第一章　基本概念

1. 什么是选矿，选矿的目的和意义是什么？

选矿是利用不同矿物之间物理的、化学的或物理化学性质的差异，采用各种方法将它们相互分离的工艺过程。比如磁铁矿（化学组成为 Fe_3O_4）与石英（化学组成为 SiO_2）是鞍山式铁矿石中两种主要的矿物成分，这两种矿物的物理性质（如磁性、密度和导电性等）和物理化学性质（如颗粒表面的润湿性）不同，可以采用一些设备（辅以介质或药剂）分开它们，使一种产物主要含有磁铁矿，而另一种产物则主要含有石英，这一分离过程就是选矿。选矿的目的在于以下几点：

（1）富集有用矿物成分。如含铁 30% 左右的贫铁矿经过选矿可得到含铁 65% 以上的铁精矿，有用矿物磁铁矿被富集。

（2）分离两种或几种有用矿物成分。如铜、铅、锌的硫化物经常共生在一起，经过选矿可分开它们而分别得到铜精矿、铅精矿和锌精矿。

（3）除去物料中的有害杂质。如铁精矿中的有害杂质硫和磷可经过选矿去除一部或大部，再如高岭土中影响其白度的铁、钛矿物可通过选矿降低其含量，达到要求的

标准。

选矿的意义可从以下三个方面分析：①从技术方面讲，科技和工业的发展对矿物原料质量的要求越来越高，直接开采的矿石往往达不到标准，而将原矿进行选矿加工则可以满足要求。比如，铁矿石中硫和磷含量高时炼出的生铁发脆，此时降低硫磷含量的选矿工序就是必需的；制作磁性材料的铁精粉，有时要求其含硅量低于 0.4%，这样的超级精矿非经选矿不可。这样的例子不胜枚举。现在选矿越来越普遍地成为矿产加工的必要环节；②从经济方面讲，选矿可以给矿山、选厂和冶炼厂带来经济效益。例如，某小型铁选厂处理含铁 32%的矿石生产含铁 65%的铁精矿，每年生产 3.5 万 t 铁精矿就可获利近百万元；某有色金属冶炼厂将铜精矿品位提高 1%，每年可多生产粗铜 3135t，利润相当可观；某炼铁厂将铁矿粉品位提高 1%，则高炉生铁产量可提高 2.5%、焦比下降 1.5%、石灰石节省 4%～5%，经济效益显著；③应用选矿技术还能变废为宝，综合回收各种有价成分。如火力发电厂的废物粉煤灰，堆放占地又造成环境污染，是发电厂的一大忧患，而把粉煤灰进行选矿处理可生产出铁矿粉、玻璃微珠和水泥配料等多种有用产品。现在选矿技术在冶金、煤炭、化工、建材和环保等部门都得到应用，对国民经济的发展意义重大。

2. 选矿方法有哪几种，各选矿法的要点是什么？

选矿法有重选、磁选、电选、浮选、化选、光电选、摩擦选和手选等。各选矿法的要点简述如下：

重选，全称重力选矿，是根据矿物密度不同而分离矿

物的选矿方法。进行重选时除了要有各种重选设备之外，还必须有介质（空气、水或重液）。重选过程中矿粒要受到重力（如果在离心力场中则主要是离心力）、设备施加的机械力和介质的作用力，这些力的巧妙组合就使密度不同的矿物颗粒产生不同的运动速度和运动轨迹，最终可使它们彼此分离。

磁选是利用矿物磁性的差异而分离矿物的选矿方法。磁选是在磁选设备的磁场中进行的，不同磁性的矿粒由于受到大小不同的磁力而产生不同的运动轨迹，于是可分开它们。

电选是利用矿物电性的不同而分离矿物的。电选在电选机的电场中进行，不同电性的矿粒因荷电不同而受到不同的电场作用力，从而产生不同的运动轨迹，最后实现分离。

浮选全称浮游选矿，是利用矿物颗粒表面物理化学性质的差异，从矿浆中借助于气泡的浮力分选矿物的过程。在矿浆中加入各种浮选药剂，矿粒对药剂的选择性吸附造成可浮性差异，当矿浆进入浮选机时经搅拌与充气产生大量的弥散气泡，在矿浆中悬浮的矿粒与气泡碰撞，可浮性好的矿粒附着在气泡上，上浮至矿液面形成泡沫产品，不浮矿粒则留在矿浆内，这就实现了浮选分离。浮选必须在固一液一气三相兼有的矿浆中进行，添加适当的浮选药剂是浮选的关键。

化选即化学选矿，是利用矿物化学性质的差异，采用化学处理（如焙烧、浸出、萃取、沉淀等）或化学处理与物理选矿相结合的方法，使有用组分得到富集或提纯，最终产出

化学精矿或产品。

光电选矿法是基于矿物之间的光电性质（颜色、反射率、受激发光和透明度等）的区别，利用光电效应，采用机械分拣矿物的选矿方法。

摩擦选矿法是根据矿物摩擦系数和弹性的差异而进行分选的。选别过程一般是在斜面上进行，不同摩擦系数和弹性的矿物与斜面碰撞时，产生不同的反跳，沿斜面有不同的运动速度而形成不同的运动轨迹，最终彼此分离。

