内 容 简 介

本教材共有两篇十四章。第一篇选矿方法，主要介绍选矿前矿石的准备作业（破碎、筛分、磨矿、分级等）、各种选矿方法（重选、浮选、磁选、电选、化选等）。第二篇选矿工艺实践，主要介绍一些常见的有关黑色金属、有色金属、稀有金属、贵金属和非金属等矿石的选矿实践。

本书除可供高等院校地质类专业学生作教材外，也可作为采矿、选矿、冶金等专业学生的教学参考书，并可供在地质矿业部门工作的技术人员和管理干部学习选矿知识时参考。

前　言

《选矿方法与工艺实践》是供地质矿业类专业学生学习选矿知识的教科书。本书是编者近年来在高等地质院校有关地质类专业、矿产资源管理专业和各地举办的“矿床技术经济评价技术干部培训班”讲授该课程的基础上，根据地质院校一些专业教学计划所规定该课程的教学大纲的内容编写的。

根据目前我国矿产资源开发利用形势的迅速发展，要求地质类专业在教学计划、教学内容方面应有相应的改革，其关键问题之一，是拓宽学生的知识面，为适应其工作的需要，有必要使这些专业的学生较系统地学习有关矿物加工方面的选矿知识，为达到此目的，本书在内容安排方面有别于以“选矿概论”形式的介绍；也不同于象对选矿专业学生那样作详尽介绍。期望学生通过学习本教材，在工作中经过实践锻炼，能独立地解决与本专业有关的各种选矿问题。

本教材第一篇选矿方法部分，着重介绍有关选矿各种方法的基本原理、工艺特征、选矿药剂和选矿设备等。为了使学生在学习选矿方法的基础上，能更好地了解和解决各种主要矿石的选矿问题，以达到学用结合的目的，故安排了第二篇选矿实践部分，重点介绍了对我国目前国民经济发展起主要作用的、有代表性的一般常见矿石的选矿加工工艺流程、技术条件、所用选矿设备、生产技术指标和研究方向等等。

编写过程中，在内容取舍方面，尽量做到理论联系实际，取材以国内为主，另外本着“洋为中用”的原则，适当

吸收了国外有关一些先进的选矿工艺和设备，以体现现代选矿科学技术的发展水平。另外，在编写中考虑到读者对法定计量单位的适应过程，本书除用了法定计量单位，并保留了与法定计量单位相应的单位。

本书除可供地质类专业（矿产地质勘查、矿物材料、探矿工程、矿产资源管理等）学生作教材外，也可作为采矿、选矿、冶金等专业学生的教学参考书，并可供在地质矿业部门从事工作的技术人员和管理干部学习选矿知识时参考。

本教材由中国地质大学（武汉）郭秉文（第一、三、五、六、八、十、十一、十二、十三章）、肖云（第二、四、七、九、十四章）同志编写，在编写过程中得到李万亨教授的大力支持和热情帮助，在此表示衷心感谢。

由于编者水平所限，缺点和错误在所难免，恳请读者批评指正。

编　者

一九九〇年元月

目　录

第一篇　选矿方法

第一章　概述……（1）
　第一节　选矿的目的及在国民经济中的作用……（1）
　第二节　选矿方法和选矿过程……（2）
　第三节　选矿的工艺指标……（6）
第二章　选矿前矿石的准备……（9）
　第一节　矿石的破碎……（9）
　第二节　矿石的筛分……（19）
　第三节　磨矿……（25）
　第四节　分级……（32）
　第五节　破碎磨矿流程……（35）
第三章　重力选矿……（40）
　第一节　概述……（40）
　第二节　水力分级……（44）
　第三节　洗矿……（50）
　第四节　跳汰选矿……（52）
　第五节　摇床选矿……（58）
　第六节　溜槽选矿……（60）
　第七节　重介质选矿……（68）
第四章　浮选……（74）

第一节　概述……（74）
第二节　浮选药剂……（78）
第三节　浮选机……（86）
第五章　磁选……（91）
第一节　磁选的基本原理……（91）
第二节　磁选机……（99）
第六章　电选……（108）
第一节　电选的基本原理……（108）
第二节　电选机……（113）
第七章　化学选矿……（120）
第一节　概述……（120）
第二节　化学选矿的常用方法……（123）
第八章　其它选矿方法……（130）
第一节　概述……（130）
第二节　拣选机……（133）
第九章　选矿产品处理……（136）
第一节　精矿脱水……（136）
第二节　尾矿处理……（146）

第二篇　选矿工艺实践

第十章　铜、铅、锌矿石选矿……（149）
第一节　铜矿石选矿……（149）
第二节　铅、锌多金属矿石选矿……（154）
第十一章　钨、锡矿石选矿……（162）
第一节　钨矿石选矿……（162）
第二节　锡矿石选矿……（167）

第十二章　铁矿石选矿…… (170)
第一节　铁矿石的选矿方法…… (170)
第二节　主要类型铁矿石选矿举例…… (172)
第十三章　金矿石选矿…… (183)
第一节　砂金矿的选矿…… (183)
第二节　脉金矿的选矿…… (186)
第十四章　非金属矿石选矿…… (196)
第一节　磷矿石选矿…… (196)
第二节　硫铁矿选矿…… (202)
第三节　高岭土选矿…… (204)
第四节　石墨选矿…… (206)
第五节　重晶石选矿…… (208)

第一篇　选矿方法

第一章　概　　述

第一节　选矿的目的及在国民经济中的作用

选矿，又称有用矿物精选，它是将矿石中有用矿物成分使之富集的一门技术科学。

从矿山开采出来的矿石（或者进入选矿厂的矿石）称为原矿。原矿一般由有用矿物和脉石矿物所组成，含有用成分的矿物称为有用矿物；矿石中没有使用价值的或不能被利用的矿物称为脉石矿物。

矿石中某有用成分（或元素的氧化物）的含量百分比称为品位。原矿品位一般都比较低，例如，很多铁矿石含铁只有20～30%，铜矿石含铜只有0.5～1%。这样的矿石直接进行冶炼不但技术上有困难，经济上也不合算。而且有一些矿石当其品位很低时，几乎不能直接进行冶炼。为了满足下一步处理的要求，对于品位低的贫矿石，在冶炼前就需要用选矿方法，将矿石中的有用矿物和脉石矿物分开，使矿石中有用成分的品位提高，得出适合于冶炼或其他部门要求的原料。

自然界的矿石中往往含有多种有用成分，例如，铜、铅、锌等有色金属往往共生或伴生于同一矿床中；铁既有单

一的铁矿石，也有铁-铜、铁-硫、钒钛铁等共生矿石。有用成分的互相共生或伴生给冶炼造成很大困难。冶炼过程对原料中某些共生或伴生元素，常视为有害杂质。例如，炼铜的原料中含铅、锌都是有害杂质，炼铁原料中含硫、磷和其它有色金属都是有害杂质。将原料中这些成分彼此分离并使之得到富集之后，就可以变害为利，将它们分别回收，获得符合要求的各种单独精矿。这样就能合理地利用多金属矿石中的各种有用成分。故选矿也是一门综合利用矿产资源的技术学科。

由此可见，选矿的目的就是分离有用矿物和脉石矿物，把共生或伴生的有用矿物尽可能地相互分离成为单独的精矿，除去有害杂质，充分地、经济地、最合理地利用国家矿产资源。

从矿床的储量来看，富矿较少，贫矿较多。随着工业的发展，富矿远不能满足需要，必须大量利用贫矿。故大量的矿石需要选矿处理。因此，选矿在国民经济中的作用就越来越重要了。

选矿是冶金、化工、建材等工业部门必不可少的极其重要的一环。选矿技术的发展，大大地扩大了工业原料基地，从而使那些以前因为品位太低或成分复杂而不能在工业上应用的矿床变为有用矿床。

第二节　选矿方法和选矿过程

一、选矿方法

将矿石中有用矿物和脉石矿物、有用矿物和有用矿物进

行分离所采用的方法称为选矿方法。矿石中的各种矿物，都具有各自的物理性质、化学性质和物理化学性质，如：粒度、形状、颜色、光泽、比重、摩擦系数、磁性、电性、放射性、表面润湿性等。根据这些不同的性质，选择不同的方法，使矿物得到分选。

最常用的选矿方法有：

重力选矿法（简称重选法），是根据矿物比重的不同及其在介质（水、空气或其它比重较大的介质）中具有不同的沉降速度进行分选的方法。它是最古老的选矿方法之一，这种方法广泛地用来选别煤炭和含有铂、金、钨、锡和其它重矿物的矿石。此外，铁矿石、锰矿石、稀有金属矿石、非金属矿石和部分有色金属矿石也常采用重选法进行选别。

磁选法，是根据矿物磁性的不同进行分选的方法。它主要用于选分铁、锰等黑色金属矿石和稀有金属矿石。

浮游选矿法（或叫浮选法），是根据矿物表面的润湿性的不同选分矿物的方法。目前浮选法应用最广，特别是细粒浸染的矿石用浮选处理效果显著。对于复杂多金属矿石的选分，浮选是一种最有效的方法。目前绝大多数矿石可以用浮选处理。

除上述三种常用选矿方法外，还有电选、手选、摩擦选、光电选、放射性选矿，按粒度形状选矿等方法。电选是根据矿物电性的不同来进行选别的方法。手选是根据矿物颜色和光泽的不同来进行选别的方法。摩擦选矿是利用矿物摩擦系数的不同对矿物进行分选的方法。光电选矿是利用矿物反射光的强度不同对矿物进行分选的方法。放射性选矿是利用矿物天然放射性和人工放射性对矿物进行分选的一种方法。粒度、形状选矿是根据矿粒的粒度和形状的不同进行分选矿物

的方法。

以上这些选矿方法，只能使有用矿物与脉石矿物、有用矿物与有用矿物达到机械的分离，并不改变矿物本身的物理性质和化学性质，习惯上叫做机械选矿法。为了处理成分复杂的难选矿石，近年来采用机械选矿方法和化学处理方法（或叫化学选矿）的联合流程。例如：细菌浸出，化学药剂浸出，离析-浮选等方法。

二、选矿过程

选矿是一个连续的生产过程，由一系列连续的作业所组成。表示矿石连续加工的工艺过程称为选矿工艺流程（图1-1）。

整个选矿过程可分为选别前的准备作业、选别作业和产品处理作业。

1。选别前的准备作业

该作业包括破碎和筛分、磨矿和分级。其目的主要是使有用矿物与脉石矿物，有用矿物与有用矿物相互分开，达到单体分离，为分选作业做准备。有时这种准备作业是将物料分成若干适宜的粒级，为分选作业做准备。

2。选别作业

这是选矿过程的关键作业（或称主要作业）。它根据矿物的不同性质，采用不同的选矿方法，如浮选法、重选法或磁选法等等。

3。产品处理作业

主要包括精矿脱水和尾矿处理。精矿脱水通常由浓缩、过滤、干燥(有时需要)三个阶段组成。尾矿处理通常包括尾矿贮存和尾矿水处理。

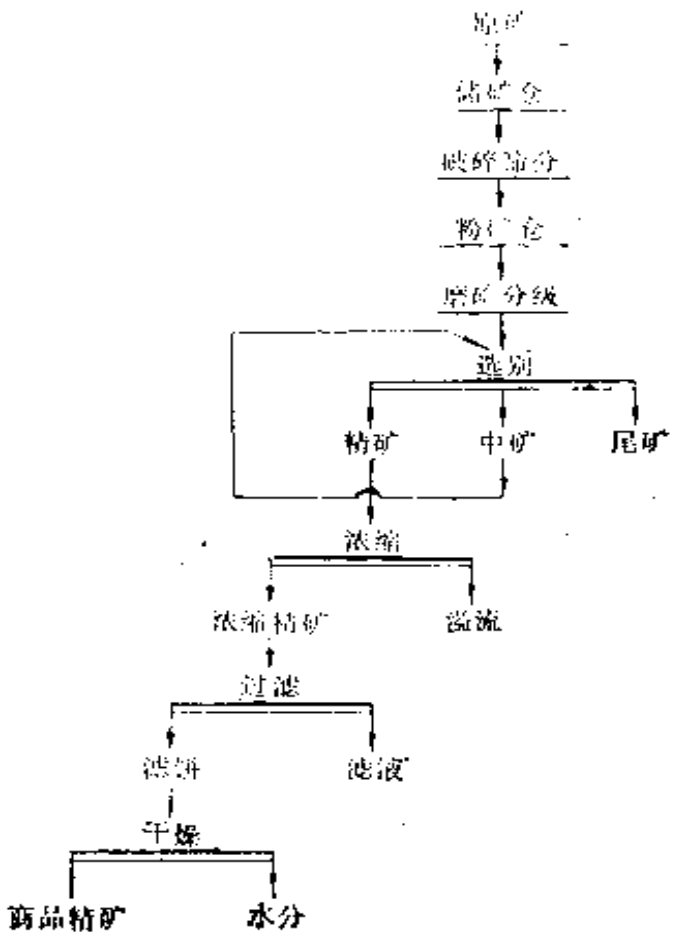


图1-1　选矿工艺流程示意图

矿石经过选别之后，可得到几种产品：精矿、尾矿和中矿。

精矿是原矿经过选别之后，得到的有用矿物含量较高，适合于冶炼或其他工业部门要求的最终产品。尾矿是原矿经过选别之后，得到的有用矿物含量很低，不需要进一步处理的或目前技术经济上不适于进一步处理的产品。中矿是原矿经过选别之后，得到的中间产品（或称半成品），其中有用矿物的含量比精矿低，但比尾矿高，因此中矿还需要进一步加工处理。

第三节　选矿的工艺指标

为了评价选矿过程进行得好坏，通常采用一些技术指标来表示。常用的选矿指标有：产品的品位、产率、金属回收率、选矿比和富矿比等等。

一、品位

产品中金属（或某元素或金属氧化物）的品位，是产品中该金属（或某元素或金属氧化物）的重量与产品重量之比，用百分数表示。例如：铜精矿品位为20%，是指100t干的铜精矿中含有20t金属铜。

通常用希腊字母α、β、δ三个字母分别表示原矿、精矿、尾矿的品位。

二、产率

产品的重量通常以Q表示。产品重量与原矿重量之比的百分数叫做产品的产率，并以希腊字母γ表示。Q是绝对量，而γ是相对量。

例如：某选矿厂每昼夜处理500t原矿石，获得30t精矿，则精矿产率为：

$$\gamma_{精矿}=\frac{精矿重量}{原矿重量}\times 100\%=\frac{Q_{精矿}}{Q_{原矿}}\times 100\%$$

$$=\frac{30}{500}\times 100\%=6\%。$$

尾矿产率为：

$$\gamma_{精矿}=\frac{尾矿重量}{原矿重量}\times 100\%=\frac{原矿重量-精矿重量}{原矿重量}$$

$$\times 100\%=\frac{Q_{原矿}-Q_{精矿}}{Q_{原矿}}\times 100\%=\frac{500-30}{500}\times 100\%$$

$$=94\%$$

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

三、选矿比

原矿重量与精矿重量之比叫选矿比。它表示选出一吨精矿需处理几吨原矿。如上例的选矿比为：

$$选矿比=\frac{原矿重量\ (t)}{精矿重量\ (t)}=\frac{500}{30}=16.7\ 。$$

四、富矿比

精矿品位（β）和原矿品位（α）之比叫富矿比。这个比值表示精矿中有用成分的含量比在原矿中有用成分的含量提高的倍数。如硫化铜矿，原矿中铜品位为1%，精矿中铜品位为24%，其富矿比为：

$$富矿比=\frac{精矿品位\ (\%)}{原矿品位\ (\%)}=\frac{\beta}{\alpha}=\frac{24}{1}=24。$$

五、回收率

精矿中金属（或元素或金属氧化物）的重量与原矿中该金属（或元素或金属氧化物）的重量之比的百分数，称为该金属（或元素或金属氧化物）在精矿中的回收率，通常用希腊字母ε表示。在保证精矿质量的前提下，精矿中金属回收率越高，表示选别作业回收金属越多，效果越好。

在实践中，由于产品的品位很容易通过取样化验获得，故精矿产品的产率和回收率可通过以下两个关系式分别求出。

$$\gamma_{精矿}=\frac{\alpha-\delta}{\beta-\delta}\times 100\%\ ; \tag{1-1}$$

$$\varepsilon_{精矿}=\frac{\beta(\alpha-\delta)}{\alpha(\beta-\delta)}\times 100\%\ 。 \tag{1-2}$$

应用式（1-2）所算出的金属回收率，称为理论的回收率。

第二章　选矿前矿石的准备

第一节　矿石的破碎

从矿山开采出来的矿石块度都很大。目前，露天开采出来的矿块最大尺寸为1000～1500mm，井下开采出来的矿块最大尺寸为300～600mm。块度这样大的矿石不能直接进行分选，因为，其中的有用矿物与有用矿物、有用矿物与脉石矿物紧密共生。为了使它们相互分开，即达到单体分离，矿石送到选厂后，首先将矿石破碎到一定粒度，然后再送入磨矿机磨碎。

选矿厂所采用的破碎机的种类，主要取决于矿石性质、选矿厂的生产能力和破碎产物的粒度等等。

矿石的粗碎作业一般采用颚式破碎机或旋回破碎机。中碎和细碎多使用标准型和短头型圆锥破碎机，在少数情况下，也有使用对辊破碎机破碎。处理松软矿石（如粘土矿或煤矿），一般采用具有冲击作用的破碎机（如反击式破碎机和锤碎机）破碎。

一、颚式破碎机（老虎口）

颚式破碎机俗称老虎口，常用于对矿石进行粗碎。矿石的破碎是在破碎机中两块颚板之间进行的。两块颚板中的一块固定，另一块可动。可动颚板悬挂在固定轴或可动轴上，

通过传动装置，时而靠近固定颚板，时而离开固定颚板，向固定颚板靠近时，破碎矿石；离开固定颚板时，矿石靠自身的重力而排出。

根据可动颚板运动的性质，颚式破碎机分为简单摆动式和复杂摆动式两种（图2-1）。

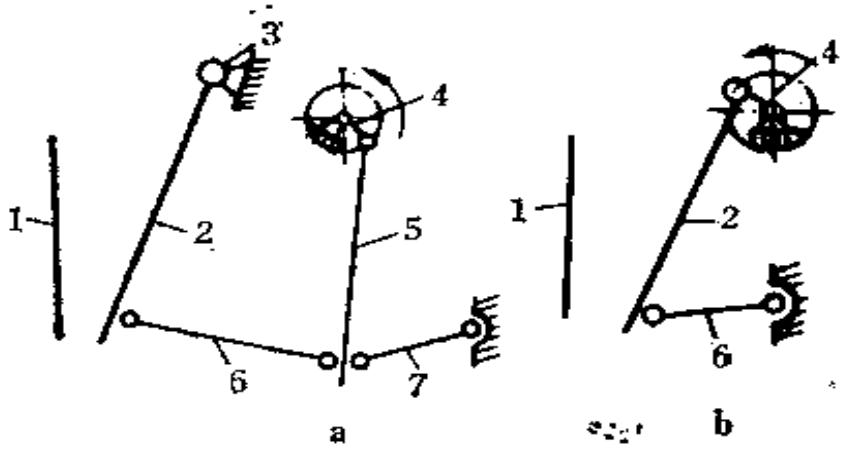


图2-1 颚式破碎机的主要类型

a—简单摆动式，b—复杂摆动式

1—固定颚板，2—可动颚板，3—可动颚板悬挂轴

4—偏心轴，5—连杆，6—前肘板，7—后肘板

简单摆动式颚式破碎机的可动颚板2悬挂在固定轴3上。当传动机构带动偏心轴4转动时，与偏心轴连接的连杆5随着作上下运动。连杆向上运动时，带动两块肘板逐渐伸平，前肘板6迫使可动颚板向固定颚板靠近，两块颚板之间的物料便被破碎。连杆向下运动时，两块肘板之间的夹角变小，可动颚板后退，此时排矿口增大，破碎产物在重力作用下而排出。

复杂摆动式颚式破碎机与简单摆动式颚式破碎机在构造上不同前者的可动颚板悬挂在偏心轴上，因此连杆随之取消，肘板只剩一块。

在简单摆动式颚式破碎机中，当可动颚板围绕悬挂轴做

往复摆动时，动颚上面各点的运动轨迹都是圆弧线，而且动颚的水平行程（水平摆动距离）是上小下大，以动颚底部（排矿口处）为最大，矿石破碎主要靠挤压力实现。在复杂摆动式颚式破碎机中，动颚上部的运动轨迹近似为圆形，中部为椭圆形，下部因受推力板的约束其轨迹为圆弧形，故矿石破碎时，不仅受挤压力作用，还受一定的摩擦力作用，该种摩擦力是向下的，有利于物料的自动排出。

颚式破碎机结构简单，机体重量轻，破碎比较大，可达3～5，价格便宜，适合于破碎坚硬或中硬矿石，特别适用于中、小型选矿厂。

颚式破碎机的规格，用给料口的宽度和长度来表示。例如，1500×2100mm的破碎机，其给料口宽度为1500mm，长度为2100mm。

为了适应工业生产规模的不断扩大，要求制造更大型的破碎机。目前，世界上颚式破碎机的最大规格是2100×3000mm，生产能力达2000～3000t/h。近年来，液压技术在颚式破碎机上得到应用，出现了液压式颚式破碎机，即利用液压来调整排料口的大小，以维持产品粒度在给定范围内。

二、圆锥破碎机

圆锥破碎机是这类破碎机的总称，亦是应用广泛的一种破碎机。根据圆锥破碎机的用途，又可分为粗碎、中碎和细碎三种类型。它们的破碎作用原理大致相同，只是构造有所区别。

1．粗碎圆锥破碎机（旋回破碎机）

图2-2是粗碎圆锥破碎机的结构示意图。可动锥体固定

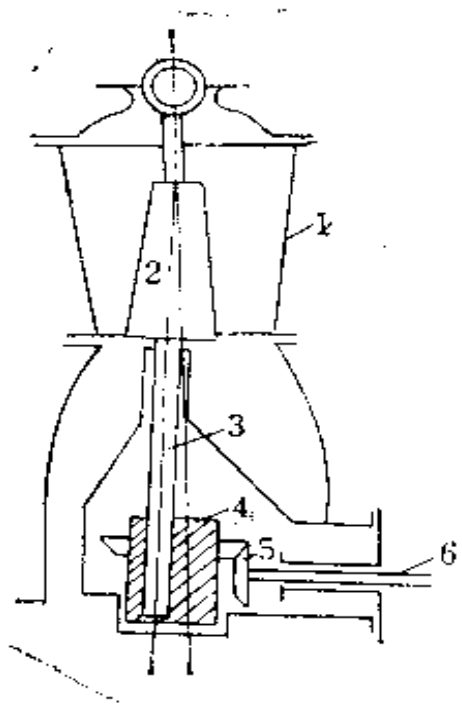


图2-2 旋回破碎机结构示意图

1—固定锥体；2—可动锥体；3—中轴；4—偏心轴套；5—伞齿轮；6—传动轴

在中轴上，中轴上端悬挂在臂架上，下端置于偏心轴套内，偏心轴套上安有伞齿轮。启动电动机后，经传动轴使伞齿轮转动，插在偏心轴套内的中轴随之作回转运动。可动锥体在转动过程中时而靠近固定锥体，时而离开固定锥体。靠近时物料即被破碎，离开时物料即借助于自身的重力排出。此机是连续碎矿和排矿的，故生产能力较高，破碎比可达3～5。

粗碎圆锥破碎机（旋回破碎机）的规格用其给料口的宽度表示。例如，1200mm旋回破碎机，即其给料口宽度为1200mm。

旋回破碎机适合于坚硬矿石的破碎。在可动锥及固定锥体上，皆镶有耐磨材料制成的衬板，磨损后可以更换。

2. 中、细碎圆锥破碎机

中、细碎圆锥破碎机（图2-3）俗称圆磨。用于中碎的圆锥破碎机为标准圆锥破碎机；用于细碎的为短头圆锥破碎机；居于上述两者之间的为中型圆锥破碎机。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、细碎圆锥破碎机的可动锥体和固定锥体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，可适应控制排矿粒度均匀的要求。而旋回破碎机的可动锥体的圆锥形状是急倾斜的、正立截头圆锥，其固定锥体是倒立

的截头圆锥。

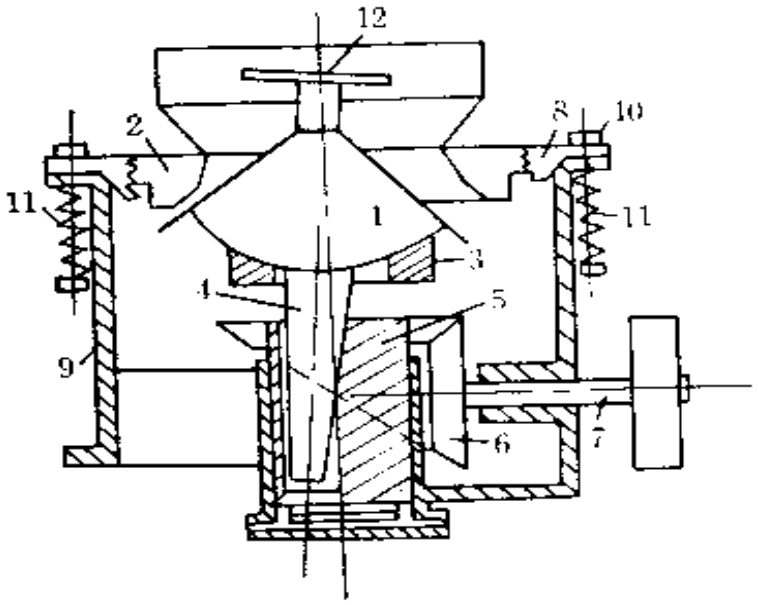


图2-3　圆锥破碎机示意图

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

（2）中、细碎圆锥破碎机的可动锥体支承在球面轴承上。而旋回破碎机的可动锥体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，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，可使固定锥体上升或下降，从而调节排矿口的大小。旋回破碎机利用主轴上端螺帽调整悬挂可动锥体上下，从而调节排矿口的大小。

（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锥体（调整环）和上部机架（支承环）同时抬起，使弹簧压缩，排矿口增大，从而使非破碎物从排矿口排出，避免机器损坏。支承环和调整环借助弹簧的弹力，恢复原位。

(5)中、细碎圆锥破碎机采用水封防尘装置，旋回破碎机采用干式防尘装置。

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2-4。

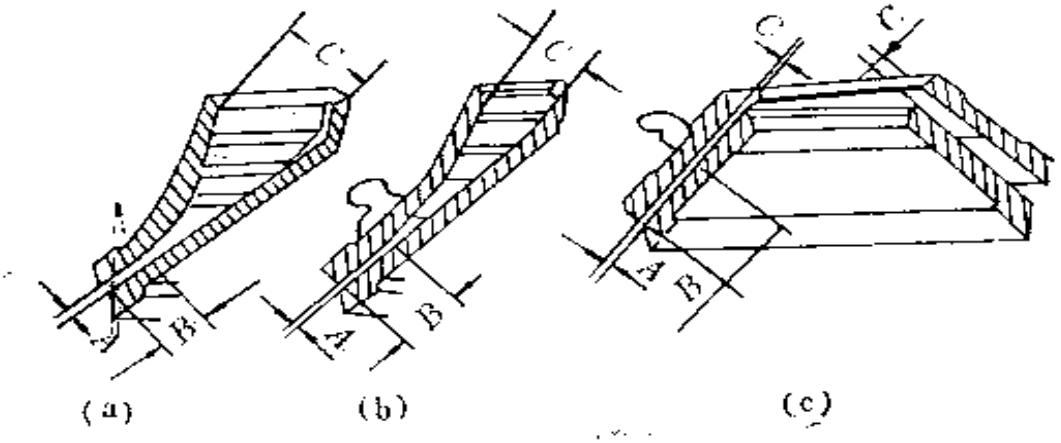


图2-4　中细碎圆锥破碎机的破碎腔型式

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

中、细碎圆锥破碎机的规格，均用可动锥体底部直径表示。例如，2200mm标准型或短头型圆锥破碎机，其可动锥体底部直径为2200mm。

中、细碎圆锥破碎机生产能力大，功率消耗低，破碎比大（*i*为4～5），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。

三、液压破碎机

近代液压技术在破碎设备中得到了应用，设计和生产了液压颚式破碎机、液压旋回破碎机以及中、细碎液压圆锥破

碎机。它们的共同特点是应用液压原理，采用液压油缸的保险机构和调整机构，替换了破碎机原有的保险装置和调整装置。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。

1．液压圆锥破碎机

液压圆锥破碎机可分为单缸和多缸等形式。尽管油缸数量和安装位置不同，但它们的基本原理和液压系统都是相似的。所谓多缸式，即采用多个（一般为12～16个）液压缸代替安全弹簧，并有推动缸和锁紧缸，推动缸用来调节排矿口大小，锁紧缸用来固紧动锥与定锥的咬合螺纹，以免工作时跳动和回扣。所谓单缸式，即取消安全弹簧，而保险作用及排矿口调节完全由置于主轴下部的液压活塞来完成。

底部单缸式液压圆锥破碎机的结构如图2-5所示。调节排矿口是通过液压油缸中油量的增加或减少，使可动锥体上升或下降，从而使排矿口减小或增大。机器过载的保险作用，则通过液压系统中的蓄能器来完成。蓄能器内部充入压力高于正常破碎所需油压的氮气，当坚硬物体落入破碎腔内时，高压油路中的油压大于蓄能器内的压力，蓄能器的活塞将压缩氮气，使液压油

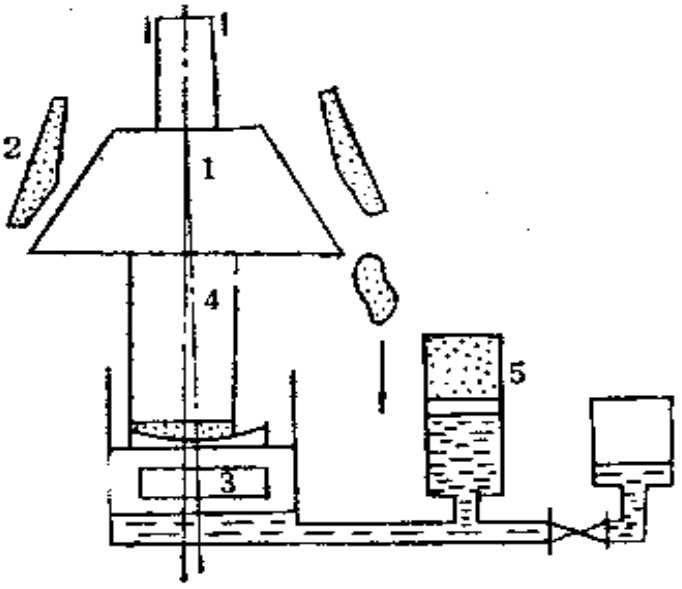


图2-5　液压圆锥破碎机示意图

1—可动锥体；2—固定锥体；3—液压缸；4—主轴；5—蓄能器

进入蓄能器，液压缸内的活塞下降，因此，可动锥体也下降，排矿口增大，坚硬物体排出。这时氮气压力高于油压，进入蓄能器内的油被压回油路，液压缸内的活塞上升，使锥体恢复正常工作位置。

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、细碎破碎。

2．液压颚式破碎机

液压颚式破碎机是近代出现的较新型的破碎设备，其构造与颚式破碎机基本相同。液压颚式破碎机采用液压油缸的保险机构和调整机构，替换了一般颚式碎矿机中的保险装置和调整装置。图2-6为简单摆动式液压颚式破碎机，其主要结构特点是：(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。

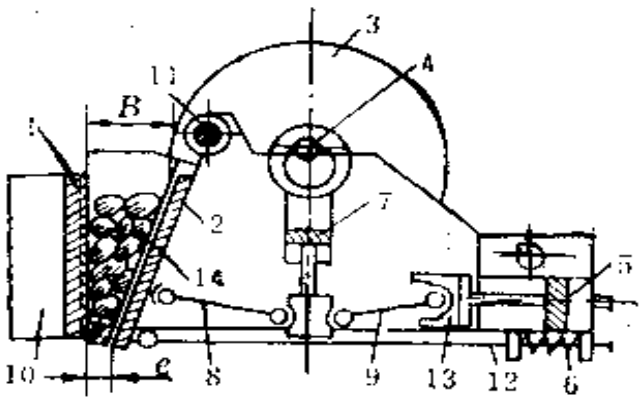


图2-6　液压颚式破碎机

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

四、其它破碎机

1．辊式破碎机

这种破碎机一般用在中、细碎阶段破碎中等硬度的矿石。根据辊的数目来分，有单辊、双辊和多辊三种。其中单辊一般用于破碎煤炭、页岩一类较软的物料。双辊破碎机适用于破碎脆性物料或避免过粉碎的物料。多辊破碎机使用得较少。

辊式破碎机的辊面有光滑的、齿状的或沟槽形状的。光滑表面的辊式破碎机多用于破碎具有中等硬度的金属矿石。具有齿状或沟槽表面的辊式破碎机则较适合于松软物料的破碎。

辊式破碎机的规格以破碎辊的直径D和长度L来表示，即$D\times L$。

常用的对辊破碎机，其原理如图2-7所示。图中3是机架，辊1安装在固定轴承4上，辊2则安装在可动辊轴承4′上。5是弹簧，用于调节两辊间的距离。当偶而落入不可碎的物体时，辊2可压缩弹簧向后面移动少许，以便让不可碎物体落下。当物体通过后，辊2借弹簧的弹力，仍然恢复原来的位置，照常工作。

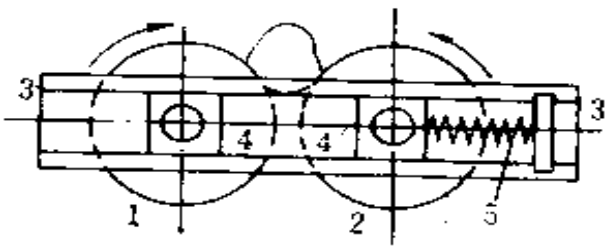


图2-7　对辊破碎机作用原理图

1—固定辊；2—可动辊；3—机架；
4—固定辊轴承；4′—可动辊轴承；
5—弹簧；6—垫片

两个辊子分别用两台电动机带动，并相向旋转，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。破碎后的矿石靠自重排出。排矿口宽度借助增减垫片6移动可动辊轴承来调整。弹簧5为保险装置。两辊间的转速略有差别，这样可以使辊面磨损均匀。

辊式破碎机的优点是构造简单，维护方便，过粉碎少，产品粒度均匀。缺点是辊容易磨损，生产能力小，该种破碎机在小型选矿厂，尤其在小型重选厂应用较普遍。

2. 反击式破碎机

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。其结构及工作原理见示意图2-8。

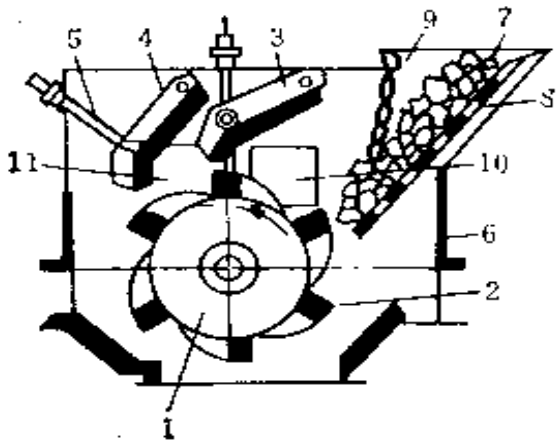


图2-8 反击式破碎机

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，保证机器的安全。

反击式破碎机结构简单；破碎比大（i为50～60）；生产能力高；功率消耗低；可以进行选择性破碎；适应性强；故硬性、脆性和潮湿矿石均可采用它来破碎。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。

第二节　矿石的筛分

一、筛分的意义和筛分效率

1。筛分的意义

松散物料通过筛子分成不同粒级的过程，称为筛分。在选矿厂内，筛分多数是与破碎作业相结合。在矿石进入某段破碎机之前，预先分出粒度已经符合要求的合格产物。这种筛分称为预先筛分。它既能防止矿石的过粉碎，又可提高破碎机的生产率。当矿石含水分高和粉矿较多时，还可以避免破碎机的堵塞。当矿石经过破碎机被破碎之后，应用筛分检查破碎产物的粒度，使不合格的过大块矿粒再返回破碎作业，再次进行破碎，这种筛分称为检查筛分。它可以充分发挥破碎机的能力。

2。筛分效率

评价一台筛分机性能的好坏，通常用其生产率（台时产量）和筛分效率的大小来衡量。所谓筛分效率是指实际的筛下产品重量与原物料中小于筛孔的物料重量的比值。筛分效率通常用百分数表示，计算公式如下：

$$E=\frac{10000(a-b)}{a(100-b)}\ (\%)\ 。\qquad (2\text{-}1)$$

式中：E为筛分效率，%；a为原矿中小于筛孔尺寸的物料含量，%；b为筛上产品中残存的小于筛孔尺寸的物料含量，%。

筛分机的生产率愈大，筛分效率愈高，其性能也愈好。

二、筛分机械

选矿厂使用的筛分机械种类很多，大致有：(1)格筛和棒条筛；(2)陀旋筛（偏心振动筛）；(3)惯性振动筛；(4)自定中心惯性振动筛；(5)共振筛；(6)细筛；(7)弧形筛。

目前国内绝大多数选矿厂采用的筛分机械是惯性振动筛，其中尤以自定中心惯性振动筛应用最多，下面介绍几种主要筛分机械。

1. 格筛和棒条筛

这两种筛子都是固定筛。格筛一般安装在矿仓的上部，以保证粗碎机的入料粒度符合要求。格筛筛上的大块矿石可用手锤或其它方法破碎，使其过筛。固定格筛一般水平安装。

棒条筛是由许多棒条组成，筛面与水平呈一角度，筛分矿石时倾角为40°—45°，筛分潮湿物料时倾角增大5°—10°。物料从筛子上端给入，大于筛孔尺寸的矿块沿筛面自动下滑，小于筛孔尺寸的矿块，穿过筛孔下落。这种筛子用于筛除粗粒物料时，两棒条之间的间隙通常不小于50mm，但在个别情况下也可在25—30mm左右。

棒条筛的外形与结构如图2-9所示。棒条筛的规格以筛面的长×宽表示。筛面尺寸应考虑两个因素：（1）避免物料在筛子两侧的档板间堵塞。为此，筛子的宽度应大于给料中最大块尺寸的3倍，若给料中大块含量不多，筛子的最小宽度可以比给料中最大块尺寸大2倍多100mm左右。（2）要满足生产率的要求。为此，筛面的长度至少为宽度的2倍。

根据棒条筛生产率与筛孔宽度成正比的关系，当要求的

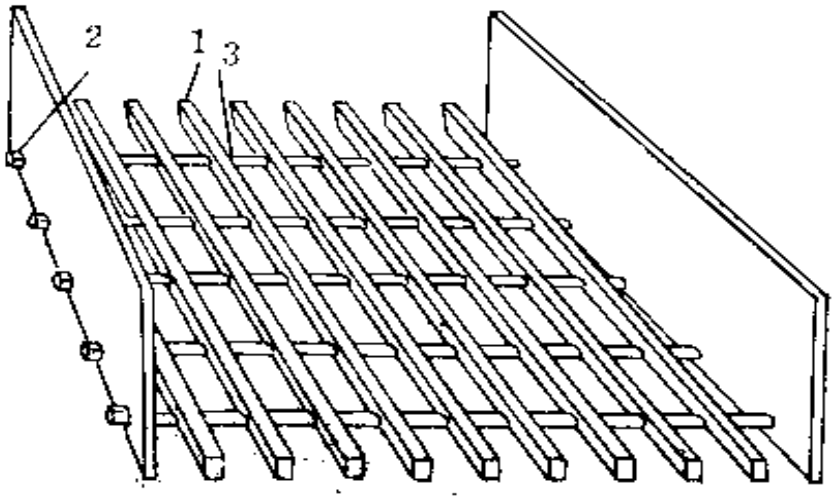


图2-9　棒条筛示意图

生产率已知时，棒条筛的面积（F）用下式计算：

$$F=\frac{Q}{2.4L}\text{m}^2 \qquad (2\text{-}2)$$

式中：Q为按给料计算的筛子生产率，t/h；L为棒条筛筛孔的宽度，mm。

2. 惯性振动筛

这是目前常用的一种筛分机。其结构及动作如图2-10所示。图中筛框1与筛网2借助于弹簧3被支撑在机架4上。筛框上装有两个轴承5，轴上靠近轴承处装有两个配重轮6，7是轮上的配重。当传动轴带动配重轮转动时，会产生较大的惯性离心力并作用于弹簧和筛框，而使筛子振动。筛框的运动轨迹为椭圆。筛面上的物料因筛子振动迫使其在垂直方向作上下振动，造成物料松散和分层，同时也使筛孔不

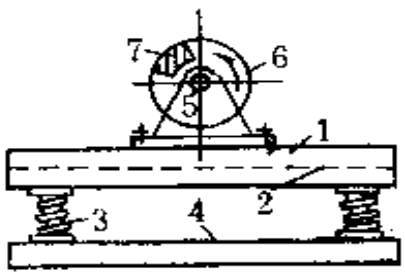


图2-10　惯性振动筛简图

1—筛框；2—筛网；3—弹簧；4—筛架；5—轴承；6—配重轮；7—配重

易堵塞，从而达到筛分的目的。

筛分机安装时，保持向排矿方向有较小的倾角（一般为15°—25°）。这样筛上物料可以借本身的重力作用，自动向前运动，由排矿端排出。

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×长）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%。它适用于处理中、细粒级矿石，给料粒度一般不能超过100mm。它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。自定中心惯性振动筛

自定中心惯性振动筛，一般均悬挂在支架上，所以也称万能吊筛。图2-11为它的外形图。其结构如图2-12所示。筛框1安在轴4偏心部分3的轴承2上。筛框借弹簧5吊挂在固定结构上。飞轮7上装有配重6；飞轮旋转时配重所产生的离心力和筛框回转时所产生的离心力平衡，此时筛框绕着主轴0—0作圆周运动，而主轴的中心线在空间位置保持不变，因此这种传动方式的筛

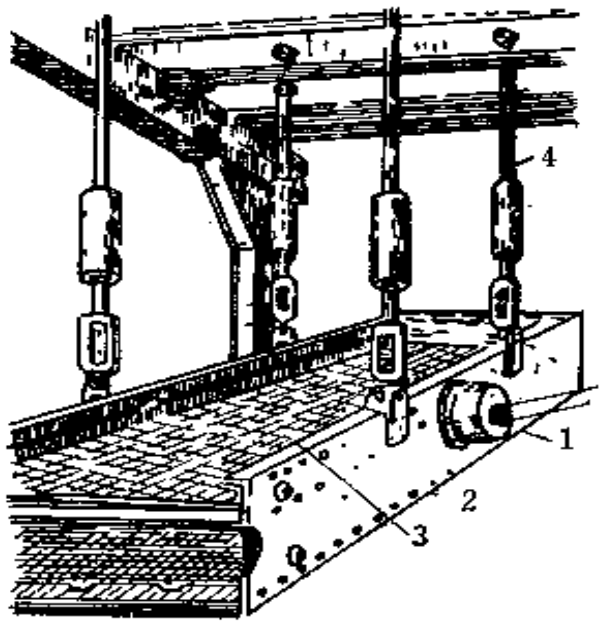


图2-11　自定中心惯性振动筛外形图

1—振动器；2—筛框；3—筛网；4—悬挂装置

子称为自定中心惯性振动筛。

这种筛子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。

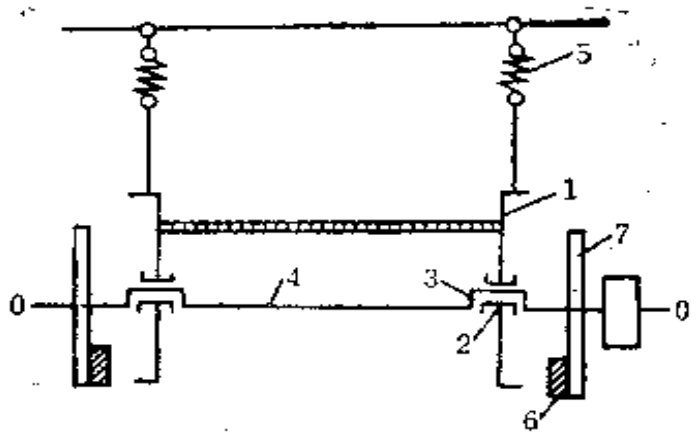


图2-12 自定中心惯性振动筛结构示意图
1—筛框；2—轴承；3—偏心轴的偏心部分；
4—偏心轴；5—弹簧；6—配重；7—飞轮

这种筛子筛分效率较高，一般可达80%以上，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、化工、建材等工业部门，主要作为筛分中、细粒物料的设备，最大给矿粒度可达150mm。

4. 弧形筛

弧形筛是一种湿式细粒筛分（分级）设备。结构很简单，整个筛子没有运动部件。主要部分是一个弧形筛面的格筛，筛面由等距离，相互平行的固定筛条组成，筛条的排列不象平面筛那样与物料运动相同，而是与物料运动方向相垂直。矿浆以一定速度沿切向给入筛子内平面，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。

弧形筛的给矿方式有两种，一种为无压力给矿，称自流弧形筛，另一种为压力给矿，称压力弧形筛。

自流弧形筛如图2-13所示，需筛分的物料自流给入受料

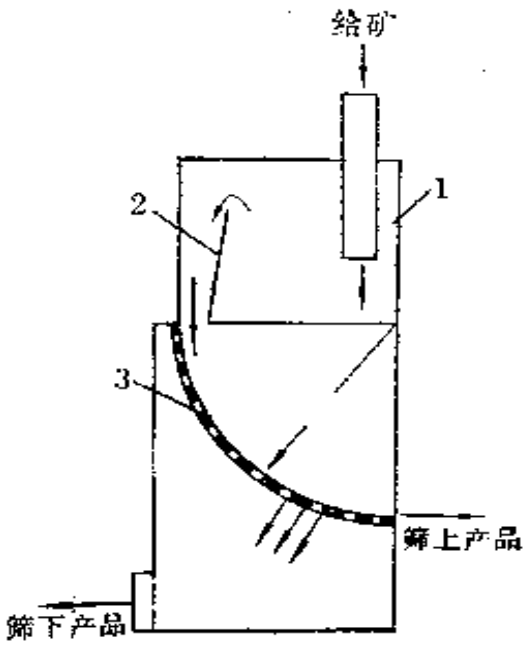


图2-13 自流弧形筛原理示意图
1—受料箱；2—溢流板；3—筛面

箱1，受料箱里面装有一块倾斜的溢流板2，形成一个上宽下窄逐渐收缩的隔槽，矿浆由隔槽的出口均匀地沿切线方向均匀分布在弧形筛面3上，物料被筛分为筛上和筛下产品。

压力弧形筛的给矿（矿浆）是用泵送入给矿箱，给矿箱的出口处装有喷嘴，物料经过喷嘴以切线方向给入弧形筛面上。喷嘴应使物料成扁平状喷入筛面上，形成一种均匀薄层的稳流；喷嘴的截面尺寸主要是控制物料喷入筛子的速度，截面尺寸大，速度就小，筛分效率低。

弧形筛的规格是以筛面的曲率半径（R）、筛面宽度（B）和弧度（α）表示，即$R\times B\times\alpha$，例如：$500\times700\times180^\circ$。

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。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。主要缺点是筛面磨损快。为增强抗磨性，国内已采用尼龙筛条。

5. 细筛

细筛是一种新型的湿式细粒级（0.2～0.044mm）筛分（分级）设备，其结构如图2-14。上部是一个给矿器，下部是由钢板焊接成的筛体，内装有筛框和筛面，筛框的背面有一敲打装置。给矿器是由一个缓冲箱和匀分器构成。缓冲箱

采用阀门控制，以保持箱内恒压和调整给矿量大小。矿浆流到匀分器，均匀地流经筛面，分成筛上和筛下两种产品。

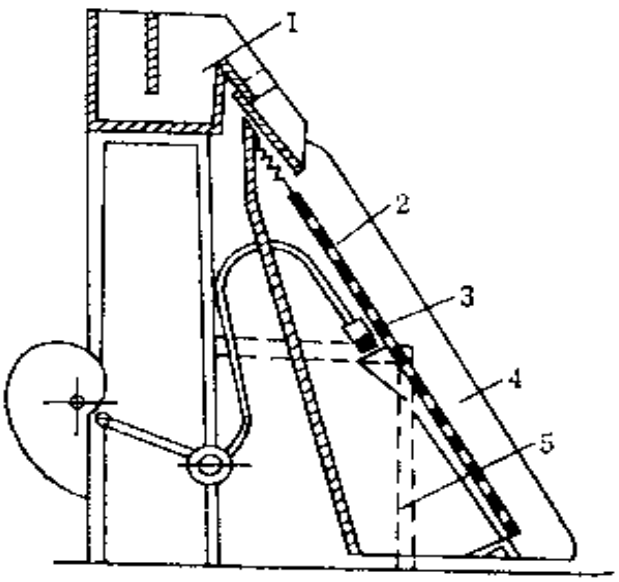


图2-14　细筛结构示意图

1—给矿器；2—筛面；3—敲打装置；4—筛框；5—筛体

细筛的筛面是一格筛，呈长方孔，由固定筛条或筛篦编成。筛条的排列不是与物料运动同向，而是与物料方向垂直。筛面安装在筛框上，筛框用弹簧悬挂在筛体上，并由筛体与水平支承为一斜度，可以调节。在筛框的背面有一打击板，敲打装置的打击锤周期性地打在打击板上，使筛面产生瞬间振动，以防筛孔堵塞。

细筛的工作原理与一般筛分机械不同，和自流弧形筛的工作原理相似，也可以说细筛是弧形筛的发展。细筛除具有弧形筛的许多优点外，它在筛分过程中还具有富集作用，并且筛孔不易堵塞。其规格以筛面尺寸（宽×长）表示。

从国内外的实践表明，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发展前途的细粒分级设备。

第三节　磨　矿

磨矿是矿石破碎过程的继续，其目的是使矿石中各种有用矿物颗粒全部或大部分达到单体分离，以便进行选别，并

使其粒度符合选别作业的要求。

磨矿作业通常是在一个圆筒形的磨矿机中进行的，筒体内一般装有研磨介质，如钢球、钢棒或砾石等等。装钢球（或铁球）的磨矿机为球磨机；装钢棒的为棒磨机；装砾石的为砾磨机。若磨矿机内不装其它介质，只利用矿石自己研磨，则称为无介质磨矿机或称自磨机；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。无论用哪种类型磨矿机进行研磨，在磨矿过程中，它们的作用原理基本上是一致的。都是利用介质（或矿石本身）对被磨物料进行冲击和研磨。

一、球磨机

这种类型磨矿机是在其筒体内装入一定数量的钢球作为研磨介质。利用钢球在筒体内的运动将物料粉碎。这种类型的磨矿机又按其排料方式的不同主要分为两种：溢流型和格子型，此为选矿厂广泛应用的两种磨矿机。

1. 溢流型球磨机

图2-15是溢流型球磨机的结构图。它主要由筒体1及具有中空轴颈的端盖2和3组成。筒体用两端的中空轴颈安在轴承4上。筒体及端盖的内表面镶有衬板5。在我国一般使用锰钢衬板，也有使用铸钢及橡胶衬板。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优点，值得推广及应用。

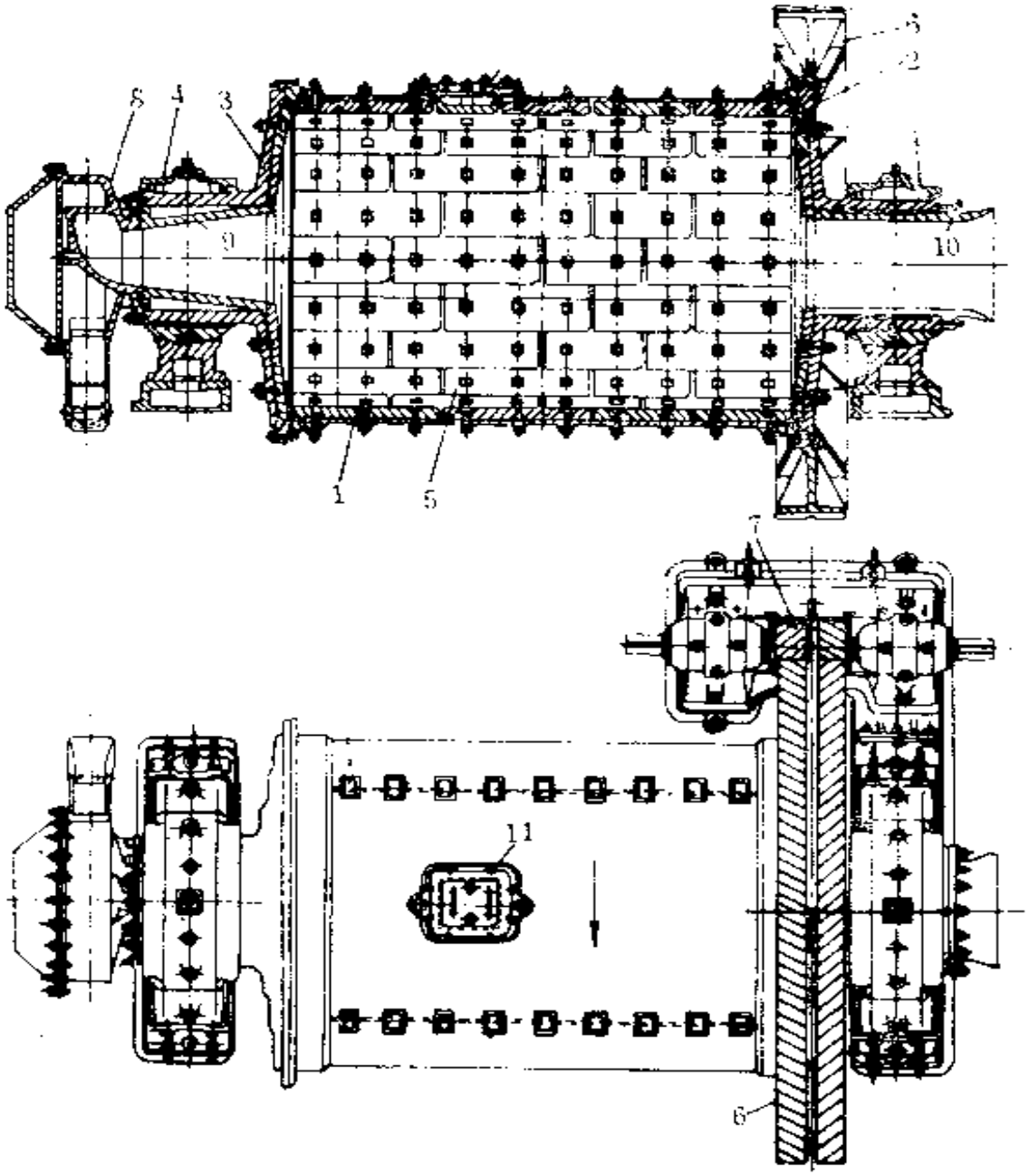


图2-15　溢流型球磨机

1—筒体；2、3—端盖；4—轴承；5—衬板；6—大齿轮；7—小齿轮；8—给料器；9—给料漏斗；10—排料漏斗；11—入孔

磨机工作时，筒体内装入不同直径（25—150mm）的钢球或铸铁球。电动机通过安装在传动轴上的小齿轮7和大

齿轮 6 带动球磨机转动。被磨物料由给矿器8经过给料漏斗9进入筒体，经过磨矿后由排矿漏斗10排出，磨矿机需要更换衬板或需要进入筒体内检修时，待磨矿机停车后可自入孔11进入。这种球磨机由于磨好的物料是从排料漏斗自动溢出，即靠矿浆本身高过中空轴的下边缘自流溢出，所以称为溢流型球磨机。

