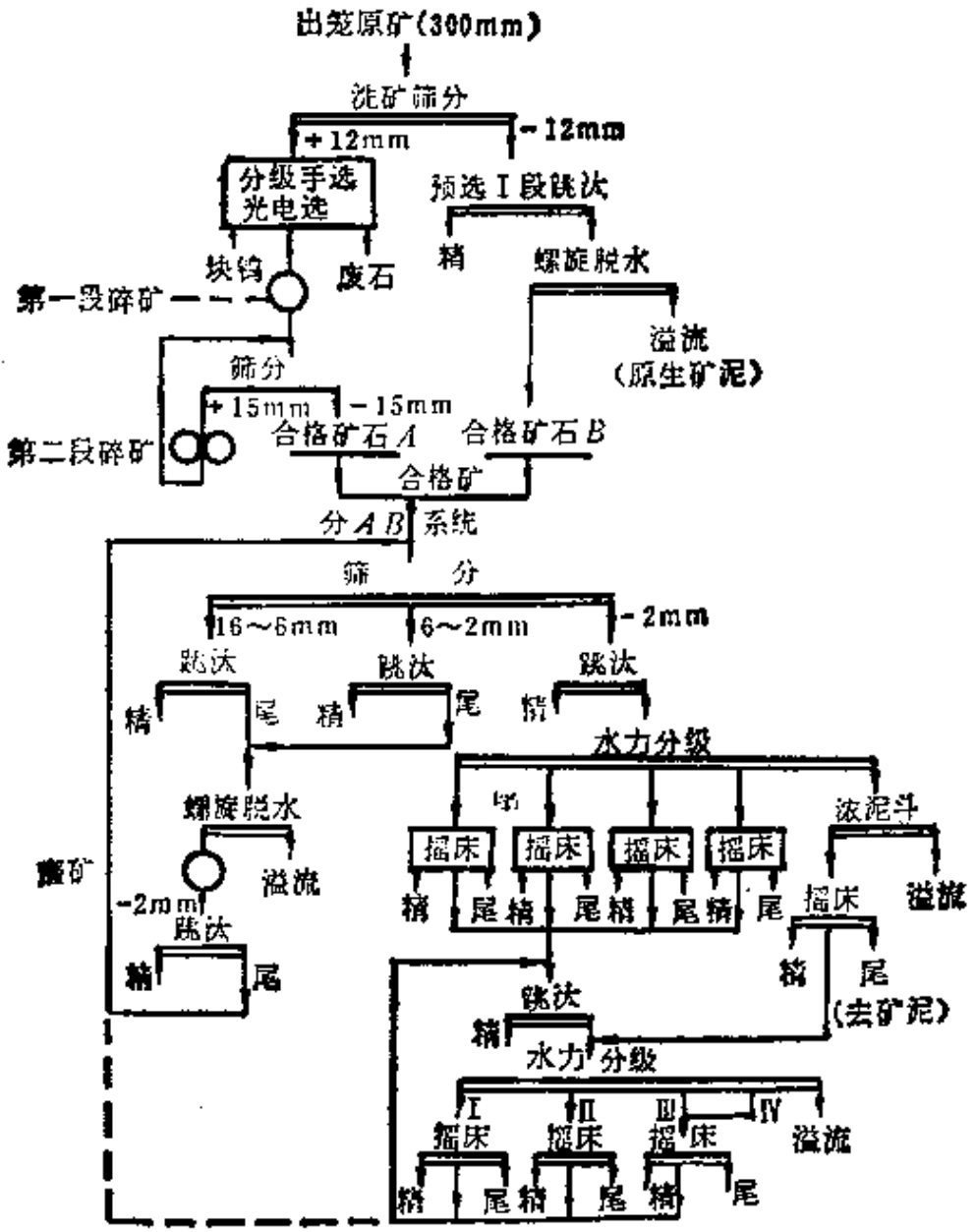


图 12-2 广东某钨矿粗选段及重选段矿砂部分流程

流程特点主要是：

（1）采用破碎—跳汰和磨矿—摇床两段选别，适应了矿石性脆和粗粒不均匀嵌布的特点。流程中采用了压碎原理的粉碎设备（对辊机和棒磨机），避免泥化。在粗选段的手选、光电选，重选段的摇床，及时丢弃了大量尾矿，使其避免了不必要的破碎磨矿和循环，减少了金属的损失。