手选法是根据肉眼能观察到的矿石外观上的差别（一般为颜色和光泽等）而人工拣选的方法。

3 选矿过程通常由哪些基本作业组成？

选矿过程通常是由选前的矿石准备作业、选别作业和选后的脱水作业所组成的。

（1）选前的准备作业，包括矿石的破碎与筛分、磨矿与分级，这些作业通称为粉碎作业。其目的是使矿石中的有用矿物和脉石矿物或不同的有用矿物实现单体解离或者使物料的粒度满足选别作业的要求。

（2）选别作业，包括一种或多种选矿方法，是使已解离的有用矿物与脉石矿物（或不同的有用矿物）实现分离的作业。

（3）选后的脱水作业，包括精矿的浓缩、过滤和干燥，目的是脱除精矿的水分，以便于贮存、运输和出售。

选矿过程如图 1－1 所示。

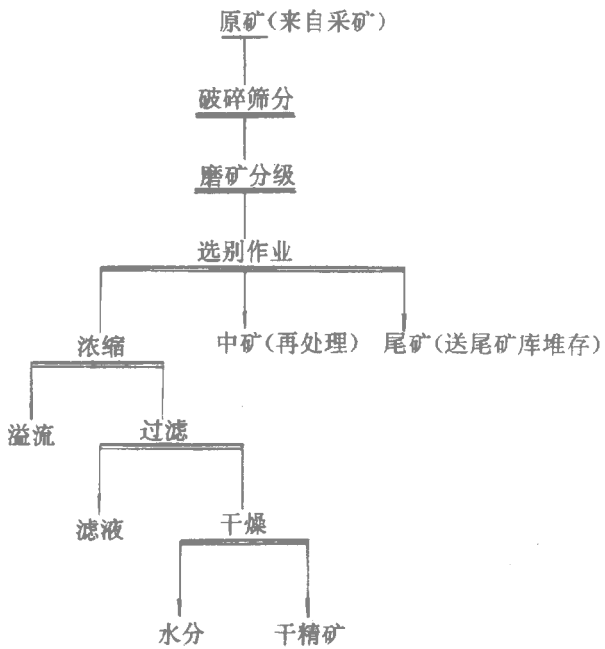


图 1-1　选矿过程示意图

4. 选矿工人应熟悉哪些矿石学方面的知识？

选矿工人应熟悉有关矿石的基本概念和矿石性质方面的知识，具体内容如下：

(1) 基本概念，包括矿物、岩石、矿石、矿床、矿体、围岩、废石等的基本概念。

矿物是在地壳中由于自然的物理化学作用与生物作用，所生成的具有固定化学组成和物理化学性质的自然元素或天

然化合物。如金、石墨、硫磺为自然元素矿物，而磁铁矿、黄铜矿和石英为天然化合物，也都是矿物。矿物以化合物居多。

构成地球外壳的物质叫岩石。岩石是由一种或多种矿物组成的矿物集合体。例如花岗岩就是由长石、石英和云母等矿物组成的岩石。

所谓矿石就是在现在的技术及经济条件下可以被开采、加工和利用的岩石。例如磁铁石英岩当含铁量超过 20% 时，目前就可作为铁矿石。矿石由有用矿物和脉石矿物所组成，有用矿物是人们要利用的矿物，也就是选矿的目的矿物；脉石矿物就是目前尚不能利用的矿物，也就是选矿要选为尾矿的矿物。

地壳中具有开采价值的矿石积聚区，通常称为矿床。矿床没有一定的几何形状。而矿体是矿床的主要组成部分，矿体是具有一定形状、产状和大小的矿石聚集体，是开采的对象。

矿石周围的岩石叫做围岩。夹在矿体中的岩石称为夹石。

围岩和夹石通称为废石，也称为毛石。

(2) 矿石性质，包括矿石的化学成分、矿物组成、结构和构造、有用及有害元素的赋存状态、矿石物理性质和化学性质等等。

矿石的化学成分。除选矿的目的成分（如铁矿石中的铁）外，往往还伴生一些其他的有益或有害成分（如铜矿石伴生有益成分金、银金矿石中伴生有害成分砷），因此查清矿石的化学成分及其含量，对确定哪些成分应该回收、哪些

成分应该去除是十分必要的。

矿石的矿物组成，指矿石中有哪些有用矿物和哪些脉石矿物。查清所含矿物及其含量，就可大体确定选矿原则流程。

矿石的结构和构造。矿石的构造指的是矿石中各种矿物集合体的形状、大小和空间分布关系；而矿石的结构指的是矿物颗粒的形状、大小和相互关系（如某铁矿石、磁铁矿与脉石条带相间，呈条带状构造；磁铁矿呈粒状结构，颗粒大小在0.2～0.04mm)。矿石的结构和构造决定选矿的难易程度。

有用及有害元素的赋存状态，指的是有用和有害成分以何种形式存在于矿石中，以独立矿物形式出现时则可用物理选矿方法处理，以类质同象形式存在时则不能用物理方法处理。

矿石的物理性质和化学性质包括矿石的颜色、密度、硬度、磁性、电性、氧化程度、酸碱度等。这些性质往往是选矿方法的依据，也是非常重要的性质。

5. 选矿专业常用哪几种工艺流程图，各有什么作用？

选矿专业常用线和图表示矿石连续加工的工艺过程，这种图称为工艺流程图。常用的工艺流程图有：原则流程图；线流程图；数质量流程图；矿浆流程图；机械流程图等。

(1) 原则流程图，只表示出流程中各类作业，而不表示各作业的细节，称为原则流程图，如图 1－2 所示。此种图表示的是工艺流程的梗概，便于粗略了解和记忆。

(2) 线流程图。用两道横线（上一条为粗实线，下一条为

细实线)表示各作业(碎矿、破碎与磨矿也可用圆圈表示),用细线表示物料流向，绘出的流程图称为线流程图。它表示了流程各作业的细节,即矿石加工的全部过程,如图 1－3 所示。