溢流型球磨机具有构造简单，管理和检修方便，作业率较高等优点。一般在磨矿细度要求高时，宜用该种磨矿机。

2。格子型球磨机

这种球磨机的构造与溢流型基本相同，不同的地方是在筒体的排矿端装有格子排矿装置。见示意图2-16所示。磨矿机的排矿端有格子板 1，格子板上面有许多小孔，以便排出

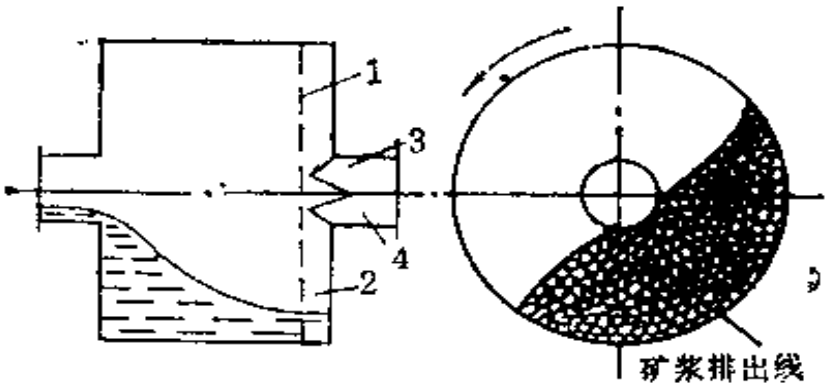


图2-16　格子型磨矿机排料示意图

1—格子板；2—矿浆提升装置；3—锥体；4—排料漏斗

矿浆。格子板靠近排矿端的一侧，安装有矿浆提升装置，这是一种放射状的棱条，棱条将格子板和端盖之间的空间分成若干个（一般 8 个）通向中空轴颈的扇形室。当磨矿机旋转时，放射状棱条起着提升矿浆的作用，将由格子板上小孔排出的矿浆提升到排矿中空轴颈，通过中空轴颈再从磨矿机排

出。这种排矿方式通常称强迫排矿。由于是强迫排矿，因此排矿速度快，并减少了矿石的过粉碎，而且增加了单位容积产量。这种型式的磨矿机比同一规格的溢流型磨矿机产量高。

格子型磨矿机的缺点是构造复杂，排矿格子板易于堵塞，而且检修困难，作业率较低。由于格子型磨矿机有上述许多优点，所以在选矿厂得到广泛应用，特别是当矿石要求粗磨时(如要求磨到48—65目左右)，过粉碎对选别产生明显不利影响时，则采用格子型有利。

二、棒磨机

棒磨机从外形及其主要结构来看，与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—25mm。棒磨机的锥形端盖上敷上衬板后，内表面平直，可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代替了球的点接触所产生的冲击和磨剥作用，因此，具有选择性地破碎作用，从而减少了矿石的过粉碎。其产品粒度均匀，钢棒消耗量低，但不能得到很细的产品。

棒磨机一般用于第一段开路磨矿作粗磨作业。给矿粒度为20—30mm，产品粒度为3—0.3mm。对于性脆、易于泥化的钨、锡矿石或其它稀有金属矿石的重选厂或磁选厂，常采用棒磨机进行粗磨。棒磨机用于开路磨矿，可以代替短头圆锤破碎机做细碎。

三、砾磨机

砾磨机是古老的磨矿设备之一，从结构型式上讲砾磨机

与球磨机没有什么差别，只是采用砾石或卵石作为磨矿介质。因所用介质比重较钢球轻，所以，单位容积的产量也低。砾磨机的长径一般为1.3—1.5。其衬板一般要求能够夹住磨矿介质，形成“自封”，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两者的组合。砾磨机都采用格子型，而不采用溢流型。因为：(1)格子排矿时砾磨机中矿浆面低，可以较大地发挥介质的冲击作用；(2) 排矿快，可减轻过粉碎；(3) 矿量及介质量发生变化时，排矿也较均衡而不会涌出大块矿石。

砾磨机通常用于细磨，作为棒磨和自磨的二次磨矿设备，在个别情况下也有用于粗磨。由于砾磨机能耗小，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，因此，目前在选矿中得到较广泛地应用，特别适用于对物料有某些特殊要求的磨矿。

四、自磨机

自磨机是以被粉碎物料本身作为磨矿介质的磨矿机。其结构由给矿漏斗、筒体、传动、排矿漏斗、基础部分及润滑装置等部分组成。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，通常中空轴颈内径为最大给矿块度的两倍左右。长度短使给矿畅通。

自磨有干式（气落式）和湿式（瀑落式）两种磨矿机，

它们在给矿和排矿端盖以及端盖衬板方面有所不同。早期以干式自磨为主，近期则以湿式占优势。干式自磨机如图2-17所示，端盖和筒体中心线是垂直的。筒体周边装有“T”型衬板，即提升板，用以提升矿石和撞击大块矿石。筒体两端装有“△”型衬板，即波峰板，其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地分布。湿式自磨机如图2-18所示，其端盖与筒体中心线约呈75°夹角，且端盖为锥形，锥角约为150°左右。为防止矿石的偏析作用，筒体上装有“凹”型提升板，端盖上亦装有波峰衬板。此外湿式自磨机均采用格子板排矿而不采用溢流型，因为格子排矿一方面加速排矿减少过磨，同时因为湿式自磨机料位变高时，格子板可阻止大块物料的排出，但格子板的磨损很快。

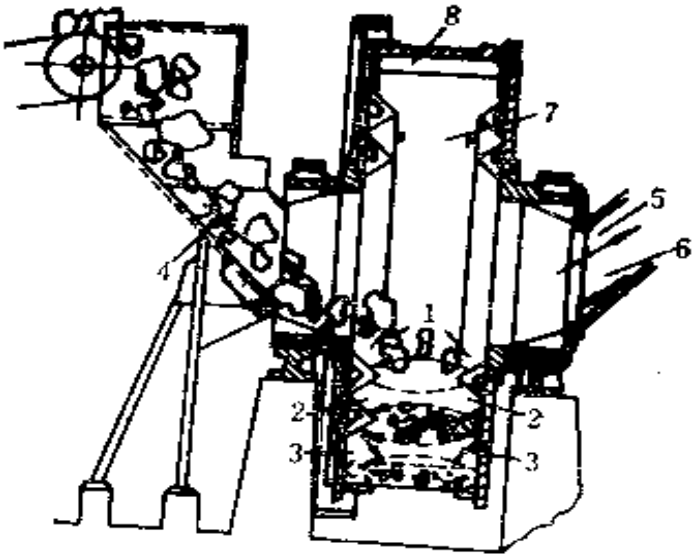


图2-17　干式自磨机

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

自磨机的应用范围很广，由处理非金属矿石，扩展到处理黑色金属、有色金属和稀有金属矿石等方面。采用自磨机对粗碎后的矿石进行自磨，是有利降低大型选矿厂破碎磨矿车间基建投资的措施。特别是对含泥多、水分大的矿石，或者多雨地区的矿山，应用湿式自磨机进行磨矿，则更显得必要。

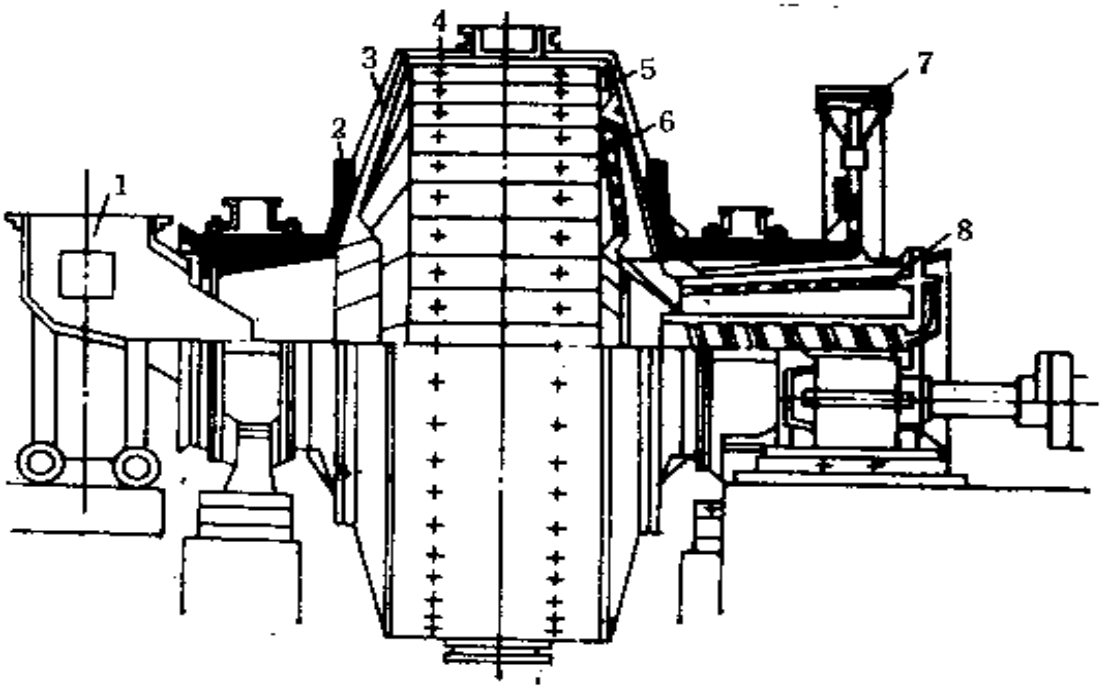


图2-18　湿式自磨机

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)

第四节　分　级

在介质（气或空气）中，物料按其沉降速度的不同分成若干粒度级别的过程称为分级。分级与筛分的目的相同，都在于将矿粒群分成不同的粒度级别，但它们的工作原理及产品的粒度特性不同。筛分是严格地按几何粒度（筛孔尺寸）分离的；而分级则是按它们在介质中不同的沉降速度分离的。

在磨矿作业中，通常采用分级作业与之配合，以便把粒度合格的物料及时分出，既可避免产品过磨，又能提高磨矿效率。选矿厂磨矿作业中使用的分级设备有机械分级机和水

力旋流器。目前，选矿厂应用最多的机械分级机是螺旋分级机，至于耙式分级机、浮槽分级机等，已渐趋淘汰。在钨、锡重选厂，为减少磨矿过程的过粉碎现象，常采用筛子与棒磨机构成闭路。细筛与磨矿作业配合应用，近来也得到了充分的重视。这里只介绍与磨矿作业配合使用得最多的螺旋分级机和水力旋流器。有关水力分级的内容将在重选法一章中叙述。

一、螺旋分级机

螺旋分级机的构造如图2-19所示，它是在一个倾斜的半圆形槽内安装有纵向长轴，轴上安有螺旋叶片，通过传动机构带动旋转。分级机的上端有传动机构，下端有螺旋提升装置。分级机的下部是沉降区，在沉降区细粒随溢流排出，粗粒沉于槽底，被螺旋运向上方，返回磨矿机中再磨。

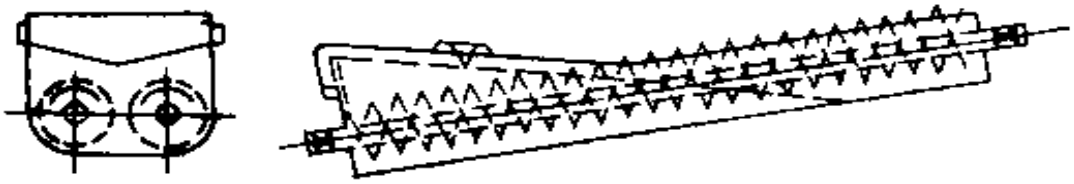


图2-19　螺旋分级机

根据螺旋分级机溢流堰的高低，可分为高堰式、低堰式和沉没式三种，如图2-20所示。

(1) 低堰式：溢流堰低于螺旋尾部轴承之下，如图2-20 (a)。这种分级机分级面积小，螺旋对矿浆面搅动大，溢流产量低，故不适于作分级用，常用于洗矿。

(2) 高堰式：溢流堰高于螺旋尾部轴承，而低于螺旋的上缘，如图2-20 (b) 所示。沉降面积较小，分级粒度较粗，适于分级大于0.15mm粒级的产品。常用于一般磨矿的

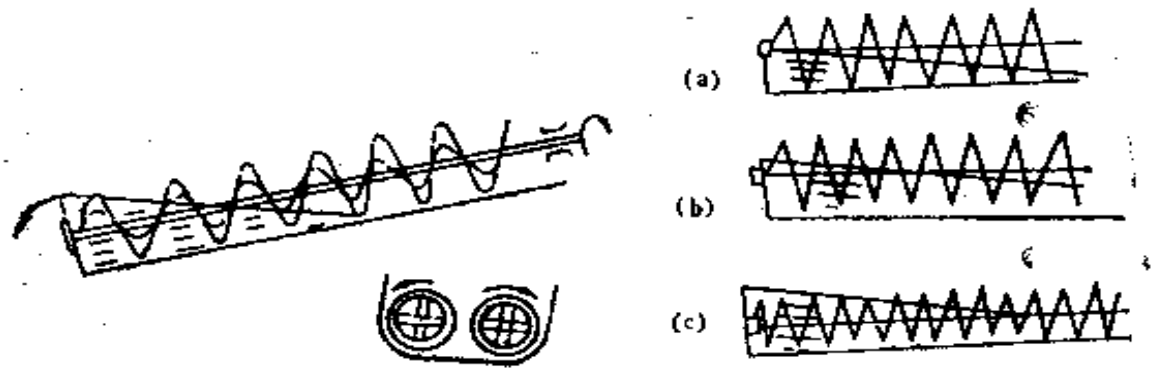


图2-20　各种形式螺旋分级机示意图

流程中。

（3）沉没式：溢流端的螺旋叶片完全浸没在矿浆面下边，如图2-20（c）。分级面积大，分级面平稳，溢流产量高、粒度细，适用于分级小于0.15mm粒级的产品。常用于二段磨矿的流程中。

螺旋分级机按螺旋轴的数目，又可分为单螺旋和双螺旋两种。

螺旋分级机的规格是用螺旋的直径来表示。如规格为2400mm的螺旋分级机，螺旋直径为2400mm。

螺旋分级机具有下列特点：构造简单，工作可靠，处理量大，分级区平稳，分级效率高，操作方便，安装角度大，易于与球磨机组成闭路作业，返砂中含水量低等。因此被广泛应用。它的缺点是，下端轴承易磨损和占地面积大等。

螺旋分级机除普遍用于金属矿山选矿厂湿式磨矿的预先分级和检查分级作业外，还在非金属、建材、化工、煤炭等部门用于分级、洗矿、脱泥、脱水等作业中。

二、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。图2-21为水力旋流器示意图，上部呈圆筒形，下部呈圆锥形，矿浆用砂泵以高速沿切线方向给入，因而产生很大的离心力。在离心力的作用下，较粗的颗粒被抛向器壁，以螺旋线的轨迹向下运动，最后由沉砂口排出，较细的颗粒与大部分水一起在锥体中心形成上升的螺旋流，经溢流管排出。

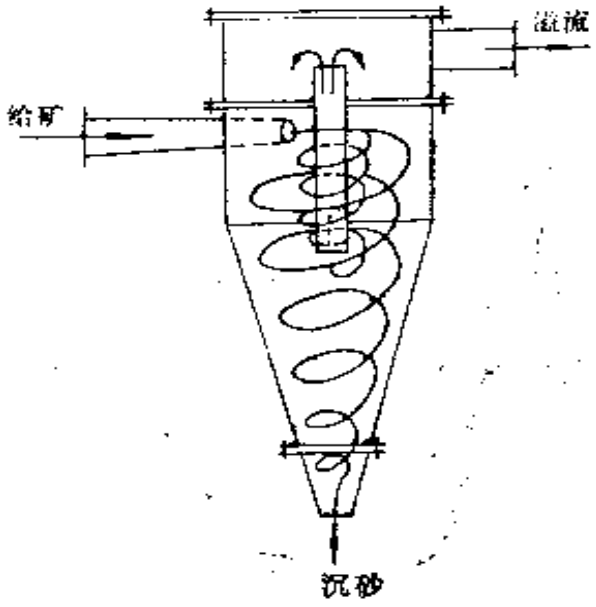


图2-21　水力旋流器示意图

水力旋流器的优点是：构造简单，没有运动部件，体积小，占地面积少，生产率高。缺点是排砂嘴磨损快，工作不够稳定，因此，生产指标容易波动。

水力旋流器除用于磨矿中的分级作业外，还可用于脱水、脱泥以及脱除浮选药剂等。

水力旋流器的规格用其圆筒部分的直径表示。

第五节　破碎磨矿流程

由破碎机、筛分机组成的机组，对矿物原料进行一系列地加工，使其粒度逐渐变小，以适合下一工序的需要，这种由破碎机、筛分机组成的加工顺序称为破碎筛分流程。同样，由磨矿机与分级机组成的加工顺序称为磨矿分级流程。

选矿厂使用的破碎磨矿流程类型很多，每个选矿厂选用何种流程，应根据具体条件来决定。现介绍选矿厂常用的一些主要破碎磨矿流程。

一、破碎筛分流程

选矿厂常用的破碎筛分流程有四种基本类型，如图2-22所示。

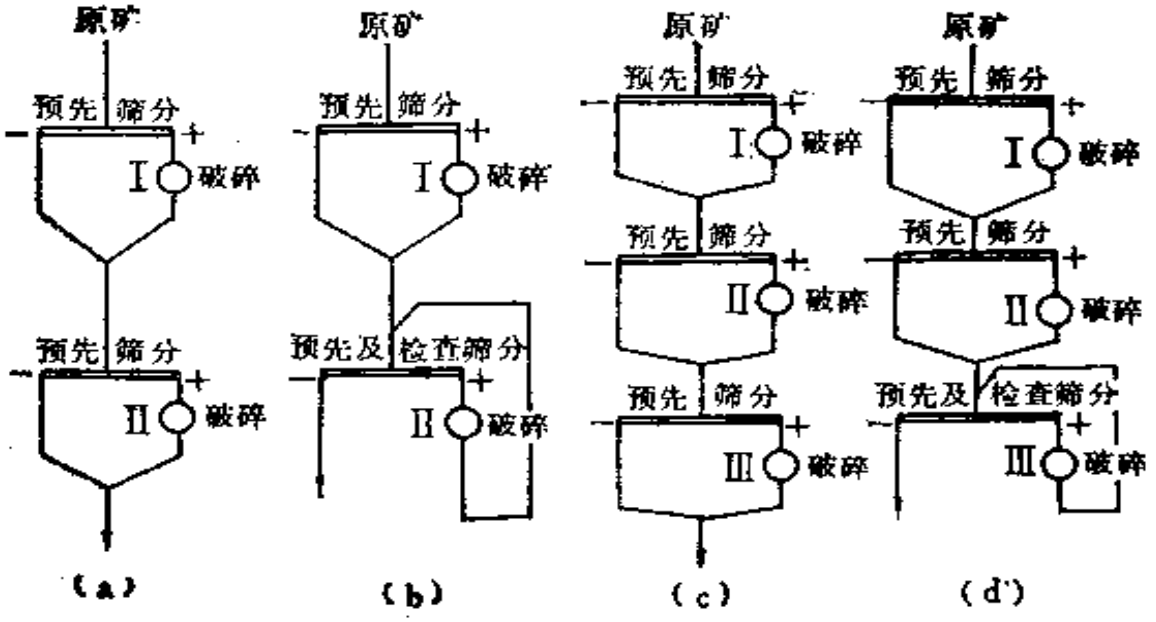


图2-22　常用破碎筛分流程

(a)二段开路，(b)二段闭路，(c)三段开路，(d)三段闭路

两段开路流程见图2-22（a）。该种流程破碎产品粒度大，只在简易小型选矿厂或工业性试验厂中应用。在个别情况下，当井下开采的矿石含泥、含水量很高时，为避免发生堵塞现象，也可考虑采用此流程。两段开路流程的第一段一般可不设预先筛分。

两段闭路流程见图2-22（b）。该种流程在小型选矿厂

经常采用。当矿石性质良好时（含水含泥少），可直接处理井下开采的矿石，或经过井口一次破碎的矿石。

三段开路流程见图2-22（c）。该种流程用于处理含水高的泥质矿石及易产生大量石英质矿尘矿石的大、中型选矿厂。其优点可以简化破碎车间设备配置，减少基建投资。其缺点是产品粒度较大。

三段闭路流程图2-22（d）。该种流程作为磨矿的准备作业，不论是井下开采还是露天开采的矿石，只要原矿含泥不高，都能有效地适应。因此该流程是选矿厂（特别是大型选矿厂）广泛采用的破碎流程。

对某些选矿厂（尤其是大型选矿厂）处理含水较高的泥质矿石，或者在受地形条件限制等情况下，有时采用三段开路破碎加棒磨的破碎流程，即将细碎产物粒度放宽到25—30mm，另加一段棒磨作为细碎，相当于四段开路破碎流程。

二、磨矿分级流程

选矿厂常用的基本磨矿分级流程主要有四种，如图2-23所示。在磨矿分级流程中的分级作业，依其在流程中所起的作用，可分为预先分级、检查分级和控制分级三种。

一段磨矿流程一般用于磨矿细度要求大于0.15mm时，当磨矿细度要求小于0.15mm时，采用两段磨矿流程。在小型选矿厂中，为了简化流程、节约投资，在小于0.15mm的磨矿细度情况下，也可以采用以沉没式机械分级机作为闭路的一段磨矿流程，如图2-23（a），或采用带控制分级的磨矿流程，如图2-23（b），以保证对磨矿细度的要求。有些选矿厂（特别是大型选矿厂）采用棒磨机作第一段开路磨矿，把20—25mm的矿石磨到3mm左右，然后再送第二段球

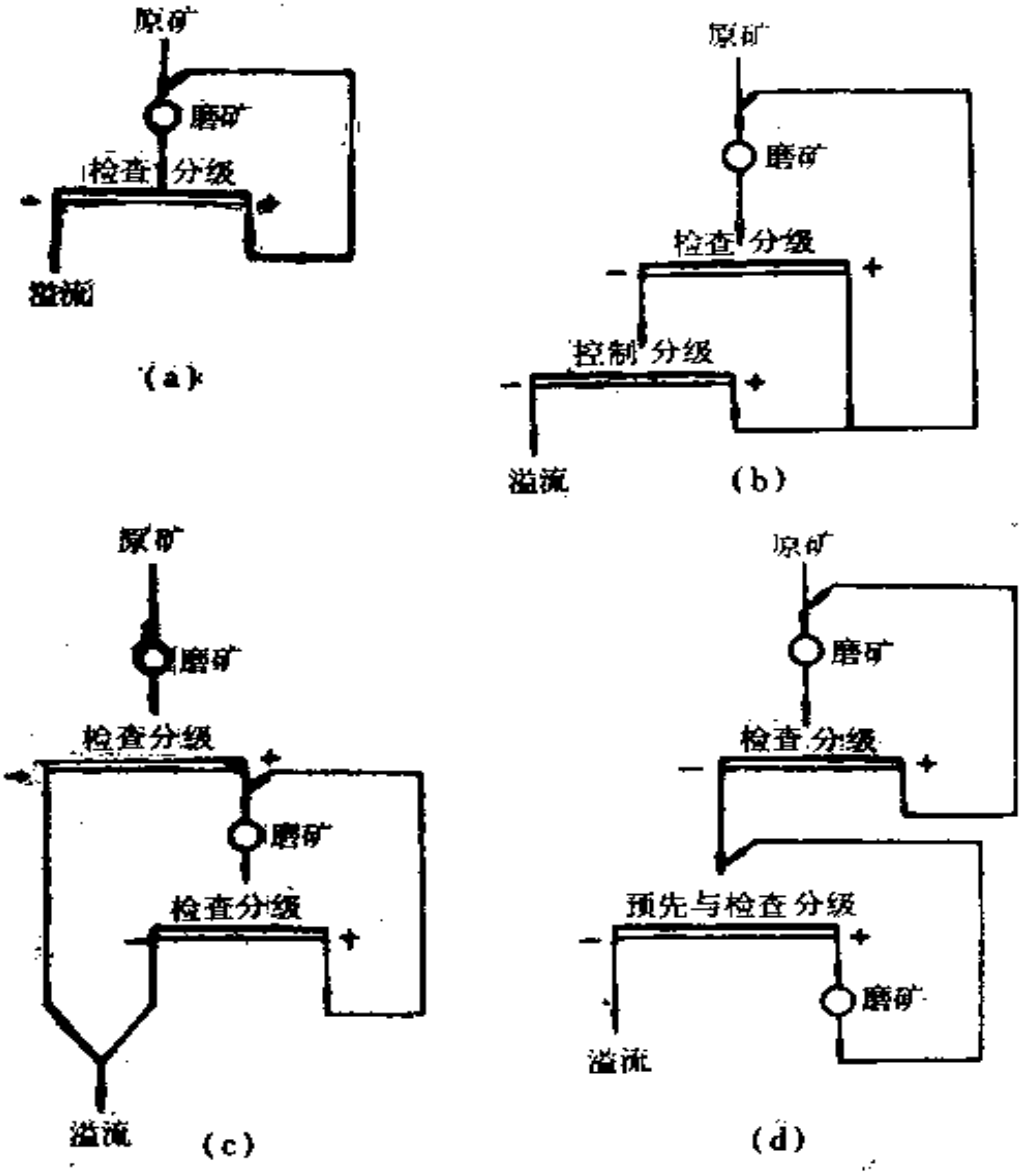


图2-23 常用的基本磨矿分级流程

磨机，磨到要求的细度，如图2-23（c），这样第一段的磨碎比不大，生产能力高而且流程简单。当矿石需要细磨时，应用两段磨矿流程，如图2-23（d），可以发挥磨矿机

效率，减少过粉碎现象。但必须合理地确定第一段磨矿细度，以便正确地分配各段的设备负荷。

长期以来，选矿厂生产实践普遍采用破碎—球磨或破碎—棒磨—球磨的流程。这些流程虽然具有普遍适应性的特点，但它们的段数多，设备多，基建投资大，且建设周期长，经营管理费用高。自从自磨工艺在选矿厂应用以后，有些选矿厂采用自磨代替第一段磨矿，这样连同自磨在内，共是二段磨矿，如果连粗碎在内，则整个选矿厂一共只有三段流程，即一段破碎、一段自磨、一段细磨。采用这种流程，比采用三段破碎二段磨矿流程从设备及生产管理方面都要简单，而且节约基建投资，减少厂房面积。

第三章　重力选矿

第一节　概　述

一、重力选矿的基本概念

重力选矿简称重选。它是根据矿物比重不同及其在介质中具有不同的沉降速度来进行分离矿物的一种选矿方法。

密度（比重）是矿粒最重要的性质。单位体积矿粒所具有的质量，称为矿粒的密度（g/cm^3）。矿粒的重量和同体积4℃水重量之比，得出的比值，称为矿粒的比重。比重为一元因次数。比重和密度的物理概念虽然不同，但其数值与用cm·g·s单位制表示的物质密度值却相等。本教材仍沿用比重表述矿粒的性质。

在重选过程中，用作分选介质的有水、空气、重液和悬浮液。重液是比重大于水的液体，悬浮液是由水和悬浮于其中的固体颗粒组成的两相液体。

重选过程都是在介质中进行的。从物理学得知：在真空中性质不同（比重、体积、形状等）的物体，它们的运动状态（运动的方向、速度、加速度等）完全相同，因此，不可能依据重力的作用使它们彼此分开。然而，在介质中则完全不同，由于介质对运动的物体产生浮力和阻力，性质不同的物体的运动状态将出现差别。为此，可以把它们彼此分离。

重选过程矿粒的基本运动形式是在介质中沉降。矿粒在介质中沉降时，受到两个力的作用：一个是矿粒在介质中的

重力，在一定的介质中，对一定的矿粒其重力是一定的；另一个是介质的阻力，它和矿粒的沉降速度有关。矿粒开始沉降的最初阶段，由于介质的阻力很小，因此矿粒在重力作用下作加速度沉降。随着沉降速度的增加，介质的阻力也增加。介质阻力的增加，矿粒的沉降加速度随之减小。到一定时间之后，加速度就减小到零。此时矿粒就以一定的速度沉降，这个速度叫做沉降末速。沉降末速受很多因素的影响，其中最重要的是矿粒的比重、粒度和形状；介质的比重和粘度。在一定的介质中，矿粒的粒度和比重愈大，沉降末速就愈大。若矿粒的粒度相同，比重大的，沉降末速就大。

实践表明：重选过程不仅必须在介质中进行，而且还必须在运动的介质中进行。只有在运动的介质中，紧密的床层（即矿粒组成的物料层）才能得到松散，分层才能得以进行，因为分层是矿物之间分选的基础。同时借助运动的介质流，将已经分选的产物及时地运搬出去，这样选矿过程才能连续有效地进行。整个重选过程的基本规律可概括为：松散$\xrightarrow{沉降}$分层$\xrightarrow{运搬}$分离。重选中介质的运动形式有：

（1）垂直运动：包括连续上升介质流，间断上升介质流，上升、下降交变介质流；

（2）水平运动：包括倾角较小的斜面介质流；

（3）回转运动：包括不同方向的回转介质流。

二、重选可选性准则

根据阿基米德定律，水的浮力的大小在数值上等于沉没物体所排开的同体积的水的重量。在不流动的水中，物体受两种力的作用：物体的重力（垂直向下）和液体（水）的浮力

（垂直向上）。如果重力和浮力相等，物体处于平衡状态；当重力大于浮力时，物体就下沉；当重力小于浮力时，物体就上浮。

如果物体和液体的比重都是均匀的，根据它们比重的大小就可以决定物体的浮或沉。当物体的比重大于液体的比重时，物体下沉；而小于液体的比重时，物体浮起。在重选中通常以两种比重不同的矿粒在介质中相对比重的比值作为近似地评价重选过程难易程度的指标，即所谓的“重选可选性准则”，以A表示。

$$A=\frac{\delta_2-\Delta}{\delta_1-\Delta} \qquad (3-1)$$

式中：δ_1、δ_2分别为轻、重矿物的比重，Δ为介质的比重。

这个比值反映了两种粒度相同，比重不同的矿粒，在介质中所具有的重力差别。按可选性准则，重选过程的难易程度的分类如表3-1所示。

表3-1　重选过程难易程度分类

A	>2.5	2.5—1.75	1.75—1.5	1.5—1.25	<1.25
分选难易程度	很容易	容易	中等	困难	很难

需要指出的是：当其它条件相同时，随矿物粒度的减小，按比重分离的困难程度将增大，由于细矿粒的重量小，沉降速度就小，因而在重力作用下按比重分离的速度和精确性就会大大降低。为了解决这一问题，可以使细矿粒在离心力的作用下，按比重或粒度进行分选。

三、等降比

矿粒群沉降时，由于比重、粒度的不同，在介质中沉降会发生如图3-1的现象，粒度较小的大比重粒子d_3与粒度

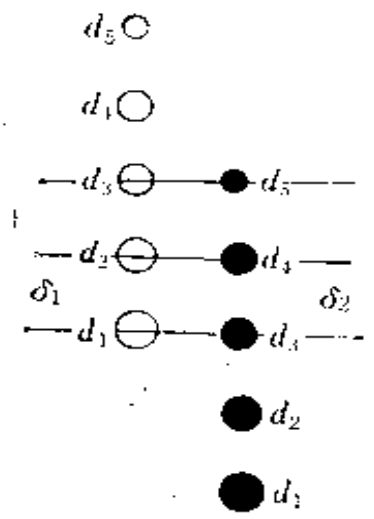


图 3-1 粒群在介质中的沉降

较大的小比重粒子d_1以相同的速度沉降，d_1和d_3称为等降颗粒，$\frac{d_1}{d_3}=L_0$称为等降比。因此，在重选时，矿粒粒度将影响矿粒按比重分层、分选。

为了使矿粒尽可能地按比重分选，重选前矿石必须进行充分地破碎，使其中的有用矿物达到单体解离，并减小进入重选的最大块粒度。筛分和分级是将矿粒分为各种粒级，以便分别进入不同的重选作业。由上述等降比的概念，可知在重选时，粒级愈窄，愈能减小粒度的影响，而使矿粒按比重选分愈精确，并能提高重选机械的生产能力，减少有用矿物在选分过程中的泥化。

四、重选的分类

重选根据作用原理的不同，可以分为分级、洗矿、重介质选矿、跳汰选矿、摇床选矿、溜槽选矿六大类。前两类属于选别前的准备作业，后四类属于选别作业，见表3-2。

表3-2 重力选矿工艺分类

工艺名称	分选介质	介质的主要运动形式	适宜的处理粒度（mm）	处理能力
重介质选矿	重悬浮液或重液	上升流、水平流或回转流	70(100)—2	最大
跳汰选矿	水或空气	间断上升或上下交变介质流	16—0.2	大
摇床选矿	水或空气	连续倾斜水流或上升气流	2—0.04	小
溜槽选矿	水	连续倾斜水流或回转流	0.2—0.01	小

五、重选的应用

与其它选矿方法比较，重选具有处理能力大、选别粒度范围宽、设备结构较简单、不消耗贵重生产材料、作业成本低、没有污染等优点，因此被广泛用于钨、锡矿的选矿。在黑色金属（铁、锰、铬）、稀有金属（钽、铌、钍、锆、钛等）、贵金属矿石的选别，应用也很普遍。重选也是煤的主要选矿方法。重选还被用来选别煤系硫铁矿、磷灰石、金刚石、石棉等非金属矿物。对于那些主要以浮选处理的有色金属（铜、铅、锌等）矿石，也可用重介质选矿预先除去粗粒脉石或围岩，达到初步富集。属于重选的分级、脱水等作业，几乎在所有选矿厂都是不可缺少的。

第二节　水力分级

一、概述

水力分级是根据颗粒在运动介质中的沉降速度的不同，将粒度范围宽的混合粒群，分为若干粒度范围窄的粒群。

按使用的介质不同，分为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机。

水力分级过程，矿粒的基本运动形态是沉降。例如在上升介质流中，若矿粒的沉降速度等于上升水流速度时，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。

通常对于大于 2—3mm 的物料分成不同粒级产物时采用筛分。对小于 2—3mm 的物料，由于筛分效率很低，故采用水力分级。

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，它又是检查细粒物料（－0.074mm）粒度组成的主要手段（如水析）。

二、水力分级机

机械分级机已在第二章叙述，本节主要介绍水力分级机。选矿厂常用的水力分级机有机械搅拌式水力分级机和圆锥分级机。

1. 机械搅拌式水力分级机

它属于上升水流干涉沉降水力分级机的类型。其结构如图3-2。

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中受到了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。

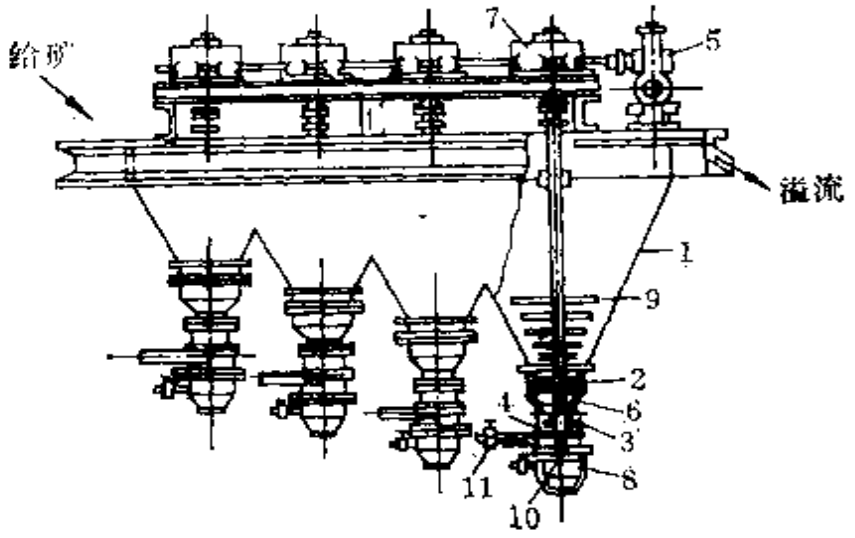


图3-2　机械搅拌式水力分级机

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

这种分级机沉砂含泥量少、省水、沉砂浓度大，常用在钨矿选矿厂，作为摇床选分前物料分级。其适宜的分级粒度小于2—3mm，对小于0.074mm粒级分级效果较差。它的缺点是构造较复杂，配置和操作不便，需要机械动力。

2．圆锥分级机

按处理物料粒度的不同，圆锥分级机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0.15mm以下的物料；矿砂圆锥分级机又叫砂锥，用来处

理大于0.15mm的物料。

浓泥斗是选矿厂常见的脱水、脱泥设备。其结构如图3-3。其主体是一个倒立的圆锥体。上部连接一个短柱体，中心有一给矿管，给矿管下部插入液面。

矿浆经给矿管进入浓泥斗，形成上升和水平流。粗粒沉至锥体下部，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55°—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。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。

浓泥斗主要用在使用水力分级机前对原矿进行脱泥，借以提高分级效率，也安装在磨矿设备前进行矿石的浓缩、脱水，以提高磨矿机的给矿浓度。还可用在各种矿泥选别设备前控制给矿浓度和矿量。

3．云锡式分级箱

云锡式分级箱结构如图3-4所示。其外形呈倒立的锥体，

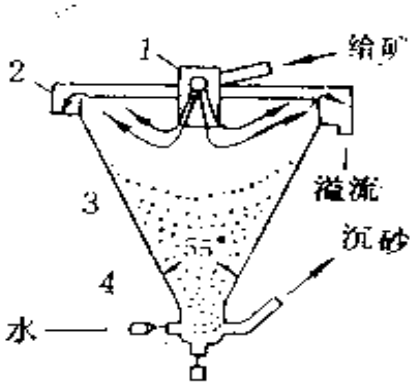


图3-3　浓泥斗示意图

1—给矿管；2—环形溢流槽；3—锥体；4—备用高压水管

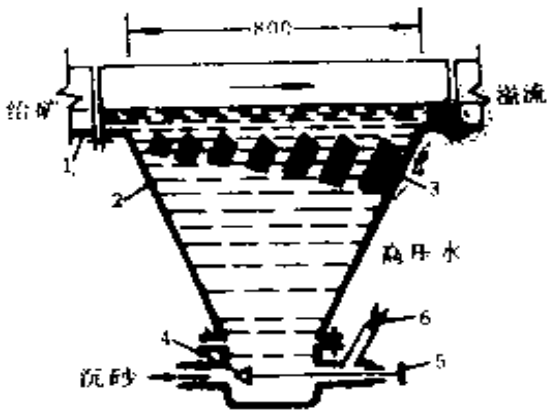


图3-4　云锡式分级箱

1—矿浆流槽；2—分级箱；3—阻砂条；4—砂芯(塞)；5—手轮；6—阀门

底部的一侧设有压力水管，另一侧有沉砂排出管。分级箱常为4—8个，串联工作。中间用矿浆运输流槽连接起来。箱的上表面有五种规格（宽×长）200×800、300×800、400×800、600×800、800×800mm。主体箱高约为1000mm，各分级箱安装时由小到大排列。沉砂则由粗到细排出。

为了减小矿浆流入分级箱内引起搅动，并使上升液流均匀分布，在箱的上表面约垂直于矿浆流动方向安有一组阻砂条3。各阻砂条之间缝隙约10mm。从矿浆流中沉落的矿粒经过阻砂条间的缝隙时，受到上升水流的冲洗，细颗粒被带出到下一个分级箱中。粗颗粒在箱内继续下降，按干涉沉降规律分层。底层粗粒级由沉砂口排出。每个箱的阻砂条间缝隙宽和深度沿流动方向逐渐增大。沉砂的排出量用手轮5旋转砂芯（锥形阀）调节。给水压力应稳定在3kg/cm²左右。用阀门6控制水的流量，自首箱至末箱依次减小。

分级箱通常一对一地配置在摇床上方，用管道与摇床相连。这样分级箱同时承担着分配矿量的任务。沉砂不仅在粒度上，而且在数量上和浓度上均应适合于摇床分选的要求。这种分级箱的优点是：结构简单、易于制造、不耗机械动力、占用的空间高度小、可与摇床配置在同一台阶上、便于操作。缺点是：耗水量较大（5—6m³/t矿石）、阻砂条间缝隙易发生堵塞、矿浆在箱内搅动大，导致分级效率低。我国云锡公司在给矿粒度小于1mm时常应用云锡式分级箱分级。

4．筛板式槽型水力分级机

这种分级机又称丹佛（Denver）型水力分级机，是利用筛板造成干涉沉降条件的设备，见图3-5。

机体外形为一角锥形箱，箱内用垂直隔板分成4—8个分级室。每个室的断面积为200×200mm。在距室底一定高度

处设置筛板。筛板上钻有36—72个直径为3—5mm的筛孔。压力水由筛板下方给入，经筛孔向上流动。在筛板上方悬浮着矿粒群，进行干涉沉降分层。粗颗粒通过筛板中心孔排出，排出量用锥形塞控制。

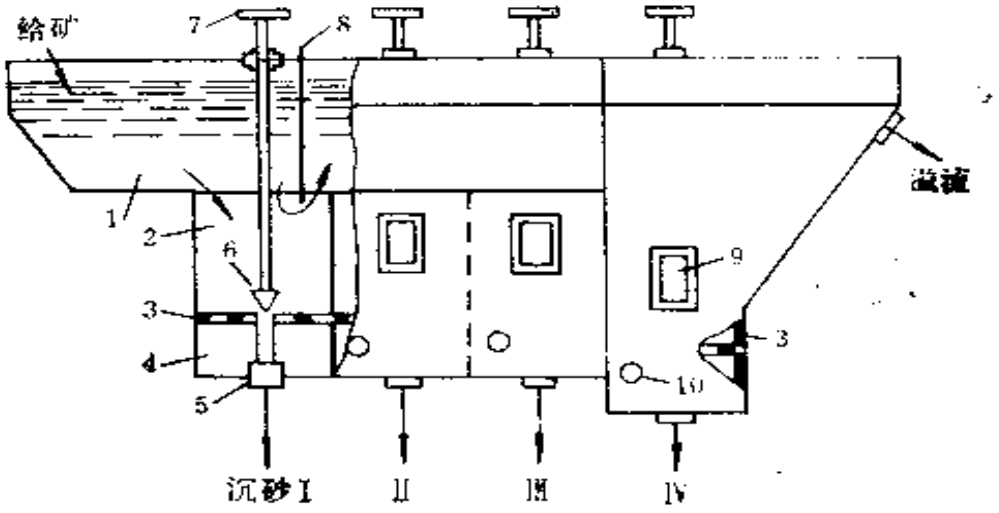


图3-5　筛板式槽型水力分级机

1—给矿槽；2—分级室；3—筛板；4—压力水室；5—排矿口；6—排矿调节塞；7—手轮；8—挡板（防止粗粒越室）；9—玻璃窗；10—压力水管

矿浆由一侧给入，依次进到各室中，各室的上升水速逐渐减小。由此得出由粗到细的各级产物。分级室内上升水速分布是否均匀，对分级效果有重要影响。

该机优点：构造简单、不需用机械动力、高度较小、便于配置。缺点是：沉砂浓度和分级效率均较低。这种分级机在我国中、小型钨矿选矿厂应用较多。可以根据选厂处理能力的不同，制成4室、6室、8室等不同的规格。

第三节　洗　矿

一、概述

洗矿是用来处理与粘土胶结在一起的或含泥多的矿石的重力选矿过程。主要是按粒度分离物料的过程。整个过程大体是水力浸泡、冲洗并辅以机械搅动，将被胶结的矿块解离出来并与粘土分离。实质上洗矿包括了碎散和分离两项作业。

洗矿可作为独立作业。如某些坡积或残坡积氧化严重的赤铁矿石、褐铁矿石，在胶结物粘土中含铁矿物很少，在洗矿之后作为最终尾矿丢弃，所得块状矿石即可作为最终产物应用。

洗矿应用最多的是作为选别前的准备作业。在处理砂锡矿时，利用洗矿方法分离出粗粒的不含矿的废石，所得细粒级部分再经脱泥入选，可以减少处理矿量。井下采出的钨矿石，尽管含泥不很多，但为了手选或光电选矿便于识别，亦常需要洗矿。某些含泥多的矿石，预先用洗矿方法将矿泥与矿块分开，可以避免在操作中堵塞破碎机、筛分机以及矿仓等设备。有些矿石的原生矿泥和矿块在可选性上（如可浮性、磁性等）有很大差别，经过洗矿将泥、砂分开，分别处理，可以获得更好的选别指标。

二、洗矿设备

不同可洗性矿石所用的洗矿设备不同。常用的洗矿设备有：利用筛分机械和机械分级机洗矿、水力洗矿筛、圆筒洗矿机、槽式洗矿机等。

1．圆筒洗矿机

圆筒洗矿机（带筛擦洗机）其结构示意图如图3-6所示。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布置成螺距向筒筛一端渐增的螺旋线，用以搅动和推动物料排出。连接在圆筒末端有一个双层筒筛12。

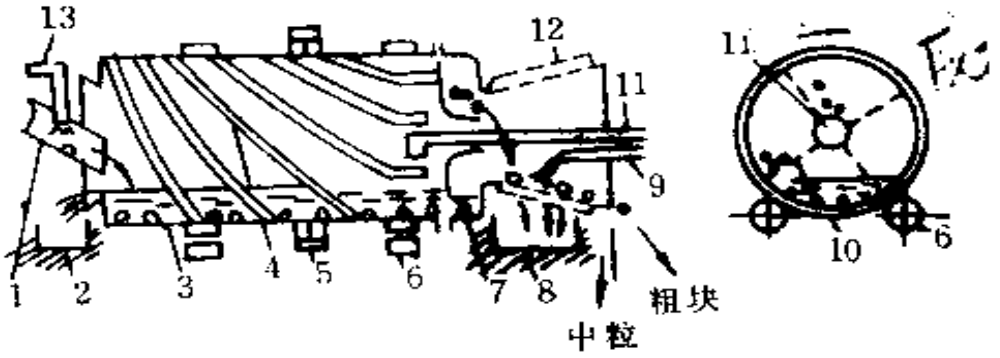


图3-6　圆筒洗矿机示意图

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

矿石连同给矿水由圆筒的一端进料口给入，高压水从筒筛的排矿端引入，与矿块作反方向流动。在旋转的圆筒内，矿石经过水的浸泡、起落搅拌，相互冲击摩擦、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，使粘土和矿块解离。洗下的粘土和细颗粒随溢流从给矿端排出。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双层锥形筒筛上。在双层筛上也加入冲洗水。锥形筒筛与圆筒一起旋转。将物料筛分成粗、中、细三个粒级。细粒级与洗矿溢流合并。

圆筒洗矿机，多用于块状物料较多的中等可洗性矿石。

2．槽式洗矿机

槽形洗矿机和一般螺旋分级机结构类似，即在一个半圆形的斜槽内装有两根带搅拌叶片的轴，如图3-7所示。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，叶片为不连续的浆叶形，叶片顶点连线为一螺旋线，两叶片间交错成90°角，螺旋线的直径为800mm，螺距300mm。两轴以20—25r/min速度反方向相对旋转。两个轴上的叶片是相互交错安装的，这样能起到擦洗作用，促使矿块中除去泥质混合物。

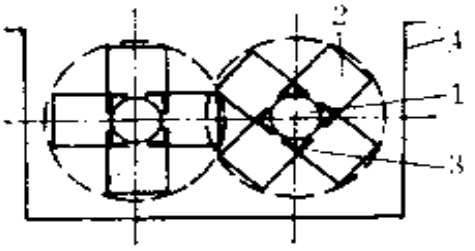


图3-7 槽式洗矿机
1—中空轴；2—叶片；
3—角钢；4—槽体

矿浆由槽的下端给入，泥团的胶结体被叶片切割、擦洗，并借斜槽上端给入的高压水冲洗，将粘土与矿块分离。洗下的粘土物质，从下端的溢流槽排出。粗粒物料则借叶片推动，从槽上端的排矿口排出。

槽式洗矿机适合于处理矿石不太致密、矿块粒度中等（一般不大于50mm）且含泥较多的难洗性矿石。

第四节 跳汰选矿

跳汰选矿是处理比重差较大的粗粒矿石最有效的重选方法之一。跳汰过程的实质是使不同比重的矿粒混合物，在垂直运动的变速介质（水或空气）流中按比重分层。比重小的矿粒位于上层，比重大的矿粒位于下层。然后再借助机械的

作用和水流的作用将其分成比重不同的产物，分别排出。

跳汰选矿是处理粗、中粒矿石的有效方法。处理金属矿石时给矿粒度上限可达30—50mm，回收的粒度下限为0.2—0.074mm。选煤的处理粒度范围为100—0.5mm。跳汰选矿法广泛地用于选煤，同时并大量地用于选别钨矿、锡矿、金矿及某些稀有金属矿石；此外，还用于选别铁、锰矿石和非金属矿石。

跳汰选矿根据所用介质水、空气、重介质，分别称为水力跳汰、风力跳汰、重介质跳汰，生产中常用的是水力跳汰。水力跳汰机种类很多，历史上先后出现过动筛跳汰机、水力鼓动跳汰机、活塞跳汰机、无活塞跳汰机、隔膜跳汰机等。当前生产中，选煤主要用无活塞跳汰机，选矿主要用隔膜跳汰机。

隔膜跳汰机根据隔膜位置的不同可分为：上（旁）动型隔膜跳汰机、下动型隔膜跳汰机和侧动型隔膜跳汰机。跳汰机的传动方式有机械传动、液压传动和机械液压联合传动。跳汰机外形多为矩形，近年来又制成有梯形和圆形的。下面仅对上（旁）动型和侧动型隔膜跳汰机做介绍。

一、上（旁）动型隔膜跳汰机

该种跳汰机由丹佛型跳汰机改制而成，其构造示意图如图3-8。跳汰机有两个区间，每个区间用隔板分成一个跳汰室和一个隔膜室，区间的下部为角锥形水箱，在隔膜室上部有传动机构带动两室隔膜上升下降交替运动，使跳汰室内的水也上下交替运动。原料由一端给入跳汰机第一区间的跳汰室5内，当这个区间的隔膜7被压缩时，在该区间跳汰室内水流便上升。与此同时，第二区间的隔膜被提起，该区间跳

汰室内水流便下降。在上升水流作用下，床层被冲起并逐渐松散，这时床层中的矿粒在水流的动力作用下，首先被冲起的是比重小的细矿粒，其次是比重小的粗矿粒和比重大的细矿粒，最后是比重大的粗矿粒。在上升水流末期，床层得到充分地松散，矿粒开始陆续沉降和分层，比重大的粗矿粒沉得最快，位于下层，其次是比重小的粗矿粒和比重大的细矿粒，比重小的细矿粒沉得最慢，位于上层。水流下降时，随着矿粒的沉降，床层逐渐紧密，粗矿粒沉到筛面上并失去活动性，但细矿粒在下降水流的吸入作用下，仍能通过粗矿粒的间隙向下移动，这种运动形式称为钻隙运动。水流上升下降一个完整的变化循环称为一个周期。每一个跳汰周期矿粒都受到一定的分选作用，经多次往复后，分层渐趋完善。最后大比重矿粒集中在最下层，小比重的矿粒将集中在最上层，进入第二区间的跳汰室，经选别后上部轻矿物自另一端排出。为了减少下降水流对小比重细矿粒的吸入作用，以便提高精矿质量，在跳汰机中补加筛下上升水。经选别后重产物由筛上排矿装置排出，细粒的重产物从筛孔漏下来，经水箱收集，由精矿排出口排出。

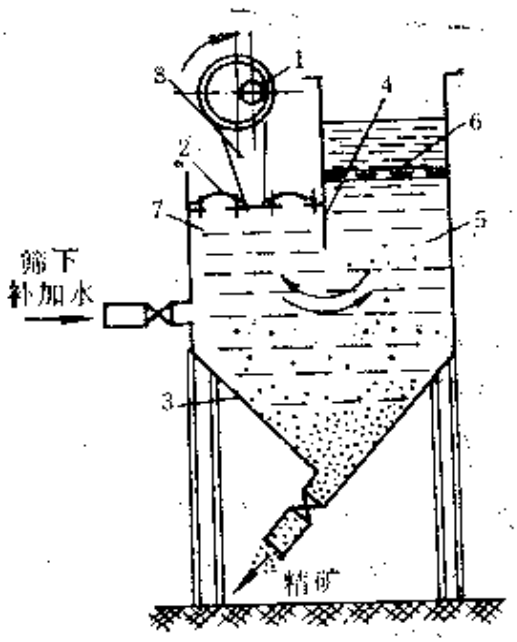


图3-8　土(旁)动型隔膜跳汰机示意图

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

该种跳汰机的优点是：单位面积生产率大，既适于处理

窄级别粗（16—5mm）、中（5—1.5mm）粒级给矿，也适于处理宽级别细粒（－1.5mm）的给矿；隔膜和传动部分在机体上部，便于看管和维修。主要缺点是：规格小，隔膜室占用一半面积，因此，单位有效筛面的占地面积比其它跳汰机大。

这种跳汰机广泛用于选别钨、锡、金矿及其它矿石。

二、侧动型隔膜跳汰机

侧动型隔膜跳汰机的隔膜是垂直地安装在跳汰室筛板下面的侧壁上。按隔膜的运动方向区分为：与矿流运动方向一致的称作纵向侧动隔膜跳汰机；与矿流运动方向垂直的称为横向侧动隔膜跳汰机。现介绍两种常用的横向隔膜跳汰机。

1．矩形跳汰机

其结构如图3-9。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，避免靠近隔膜的部分床层鼓动过大，在机体内鼓动隔膜与筛板间装有倾斜挡板，以使水流的流动长度大致相等。连续补加水管装于机体另一侧壁。

鼓动隔膜用U形橡胶环及卡环连接在机体侧壁上，易于更换，并且在往复运动中产生的应力较小，使用寿命长，冲程可调范围大，达到40—5mm。

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。

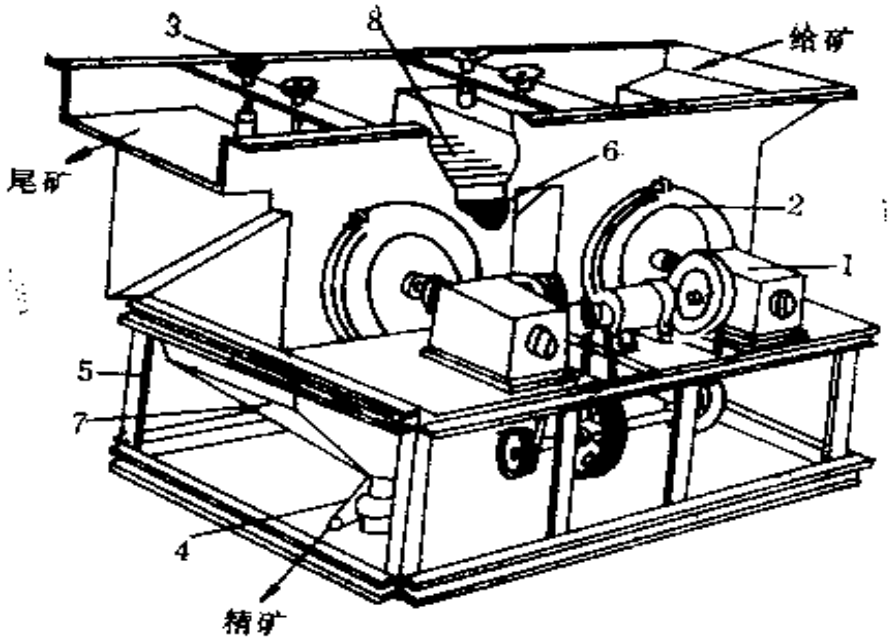


图3-9　矩形跳汰机

1—传动箱；2—隔膜；3—手轮；4—筛下精矿排出管；5—机架；8—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如图3-10所示。由装在筛板尾端的外挡板和内挡板组成，上面还有排尾矿盖板，使尾矿与精矿分开。外挡板的作用是防止脉石混入精矿，将其插入精矿层中，和筛面保持一定距离，以便精矿通过。距离大小与排出精矿的质量和排出速度有关。距离小，精矿排出质量