（2）加强跳汰，早收多收。经三级跳汰，回收粗粒单体黑

钨矿及富连生体；预选段跳汰及早回收了约43%的金属；棒磨后跳汰和摇床后的跳汰，弥补了摇床选别粗粒不好的缺陷，使粗粒单体钨和富连生体得到了尽可能的回收。

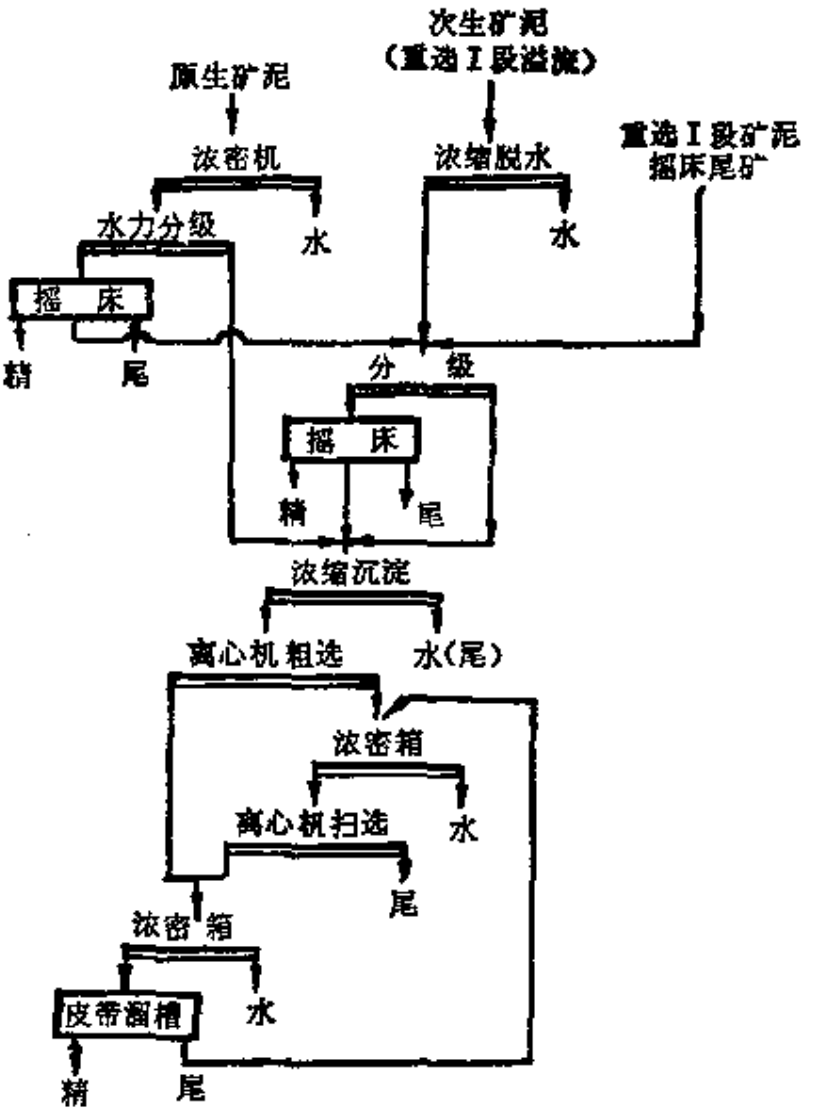


图 12-3 广东某钨矿重选段矿泥部分流程

（3）加强分级，泥砂分选。减少了泥、砂的相互干扰，充分发挥了各级粒度重选设备的效能。矿泥处理上采用了用浓密机—矿泥摇床—离心选矿机—倾斜浓密箱—皮带溜槽等设备构成的先进工艺，使矿泥车间作业回收率达到76～80%，粗选、重选两段总回收率达到91%以上。

我国在钨细泥处理方面，取得不少进展。振摆溜槽在某些钨矿的使用，取得了处理30微米物料较高的分选效率。湿式强磁一

浮选流程代替全浮流程，使细泥部分回收率大幅度提高。

我国于七十年代以来对黑钨矿浮选进行大量研究，尤其是采用苄基肿酸、甲苯肿酸等新药剂处理钨细泥，获得较好指标。

国外白钨矿山较多，成熟的流程是浮选一水冶。此法最适用于细粒嵌布的、含方解石、萤石、磷灰石与含钙矿物高的难选白钨矿。

2．锡矿石的选矿

锡的选矿方法中，重力选矿仍占主要地位。选锡厂或为单纯的重选厂，或为以重选为主干，配有磁选及浮选的联合流程。就世界范围而言，85%的锡矿石，系由重选处理。

我国锡矿资源丰富，列居世界前茅。一般分为砂锡矿床和脉锡矿床两大类。砂锡矿床中可分为冲积砂锡矿床和残积、坡积砂锡矿床。脉锡矿床中可分为氧化脉锡矿床和硫化脉锡矿床。下面仅介绍某难选锡矿石的选矿实例。

某残积、坡积砂锡矿中主要金属矿物为锡石、褐铁矿、赤铁矿、锰结核、白铅矿、孔雀石等。脉石矿物为石英、方解石、长石、高岭土、电气石、云母等。矿石属细、微细粒嵌布难选锡矿石，它含泥量较多，原矿品位较低。其原则流程见图12-4。

该锡矿重选流程除符合钨矿重选流程中阶段磨选、泥砂分选等一般原则外，在锡矿细泥选别上，采用以离心选矿机粗选、皮带溜槽精选，及皮带溜槽尾矿用六层矿泥摇床扫选的原则流程，使细泥选别粒度下限由20～30微米下降到10微米，从而大大提高了细泥作业回收率。该厂当原矿品位为0.2～0.4%时，可选出锰结核（锰品位12～15%，铅品位5%）。并获得β_{Sn+Pb}55% 的锡精矿（锡回收率60%）、难选中矿和品位为0.1%左右的总尾矿。

处理冲积砂锡矿时，迫切要求有高生产能力的设备，扇形溜槽、圆锥选矿机、圆型跳汰机、螺旋选矿机等都是可供考虑的设备；处理脉矿时，需加强预选，目前仍广泛用重介质选矿法作为主要手段。