图 1－2　某选厂原则流程

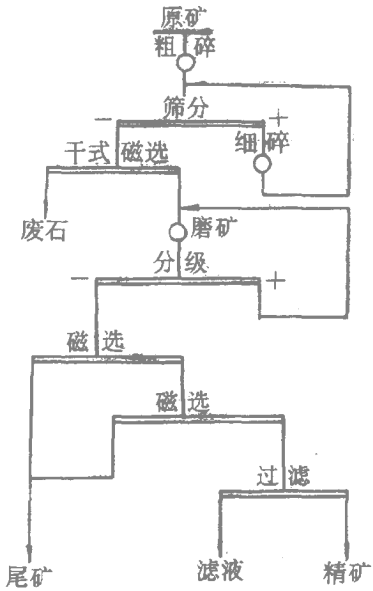


图 1－3　某磁选厂线流程图

(3) 数质量流程图。如果在线流程图上把包括原矿和中间产物在内的各产物的产率、矿量品位和回收率等数量和质量指标均标出来，同时把各设备的型号规格和主要作业参数也标出来，则称为数质量流程图，如图 1－4 所示。数质量流程图必须通过流程考查才能得到，它是评价和指导生产不可缺少的重要依据。

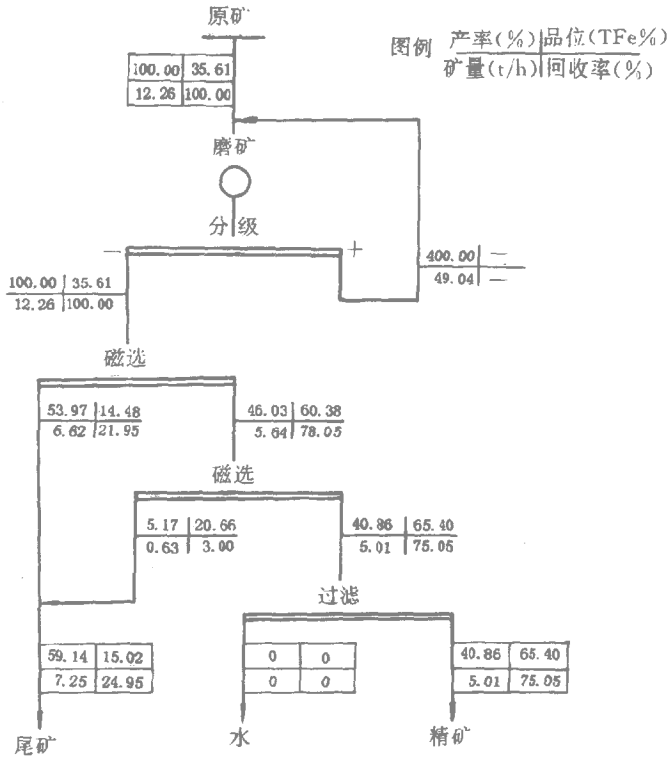


图 1-4 某磁选厂数质量流程图

(4) 矿浆流程图。如果在线流程图上把各产物（包括原矿和中间产物）的矿量、质量分数①、水量和各作业的补加水量均标出来,则称为矿浆流程图,如图 1-5 所示。通过此图