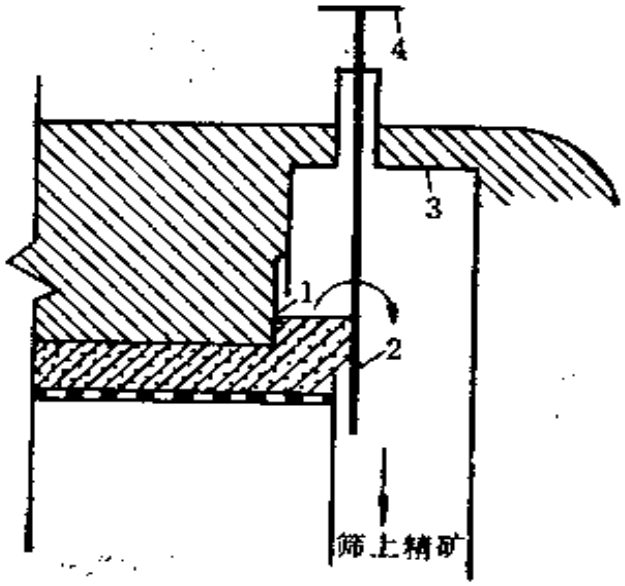


图3-10　尾端筛上精矿排矿装置

1—外挡板；2—内挡板；3—盖板；4—手轮（调节内挡板）

高；距离大精矿排出速度大质量低。精矿的排出速度主要靠内挡板。盖板两端有排气孔，使盖板内部压力与大气相通，便于精矿流动。这种排矿装置可使精矿沿整个筛面宽度排出，并使精矿顺着矿流方向运动，保证精矿及时排出。

矩形跳汰机的主要优点是：（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（即隔膜面积与筛板面积之比值）大，且各室冲程冲次可单独调节，适应于各种粒级，特别是粗粒级物料的选别；（5）处理量大，各项指标好。

其主要缺点是：筛上精矿排矿装置还不够完善，传动皮带易打滑。

2．梯形跳汰机

梯形跳汰机如图3-11所示。跳汰室的平面为梯形，沿矿

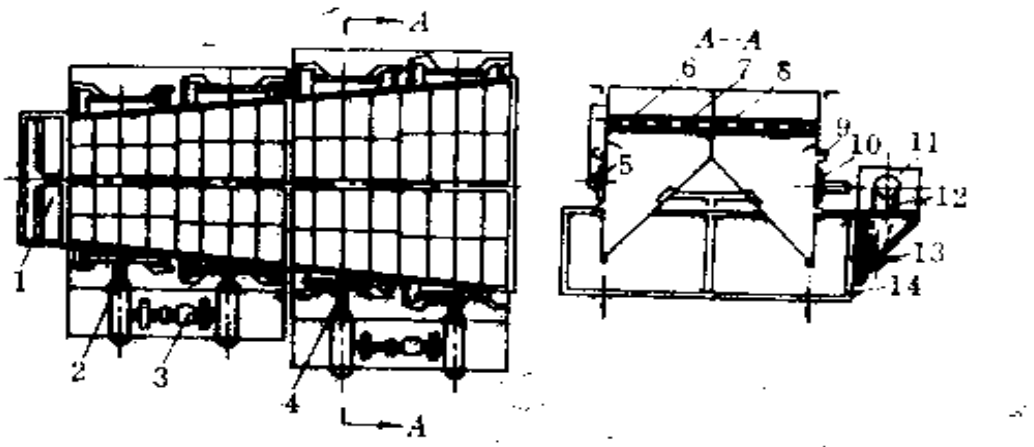


图3-11 梯型跳汰机示意图

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

浆流动方向由窄变宽，如规格为 1200—2000×3600mm 梯形跳汰机，尺寸分别为给矿端宽1200mm、尾矿端宽2000mm、长3600mm。矿浆横向流速将随其宽度的增加而逐渐减小，有利于回收细粒重矿物。全机共有 8 个跳汰室，分为两列，每列四室。隔膜在侧面，各室冲程、冲次可分别调节。

该机适于处理粗、中、细粒和不同品位的宽级别物料。入选粒度范围为10—0.2mm，有效回收粒度下限可达1.3μm。它广泛用于钨、锡、铁、锰等矿石选矿厂。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。

第五节　摇床选矿

摇床（又叫淘汰盘）选矿，是利用机械摇动和水流冲洗联合作用使矿粒按比重分离的过程。是选别细粒物料应用最广泛的重选法之一。

所有的摇床基本上都是由床面、机架和传动机构三大部分组成。典型的摇床结构如图3-12所示。平面摇床的床面近似呈矩形或菱形。在床面纵向的一端设置传动装置。床面的横向有较明显的倾斜，在倾斜的上方布置给矿槽和冲水槽。

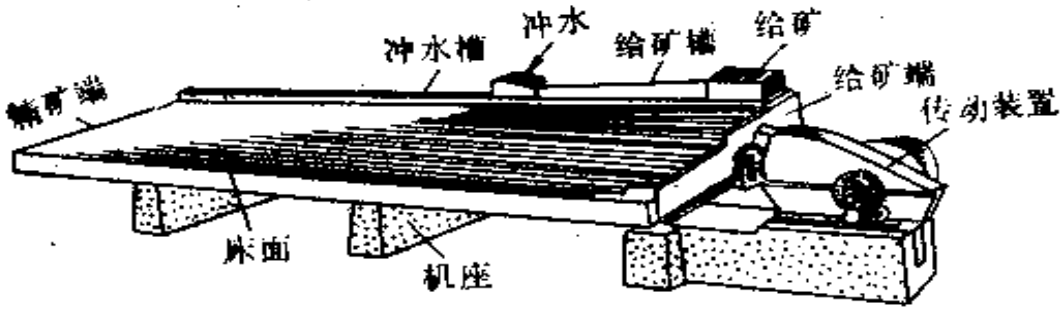


图3-12　典型的摇床外形图

床面上沿纵向布置有床条（俗称来复条）。床条的高度自传动端向对侧逐渐降低，并沿一条或两条斜线尖缩。整个床面由机架支撑或吊起。机架上并有调坡装置。

原料（矿浆或干料）送入给矿槽内，同时加水调配成浓度约25—30%的矿浆，自动流到床面上。矿粒群在床条沟内因受水流冲洗和床面振动而被松散、分层。分层后的上下层矿粒受到不同大小的水流动压力和床面摩擦力作用，而沿不同方向运动。上层轻矿物颗粒受到更大的水力推动，故沿床面的横向倾斜方向运动较多。于是横向倾斜面的底侧被称做尾矿侧。位于床层底部的重矿物颗粒直接受床面的差动运动推向传动端的对面，该处即为精矿端。矿粒的比重和粒度不同，运动方向亦不同，于是矿粒群从给矿槽开始沿对角线呈扇形展开，如图3-13所示。产物沿床面的边沿排出，排矿线很长，故摇床能精确地产出多种质量不同产物。

为了减小矿粒粒度对分选的影响，进入摇床的物料应先进行水力分级。比重小的是粗粒，比重大的是细粒。

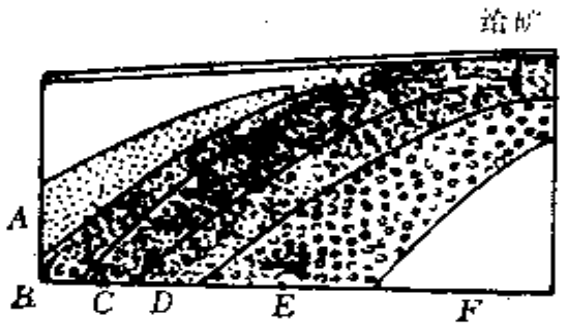


图3-13 矿粒在床面上的扇形分布
A—精矿；*B*—中矿Ⅰ（次精矿）；*C*—中矿Ⅱ；*D*—贫中矿；*E*—尾矿；*F*—溢流及矿泥

摇床根据入选矿石粒度的不同，可分为：矿砂摇床（处理大于0.5mm的矿石）、细砂摇床（处理0.5—0.074mm的矿石）、矿泥摇床（处理0.074—0.037mm的矿石）。三种摇床的主要区别在于：其床面来复条的型式、冲程、冲次、床面倾角（横向坡度）等不同。

目前我国使用比较广泛的有衡阳式摇床（又称6-S摇床），云锡式摇床（又称CC-Z摇床）和弹簧摇床。

摇床主要用于选别钨、锡、钽、铌、铬和其它有色、稀有金属以及贵金属矿石，也可用来选别铁、锰等矿石。选分金属矿石的有效选别粒度范围是3—0.02mm。对于选别1mm以下，特别是0.1mm以下的细粒物料，摇床是一种非常有效的选别设备。

第六节　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。矿粒群给入倾角不大（一般3°—4°，最大不超过16°）的溜槽内，在水流的动力、矿粒的重力（有时还有离心力）、摩擦力等的联合作用下，进行松散、分层与分离。分层的结果，比重大的矿粒集中在下层，以较低的速度沿槽底向前移动，在给矿的同时排到槽外或滞留于槽底；比重小的矿粒集中在上层，以较大的速度被水流带走。即不同性质的矿粒，在槽内按比重分选。另外，矿粒的粒度和形状对分选过程的精确性也有一定的影响。

根据溜槽的不同构造和不同的选别对象，可分为粗粒溜槽和细粒溜槽两大类。

粗粒溜槽通常是窄而长的木槽，槽底装有挡板或其它铺物，槽中的水层较厚，并以较大的速度流动。粗粒溜槽主要用于选别砂金、砂铂、砂锡及其它稀有金属砂矿。进入粗粒溜槽被选物料的粒度可达100—200mm或更粗。粗粒溜槽均

采用间断作业。其选别过程可分为选别阶段与清洗阶段。选别阶段将原矿和水给入溜槽内，比重小的矿粒呈悬浮状态被水流带走，成为尾矿；比重大的矿粒沉下，被阻留于槽底为精矿。清洗阶段，停止给矿，将沉在槽底的精矿清出。

粗粒溜槽选别效果差、劳动强度大，目前已逐渐被大型跳汰机或新型溜槽选矿设备所取代。

细粒溜槽的槽体不太长，槽底没有铺物，或有时铺纺织物、方格橡皮，槽水层较薄，流速亦小。细粒溜槽的结构型式有间歇式和连续式。根据处理矿石的粒度，细粒溜槽可分为：矿砂溜槽，（处理大于0.074mm的矿石）与矿泥溜槽（处理小于0.074mm的矿石）。常用细粒溜槽如表3-3所示。下面介绍几种目前选矿厂常用的溜槽选矿设备。

表3-3 细粒溜槽应用情况一览表

种类	名称	有效选别粒度范围（mm）*	作业性质	工作情况	操作方法
矿砂溜槽	圆形溜槽 圆锥选矿机	2.5—0.037	粗、扫选	连续	机械
	螺旋选矿机	2—0.037	同上	连续	机械
矿泥溜槽	匀分槽	0.074—0.027	粗、扫选	间断	人工
	辅布溜槽	0.074—0.027	粗、精选	间断	人工
	螺旋溜槽	0.074—0.030	粗、精、扫选	连续	机械
	皮带溜槽	0.074—0.010	精选	连续	机械
	离心选矿机	0.074—0.010	粗、扫选	间断	机械
	振摆皮带溜槽	0.074—0.020	粗、精、扫	连续	机械
	莫兹利翻床	0.074—0.010	粗、扫选	间断	机械
	横流皮带溜槽	0.040—0.010	精选	连续	机械

* 有效选别粒度范围，系以石英粒度计。

二、螺旋形溜槽

螺旋形溜槽包括螺旋选矿机与螺旋溜槽两种。

1. 螺旋选矿机

螺旋选矿机如图3-14所示，它是由4—6圈的螺旋形溜槽联结而成。溜槽断面为椭圆形。螺旋形溜槽可用橡皮轮胎槽围成，或者用铸铁槽、陶瓷槽围成。

螺旋选矿机的分选原理是：矿浆自螺旋槽上端给入后，即沿槽向下运动，在重力、离心力、摩擦力及水流冲力的联合作用下，比重小的矿粒靠近槽的外缘，比重大的矿粒靠近槽的内缘。在槽底适当部位开孔，将精矿（或中矿）排出，尾矿自螺旋槽的尾端排出。

螺旋选矿机可从槽的内缘给入冲洗水，把夹杂于重矿物中比重小的矿粒和矿泥冲洗出去，起补充选分作用。

比重不同的矿粒在槽底的分布如图3-15所示(示意图)。

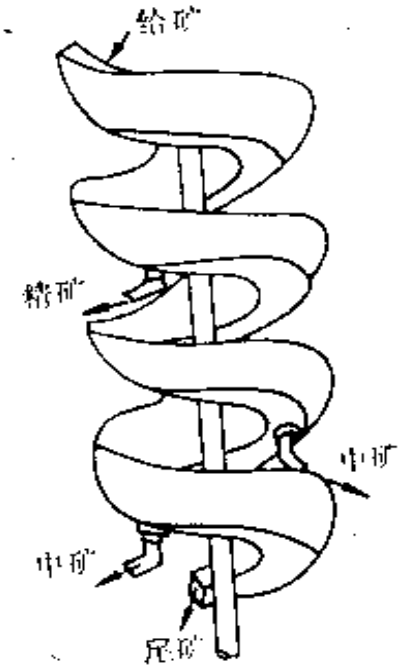


图3-14 螺旋选矿机示意图

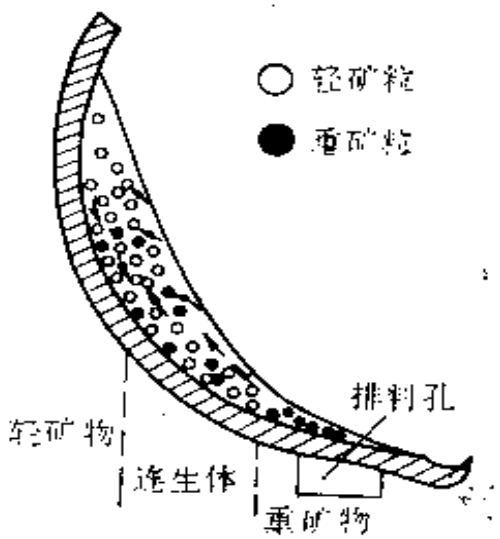


图3-15 螺旋选矿中矿粒分选示意图

螺旋选矿机一般用于选别 2—0.074mm 的物料。在我国多用于处理陆地坡积砂矿（如砂锡矿石）及海滨砂矿（如含

钛、含锆的砂矿），少数用于选别磨碎后的铁矿石。

2．螺旋溜槽

螺旋溜槽与螺旋选矿机基本相同，但采用了较宽和较平缓的槽底。螺旋溜槽的断面为立方抛物线形状，因此，适于选别0.074—0.020mm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；在选别过程中，不加或少加冲洗水。

3．螺旋溜槽的优缺点及其应用

螺旋溜槽的优点是：结构简单、没有运动部件、不需要机械动力、操作管理方便、生产费用低、占地面积小、单位面积生产率高、适应能力大，当给矿量、给矿浓度等变化时，对回收率和精矿品位影响不大。缺点是：高度较大，设备本身的参数（螺距、螺旋槽断面等）不易调节，对于连生体或片状矿石选分效果较差。

螺旋溜槽可用于选别锡、钨、铬、钛、锆、钽、铌等有色及稀有金属矿物、弱磁性及非磁性铁矿物、磷酸盐及云母等非金属矿物。目前，螺旋溜槽广泛用于选别铁矿。

三、扇形溜槽和圆锥选矿机

扇形溜槽（或称尖缩溜槽）、圆形溜槽（呈圆锥形布置的扇形溜槽）、圆锥选矿机（去掉了侧壁的圆锥形溜槽），这些是同类设备的不同型式，圆锥是在扇形基础上为适应大的处理量的需要发展起来的。因此，它们的分选原理与影响因素都是相同的。

扇形溜槽是一种给矿端宽，排矿端窄呈倾斜放置的木制溜槽，如图3-16所示。矿浆（固体含量46—60%）自给矿嘴给入后，由于溜槽倾角在16°—20°，而矿浆浓度较大，且

溜槽断面渐缩，矿浆就形成了由薄变厚，由慢变快的平稳斜面矿浆流。物料在斜面流中悬浮、松散，并按比重分层。下层的重矿物与溜槽底面摩擦力较大，处在流动缓慢的矿层中；上层轻矿物因受到较小的摩擦力和较大的水流作用，运动速度较快。随着槽的逐渐尖缩，矿流速度增大，上下层液流的速度差更大，结果使尾端（尖缩端）的矿浆层越来越厚，在排出口处便形成一个扇形面的矿浆流，借助分割器，即可得到精矿、中矿和尾矿。

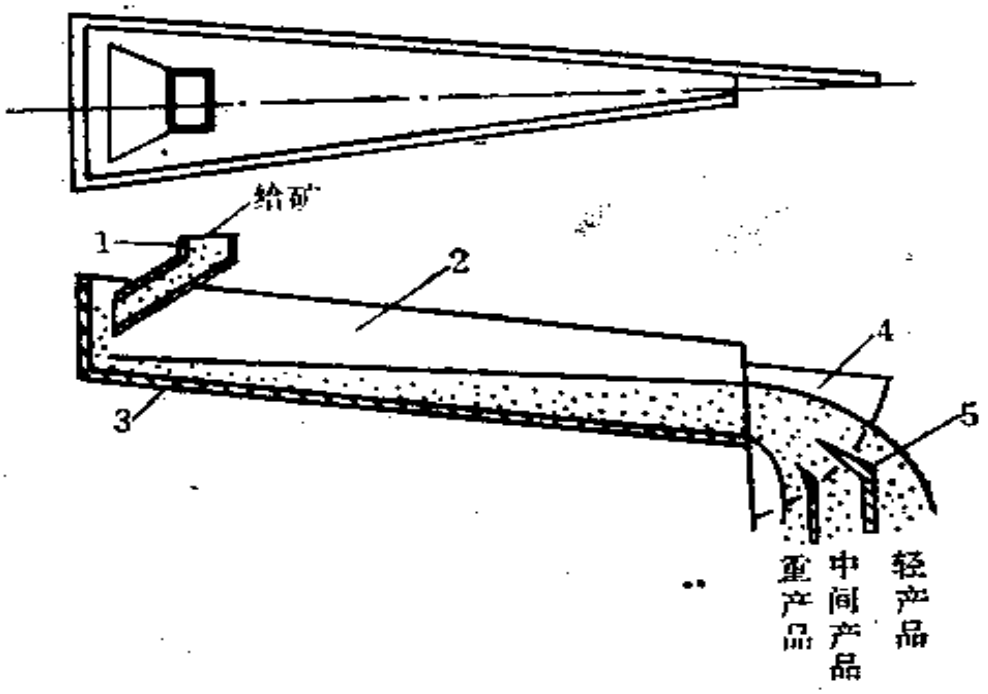


图3-16　扇形溜槽构造、选分示意图

1—给矿嘴；2—侧壁；3—槽底；4—扇形板；5—分割器

扇形溜槽具有溜槽坡度大、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排列并去掉侧壁而成，如图3-17所示。圆锥由玻璃钢制造，易磨损部分衬以可换的塑料或橡胶部件。

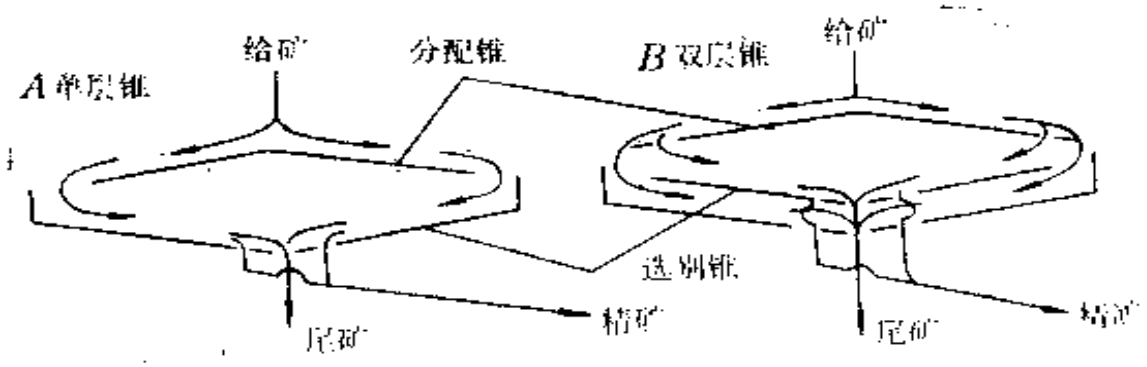


图3-17　圆锥选矿机结构示意图

矿浆（浓度为55—65%）沿圆锥的周边均匀分配。当矿浆流向圆锥中心时，重颗粒（精矿）分选入流膜的底部，由圆锥底部的环形槽排出；流膜的另一部分越过该环形槽，作为尾矿排出。

圆锥选矿机由于消除了扇形溜槽的侧壁效应和对矿浆流动的阻碍，因而改善了分选效果，提高了设备处理能力。

扇形溜槽和圆锥选矿机都具有结构简单、适应性强、处理量大及管理方便等优点。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。处理粒度为+0.037mm。

四、皮带溜槽

皮带溜槽如图3-18所示。其主要部分是一根倾斜安装的

无极橡胶皮带，带宽600—1000mm，工作面长度3000mm。带面两边粘有凸缘，以防矿浆外溢。

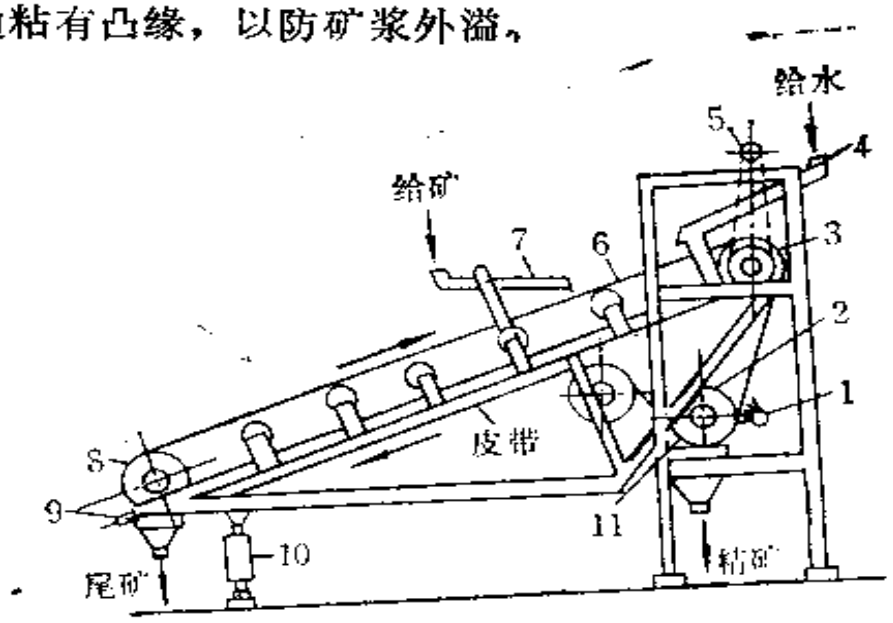


图3-18 皮带溜槽

1—冲洗水；2—张紧轮；3—首轮；4—给水匀分板；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

矿浆经给矿匀分板给至皮带槽面上，沿斜面下流。皮带以1.8m/min的低速度逆矿流向上运动。矿粒在斜面水流的冲力、重力和摩擦力作用下，按比重松散分层，并以不同速度沿带面向下移动。上层的轻矿粒移动快，随矿浆流到尾端排入尾矿槽；下层的重矿粒移动慢，沉积在皮带上，随皮带运行至上方，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，可起到补充分选作用。

皮带溜槽能有效地回收37—19μm、甚至19—10μm的矿粒。这种溜槽具有工作稳定、易操作、结构简单，富集比高、使用寿命长等优点。缺点是：处理量太低。由于它具有

富集比高和处理量低的特点，因此，皮带溜槽一般用于矿泥精选。我国钨、锡矿常用它来精选离心选矿机产出的粗精矿。

五、离心选矿机

离心选矿机（卧式离心溜槽）是旋转型的间歇式溜槽。属于在离心力作用下的流膜选矿设备。其构造如图3-19所示。整个设备由主机、控制机构和执行机构所组成。其主机主要包括转鼓、给矿嘴、冲矿嘴、接矿槽和分矿器等部分。

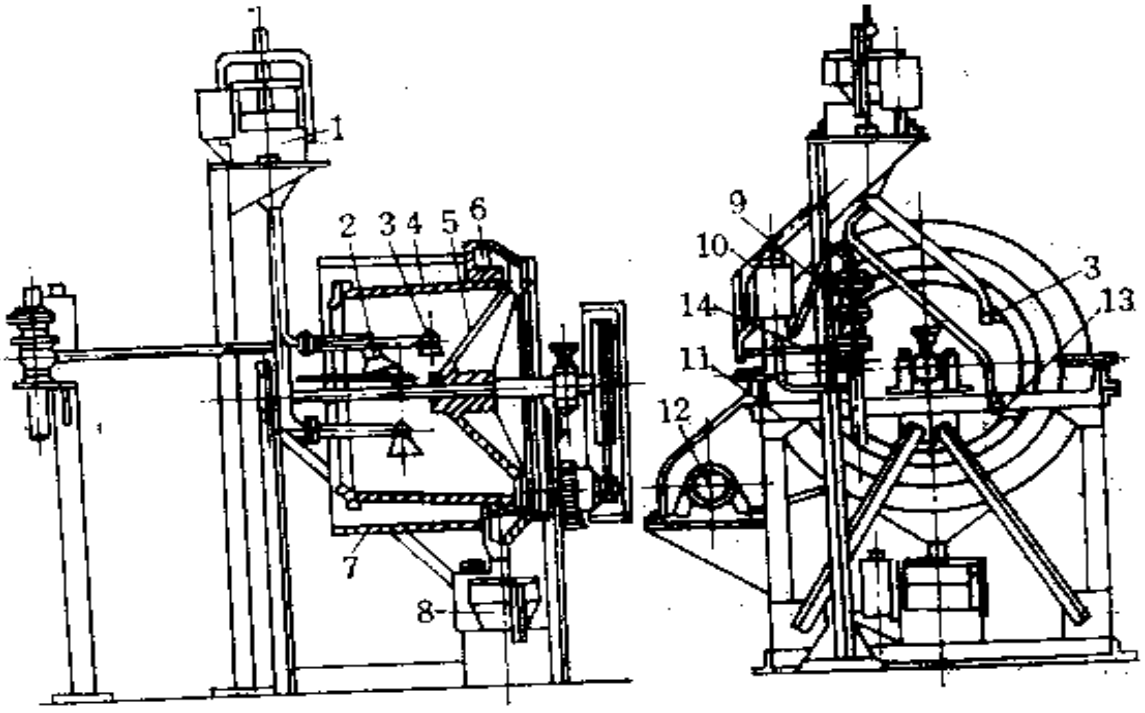


图3-19　离心选矿机

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

矿浆自给矿器1经给矿嘴3给入高速旋转（350—500

r/min）着的转鼓4后，不仅沿转鼓坡度方向流动，而且随转鼓转动，结果形成了螺旋向流膜。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，迅速由转鼓大端经底盘5和转鼓间的孔隙排出，成为尾矿。经一定时间后，停止给矿，同时用高压水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2.5min—3.5min。整个工作过程，通过控制—执行机构周期性地反复进行。工作原理见示意图3-20。

离心选矿机是一种高效的矿泥重选设备。其主要优点是：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、富集比不够高。其处理粒度范围为0.074—0.01mm，回收粒度下限达到10μm。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。

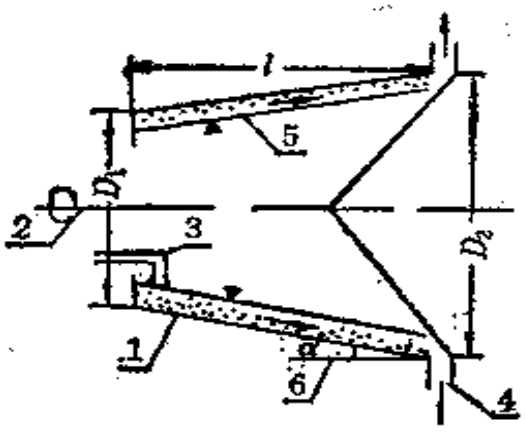


图3-20　离心选矿机工作原理示意图

1—转鼓；2—旋转轴；3—给矿嘴；4—排矿口；5—流膜；6—半锥角

第七节　重介质选矿

一、概述

通常把比重大于水的介质称为重介质，在这种介质中选

矿称为重介质选矿。

通常所选用的重介质比重（ρ）界于矿石中轻矿物比重（δ_1）与重矿物比重（δ_2）两者之间，即

$$\delta_1 < \rho < \delta_2$$

在这样的介质中，轻矿物浮在重介质表层，重矿物则下沉。将分离的轻、重矿物分别收集，获得重产物（精矿）和轻产物（尾矿）。

选别是按阿基米德浮力原理进行，完全属于静力作用过程。流体的运动和颗粒的沉降不再是分层的主要作用因素。分选主要决定于矿粒的比重，受粒度和形状的影响较小，所以分选精确性较高，可以选分比重差很小（如比重差小于0.1—0.05）的矿物。同时处理能力也大。

重介质选矿入选物料粒度范围宽。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 mm，选煤为150—200mm。入选粒度下限一般为2—3mm，在使用重介质旋流器时，下限可降至0.5mm。

粒度过小及形状极不规则的矿粒，特别是当其比重和重介质比重接近时，矿粒沉降速度很小，分选过程很慢。有时甚至导致介质粘度骤增，破坏分选过程。所以，入选前应筛去细粒或脱泥。

用作重介质选矿的介质有重液和重悬浮液。重液是均质液体，通常有：无机盐类水溶液，如杜列液，即 $KI + HgI_2$ 水溶液，比重3.17—3.2；有机液体，如三溴甲烷（$CHBr_3$）四溴乙烷（$C_2H_2Br_4$）等与有机溶剂组成的液体，其比重2.9—3.0。重悬浮液是由细粉碎的高比重的固体颗粒与水组成的两相流体，属比重高于水的非均匀介质。高比重颗粒起着加大介质比重的作用，故又称加重质（悬浮质）。选矿用

的加重质有：硅铁、方铅矿、磁铁矿、黄铁矿、重晶石、刚玉等。

在重介质选矿时，介质本身的性质对选矿过程有很大的影响，要求重介质具有比重大，粘度低、不与矿粒发生反应，同时还要求所用介质无毒、无蚀、价廉、易回收等优点。因重液稀缺、有毒、价贵，故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的比重。

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等过程。

二、重悬浮液分选机

目前，工业上应用的重悬浮液分选机（又称分选机）种类很多，有30余种。常用的可分为四类：深槽式（如圆锥重介质分选机）、浅槽式（如鼓形重介质分选机）、振动式（如重介质振动溜槽）、离心式（如重介质旋流器和重介质旋涡分选器）。现就几种常用的分选机简介如下。

1. 重介质振动溜槽

重介质振动溜槽的构造如图3-21。它是一个长方形的浅槽。槽身1按在向后倾斜10°的弹簧板2上，并由曲轴3传动。槽身向排矿方向倾斜2°—3°，槽的末端有排料分离板4，它的位置可以上下调节。槽底为双层冲孔筛板12，两层筛板间距约1mm，上筛板筛孔较大（10—12mm）、孔距较小（30mm），下筛板筛孔较小（3mm）、孔距较大（60mm）在筛板下边有五个隔室，每室均有水管，并有阀门5可分别调节上升水量，悬浮液从圆锥斗6经阀门7给入振动槽。

入选物料从给矿口8经倾斜的给矿溜槽9均匀的给入振

动槽后，重矿粒沉下，轻矿粒浮起。轻、重矿粒均被介质流带至排料处，被分离隔板分成轻、重产物。分别排到脱介筛10上，脱除的介质用泵11打回圆锥斗。细粒矿泥及杂质在圆锥斗中随溢流流出。

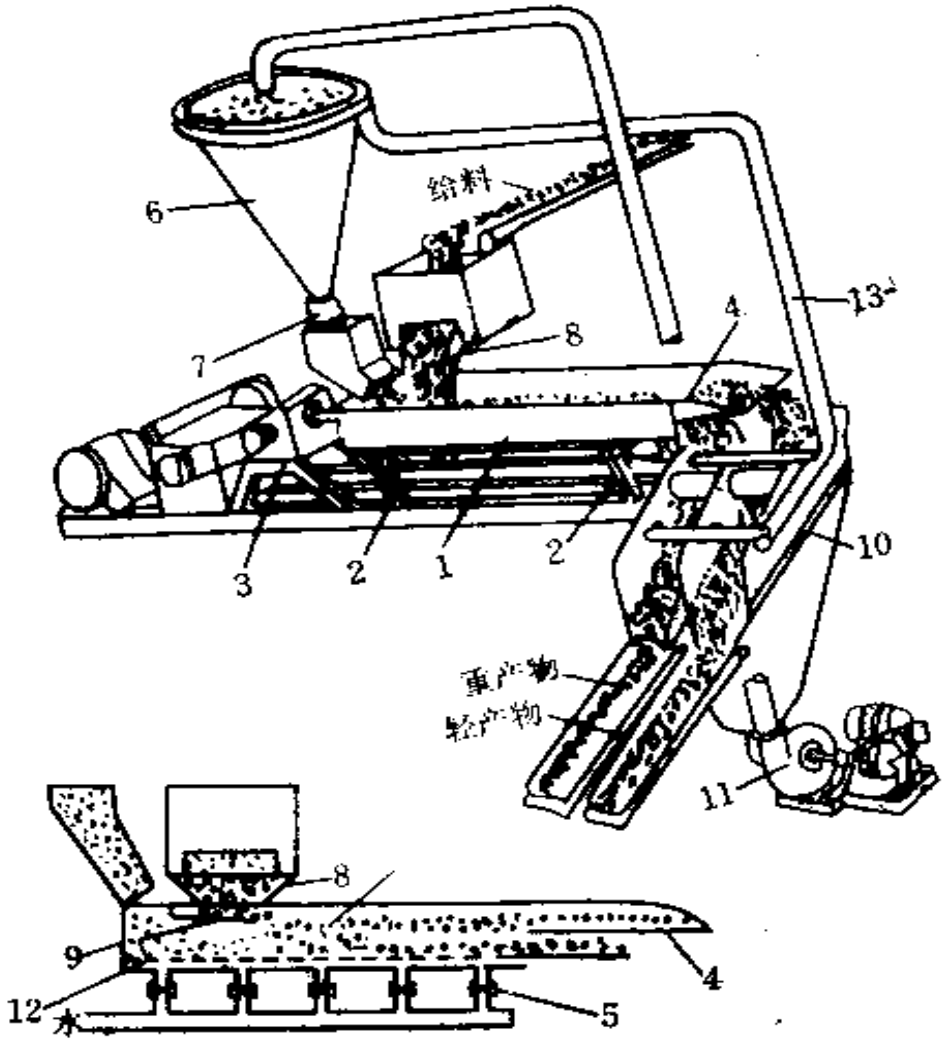


图3-21　振动溜槽重介质分选机示意图

重介质振动溜槽分选机是一种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—6mm。该机用于赤铁矿、锰矿等黑色金属矿石的选别，也可用于其它有色金属矿

石的选别。

2. 重介质旋流器

该设备的构造与各部件名称与普通的水力旋流器相同，见图3-22。入选矿石和分选介质以切线方向高压给入旋流器，经过旋流器分选，重矿粒与部分介质一起从沉砂口排出，轻矿粒与另一部分介质从溢流口排出，分别经过脱介筛脱介，便得到重、轻不同的产品。

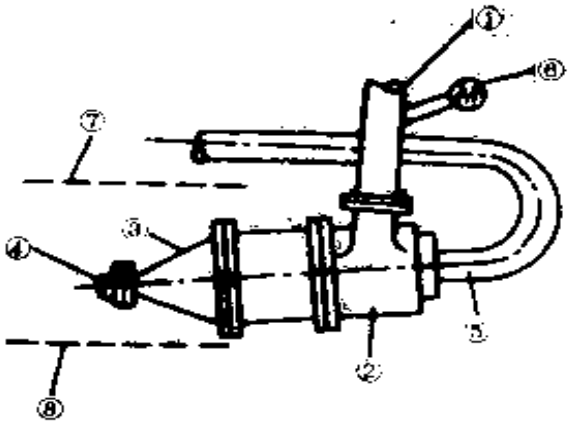


图3-22 重介质旋流器

1—给矿管；2—圆柱体；3—圆锥体；
4—沉砂口；5—溢流口；6—压力表；
7—轻产物脱介筛面；8—重产物脱介筛面

重介质旋流器适于处理20—3mm的物料。弥补了一般重介质选矿设备不能处理细粒级的缺欠。由于它的处理效率高，故在国内外渐趋广泛应用。国内除用于钨、锡、锰、铅锌矿石的处理外，还用于处理弱磁性贫铁矿石。

为了提高给矿粒度的上限，在生产中，研制使用了一种涡流型旋流器。设备构造如图3-23所示。它实质上是一个倒置的旋流器。这种设备是从顶部插入一个空气导管，使旋流器内空气柱压力与外部大气压相等，以维持分选工作正常进行。该设备角锥比较小，溢流管径与沉砂口径之比接近于1，故可处理粗粒矿石，粒度上限可达 40mm，处理量也较大。

三、重介质选矿的应用

重介质选矿法是一种严格按比重选分的方法，它可以使

轻、重矿物比重差为0.1左右的矿石得到有效的分选。可以选分宽级别物料，且处理能力较大，因此，广泛用于选煤（可以直接得到精煤及尾煤）及各种金属矿石。

由于受加重质比重的限制，重悬浮液难以配成很高的比重，通常只能比轻矿物比重略高一些。故在用重介质选矿选别金属矿石时，只能得到粗粒的废弃尾矿与粗精矿，在个别情况下，才能同时得到精矿和尾矿。重介质选矿方法通常只能用来除去比重低的单体脉石或采矿过程中混入的围岩，作为预先选别作业使用。这种方法最适同处理有用矿物为集合体嵌布的有色金属矿石，如铅锌矿、铜硫矿等。因这类矿石在中碎以后即有大量单体脉石产出，可用重介质选矿法将其除去，使之不进入磨矿和选别作业，可以大大降低每吨原矿的生产成本，并在实际上提高了选厂主选车间的处理能力。某些难以进行细磨选别的氧化铅锌矿石，经过重介质选矿富集，有时亦可达到冶炼的最低品位要求。在我国重介质选矿法还用于处理井下采出的铁矿石和锰矿石，除去混入的围岩，恢复地质品位。此外，重介质选矿法在处理低品位的稀有金属矿石、非金属矿石、甚至在清理城市垃圾中亦均有所应用。

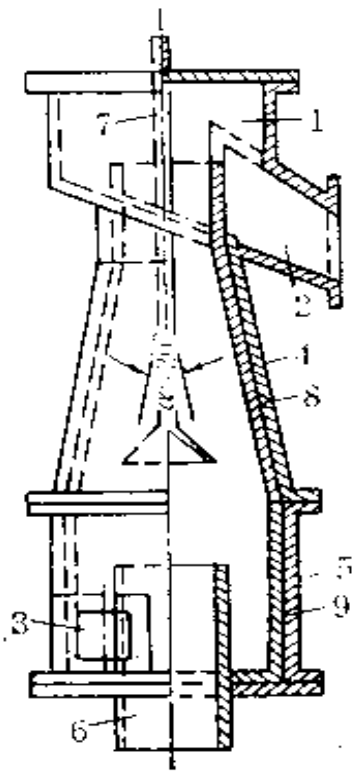


图3-23 重介质涡流选矿器

1—接矿槽；2—重产物排出口；3—给矿口；4—圆锥体外壳；5—圆筒体外壳；6—轻产物排出口；7—空气导管；8—圆锥体内衬；9—圆筒体内衬

第四章　浮　　选

第一节　概　述

一、浮选过程

浮选是利用矿物表面物理化学性质的不同来分选矿物的选矿方法。

现代工业广泛应用泡沫浮选法，其特点是：矿粒选择地附着于矿浆中的空气泡上，并随之上浮到矿浆表面，达到有用矿物和脉石矿物或有用矿物之间的分离。

浮选过程一般包括下列作业：

（1）矿石细磨，使有用矿物达到解离。这一作业通常由磨矿机配合分级机完成。

（2）调整矿浆浓度，适合浮选要求。在多数情况下，浮选前分级溢流浓度符合浮选要求，故该作业可省略。

（3）浮选矿浆加药处理。该作业一般在搅拌槽中进行。

（4）充气浮选和矿化泡沫的分离。在浮选机中进行。

矿浆经加药处理后的第一次浮选作业通常称粗选。在粗选所得矿化泡沫中，虽然富集了大量有用矿物，但经常还混杂有脉石矿物及其它杂质，通常还要对这种粗选矿化泡沫进行一次或多次再选，这种粗选泡沫进行再选的作业称精选。最后一次精选作业所得的泡沫产品叫精矿。在粗选作业排出的矿浆中，往往还残留有一定量的有用矿物，需要进行再选回收，这种再选作业称为扫选。精选作业排出的矿浆和扫选

作业获得的泡沫产品通常称为中矿。中矿通常返回前面某一浮选作业再选，在特殊情况下，也可单独浮选。粗选一般为一次，精选和扫选可以有多次作业。最后一次扫选作业排出的矿浆称为尾矿。

一般浮选是将有用矿物浮入泡沫产物中，将脉石矿物留在矿浆中，这样的浮选过程称正浮选。反之，浮起的是脉石矿物的浮选过程称反浮选。

如果在矿石中含有两种或两种以上的有用矿物时，其浮选方法有两种：一种叫做优先浮选，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来。

浮选法是应用最广、最有前途的选矿方法之一。目前，不仅可以用来选别铜、铅、锌、钼、锡、钴、镍、铋、锂、铍、锑、汞、锆、铁、锰、钛、铀等金属矿物。亦可用来选别石墨、重晶石、萤石、磷灰石、煤炭、石英等非金属矿物。其它如化工原料中的钾盐、硼砂等，冶炼厂的冰铜，电解的阳极泥等均可用浮选处理。目前，浮选的应用范围已扩展到各个方面：如冶炼厂炉渣的处理；化工中浮选染料及回收肥皂厂的油脂；在农业上，从黑麦中分出角麦；食品工业方面从牛奶中分出乳酪；在医药方面从水中脱除寄生虫卵及分选结核杆菌和大肠杆菌；以及工业废物及废水处理等。

总之，浮选方法的应用，被认为是20世纪矿冶技术的重要成就，在处理细粒贫矿石、矿产资源的综合利用等方面起着重要的作用。

浮选法的缺点是：矿石需要细磨，必须使用浮选药剂，所以，选矿成本与重选法和磁选法相比较，一般稍高。另

外，易于造成环境污染，需增加净化设施等。

二、浮选基本原理

1．矿物表面的润湿性

润湿是自然界中一个常见的现象。例如，在干净的玻璃板上滴一滴水，这滴水会很快地沿玻璃表面展开，成为平面凸镜的形状。若在石腊上滴一滴水，这滴水则力图保持球形，但因重力的影响，水滴在石腊上成一椭圆形。这两种不同现象表明，玻璃能被水润湿，是亲水性物质；石腊不能被水润湿，是疏水性物质。

同样，将一滴水滴于干燥的矿物表面上，或者将一气泡给于浸在水中的矿物表面上，如图4-1所示。就会发现不同矿物的表面被水润湿的情况是不同的。在一些矿物（如石

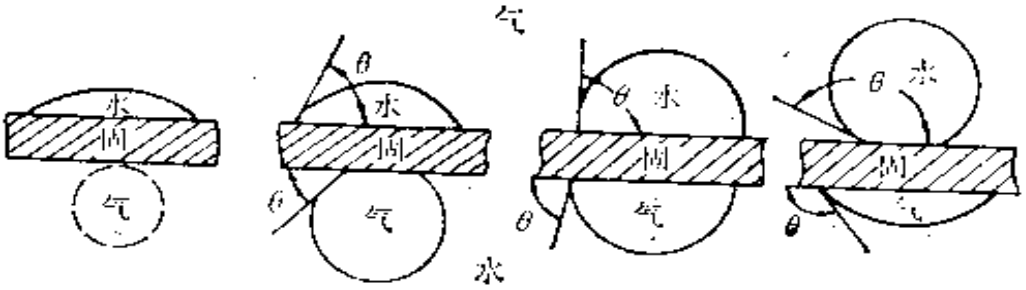


图4-1　不同矿物表面的润湿现象

英、长石、方解石等）表面上水滴很易铺开，或者气泡较难于在其表面上扩展，而在另一些矿物（如石墨、辉钼矿等）表面上则相反。表明这些矿物表面的亲水性由图4-1从左至右逐渐减弱，而疏水性由左至右逐渐增强。

矿物表面的亲水或疏水程度，常用接触角θ这个物理量来度量。在浸于水中的矿物表面上附着一个气泡，当附着达平衡时，气泡在矿物表面形成一定的接触周边，称为三相润

湿周边，如图4-2所示。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。

矿物表面润湿接触角越大，表示矿物表面的亲水性越弱，气泡越易把矿物表面的水排开，矿物在气泡表面附着也越稳固，因而，也越易浮选；反之，则难于浮选。

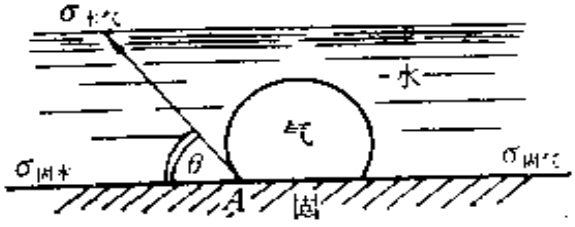


图4-2 浸于水中的矿物表面所形成的接触角

天然的各种矿物表面的润湿性不同，因此，它们的润湿接触角也不同，常见的几种矿物的润湿接触角如表4-1所示。

表4-1 常见矿物的自然润湿接触角

矿物名称	润湿接触角(°)	矿物名称	润湿接触角(°)
菱形硫	78	方解石	20
滑石	69	石灰石	0—10
石墨	60	石英	0—4
辉钼矿	60	云母	0

矿物表面的润湿性，可以利用浮选药剂的作用来改变。

2．矿粒与气泡的附着

矿浆中的矿粒被水包围着，当矿粒与气泡接近时，它们之间的水层厚度逐渐变薄，最后薄到这层水变得很不稳定。这种不稳定的水层迅速破裂，矿粒与气泡发生附着。附着后，在矿粒表面上仍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，与矿物表面紧密结合，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。

由上所述，矿粒与气泡发生附着，首先必须完成水层的减薄和破裂，这个过程需要一定时间。可是，在浮选机内被强烈搅拌着的矿浆中，矿粒与气泡碰撞接触的时间很短。如果矿粒向气泡附着所需的时间比它们互相碰撞接触的时间还要长，那么，矿粒就来不及附着在气泡上，这就不能随气泡浮上来。因此，矿物的可浮性不仅与决定润湿接触角大小的表面性质有关，而且，也与决定附着速度的矿粒和气泡的大小有关：气泡愈大，附着愈快；矿粒愈小，附着愈快。在浮选时，要使气泡矿化，所需的时间不能超过百分之几秒。

要使矿化气泡能浮入矿浆表面的泡沫层中，仅靠它们附着在一起还是不够的。因为，矿化气泡在上浮过程中，经常受到矿浆搅动的机械力作用，而使矿粒脱离气泡。这就要求矿粒附着在气泡上应具有一定强度。附着强度与附着面积和润湿接触角的大小有直接关系。附着面积和接触角愈大，则矿粒在气泡上的附着强度愈大，也就不容易从气泡上脱落下来。

为了给矿化气泡造成顺利上浮的条件，要求浮选机上层矿浆平稳，减小使矿粒脱落的机械力。

第二节　浮选药剂

自然界的矿物，除一些矿物（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很小，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，扩大矿物间可浮性的差别。即在某种情况下，需要某种

矿物浮游，可以人为地提高其可浮性；而在需要抑制它时，则能人为地降低其可浮性。完成这一任务，通常是采用浮选药剂来改变矿物的表面性质，从而达到改变矿物可浮性的目的。浮选法之所以能被广泛地应用于矿物原料加工的各个领域，最主要的原因是该法能通过浮选药剂，灵活有效地控制矿物的浮选行为，从而达到最大限度地回收有用矿物。

浮选药剂种类很多，既有有机化合物，又有无机化合物，既有酸和碱，又有不同成分的盐等等。浮选药剂在浮选过程中的作用除调节矿物的可浮性外，还有加强空气在矿浆中的弥散，增强泡沫的稳定性，改善浮选矿浆的性质等。浮选药剂的分类方法很多，根据其用途基本上可分为三大类：捕收剂、起泡剂和调整剂。

一、捕收剂

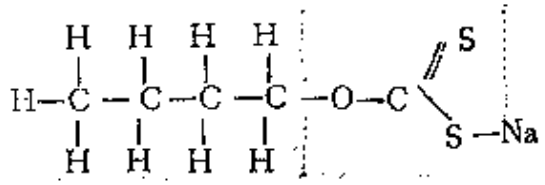
凡能选择性地作用于矿物表面，使矿物表面疏水的有机物质，称为捕收剂。

按照捕收剂的分子结构，可将捕收剂分为如下几类。

- 捕收剂
  - 非极性油类捕收剂：如煤油，变压器油；
  - 异极性捕收剂
    - 非离子型捕收剂，如多硫化物；
    - 离子型捕收剂
      - 阴离子捕收剂，如黄药、黑药、脂肪酸等；
      - 阳离子捕收剂，如胺类等；
  - 两性捕收剂，如十六烷基二醋酸 $\left(C_{16}H_{33}N\begin{cases}CH_2COOH\\CH_2COOH\end{cases}\right)$。

一般应用较多的是异极性捕收剂，如黄药（R—OCSSNa）、脂肪酸（R—COOH）、胺类（R—NH_2）等。这类捕收剂是一种异极性物质，所谓异极性物质是因为它们的分子都是由两部分组成：一部分是极性基（如—OCCSSNa，—COOH，—NH_2）；另一部分是非极性基（如R—）。在极性基中不是全部的原子价都被饱和，因而，有剩余的亲和力，使极性基具有活性作用。它与矿物表面作用时，牢固地固着在矿物表面上，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。

现将丁基黄药的分子结构及组成介绍如下：



<table>
<tr><td colspan="3">分　　子</td></tr>
<tr><td colspan="2">非极性基</td><td>极性基</td></tr>
<tr><td colspan="2">阴离子</td><td>阳离子</td></tr>
<tr><td colspan="2">疏水离子</td><td rowspan="2">非疏水离子</td></tr>
<tr><td>烃基</td><td>亲固基</td></tr>
</table>

示意图4-3用火柴图象代表黄药分子（R—OCSSNa）与矿物表面的作用情况。

黄药的亲固基—O—C(=S)—S— 中二价硫离子（S^{2-}），

可以和矿物表面上含有极化力强的金属离子（Na^+）形成离

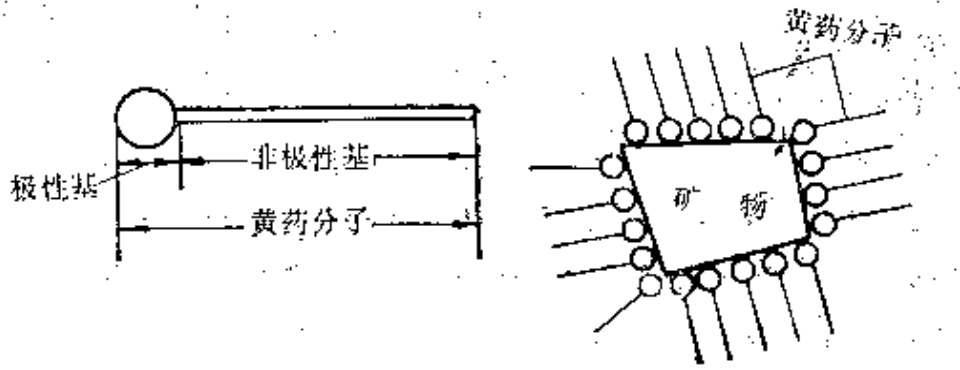


图4-3 黄药分子，黄药与矿物表面作用示意图

子键、共价键或金属键，故可以使黄药阴离子牢固地固着于矿物表面上。而非极性基则朝向水，因而，在矿物表面上形成一层疏水性薄膜。

二、起泡剂

起泡剂一般是能吸附于气—水界面并降低表面张力的异极性有机表面活性物质。它能促进空气在矿浆中分散，提高泡沫的稳定性。

异极性表面活性物质的起泡剂，其分子中含有极性基，如：羟基—OH、羧基—C(=O)OH、羰基=C=O、胺基—NH_2、磺酸基—OSO_2H，—SO_2OH等。在分子的另一端是非极性烃基R—。就其结构而言，与异极性捕收剂十分相似。起泡剂与水作用时，水的偶极子易于同极性基结合，并使之水化，疏水的非极性基与水不相作用，力图离开水相而移至气相，见图4-4。这两种趋势的大小，取决于分子中极性基与非极性基的强弱。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的取向吸附作用，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。

较新观点认为非表面活性物质也可作为起泡剂。试验表明，有些本身没有表面活性的药剂（如双丙酮醇）本身并不起泡，但如与捕收剂一起使用，可以造成很好的泡沫，提高精矿品位及回收率。但它本身又不是捕收剂。

现介绍国内外常用的几种起泡剂：

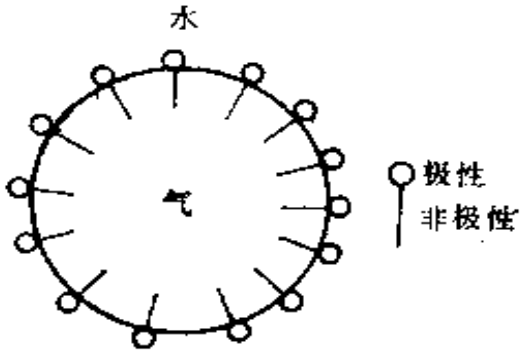
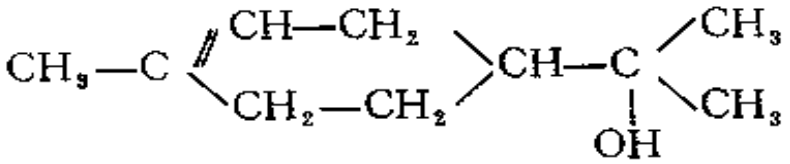


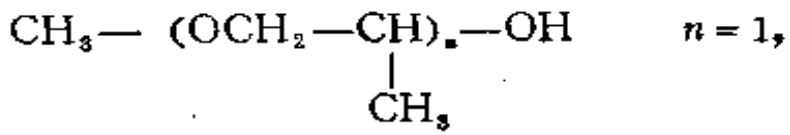
图4-4 起泡剂的作用

松醇油，又名二号油。是我国应用最广泛的一种起泡剂，是淡黄色油状液体，比重0.9—0.91。松醇油是由松节油经水合反应而制得，其主要成分是α—萜烯醇（$C_{10}H_{17}OH$），含量40—60%，其余为萜烯类其它化合物。α—萜烯醇结构式为：



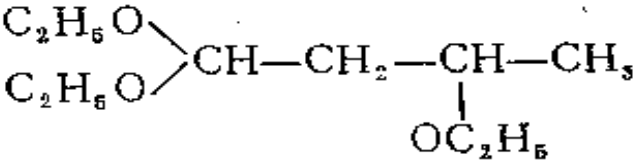
松醇油起泡性强，能生成大小均匀、粘度中等和稳定性合适的气泡。当其用量过大时，气泡变小，影响浮选指标。