锡石浮选的关键在于采用经济有效的捕收剂。比较有前途的捕收剂有烷基苯肿酸、对位甲苯肿酸、苯乙烯膦酸、双膦酸及磺

化琥珀酰胺酸盐等。我国生产实践中所用的捕收剂主要为苯乙烯膦酸、苄基肿酸等。

国外高梯度磁选已在锡矿泥精选中用于处理含磁黄铁矿的锡精矿，以获得高纯锡精矿。我国试用YD型高压（0～60千伏）电选机，分离钨一锡，效果良好。

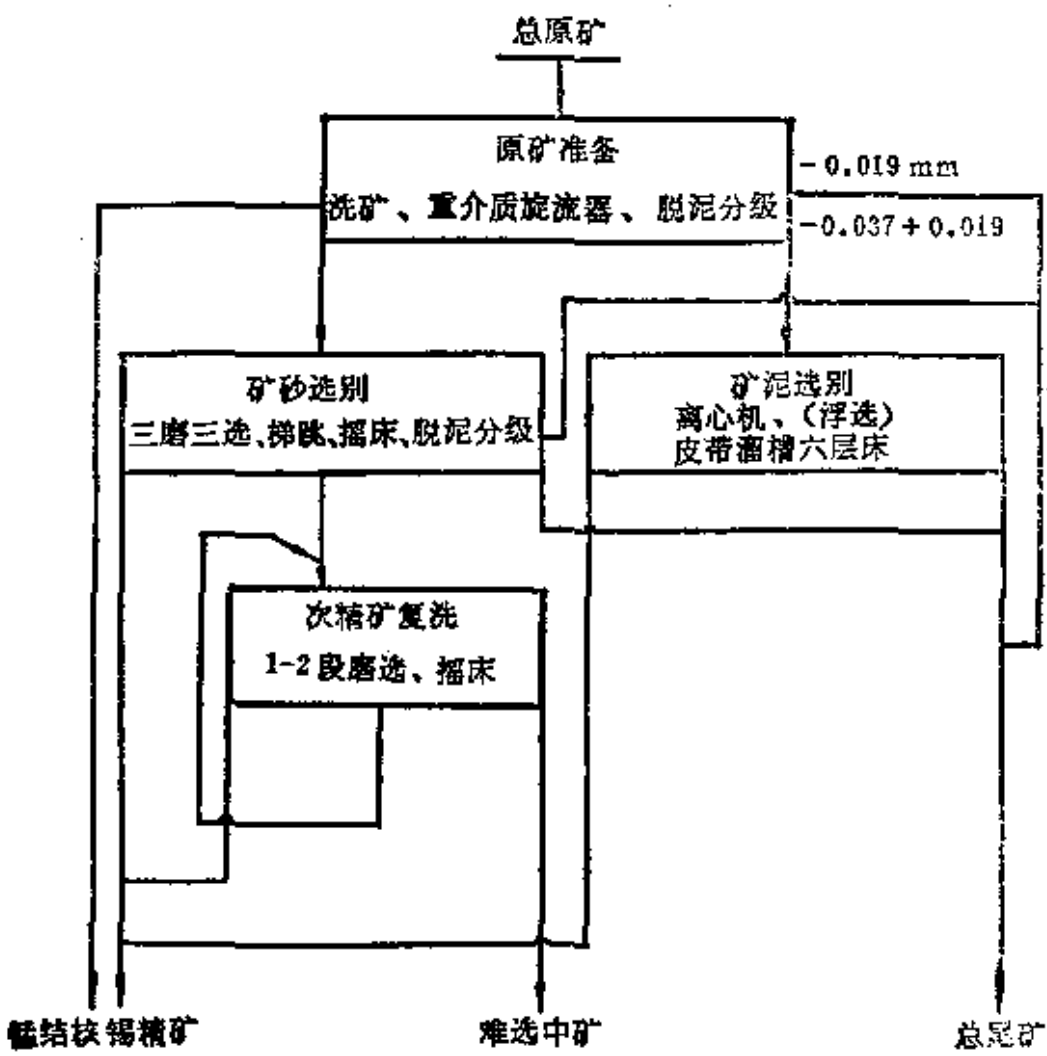


图 12-4　某残积砂锡矿选别原则流程

3．铌、钽矿石的选矿

我国铌、钽资源中，花岗岩类型的铌钽矿石占有特别重要的地位。目前国内外对其主要采用重选法进行粗选，然后再以磁选等其它方法构成的联合流程获得各种共生有价成分的单独精矿。

例如，某粗粒花岗岩类型铌钽矿，主要铌钽矿物为褐钇

铌矿，粒度较粗；伴生有磁铁矿、钛铁矿、锆英石、独居石、锡石等；脉石矿物主要是长石、石英、黑云母。由于系风化壳，不需磨矿。原矿经筛分废弃粗粒脉石，不分级入选。粗选采用扇形溜槽、跳汰、摇床等设备；粗精矿精选采用弱磁、强磁选机等设备。其粗选及精选原则流程，分别如图12-5及图12-6所示。

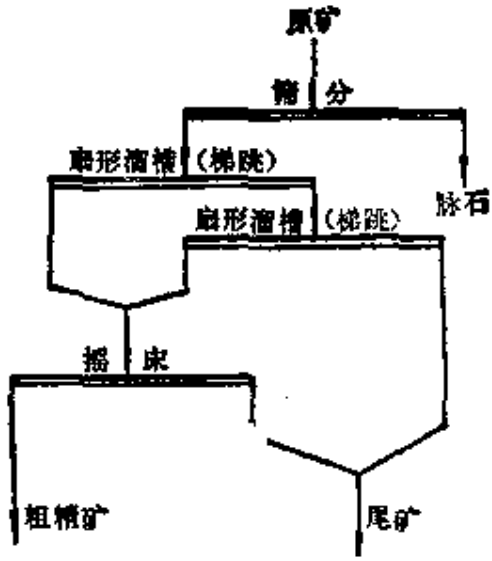


图 12-5　某铌钽矿粗选流程

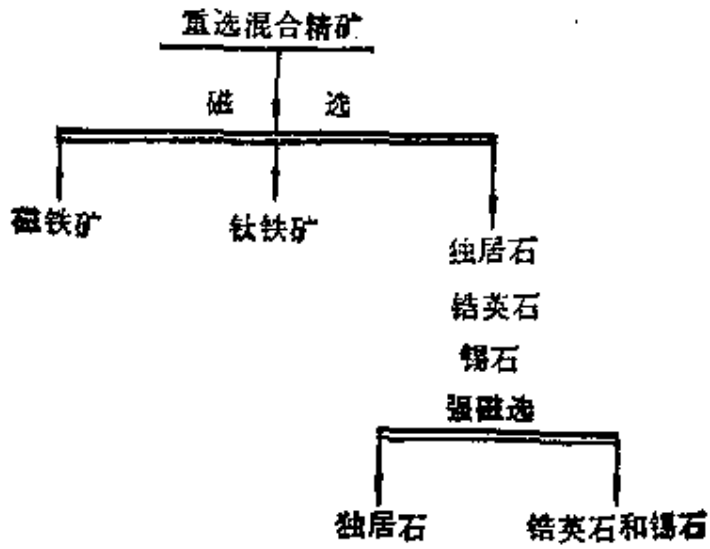


图 12-6　某铌钽矿精选流程

铌钽矿重选粗精矿精选采用电选流程时，一般需经烘干、筛分分级，然后分若干级进入高压电选机精选。

第三节　铁矿石的选矿流程实例

我国铁矿资源十分丰富，而且分布广、种类多。主要特点是：富矿少，贫矿多；粗粒嵌布的少，细粒嵌布的多；单一铁矿床少，复杂多金属共生矿床多；易选铁矿少，难选铁矿多；强磁性铁矿少，弱磁性铁矿多。重要的铁矿石类型有六种：即鞍山式；宣龙式；大庙式；大冶式；白云鄂博式；镜铁山式等。