① 即浓度，以下同。

可了解各作业及产物的质量分数和耗水量，也是指导生产的依据之一。

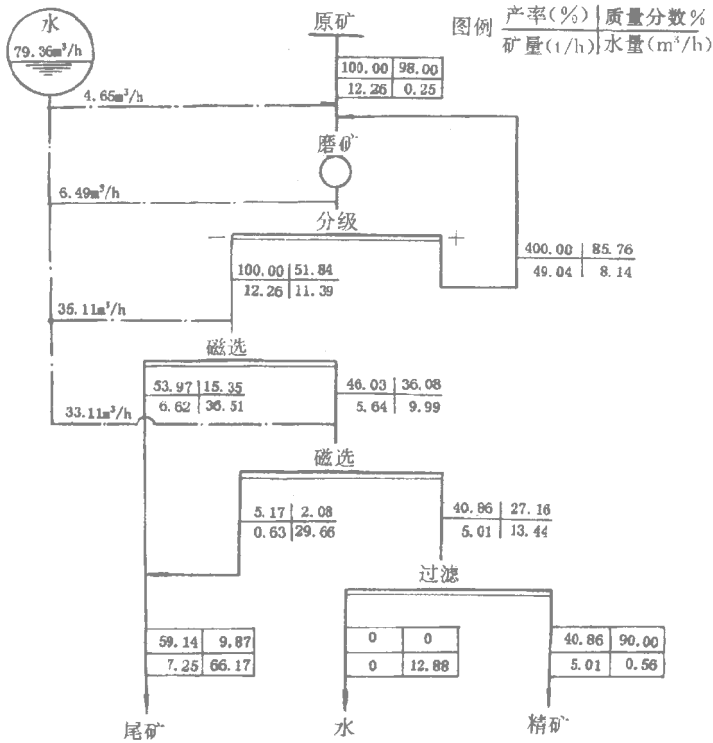


图 1－5　某磁选厂矿浆流程图

(5) 机械流程图，也叫做机械联系图或设备形象联系图，该图用粗实线画出设备或设施的形象，用带箭头的细实线表示物料流向，如图 1－6 所示。它直观地显示出了各设

备之间的联系和物料的走向。

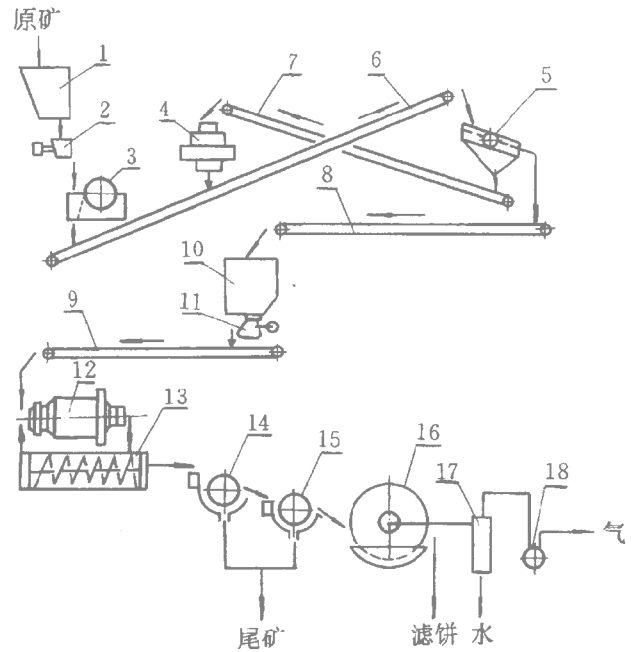


图 1-6　某磁选厂机械流程图

1. 原矿仓　2. 槽式给矿机　3. 颚式破碎机　4. 圆锥破碎机　5. 振动筛　6、7、8、9. 胶带输送机　10. 粉矿仓　11 摆式给矿机　12. 球磨机　13. 螺旋分级机　14、15. 磁选机　16. 过滤机　17. 气水分离器　18. 真空泵

6. 产量、产率、品位、回收率和选矿比各是如何定义和计算的？

选矿流程中各产物（包括中间产物）的产量即单位时间

内生产出的该产物的质量，多用 Q 表示。

产物质量对于原矿质量之百分比，叫该产物的产率，用 γ 表示。即

$$\gamma=\frac{Q_{产品}}{Q_{原矿}}\times 100\%$$

产物中有价成分的质量对于该产物总质量之比，叫做该成分的品位，一般用百分数表示（但金、银的品位用 g/t 表示）。习惯上原矿、精矿和尾矿的品位分别用 γ、β 和 υ 表示。

精矿中有价成分的质量与原矿中该成分的质量之比的百分数，称为回收率，以 ε 表示。

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

原矿质量对精矿质量之比叫做选矿比。

例如，某选矿厂的规模为年处理铁矿石 40 万 t，全年连续生产 306 天，共生产精矿 16 万 t，原矿、精矿和尾矿品位分别为 32%、66% 和 6%。

则：每小时的精矿产量

$$Q=\frac{160\ 000}{306\times 24}=21.8\text{t/h}$$

精矿产率

$$\gamma=\frac{160\ 000}{400\ 000}\times 100\%=40\%$$

铁回收率

$$\varepsilon=\frac{160\ 000\times 66\%}{400\ 000\times 32\%}=82.5\%$$

选矿比 $= \dfrac{400\ 000}{160\ 000} = 2.5$

7. 选矿厂怎样计算平均品位或累计品位？

选矿厂通常每班化验一次精矿品位，各班的精矿产量和精矿品位各不相同，那么，如何计算各班的平均品位以及全月全年的平均品位或累计品位？

设三个班的精矿产量分别为 Q_1、Q_2 和 Q_3，品位分别为 β_1、β_2 和 β_3。则三个班的平均品位为：

$$\overline{\beta} = \frac{Q_1\beta_1 + Q_2\beta_2 + Q_3\beta_3}{Q_1 + Q_2 + Q_3} \times 100\%$$

例如，某选矿厂一天内甲、乙、丙三班生产的精矿吨数分别为 38.2、42.9 和 18.5，各班化验品位分别为 64.0%、65.0% 和 66.0%，则三个班的平均品位为

$$\overline{\beta} = \frac{38.2 \times 64\% + 42.9 \times 65\% + 18.5 \times 66\%}{38.2 + 42.9 + 18.5} \times 100\%$$

$$= 64.8\%$$

在选矿厂的统计报表中有累计品位一栏。累计品位即平均品位。计算累计品位与上述计算平均品位的方法相同，但它是个累计的过程。即：每月 2 日的累计品位就是 1 日与 2 日的平均品位；每月 3 日的累计品位就是 1 日、2 日和 3 日的平均品位；每月 4 日的累计品位就是 1、2、3、4 日四天的平均品位；其余以此类推。表 1－1 列出了某铁矿选矿厂统计报表的一部分，其累计品位的计算方法可用上述计算平均品位的方法，但麻烦。较简便的计算方法如下：某日的累计品位

$$\overline{\beta_i} = \frac{\text{上一日的累计产量} \times \text{上一日的累计品位} + \text{该日的产量} \times \text{该日的品位}}{\text{该日的累计产量}}$$