醚醇油（聚丙二醇烷基醚）。它是一种合成的起泡剂，其结构式为：



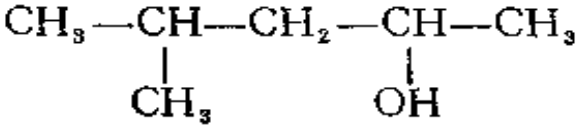
此种起泡剂具有水溶性好，泡沫不粘，选择性好，用量少等特点。由于原料来自石油工业副产品，又便于使用，因而，它常用来代替松醇油。

丁醚油（1，1，3—三乙氧丁烷，TEB）。又名4号油。是一种合成的多氧基化合物起泡剂，其结构式为：



该种起泡剂是无色油状液体，因含少量杂质而呈橙黄色，带有水果香味。起泡能力较松醇油强，用量仅为松醇油的一半。生成的泡沫较脆。是一种无毒药剂，因为，它在水中能很快分解，继而氧化失去有害作用。

脂肪醇。直键或支键的适当烃键长度的脂肪醇，是优良的起泡剂。如甲基戊醇（甲基异丁基甲醇，代号为MIBC），其结构为：



苏联使用的C_6—C_8混合醇，称之为ИМ-68。

脂肪醇类起泡剂一般具有较大的溶解度，起泡速度快，泡沫不粘，消泡容易，不具捕收性，用量少，选择性好等特点。使用该种起泡剂有利于提高精矿品位。

三、调整剂

在浮选过程中，必须采用一些药剂以造成矿物成功浮选的条件，这些药剂就称为调整剂。调整剂主要是调整捕收剂与矿物的作用，促进或抑制矿物的可浮性，调节矿浆的pH值和离子组成。

调整剂包括各种无机化合物（如酸、碱、盐）、有机化合物（如淀粉、单宁等）。同一种药剂，在不同的浮选条件下，往往起不同的作用。

调整剂按其在浮选过程中的作用可分为：抑制剂、活化剂、介质pH调整剂、矿泥分散剂、凝结剂和絮凝剂。

现介绍几种实践中常用的调整剂：

1．抑制剂

凡能削弱捕收剂与矿物的作用，从而降低和恶化矿物可浮性的药剂称为抑制剂。抑制剂对矿物的抑制作用，是通过以下几种方式达到的：

（1）从溶液中消除活化离子。某些矿物在活化离子的作用下可以实现浮选，如将这些活化离子消除可使矿物达到抑制。例如，石英在Ca^{2+}、Mg^{2+}离子活化下才能被脂肪酸类捕收剂浮选。在浮选前加入苏打，使Ca^{2+}、Mg^{2+}生成不溶性盐沉淀，消除了Ca^{2+}、Mg^{2+}的活化作用，从而使石英失去可浮性。

（2）消除矿物表面的活化薄膜。例如，闪锌矿表面生成了硫化铜薄膜可用黄药浮选。当硫化铜薄膜用氰化物溶解以后闪锌矿就失去可浮性，达到对闪锌矿的抑制。

（3）在矿物表面形成亲水的薄膜，提高矿物表面的水化性，削弱对捕收剂的吸附活性。亲水薄膜有三种：（i）形成亲水的离子吸附膜。例如：硫化钠对于硫化矿的抑制作用，即是硫化钠在矿浆中解离所生成的HS^-、S^{2-}阴离子吸附在硫化矿表面上，形成亲水的离子吸附膜，阻止矿物与捕收剂作用。（ii）形成亲水的胶体薄膜。例如：水玻璃在水中生成硅酸胶粒，吸附于硅酸盐矿物表面，形成亲水的胶体薄膜达到抑制。（iii）形成亲水的化合物薄膜。例如：方铅矿

被重铬酸盐抑制，在矿物表面上生成亲水的$PbCrO_4$薄膜。

上述这些作用有时并不是孤立存在的。某种药剂往往是同时通过几方面的作用配合，才能实现有效地抑制。

2．活化剂

凡能促进捕收剂与矿物的作用，从而提高矿物可浮性的药剂称为活化剂。活化剂一般通过以下几种方式使矿物得到活化：

（1）在矿物表面生成难溶的活化薄膜。例如：白铅矿很难被黄药浮选，经硫化钠作用后，在白铅矿表面生成硫化铅薄膜以后，就很易用黄药浮选。

（2）活化离子在矿物表面的吸附。例如：石英不能被脂肪酸类捕收剂浮选，但石英吸附Ca^{2+}、Mg^{2+}离子后，借Ca^{2+}、Mg^{2+}离子对脂肪酸类捕收剂的吸附活性，可实现石英浮选。

（3）清洗掉矿物表面的抑制性亲水薄膜。例如：黄铁矿在强碱介质中，由于在矿物表面上生成了亲水的$Fe(OH)_3$薄膜，便不能被黄药浮选，而用硫酸使黄铁矿表面亲水薄膜消失以后，便可以用黄药浮选。

（4）消除矿浆中有害离子的影响。例如：用碳酸钠预先消除水中的钙镁离子，使油酸离子发挥浮选活性。

实践中作为活化剂使用的有：有色重金属的可溶性盐（如硫酸铜等）、碱土金属和重金属阳离子、硫化钠和可溶性硫化物等。

3．介质pH调整剂

介质pH值的大小是浮选的一个重要工艺因素，矿物在一定的pH值范围内，才能得到浮选。而浮选过程在一定pH值范围内，才有最佳的选择性。介质pH值一般起的作用

是：(i) 调整重金属离子的浓度，(ii) 调整捕收剂离子的浓度，(iii) 调整抑制剂的浓度，(iv) 调整矿泥的分散和团聚，(v) 调整捕收剂与矿物之间的作用。

实践中常用的pH调整剂有：石灰、苏打、苛性钠和硫酸等。

第三节　浮选机

浮选机是实现浮选过程的重要设备。目前，国内外浮选机的种类很多。按充气和搅拌矿浆的方式不同，可分为如下几种基本类型：

(1) 机械搅拌式浮选机　这类浮选机的共同特点是，矿浆的充气和搅拌都是靠机械搅拌器(转子和定子组，即所谓充气搅拌结构）来实现的。由于各种机械搅拌器的结构不同（如离心式叶轮、棒型轮、笼形转子、星形轮等），故浮选机也有多种型号。机械搅拌式浮选机属于外气自吸式浮选机，在生产中，应用的是上部气体吸入式，即在浮选槽下部的机械搅拌器附近吸入空气，如XJK型及棒型浮选机等等。

(2) 充气搅拌式浮选机　这类浮选机除装有机械搅拌器外，还从外部特设的风机强制吹入空气，故称为充气机械搅拌式浮选机（压气机械搅拌混合式浮选机），简称为充气搅拌式浮选机。如国内的CHF-X14m³浮选机，8m³充气机械搅拌式浮选机等等。

(3) 充气式浮选机　这类浮选机的结构特点是：没有机械搅拌器，也没有传动部件，其矿浆的充气是靠外部的压风机输入压缩空气来实现的，故称为充气式浮选机或压气式浮选机，国内浮选厂使用的浮选柱属此类浮选机。

（4）气体析出式浮选机　这是一类能从溶液中析出大量微泡为特征的浮选机，故称为气体析出式浮选机，亦可称为变压式或降压式浮选机。真空浮选机和一些喷射、旋流式浮选机均属这一类型。

下面对目前我国应用最广泛的叶轮机械搅拌浮选机和近年来研制使用的充气搅拌式浮选机作简要介绍。

一、XJK型浮选机

国产XJK型浮选机，又名矿用机械搅拌式浮选机。它属于一种带辐射叶轮的空气自吸式机械搅拌浮选机。

图4-5是XJK型浮选机的结构示意图。这种浮选机由两

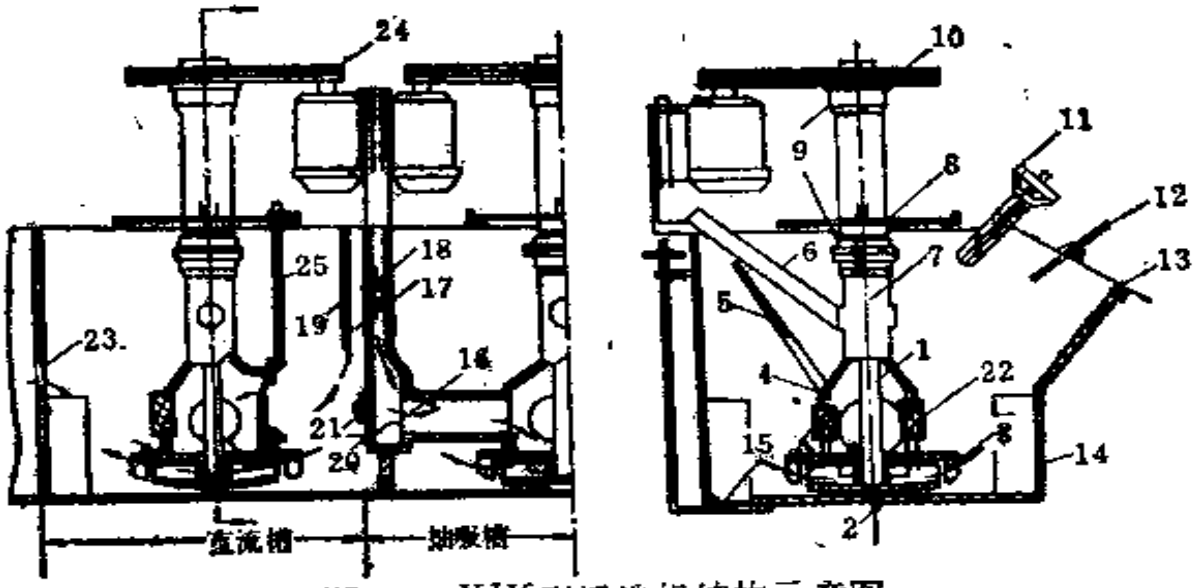


图4-5　XJK型浮选机结构示意图

1—主轴；2—叶轮；3—盖板；4—连接管；5—砂孔闸门丝杆；6—进气管；7—空气筒；8—座板；9—轴承；10—皮带轮；11—溢流闸门手轮及丝杆；12—刮板；13—泡沫溢流唇；14—槽体；15—放砂闸门；16—给矿管(吸浆管)；17—溢流堰；18—溢流闸门；19—闸门壳（中间室外壁）；20—砂孔；21—砂孔闸门；22—中矿返回孔；23—直流槽前溢流堰；24—电动机及皮带轮；25—循环孔调节杆

个槽子构成一个机组，第一槽（带有进浆管）为抽吸槽或称吸入槽，第二槽（没有进浆管）为自流槽或称直流槽。在第一槽与第二槽之间设有中间室。叶轮安装在主抽的下端，主轴上端有皮带轮，通过电机带动旋转。空气由进气管吸入。每一组槽子的矿浆面用闸门调节。叶轮上方装有盖板和空气筒（或称竖管），此空气筒上开有孔，用以安装进浆管，中矿返回管或作矿浆循环之用，其孔的大小，可通过拉杆进行调节。

叶轮是用生铁铸成的圆盘，上面有 6 个辐射状叶片。在叶轮上方5～6mm处，装有盖板。

当浮选机工作时，矿浆由进浆管给到盖板的中心处，叶轮旋转产生离心力将矿浆甩出，在叶轮与盖板间形成一定的负压，外界的空气便自动地经由进气管而被吸入。在叶轮的强烈搅拌作用下，矿浆与空气得到充分的混合，同时气流被分割成细小的气泡。此外，在叶轮叶片的后方也会从矿浆中析出一些气泡。矿化后的气泡升浮至泡沫区后，用刮板刮出即得泡沫产品。

这种浮选机和旧式法连瓦尔德浮选机相比，具有充气量大，生产能力较大，维修方便等优点。但其最大缺点是叶轮与导向叶片的间隙大小，很难保持固定不变，随间隙的变大，充气量会显著下降。

二、CHF-X14m³充气搅拌式（双机构）浮选机

大型CHF-X14m³充气搅拌式浮选机结构见图4-6所示。该机由两槽组成一个机组，每槽容积7m³，两槽背靠背相连，故称为14m³充气机械搅拌式（双机构）浮选机。

这种浮选机的主要部件是主轴、叶轮、盖板，中心筒、

循环筒、钟形物和总气筒等等。整个竖轴部件吊装在总气筒（兼作横梁）上。

叶轮为带有8个径向叶片的圆盘。盖板是由4块板组装而成的圆盘，在其周边均布有24块径向叶片。叶轮与盖板的轴向间隙为15—20mm，径向间隙为20—40mm。

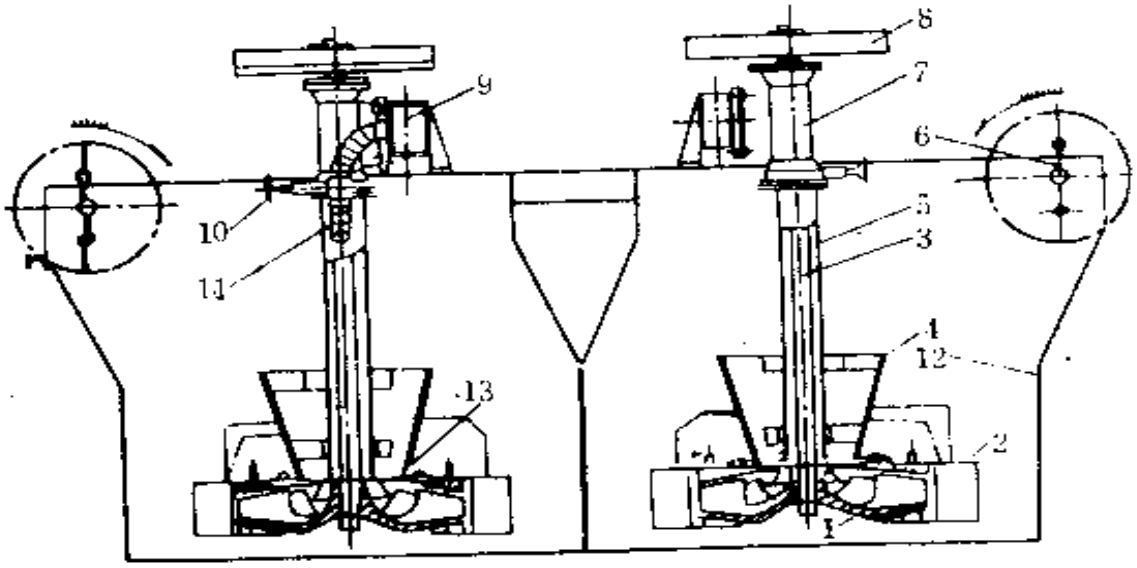


图4-6 CHF-X14m³充气搅拌式浮选机结构图

1—叶轮；2—盖板；3—主轴；4—循环筒；5—中心筒；6—刮泡装置；7—轴承座；8—皮带轮；9—总气筒；10—调节阀；11—充气管；12—槽体；13—钟形物

中心筒上部的给气管与总气筒相连，中心筒下部与循环筒相连。钟形物安装在中心筒下端。盖板与循环筒相连，循环筒与钟形物之间的环形空间供循环矿浆用，钟形物具有导流作用。

由上可见，该机除具有与一般叶轮式机械搅拌型浮选机相似的结构外，还设有矿浆垂直循环筒。

这种浮选机运用了矿浆的垂直大循环和从外部特设的低

压鼓风机压入足够数量的空气来提高浮选效率。由于矿浆通过循环筒和叶轮形成的垂直循环而产生的上升流，把粗粒矿物和比重大的矿物提升到浮选槽的中上部，从而消除了矿粒在浮选机内出现的分层和沉砂现象。由鼓风机压入足量的低压空气，经叶轮和盖板叶片的作用，被均匀地弥散在整个浮选槽中。从而，增大了矿粒和气泡接触碰撞的机会，增加了粗粒和重矿物选别的可能性。矿化的气泡由垂直循环上升流的提升作用向上扩散，在槽子上部的平静分离区，产生了不可浮的脉石矿物和矿化气泡的分离，载有用矿物的矿化气泡，仅经较短的距离便进入到泡沫层中，刮出得泡沫产品。

该机的主要优点：（1）矿浆通过能力大，浮选速度快，（2）根据工艺需要可调节充气量，空气量可调范围大，（3）占地面积小，单位体积重量轻，（4）搅拌器磨损较轻，矿液面较平稳，（5）易于安装和调整，生产指标较好，便于自动控制。主要缺点是：（1）需要配备离心式鼓风机和中矿返回的泡沫泵等设备，（2）机组间配置较复杂。

第五章　磁　　选

磁选是在不均匀磁场中，利用矿物之间磁性的差异使不同矿物实现分离的一种选矿方法。磁选法是分选黑色金属矿石，特别是磁铁矿石和锰矿石的主要方法；磁选法在有色和稀有金属矿石选矿中应用也相当广泛。并在非金属矿物原料的选矿、冶金产品的处理等等，磁选法也得到了应用。随着高梯度磁选、磁流体选矿、超导强磁选等的发展，磁选法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、磁选分离的基本条件

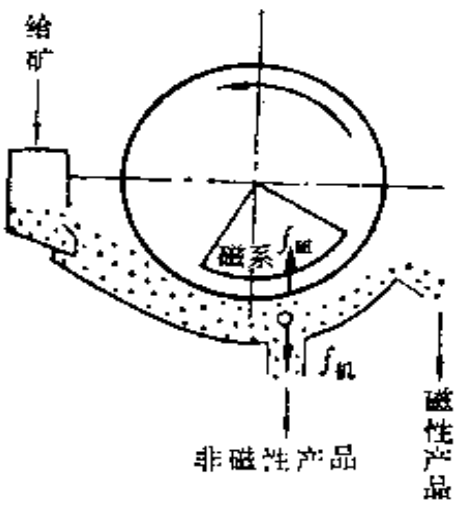


图5-1　矿粒在磁选机中分离的示意图

磁选是在磁选机中进行的。如图 5-1 所示。当矿物颗粒的混合物料（矿浆）给入到磁选机的选别空间后，磁性矿物颗粒被磁化，受到磁力（$f_{磁}$）的作用，克服了与磁力方向相反的所有机械力（包括重力、离心力、摩擦力、水流动力等）的合力（$\Sigma f_{机}$），吸在磁选机的圆筒上，并随之被转筒带至排矿端，排出成为磁性产品。非磁性矿物颗粒，

由于不受磁力作用，在机械力合力的作用下，由磁选机底箱排矿管排出，为非磁性产品。

上述过程说明，为保证磁性矿物颗粒与非磁性矿物颗粒分开，必须使作用在磁性矿粒上的磁力大于与它方向相反的机械力的合力，即必须满足下列条件：

$$f_{磁} > \Sigma f_{机} \qquad (5\text{-}1)$$

如果要使磁性较强和磁性较弱的两种矿物分开，必须使磁性较强的矿粒所受的磁力大于与磁力相反方向机械力的合力，而磁力较弱的矿粒所受的磁力必须小于与磁力反向的机械力的合力，即必须满足下列条件：

$$f_{1磁} > \Sigma f_{机} > f_{2磁} \qquad (5\text{-}2)$$

式中：$f_{1磁}$、$f_{2磁}$分别为作用在磁性较强、磁性较弱的矿粒上的磁力。

式（5-2）不仅说明了不同磁性矿粒的分离条件，同时也说明了磁选的实质，即磁选是利用磁力与机械力对不同磁性矿粒的不同作用而实现的。

二、磁场

1。磁场强度

在磁铁和电流的周围磁力作用的空间叫做磁场，用来衡量磁场强弱的物理量称为磁场强度。在任何磁介质中，磁场中某点的磁感应强度B和同一点上磁导率μ的比值，为该点的磁场强度，常用符号H表示，即

$$H = \frac{B}{\mu} \qquad (5\text{-}3)$$

磁场强度的单位在电磁系单位制中为奥斯特，在法定计量单位中为A/m。两者之间的关系是：

$$1Oe = \frac{10^3}{4\pi} A/m$$

$$1A/m = 4\pi \times 10^{-3} Oe$$

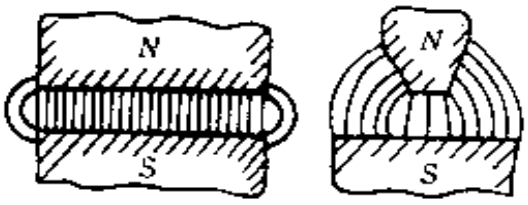
磁感应强度：磁场对运动的电荷或载流导体有力的作用，用磁场对载流导线的作用力来描述磁场性质的物理量叫做磁感应强度。磁感应强度在“电磁系单位制”中的单位叫做〔高斯〕，在国际单位制中为Wb/m^2。

1〔韦伯〕〔米〕$^{-2}$ = 10^4〔高斯〕

磁导率是表征磁介质性质的物理量。用μ表示。介质的磁导率μ等于相对磁导率μ_r与真空磁导率μ_0之积，即$\mu = \mu_r \cdot \mu_0$。

在“电磁系单位制”中真空磁导率$\mu_0 = 1$，因此物质的磁导率等于物质的相对磁导率，即$\mu = \mu_r$。在“国际单位制”中，$\mu_0 = 4\pi \times 10^{-7} Wb/(m \cdot A)$，故$\mu = \mu_r \cdot 4\pi \times 10^{-7} Wb/(m \cdot A)$。

在电磁系单位制中1Oe就是真空中磁感应强度1GS（高斯）处的磁场强度，在空气介质中，磁感应强度B等于磁场强度H与该点介质磁导率μ的乘积，因为，空气的相对磁导率$\mu_r = 1.000038 \approx 1$，故$\mu_r = \mu = 1$，所以，磁场强度与磁感应强度两个不同的概念在数值上相等。即在空气介质中1〔奥斯特〕= 1〔高斯〕。



(a) (b)

图5-2 (a) 均匀磁场；
(b) 非均匀磁场

2。均匀磁场和非均匀磁场

磁场可分为均匀磁场和非均匀磁场，图5-2。在均匀磁场中，各点的场强相同；但在非均匀磁场中，场强的大小和方向是逐点变化的。磁场的非均匀性用

$\frac{dH}{dx}$（或grad$H$）表示。$\frac{dH}{dx}$称为磁场梯度。在均匀磁场中，$\frac{dH}{dx}=0$；而在非均匀磁场中，$\frac{dH}{dx}\neq 0$。矿粒在均匀磁场中，只受转矩的作用，转矩使矿粒平行于磁场方向；但在非均匀磁场中，矿粒除受转矩的作用外，还受磁引力的作用，并向磁场不均匀性高的方向移动。

三、磁化、磁化强度和磁化系数

任何物体都由原子组成，每个原子由于电子绕原子核运动产生磁矩。在没有受外磁场作用时，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，而且，其方向随时都在变化，总的看来，物体中所有原子的磁矩和等于零，因而，整个物体不显出磁性。在有外磁场的作用时，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，这时，物体中所有原子或分子的磁矩和不等于零，因而使整个物体显出磁性。我们把在外磁场作用下，使物体显示磁性的过程称为磁化。

取单位体积物体的磁矩，作为物体的磁化量度，即

$$J=\frac{M}{V} \tag{5-4}$$

式中：J为物体的磁化强度，A/m；M为物体的磁矩，A·m²；V为物体的体积，m³。

研究表明，物体的磁化强度J与外磁场强度成比例，即

$$J=K_0H \tag{5-5}$$

式中：H为外磁场强度，A/m；K_0为物体的体积磁化系数，无因次。

K_0的物理意义是：单位体积的物体在单位磁场强度的外

磁场中，磁化时所产生的磁矩。它是一个重要的磁性常数，其数值大小表明物体磁化的难易程度。

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

$$\chi_0 = \frac{K_0}{\delta} \tag{5-6}$$

式中：χ_0为物体比磁化系数，m^3/kg；δ为物体的密度，kg/m^3。

χ_0的物理意义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、磁场作用在磁性矿粒上的磁力

一个长度为l的磁性矿粒放入非均匀磁场中，并使矿粒的长轴平行与磁场方向如图5-3，两端呈现出S、N两个磁极，其磁极强度分别为$q_{磁}$和$-q_{磁}$。假定矿粒尺寸不大，这样，在矿粒所占据的磁场空间内，场强的相对变化很小。另外，假定矿粒在磁场中为均匀磁化。由电磁学知识知道，某一磁极在磁场中，某点所受磁力的大小为：

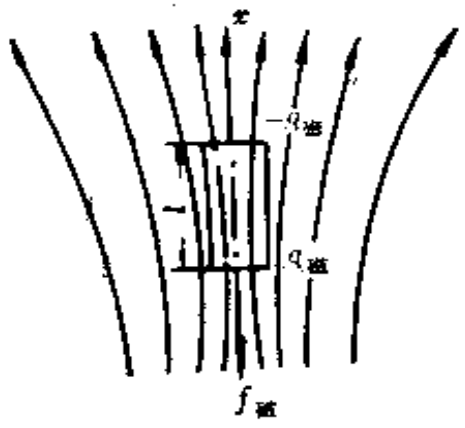


图5-3 矿物颗粒在不均匀磁场中所受的磁力

$$f_{磁} = \mu_0 q_{磁} H \tag{5-7}$$

式中：$f_{磁}$为磁极在磁场中所受的磁力，N；μ_0为真空磁导率，$\mu_0 = 4\pi \times 10^{-7} Wb/m \cdot A$；$q_{磁}$为磁极强度，A·m；$H$为磁极所在处的磁场强度，A/m。

据此可求出矿粒在磁场中所受的磁力：

$$f_{磁}=\mu_0[q_{磁}\cdot H-q_{磁}\cdot(H-\frac{dH}{dx}\cdot l)]=\mu_0 q_{磁} l\frac{dH}{dx}$$

$$=\mu_0 M\frac{dH}{dx} \tag{5-8}$$

由式（5-4）知，$M=JV=K_0HV$，将磁矩M之值代入(5-8)式内，即得出：

$$f_{磁}=\mu_0 K_0 VH\frac{dH}{dx}=\mu_0 K_0 VH\mathrm{grad}H \tag{5-9}$$

式中：$f_{磁}$为矿粒在磁场中所受的磁力，N；H为矿粒靠近磁极一端所在处的磁场强度，A/m;V为矿粒的体积，m^3；K_0为物体的体积磁化系数，无因次；$\frac{dH}{dx}$（或grad$H$）为磁场梯度，A/m^2。

在磁选中，经常用比磁力。它是作用在单位质量矿粒上的磁力，即：

$$F_{磁}=\frac{f_{磁}}{m}=\frac{\mu_0 K_0 VH\frac{dH}{dx}}{V\delta}=\mu_0\chi_0 H\frac{dH}{dx}$$

$$=\mu_0\chi_0 H\mathrm{grad}H \tag{5-10}$$

式中：$F_{磁}$为矿粒在磁场中所受的比磁力，N/kg；m为矿粒的质量，kg；δ为矿粒的密度，kg/m^3；$\chi_0=K_0/\delta$为矿粒的物体比磁化系数（或物体质量磁化系数），m^3/kg；$H\frac{dH}{dx}$（或$H\mathrm{grad}H$）为磁场力，A^2/m^3。

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χ_0和反映磁场特性的磁场力$H\mathrm{grad}H$。由此，当分选强磁性矿物时，因为矿物的χ_0很大，则所需磁场力$H\mathrm{grad}H$可相应低些。当分选弱磁性矿物时，因为矿物的χ_0很小，相应地所需要的磁场力$H\mathrm{grad}H$就要大。为了得

到较高的$H\text{grad}H$值，既可以采用高场强（H），也可以采用高梯度（grad$H$）来达到。

必须指出，应用公式（5-9）和（5-10）时，一般采用矿粒重心点处的$H\text{grad}H$。严格来说，只有在$H\text{grad}H$等于常数时才是正确的。但在一般情况下，磁选机的$H\text{grad}H$并非常数，矿粒愈小，则由原假定所引起的误差也就愈小。对于尺寸较大的矿粒，为了更正确的计算其所受磁力，必须将矿粒分成很多体积很小的部分，先对每个小部分的磁力进行个别计算，然后用积分法求出总磁力。

五、矿物按磁性分类

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，常把物质划分为三大类：逆磁性、顺磁性、铁磁性（亚铁磁性、反铁磁性）物质。

在磁选实践中，通常按物质比磁化系数的大小，把所有矿物分成强磁性矿物、弱磁性矿物和非磁性矿物。

强磁性矿物　它的物质比磁化系数$\chi>3.8\times10^{-5}m^3/kg$（或在CGSM制中$\chi>3\times10^{-3}cm^3/g$）。在磁场强度$H$为120kA/m（～1500奥）的弱磁场磁选机中可以选出。属于这类矿物的主要有磁铁矿、磁赤铁矿（γ-赤铁矿）、钛磁铁矿、磁黄铁矿和锌铁尖晶石等。这类矿物大都属于亚铁磁性物质。

弱磁性矿物　它的物质比磁化系数χ为7.5×10^{-6}—$1.26\times10^{-7}m^3/kg$（或在CGSM制中χ为6×10^{-4}—$10\times10^{-6}cm^3/g$）。在磁场强度H为800—1600kA/m(10000—20000奥)的强磁场磁选机中可以选出。这类矿物主要有：大多数铁锰

矿物，如赤铁矿、镜铁矿、褐铁矿、菱铁矿、水锰矿、硬锰矿、软锰矿等；一些含钛、铬、钨矿物，如钛铁矿、金红石、铬铁矿、黑钨矿等；部分造岩矿物，如黑云母、角闪石、绿泥石、绿帘石、蛇纹石、橄榄石、柘榴石、电气石、辉石等。这类矿物大都属于顺磁性物质，也有个别的属于反铁磁性物质。

非磁性矿物　它的物质比磁化系数为 $\chi<1.26\times10^{-7}$ m^3/kg（或在CGSM制中 $\chi<10\times10^{-6}cm^3/g$）。在目前的技术条件下，不能用磁选法回收。这类矿物主要有：部分金属矿物，如方铅矿、闪锌矿、辉铜矿、辉锑矿、红砷镍矿、白钨矿、锡石、金等；大部分非金属矿物，如自然硫、石墨、金刚石、石膏、萤石、刚玉、高岭土、煤等；大部分造岩矿物，如石英、长石、方解石等。这类矿物有些属于顺磁性物质，也有些属于逆磁性物质（方铅矿、金、辉锑矿和自然硫等）。

应当指出，上述分类不是十分严格的，并且会随着磁选技术的发展而有所变化（特别是弱磁性矿物和非磁性矿物的界限）。弱磁性矿物物质比磁化系数的下限不断降低，这是磁选发展的必然趋势。此外，矿物的磁性受很多因素影响，不同产地、不同矿床的同一矿物其磁性往往不同，有时甚至有较大差别。这是由于它们在生成过程中的条件、杂质含量、结晶构造等不同所引起的。所以，对于一个具体的矿物，其磁性大小必须通过实际测定才能准确得出。

第二节　磁选机

一、磁选机的分类

磁选机的类型很多，分类的方法也很多。通常根据以下一些特征来分类。

1．根据磁选机磁场类型分类

（1）恒定磁场磁选机　磁选机的磁源用永久磁铁和直流电磁铁、螺线管线圈。磁场强度的大小和方向不随时间变化；

（2）旋转磁场磁选机　磁选机的磁源用极性交替排列的永久磁铁，它绕轴快速旋转。磁场强度的大小和方向随时间变化；

（3）交变磁场磁选机　磁选机的磁源用交流电磁铁。磁场强度的大小和方向随时间变化；

（4）脉动磁场磁选机　磁选机的磁源用同时通直流电和交流电的电磁铁。磁场强度的大小随时间变化，而其方向不变化。

目前主要应用的是恒定磁场磁选机。

2．根据磁选机磁场强弱分类

（1）弱磁场磁选机　磁极表面磁场强度H_0为80—120 kA/m（1000—1500奥），磁场力$H\mathrm{grad}H$为（3—6）$\times 10^5$ kA^2/m^3（2—4）$\times 10^5$奥^2/厘米）。用于选分强磁性矿石；

（2）强磁场磁选机　磁极表面磁场强度H_0为800—1600kA/m（10000—20000奥），磁场力$H\mathrm{grad}H$为（3—12）$\times 10^7 kA^2/m^3$（（2—8）$\times 10^7$奥^2/厘米）。用于选分弱磁性矿

石。

3．根据分选介质分类

(1)干式磁选机　在空气中选分，主要用于选分大块、粗粒强磁性矿石和较细粒弱磁性矿石，有时也用于分选细粒强磁性矿石；

(2)湿式磁选机　在水或磁性液体中选分。主要用于选分细粒强磁性矿石和细粒弱磁性矿石。

4．根据排出磁性产品的结构特征分类

滑轮式、圆筒式、圆锥式、带式、辊式、盘式和环式等等。

还可以根据其它一些特点来分类。但最基本的是根据磁场强弱和排出磁性产品的结构特征进行分类。

二、弱磁场磁选机

1．磁滑轮

磁滑轮（又称磁辊筒）有永磁的和电磁的两种。图5-4是永磁磁滑轮。它是一个由不锈钢或铜、铝等不导磁材料制成的圆筒2，里面沿圆周装有多极磁系1。磁系1与圆筒2固定在同一个轴上，安装于皮带5的首端，代替首轮使用。

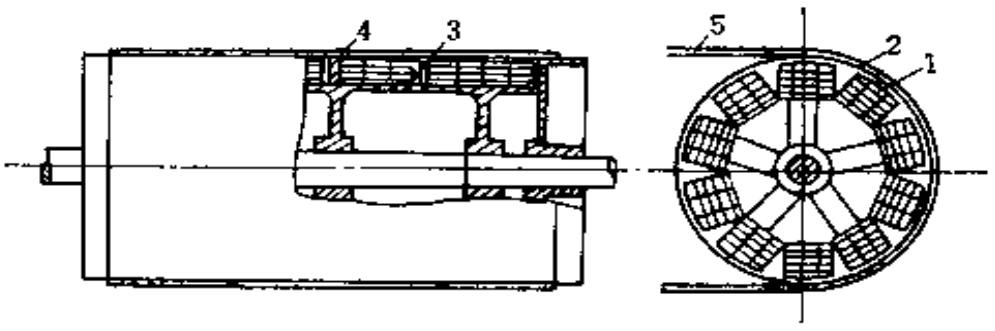


图5-4　永磁磁滑轮

1—多磁极系；2—圆筒；3—磁导板；4—铝环；5—皮带

矿石均匀地给在皮带上，当矿石经过磁滑轮时，非磁性或磁性很弱的矿粒在离心力和重力作用下脱离皮带面，而磁性较强的矿粒受磁力的作用被吸在皮带上，并由皮带带到磁滑轮的下部，当皮带离开磁滑轮伸直时，由于磁场强度减弱而落入磁性产品或精矿槽中。

磁滑轮适于选分大块（200—10mm）强磁性矿石，在大多数情况下，只能选出最终尾矿和尚需进一步处理的粗精矿。在铁矿山较多的遇到提高矿石回采率同降低废石混入率的矛盾。特别是坑内薄矿体的开采，废石混入率达20%以上，不正常时达50%以上，造成原矿石的严重贫化，增加选矿费用。如原矿是富矿，便降低了入炉矿石品位，甚至不能入炉。故这种设备可用在原矿入选前或富矿入炉前选出混入的废石。对有些磁铁矿矿床，对采出矿石用磁滑轮预选，丢弃大量废石，这样可降低采出矿石品位，从而扩大矿床可采矿石储量。

2．湿式永磁筒式磁选机

这种磁选机的构造如图5-5所示。圆筒1用不锈钢板卷成，筒表面加一层耐磨材料（橡胶或铜线）保护，并防止圆筒磨损，并可加强圆筒对磁性矿物的附着和携带作用。圆筒由电动机经减速器带动旋转。磁系2由铁氧体磁块粘合（或用螺钉固定在磁导板上）而成，装在圆筒内，固定在主轴上。磁极的极性沿圆周交替排列（N—S—N或S—N—S）。在选分过程中，磁系固定不动。底箱3是用非磁性材料或导磁性能差的材料如不锈钢板、铜板、硬质塑料板、木板等制成。底箱下部是给矿区，其中插有冲散水管4，用来调节选别矿浆浓度，使矿粒以“松散”状态进入选分空间，这样不但能防止矿浆中矿粒的沉淀，而且能提高选分效果。

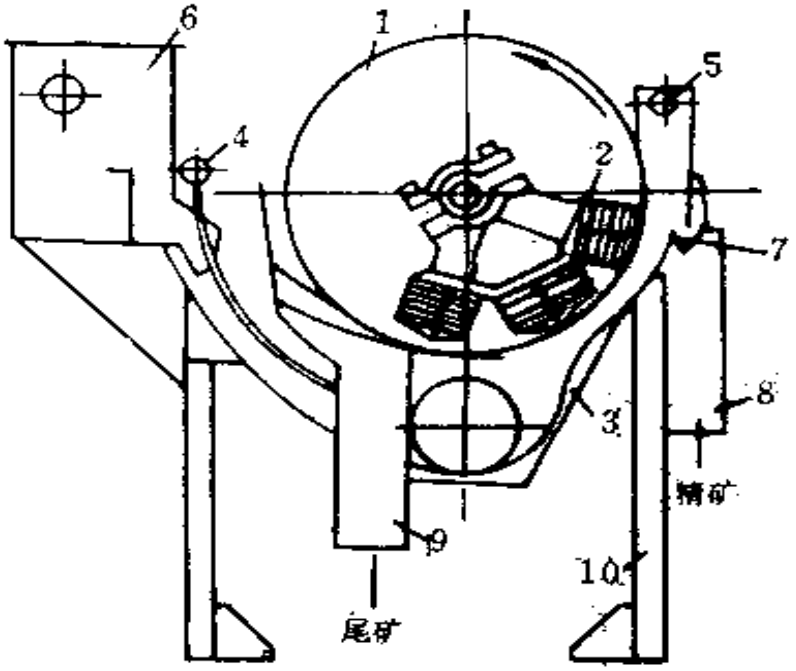


图5-5 湿式永磁筒式磁选机构造（半逆流型）

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；10—机架

矿浆进入磁选机底箱后，在冲散水管4喷出的水（叫吹散水）作用下，呈松散悬浮状态进入给矿区。磁性矿粒在磁选机磁场作用下被吸在圆筒表面上，随圆筒一起转动。离开磁系后，磁场强度降低，此处设有冲洗水管5，将磁性矿粒冲入精矿槽中。非磁性矿粒或磁性很弱的矿粒，在底箱内矿浆流作用下，从尾矿堰板流进尾矿管中，形成尾矿。矿浆不断给入，精矿和尾矿不断排出，形成了一个连续的选分过程。

这种磁选机多用于处理细粒浸染的磁铁矿矿石。

3．磁力脱水槽

磁力脱水槽也叫磁力脱泥槽，它是一种重力和磁力联合作用的选别设备。从磁源类别上来分，有电磁和永磁两种，

永磁磁力脱水槽应用较广，故介绍之。永磁磁力脱水槽的构造如图5-6。矿浆由给矿管10沿切线方向给到拢矿圈9，矿浆下旋而均匀地撒布在塔形磁极6的上方。磁性矿粒在磁力和重力联合作用下，克服上升水流的冲力而沉降到平底圆锥槽体1的底部，形成沉砂由排矿口7排出；非磁性的细粒脉石和矿泥在上升水流的作用下，克服重力作用，随着上升水流进入溢流槽4，成为尾矿。

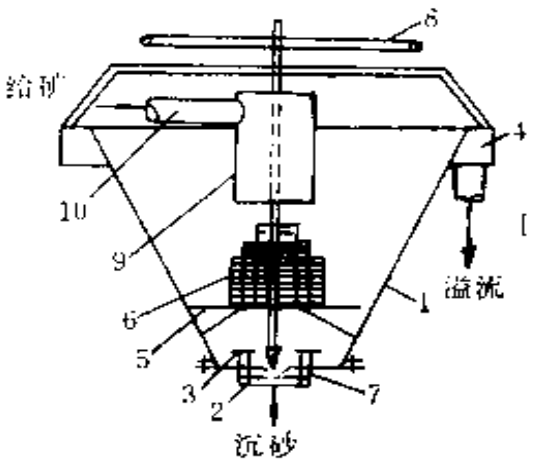


图5-6　永磁脱水槽构造

1—平底圆锥槽体；2—上升水管；3—迎水帽；4—溢流槽；5—磁极导板；6—塔形磁极；7—排矿口；8—调节手轮；9—拢矿圈；10—给矿管

磁力脱水槽主要用来脱除细粒脉石和矿泥，有时也用于浓缩脱水。它构造简单、造价便宜，没有运转部件，永磁脱水槽不消耗电能。因此，在我国强磁性矿物的磁选中得到广泛应用。

三、强磁场磁选机

1．干式电磁盘式强磁选机

电磁盘式强磁场磁选机是干式磁选设备。因为吸起磁性矿粒的工作部件是圆盘，所以叫盘式磁选机。目前，生产中应用盘式强磁选机有单盘（圆盘直径900mm）、双盘（圆盘直径576mm）和三盘（圆盘直径600mm）三种。其中 ϕ576mm的双盘磁选机应用最广泛。图5-7为其构造图。

磁选机主体部分是由“山”形磁系7、悬吊在磁系7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。

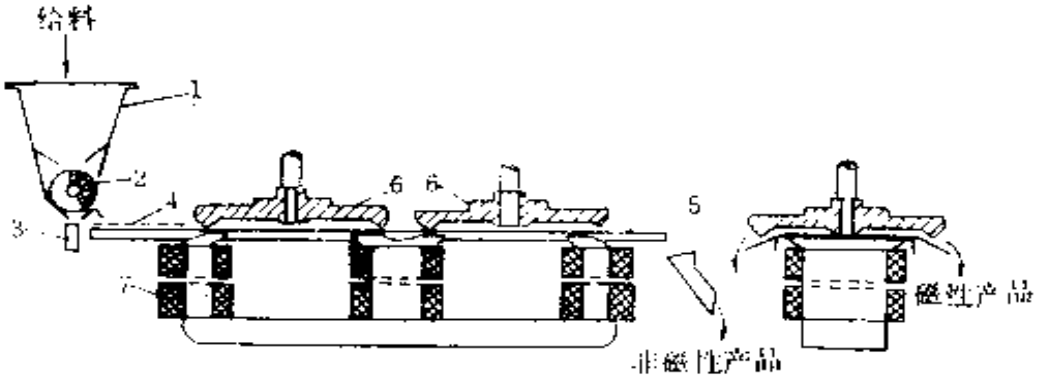


图5-7　ϕ576mm双盘磁选机

1—给料斗；2—给料圆筒；3—强磁性产品接料斗；4—筛网；5—振动槽；6—圆盘；7—磁系

圆盘6好像一个翻扣的带有尖边的碟子，其直径比振动槽5的宽度约大一半。圆盘6用专用的通过蜗轮蜗杆减速箱传动。转动手轮可使圆盘垂直升降（调节范围为0—20mm），用以调整圆盘6和振动槽5或磁系7之间的距离。圆盘6的边缘和振动槽5之间的距离沿物料前进方向逐渐减小。振动槽5由6块弹簧板紧固在机架上，用偏心振动机构带动。

给料圆筒为一干式圆筒弱磁场磁选机。安装于给料斗下部。主要用来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。

分选过程是将欲选分的物料给入给料斗1中，再均匀地给到给料圆筒2上。此时，原料中的强磁性矿物被给料圆筒2表面的磁力吸住，并被带到下方进入接料斗3中。其余部分进入筛网4过筛，筛下部分落到振动槽5上，由此输送到圆盘6下面的工作间隙，物料中的强磁性矿粒受强磁场的作用被吸到圆盘6的边缘上，并随圆盘6转到振动槽5外，由于此处磁场强度急剧下降，物料在重力和离心力作用下落入振动槽两侧的接料斗中。非磁性矿粒由振动槽的尾端排出。筛网4

上的物料送去堆存。

该种磁选机适用于分选比磁化系数大于 $5.0\times10^{-7}m^3/kg$ 粒度小于2mm的弱磁性矿石，常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．琼斯型强磁选机

湿式强磁场磁选机是国内外磁选领域重要的研究课题。琼斯型磁选机是目前国内外学者认为选分比较成功的一种湿式强磁场磁选机，现已应用并系列生产。

琼斯型湿式强磁选机类型很多，但基本结构相同。现以DP-3170型为例介绍如下：其结构如图 5-8 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。

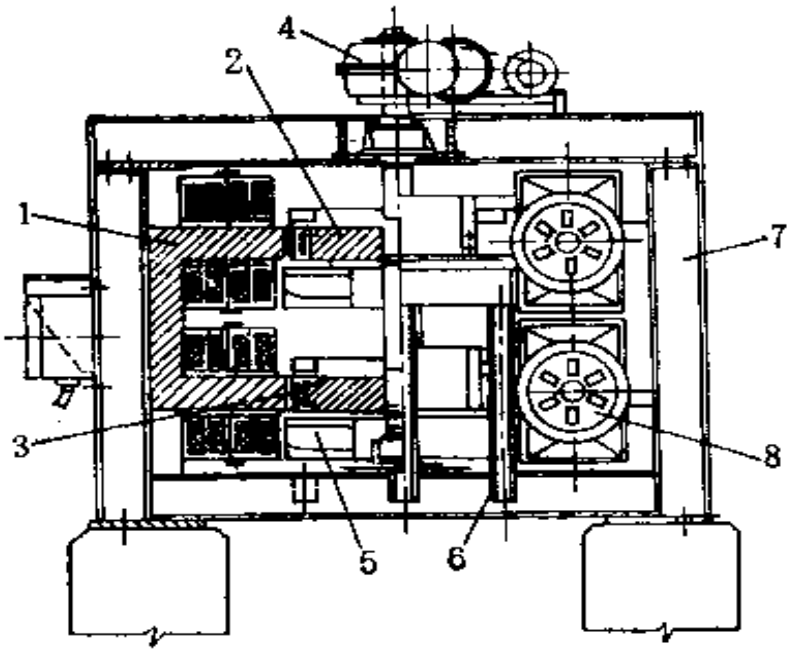


图5-8　琼斯型双转盘式磁选机

1—“C”型磁系；2—分选转盘；3—铁磁性齿板；4—传动装置；5—产品接收槽；6—水管；7—机架；8—扇风机

该机有一个钢制门形框架，框架上装有两个U形磁轭，在磁轭的水平部位上安装4组激磁线圈，线圈外部有密封保护壳，用风扇进行空气冷却。垂直中心轴上装有两个分选圆盘，转盘的周边上有27个分选室，内装有不锈导磁材料制成的齿形聚磁极板，极板间距一般在1～3mm左右。两个U形磁轭和两个转盘之间构成闭合磁路，与一般具有内外极头的磁选机相比，减少了一道空气间隙，即减少了空气的磁阻，以利于提高磁场强度。分选间隙的最大磁场强度为640—1600 kA/m(8000—20000奥)。转盘和分选室由安装于顶部的电动机，通过蜗杆传动装置和垂直中心轴带动在U形磁极间转动。该机采用高压水冲洗中矿和精矿产品。

该机整个分选过程是：当分选箱随着转盘旋转进入磁系区时，矿浆给入到上转盘中的齿板间隙中。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盘中再选。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。

该机主要用于选别细粒嵌布的赤铁矿、假象赤铁矿、褐铁矿和菱铁矿等矿石，也可用于细粒稀有金属矿石的分选。

3．萨拉型转环式高梯度磁选机

高梯度磁选，被认为是近代磁选技术的重要发展，由于它的应用范围已经超出了选矿领域，因此，有人称它为高梯度磁分离技术。

高梯度磁选机分为周期工作式和连续工作式。现介绍萨拉型连续工作的转环式高梯度磁选机，其构造如图5-9所示。

该机由两个铠装螺线管、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。转环和琼斯型磁选机一样，分隔为许多小的分选室，每

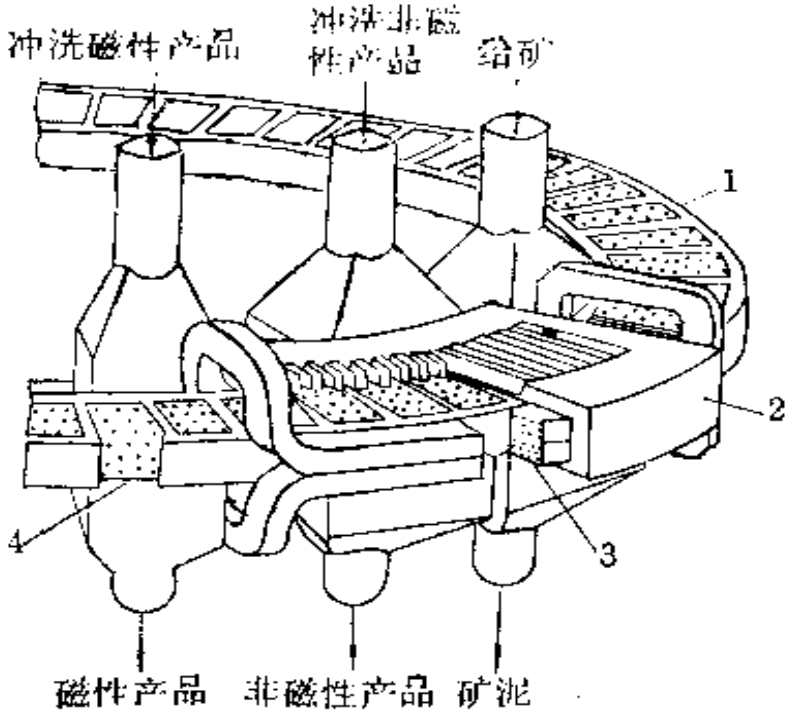


图5-9　萨拉型转环式高梯度磁选机

1—旋转分选环；2—组装螺线管铁壳；3—螺线管线圈；4—分选室

个分选室内装有钢毛（或拉网型等）聚磁介质。

这种磁选机的分选过程是：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。

高梯度磁选可用于分选铁、铬、钛、钨、锡、钒、铜、钽等多种金属矿石；可用于煤的脱硫；并可用于高岭土、滑石、石墨、云母、石英、长石、方解石、萤石、型砂以及含硫、砷、铋等非金属矿石和原料的分选和提纯；可用于过滤工艺和生活污水；分离血液中的血红素；也可用于分离酵素等等。故有着非常广泛的应用。

第六章　电　　选

电选是在高压电场中利用矿物的电性差异使矿物分离的一种选矿方法。它是细粒矿物重要选矿方法之一。电选有着广泛的用途，目前电选可用于：有色、黑色、稀有金属矿石的精选；非金属矿石和粉煤的分选；陶瓷、玻璃原料和建筑材料的提纯；工厂废料的回收；谷物、种子、食品的精选；矿石和其它物料的分级和除尘等。

第一节　电选的基本原理

一、矿物的电性

矿物的电性是电选的依据。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、介电常数、比导电度及整流性等。由于矿物的组分不同，其电性也不同。即使同种矿物也常常因成矿条件不同及晶格缺陷等而表现出来的电性不同。但不管如何，各种矿物仍然存在着一定范围的电性数值，可给以判定其可选性。

1．矿物的导电率

矿物的导电率是表示矿物传导电流能力大小的物理量，可用σ表示。σ愈大，导电能力愈强。

导电率是在长1×10^{-2}m，截面面积为1×10^{-4}m^{2}的直柱形矿物沿轴线方向的导电能力。其值是电阻率的倒数，单位为

〔Ω·m〕$^{-1}$。用下式表示：

$$\sigma = \frac{1}{\rho} = \frac{l}{RS} \tag{6-1}$$

式中：ρ为电阻率，Ω·m；R为电阻，Ω；S为导体的截面面积，m^2；l为导体的长，m^3。

根据导电率的大小，矿物可分为三类：

导体矿物($\sigma > 10^4$〔Ω·m〕$^{-1}$)：属于这类矿物的很少，只有自然金属、石墨等。

半导体矿物(σ为10^3—10^{-10}〔Ω·m〕$^{-1}$)：这半导体矿物较多，如硫化矿物、金属氧化物、含铁锰的硅酸盐矿物、岩盐、煤和一些沉积岩。

非导体矿物($\sigma < 10^{-10}$〔Ω·m〕$^{-1}$)：硅酸盐及碳酸盐矿物属非导体矿物。

导电率的大小与温度、矿物的晶体结构特征、矿物的表面状态等因素有关。

2。矿物的介电常数

介电常数是介电体（非导体、绝缘体）的一个重要电性指标，通常以ε来表示。介电常数又称电容率。电容率是电介质的电容C与真空电容C_0之比。即：

$$\varepsilon = \frac{C}{C_0} \tag{6-2}$$

导体矿物介电常数$\varepsilon \approx \infty$；非导体矿物介电常数$\varepsilon \approx 1$；半导体矿物介于两者之间。

3。矿物的比导电度和整流性

电选中，矿物颗粒的导电性除了与颗粒本身的电阻有关外，还与矿粒和电极间的接触界面电阻有关，而界面电阻又同矿粒和电极的接触面（或接触点）的电位差有关。电位差小的时候，电子不能流入或流出导电性差的非导体矿粒，而

当电位差相当大时，电子便能流入或流出，此时非导体矿粒便表现为导体。实验表明，各种矿物颗粒从非导体到表现为导体，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（2800V），以它作为标准，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。两种矿物的比导电度相差越大，愈易选分。

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，此时的高压电极应带正电；只获得正电的矿物叫正整流性，此时的高压电极应带负电；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、矿物带电的方法

使物体带电的方法很多，在矿物电选中，使矿粒带电的方法主要有：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

当矿粒直接与电极接触时，如图6-1所示。矿粒的电位低，电极的电位高。对导体矿粒来说，电极可将电荷传至矿粒表面，使矿粒带上与电极符号相同的电荷，而被排斥；非导体矿粒虽然同样置于负电极上，但由于界表电阻大，电极的电荷不能传导至矿粒，相反，在此强电场的作用下，仅仅只受到电场的极化作用，被电极吸住。最初的电选机就是按

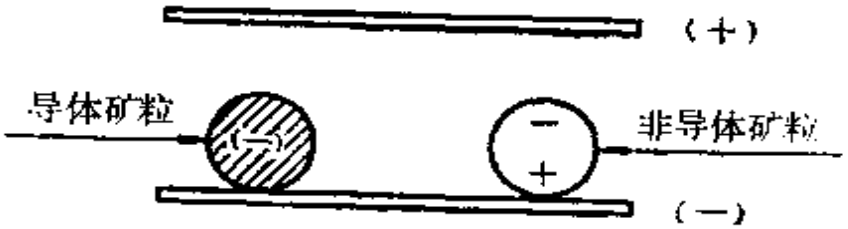


图6-1　传导带电简单原理图

照这种原理设计出来的。但在实际中，很少遇到其中一种矿物是良导体，另一种是非导体的矿石。所遇到的绝大多数是半导体的混合物或半导体与非导体的混合物。它们的导电性相差很小。对于选别导电性差小的矿石，采用这种使矿粒带电的方法选别，效果是不好的。

2。感应带电

此种方法与传导带电方法不同点是：矿粒不与带电极直接接触，而是在电场中受到带电极的感应，从而使矿粒带电，如图6-2所示。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下，却只能被电极极化，其电

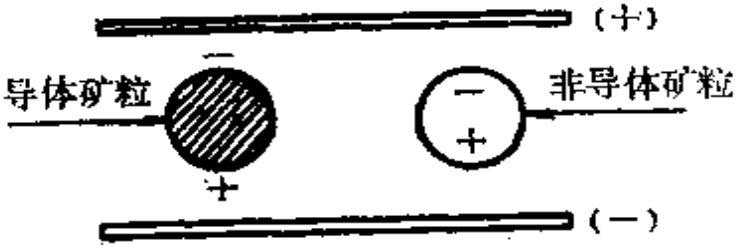


图6-2　感应带电简单原理图

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，产生大量的电子和气体（如空气）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，在细电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。