铁矿石中，主要含铁矿物有磁铁矿、赤铁矿、假象赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿等。除磁铁矿是强磁性矿物外，其它皆属于弱磁性铁矿物。目前，对强磁性的磁铁矿一般都采用弱磁场磁选机直接磁选。而对弱磁性铁矿物，则可采用浮选、重选、焙烧磁选和强磁选等方法选别。

对于我国重要的铁矿石类型的选别方法，简介如下：

单一的磁铁矿石，无论其嵌布粒度是粗或细，一般均采用单一的磁选流程。干、寒、缺水地区的粗粒嵌布磁铁矿石，可采用干磨干选流程；细粒嵌布的贫磁铁矿石，则一般宜用湿磨及湿式磁选流程。

以赤铁矿或假象赤铁矿为主的铁矿石，一般采用单一的选矿方法较少。往往采用弱磁选与其它选矿方法的联合流程，如焙烧—磁选；磁—浮；弱磁—强磁；弱磁—强磁—重选等。弱磁选回收少量磁铁矿，而其它方法回收赤铁矿或假象赤铁矿。

对于含铜或含钒钛或含稀土元素的混合类型铁矿石，为了综合回收各种有用矿物，其选别流程多为磁、浮、重、化（湿法冶金）等的联合流程。

以鲕状赤铁矿为主的浅海沉积薄矿脉中采出的铁矿石，为恢复地质品位，一般采用重选流程（如采用重介质选矿、跳汰选矿、螺旋选矿等）。

下面仅介绍几个典型实例。

图12-7为某矿用磁一重联合流程选别鞍山式红矿的实例。该厂所处理的红铁矿为鞍山式赤铁石英岩，系磁铁矿氧化为赤铁矿的过渡产物。主要金属矿物为赤铁矿、假象赤铁矿、磁铁矿、少量的褐铁矿及镜铁矿、黄铁矿等。脉石矿物主要为石英、少量的角闪石、绿泥石、方解石等。铁矿物嵌布粒度较细，大多介于0.125～0.037毫米之间。

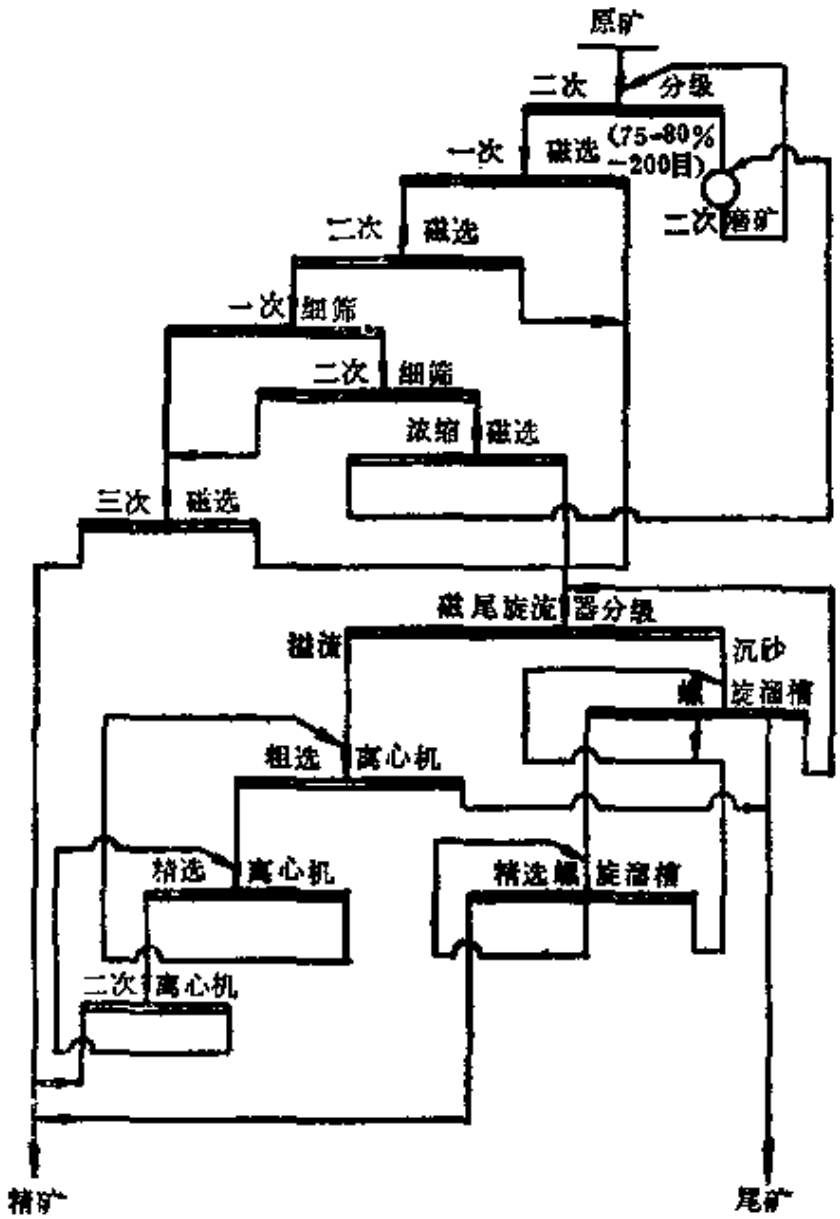


图 12-7　某厂细粒鞍山式铁矿石磁一重生产流程

该流程应用简单有效的弱磁选设备，优先选出磁铁矿，然后用重选分离赤铁矿与脉石，既充分利用了矿物性质，又减少了进

入重选回路的矿量。流程特点为：

（1）磁选回路采用了鞍山式磁铁矿选别较典型的流程。在五、六十年代，一般为脱一磁一脱流程，为避免磁力脱水槽溢流中细粒金属流失而引起的回收率的降低，现已用弱磁筒式磁选机取代磁力脱水槽。因此，已逐渐形成了磁一磁一脱或磁一磁一磁的形式。