例如，4 日的累计品位

$$\overline{\beta_4} = \frac{3\text{日的累计产量} \times 3\text{日的累计品位} + 4\text{日的产量} \times 4\text{日的品位}}{4\text{日的累计产量}}$$

$$= \frac{351.4 \times 65.7\% + 128.3 \times 64.7\%}{479.7} = 65.4\%$$

各月及全年的累计品位的计算以此类推， 切记品位是不能相加的。

表1-1 某选厂生产统计表 年 月

日期	精矿产量(t)	精矿品位(TFe%)	累计精矿产量(t)	累计精矿品位(TFe%)
1	118.5	65.2	118.5	65.2
2	125.8	65.5	244.3	65.4
3	107.1	66.3	351.4	65.7
4	128.3	64.7	479.7	65.4
……	……	……	……	……

第二章　碎矿与磨矿

8. 矿石的粉碎在选矿厂有什么重要意义？

矿石的粉碎，就是大块的矿石，借助于外力的作用，克服其内部分子间力而破裂，使矿块粒度逐渐缩小的过程。在选矿工艺过程中，矿石粉碎通常分为碎矿（粗粒阶段）和磨矿（细粒阶段）两大阶段。

在选矿厂，矿石的粉碎是选别作业之前必不可少的物料准备阶段。首先，选矿厂处理的矿石绝大多数都是有用矿物和脉石矿物紧密连生在一起，且常常呈细粒乃至微细粒嵌布。只有将它们碎散，充分解离出来，才能用现有的物理选矿方法将它们富集。其次，一切物理选矿方法都受到粒度的限制，粒度过粗（有用矿物与脉石未实现解离）或粒度过细（即过粉碎的微细粒）都不能进行有效分选。

在选矿厂各环节中，矿石粉碎又是费用最高的过程，是构成选矿厂投资和生产成本的重要部分。根据统计，矿石粉碎过程投资占选矿厂投资的 60％左右，生产费用占选矿总费用的 40％～60％,电耗占 50％～65％,钢耗占 50％以上。

综上所述，矿石粉碎作业的基本任务是为选别作业提供适宜入选物料，粉碎过程工作好坏，又直接影响选矿的技术和经济指标，故有人认为，矿石粉碎是决定选矿过程成败的

关键。因此，每个选矿工作者对矿石粉碎作业的工艺设备选择及生产管理都应给予足够的重视。

9. “解离度”和“过粉碎”对矿物分选过程有何影响？

矿石的粉碎过程是矿块粒度由大变小的过程，各种有用矿物粒子正是在粒度变小的过程中解离出来的。在粉碎了的矿石中，原来连生在一起的各种矿物，有些沿着矿物在其界面上裂开，变成只含一种矿物的小粒子称单体解离粒子，但仍有一些小矿粒还是由几种矿物连生在一起称连生粒子。所谓某矿物解离度，就是该矿物单体解离粒子的颗粒数与含该矿物的连生粒子颗粒数和该矿物的单体解离粒子数之和的比值，用百分数表示。

如果磨矿产物过于粗，则解离不够充分，选出的精矿品位和回收率都低。但过细了，虽然有用矿物解离充分，但也会产生较多的难以选别的微细粒子，即出现“过粉碎”现象。“过粉碎”不但危害选别过程，降低了精矿品位和回收率，而且由于做了“不必要的粉碎”，增加了粉碎过程和选别过程的消耗，使选矿成本增加。因此，适宜的磨矿细度是实现有用矿物和脉石矿物良好分选的必要条件。选矿工作者应当重视粉碎流程和设备的选择，严格掌握操作条件，把磨矿细度严格控制在选矿试验确定的最佳范围。

10. 什么叫破碎比，有几种计算方法，各适用于什么场合？

矿石被破碎后，粒度变小，矿石破碎前的粒度与破碎后

的粒度的比值称为破碎比。它表示矿石破碎后，粒度缩小的倍数。破碎比的计算方法有如下几种：

（1）用矿石破碎前的最大粒度与破碎后的最大粒度来计算——最大粒度法。

$$S = D_{最大} / d_{最大}$$

式中 S——破碎比；

$D_{最大}$—— 矿石破碎前的最大粒度， mm；

$d_{最大}$——矿石破碎后的最大粒度， mm.

最大粒度可由矿石破碎前后产物的筛下累积质量百分率曲线查出，即曲线中与 5%或 20%相对应的粒度则为最大粒度，也就是使物料 95% 或 80%通过的方筛孔的边长，通常用 d_{95}或 d_{80}表示。我国在选矿厂设计中常采用这种计算方法，因为设计时要根据给矿最大粒度来确定破碎机给矿口宽度 。

（2）用碎矿机给矿口有效宽度与排矿口宽度之比计算（又称表面破碎比）。

$$S = \frac{0.85B}{e}$$

式中 B——碎矿机给矿口宽度，mm；

e——碎矿机排矿口宽度，mm（对于粗碎机 e 取最大宽度，对于中细碎机则取最小宽度）。

由于此法不需将大批物料作筛分分析，而仅仅知道碎矿机给矿口和排矿口宽度便可进行近似计算，简单迅速，故在生产中广为采用，以便大致了解碎矿机负荷情况。

（3）用矿石破碎前后的平均粒度计算（又称平均破碎比）。

$$S = D_{平均} / d_{平均}$$

式中 $D_{平均}$——碎矿前物料的平均粒度，mm；

$d_{平均}$——碎矿后物料的平均粒度，mm。

由于碎矿前后的物料都是大小不一、形状各异的混合物料，是由若干粒级组成，只有用平均粒度才能更好地代表它们。因此，用平均粒度计算出的破碎比，才能较真实地反映破碎的程度，故多在理论研究中采用。