矿物颗粒给到电晕外区，这里有大量的空间电荷（体电荷）——空气负离子和电子。负离子和电子在向正极移动的过程中与矿粒相遇，失去自己的速度，吸附在颗粒上，从而使不同电性的颗粒都带上了相同符号的电荷——负电荷。但是，电性不同的颗粒得到的负电荷数目是不同的，导体颗粒得到的多，非导体颗粒得到的少。电性相同，粒度不同的颗粒得到的电荷数目也不同，粒度大的得到的多，粒度小的得到的少。

矿物颗粒带电后，导电性好的矿粒将负电荷迅速地传递给正极，不受电力作用，而导电性差的矿粒传递电荷速度很慢，受到正极的吸引作用，因此，可以利用在电晕电场中表现出来的这种快慢差异把不同导电性的矿物分开。

4. 摩擦带电

矿粒相互之间的摩擦和矿粒同给料运输设备的表面发生摩擦也可使矿粒带电。如果不同矿物在摩擦时，能获得足够的不同正负的摩擦电荷，则进入电场中也可把矿物分开。

在现代电选机中，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分选的。目前，应用最广的是传导带电与电晕带电相结合的方法来选分，其分选效果较好。

三、电场作用于矿粒上的电力

一个带有电荷q的矿粒，在场强为E的不均匀电场中，同时受到两种电力的作用。第一种为库仑力F_1，可用下式确定：

$$F_1 = Eq \tag{6-3}$$

另一种是由于矿粒在电场中被极化，和由于电场的非均匀性所引起的电力F_2，可用下式确定：

$$F_2 = r^3 \frac{\varepsilon - 1}{\varepsilon + 2} E \frac{dE}{dx} \tag{6-4}$$

式中：r为矿粒的半径；ε为矿粒的介电常数；$\frac{dE}{dx}$为电场梯度。

如果矿粒是导体，介电常数非常大，则$\frac{\varepsilon - 1}{\varepsilon + 2} \approx 1$，故公式（6-4）成为：

$$F_2 = r^3 E \frac{dE}{dx} = r^3 E \mathrm{grad} E \tag{6-5}$$

F_1与矿粒所带电荷q成正比，而F_2则与电场梯度成正比。由计算可知：F_2比F_1要小得多，即使在极不均匀的电场中也是如此，并且这种关系，随着矿粒尺寸的减小而更加显著。对于粒度约1mm的矿粒，F_1比F_2要大数百倍。因此，在电选中，F_2可以忽略不计。由此可知，无论在均匀电场或非均匀电场中，均可进行电选，这是和磁选不同的地方。

第二节　电选机

电选机的种类多达几十种，分类方法也很多。

（1）按电场特征可分为：静电选矿机、电晕选矿机和复合电场选矿机。

（2）按矿粒带电方法可分为：传导带电选矿机、摩擦带电选矿机和电晕带电选矿机。此外，还有热电选矿机、介电选矿机等各种特殊电选机，目前，由于它们生产率小，成本较高，尚未在工业上得到广泛的应用。

（3）按结构特征可分为：鼓（筒、辊）式、室式、带式、滑板式、圆盘式、振动槽式、摇床式等电选机。鼓筒式（小直径者也称辊式）电晕-静电复合电场电选机目前应用最广泛。

一、双辊筒电选机

这种电选机（ϕ120×1500 mm）是我国在1964年研制成功的，目前，在我国使用非常广泛，并在生产中发挥了很大作用。从原理和构造上说，它是由美国Sutton式电选机发展起来的，与苏联的СЭ-1250型相同。

该种电选机的结构如图6-3所示。主要由主机、高压静电发生器和加热等三部分组成。主机部分由上下两个辊筒（直径ϕ120mm，长1500mm）、电晕电极、静电极（偏向电极）、毛刷和分矿板几部分组成。

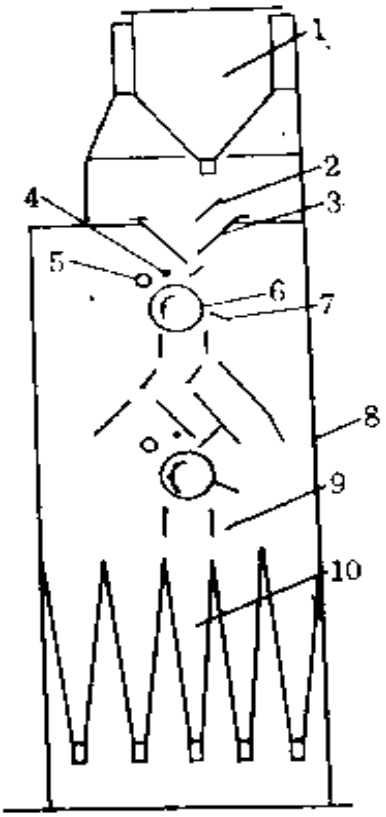


图6-3 ϕ120×1500mm双辊筒电选机结构示意图

1—给矿器；2—溜矿板；3—给矿漏斗；4—电晕电极；5—静电极；6—辊筒；7—毛刷；8—机架；9—分矿板；10—产品漏斗

此种电选机采用电晕电极和

静电极相结合的复合电场。当高压直流负电（0—22kV）加到电晕电极和静电极后，电压达到一定数值时，在电晕电极和辊筒（接地正极）之间形成电晕电场，由于电晕电极直径很小（0.3—0.5mm），从而向着辊筒方向放出大量电子，这些电子又将空气分子电离，形成电晕电流，正离子飞向负极，电子、气体负离子飞向辊筒。因此，靠近辊筒一边的空间都带负电荷。而静电极和辊筒之间不放电，只产生高压静电场。当被选矿粒经干燥加热后落到辊筒表面并随着辊筒旋转而进入电晕电场时，电晕电流使导体和非导体矿粒都充电（荷电）得到负电荷。导体矿粒由于界面电阻较小，一面充电、一面放电，而非导体矿粒界面电阻较大，放电速度很慢，所以，矿粒随着辊筒旋转离开电晕电场进入静电场时，导体矿粒所带的电荷（剩余电荷）要比非导体矿粒带的少。

导体矿粒进入静电场后，仍继续放电，因此，导体矿粒在重力和离心力的作用下脱离辊筒落入导体产品部分中去。非导体矿粒由于放电速度很慢，表面剩余许多负电荷，受到辊筒的吸引力作用，克服重力、分力和离心力，而被吸附在辊筒表面上，当其离开静电场后，在界面吸引力的作用下，仍被吸附在辊筒表面上，直到被辊筒后面的毛刷刷下而落入非导体产品部分中去。介于导体和非导体之间的矿粒，则在中间部分落下。当然也有部分非导体粗粒由于重力和离心力大于吸引力而落入中间部分，甚至导体部分中去。

偏向电极的作用在于更有助于导体矿粒的偏离。这是由于偏向电极（带负电）产生高压静电场，矿粒进入此电场以后，靠近偏向电极一端的导体矿粒感应产生正电，而另一端产生负电，但由于负电端很快放电，矿粒只剩下正电荷，从而导体矿粒被吸向偏向电极一方，再加上重力和离心力的作

用，最终表现出落下的路途比未加偏向电极时更远。而非导体矿粒上的负电荷不能或极不容易放走，其介电常数较小，因此，偏向电极对它影响很小。可见，偏向电极是有利于提高分选效果的。

该种电选机主要用于白钨、锡石的分离和稀有金属的选分，其选分效果和选分指标都比较好。

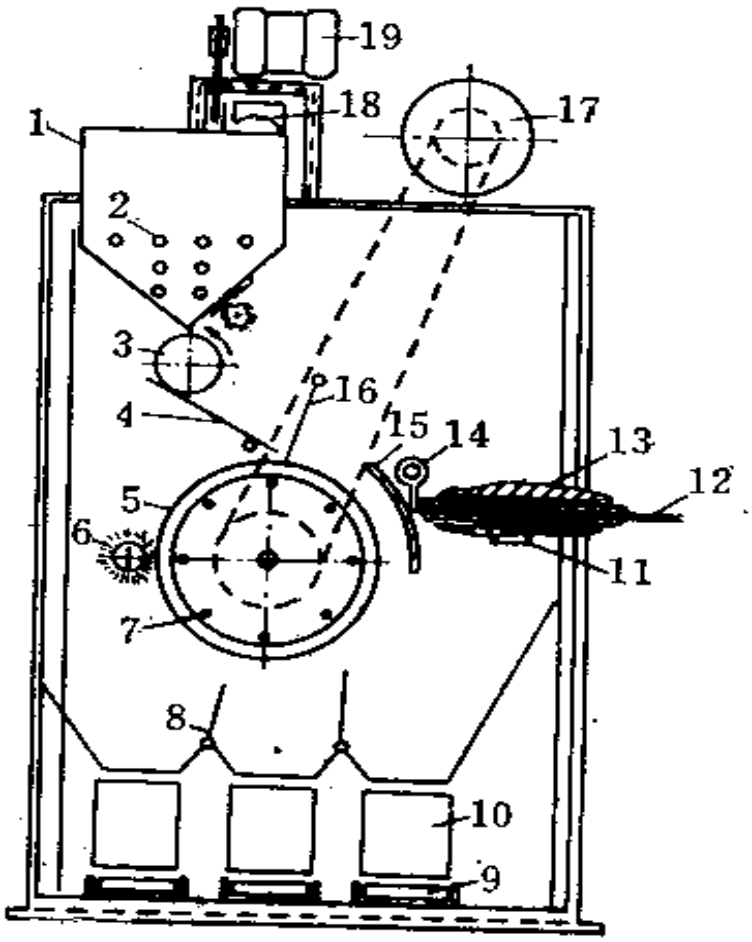


图6-4　ϕ370×600mm高压电选机结构示意

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

二、高压电选机

国产ϕ370×600mm高压电选机结构如图6-4所示。该机主要由加热给料斗1、给矿辊3、辊筒电极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。

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排放。静电电极与电晕电极相连。高压直流电源采用4管桥式全波整流线路，直流负电输出电压0—60kV。

该设备的选分过程和双辊筒电选机相同，只是由于其电晕电极和接地电极之间所形成的电晕电场区域较宽，使得被选分的原料在电场中荷电的机会增多，从而选分过程得以较充分地进行。

该机在我国用于白钨锡石分离、选分钽铌矿等，效果很好。

三、卡普科型多辊高压电选机

此机为美国卡普科（Carpco）公司生产的一种新型高压电选机。其构造如图6-5所示。该机有如下特点：

（1）全机有6个辊筒，分两列配置，每列3个。每列第一个辊筒分出的三种产品可以送到第二个、第三个辊筒再选。产品可以经过多次选别，流程灵活。

（2）每个辊筒斜上方配有两组高压电极，每组高压电极由电晕电极和静电极组成一个整体，产生复合电场，工作电压可以调节，最高可达40kV。高压电源可用正电或负电。该机所用电极结构可以从电极向辊筒表面发出束状电晕放电，有利于提高分选效果。

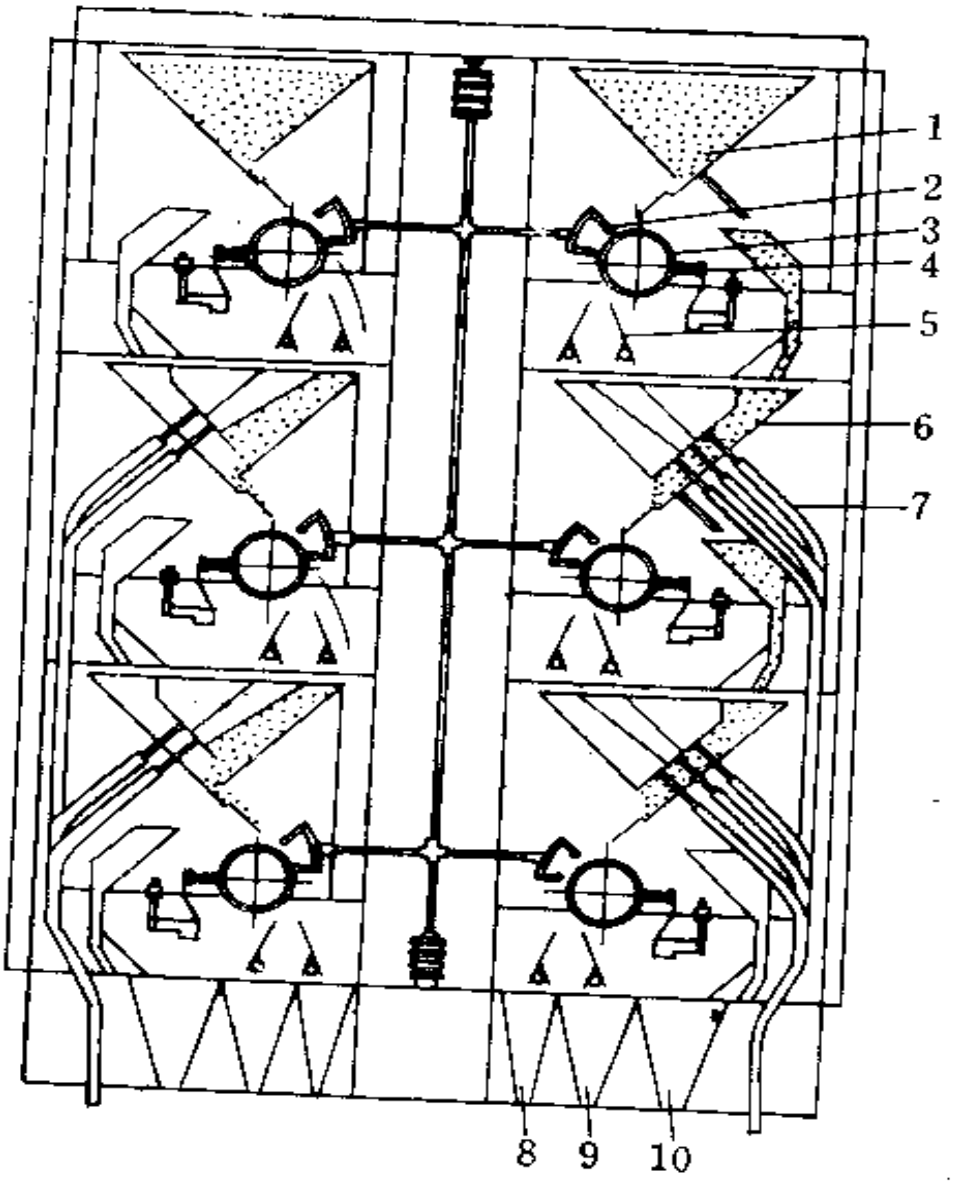


图6-5　卡普科型多辊高压电选机

1—给矿斗；2—高压电极；3—辊筒；4—排矿刷；5—产品分隔板；6—给矿斗；7—接矿管；8—导体产品斗；9—中矿斗；10—非导体产品斗

（3）辊筒直径有150、200、250、300、350mm等多种，可以根据需要更换。辊筒用直流电机传动，可无级变速。

（4）生产能力大，每厘米辊筒长度每小时处理量可达18kg。

此机的缺点是：中矿循环量仍比较大，循环负荷达20～40%。

目前，在许多国家，将该机用于铁矿选矿。

第七章　化学选矿

第一节　概　述

一、化学选矿的目的、意义

随着现代工业的迅速发展，人类对自然矿产资源的需求量日益增加，而地壳中的富矿、易选矿的储量则因长期开发利用而日趋减少。大地向人类提供的矿石，其品位日贫，粒度日细，成分日杂。很多难选矿石，采用常规的机械选矿法，无法解决，而采用化学选矿或化学选矿与机械选矿联合方法进行处理，能有效地、合理地提取其中的有价成分，并获得较高的经济效益。

化学选矿法（又称矿物原料化学处理）是基于矿物和矿物组分的化学性质（如热稳定性、氧化还原性、溶解性、离子半径差异络合性、水化性和荷电性等）的差异，利用化学方法改变矿物组成而使其有用组分富集的矿物加工过程。它是处理和综合利用某些贫、细、杂难选矿物和选冶过程中，某些难处理中间产品的有效方法之一，也是使未利用资源的资源化和解决三废（废水、废渣、废气）处理，变废为宝及保护环境的重要方法之一。在处理对象和目的方面，它和机械选矿方法相同，都是处理原矿和使组分富集及综合利用矿物资源。但其应用范围较机械选矿宽，除原矿外，还可处理某些中间产品，机械选矿的尾矿以及可以从三废中回收有用组分。而在方法原理和产品形态方面则与机械选矿法不同，

机械选矿法是仅利用矿物的物理性质或物理化学性质的差异而不改变矿物组成的分选过程。而化学选矿是利用矿物及其组分的化学性质的差异而改变矿物组成的分选过程。前者是得到矿物精矿，后者是得到化学精矿。在一般情况下，二种精矿皆需送冶炼处理才能得到金属。化学选矿法在原理上与处理矿物精矿的经典冶金（水冶和火冶）有许多相似之处，都是利用化学、物理化学和化工的基本原理解决矿物加工中的有关工艺问题，但其处理对象、产品形态和具体工艺过程又有很大差异，化学选矿处理的原料中有用组分含量低，各组分共生关系密切，组成复杂，有害杂质含量高，一般只得到化学精矿，而冶炼处理的原料为矿物精矿，组成简单，得到的产品可供用户直接使用。因此，化学选矿可看成是介于机械选矿和冶金处理的过渡性学科。

二、化学选矿过程

化学选矿过程一般包括下面三个主要工序：

1．原料准备

包括破碎筛分，磨矿分级等作业，目的是使矿物原料碎、磨至一定的粒度，以使续后矿物分解更完全。若续后为高温处理作业时，有时还需用某些机械选矿法除去原料中的有害杂质，使矿物原料与化学药品配料，混匀，为高温作业创造较有利的条件。

2．矿物分解

矿物分解的目的是使矿物原料同化学药剂作用，使矿物组分直接选择性的溶解于溶液中，或经高温处理使矿物组分转变为易溶解的形态后溶于溶液中，从而达到有用组分的分离和初步富集。矿物分解可用直接浸出法，或先经高温处理

后用浸出和其它选矿方法。高温化选可用焙烧法（氧化、还原、硫酸化、氯化等）和煅烧法。浸出法包括水溶剂浸出（酸法、碱法、盐浸法、细菌浸出法等）和非水溶剂浸出法。矿物分解，有时是有用组分的选择性溶解，有时是有害杂质的选择性溶解，二者皆可使有用组分富集和净化。矿物分解后，可从溶液、浸渣和烟尘中综合回收各种有用组分。不同分解方法的组合构成了某种矿物原料处理的独特工艺流程。

3．化学精矿的制取

这一工序主要是从浸出液中沉淀析出化学精矿，但有时也用高温处理方法（氯化物或氧化物挥发）生产化学精矿。从浸出液中沉析化学精矿，一般可采用化学沉淀法（如中和水解法，难溶盐沉析法或蒸馏结晶法等）和金属沉淀法（金属置换法、气体还原法和电积法等）。从浸液中沉析化学精矿之前，一般需采用化学沉淀法，离子交换吸附法或有机溶剂萃取法和离子浮选法进行净化分离，以除去某些有害杂质和得到较高质量的化学精矿。

三、化学选矿的应用

化学选矿已被成功的用于处理某些黑色、有色、稀有金属和非金属矿物原料，如铁、锰、钛、铜、钨、锡、金、银、钽、铌、钴、镍、铀、钍、稀土、磷、高硫煤等。已大规模地用于从机械选矿尾矿、中间难选产品、难选原矿和废采场、矿坑水中综合回收某些有用组分。其应用范围日益扩大，现已成为回收某些有用组分的常规方法之一。

近年来，化学选矿在我国应用进展很快。如采用亚硫酸-浮选联合流程处理东川汤丹难选氧化铜矿；采用离析-浮

选法处理石录难选铜矿；采用高温还原氯化挥发法解决云锡公司的以褐铁矿为主体的多金属难选氧化锡中矿的综合回收问题；应用化学选矿和机械选矿法组成的各式各样联合流程来研究解决攀枝花钒钛磁铁矿的综合利用问题。其它还有：铜官山铜矿的细菌浸出；杨家仗子钼矿中矿的盐浸；含镍、钴低品位红土矿的氨浸；黑钨矿、铀矿的碱浸以及包头铁矿综合回收稀土、萤石和铌等有价金属。

第二节　化学选矿的常用方法

化学选矿法包括各种形式的焙烧、浸出；溶剂萃取；离子交换；沉淀、电沉积等方法。下面对化学选矿中常用的一些典型方法，作简单的介绍。

一、焙烧法

焙烧法的种类很多，这里仅简单介绍离析法和粒铁法。

1．离析法

离析法是一种氯化还原焙烧过程。它是处理难选氧化铜矿，特别是含硅孔雀石和结合性氧化铜（铜与矿石中某些组分密切地结合起来，难以用磨细的方法分开）的矿石的有效方法。这类矿石用普通浮选法很难分选。离析过程是先将矿石破碎至一定粒度，然后混以少量的食盐和煤（或焦碳），在700—800℃的离析反应器（炉）进行还原焙烧。此时，矿石中的铜以氯化铜状态从原来矿物中挥发出来，并吸附在碳粒表面，还原成金属铜颗粒。

离析法处理氧化铜矿有一段离析和两段离析两种工艺。一段离析是将矿石、氯化剂（食盐）及还原剂混合后，一并

进入焙烧设备中进行氯化挥发和金属还原。两段离析是预先将矿石加热至离析反应温度，然后进入专门的离析设备与氯化剂、还原剂混合进行离析。一段离析工艺流程比较简单，金属挥发损失率较低，但热的利用效率仅60%，设备生产能力小（2.4—7t/m³·d）；两段离析工艺流程比较复杂，金属挥发损失较大，而热利用则可达90%，设备生产能力约为15—20t/m³·d。

离析后，所有的铜均从含铜矿物中迁移出来，以金属铜状态存在于离析产品中，离析的金属铜可浮性很好，故常用浮选法回收。离析产品水淬磨矿后用丁基黄药、黑药、二号油等药剂进行浮选。浮选精矿中铜的品位可达40%，回收率能达到90%左右。

2. 粒铁法

粒铁法是一种还原焙烧过程，是将铁矿石直接还原为金属铁粒，再行磁选将铁选出，它是处理含硅酸铁多的、结构复杂的微细粒浸染的贫铁矿石的有效方法。

制造粒铁常用的设备为回转炉，在炉中进行矿石的加热和还原。入炉的矿石粒度为10—25mm，混以一定量的溶剂（石灰石）及还原剂（无烟煤或褐煤等），用重油或煤粉加热。当炉料加热至半熔融状态时（温度一般为1200—1300℃），矿石中的铁被碳还原，形成小的铁粒，分布在生成的炉渣上。经水淬冷却后进行细磨，用弱磁场磁选机将还原的铁选出为精矿，可直接用于炼钢。

此方法适于处理各种低品位的铁矿，也可以处理各种多金属复合矿石，如含镍贫铁矿石和钛磁铁矿等。用此法处理难选贫铁矿，铁回收率可达90%以上，精矿品位可达90—94%。其缺点是：炉子产量低，炉衬消耗大，炉子热利用差。

二、浸出法

关于浸出，有各种不同的分类方法。按浸出试剂可分为：水溶剂浸出和非水溶剂浸出。按浸出过程物料的运动方式可分为：渗滤浸出和搅拌浸出。其中渗滤浸出又可分为堆浸、池浸、槽浸和就地浸出等等。

现只对水溶剂浸出法中的细菌浸出和药剂浸出作简要介绍：

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。细菌浸出工艺流程如图7-1所示。

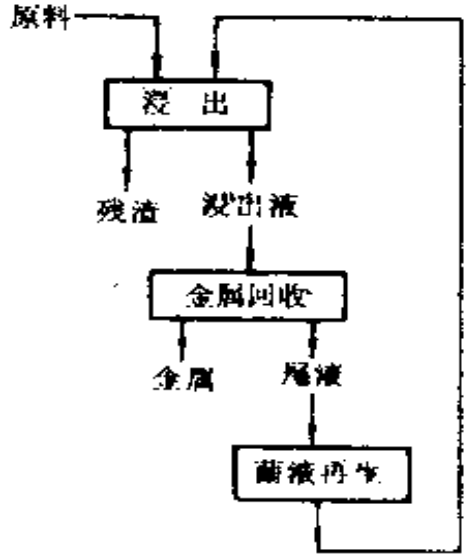


图7-1 细菌浸出的工艺流程

氧化铁硫杆菌是一种生在硫化矿床的酸性矿水中的细菌，它以硫化物和低价铁（二价）为营养，将硫酸亚铁氧化成硫酸高铁，元素硫氧化成硫酸。利用生成的硫酸和硫酸高铁做为铜的氧化矿和简单硫化矿的浸出剂。硫化铜矿的浸出反应式如下：

$$\underset{\text{(辉铜矿)}}{Cu_2S} + \underset{\text{(硫酸高铁)}}{2Fe_2(SO_4)_3} = \underset{\text{(硫酸铜)}}{2CuSO_4} + \underset{\text{(硫酸亚铁)}}{4FeSO_4} + \underset{\text{(硫)}}{S}$$

生成的硫酸亚铁及元素硫，在细菌的作用下，又可氧化为硫酸高铁及硫酸，故浸出剂可以反复使用。

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。

从浸出液中回收金属的方法，对于铜主要采用铁置换法，即将废铁置于长的流槽或锥形置换器中，使浸出液经其中，则铜被铁置换成为海绵铜。过一段时间将海绵铜用水冲洗下来，干燥后送至冶炼厂处理。也可采用溶剂萃取法（萃取剂LIX64）来提取金属。

从浸出液中提取金属后的废液（必要时加补给水和酸）可送至矿堆或浸出采空区，使它在渗滤过程中自行氧化再生，或将废液送至专门的菌液再生池中培养菌液，然后再送去浸矿。

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。该法用于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。酸浸广泛应用于含酸性岩脉石的氧化铜矿。在有氧存在的条件下，硫酸几乎可以浸出全部氧化铜和金属铜。如：铜的氧化矿物为孔雀石，在硫酸的作用下被溶解生成硫酸铜，其反应式如下：

$$Cu_2CO_3(OH)_2 + 2H_2SO_4 = 2CuSO_4 + CO_2 + 3H_2O$$

生成的硫酸铜用铁置换则生成海绵铜（沉淀铜），用浮选硫化铜矿的方法即可选出。若为硫化-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，这种矿石如用酸浸法浸出，酸耗量过大，故一般采用氨浸。氨浸法又可分为常压直接氨浸、还原焙烧氨浸和加压氧化氨浸等几种类型。若主要铜矿物为蓝铜矿和孔雀石，而且

结合铜较少时，可采用常压直接氨浸。若主要含铜矿物是硅孔雀石和蓝铜矿，此时可采用还原氨浸，即先进行还原焙烧后氨浸。若矿石中除含次生铜矿物外，还含有原生硫化铜矿，此时可采用加压氧化氨浸。现对加压氧化氨浸简介如下：

用氨和二氧化碳的溶液作为浸出剂，浸出条件为：温度150℃；压力19—20大气压。浸出反应如下：

$$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2 + 6NH_4OH + (NH_4)_2CO_3 = 2Cu(NH_3)_4CO_3 + 8H_2O$$

浸出的溶液在90℃时通蒸气蒸馏，将氨和二氧化碳分出，收集于水中循环使用，而铜则呈黑色的氧化铜粉末从溶液中沉淀出来。

（3）碱浸　铀矿石常用浸出法处理，当矿石中含碳酸盐脉石较多时，宜采用碱浸出，最合适的浸出药剂是碳酸钠与碳酸氢钠的混合物。碱浸时溶液对设备的腐蚀性小，浸出费用较低，但大部分矿石用此法浸出比较困难，故除脉石是碳酸盐矿物外，都采用酸浸法。

（4）氰化浸出（氰化法）　氰化法是利用金能在氰化碱（钠或钾）溶液中溶解的化学反应来回收矿石中的金的方法。当矿石中存在的金粒过细，用混汞法难以回收时，可用氰化法回收。其工艺过程分磨碎、浸出、沉淀、除杂4个步骤。

磨碎是将已破碎好的矿石在球磨机或管磨机中进行细磨，使矿石中很微细的金粒也能解离出来。然后用氰化碱溶液浸出，其反应式如下：

$$2Au + 4KCN + H_2O + \frac{1}{2}O_2 = 2KAu(CN)_2 + 2KOH$$

从上式可知，除氰化碱外，还需要有氧存在才能反应。

氰化法必须在碱性条件下进行，故加石灰乳来保证反应过程的顺利进行。

浸出前应将磨碎的矿石进行分级，矿砂部分用渗透法浸出，矿泥部分用搅拌法浸出。前法是将矿砂置于渗滤槽中，使氰化碱溶液流经其中而实现浸出；后法是将矿泥置于搅拌槽中与氰化碱溶液进行搅拌而浸出。浸出后所得的含金溶液还需进行浓缩、过滤。

从含金的氰化碱溶液中沉淀金，一般均用锌置换，其反应式如下：

$$2KAu(CN)_2 + Zn = 2Au + K_2Zn(CN)_4$$

金的沉淀法有锌丝沉淀和锌粉沉淀法：前者是在锌丝置换沉淀箱中进行，在锌丝下沉淀出来的金是黑色粉末。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。

在金的沉淀中，尚含有杂质，用稀硫酸进行处理以除去之，然后过滤、烘干、煅烧，最后加苏打、硅石、硼砂进行熔炼，铸成金锭。

（5）混汞法　混汞法是利用汞（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）来把矿石中的金提取出来。

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，置于帆布袋或麂皮袋中，榨出多余的汞。得

到的固态汞齐，在密闭式蒸馏罐中加热使汞蒸发，即得金属的粗金。冷却回收的汞可再返回使用。将粗金置于坩埚或反射炉中，加苏打、硼砂、硝石为熔剂进行熔炼，则杂质变成浮渣而除去，然后铸成金锭，送精炼厂精炼。从铜板上流下来的矿浆，如仍含有足够量的金时，可用氰化法再行处理，以回收剩余的金。

第八章　其它选矿方法

第一节　概　述

在选矿工程中，除常用的浮选、重选、磁选、电选、化选等选矿方法外，还有其它一些选矿方法，如：手选、摩擦选矿、粒度选矿、形状选矿、硬度选矿、油膏选矿、磁流体分选以及矿石机械（或自动）拣选（光电拣选、x光拣选、磁性拣选、放射性拣选……）等。这些方法虽然应用范围不够广泛，但对某些矿石的分选却起着重要的作用。

1．手选

是一种最简单的选矿方法。它是根据矿石和废石之间的外观特征（颜色、光泽、形状、比重等）的差异，由人工将它们分开的方法。该法可用于从原煤中手选回收黄铁矿，从出窿钨矿石中丢弃废石。对一些非金属矿产，可用手选获得质纯的产品，如：手选得高质量光学萤石、结晶透明石英以及宝石等。

2．摩擦选矿

是利用矿石中有用矿物和脉石矿物沿斜面运动时，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。通过倾斜的工作面（摩擦选矿机）使两种矿物分离。该法主要应用于石棉和云母矿石的分选。

3．粒度选矿

由于有用矿物和脉石矿物的强度不同，在开采和碎矿之后，原料中各粒级的矿物组成有很大变化，将原料分成若干粒级，就可得到有用矿物和脉石矿物含量不同的产品。如：将采出的原煤，经过筛分处理，可得到符合工业需要的各粒级煤；利用洗矿和筛分，可选分结核状铁矿和磷矿石；含金、铂和其它金属的冲积砂矿，可用筛分来选别等。

4．形状选矿

有些矿石其有用矿物和脉石矿物在结构方面不同，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偏平块状，根据它们的形状差异，可在特殊形状的设备（如反溜筛）上将它们分选。云母矿也常按形状进行筛选。

5．硬度选矿

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。

6．油膏选矿

该法主要用于金刚石的精选。它是利用金刚石与脉石矿物表面亲油（疏水）性的差异，在粘性油膏表面实现分选的一种方法。入选原料一般为5—1mm的金刚石跳汰粗精矿。所用油膏由多种物质配制而成。如：湖南601矿所用油膏系机油：沥青：柴油：石腊，以54：36：7：3配制而成。

7．磁流体分选

该法可分为磁流体动力分选（MHDS）与磁流体静力分选（MHSS）两种。

磁流体动力分选：是在磁场（均匀或不均匀磁场）与电场的联合作用下，以强电解质溶液为分选介质，根据矿物之间密度、比磁化系数及导电率的差异而使不同矿物分离的一

种选矿方法。

磁流体静力分选是在不均匀磁场中，以铁磁性的胶粒悬浮液或顺磁性液体为分选介质，根据矿物之间密度和比磁化系数的差异而使不合矿物分离的一种选矿方法。由于不加电场，在被分选颗粒周围不产生在电场和磁场联合作用下经常发生的特性涡流，故命名为静力分选。

磁流体分选主要用于分选有色、稀有和贵金属矿石（锡、锆、金矿等）；黑色金属矿石（铁、锰矿等）；煤；非金属矿石（金刚石、钾盐等）；从工厂废料中回收有色金属（铝、铜、铅、锌等）；在岩矿鉴定中可代替重液分离；还可以用于浮选厂精矿、尾矿的快速分析等。磁流体分选，对某些矿石在工业上已有所采用，但大规模工业应用，尚需进一步深入研究。

8．机械拣选（或自动拣选）

拣选是利用矿物之间的光性、磁性、电性、放射性等拣选特性的差异，使物料呈单层（行）排队，逐一受到检测器件检测，检测信号通过现代电子技术进行放大处理，然后驱动执行机构，使有用矿物（矿石）或脉石矿物（废石）从主料流中偏离出来，从而实现矿物分选的一种方法。按照拣选特性的不同，可分为：

（1）表面光性拣选

这种拣选是利用入选物料的表面光性（反射率、颜色等）差异进行的。是拣选中应用最早最广泛的一种方法。根据矿物表面对入射光的漫反射差异来进行拣选，是表面光性拣选中最主要的方法。采用这种方法拣选的有非金属矿石（石膏、滑石、石棉等）、建筑材料（大理石、石灰石等）、金属矿石（金、银、钨矿等）。

（2）发光性拣选

这种拣选是利用人造物料在各种外部能量激发下发光能力的差异来进行的。为了激发矿物发光，可以采用紫外线、x射线、γ射线照射矿物等。该法可应用于金刚石、白钨矿、萤石等发光矿物的拣选。

（3）磁性拣选

这种拣选是利用入选物料的磁性差异来进行的。它不同于磁力选矿法。磁性拣选不是依靠磁吸引力来实现分选，而是通过探测决定于有用矿物品位的磁性大小，来控制分离机械，以达到分选目的的。该法可用于预选富集原生金刚石脉矿床所采矿石和含有磁铁矿的石棉矿石，也可用于拣选锡、铜矿石等。

（4）放射性拣选

这种拣选是利用有用成分的天然放射性差异进行的。主要用于铀矿、钍矿等含有天然放射性元素的矿石。

（5）射线吸收特性拣选

这种拣选是根据有用成分和脉石对某种射线吸收或散射性能的差异而进行的拣选方法。γ射线吸收法、x射线吸收法、中子吸收法得到了应用。该法可用于拣选煤、铁等矿石。

第二节　拣选机

目前拣选机种类很多，这里只对常用的光电拣选机和放射性拣选机作简要介绍。

一、光电拣选机

图8-1为基于颜色拣选的光电拣选机示意图。入选物料

由贮料斗均匀地给至电振给料机上。随后落至槽型给料皮带上。物料在槽型皮带上呈单层（行）排队，並彼此拉开一定距离。然后一颗颗地抛入光检箱接受光检探头检测。光检箱内有光源、背景板、光电器件等。背景板用以显示欲拣出颗粒的颜色。当颜色与背景板不同的颗粒进入光检区时，光检探头内的光电器件即发出一个电子信号。这个信号经过放大

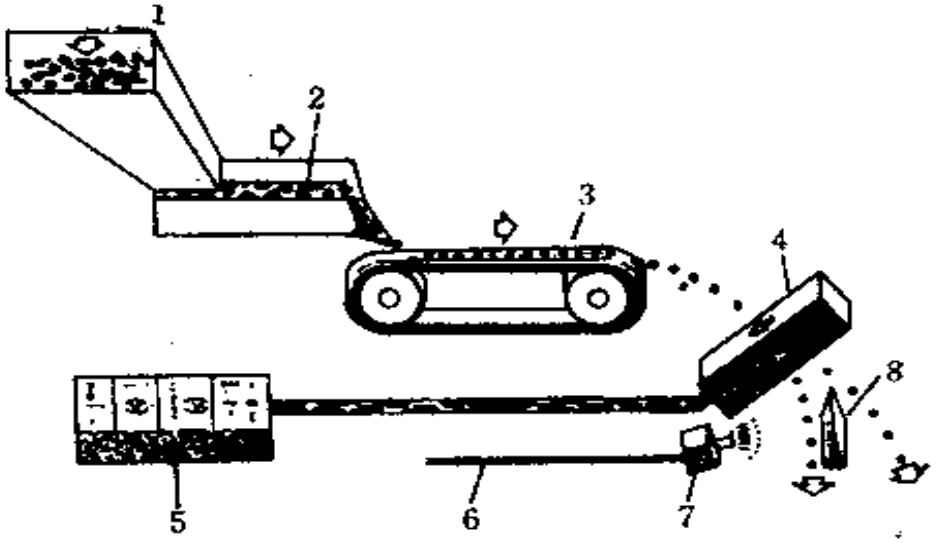


图8-1 光电拣选过程示意图

1—给料斗；2—电振给料机；3—槽型给料皮带；4—光检箱；
5—电子控制箱；6—压缩空气管；7—高速气阀；8—产品分隔板

和处理，最后驱动高速气阀动作，喷出一股具有一定压力的压缩空气流，使欲拣出的颗粒偏离原来下落轨迹，掉入产品料斗中。而颜色符合要求的颗粒则仍按原来轨迹下落至另一产品料斗中。于是两种不同颜色的颗粒被分选开来。

二、放射性拣选机

图8-2是英国索特克斯公司生产的RM161-50型放射性拣选机构造图。该机的分选过程是：矿石首先经两级振动给矿机通过滑板送到速度为2m/s的槽型给矿皮带上排成单列，再经

多槽离心加速器给入速度为4m/s的主拣选皮带上。这时，矿石由2m/s较平稳地加速到4m/s，而拉大间距后，通过一组闪烁

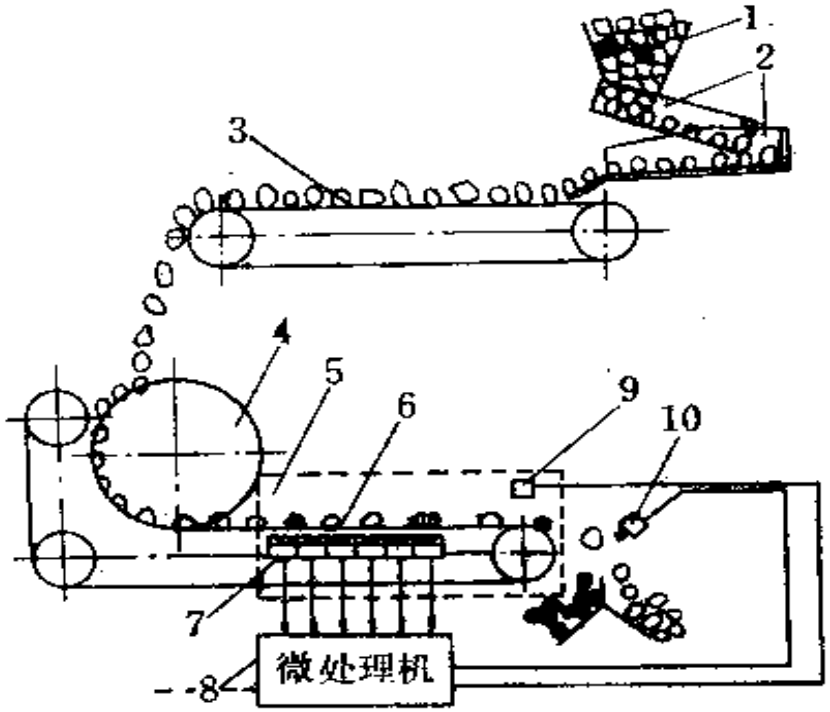


图8-2　RM161-50型放射性拣选机

1—矿仓；2—振动给料机；3—槽型给矿皮带；4—多槽离心加速器；6—铅屏；6—主选皮带；7—闪烁探头；8—微处理机；9—光敏元件；10—喷嘴

晶体探测区，测定矿石放出的脉冲数，并通过光敏元件测量每块矿石的面积，将所测矿块的脉冲数和面积送入微处理机，即可算出所测矿块铀品位。经与预定的分离品位相比较，高于预定值为精矿，低则为废石。微处理机即指令喷嘴启动，喷出高压空气，从而把精、尾矿石分开。

第九章　选矿产品处理

第一节　精矿脱水

一、概述

除干式破碎、磨矿、空气分级、干式磁选、电选等作业外，大多数选分作业都是在水中进行的。

精矿含水量是衡量精矿质量的标准之一。湿法选矿得出的精矿含有大量的水分，这对精矿的直接使用或继续加工（如冶炼）都不合适。精矿中的水分还会给运输和装卸造成困难，并且增加运输费用。在水源缺乏的地区，更需回收选矿产品（精矿和尾矿）中的水返回再用（回水），以减少新鲜水的消耗量。

选矿过程中的某些中间产物，在进行下一步处理之前（如粗精矿再磨前，中矿再磨前以及粗精矿电选前等），都必须排除多余的水。

从选矿产品中除去水分的过程叫做脱水。脱水的主要方法有自然排水、浓缩、过滤和干燥。

粗粒物料的脱水比较容易，一般采用自然排水法，即利用水自身的重力作用排泄出来。但是，细粒物料用自然排水的方法，不但脱水过程很缓慢，而且细粒或细泥物料将随水流失。因此，细粒物料的脱水就比较复杂，一般要分几个阶段来完成。例如，欲将浮选精矿中的水分由60—80%降低至3—8%，通常要经过三个相连的脱水阶段来完成：首先是浓

缩，将水分降低到40—50%；然后进行过滤，使水分降至10—20%；最后干燥，得出水分含量为3—8%的浮选精矿。

在一般情况下，脱水过程由浓缩、过滤和干燥三个作业组成。但对于具体的物料究竟采用什么样的脱水作业，决定于物料的性质（例如：粒度、磁性、比重以及矿浆粘性等）和对脱水产品水分的要求。例如磁选精矿的第一段脱水采用磁力脱水槽进行浓缩；重选精矿如果粒度较粗，大都不采用浓缩、过滤；浮选精矿一般都要进行浓缩和过滤，个别情况还要进行干燥。

二、浓缩

借矿粒自身的重力作用使矿粒从矿浆中沉淀出来的脱水过程叫做浓缩。

选矿厂中物料的浓缩多在连续工作的浓缩机中进行。目前，最常用的是耙式浓缩机。依传动方式不同分为中心传动式和周边传动式。前者用于小型浓缩机，后者用于大型浓缩机。

1．中心传动式浓缩机

中心传动式浓缩机多为中、小型，其结构如9-1所示。它是用钢板或钢筋混凝土建造的一个圆筒形槽，槽底是平的或稍微倾斜的圆锥形底。在槽的中央安装一根垂直轴，轴的下端固定着十字形的耙子，耙子上安装有耙板，耙板的安装角度，是以垂直轴转动时，耙子能把沉淀的物料从槽的周围耙向中心为准。当耙子旋转时，将沉淀物刮至中央排料口排出。澄清液从上部的环状溢流槽流出。耙子的旋转速度很慢，以免破坏矿粒的沉淀过程。

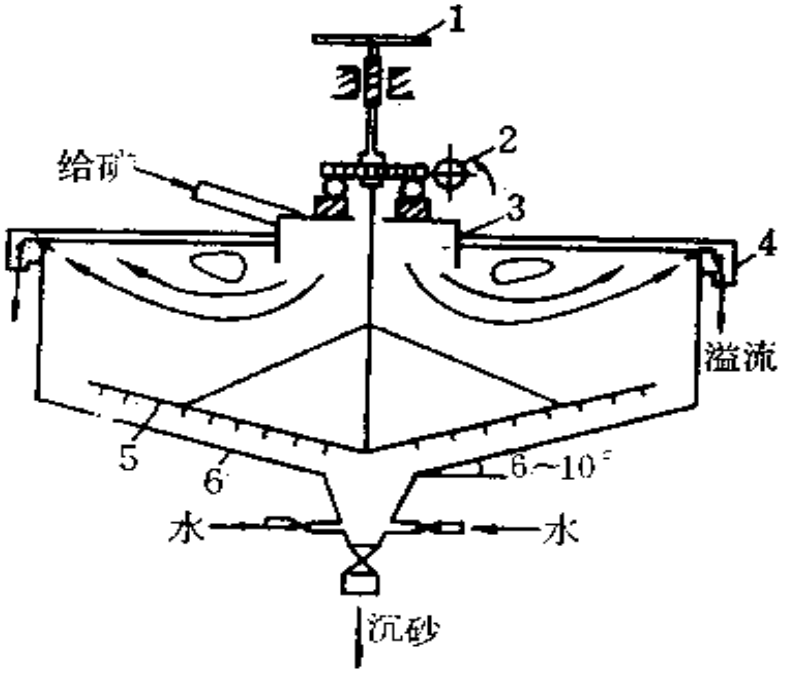


图9-1　中心传动式浓缩机结构

1—手轮；2—蜗轮传动机构；3—给矿筒；4—溢流槽；5—耙架；6—池体

2．周边传动式浓缩机

大型浓缩机都采用周边传动式，其结构示于图9-2。它是

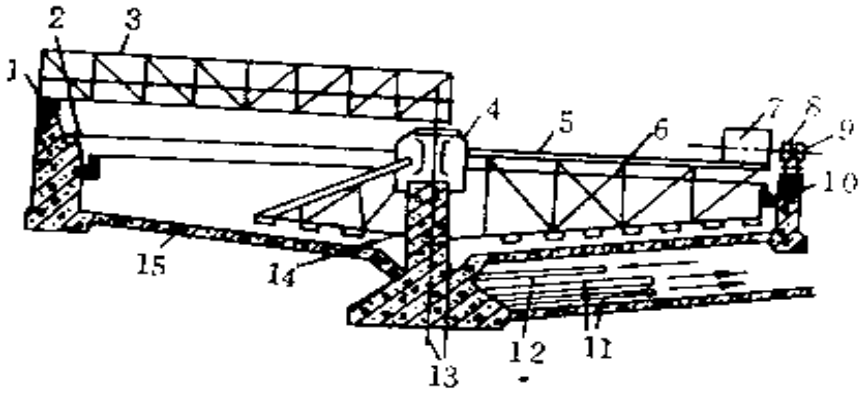


图9-2　周边传动式浓缩机结构示意

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

一个钢筋混凝土的池子，在池子中央有钢筋混凝土柱，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。

周边传动式浓缩机的优点是：设备简单，操作维护方便，消耗动力小。其主要缺点是占地面积大，处理能力低。

3。倾斜板浓密箱

这是一种新型高效率的浓缩设备，其结构如图9-3所示。外形为一斜方形箱体，下接一个角锥形漏斗。斜方形箱内装有平行的倾斜板，分上下两层排列。倾斜板的材质为厚玻璃板、硬质塑料板或薄木板等。矿浆沿整个箱的宽度给入到两层倾斜板之间，然后向上流过上层倾斜板的间隙。在此过程中，矿粒在板间沉降析出，故上层倾斜板被称作浓缩板。沉降到板面上的固体颗粒借自重向下滑动。并落在下层板的空隙继续沉降浓缩。下层板的作用主要是减少旋涡搅动，使浓缩过程稳定地进行，故下层板又被称作稳定板。沉砂从

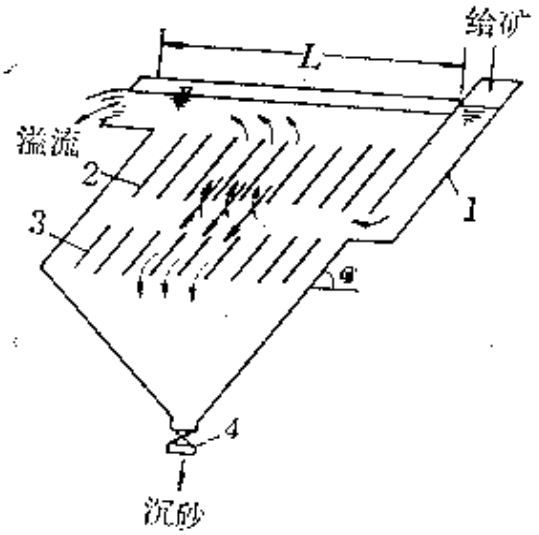


图9-3 倾斜板浓密箱结构示意图
1—给矿槽；2—倾斜板；3—稳定板；
4—排砂嘴

锥形漏斗的底口排出，用闸阀或不同直径的排砂嘴调节沉砂排出量和浓度。溢流则由上部溢流槽排出。

倾斜板浓密箱常用于流程中脱水、脱泥、精矿浓缩等作业。其最大特点是结构简单、浓缩效果好。但排矿口易堵塞，所以，要求产品浓度高的作业一般不宜用。

三、过滤

过滤是矿浆经过多孔的过滤介质（经常是滤布）使固体物料和液体分离的过程。此时液体（滤液）经过隔板的孔隙流出，而固体颗粒被阻止在滤布的表面上，并形成密实的滤饼。在选矿过程中，过滤一般是脱水的第二阶段，过滤产物（滤饼）的水分一般为10—20%。

选矿厂应用的过滤机种类很多。按照过滤动力的不同，可分为三大类：真空过滤机、压力过滤机、离心过滤机。选矿厂精矿产品过滤用得最多的是各种真空过滤机，按其结构和操作特点又可分为：

（1）圆筒式真空过滤机，包括外滤式、内滤式过滤机、折带式过滤机、磁力过滤机等。

（2）圆盘式真空过滤机。

（3）平面真空过滤机，包括水平带式过滤机、水平盘式过滤机等。

现对选矿厂，常用的几种真空过滤机简介如下：

1。外滤式圆筒真空过滤机

外滤式圆筒真空过滤机的结构与工作原理示于图9-4和图9-5中。它有滤鼓，在滤鼓外面覆盖滤布，滤鼓的下部浸入矿浆槽中，并绕水平轴作顺时针方向旋转。容浆槽底有搅拌器，使矿浆保持悬浮状态。滤鼓的一端有分配活门，真空

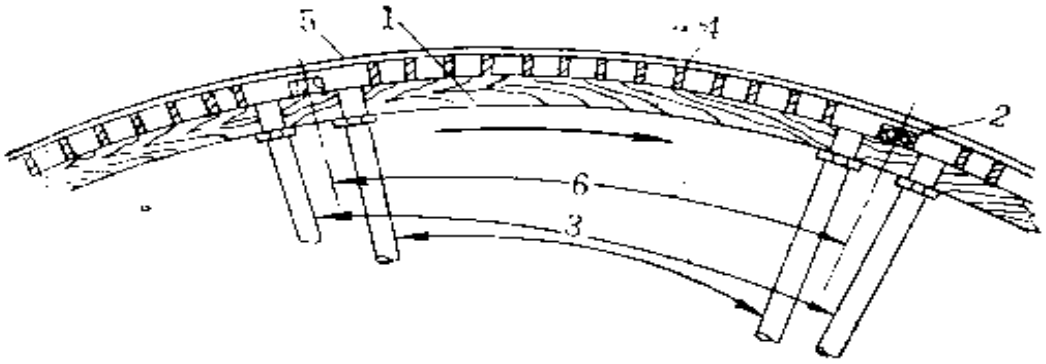


图9-4　过滤机滤鼓的装置

1—木壳；2—木隔条；3—吸入管；4—短木条；5—滤布；6—滤鼓

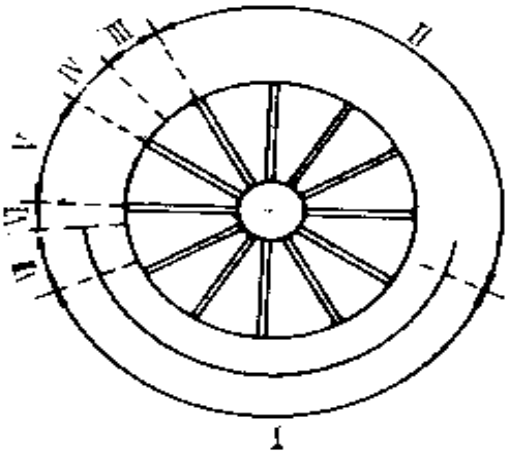


图9-5　真空过滤机工作原理

Ⅰ—过滤区域；Ⅱ—吸干区域；Ⅳ—吹松区域；Ⅵ—卸料区域；

Ⅲ、Ⅴ、Ⅶ—不操作区域

泵及压气机经过分配活门与滤鼓的滤面相连通。

滤鼓6用木板制成（也有用铸铁铸造、钢板焊接或用塑料制成），在木壳滤鼓的上面钉有短木条4，滤布5覆盖在这些木条上，在滤布和滤鼓木壳间有空间，矿浆中的水即透过滤布进入空间，并沿着吸入管3流至过滤机的分配活门。木隔条2将滤布与滤鼓木壳间的整个空间分为24部分，每部分的空间就是一个单独的过滤室，由两根吸入管3与分

配活门连接，通过它排出滤液，并通过它和压气机接通时向滤饼吹气，使滤饼松动。

在过滤过程中，全部滤鼓可分为以下几个区域，Ⅰ为过滤区域：在此区域内滤鼓浸入矿浆中，滤布与木壳之间形成的过滤室，此时被抽成真空，滤液经过分配活门抽出。Ⅱ为吸干区域：在此区域内，将剩余滤液吸尽，并将滤饼吸干。Ⅳ为吹松区域：在此区域内，过滤室与压气机相通，用压缩空气将滤饼吹松，便于卸料。Ⅵ为卸料区：在此区域内，滤饼为刮刀所剥落。Ⅲ、Ⅴ、Ⅶ为不操作区域，可使过滤室由一区域转变到另一区域时不致彼此连通。

外滤式圆筒真空过滤机的缺点之一，就是处于悬浮状态的极细颗粒，首先沉淀在滤布面上；而粗粒却处于容浆槽中矿浆的下层。细粒形成滤饼最初一层，使得过滤困难，从而降低了过滤机的处理能力。

外滤式圆筒真空过滤机的规格以过滤面积（m^2）表示。

2．内滤式圆筒真空过滤机

内滤式圆筒真空过滤机如图 9-6 所示。其滤布是装在滤鼓的内壁上，利用内表面作过滤面，同时，利用滤鼓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。在滤鼓内表面形成的滤饼层由装在滤鼓内的刮板刮下，通过斜槽（漏斗）卸入运输机运至圆筒外面。