（2）随着对铁精矿质量要求的不断提高，该流程中采用了铁精矿细筛再磨新工艺，保证了铁精矿品位β_{Fe}在65%以上。

（3）重选回路部分由原浓缩池一离心选矿机组成的流程改为旋流器分级，螺旋溜槽选沉砂，离心选矿机选溢流的分级重选流程。由于分级重选适应了不同设备选别不同粒级的特点，充分发挥了螺旋溜槽和离心选矿机的有效选别作用，从而获得了较佳选别指标。

（4）重选回路的粗选搅拌槽回流返回溢流泵矿浆池，提高了水力旋流器的分级效率，从而改善了螺旋溜槽和离心选矿机的入选条件。

（5）为降低粗选螺旋溜槽尾矿品位，增加了边尾产品。并将边尾产品返回，获得再选机会，提高了重选回收率。

当原矿品位α_{Fe}为28～32%时，该流程可获β_{Fe}为65%以上优质铁精矿，总回收率为71～75%。

用磁一浮流程选别以赤铁矿或假象赤铁矿为主的细粒铁矿石时，浮选主要对象是赤铁矿及假象赤铁矿。铁矿石浮选可以采用浮选铁矿物的正浮选法，亦可采用浮选脉石矿物的反浮选法。

在正浮选时，一般用脂肪酸类捕收剂，如氧化石蜡皂、纸浆废液及其加工产品、硫酸化皂、石油磺酸钠等。

在反浮选时，若采用阴离子捕收剂，可用苛性钠调整矿浆的pH值；石灰为石英的活化剂；氧化石蜡皂、碱渣、磺化碱渣等作捕收剂；淀粉、腐植酸钠、氯化木素、磺化木素作赤铁矿的抑制剂。若采用阳离子捕收剂时，无需活化剂，矿浆酸碱度保持中性；可用醚胺、十二胺等胺类作捕收剂，达到抑制赤铁矿而浮游

石英与硅酸盐矿物的目的。

浮选铁矿石时，矿浆一般需加温至35℃左右，以便加速捕收剂溶解和改善浮选效果。为解决赤铁矿浮选过程中细泥的有害影响，有时可采用絮凝—沉淀—浮选法。用浮选法，还可精选磁铁矿精矿，获取高纯度超级铁精矿；或从铁矿石中回收伴生元素。

图12-8为某矿处理矽卡岩型铜、铁矿石的选别流程。这类矿石的矿床均产于石英闪长岩与石灰岩接触所成的矽卡岩中或其边缘。矿石结构多以块状、浸染状为主。主要金属矿物为黄铜矿、磁铁矿、黄铁矿、磁黄铁矿等；脉石矿物有透辉石、透闪石、石英、蛇纹石、方解石等。主要金属矿物嵌布粒度较细。该流程主要特点为：

（1）采用了两段连续磨矿，磨矿产品细度达－200目95%，适应了矿石中有用矿物嵌布粒度较细的特点。

（2）该矿石中含铁高，因此铁（主要呈磁铁矿）是该工艺的主要回收对象之一，其次为铜、硫。所采用的原则流程为先浮后磁，尽管其所耗浮选药剂及设备多些，但因它保证了铁精矿中含硫较低，且使铜、硫回收率大幅度提高，因此技术、经济较合理。

（3）磁选循环采用磁一磁—磁的较典型的流程，保证了铁精矿的较高质量（β_{Fe} >67%）。

（4）浮选循环采用了铜硫混合浮选，混合精矿再经分离的原则流程。混合浮选粗选泡沫有两次精选，这保证了较高的混合精矿质量，为铜硫分离创造了良好的条件。

（5）混合浮选采用常规的硫化矿捕收剂乙黄药(80克/吨)，为保证较高的铜硫混合精矿回收率，加了Na_2S作为少量氧化铜矿物或磁黄铁矿的活化剂；水玻璃作矿泥的分散剂及脉石的抑制剂；B-633为起泡剂（34克/吨）。为提高分离浮选效果，采用抑硫浮铜的方法；石灰为pH调整剂及硫的抑制剂（3.4公斤/吨），Z-200# 为铜矿物的高效选择性捕收剂（20～30克/吨）。经一粗、