11. 衡量矿石的可粉碎性指标是什么，可磨性如何表示和测定？

矿石的可粉碎性通常分为可碎性和可磨性，其粉碎实质一样，仅仅反映了矿石在不同粒度阶段被粉碎的难易程度。

由于矿石的结构和成分上的不均性，存有各种各样的缺陷和裂缝，矿石在粉碎时，首先沿着最脆弱的断面裂开，随着粒度变小，脆弱面越来越少或消失，使矿石变得越来越坚硬，粉碎的难度越大。因此，为了反映这同一矿石不同粒度阶段粉碎难易的差别，通常用可碎性（粗粒阶段）和可磨性（细粒阶段）表示可粉碎性。

矿石可磨度是衡量某一种矿石在常规磨矿条件下抵抗外力作用被磨碎的能力的特定指标。它主要用来计算不同规格磨矿机磨碎不同矿石时的处理能力。

选矿厂磨矿机的计算方法和矿石可磨度的评价，由于试验计算方法不同，世界各国不尽相同，概括起来可分为两大类：绝对可磨度——功指数法，试验测出的是单位电耗的绝对值；相对可磨度——容积法或新生计算级别法，测出的是待磨矿石和标准矿石的单位容积生产能力或单位电耗量的比

值 。

相对可磨度（容积法可磨度）是前苏联和我国等国家普遍采用的方法。它是待测矿石和标准矿石按指定某粒级计算的磨矿后新生成粒级的比生产率（$t/m^3 \cdot h$）之比值，即

$$K = \frac{q}{q_0}$$

式中 q——待测矿石的比生产率，$t/m^3 \cdot h$；

q_0——标准矿石在同样条件下的比生产率（$t/m^3 \cdot h$）。

在实验室测定时，多采用下式计算：

$$K = \frac{t_0}{t}$$

式中 t_0——将一定粒级的和一定量的标准矿石磨到指定细度所需时间，min；

t——将同样粒级和质量的待测矿石，在同样条件下磨到同一细度所需时间， min；

K——可磨度系数。

绝对可磨度（功指数法可磨度）一般称为邦德功指数，用 W_i 表示，其定义是：将单位 1 短吨（907.18kg）矿石从“理论上无限大的给矿粒度”，破碎到 80% 通过 100μm 方筛孔时所消耗的功，即 kW·h/短吨。那么把单位质量的矿石由 F 粒级粉碎至 P 粒级所需要的功 W（kW·h/短吨）可由下式计算出：

$$W = W_i\left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}\right)$$

式中 W_i——功指数，kW·h/短 吨；

F——能使给矿的 80% 通过的方筛孔宽，μm；

P——能使产品的 80%通过的方筛孔宽，μm。

功指数表示矿石对粉碎的阻力，W_i 越大，则碎矿与磨矿时所需功就越大，说明矿石越难磨，反之亦然。邦德功指数根据测试方法不同又分为破碎功指数，棒磨功指数，球磨功指数和自磨功指数等。尽管测试方法很麻烦，但它能较真实地反映矿石粉碎时所消耗的能量。功指数法是欧、美、日等国家普遍采用的方法。

12. 如何测定矿浆质量分数？

矿浆质量分数在选矿过程中是一个很重要的操作因素，各环节对质量分数都有一定的要求。矿浆质量分数指的是矿浆中固体（如矿石）物料占整个矿浆质量的百分数，称固体质量分数。也可以用矿浆中液体质量与固体质量之比来表示，称为液固比。

测定选矿各作业中矿浆质量分数的方法有多种：直接测定法、间接测定法、自动测定法等。

（1）直接测定法。该法是用取样工具采取矿样，称出矿浆（固体＋液体）质量 R_1，然后把矿浆过滤后烘干直到恒重（质量不再变化）为止，冷却后称出固体质量 R_2，则该矿浆样所代表的矿浆质量分数

$$K=\frac{R_2}{R_1}\times 100\%$$

（2）间接测定法。该法是通过测定矿浆的密度来换算出矿浆质量分数。最简单的方法是用质量分数壶（见图 2－1）来测定。设某质量分数壶的质量为 $P_1(g)$，其装满水后的质量为 $P_2(g)$，装满矿浆后的质量为 $P_3(g)$，那么矿浆的密度

$$\gamma=\frac{P_3-P_1}{P_2-P_1}\quad(g/l)$$

矿浆的质量分数为

$$K=\frac{100\ (r-1)\ \delta}{r\ (\delta-1)}\%$$

式中 δ——矿石的真密度，g/cm^3。

例如，某选厂处理矿石密度 $\delta=3.0t/m^3$，经标定质量分数壶质量 $P_1=300g$ 装满水后质量 $P_2=1250g$ 用该壶测分级溢流矿浆质量分数，装满矿浆后称质量 $P_3=1600g$ 则矿浆密度

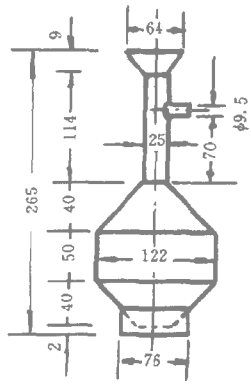


图 2-1 质量分数壶

$$\gamma=\frac{P_3-P_1}{P_2-P_1}=\frac{1600-300}{1250-300}=1.368\ (g/l)$$

矿浆质量分数

$$K=\frac{100\times(\gamma-1)\delta}{\gamma(\delta-1)}\%=\frac{100\times(1.368-1)\times3.0}{1.368(3.0-1)}\approx40.35\%$$