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。其规格表示方法以过滤面积（m^2）表示。

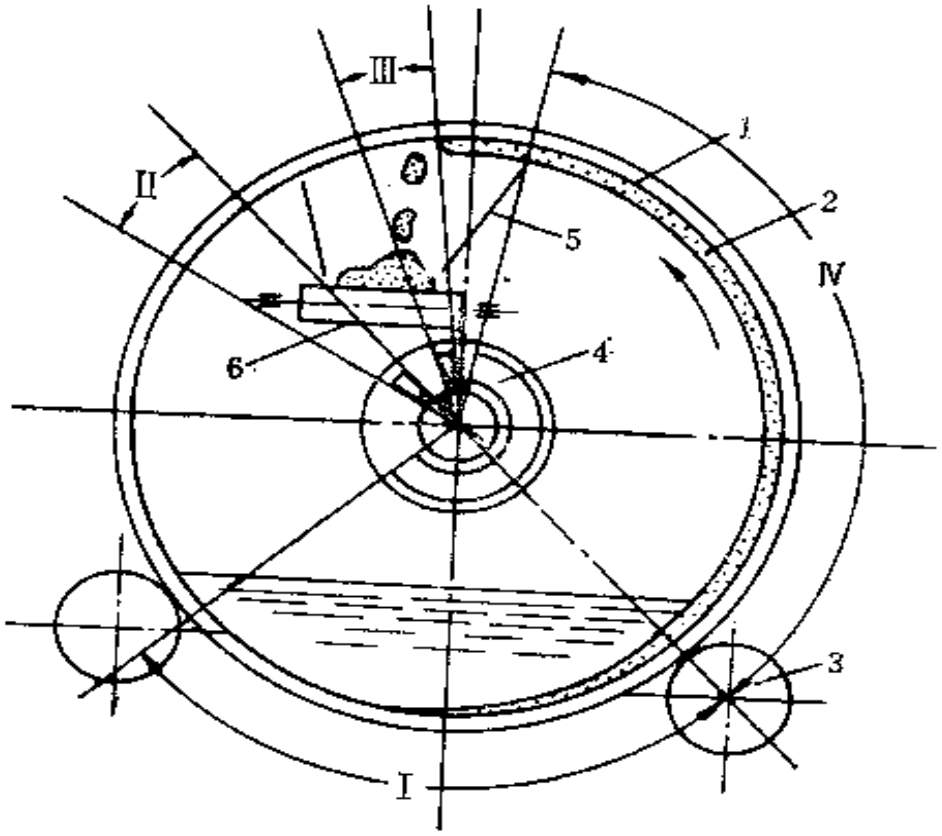


图9-6　内滤式真空过滤机原理示意图

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

3．圆盘式真空过滤机

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 9-7 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 9-8 所示。

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，另一半为齿形槽。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。

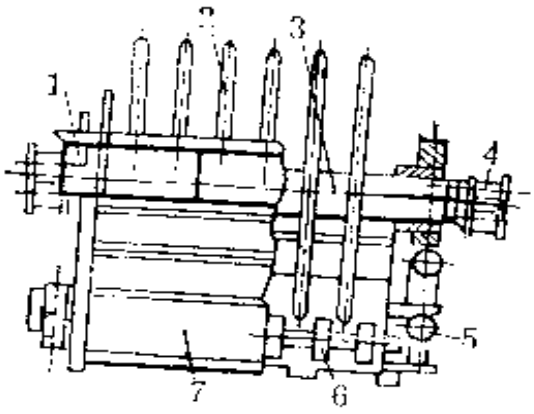


图9-7　圆盘式真空过滤机
1—脉时吹风系统；2—过滤盘；3—轴；4—分配头；5—传动装置；6—搅拌器；7—槽体

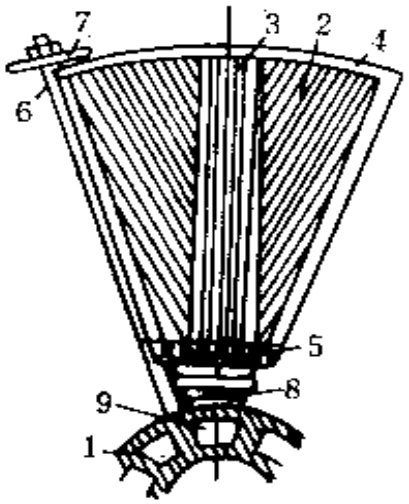


图9-8　扇形片结构示意图
1—过滤机的空心轴；2—筋条；3—扇形片；4—木条；5—空心夹条；6—带螺帽的帽条；7—压板；8—螺钉；9—空心轴孔道

圆盘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处理。

四、干燥

用蒸发的方法从物料中除去水分的过程称为干燥。

用于干燥作业的费用大，故仅在技术经济上合理时才采用干燥作业。干燥常用在浓缩过滤之后。干燥设备类型很多。钨、锡或其它稀有金属选矿厂的少量精矿可以采用干燥炕，要干燥的物料在炕面的铁板上均匀分布，用人工或机械将物料翻动，使其水分蒸发。

选矿厂生产应用最普遍的干燥设备是圆筒干燥机。圆筒干燥机是一个支在托辊上回转的长圆筒。这种干燥机有直接作用式和间接作用式两种。直接作用式是被干燥物料直接与热风相接触，间接作用式是被干燥物料不直接与热风相接触，这种结构复杂，很少应用。直接作用式按物料与热风运动方向又分为顺流式与逆流式两种。顺流式圆筒干燥机如图9-9所示。圆筒安装略倾斜，以使物料能向排出端移动。圆筒靠电机带动圆筒上的齿圈运动。干燥后的物料从圆筒一端排入漏斗中再运送出去。这种干燥机构造简单，效率高，但干燥细粒精矿时，有大量的干燥物料被废气带走，必须安装集尘设备。

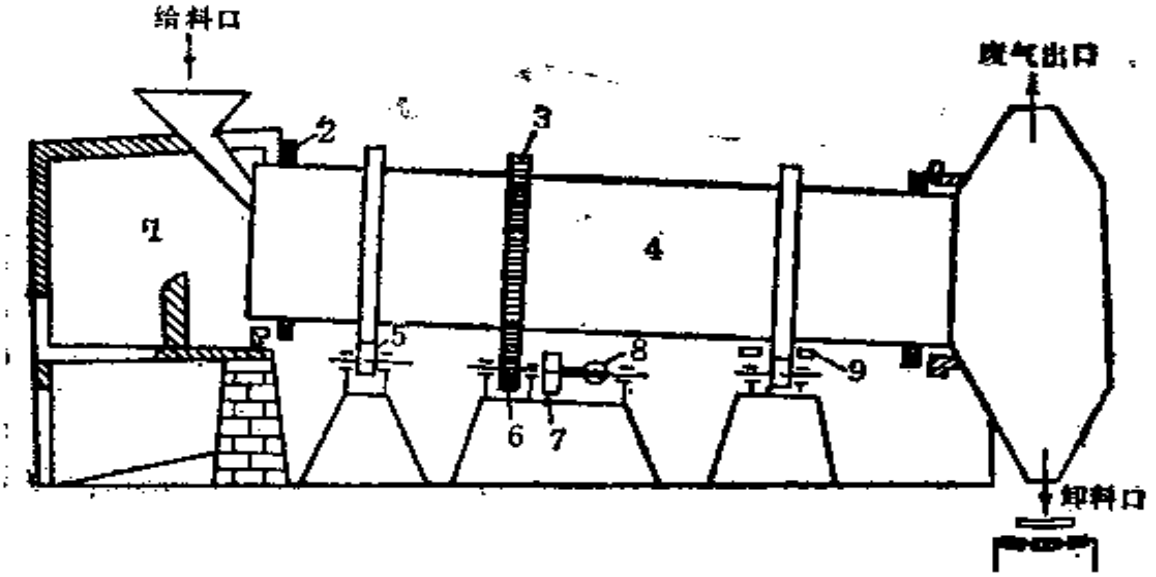


图9-9　圆筒干燥机结构示意图

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

圆筒干燥机的规格以筒体直径和长度来表示，如 ϕ1m × 5m。

根据我国选矿厂生产的具体情况看，只有在寒冷地区的

冬季或对产品的水分有特殊要求时，才对精矿进行干燥。

第二节　尾矿处理

矿石经过选别之后，将有大量尾矿产生，处理贫矿石的大型选矿厂尾矿量就更多。

尾矿的概念是相对的，其中常还含有目前选矿技术水平暂不能回收的有用成分。浮选厂尾矿中经常含有大量药剂，有些甚至是剧毒物质。某些药剂对人体或对牲畜、农田极为有害。因此，为了综合利用国家资源及消除尾矿对环境的污染，选矿厂应当对所产尾矿有计划地处理和贮放。并且要加强对尾矿综合利用的研究，变废为宝，化害为利。

尾矿处理通常包括三方面：尾矿的贮存；尾矿水的再用；尾矿水的净化。

一、尾矿的贮存

尾矿的贮存包括尾矿运输和堆存。所用运输和堆存方法决定于尾矿的粒度和含水量。

1。尾矿运输

重选厂产出的干的粒状尾矿，可以采用箕斗或矿车、皮带运输机、架空索道及铁道运输等方法运输。浮选或磁选厂排出的矿浆状尾矿，一般采用砂泵扬送运输，地形高差条件好的，可采用自流运输。根据地形条件有的也采用自流和泵送相结合的联合运输方式。

2。尾矿堆存

重选厂产出的干的粒状尾矿，可将其堆成圆锥形尾矿堆，或将其堆放于山谷中。矿浆状尾矿通常要送至尾矿场存

放，尾矿场场址有下列三种形式：

（1）三面靠山，在山谷口筑一横坝；

（2）在山坡上，三面筑坝；

（3）在平地上，四面筑坝。

应用最多的是（1）种形式。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，因而流入尾矿场内的洪水量大，使排水构筑物复杂。

二、尾矿水的循环使用

尾矿水循环使用的方法主要有两种：

（1）尾矿经浓缩机处理，浓缩机溢流作为回水使用。该法往往在选矿厂内或选矿厂附近设置浓缩机，将尾矿脱水，使一部分或全部溢流水作为回水送到选矿厂使用。此法常用于重选厂或磁选厂。回水率可达40—70%。

（2）尾矿场溢流水作为回水使用。该法是将尾矿浆全部输送到尾矿场后，在尾矿场经过较长时间的澄清，澄清的尾矿水经过尾矿场中的溢流井，流入排水管，排出坝外，返回选矿厂再用。

三、尾矿水的净化

从选矿厂（尤其是浮选厂）排出的尾矿水，虽然在尾矿场经过澄清、自然氧化和分解，但经常仍含有一些有毒物质，这些物质主要来自浮选过程中加入的药剂及矿石中一些金属盐的溶解。这种水若排入公共水系，必然对环境造成污染。因此，应遵照国家对工业废水排放卫生标准的要求，采取净化措施。尾矿水净化的方法一般有：

（1）自然沉淀在尾矿场将尾矿液中的矿泥颗粒沉淀除

去。有时采取一些辅助措施，如：加入某无毒药剂，促使微细粒子凝聚或絮凝沉淀。

（2）物理化学净化利用吸附材料，将某种有毒物质吸附除去。

（3）化学净化加入适量的化学药剂，促使破坏有毒物质。

此外，还有采用离子交换、溶剂萃取、细菌分解等办法净化的。

对一个选矿厂，尾矿水要不要净化，采取什么方法净化的最有效而且最经济，要做试验研究后，视情况才能决定。

第二篇　选矿工艺实践

第十章　铜、铅、锌矿石选矿

第一节　铜矿石选矿

铜矿床的类型很多，约分为三大类：（1）脉状铜矿；（2）浸染状铜矿；（3）含铜黄铁矿。其中铜主要是呈硫化物存在，如：辉铜矿（Cu_2S，含铜79.83%）、斑铜矿（Cu_3FeS_3，含铜63.33%）、黄铜矿（$CuFeS_2$，含铜34.56%）、铜蓝（CuS，含铜66.44%）等，在矿床接近地表部分，常有铜的氧化物如孔雀石（$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$，含铜57.5%）、蓝铜矿（$2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$，含铜55.3%）、赤铜矿（Cu_2O，含铜88.8%）、硅孔雀石（$CuSiO_3 \cdot nH_2O$，含铜36.1%）等存在，铜矿石中的主要脉石矿物为石英、硅酸盐矿物和硫酸盐矿物。

从选矿的观点来分，凡矿石中氧化铜矿物的含量不超过全部铜矿物10%的矿石都属于硫化铜矿，而硫化铜矿物的含量不超过全部铜矿物25—30%的矿石都属于氧化铜矿，个别居于二者中间的矿石称为混合矿。

根据选矿技术的发展，对各种类型铜矿床的最低品位（含铜量）大致可分为下列等级：富矿含铜＞2%，中等品位矿含铜＞1%，贫矿含铜1—0.7%，极贫矿含铜＜0.7%。

铜矿石中经常含有金和银，有时还含有钼、钴、镍等金属，选矿时，必须考虑综合回收。

一、硫化铜矿

在所有硫化铜矿石中除含有脉石矿物外，或多或少都含有硫化铁矿物，如：黄铁矿（FeS_2，53.4%S）、磷黄铁矿（Fe_nS_{n+1}，约40%S）等。因此，硫化铜矿石的选矿实质上是铜矿物与硫化铁矿物及脉石矿物的分离过程。

硫化铜矿的选矿主要采用浮选法。浮选时最常用的捕收剂是黄药，起泡剂是松醇油（二号油）或松油。用高级黄药做捕收剂，或将黄药与黑药混用，对提高浮选效率常常是有利的。为了浮选硫化铜矿物，把黄铁矿抑制下去，最常采用的方法是：(1) 加石灰使矿浆pH值大于7；(2) 加氰化钠，但用量不能太多。太多则抑制铜矿物的浮游；(3) 加石灰及少量氰化钠。当矿浆中含有大量脉石矿泥时，需要加水玻璃进行分散。硫化铜矿比较容易浮选，选别指标较高。其回收率最高者可达95%以上。

现举例说明三种硫化铜矿的选矿及其综合利用。

1．含钴硫化铜矿

某厂处理的含钴硫化铜矿属于细脉浸染状似层状铜矿床。有益元素为铜和钴。金属矿物主要为黄铜矿、黄铁矿。脉石矿物主要为石英、方解石，钴呈硫化钴存在。

该厂采用优先浮铜，再从浮铜尾矿中用浮选回收钴。另有20—30%的钴富集在铜精矿中，可在冶炼过程中回收。其工艺流程、药剂制度、选别指标，如图10-1所示。

2．铜钼硫化矿

某厂处理的铜钼矿属于矽卡岩型铜钼硫化矿。金属矿物

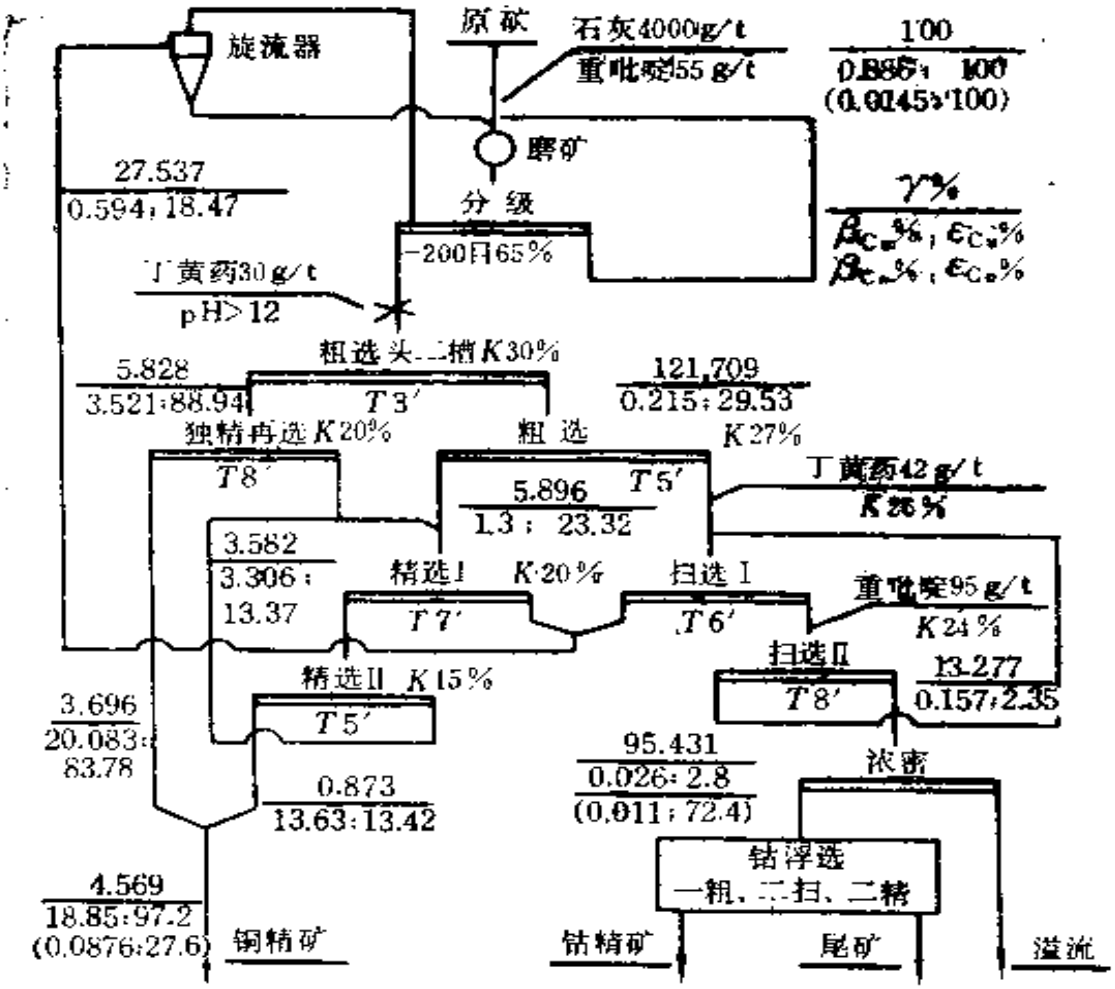


图10-1 某层状硫化铜矿选别流程

主要有磁铁矿、黄铁矿、磁黄铁矿、辉钼矿、黄铜矿等。脉石矿物有石榴石、透辉石、绿泥石、黑云母等。

该厂以生产铜精矿为主，并同时回收铜、硫、铁。采用混合浮选铜钼，铜钼混合精矿经再磨后进行分离。混合浮选尾矿再浮硫，浮选尾矿用磁选法回收铁。其工艺流程、药剂制度、选别指标如图10-2所示。

3．铜镍硫化矿

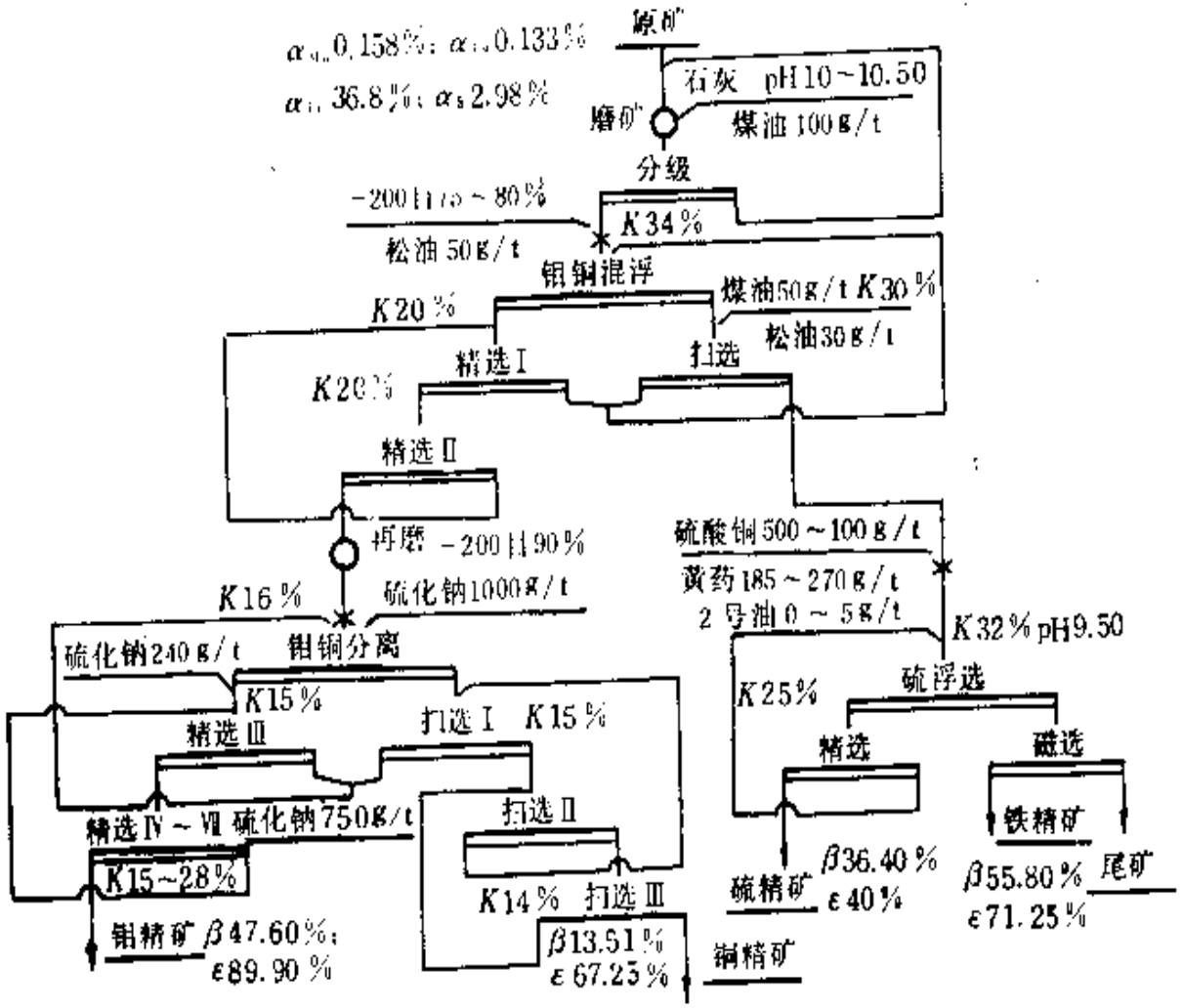


图10-2 某矽卡岩型钼铜矿选别流程

处理硫化铜镍矿，一般采用选矿、熔炼和吹炼获得高冰镍，然后再用浮选法使铜镍分离，铜镍精矿再分别送冶炼产出金属铜和镍的流程。在冶炼过程中，综合回收钴和铂族元素。其原则流程如图10-3所示。

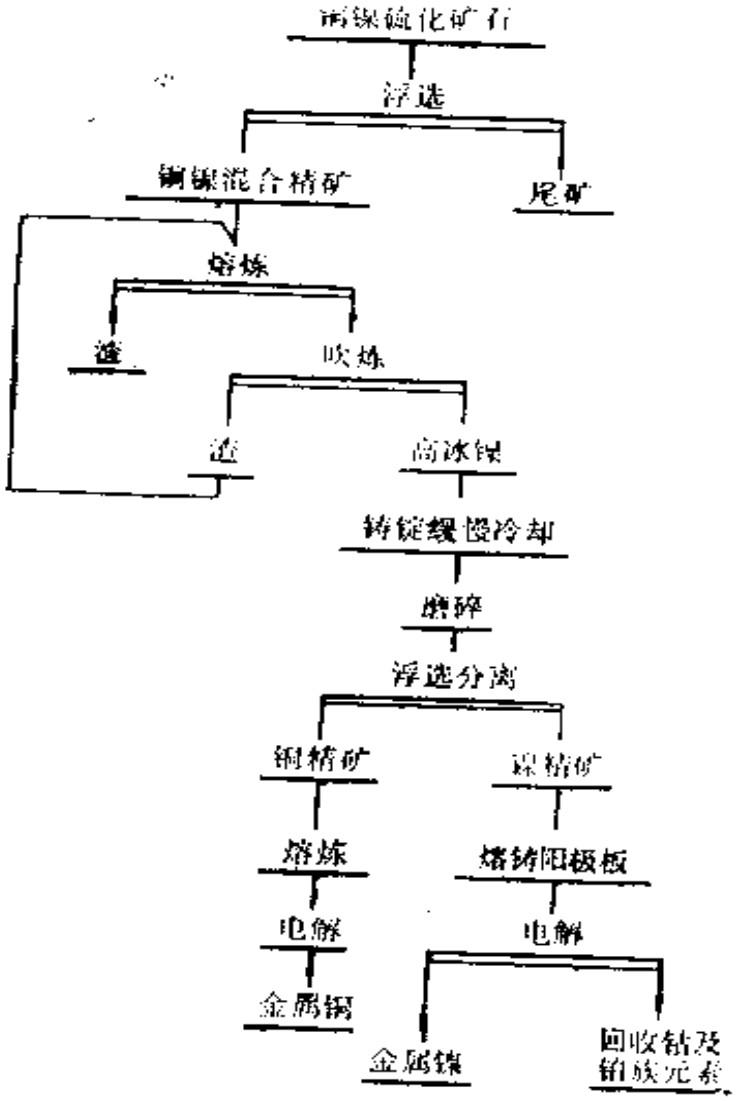


图10-3　某铜镍硫化矿的原则工艺流程

二、氧化铜矿

氧化铜矿储量不大，分布也不集中，由于这些矿石是位于矿床上部的氧化地段，所经受的物理化学条件极为复杂，所以，矿石性质复杂多样，在加工处理这种矿石时，所采用

的方法也多种多样，一般来说，当矿石中硅孔雀石含量低时，可用浮选法选别，含量高时，宜用浸出浮选法处理，但当含大量碳酸盐脉石时，酸的消耗大，用浸出法很不经济，近年来曾试用离析浮选法。

氧化铜矿直接浮选很难收到好效果，因此，多采用先硫化，后浮选的方法。硫化时宜分批添加硫化钠，硫化后浮选时，可用黄药类捕收剂，或用黄药与脂肪酸的混合药剂。

三、混合铜矿石

对于氧化矿和硫化矿的混合铜矿石，一般采用硫化浮选法，其流程有两种：(1) 采用硫化后氧化矿物与硫化矿物同时浮出。(2) 先选出硫化矿物，尾矿经硫化后再选氧化矿物，采用哪种流程较合适，应根据试验加以确定。

氧化矿物与硫化矿物同时浮选的工艺条件与氧化矿石的浮选基本一致，只是硫化钠及捕收剂的用量，随矿石中氧化矿物含量的减少而相应减少，硫化后浮选氧化矿物时，硫化矿物可以很好地浮游。

第二节　铅、锌多金属矿石选矿

单纯的铅矿或单纯的锌矿很少见，通常它们都是相互共生，以多金属矿的形式出现。最常见的铅锌多金属矿是铅锌矿，其次是铜铅锌矿和铜锌矿。矿石中除含有铅、锌、铜有用矿物外，有时还含有硫化铁（黄铁矿、磁黄铁矿）、萤石等有用矿物，在这些矿石中另外还含有金、银、铁、钴、镍、钼、铟以及其它稀散元素等。

有工业价值的铅锌多金属矿床，主要是矽卡岩型和热液

型(高温、中温和低温)矿床。热液矿床中以中温热液最有价值。有些硫化矿床由于遭受地表水氧化作用，其矿床上层的矿石被氧化成氧化矿，这层氧化矿叫做硫化矿床的氧化带，通常把氧化率在30%以上的矿石称为氧化矿；氧化率在10—30%之间的，称为混合矿；氧化率在10%以下的，称为硫化矿。

在我国铅锌多金属矿床中，铅的硫化矿物主要是方铅矿（PbS），只在极少的矿床中才发现有脆硫锑铅矿（$5PbS\cdot 2Sb_2S_3$）。锌的硫化矿物主要是闪锌矿（ZnS），和它的含铁固溶体变种铁闪锌矿，有时还会碰到含镉固溶体变种镉闪锌矿。铅的氧化物有白铅矿($PbCO_3$)，铅钒($PbSO_4$)，彩钼铅矿（$PbMoO_4$）。锌的氧化矿物有菱锌矿（$ZnCO_3$），异极矿($2ZnO\cdot SiO_2\cdot H_2O$)。

一、铅锌多金属硫化矿选矿

铅锌多金属硫化矿选矿主要采用浮选法，选矿的主要任务是分别获得铜、铅、锌精矿，当硫化铁、萤石等矿物含量高时，还必须获得硫精矿、萤石精矿，对矿石中所含的金、银和其它伴生元素如Hg、Cd、Bi、In、Ga等必须考虑它们的综合回收。

1．铅锌硫化矿石

铅锌硫化矿石的浮选工艺流程有优先浮选和混合浮选两种。

对于矿石性质简单、铅锌可浮性差异较大、易于分离的某些矿石，常采用优先浮选。在铅锌优先浮选时，一般多是抑锌浮铅。抑锌多是在碱性介质中用下列任一方法实现：单独用氰化物或与硫酸锌混合使用；采用亚硫酸钠、硫代硫酸

钠、硫酸锌等的可溶性盐。浮选方铅矿用黄药、黑药、二号油。被抑制的闪锌矿在硫酸铜活化后，用黄药、二号油浮选。如果锌浮选的尾矿中含有足够回收的黄铁矿时加碳酸钠、黄药、二号油等进行回收。若锌浮选尾矿中含有足够回收的萤石，可加碳酸钠、水玻璃、油酸等进行回收。

铅锌混合浮选工艺流程是目前铅、锌选矿厂中所常见的流程。它是原矿在粗磨后用黄药、黑药、二号油、硫酸铜先选出铅锌混合精矿，将混合精矿进行细磨并脱药（采用硫化钠），再进行铅锌分选。分选时用氰化物、硫酸锌抑制锌，用丁基黄药、二号油选出铅精矿，余下的尾矿即为锌精矿。

我国某铅锌矿石选矿厂所处理矿石属中温热液充填综合岩型的铅、锌、萤石多金属矿床。矿石中有用矿物以方铅矿、闪锌矿、萤石为主，并含有少量黄铜矿、黄铁矿、铜兰等。脉石矿物以石英为主，其次有重晶石、绿泥石、绢云母、高岭土、千枚岩等。由于该矿石有用矿物呈粗粒嵌布，采用一段闭路磨矿流程，将矿石磨至－200目48—50%，有用矿物基本单体解离。选别流程为先进行铜、铅混合浮选，铜、铅尾矿进行锌浮选，浮锌尾矿再进行萤石浮选。工艺流程如图10-4所示。

2．铜铅锌硫化矿石

硫化铜铅锌矿石的特点是品位低、浸染粒度细、各有用矿物致密共生，比较难选，处理这种矿石一般采用先混合浮选，后优先浮选的流程。在分离浮选时，最感困难的是铜铅分离问题。在多金属矿石中，铜和铅常呈黄铜矿和方铅矿共生，二者可浮性相似，故分离困难，有时矿石中含次生铜矿物，方铅矿被次生铜离子活化，更使铜铅分离感到困难。

最常用的硫化铜铅分离的方法有两种：(1) 用重铬酸盐

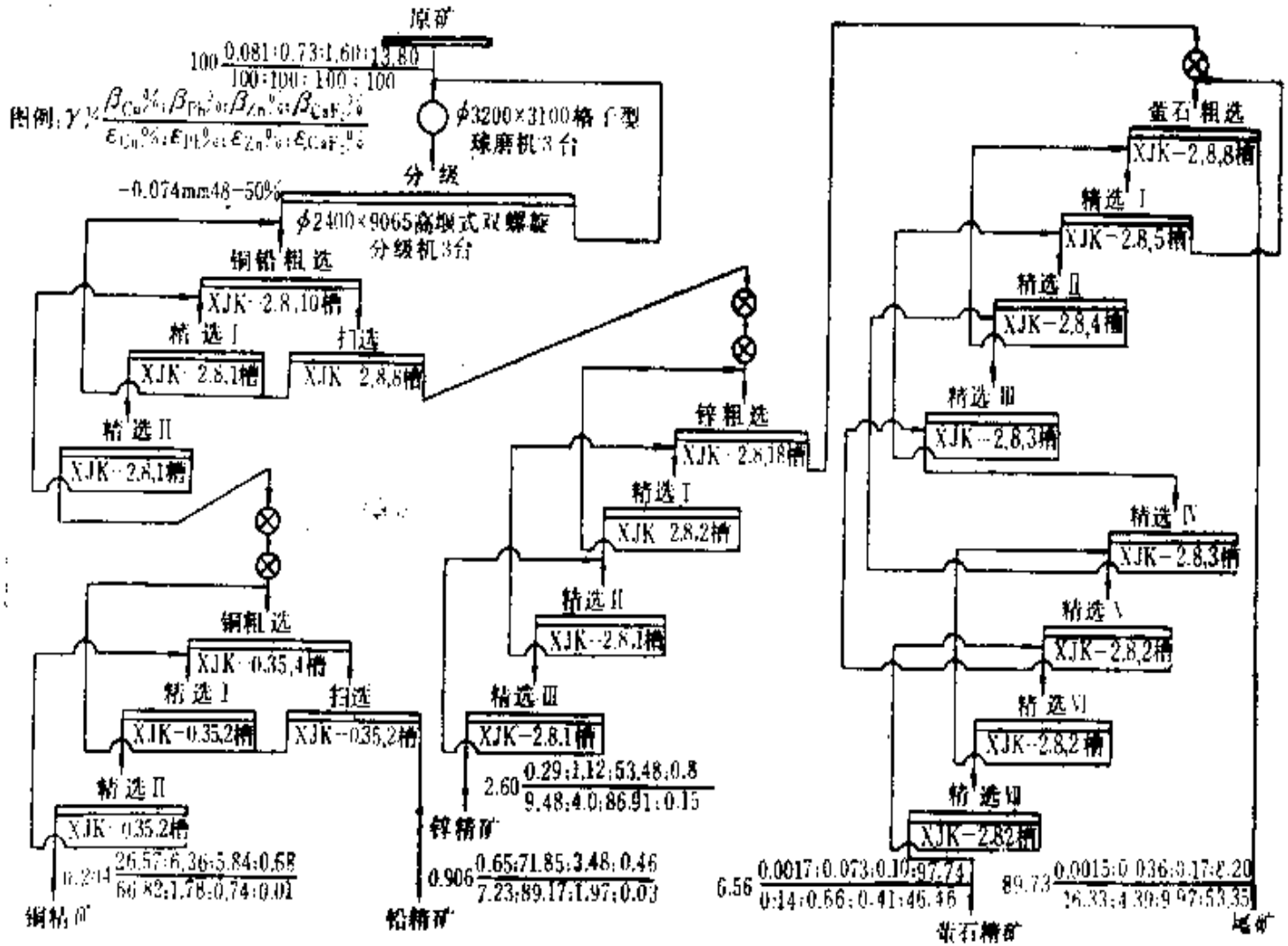


图10-4　某铅锌萤石矿石选矿工艺流程

抑制方铅矿浮选铜矿物；(2) 用氰化物等抑制铜矿物浮选方铅矿。前法重铬酸盐对方铅矿的抑制作用很强，药剂用量不大，对于不含氧化矿和次生硫化矿物的铜铅混合精矿，用此法可得到满意结果。后法在碳酸钠的高 pH 介质中，氰化物可把黄铜矿抑制下去，方铅矿的可浮性不受影响，铅的回收率可以达到很高，铅精矿中夹杂的铜锌量很低。

我国某选厂处理易选铜铅锌多金属硫化矿石，金属矿物有闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿等。脉石矿物为石榴子石、绿帘石、辉石、方解石、石英等。矿石磨至 −200 目 50%后，进行铜铅锌混合浮选，丢弃尾矿，然后进行混合精矿的分离。其工艺流程及技术条件如图10-5所示。

3．铜锌硫化矿石

铜锌硫化矿石的分离与铅锌矿的分离相似，但比其较困难些，这是由于：(1) 在铜锌矿石中铜是呈各种铜矿物存在，各种铜矿物都有不同的可浮性，因而，需要不同的浮选条件，而在铅锌矿石中，铅主要是呈方铅矿存在，所以，情况就简单得多；(2) 铜离子(硫化铜氧化产物)对闪锌矿有活化作用，所以要抑制铜矿中的闪锌矿比抑制方铅矿中的闪锌矿要难得多；(3) 铜锌矿中硫化铁的含量一般比铅锌矿中多。此外铜锌矿中的矿物组成也较复杂，不仅铜矿主要是含铁的黄铜矿或斑铜矿，并且锌矿亦多呈难浮的铁闪锌矿，加上大量的黄铁矿及磁黄铁矿，因此使铜锌的分选条件更加复杂，在浮选铜锌矿石时，常采用两种浮选方案。

(1) 优先浮选是用适量的氰化物抑制闪锌矿，在碱性介质中加入丁基黄药、二号油进行铜的浮选，铜浮选尾矿加入石灰提高pH值抑制硫化铁矿，同时加入硫酸铜活化闪锌矿，用丁基黄药、二号油浮选闪锌矿。锌浮选尾矿如其中含足够

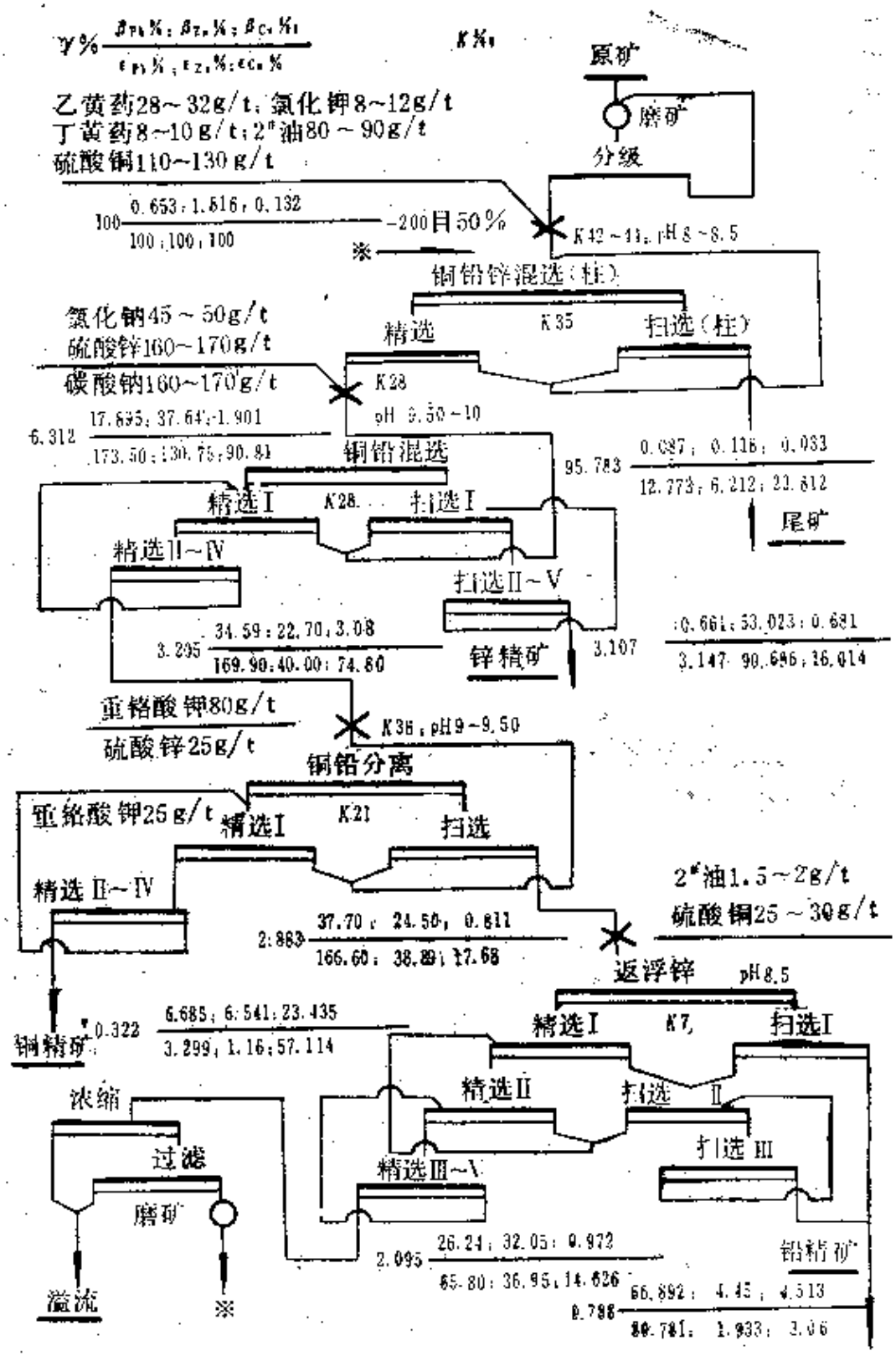


图10-5　某铜铅锌多金属硫化矿石选矿工艺流程

回收的硫铁矿，加硫酸活化之，然后用丁基黄药选出硫精矿。

(2) 混合浮选　浮选前进行粗磨矿，用丁基黄药、浮选油(起泡剂)选出铜锌硫的混合精矿。随后将混合精矿进行细磨，用硫化钠和活性碳脱去混合精矿中的过剩药剂，然后，按一般方法进行铜锌硫的分离。选铜时用氰化物、硫酸锌，选锌时加石灰、硫酸铜、黑药，选锌后的尾矿即为硫精矿。氰化物是剧毒药剂，用量稍多会造成严重污染，故近来多用二氧化硫作为闪锌矿的抑制剂。

我国某选矿厂在处理铜锌多金属硫化矿方面，经过长期研究，采用优先浮选铜后，进行锌硫混合浮选，然后进行锌硫分离。这种工艺比原来依次优先浮选工艺，可提高锌、硫回收率，降低药剂用量，特别是取消了硫酸后，减少了对设备的腐蚀。

二、铅锌多金属氧化矿的选矿

铅锌多金属氧化矿的选矿通常也是采用浮选法。铅锌氧化矿物经常一起共生，脉石矿物多为方解石、白云石、石英、氢氧化铁、粘土等。铅的氧化矿物白铅矿容易硫化，硫化后很容易浮游，铅钒的可浮性与白铅矿相近，但硫化需要较长的时间和大量的硫化钠，故应分批添加硫化钠。锌的氧化矿比较难选，最有效的捕收剂为碳氢键中碳原子数为12—15的脂肪胺。浮选前先以硫化钠处理之，目的在于调整矿浆的pH值。如矿浆中含有大量矿泥，常采用旋流器进行脱泥。

三、硫化和氧化铅锌混合矿的选矿

对于含有硫化矿和氧化矿的铅锌混合矿石的选矿流程多是用黄药、二号油先选出硫化铅矿（用硫酸锌及氰化钠抑制

硫化锌），随后用硫化钠硫化氧化铅矿物，用黄药浮选，得氧化铅精矿。在氧化铅的浮选尾矿中加硫酸铜活化闪锌矿，用黄药、二号油选出硫化锌的精矿，最后用硫化钠及脂肪胺浮选氧化锌矿物。这就是先铅后锌、先硫化矿物后氧化矿物的浮选流程。选氧化锌矿物之前，要进行脱泥。

某铅锌矿选矿厂处理铅锌混合矿石。矿石有呈致密状的原生矿，也有呈细粒浸染状的氧化矿。混合矿中有价金属矿物为闪锌矿、方铅矿、黄铁矿、白铅矿、菱锌矿、异极矿和铅钒等。脉石矿物为白云石、方解石及少量石英和长石，金属矿物嵌布粒度较粗，铅、锌的氧化率较高(25%，20%)。原矿含泥13—18%。

选别流程采用重介质预选，废弃约36%的尾矿，重介质选矿的精矿磨至－200目 65% 后，采用硫化铅、氧化铅、硫化锌、氧化锌依次优先浮选流程，见图10-6。

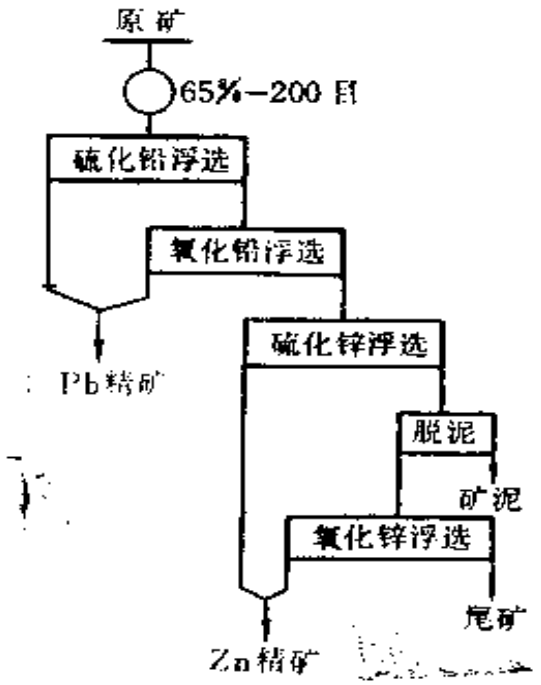


图10-6 某硫化 氧化混合铅锌矿浮选流程

药剂用量：黄药250g/t，黑药50g/t，松醇油240g/t，硫酸铜 1440g/t，脂肪胺 80g/t，盐酸 80g/t，石灰 1500g/t。

所得浮选指标为：原矿含Pb5.16%，含Zn13.85%；铅精矿含 Pb59.73%，回收率 87.2%；锌精矿含 Zn 51.45%。回收率80.94%。

第十一章　钨、锡矿石选矿

第一节　钨矿石选矿

我国钨的储量居世界之冠，钨精矿产量在国际上也居领先地位。

具有工业价值的钨矿物有：黑钨矿 $(Fe、Mn)WO_4$ 含 WO_3 76.5%（又名钨锰铁矿）；黑钨矿的类质同象矿物钨铁矿 $FeWO_4$ 含 WO_3 76.3%和钨锰矿 $MnWO_4$ 含 WO_3 76.6%；白钨矿 $CaWO_4$ 含 WO_3 80.56%。目前我国钨矿开采以黑钨矿为主，白钨矿次之。

黑钨矿因比重大，主要用重选处理，近年来对黑钨细泥也开始摸索采用浮选。白钨矿可浮性较好，一般用浮选处理，对于粗粒浸染的白钨矿，可采用重选处理，但回收率较低，与重金属硫化矿不好分离。

一、黑钨矿选矿

黑钨矿床中的矿物组成一般都很复杂。矿石中除黑钨矿外，尚伴生有铜、钼、铋、锡、铅、锌、铍、铁、硫等元素的矿物，有些矿床中还或多或少地伴生有白钨矿。在选矿中，应根据不同情况予以回收。

黑钨矿石中的脉石矿物通常以石英为主，其次有长石、云母、萤石等。黑钨矿一般呈粗粒不均匀浸染。黑钨矿与伴

生矿物以及伴生矿物之间，常形成块状的集合体。黑钨矿的比重为7.2—7.5。我国黑钨矿选矿厂的入选原矿一般仅含$WO_3$0.25—0.3%。

我国黑钨矿选别流程大体上可划分为四个组成部分。

1．矿石预选

在黑钨矿开采时，矿石中往往混入大量的围岩（即废石），一般废石含量为80%左右，有时甚至高达90%以上，另外，原矿中还含有3—10%的原生矿泥，因此，原矿在进入重选厂之前，要经过预选，其任务是：(1) 脱除原生矿泥；(2) 应用手选，光电选矿等方法弃去大部分围岩，当矿石比重大于围岩比重时，可采用重介质选矿方法弃去围岩；(3) 用手选，跳汰选矿方法尽量回收粗粒单体黑钨或富连生体；(4) 将矿石破碎到适合重选的粒度要求。

2．矿石重选

由于黑钨矿物比重大，重选成本低。因此，在选别黑钨矿时，首先要考虑采用重选。多数重选厂的原则流程如图11-1所示。流程的特征是：三级跳汰，多级摇床选别。即是粗中粒级跳汰尾矿用棒磨机磨矿后再跳汰，其尾矿返回振动筛分级构成大闭路；细粒跳汰尾矿分级后入摇床选别；摇床中矿复选或再磨后复选，1.5—3mm开始丢尾矿；矿泥脱出单独处理。近年来，许多选矿厂将棒磨后再跳汰的尾矿，返回另一台振动筛分级后入另一摇床选别系统选别，实行“贫富分选”收到了较好的效果。

我国有的中小型黑钨矿选矿厂，为了提高选矿厂生产能力，常采用开路磨矿流程。总的流程与上述流程图的流程相似，只是粗中粒跳汰尾矿棒磨后用跳汰收回部分单体钨矿物，跳汰尾矿进行筛分，大于1.5mm部分经跳汰或摇床处理

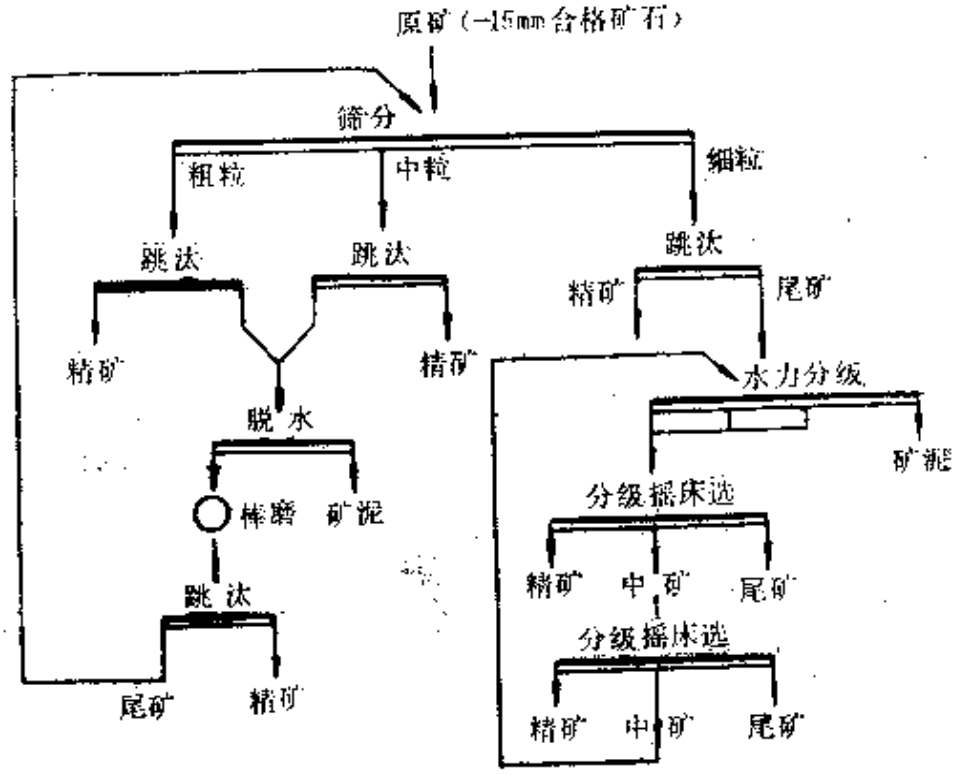


图11-1　黑钨矿矿石的重选流程

后丢弃尾矿，其尾矿品位比摇床品位略高，但比较难磨，先丢弃这部分尾矿再加上某些相应措施，生产能力可提高40%左右，总回收率降低很少，实践证明，钨矿物结晶较粗，单体分离比较早的矿石，采用开路磨矿是合理的。

一般来说，由于我国黑钨矿重选流程较完善，重选部分的回收率，可达到92—93%的较高水平。

3．矿泥选别

一般－200目的物料叫矿泥。黑钨矿选矿厂的矿泥的来源有两个，一部分来自原矿，叫原生矿泥，一部分是在选矿过程中产生的，叫次生矿泥。其重量一般占原矿量的10—11%；金属量平均占13—15%。

我国黑钨矿选矿厂采用摇床(刻槽摇床和弹簧摇床)、摇床—离心选矿机—皮带溜槽、摇床—铺布溜槽等重选流程和浮选工艺选别矿泥。

用刻槽摇床选别矿泥比一般摇床的效果好得多，但其有效回收粒度下限也只是37μm(指石英粒度，黑钨矿的实际粒度比37μm要小)。37μm以上的矿泥用摇床选别，作业回收率可达70%以上。但全部矿泥都用摇床选别，回收率一般只能达到40%左右。而且摇床选别矿泥的处理能力很低，一般只有300—400kg/台时。

离心选矿机配合摇床选别黑钨矿泥能收到较好的效果，总的回收率一般能达到50—60%。其中离心选矿机的作业回收率为60—65%，其有效回收粒度下限为10μm左右，它处理钨矿泥的单机处理能力为600—800kg/h。

铺布溜槽由于清砂劳动量大，目前只在小型矿山或机械化选厂作为补充环节使用。

浮选法处理黑钨矿矿泥，虽有一定效果，但还不能令人满意。而用于黑钨矿粗精矿的精选，特别是离心选矿机粗精矿的精选，却能收到很好的效果。

4．钨粗精矿的精选

由重选得出的黑钨粗精矿，除含钨矿物外，还含有许多其它有用矿物和脉石，精选的目的是排除脉石和综合回收其它有用矿物。由于精选比较复杂，通常要设立专门工段或选矿厂。

精选时所采用的方法是：台浮、浮选脱硫和分选硫化矿物；磁选分离黑钨矿和锡石、黑钨矿和铋矿物；电选分离白钨矿和锡石(有时也用台浮或浮选)；跳汰或摇床选别提高钨精矿品位；酸浸脱除磷灰石；氯化焙烧去锡，氧化焙烧去

砷。采用这些方法合理配合使用，可使钨粗精矿的精选回收率一般达95%以上，并且还能综合回收铜、铅、锌、钼、铋、锡、锂、硫、稀土等多种元素的矿物。

大中型黑钨矿选矿厂因粗精矿产量大，一般在本厂设精选工段。小型黑钨矿选矿厂的粗精矿通常送专门的精选厂处理。

二、白钨矿选矿

对于粗粒浸染的白钨矿，可用重选法处理，但回收率和精矿质量都较差，较好的办法是：

(1) 在粗磨时加黄药类捕收剂浮出各种硫化矿；

(2) 然后进行重选（用摇床）得到一部分合格（含70% WO_3）的钨精矿。

(3) 将重选尾矿用油酸类捕收剂浮白钨，得出含10—25%WO_3的毛精矿，送水冶处理。

采用上述方法可使总回收率达90%以上。

对于细粒浸染的白钨矿，重选法效果不大，一般用浮选，或先浮选得出低品位精矿后送水冶处理。白钨矿浮选常用油酸或油酸钠作捕收剂。浮选时，油酸与煤油混合使用可减少油酸的用量，常用水玻璃抑制硅酸盐和分散脉石矿泥。

白钨矿浮选时，要注意：(1) 白钨矿与硫化矿分离；(2) 白钨矿与含钙矿物的分离。

白钨矿与硫化矿分离，一般在浮选白钨矿以前，先用黄药捕收浮出硫化矿，在白钨矿浮选时，还要加少量的氰化物，抑制剩余的硫化矿。

白钨矿与含钙矿物方解石、萤石、磷灰石、重晶石的分离可采用彼得洛夫法：即混有大量含钙脉石矿物的白钨粗精

矿中加入大量水玻璃，使水玻璃浓度达到2.5—5.0%，然后通入蒸汽，于是，发生两种反应：(1) 捕收剂从矿物表面解吸，解吸速度与完全程度的顺序为：石英和硅酸盐，方解石，磷灰石，白钨矿，重晶石。(2) 吸附硅酸盐的水化分子。吸附速度的顺序为：石英和硅酸盐，方解石，磷灰石，重晶石，白钨矿。两种作用的综合结果，被抑制的顺序为：石英和硅酸盐，方解石，萤石，磷灰石，重晶石和白钨矿。用油酸或油酸钠浮选白钨矿，控制好用量和浮选时间就能实现与其它矿物的分离。

第二节　锡矿石选矿

含锡矿物有10余种，有工业价值的主要是锡石 SnO_2，含76%Sn。其次是黝锡矿 $Cu_2S \cdot FeS \cdot SnS_2$，含27.7%Sn。锡石是获得锡的主要矿物，也是选矿的主要对象。

锡矿床分脉锡矿床和砂锡矿床。脉锡矿床又分为氧化脉锡矿床与硫化脉锡矿床；砂锡矿床又分为冲积砂锡矿床与残积坡积砂锡矿床。

在锡矿石中伴生有用矿物一般很多，它们是：铁、锰之类的黑色金属矿物；铜、铅、锌、铋、钨、锑等有色金属矿物；钛、锆、钽、铌、铍、铟、锗、镓、铈、镧、钍等稀有和稀土矿物；以及硫、砷、萤石等非金属矿物。由此可见，在锡选矿中，必须采用多种选矿方法的联合，综合回收这些伴生有用矿物。