二精、一扫的分离浮选回路，可获得 β_{Cu} 17～18% 的铜精矿及 $\beta_S \geqslant 35\%$ 的硫精矿。

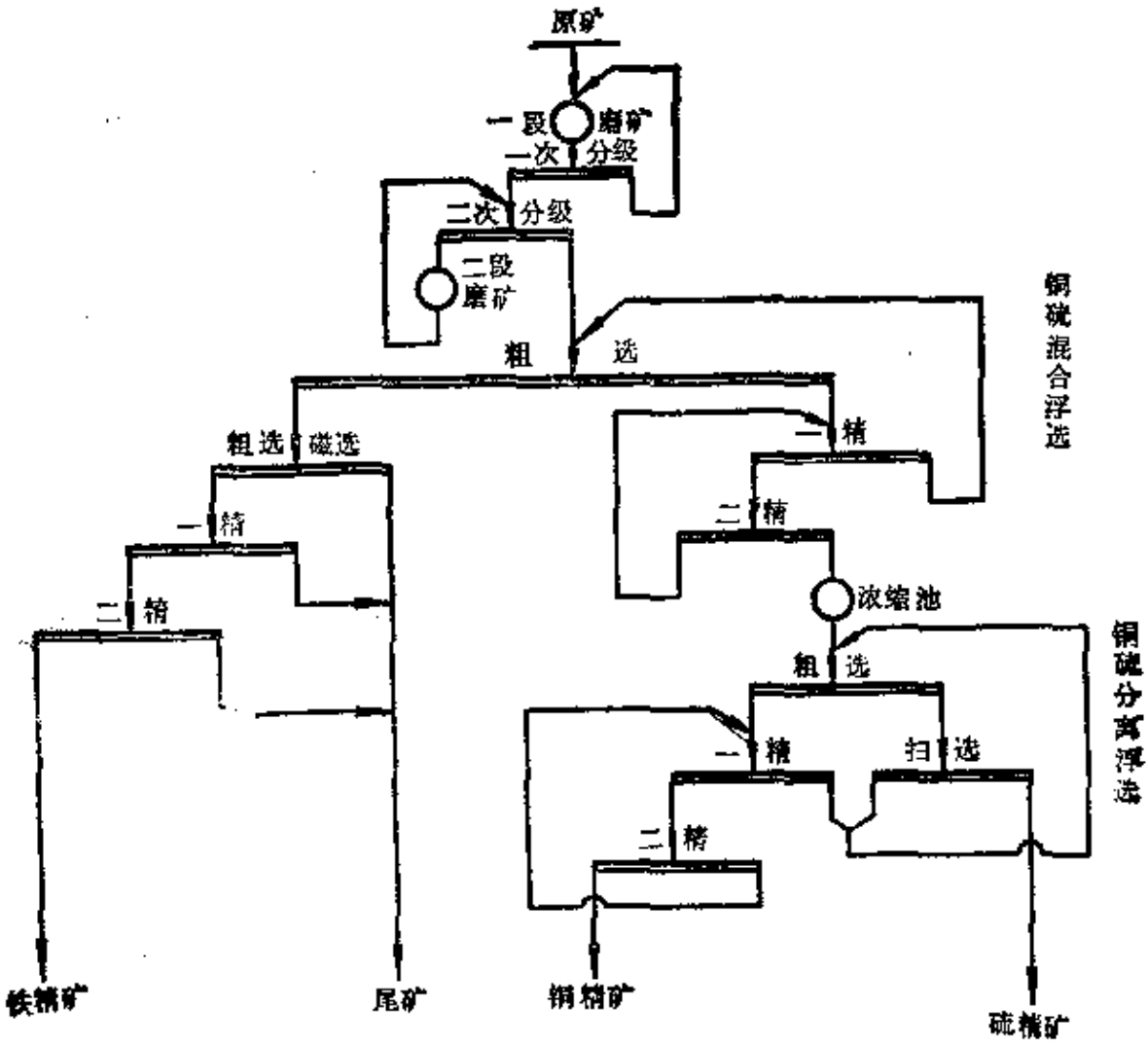


图 12-8　某矿矽卡岩型铜、铁矿石选别流程

第四节　矿物的综合回收——联合流程实例

现仅就国内外发展情况，介绍下列几例。

1．选矿方法的联合流程

图12-9为采用重、磁、浮选联合流程从低品位复杂共生矿石中回收多种有价成分的实例。

该矿是以锂为主的伟晶岩矿床。主要有用矿物为锂辉石，伴生有用矿物有绿柱石、铌钽铁矿、锡石、锆石、钛铁矿等；脉石矿物主要为长石、石英、云母。为了最大限度地回收矿石中的

铍、钽、铌、铷、铯、锡、钛等多种有价成分，采用重选、磁选、电选、浮选联合流程。重选回收密度大、含量低的铌、钽、锡、锆、钛等。为防止铌钽铁矿的过粉碎，采用阶段磨矿阶段选别流程。重选设备为梯形跳汰机与离心选矿机。处理下限可达0.04～0.02毫米。重选所获得的粗精矿，用磁选与电选分离，分别获得钽铌精矿、锡精矿、铁精矿、锆精矿、钛精矿等。重选的尾矿采用碱法浮选，回收锂、铍。为了排除矿泥及易浮矿物对浮铍的影响，采用环烷酸皂浮选脱泥，然后用苛性钠调整矿浆pH值大于12，用Na_2S抑制锂，用氧化石蜡皂、环烷酸皂浮铍。铍浮选作业的尾矿以氟化钙活化锂矿物，用氧化石蜡皂、环烷酸皂浮锂。锂浮选的尾矿再用酸法浮选含铷、铯的白云母、微斜长石。此时，以硫酸调整矿浆的pH值，使之呈酸性，先浮出白云母，后浮微斜长石。其尾矿即为石英精矿，可作为玻璃原料。