13. 怎样描述矿粒大小和分布规律？

选矿过程所处理的矿石是大小不同形状各异的各种矿粒的混合物料。为了描述它们的大小和分布规律，引入了粒度、粒级和粒度组成的概念。

粒度就是指矿块或矿石的颗粒大小，通常用从不同方向测得的矿块尺寸的平均值表示，也可以用该矿粒的最大长度

表示，单位用 mm 或 μm 表示。

如果我们用某种方法（通常用筛分法）把某种矿粒的混合物料按粒度大小分成若干个小的粒度范围，这些粒度范围称为粒级。粒级通常用“上下限”表示，如 4～1mm 粒级，即表示这一级别物料最大粒度为 4mm，最小粒度为 1mm。为了表示物料的粒度分布情况，可以把混合物料的各个小的粒级，用称量法确定其质量，并算出在整个混合物料所占的质量百分率（相对含量），那么混合物料中各粒级相对含量叫做粒度组成。

筛分法测量粒度组成常使用标准筛。网目是标准筛筛孔大小的一种表示方法，也代表了各号筛子的名称。在泰勒标准筛制中,网目是指 25.4mm 长度筛网中所共有的筛孔数目，也简称“目”。比如 200 目筛子是指每 25.4mm 长度筛网上，具有 200个筛孔，其筛孔尺寸为 0.074mm（网目越多筛孔尺寸越小）。需要指出我国现行标准筛中，同样是 200 目筛子其筛孔却相差较大，这是由于编织筛网时所用筛丝直径不同造成的。因此在使用中应指出所用筛子的筛孔尺寸。

14. 怎样测定细度？

细度与矿浆质量分数一样也是选矿过程中的一个重要指标。细度虽然与粒度关系密切，但其含意不同，所谓细度是指物料中小于某一粒度的所有粒子的质量，在全部物料中的百分含量，而粒度则指颗粒的实际大小。

细度多用 －200 目含量来表示。细度的测定方法有多种，选矿生产中常用的有直接测定法和间接测定法。

(1) 直接测定法。直接测定法是矿浆取样后过滤、烘

干，取出一定质量 q_0（g）的干样（取样质量要有代表性），然后用指定的筛子（如 200 目筛）进行完全筛分（干法、湿法或干湿联合法，一般筛分半小时以上），称得筛上产物质量 q_2 或筛下产物质量 q_1，则细度

$$\beta = q_1/q_0 \times 100\%$$

或者

$$\beta = (1 - q_2/q_0) \times 100\%$$

这种测定方法结果准确，但测定时间长难以指导生产，一般将其结果用于生产统计报表。

（2）间接测定法。该法是通过测矿浆质量分数来求细度，也叫快速筛析法。即用标定好的质量分数壶采取矿浆样并称重，得出筛分前的矿浆质量 Q_1（g），求得矿浆质量分数 K_1（%），然后将矿浆在指定的筛子上（通常用 200 目）湿法筛分，筛后将筛上残留物装回原质量分数壶，加满水再称重得筛上物加水的质量 Q_2（g），同样求出筛上产物加水后的矿浆质量分数 K_2（%），则细度

$$\beta_{-200目} = \frac{Q_1K_1 - Q_2K_2}{Q_1K_1} \times 100\%$$

或

$$\beta_{-200目} = \left(1 - \frac{Q_2K_2}{Q_1K_1}\right) \times 100\%$$

例如，测某闭路磨矿作业的螺旋分级机分级溢流细度：取样后称得矿浆质量 $Q_1 = 1540\text{g}$，求得其质量分数为 $K_1 = 38\%$，然后用 200 目筛子湿法筛分，筛后筛上产物倒入质量分数壶加水后再称其质量 Q_2 为 750g，相应质量分数为 $K_2 = 15\%$，则细度

$$\beta_{-200目} = \left(1 - \frac{750 \times 0.15}{1540 \times 0.38}\right) \times 100\%$$
$$= 80.78\%$$

15. 测定质量分数和细度的取样与操作中应注意哪些事项？

在实际工作中不论是测定矿浆质量分数或是矿浆细度，为了使测定结果具有较高的代表性，在取样和操作过程中应注意如下事项：

（1）取样壶要准确标定其壶重和容积，取样壶每次用后要洗净、空干，不得在壶内残留水和矿砂。

（2）取样时壶口要正对矿流，并沿矿流横向全长等速移动样壶来截取矿浆样。

（3）待取样壶溢流口刚溢出矿浆便立即停止取样，以保证取样的代表性和结果的真实性。

（4）称样要认真、准确，称样用秤要校准零点并保持清洁，每次用后洗净擦干以免造成误差。

（5）筛分时若固体量多可分批筛分，不得将大量矿浆一次倒入筛上，否则易损坏筛底，筛分也难以进行。

（6）湿法筛分要在专用水池（水盆）中进行，筛分要彻底，确保结果可靠性。

（7）筛分时不得溅落造成损失，否则应重测。

16. 如何绘制和使用累积产率粒度特性曲线？

某被筛析物料代表性试样共重 20kg，用标准筛从 9.423mm 至 0.074mm 共 15 个筛子，把其分成 16 个级别，其中每一级别的质量从粗到细由上到下分别列入表 2－1 中的第三栏中，然后进行个别产率和累积产率的计算。各个级别产率分别用下式计算：