一般来说，对一个锡选矿厂的整个工艺过程，大体上可划分为这样几个部分：选前处理，矿砂选别，矿泥选别，粗精矿精选。

选前处理主要包括洗矿、预选(手选、重介质选矿)、破碎、筛分、磨矿、分级等作业。

矿砂选别主要采用重选，这是由于锡石比重较大，高达7.1之故，所用重选设备有跳汰、摇床、螺旋选矿机等。

矿泥处理主要采用重选，所用重选设备有矿泥摇床、离心选矿机、皮带溜槽等，有时也有采用浮选法从矿泥中回收细粒锡石和黝锡矿。

各类锡矿石的矿砂、矿泥部分选别原则流程见图11-2、

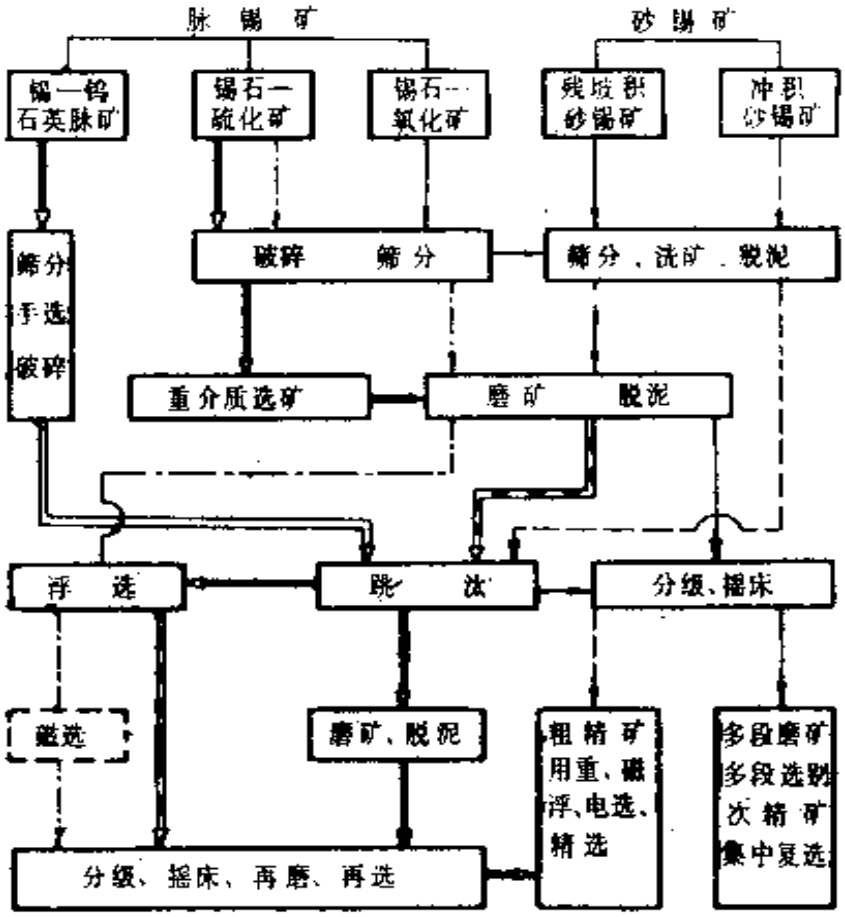


图11-2 各类锡矿石矿砂部分选矿原则流程图

11-3、各类锡矿石的选矿方法和指标见表11-1。

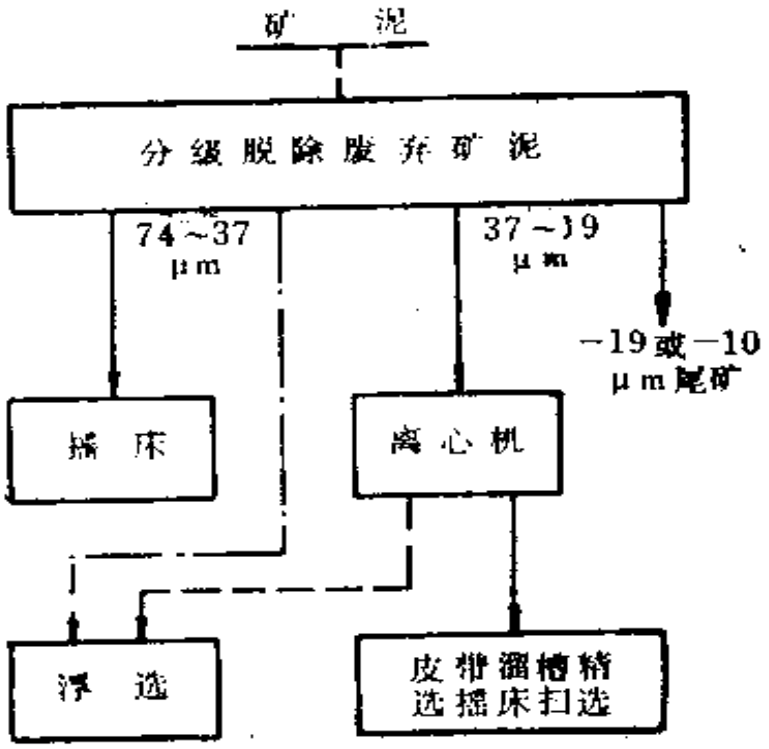


图11-3　各类锡矿石矿泥部分选别原则流程图

表11-1　各类锡矿石选矿方法和指标

选矿方法和指标 \ 矿石类型		冲积砂矿	残坡积砂矿	锡石氧化矿	锡-钨石英脉	锡石硫化矿
选矿方法		粗选用重选，精选用多种方法	重选，矿泥可用锡石浮选	重选	粗选用重选，精选用多种方法	重-浮或重-磁-浮
指标(%)	原矿品位	0.015—0.05	0.15—0.5	0.3—1.2	0.1—0.5	0.4—0.8
	精矿品位	>65	40—50	50—55	>60	50—55
	回收率	70—80	50—60	60—85	60—80	50—80

第十二章　铁矿石选矿

有工业价值的铁矿物主要是：磁铁矿（Fe_3O_4），赤铁矿，假象赤铁矿（Fe_2O_3），褐铁矿（$2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$）及菱铁矿（$FeCO_3$）等。这些矿物除磁铁矿为强磁性矿物外，其它都为弱磁性矿物。

我国铁矿资源丰富，矿石类型有：（1）磁铁矿矿石，（2）多铁矿物铁矿石（磁铁矿-赤铁矿矿石，磁铁矿-菱铁矿矿石，镜铁矿-菱铁矿-赤铁矿矿石等），（3）含钒钛磁铁矿矿石，（4）含硫化物的多金属铁矿石，（5）含硫化物、磷或稀土的多金属铁矿石，（6）鲕状赤铁矿石（赤铁矿-菱铁矿矿石、菱铁矿矿石等）。

第一节　铁矿石的选矿方法

一、强磁性磁铁矿矿石

1．单一磁铁矿矿石

由于矿石中绝大部分是强磁性的磁铁矿，并且矿石组成简单，常采用弱磁选方法选别。

2．含多金属磁铁矿矿石

主要是含硫化物磁铁矿矿石和含磷灰石磁铁矿矿石，一般采用弱磁选与浮选联合流程，即用弱磁选回收铁，浮选回收硫化物或磷灰石等。

二、弱磁性铁矿矿石

1．单一弱磁性铁矿矿石

包括赤铁矿矿石、菱铁矿矿石、褐铁矿矿石和赤铁（镜铁）-菱铁矿矿石等。这些弱磁性铁矿矿石通常称为“红矿”。红矿的选矿方法有强磁选、浮选、重选、焙烧磁选以及这些方法的联合运用。

2．含多金属弱磁性铁矿矿石

主要含磷或硫化物的赤铁矿矿石或菱铁矿矿石。此类矿石一般用重选、浮选、强磁选，或这些方法互相结合回收铁矿物，用浮选回收磷或硫化物。

三、磁铁-赤（菱）铁矿矿石

1．单一磁铁-赤（菱）铁矿矿石

主要是赤铁-磁铁矿矿石和磁铁-菱铁矿矿石。选别此类矿石的方法有：①弱磁选与重选、浮选、强磁选联合，即用弱磁选回收磁铁矿，用重选、浮选或强磁选回收弱磁性铁矿物；②磁化焙烧磁选法或与其它方法的并联流程，与单一弱磁性铁矿矿石的磁化焙烧相似，但在磁化焙烧磁选与其它选矿方法的并联流程中，粉矿采用的是弱磁选与其它方法联合；③选择性絮凝脱泥法。

2．含多金属磁铁-赤（菱）铁矿矿石

属此类矿石的主要是：含硫化物铁矿石和含磷、硫或稀土铁矿石。此类矿石的选矿方法是铁矿石选矿中最复杂的，一般采用弱磁选与其它方法的联合流程，即用弱磁选回收磁铁矿，用重选、浮选或强磁选回收弱磁性铁矿物和用浮选回收伴生成分。

第二节　主要类型铁矿石选矿举例

一、鞍山式贫磁铁矿矿石的磁选

该种类型矿石中，主要有用矿物是磁铁矿，含少量赤铁矿；脉石矿物主要是石英，含少量角闪石、绿泥石、方解

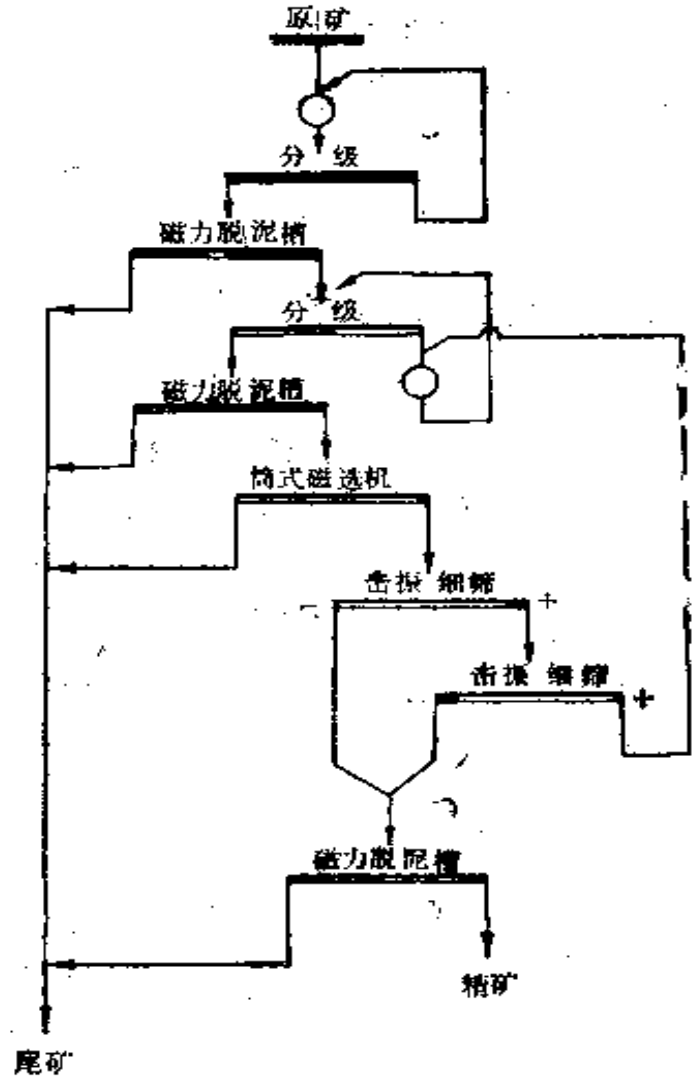


图12-1　鞍山式贫磁铁矿石磁选工艺流程

石、云母、绿帘石和磷灰石。矿石呈带状构造，由铁矿物层和脉石层的互层组成。铁矿条带厚度平均为 0.5—0.8mm，非铁矿条带厚度平均为 0.2—0.4mm。铁矿物呈细粒嵌布，嵌布粒度为0.1mm左右。工艺流程见图12-1。

按照该流程所达到的选矿指标是：当原矿品位为30%Fe时，精矿品位达68%Fe，回收率82%Fe左右。

二、含磁铁矿的弱磁性铁矿石的磁选

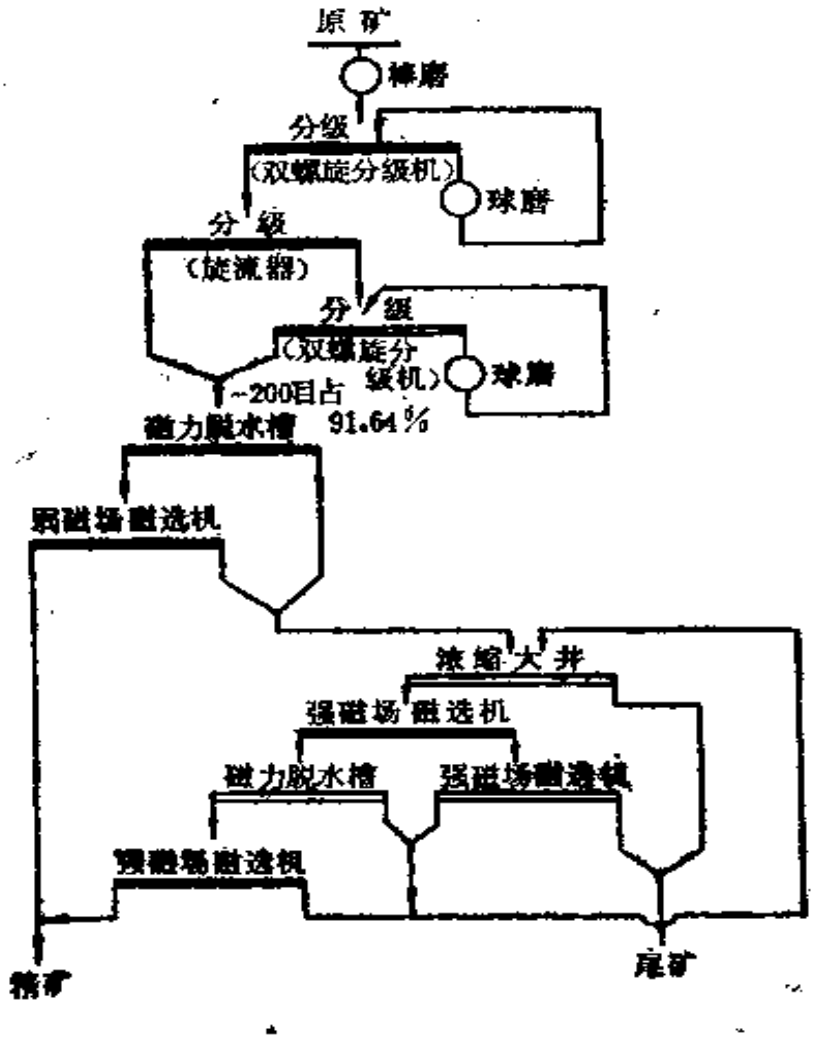


图12-2 含磁铁矿的弱磁性铁矿石的磁选流程

目前，我国有一些选矿厂应用强磁场磁选机直接选别赤铁矿或假象赤铁矿，实践证明，这是一种较好的有效方法。例如某选矿厂处理含磁铁矿和赤铁矿的矿石，应用弱磁场磁选机和强磁场磁选机分别回收磁铁矿和赤铁矿。其工业试验流程如图12-2所示。采用该流程达到的指标是：原矿品位34.20%Fe（FeO3.70%）时，精矿品位达56.46%Fe，回收率78.95%。

三、赤铁矿矿石的浮选

我国某铁矿系鞍山式沉积变质铁矿床。选矿厂处理的矿石为赤铁石英岩，主要铁矿物有假象赤铁矿、半假象赤铁矿；脉石矿物主要为石英，其次有角闪石、绿泥石等。矿石呈明显的条带状构造，浸染粒度较细，假象赤铁矿和石英的粒度一般为0.02—0.2mm。矿石需磨至-200目80%，才能单体分离，浮选采用阴离子捕收剂弱碱性矿浆浮选法，调整剂为碳酸钠，用量1.8kg/t，配成20%的水熔液加入第二段磨矿机，浮选pH值8.5—9.5，矿浆温度30—33℃，捕收剂为氧化石腊皂390g/t与塔尔油130g/t的混合物，工艺流程如图12-3，所得浮选指标是：当原矿品位33.00%Fe时，精矿品位61.20%Fe，回收率77.95%Fe。

四、铁矿石的重选

重选法对铁矿来说，主要用于选别弱磁性铁矿石，其应用有两种：一种是矿床地质品位较高（50%左右），但矿体较薄或夹层较多，采矿时废石混入，使矿石贫化，对这种矿石可采用只破碎不磨矿，在粒度较粗的情况下，通过重选丢弃粗粒尾矿，从而恢复地质品位，获得粗粒的中等品位精

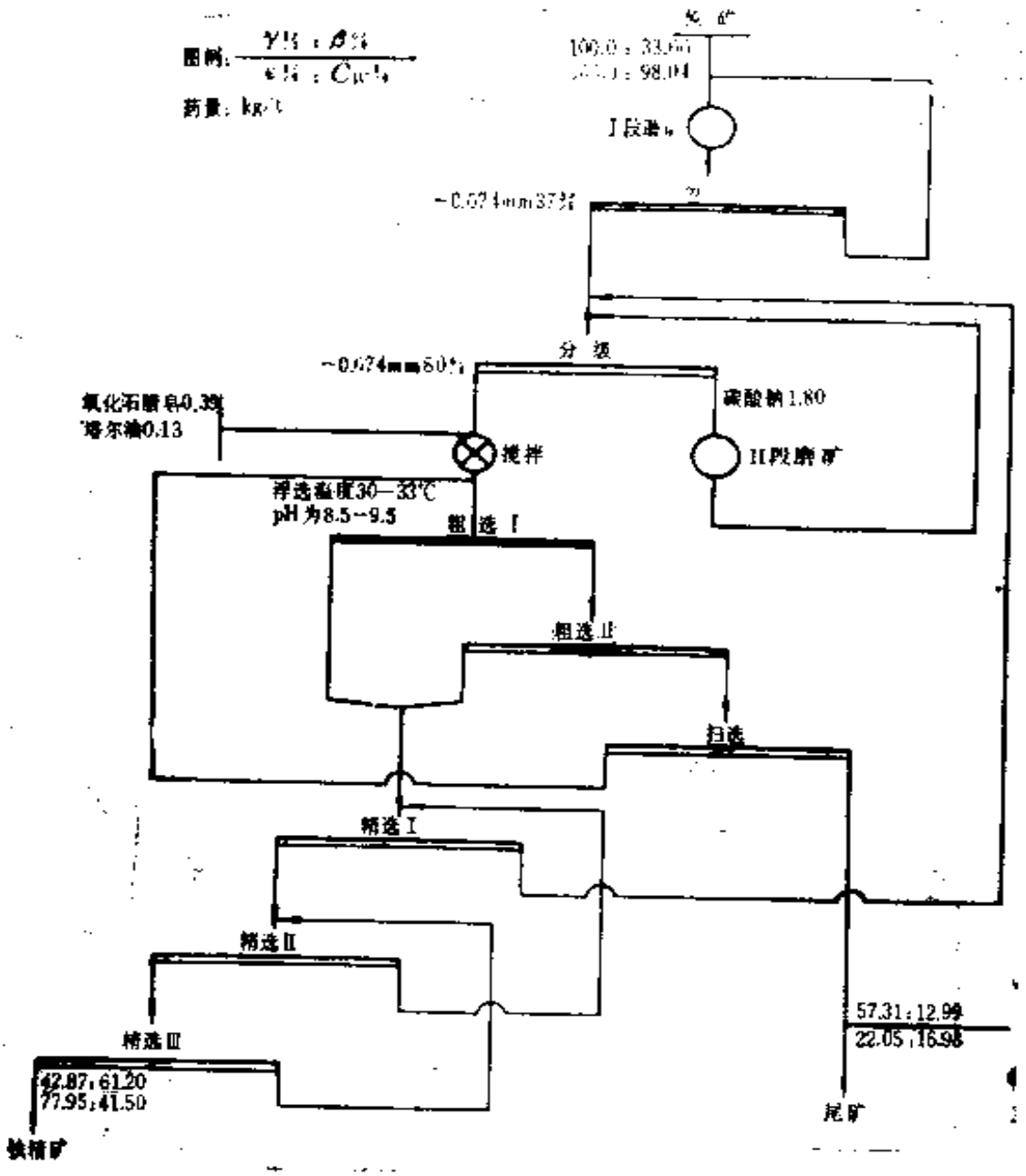


图12-3　某赤铁矿浮选工艺流程

矿，或进一步加工处理，或直接送高炉冶炼，这种称为粗粒重选。另一种是对嵌布粒度较细的红矿或混合矿（即含弱磁性的红矿和强磁性的磁铁矿），经破碎，磨矿使铁矿物单

体分离后，通过重选或磁重联选，得到细粒高品位精矿，这种称为细粒重选。

1．铁矿石的粗粒重选

某铁矿属中高温热液矿床。矿石中主要金属矿物为赤铁矿、假象赤铁矿、磁铁矿、镜铁矿、褐铁矿等；主要脉石矿物为石英、方解石、磷灰石、铁质粘土等，铁矿物在矿床中呈细粒集合体构成致密块状，疏松块状，部分呈浸染状和蜂窝状嵌布于脉石中，浸染粒度一般在0.03mm，矿体地质品位42%，开采贫化后品位为36—37%，采用如图12-4的重选工艺流程选别，当原矿品位36.5%Fe时，可获得精矿品位47%Fe，尾矿品位18.8%Fe，回收率80.8%Fe，精矿成本22.81元/t。

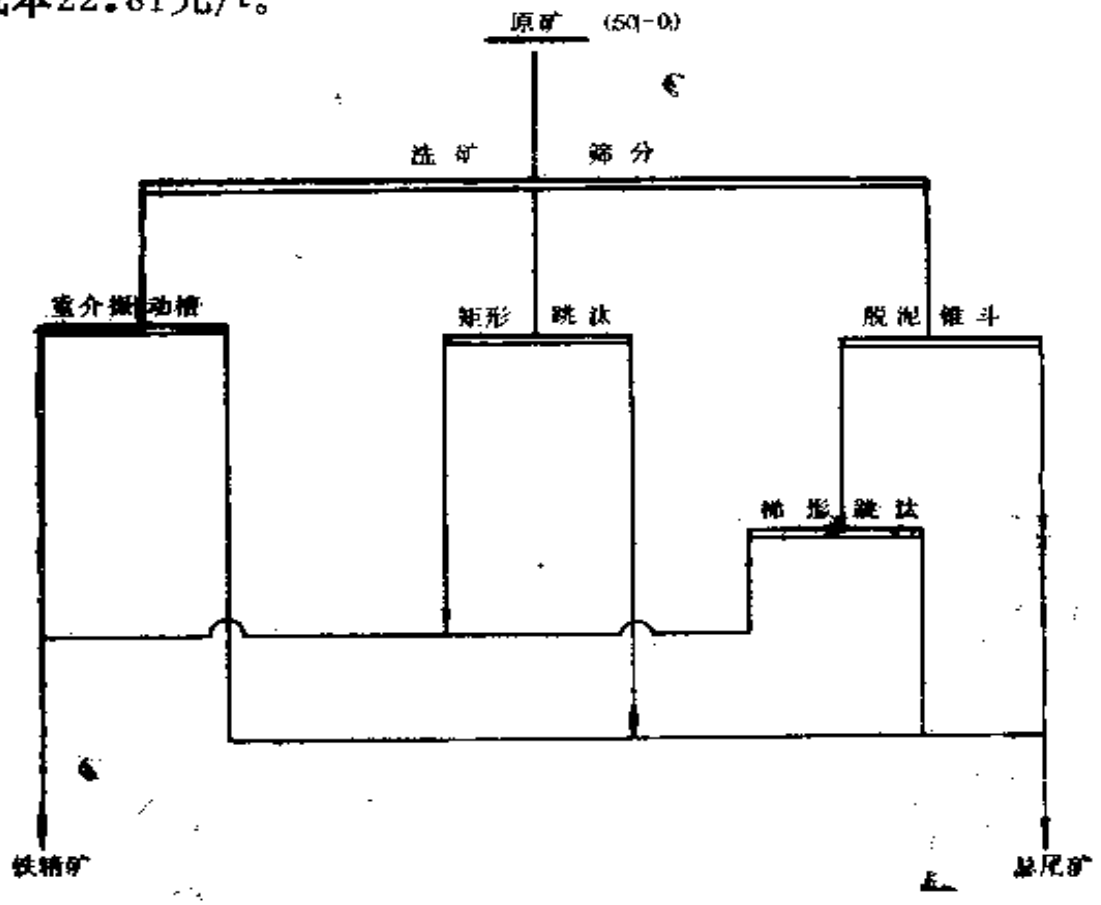


图12-4 某铁矿（粗粒）重选工艺流程

2．铁矿石的细粒重选

某铁矿选矿厂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。主要金属矿物是赤铁矿、磁铁矿，并含少量褐铁矿、镜铁矿、黄铁矿等。脉石矿物主要是石英，并含少量角闪石、绿泥石、方解石等。这种矿石实际上是一种混合型矿石，采用磁-重联选，用弱磁选设备优先选出强磁性矿物——磁铁矿，然后用重选法将赤铁矿与脉石分开，工艺流程如图12-5，采用该流程所得选矿指标是：当原矿品位29.71%Fe时，可得精矿品位65.10%Fe，回收率71.66%Fe。

五、含铜磁铁矿的选矿

我国大冶式铁矿，属接触交代—热液铁矿床，其矿石为含铜磁铁矿石。该矿床原生矿石中的含铁矿物主要是磁铁矿，铜矿物主要是黄铜矿，硫和钴含量较高，且具有工业价值。脉石矿物为石英、绿泥石、绢云母、高岭土、方解石、白云石和普通角闪石等。矿石呈致密状构造，为磁铁矿的细粒和微细粒组成，颗粒间为非金属矿物所充填，黄铜矿颗粒和集合体的大小在0.2—0.001mm之间。

选别该类矿石采用图12-6所示的浮-磁联合流程，生产实践表明，采用该种流程不仅能保证铜精矿和铁精矿的质量和回收率，而且还能达到综合回收硫、钴的目的。当原矿品位为：46.76%Fe、0.492%Cu、2.112%S、0.021%Co时，可获得品位为58.1%Fe、回收率89.81%Fe的铁精矿，品位为18.37%Cu、回收率64.56%Cu的铜精矿，品位为33.25%S及0.24%Co、回收率26.80%Co的硫钴精矿。

该矿为了回收弱磁选尾矿中的菱铁矿，增设了湿式强磁选机，可获得品位43%Fe左右的强磁精矿，从而提高了铁的回收率。

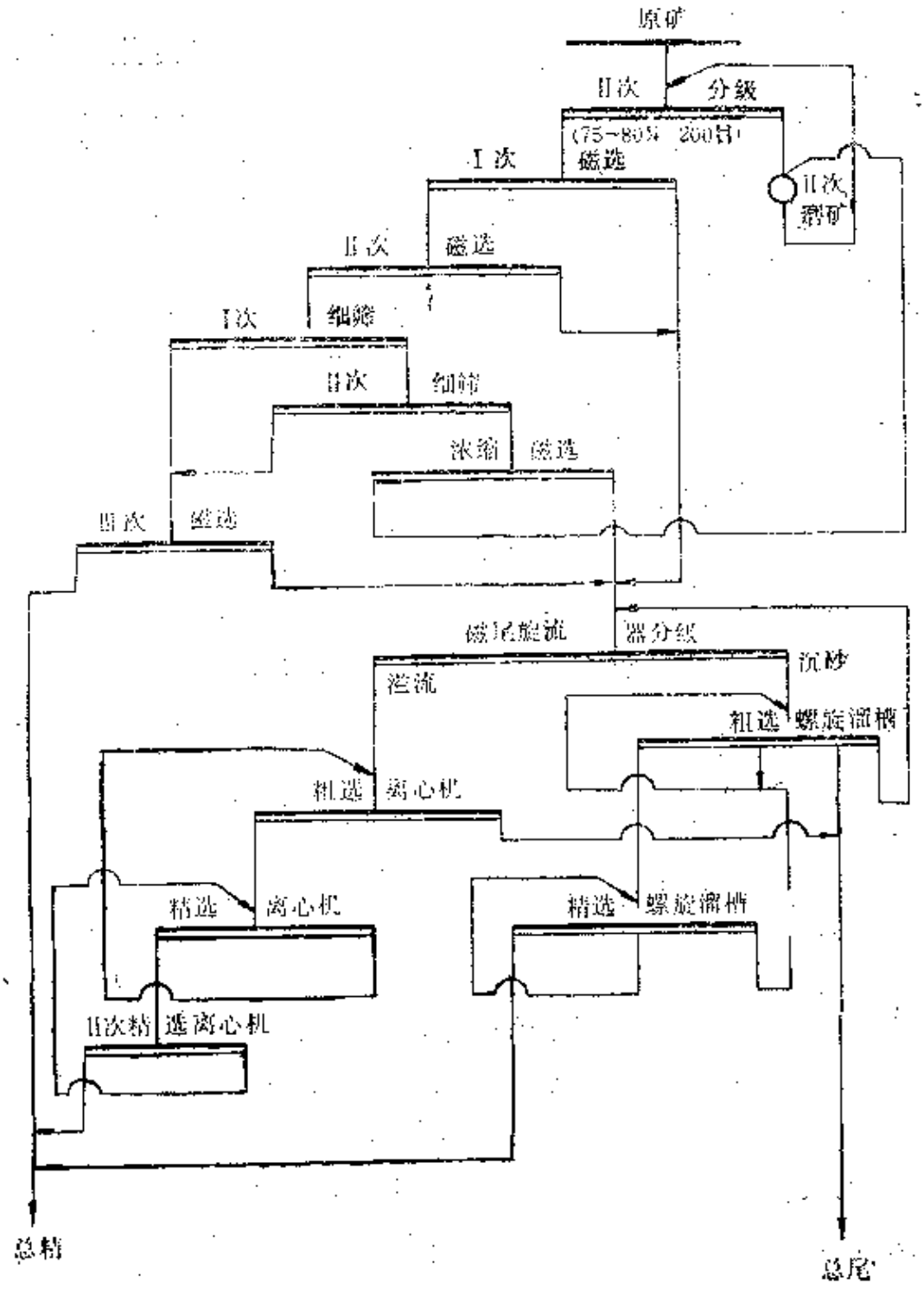


图12-5　某铁矿(细粒)磁-重选矿流程

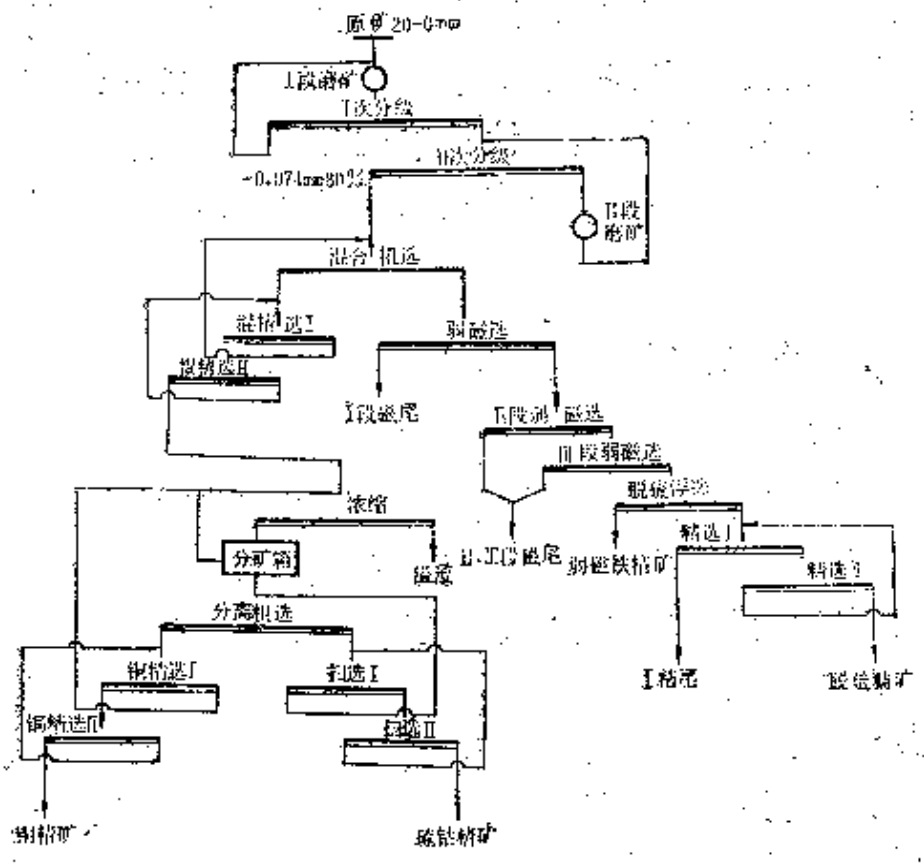


图12-6 含铜磁铁矿石选别流程

六、含钒钛磁铁矿的选矿

某厂处理一种含钒高的钛磁铁矿，其矿床类型属岩浆晚期分异型铁矿床。金属矿物以钛磁铁矿（由钛铁矿片晶、镁铝尖晶石、钛铁晶石、磁铁矿组成的复合矿物系）为主，其次有粒状钛铁矿，并含少量磁黄铁矿、黄铁矿及其它钴镍硫化物、铬铁矿。脉石矿物有辉石、基性斜长、橄榄石、磷灰石等。该厂选别此类矿石采用图12-7所示工艺流程。选铁为一粗、一精、一扫的磁选流程，磁选尾矿综合回收钛和硫钴，采用弱磁选、强磁选、重选、浮选、电选联合流程。采用该种工艺流程所得选矿指标是：当原矿含铁为30.86%Fe，

可得品位为51.52%Fe，回收率为77.13%Fe的铁精矿；当入选矿石含钛为7.50%TiO_2，可得品位为46—48%TiO_2，回收率为35.20%TiO_2的钛精矿；当入选矿石含钴为0.012%Co，可得品位为0.304%Co，回收率为17.71%Co的硫钴精矿。

七、含铌、稀土多金属铁矿石的选矿

我国包头钢铁公司选矿厂处理的原矿由白云鄂博铁矿供给。该铁矿为一大型沉积变质—热液交代型含铌、稀土多金属铁矿床。矿石中含有铁、铌、稀土、钍、钛、钡、锰、氟及磷等71种元素，其中铁、稀土、铌、氟等均有综合利用价值。矿石中铁矿物主要为赤铁矿、磁铁矿、假象赤铁矿及少量黄铁矿、褐铁矿、菱铁矿。稀土矿物主要为独居石、氟碳铈矿、磷镧镨石、氟碳钙铈矿等。铌矿物主要为铌铁矿、黄绿石、易解石、铌钙矿、钛铁金红石等。脉石矿物主要为萤石、钠辉石、方解石、钠长石、钠闪石、白云石、石英、玉髓、云母等，该铁矿石的主要特点是：元素多，组成复杂，综合利用价值高；矿物种类多，稀土元素赋存集中；矿物嵌布粒度细，分布均匀。因此属于难选矿石。

该选矿厂采用如图12-8所示磁-重-浮联合选矿工艺流程，经磨矿后矿石先用弱磁选机选出强磁性铁矿物，然后用浮选选出品位为15%左右的稀土泡沫，再用强磁选机选出弱磁性铁矿物，与强磁性铁矿物合并为铁精矿。对稀土泡沫用摇床选别得到粗精矿、中矿和尾矿，粗精矿和中矿用浮选继续选别，用环肟酸铵作捕收剂，经一粗、一精浮选后，可得到稀土品位大于60%的精矿。如欲再提高精矿品位，可继续精选，经五次精选后，即可得到品位68%（REO）以上的稀

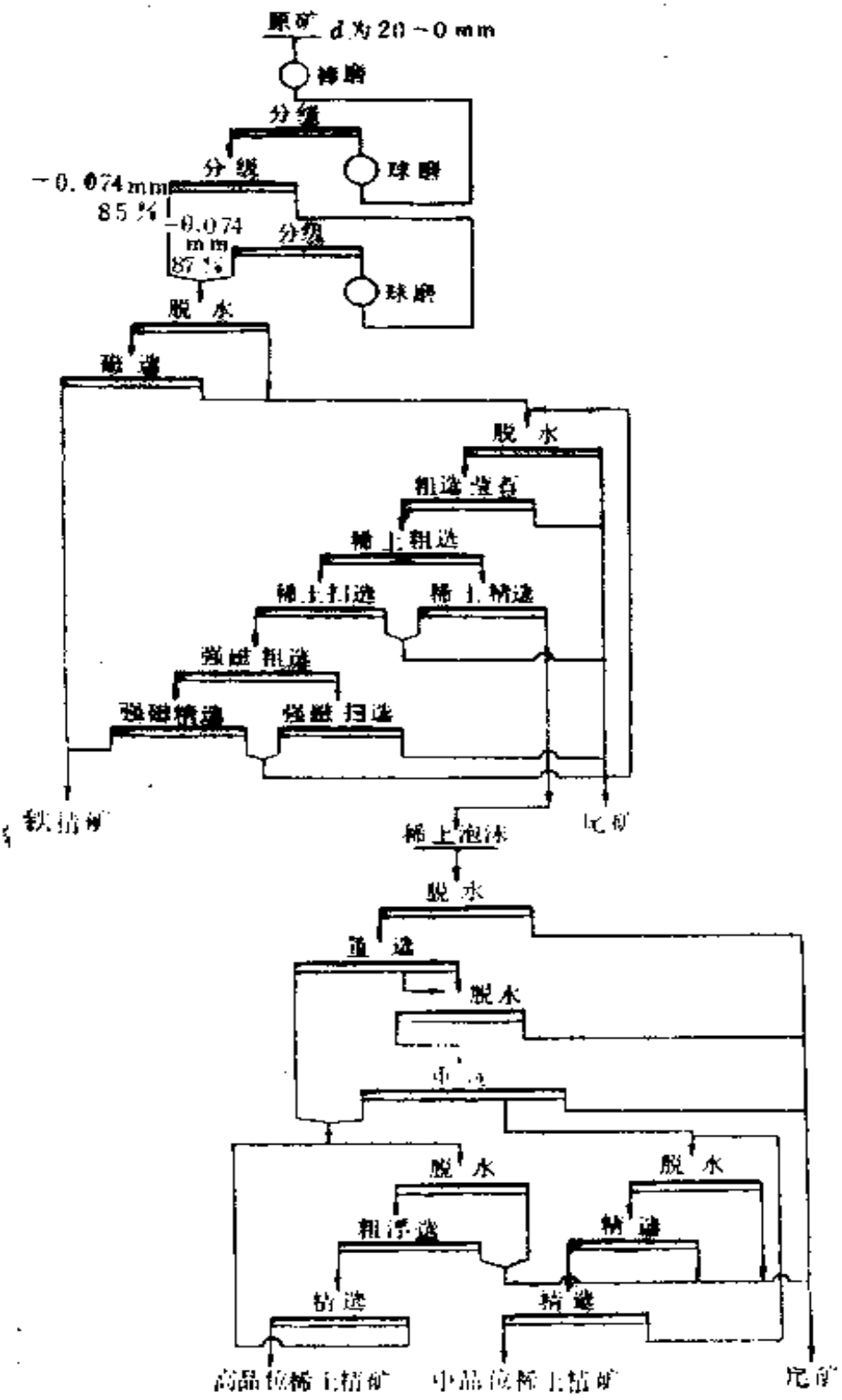


图12-8　含稀土元素铁矿石选矿工艺流程

土精矿。摇床中矿再经粗选、精选，可得到品位30%(REO)左右的稀土次精矿。

第十三章　金矿石选矿

金，是人类最早开发和利用的一种金属。金主要产于脉金矿床、砂金矿床和多金属矿床。

第一节　砂金矿的选矿

根据沉积地点，砂金矿床可分为：（1）残积砂金矿床，（2）坡积砂金矿床，（3）洪积砂金矿床，（4）河床冲积砂金矿床，（5）滨岸砂金矿床。

砂金矿的选矿主要用重选法和混汞法。整个选矿过程由以下作业组成。

一、选前准备作业

选前准备作业主要包括对砂矿的碎解、分级、清洗、脱泥。碎解是将粘结在一起的砂石，碎解成单体颗粒，使有价矿物单体分离出来。分级是将不含金及其它重矿物的粗粒砾石分离出去，减少选别矿量，并且使入选物料粒度均匀。碎解和分级作业，通常在圆筒筛或平面筛同一设备中完成，同时还可起到洗矿和脱泥作用。

二、粗选作业

一般采用大型固定溜槽选出粗精矿，再采用淘金盘或小型固定溜槽加淘金盘对粗精矿精选回收砂金。为了提高金的

回收率和综合回收其它重矿物，粗选作业也可采用跳汰机代替溜槽，用跳汰机和摇床代替淘金盘，这时粗选作业所得到的产品是重砂。砂金矿粗选典型流程如图13-1所示。

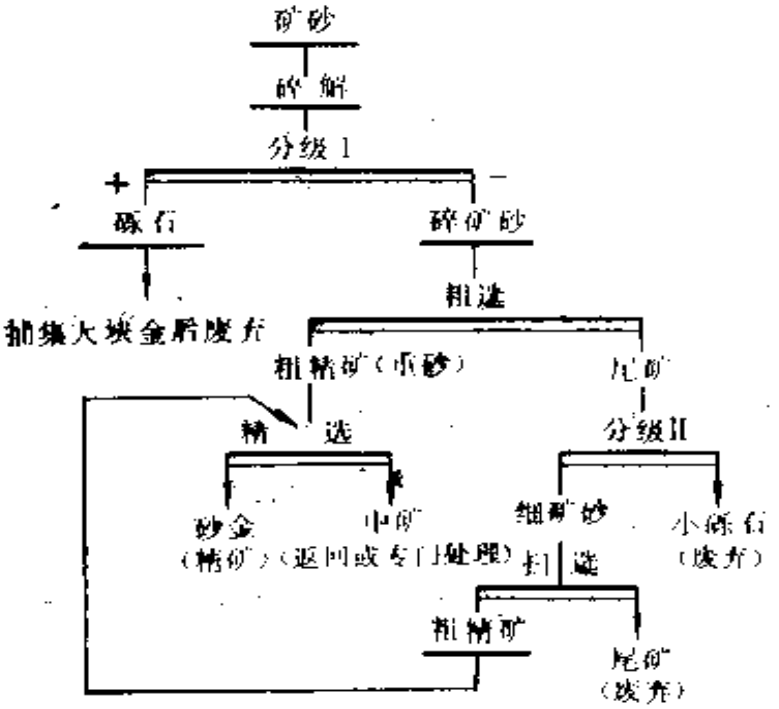


图13-1 砂金矿粗选典型流程

三、重砂分离作业

重砂分离作业主要是用来清除重砂中残留的轻矿物和脉石矿物，分出其它重矿物，从而提出砂金。通常采用的选矿设备是摇床、跳汰机、混汞筒、磁选机、电选机等。经过这些设备对重砂处理后，金富集在汞膏中。重砂分离流程如图13-2所示。

四、汞膏蒸馏作业

为使汞膏中的汞与金分离，借助于汞的汽化温度（365℃）

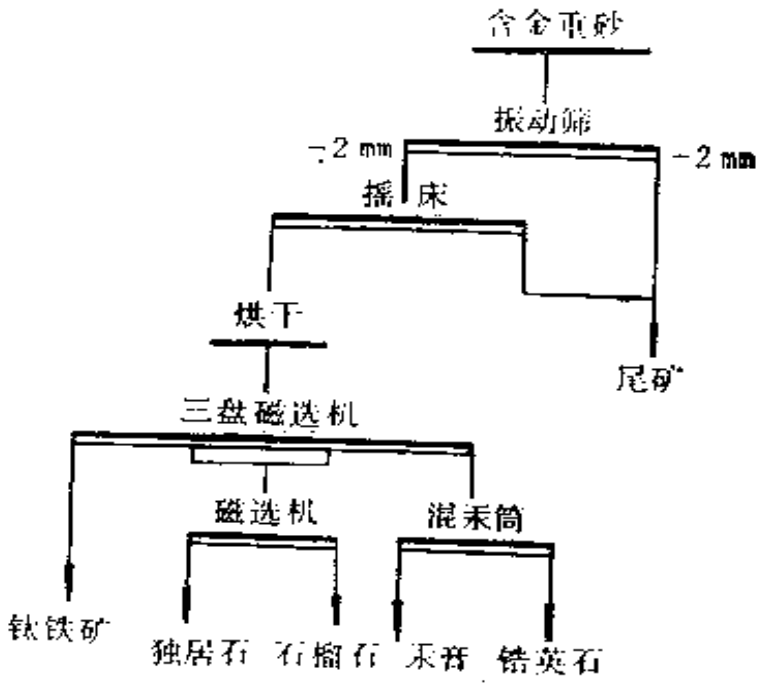


图13-2 某砂金精选厂重砂分离流程

与金的熔化温度（1063℃）相差悬殊的特点，通常在蒸馏罐中，用蒸馏的办法来分离，获得砂金，汞冷凝后再循环使用。

应当指出，目前砂金的开采和选别广泛使用采金船。所谓采金船，实际上是一座游动在水上用以采挖和选别砂金的选矿厂。船上安装着挖掘机械和选矿设备。图13-3为我国某砂金选矿厂采用的250L电动采金船选矿工艺流程。该厂处理的砂矿属第三纪含金砾岩砂矿和第四纪河床冲击砂矿所组成。金属矿物有金、钛铁矿、磁铁矿、褐铁矿、锆英石、金红石等。整个矿床混合砂层平均品位为0.229g/m^3，含泥量少，属易选矿石，在采金船上经过上述工艺流程选别后，可获得粗精矿，金的回收率80%。

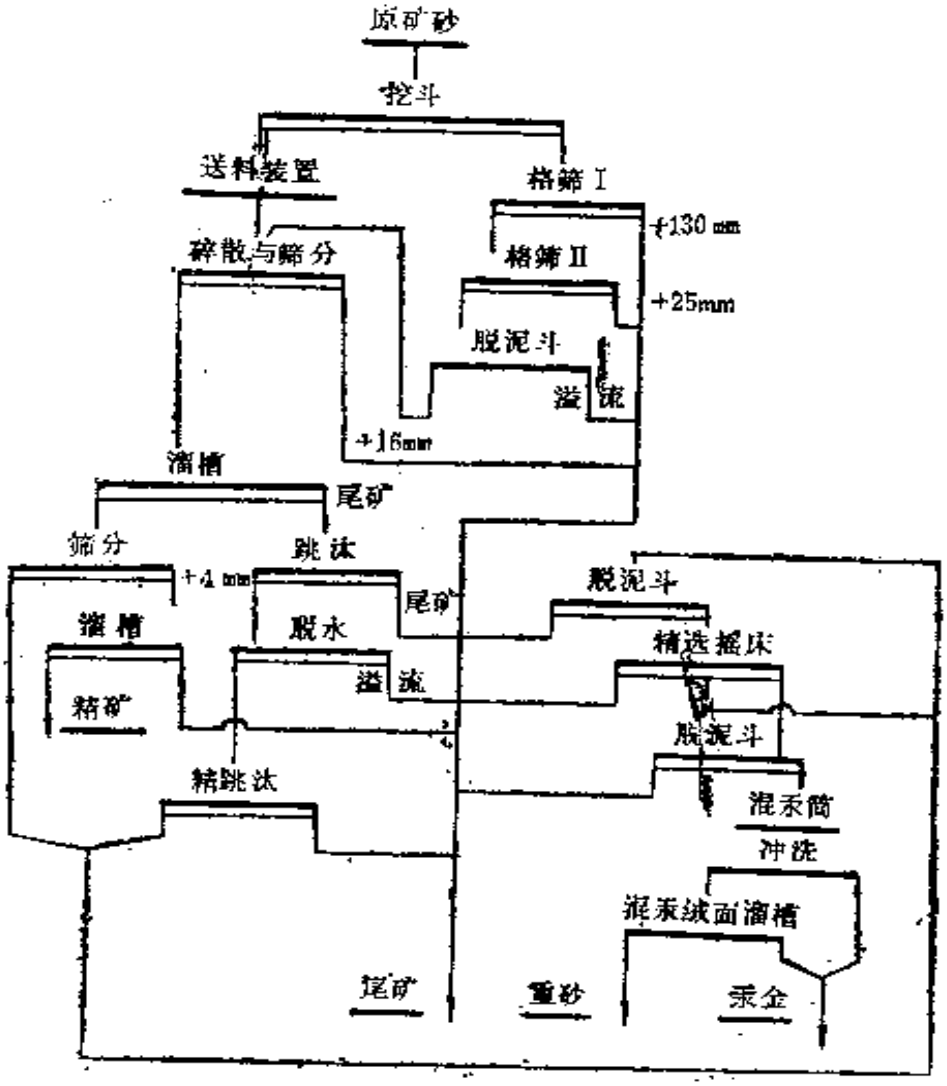


图13-3　250L电动采金船选矿工艺流程

第二节　脉金矿的选矿

脉金矿的种类较多，目前我国主要的脉金矿床有四种类型：含金石英脉矿床、破碎带蚀变岩矿床、含金多金属硫化石英脉矿床、含金石英脉氧化矿矿床。

处理脉金矿常用的方法有氰化、混汞、重选和浮选。

而且常常是两种以上方法的联用。氰化法具有金回收率高（93—95%），并且可以就地产金等优点，所以，应用较为普遍。混汞法常用于磨矿分级作业，以回收粗粒的游离金。

金具有很好的可浮性，在多金属硫化矿中的金，常应用浮选法把金富集到硫化矿精矿中，然后在冶炼过程中回收。

一、含金石英脉矿床金矿石的选矿

某厂处理的金矿属裂隙充填含金石英脉矿床。矿体主要由含金石英脉、含金黄铁矿石英脉和含金黄铁绢英岩化花岗岩等组成。矿石中主要金属矿物有黄铁矿、黄铜矿、银金矿和自然金等，脉石矿物主要有石英、斜长石、方解石、绢云母等。银金矿和自然金多呈细粒及点滴状产出，分布在黄铁矿、黄铜矿和石英的孔隙和边缘处。

该厂选金工艺采用浮选-氰化联合流程。浮选获得金精矿，精矿再磨后进行氰化浸出、逆流洗涤、锌粉置换、金泥熔炼、合质金电解后获得最终产品金锭和银锭，以及副产硫精矿（即氰化浸出渣）。工艺流程如图13-4。采用该工艺流程，当原矿品位含金6.63g/t时，浮选精矿含金品位为64.39g/t，回收率为95.13%。精矿氰化——锌粉置换指标是：浸出率97.62%，洗涤率99.75%，置换率99.96%，金总回收率为92.6%。

二、破碎带蚀变岩矿床金矿石的选矿

某厂处理的金矿属中温液蚀变花岗岩型矿床。矿体赋存在绢云母化、绿泥石化、硅化、黄铁矿化和碳酸盐化的含矿蚀变带。矿石中主要金属矿物有黄铁矿，少量黄铜矿、方铅矿、闪锌矿和银金矿。脉石矿物以石英、绢云母为主，绿泥

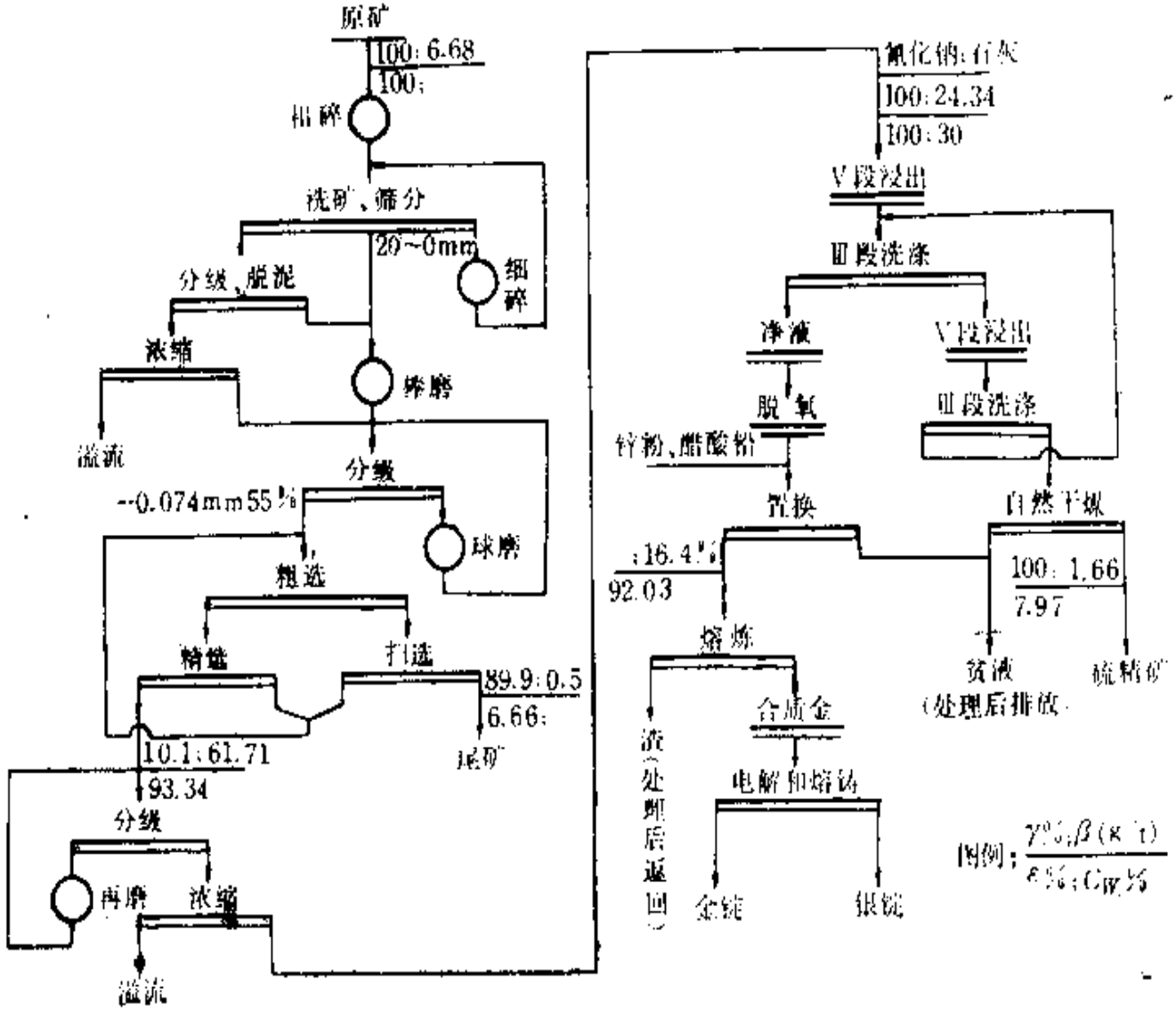


图13-4　某含金石英脉矿床金矿石选矿厂工艺流程

石和方解石次之，其矿石性质与石英脉型金矿相似，均属贫硫化物含金矿石。该矿石含硫低，有害杂质少，金的嵌布粒度较细，一般赋存在黄铁矿为主的金属硫化物的裂隙和晶隙，包裹金较少，自然金的粒度较细，一般为0.002—0.02mm，赋存在黄铁矿的晶隙和裂隙中的金约占60%以上。

该厂采用如图13-5所示的浮选-氰化联合流程。用浮选获得含金硫精矿。精矿经再磨，进行氰化浸出，锌粉置换，产出金泥和副产品硫精矿（即浸出渣）。金泥经火法熔炼得合质金，然后电解为最终产品金锭和银锭。采用该流程所得工艺指标是：当原矿含金品位4.43g/t时，浮选精矿含金92.42g/t，回收率95.27%。精矿氰化——锌粉置换指标是：浸出率98.52%，洗涤率99.64%，置换率99.87%。金总回收率为93.4%。