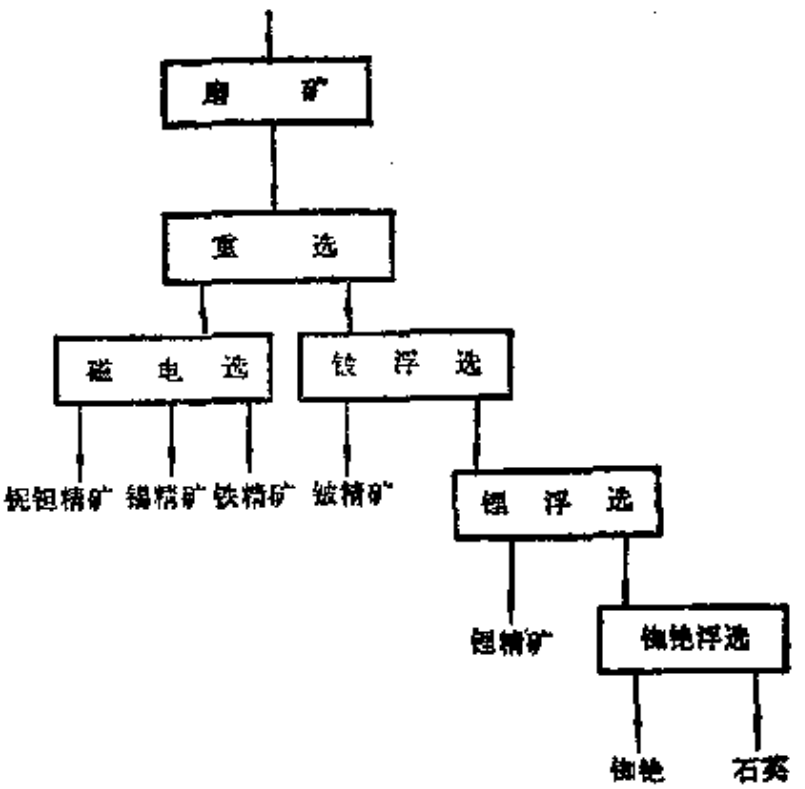


图 12-9 选别复杂共生矿石的联合流程实例

该流程共获十一种产品。除矿泥外，基本上没有尾矿，达到全面综合回收之目的。

图12-10为处理含铜工业垃圾的选矿联合流程。

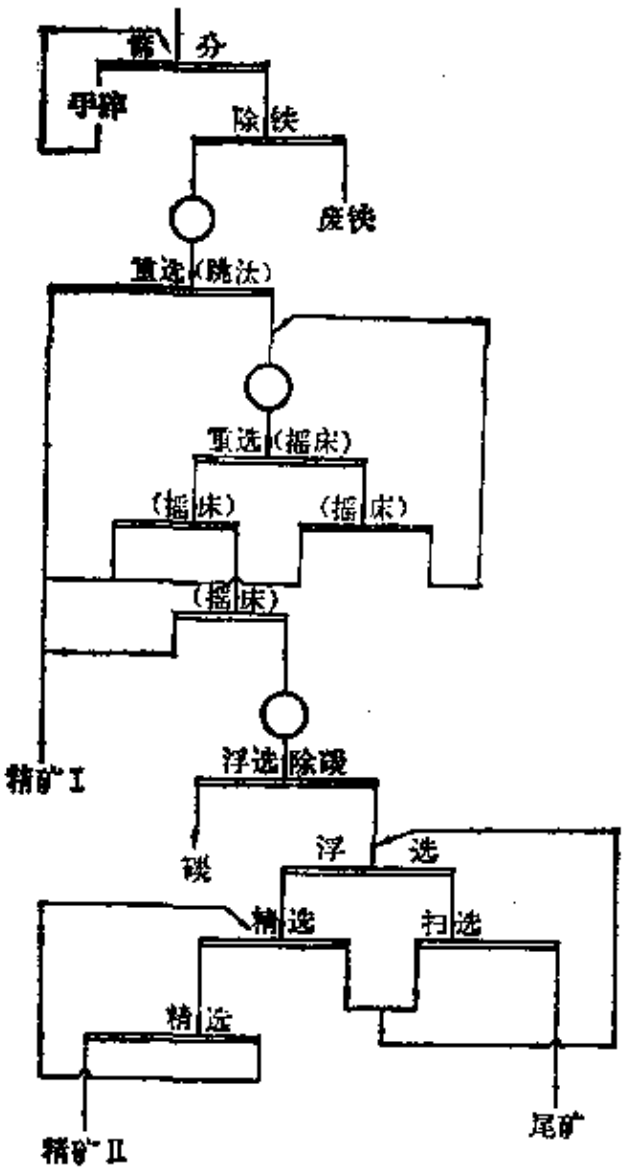


图 12-10 某厂处理炼铜炉渣的选矿联合流程

随着工业生产的迅速发展，工业废渣和垃圾日益增多。以我国某城市为例，冶金工厂每年产出数千吨的炼铜炉渣与废渣，其中含铜较高。合理解决废渣、垃圾的综合利用，消除它们对城市的污染，变废为宝，对于发展生产、保护环境、促进四个现代化都具有重要的意义。

图例流程所处理的含铜灰土炉渣中，铜主要以金属铜与锌、铁、铝、铅等元素化合成各种铜合金的形态存在。另外还有一部

分结合铜，即硅酸铜（$CuO \cdot SiO_2$）、亚铁酸铜（$CuO \cdot Fe_2O_3$）和铁酸铜（$CuO \cdot nFe_2O_3$）。由于炉渣的长期堆存而被氧化，形成少量的氧化铜（以CuO为主）。铜在渣中呈粗细极不均匀的包裹体与嵌镶，粗粒一般在10毫米左右，细粒最小到0.003毫米。由于这种粗细不均匀的嵌布，且2～10毫米以上的铜已和炉渣分离，为避免过粉碎，采用阶段破碎阶段选别。

渣中铜和渣的密度相差很大，其等降比为5.48，铜的可浮性又好，所以采用重选回收粗粒铜、浮选回收细粒铜的方法。因原料中残存和混入大量的焦炭、煤渣、石墨等，为保证精矿质量，在浮铜前必须除去碳、煤渣等杂质。

该厂自1974年投产以来，年回收铜数百吨，相当于一个日采选200～300吨规模的硫化铜矿山的产量。为进一步提高各项技术经济指标，可采用选矿——水冶联合流程，进一步处理细粒摇床精矿与浮选精矿，并综合回收锌。

2．湿法冶炼与选矿方法的联合流程

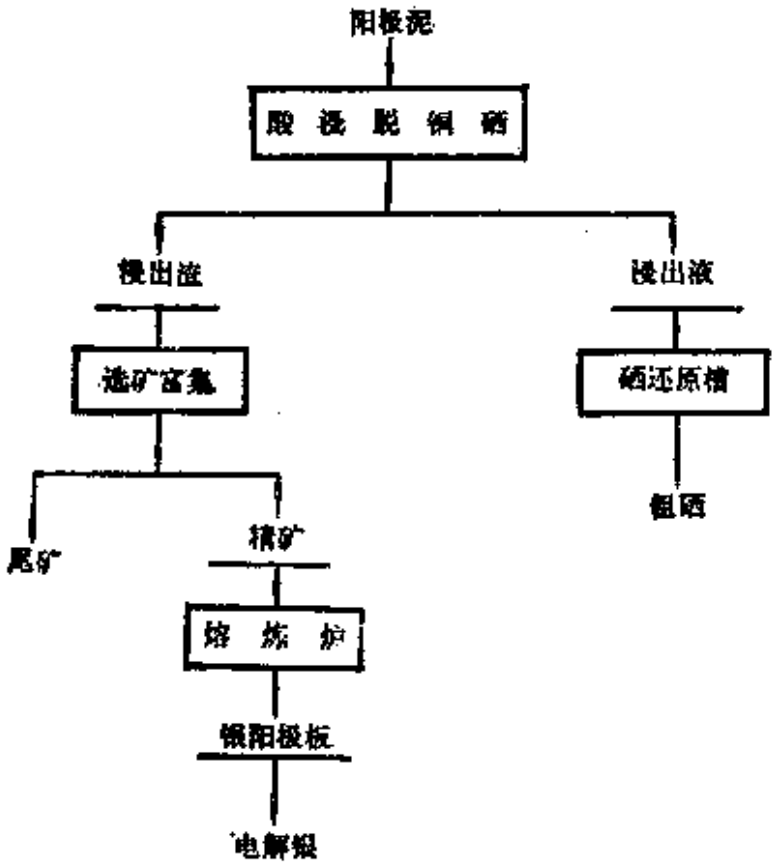


图 12-11　处理铜阳极泥的选冶联合流程

图12-11为冶炼厂处理铜电解阳极泥的选冶联合流程。

其工艺过程为：以稀硫酸溶液选择性地浸出阳极泥中的铜、硒，向浸出液通入二氧化硫气体进行还原，使98%的硒被还原进入粗硒。浸出渣经过选矿处理，精矿含银61%，含铅3%，回收率达94%左右。精矿配以适量苏打，在熔炼炉内进行熔炼，扒渣后的合金含银89%，经吹风氧化后品位可达98.6%，铸成银阳极板，电解得电解银。