三、含金多金属硫化矿石英脉矿床金矿石选矿

某厂处理的金矿属中温热液裂隙充填石英脉矿床。其矿石为含金多金属硫化物类型。矿石中主要金属矿物有黄铁矿、黄铜矿、方铅矿，其次为闪锌矿、白钨矿、磁铁矿和自然金等。脉石矿物主要有石英、长石和方解石等。自然金赋存在石英、黄铁矿裂隙处和磁铁矿孔隙中，以及方铅矿与黄铁矿边缘等。金的嵌布粒度很不均匀，一般为0.037—0.01mm，但0.037mm以上的粗粒金含量也不少。

该厂采用如图13-6所示混汞、浮选联合选金工艺流程，产品为合质金和金精矿。其选矿工艺指标是：当原矿品位含金4.99g/t时，金精矿品位为79.55g/t，浮选金回收率37.6%，合质金品位含金86.72%，混汞金回收率54.04%，全厂金总回收率为91.64%。该厂视原矿性质的变化，应用

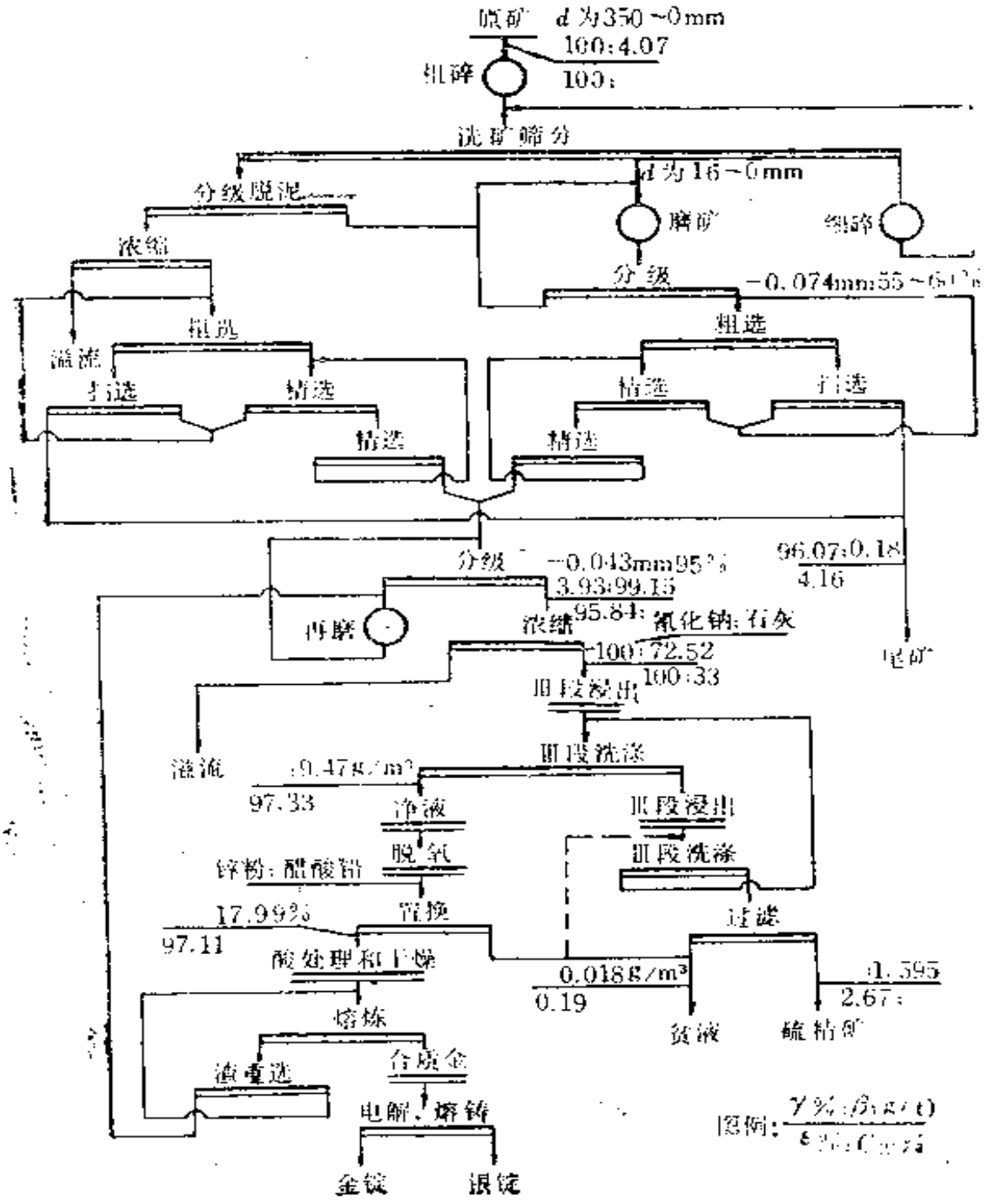


图13-5　某破碎带蚀变岩矿床金矿石选矿流程

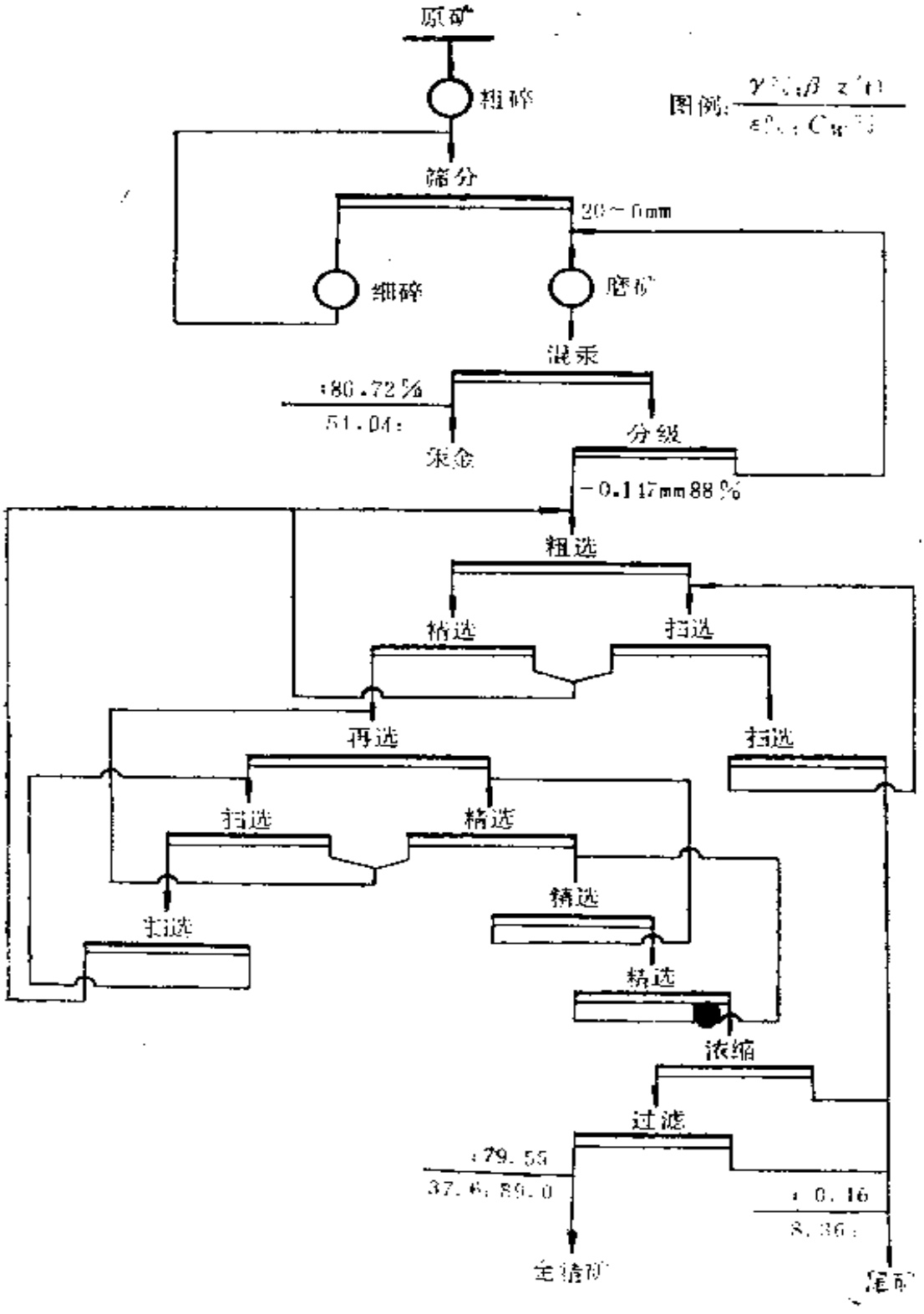


图13-8 某含金多金属硫化矿石英泳矿床金矿石选矿流程

上述工艺流程，可改为回收铜、铅多种产品。

四、含金石英脉氧化矿矿床金矿石的选矿

1．某厂处理的金矿属中温热液裂隙充填含金石英脉型矿床。矿石为绢云母化蚀变岩贫硫化物含金石英脉金矿，氧化程度深，含泥较多。矿石中主要金属矿物有褐铁矿，其次为黄铁矿，少量赤铁矿和自然金。脉石矿物主要有石英，其次为长石、绿泥石、云母和方解石等。自然金的赋存状态，主要与脉石矿物共生，与金属矿物则不密切。金的粒度嵌布较细，且很不均匀，一般粒径为0.037mm。

该厂采用原矿直接氰化（俗称金泥氰化），逆流洗涤，锌粉置换流程，金泥经坩埚熔炼后，用硝酸分银，最终产品为合质金和白银，工艺流程见图13-7，所得工艺指标是：当原矿品位含金5.64g/t时，金浸出率为92.39%，洗涤率为94.06%，金置换率为94.79%，金总回收率为86.90%。

2．某厂处理的金矿属中温热液裂隙充填石英脉型矿床。矿石为贫硫化矿含金石英脉类型。矿石中主要金属矿物有褐铁矿和赤铁矿，其次为方铅矿、白铅矿、铅钒、磁铁矿和少量黄铁矿、黄铜矿以及自然金。脉石矿物以石英为主，其次有绢云母、长石、方解石、白云石等。绝大部分的自然金与金属矿物共生，其中以褐铁矿含金为主。

该厂采用如图13-8所示的原矿直接氰化的炭浆法工艺流程，产品为合质金，主要指标是：当原矿品位含金3.5g/t时，氰化浸出率为91.2%，吸附率99.7%，解吸率99.8%，电积率99.1%，熔炼率99.9%，金总回收率90.3%。

所谓原矿直接氰化的炭浆法工艺系采用活性炭吸附金，取代传统的用洗涤进行固液分离的方法。这对含泥多的氧化

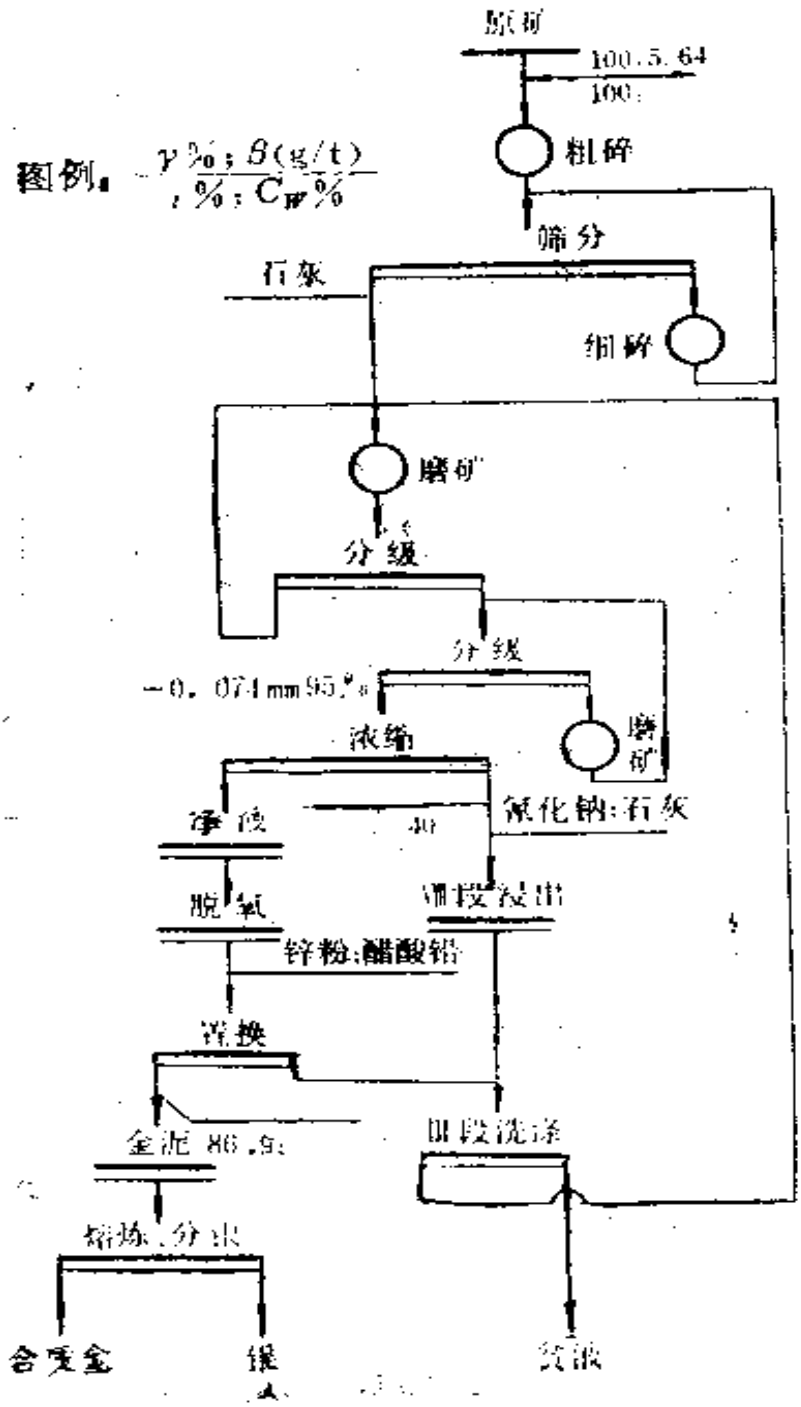


图13-7　某含金石英脉氧化矿直接氰化锌粉置换选矿流程

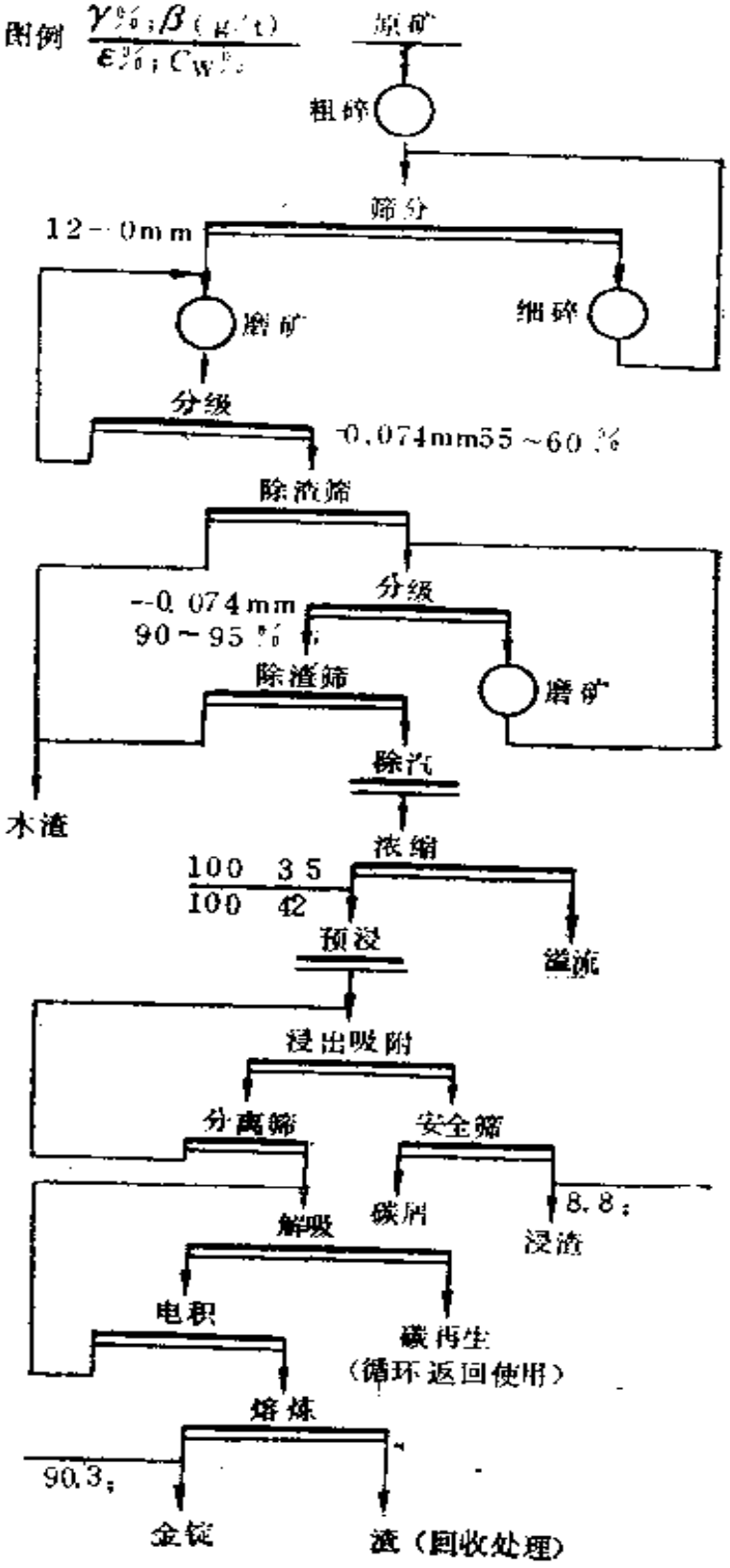


图13-8　某含金石英脉氧化矿直接氰化炭浆法选矿流程

矿或固液分离困难、洗涤率低的金矿，具有很大的优越性，特别是对严寒地区和建设场地紧的金矿具有特殊意义。

第十四章　非金属矿石选矿

第一节　磷矿石选矿

从选矿角度出发，根据磷矿石中含磷矿物的特征及脉石矿物的种类和含量，大致可将磷矿石分成五种：(1) 硅质磷灰石矿，即脉石矿物主要为硅酸盐的磷灰石矿；(2) 硅钙质磷灰石矿，即脉石矿物为硅酸盐及碳酸盐的磷灰石矿；(3) 硅质胶磷矿，即脉石矿物主要为硅酸盐的胶磷矿；(4) 硅钙质胶磷矿，即脉石矿物为硅酸盐及碳酸盐的胶磷矿；(5) 钙质胶磷矿，即脉石矿物主要为碳酸盐的胶磷矿，现介绍几种常见磷矿石的选矿。

一、硅质磷灰石矿的选矿

此种类型矿石多数产于变质型磷灰石矿床和岩浆型磷灰石矿床。含磷矿物为晶质磷灰石，脉石矿物主要为硅酸盐矿物，如角闪石、黑云母、斜长石、石英、辉石等。伴生的有用矿物有磁铁矿、钛铁矿、黄铁矿等。此种矿石易选，选矿流程简单，指标较好。现以河北省马营磷矿为例介绍其选矿方法。

该矿属于含磷的钒钛磁铁矿。矿石中主要金属矿物有含钒磁铁矿和钛铁矿，其次含少量赤铁矿、黄铁矿、黄铜矿、尖晶石、辉镍矿、磁黄铁矿等。非金属矿物有氟磷灰石、绿

泥石、纤闪石和斜长石及少量的石英、方解石、辉石、绢云母、粘土等。矿石中含有磷、铁、钒、钛、硫、钴等多种有用成分，是具有综合利用价值的矿石。目前，选矿厂处理地表风化矿，仅回收了磷、铁、钒三种有用成分，其它如钛、硫、钴尚未回收。

该厂采用浮-磁联选流程，见图14-1。磨矿细度－200目

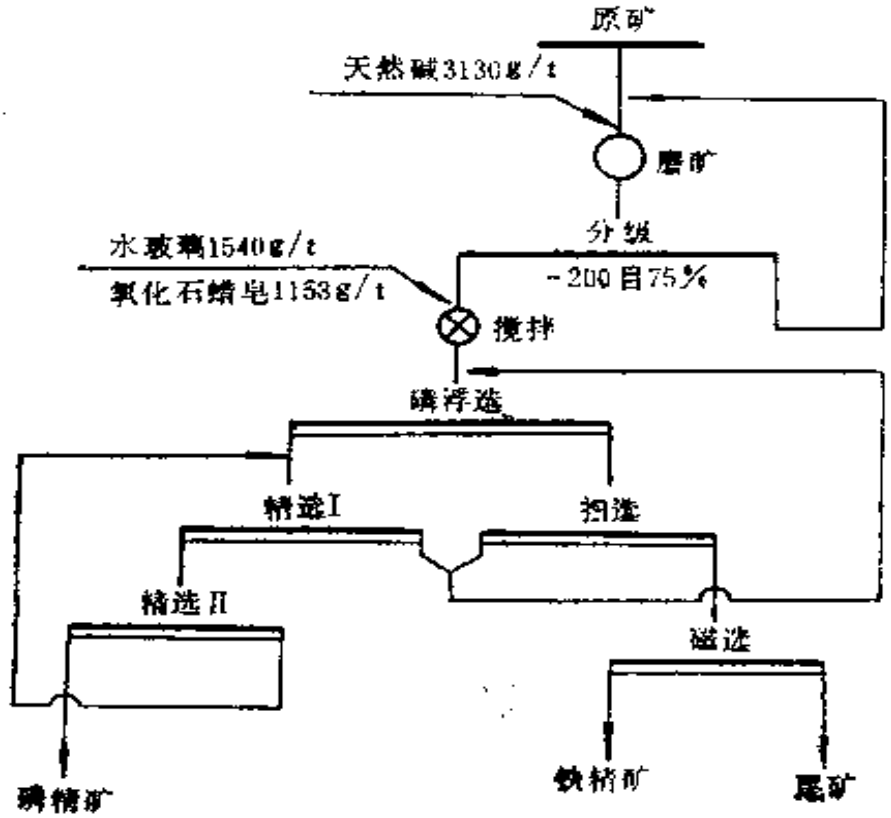


图14-1　河北省马营磷矿选矿工艺流程

75%，浮选浓度25%，矿浆pH值8—10，浮选温度30°C。当原矿品位为10%P_2O_5、21.49%TFe时，可获得磷精矿品位为26.00%P_2O_5、回收率为92.70%P_2O_5，铁精矿品位为60%TFe、回收率为76.50%TFe。

二、硅钙质磷灰石矿的选矿

此种类型矿石特点是：脉石矿物由硅酸盐及碳酸盐矿物所组成，含磷矿物有细晶磷灰石也有粗粒磷灰石。由于磷灰石与碳酸盐二者可浮性相近，均可用阴离子捕收剂浮起，所以，使磷灰石与碳酸盐矿物浮选分离比较困难，比硅质磷灰石矿较难选。现以江苏某磷矿为例介绍其选矿方法。

该矿属海相沉积变质磷块岩矿床，有工业价值的矿石类型可分为细粒磷块岩、锰磷矿层和云母磷块岩三种。各类型矿石的矿物组成：（1）细粒磷块岩以磷灰石、方解石、白云石为主，其次为石英、白云母、局部见有黑云母、石榴石、黄铁矿、褐铁矿、磁铁矿、赤铁矿、长石、磷酸铝石、钡方解石、高岭土、地开石、绢云母及铁锰氧化物等。（2）锰磷矿层呈清晰黑白条带，黑者为锰，质松多孔，矿物组成以磷灰石、软锰矿为主，其次为白云母、磁铁矿、硬锰矿、白云石、石英、正长石、绢云母、高岭土等。（3）云母磷块岩一般呈青色，风化后为黄褐色，质坚硬，片理发育，矿物组成以磷灰石、白云母、石英、褐铁矿为主，其次为赤铁矿，偶尔有黑云母等。在各类型矿石中，磷灰石浸染粒度大小不等，一般在0.2—0.04mm之间。

选矿厂处理三种类型的综合矿石，平均入选原矿品位为8—9%左右。选矿工艺流程见图14-2。矿石磨至－200目40.8%，采用加温浮选（粗选作业温度45.2°C；扫选作业43.6°C），浮选药剂是：碳酸钠4.93kg/t，粗硫酸化皂1.96kg/t，水玻璃0.69kg/t。采用这种工艺流程和技术条件，当选别原矿品位8.96%P_2O_5时，可得精矿品位为30.31%P_2O_5、回收率88.73%P_2O_5的磷精矿。

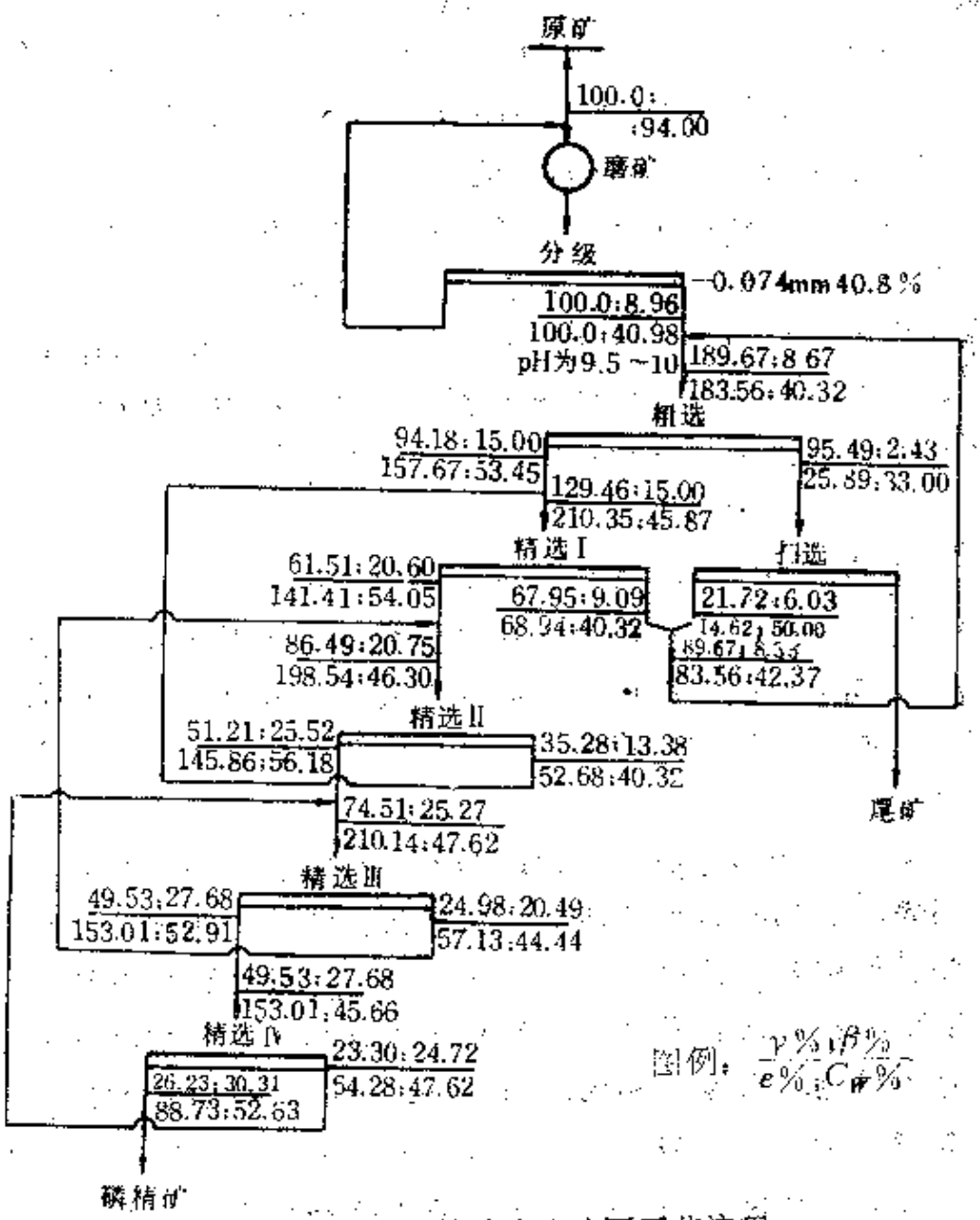


图14-2　江苏某磷矿选矿厂工艺流程

三、硅钙质胶磷矿的选矿

此种类型矿石在我国较多，属于难选的中低品位沉积磷块岩。其特点是：脉石矿物由硅酸盐矿物和碳酸盐矿物所组成。含磷矿物主要是胶磷矿。矿石结构复杂，含磷矿物多以

假鲕状，鲕状交代残余，交代结构与脉石矿物呈胶结物出现。含磷矿物嵌布粒度很细，胶磷矿的鲕粒一般在0.05—0.08mm。而且在胶磷矿的鲕粒中还常含有一定数量的粒度很细（小于16μm）的脉石矿物。

由于，碳酸盐矿物与含磷矿物可浮性相近，加上含磷矿物嵌布粒度很细，所以，此种矿石极为难选。我国某设计研究院近年来找到了一种较好的抑制剂，它不仅能抑制碳酸盐矿物，而且对硅酸盐矿物也有较好的抑制作用，从而为选别这种矿石提供了一条途径。现介绍湖北某磷矿半工业试验选矿厂的工艺流程和指标。

该磷矿为一大型浅海相沉积磷块岩矿床，矿石类型为典型硅钙质胶磷矿。该矿有工业价值的两个主要矿层为上部的三矿层和下部的一矿层。三矿层顶底板为表外的互层状磷块岩；一矿层顶板为含磷白云岩，底板为含锰白云岩和含磷页岩。

矿石结构构造简单，但矿物嵌布特性较复杂。矿物为隐晶质微晶质和胶状均质体，呈致密状、鲕状、假鲕状结构。由胶磷矿鲕粒构成致密块状、条带状、层状或微层状构造。胶磷矿鲕粒中或鲕粒间混入数量不等的极细的碳酸盐和硅酸盐脉石矿物，粒度一般为0.013—0.05mm。胶磷矿鲕粒、假鲕粒粒度细小，一般为0.178—0.944mm，呈个体分散的不多，主要呈密集分布。镜下测定磷矿物颗粒大于0.058mm粒级含量为83%，大于0.048mm的含量为90%。由胶磷矿鲕粒密集构成的致密状磷块岩P_2O_5含量高，含杂质少；条带状和互层状磷块岩含P_2O_5的高低，取决于含磷条带与脉石条带的厚度和比例。

该矿半工业试验选矿厂采用图14-3所示浮选工艺流程，

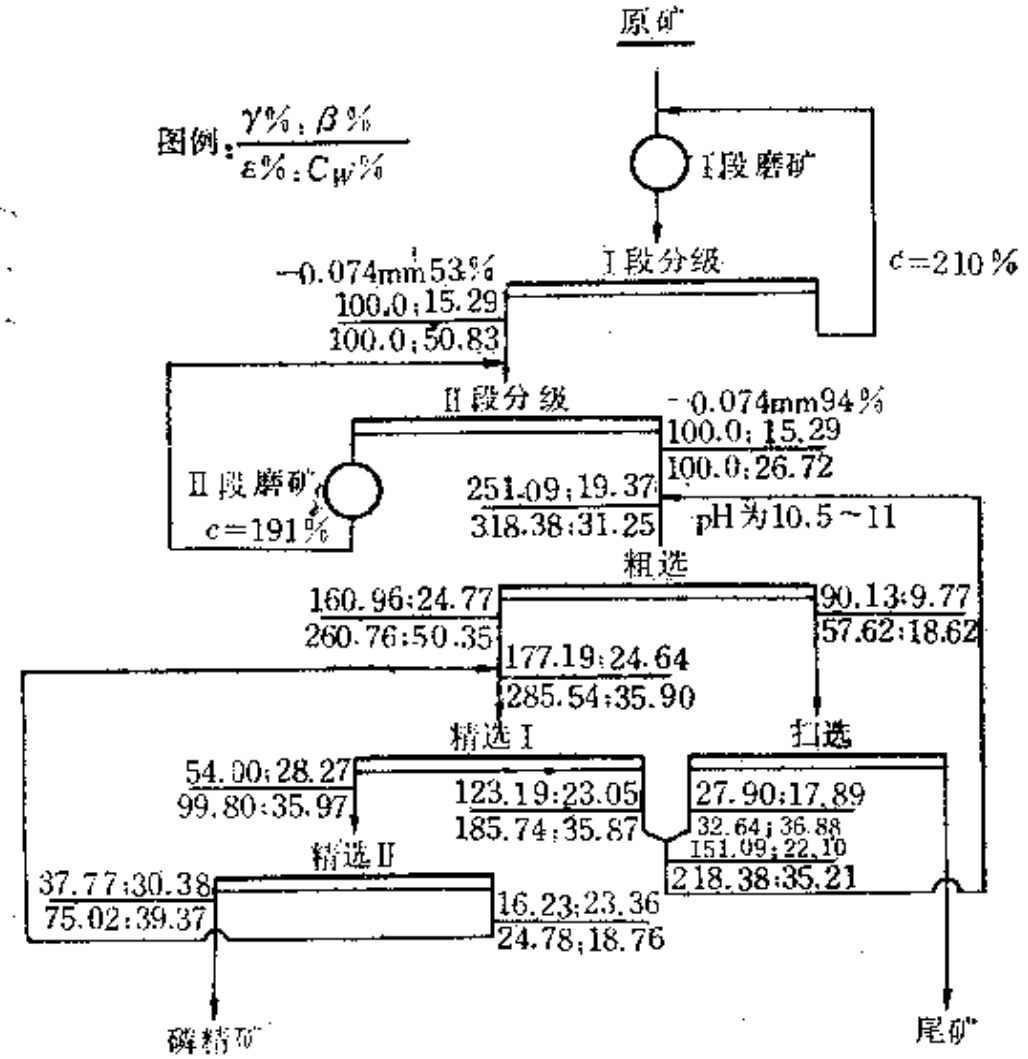


图14-3　湖北某磷矿半工业试验选矿工艺流程

主要浮选作业条件是：浮选温度粗选41℃、扫选40°C、精选36°C，浮选药剂碳酸钠3.38kg/t、水玻璃 1kg/t、S_{pos}1.8kg/t、粗硫酸化皂0.73kg/t。半工业试验工艺指标是：当原矿品位为15.29%P_2O_5时，可获得精矿品位30.38%P_2C_5、回收率75.02%P_2O_5的磷精矿。

第二节　硫铁矿选矿

硫铁矿通常是指黄铁矿、白铁矿和磁黄铁矿三种矿物。硫铁矿是我国目前烧制硫磺和制造硫酸的主要矿物原料。

我国硫铁矿资源十分丰富，矿床类型也很多。表14-1为我国硫铁矿矿床分类表。为了合理地利用矿产资源，大多数

表14-1　中国硫铁矿矿床类型

大　类	亚　类	主要有用成分	矿床实例
一、沉积矿床	1.煤系沉积矿床	硫	四川大树，河南冯封，湖北仙居，云南黑树庄
	2.碳酸盐岩内和砂页岩夹碳酸盐岩组合内沉积矿床	硫	广东梨树下，大降坪
		硫，多金属	内蒙炭窑口
二、沉积再造矿床和沉积改造矿床	3.碳酸盐岩内沉积再造矿床	硫	广东西矿湖，辽宁张家沟
		硫、铅锌	广东凡口
	4.碳酸盐岩层底部（或下伏薄层火山岩内）沉积（或远火山沉积）-热叠加和改造矿床	硫、铜	江西武山，安徽新桥，湖南七宝山
三、火山岩矿床	5.玢岩体顶部或上覆中酸性火山岩内交代矿床（陆相火山岩矿床）	硫	安徽向山
	6.角斑凝灰岩内火山沉积-火山热液矿床（海相火山岩矿床）	硫，铜	甘肃白银厂，辽宁华岩寺
四、接触交代矿床	7.中酸性小岩体边部接触交代矿床	硫等	湖北巷子口，河南银家沟
五、热液充填矿床	8.各种岩石中热液充填矿床（脉状矿床）	硫	广东锦潭、浙江牛角湾

矿石要进行选矿处理，硫铁矿的选矿主要用浮选法，某些类型硫铁矿（如某些煤系沉积矿床）也可采用重选法选别。几种硫化铁矿物用黄药捕收的可浮性顺序是白铁矿＞黄铁矿＞磁黄铁矿。现以某厂为例对硫铁矿的浮选加以介绍。

该厂处理的硫铁矿为陆相火山岩系中的中温热液充填交代黄铁矿床，属硅酸盐类型的硫铁矿。主要金属矿物为黄铁矿，伴生有少量磁铁矿、赤铁矿，局部有少量黄铜矿。含硫品位15.49%，硫主要含于黄铁矿中，少量含于明矾石、石膏等硫酸盐矿物中。有害元素铅、锌、砷含量较低，氟含量较高，平均为0.298%，氟矿物主要是萤石。脉石矿物有中性斜长石、高岭土、绢云母、绿泥石、白云母、石英、角闪石、磷灰石、阳起石等。其中高岭土分布较广。矿石含硫大于23%为富矿，呈致密块状及粉末状。含硫13%左右为贫矿，主要呈细粒浸染状。

矿石嵌布特性：黄铁矿多呈浸染状、星散分布；主要分布在细粒石英岩中，同时与少量的绢云母胶结在一起。浸染状黄铁矿最大粒度为1.5—2mm，最小为0.005mm以下，一般为0.1mm左右。呈粒状及块状分布的黄铁矿易选，呈散点状和乳浊状分布的较难选。脉石矿物（如粘土质的高岭土、绿泥石、绢云母等）影响分选效果。

该厂采用如图14-4所示浮选工艺流程。该工艺的特点是用石灰作调整剂，浮选在碱性（pH为8—9）介质中进行，在浮硫尾矿增设磁选作业，以综合回收尾矿中的铁。采用上述工艺流程选硫指标是：当原矿含硫11.25%时，可得含硫32.66%、回收率86.24%的硫精矿。

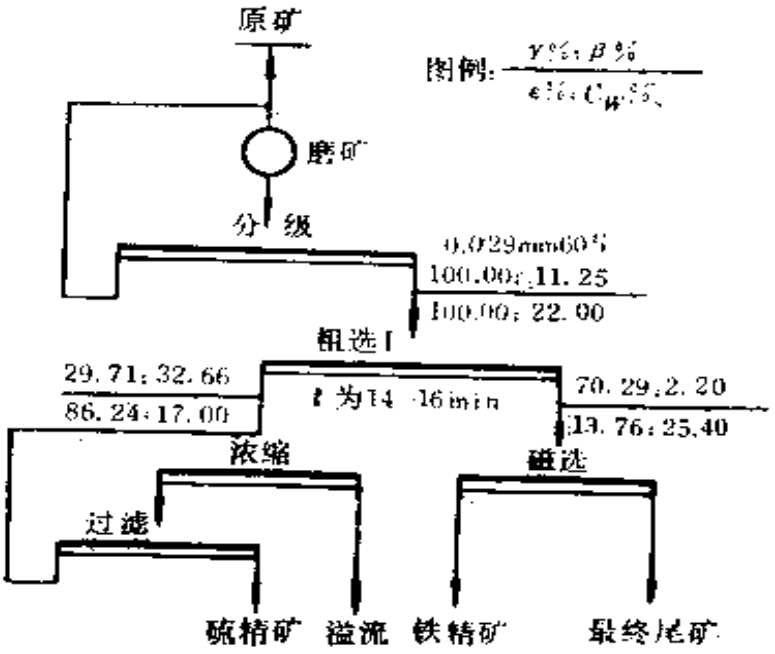


图14-4　某硫铁矿选矿厂工艺流程

第三节　高岭土选矿

高岭土是以高岭石（$Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 2H_2O$）为主要成分的粘土矿物，与其共生的矿物主要有石英以及少量的云母、长石和电气石等。高岭土可作为陶瓷、耐火砖、造纸涂料、橡胶填料、塑料填料等原料。

高岭土矿床根据其产状可分为：热液矿床，沉积矿床，风化残留矿床。

高岭土选矿工艺应根据原料的产状、性质以及产品用途而定。一般含Al_2O_3 17—25%的天然高岭土可作为陶瓷工业原料。为了扩大瓷土资源和得到高质量的高岭土精矿，对高岭土原矿进行选矿加工则有着重要意义。

高岭土选矿通常采用的选矿方法有：手选、浮选、强磁

选、化学选矿、选择性絮凝等。在实践中，根据原料性质和对产品质量的要求，可采用一种或多种选矿方法联合的选矿工艺流程。

现以精选造纸涂料用高岭土为例，介绍分选高岭土的选矿工艺，如图14-5所示。捣浆和筛分在同一设备中完成，即

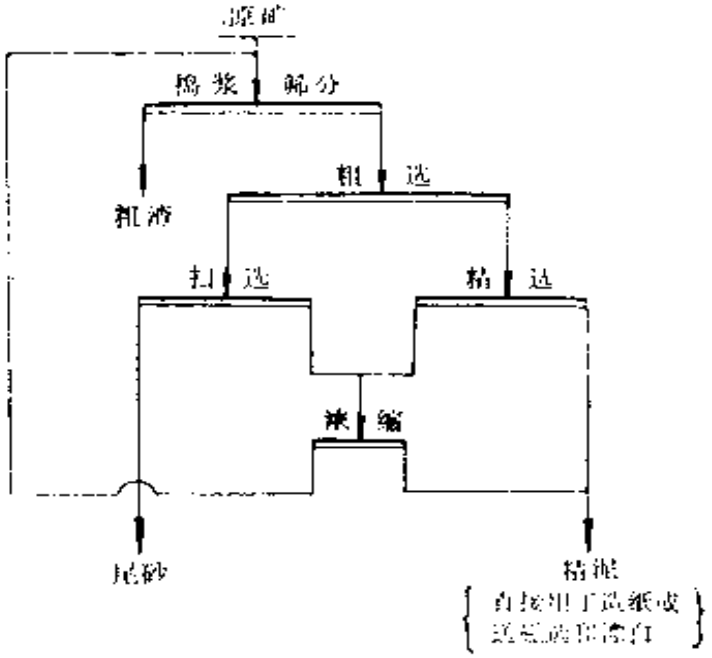


图14-5　分选高岭土的原则流程

在捣浆池的溢流口处装一筛网，用来控制捣浆的溢流粒度。在捣浆池中首先是泥砂分散，其次是高岭土不断泥化，粒度变细。对捣浆溢流的分选一般采用离心分级设备分级。粗选和扫选通常采用普通的衬胶水力旋流器，精选通常采用小锥角水力旋流器，前者便于降低尾矿中Al_2O_3的含量，提高高岭石的回收率；后者有利于提高精泥的细度和Al_2O_3的含量。扫选溢流和精选沉砂返回流程中再选，返回前最好用浓缩机或离心机回收部分细泥，这样不仅能提高精泥回收率，而且能保证循环矿浆的浓度，从而减少精选给矿浓度的波

动。粗尾和细尾一般含有较高的Al_2O_3，可作为日用陶瓷或建筑陶瓷原料。因此，精选造纸泥的高岭土选矿厂一般是无尾矿选矿厂。如果不采用水力旋流器作为分级设备，也可采用选择性絮凝，这样可得到更细的产品。

当精泥中含有铁、钛及其它染色物质时，为了提高精泥的白度，可采用高梯度磁选、化学漂白等方法除去染色物质。

第四节　石墨选矿

石墨是一种具有层状结晶的结晶形碳。石墨有很高的导电性和传热性，能耐高温，化学性质稳定，硬度小，滑腻，很容易粘附在固体表面上，能在纸上划出清晰的暗黑条痕。所有这些良好的性质，使它在工业上获得了广泛的应用。

石墨主要用来制造坩埚、电极和铅笔，无灰石墨用于原子反应堆。制造坩埚采用粗粒鳞片状石墨，+0.2mm级应不少于95—98%，灰分不得超过10—15%；电极生产应用灰分少于10—17%的细粒石墨；制造铅笔用的石墨要求纯度特别高（灰分<5%）的细粒石墨（100%—0.075mm）。石墨在冶金工业中还用于作铸造型砂，这时要求灰分不大于30%，粒度为80%—0.075mm。

纯粹的石墨在自然界极少遇到，通常都含有不同量的围岩矿物——石英、云母、黄铁矿、方解石等，有时候还含有CO、H_2、CH_4和N_2等气体。石墨矿按结构分为三类：（1）致密结晶状；（2）鳞片状；（3）隐晶质。前两类都具有良好的天然可浮性，隐晶质石墨的可浮性很差。

石墨选矿主要采用浮选法，有时也采用摇床选别。在鳞

片状石墨浮选时，有时为了提前分出大片石墨及电炭石墨，在浮选流程中，如三次精选精矿用湿式筛分方法分出最终产品。

图14-6是具有三次粗精矿再磨和六次精选的鳞片状石墨矿典型浮选流程。再磨次数和精选次数可根据矿石的特性和对精矿质量的要求增减。

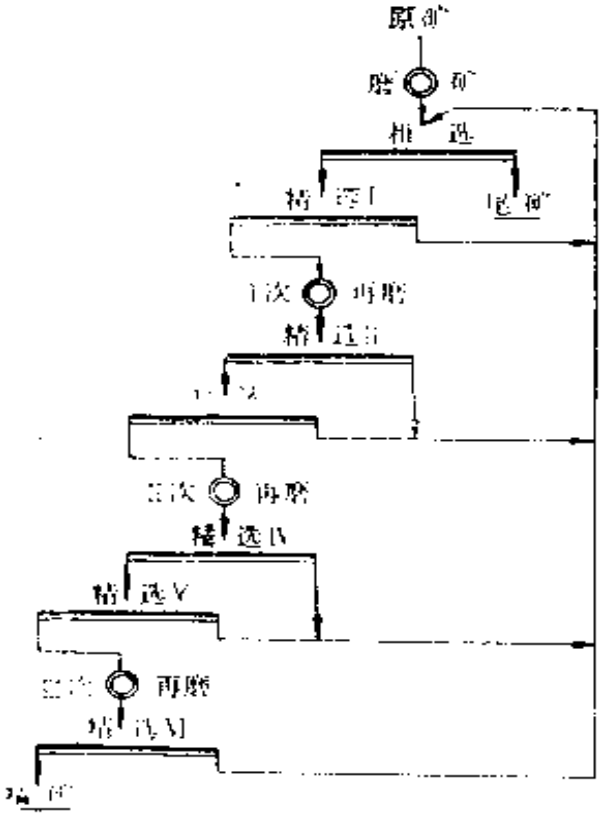


图14-6 鳞片状石墨典型浮选流程

对隐晶质石墨浮选时，回收率很低，尾矿品位很高不能废弃，可作为低质量的翻砂石墨。

石墨在非金属矿物中属较易浮矿物，即使粒度粗到1.65mm，也可浮游。因此，石墨单用起泡剂（松醇油、甲酚酸等）就浮游很好。但在实际生产中，最好还是使用添加捕收剂（煤油、液体石蜡等）。

石墨中经常有云母伴生，为了防止它进入泡沫，可加水玻璃抑制。水玻璃也能抑制许多别的脉石矿物。如：有泥质矿物，须加石灰或苏打。氰化物则是黄铁矿的抑制剂。

隐晶质石墨的可浮性不好，是因为它必须磨得非常细和矿石中含有起抑制作用的有机质。如果在空气不足的条件下焙烧，以除去有机质，可以改善矿石的可浮性。

第五节　重晶石选矿

重晶石（$BaSO_4$）是一种重要的含钡矿物，比重较大（4.3—4.7），硬度低（3—3.5），化学性质稳定，不溶于水和酸，无毒，无磁性，可吸收x射线和γ射线。

重晶石主要的工业用途是作为石油和天然气钻井泥浆的加重剂。其第二大用途是制造各种含钡的化工产品。在玻璃工业方面，重晶石用作助熔剂、去氧剂和澄清剂。重晶石可用于配制大密度的混凝土建筑材料以代替铅板，用于原子能工厂、核电站、x光实验室等建筑物。

重晶石矿床主要类型有三种：沉积型、热液型和残坡积型。重晶的选矿方法应根据其矿床类型、厂址条件以及产品用途等因素加以选择。

对于较单纯的重晶石矿石，可采用手选、洗矿、跳汰、摇床等方法选别。当重晶石与方铅矿、闪锌矿、黄铁矿等共生时，可联合采用重选和浮选。当矿石中含有氧化铁物质时，可采用强磁选或焙烧方法加以除去。

重晶石可以块状或跳汰精矿或浮选精矿销售。对于很多用户来说，块状和跳汰选后的重晶石必须研磨才能满足要求，磨矿可分为湿磨或干磨，但在很多情况下，采用湿式磨矿，这是因为选矿的最初阶段是在湿式条件下或者在以后的处理阶段（如用硫酸漂白以除去有害的铁杂质）也将在湿式条件下进行。如果铁污染没有大的影响，可以采用球磨。

由于有些重晶石矿床中伴生多种其它矿物，有些矿山因人工开采产生很多粉状重晶石，有些选矿厂因洗矿产出很多细粒重晶石，为了回收这些细粒重晶石和选出伴生矿物，

浮选法得到广泛应用。

重晶石是最容易浮游的碱土金属矿物之一，脂肪酸、烃基硫酸脂以及阳离子捕收剂都能使重晶石浮得很好。

由于在重晶石矿石中，主要伴生的矿物是硅酸盐、氧化铁、萤石和方解石，它们都能被脂肪酸捕收，因而浮选重晶石的主要问题是选择适宜的抑制剂。

应当指出，重晶石浮选所使用的阴离子捕收剂中，某些捕收剂在重晶石用作泥浆时，会产生有害作用，因此，有时必须采取加热方法以除去颗粒表面的有害成分。

图14-7为重晶石跳汰选矿工艺流程。原矿洗矿筛分，大

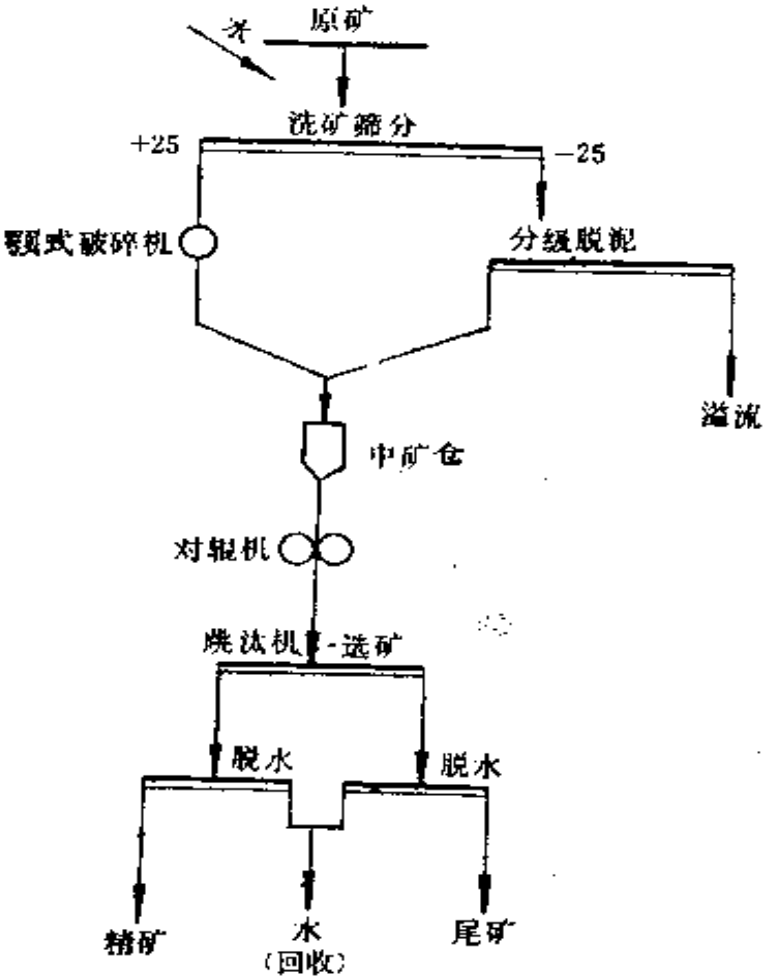


图14-7　重晶石选矿流程图

颗粒矿石进入颚式破碎机破碎，小颗粒进行分级脱泥，然后送入中矿仓，矿仓排矿采用对辊机再破碎后，经跳汰机选别，所得重晶石精矿为88.85%。

图14-8为矿脉或层状矿床中与石灰岩和砂岩等伴生的重晶石浮选建议流程。在添加碳酸钠调整pH值至8—10的条件下，使用硅酸钠及粗塔尔油进行浮选。

图14-9为与闪锌矿和萤石伴生的重晶石的浮选建议流程。如对含重晶石37%、萤石37%和闪锌矿1.5%的矿石，在注意避免过磨细及过量添加浮选药剂的条件下，按浮选锌、浮选重晶石及浮选萤石的顺序进行浮选，可获得$BaSO_4$ 95%的重晶石精矿。

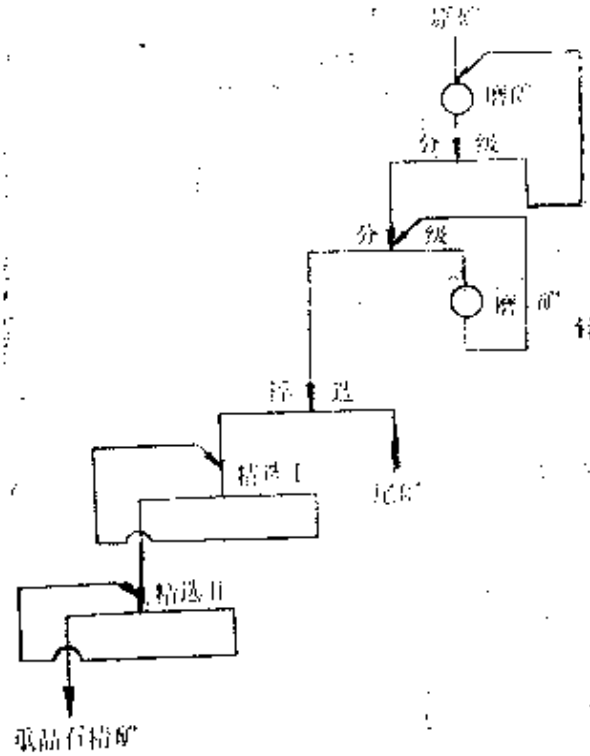


图14-8 重晶石浮选流程

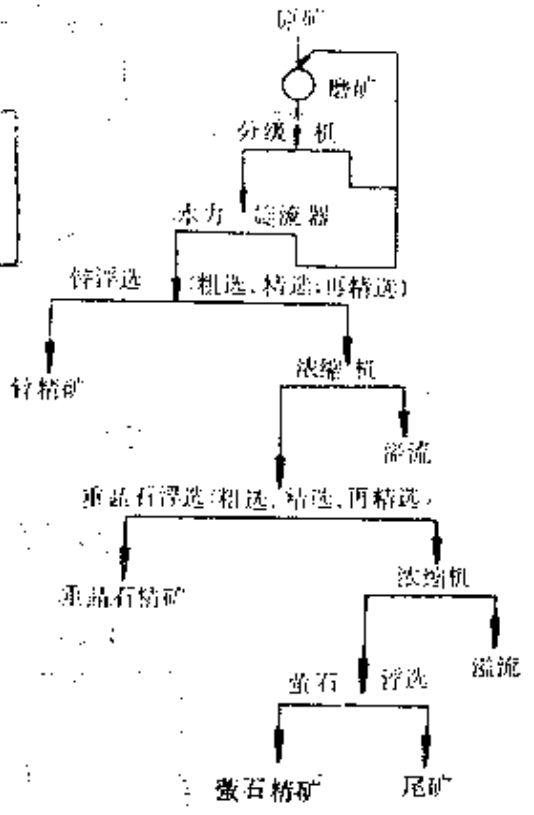


图14-9 与闪锌矿和萤石伴生的重晶石优先浮选流程