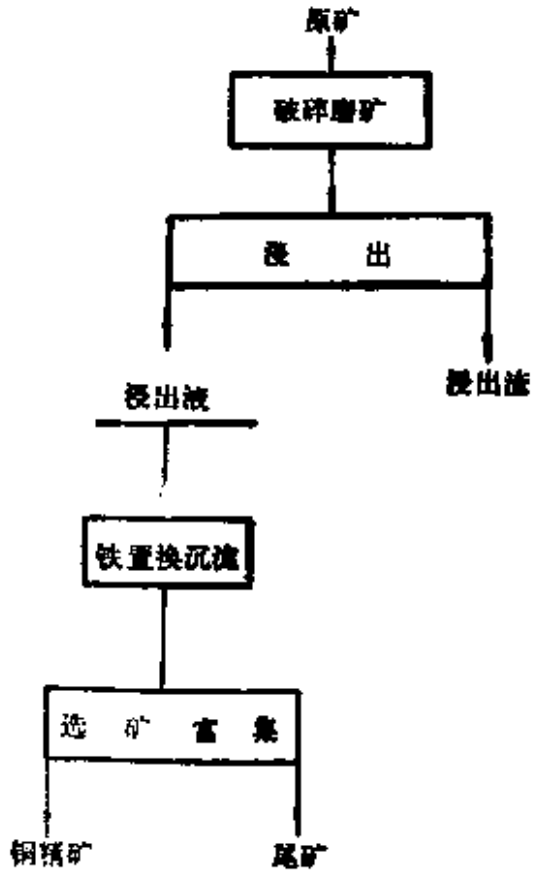


图 12-12　沥滤—沉淀—浮选处理氧化铜矿的原则流程

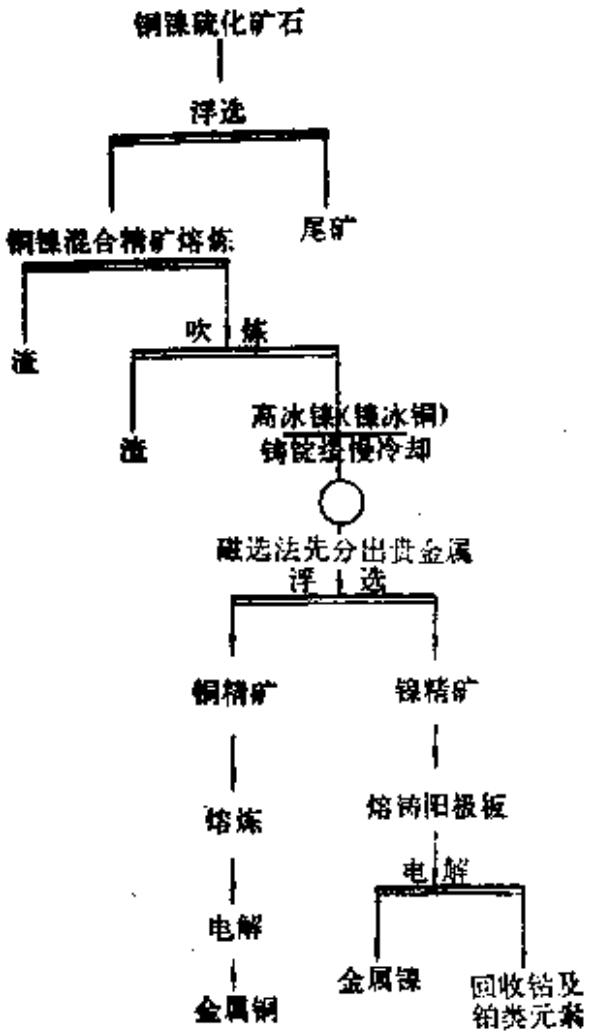


图 12-13　冰铜浮选原则流程

图12-12为处理硅钙质结合氧化铜矿石（如含硅孔雀石等矿石）的沥滤—沉淀—浮选联合流程。该法的实质是：将矿石磨细后（−200目占40～80%），用0.5～3%的硫酸稀溶液进行浸出

（对于某些较难浸出的矿石，浸出时需加温至45～70℃），铜的氧化矿物溶解生成硫酸铜，然后用铁屑置换铜离子，使之还原为金属铜而沉淀析出：

$$CuSO_4+Fe=FeSO_4+Cu\downarrow$$

最后进行浮选，将金属铜及不溶解于硫酸的硫化铜矿物一起浮选，得到铜精矿。

这一方法在实践中已有较多的应用。

3．火法冶炼与选矿方法的联合流程

图12-13为冰铜浮选的原则流程。该法的实质是，对低品位矿石选矿，得混合精矿（如低品位铜、镍矿石浮选的混合精矿），再通过多层焙烧炉或反射炉熔炼。精矿中的杂质成分，如铁、二氧化硅等被排入炉渣；硫的含量降低了，得到含铜、镍贵金属和硫的冰铜，然后注模，缓慢冷却，将温度由980℃降至450℃，以促进铜硫化物晶体与镍—铜合金晶体在镍硫化物基体中生长。缓慢冷却后的冰铜磨碎后，用磁选法将含有贵金属的铜镍合金除掉。非磁性产品采用浮选法，选出铜精矿与镍精矿，再分别采用冶金方法进行处理，最后获得金属铜与金属镍。



GUANGZHOU BOOK SELLING