$$某级别产率(\%)=\frac{某级别质量}{被筛试样总质量}\times 100\%$$

所得计算结果列入表 2－1 中第四栏内。正累积产率表示大于某一粒级所有各粒级产率之和，可由各级别产率从上往下逐级相加求得。例如，＋4.699 级别累积产率就是大于 4.699 的三个级别（即＋9.423mm －9.423＋6.68mm 和－6.68＋4.699mm 三个级别）的个别产率相加的和。即 3.34%＋23.41%＋20.12%＝46.87%，依次可计算其他级别累积产率，其结果记录在表 2－1 第五栏中。负累积产率表示小于某一粒级所有产率之和，可由各级别产率由下向上逐级相加求得，如表 2－1 第六栏所示。然后以粒度为横坐标，以表 2－1 中第五栏（正累积曲线）或第六栏（负累积曲线）数值在坐标中找出一一对应点，然后将他们连接成平滑曲线，如图 2－2 所示。

由于在正累积曲线上大于 0mm 级别的累积产率为

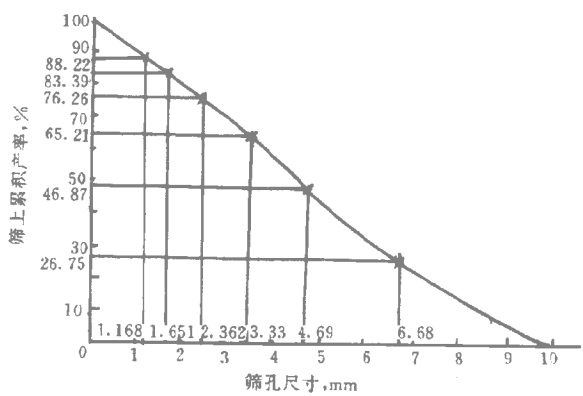


图 2－2　累积产率粒度特性曲线

100%，故曲线与纵坐标相交于100%。

表2-1　筛析结果记录表

粒级		质量 (kg)	产率		
网目 (孔/in)	筛孔尺寸 (mm)		个别 (%)	正累积 (%)	负累积 (%)
1	2	3	4	5	6
−	+9.423	0.668	3.34		100.00
+3	−9.423 +6.680	4.682	23.41	26.75	96.66
−3 +4	−6.680 +4.699	4.024	20.12	46.87	73.25
−4 +6	−4.699 +3.327	3.668	18.34	65.21	53.13
−6 +8	−3.327 +2.362	2.210	11.05	76.26	34.79
−8 +10	−2.362 +1.651	1.426	7.13	83.39	23.74
−10 +14	−1.651 +1.168	0.966	4.83	88.22	16.61
−14 +20	−1.168 +0.833	0.666	3.33	91.55	11.78
−20 +28	−0.833 +0.589	0.460	2.30	93.85	8.45
−28 +35	−0.589 +0.417	0.342	1.71	95.56	6.15
−35 +48	−0.417 +0.295	0.266	1.33	96.59	4.44
−48 +65	−0.295 +0.208	0.188	0.94	97.83	3.71
−65 +100	−0.208 +0.147	0.140	0.70	98.53	2.17
−100 +150	−0.147 +0.104	0.104	0.52	99.05	1.47
−150 +200	−0.104 +0.074	0.066	0.33	99.38	0.95
−200 +0	−0.074 +0	0.124	0.62	100.00	
合计	−	20.00	100.00		

累积粒度特性曲线在生产考查和流程计算中得到广泛应用：①可求出任一级别之产率；②根据曲线形状可判断物料的粗细情况：当物料粗粒多时，正累积曲线呈凸形，而细粒级占多数时则呈凹形，粗细粒级大致相同时则接近一条直线；③可找出物料最大粒度。我国通常用能使95%物料通

过的方筛孔宽度作为该物料最大粒度，因此在正累积曲线上与纵坐标 5% 相对应的筛孔尺寸即为最大块直径，如从图 2－2上查得 $d_{95}=9\text{mm}$。

17 选矿厂常用破碎设备有哪些类型，各在什么情况下应用？

在矿石粉碎工艺中，根据作业方式和粉碎产品的粒度，粉碎设备大致分为碎矿机和磨矿机两大类。

碎矿机用于粗粒粉碎阶段，一般给矿粒度较大而产品粒度也较粗，通常为 6mm 以上（－6mm 占60%以下)。它们的基本特征是工作件之间互不接触而保有一定间隙。根据碎矿方式、动作原理大致又分为如下四种：

(1)颚式碎矿机(又称老虎口),它是一种古老、应用很广的碎矿设备。粉碎作用是靠动颚板周期性的靠近和离开定颚板,将两颚板间的矿石块压碎(以压碎为主)并排出(靠自重下落），属间断破碎。按照动颚运动特征颚式破碎机又分为简摆式(双肘板)和复摆式(单肘板)两种,如图 2－3所示。

(2) 圆锥碎矿机，属连续碎矿设备。根据给矿和产品粒度，圆锥碎矿机分为旋回圆锥碎矿机和中、细碎圆锥碎矿机。按照破碎腔平行带 B （动锥体和定锥体之间的空隙）长短又分标准型、中间型和短头型圆锥碎矿机（见图 2－4)。

旋回圆锥碎矿机和颚式碎矿机同属粗碎矿设备，但由于圆锥碎矿机连续工作，因此，当给矿性质相同时，其生产能力比颚式碎矿机大得多。标准型和短头型分别用做中碎和细碎设备，而中间型介于两者之间，一般在两段破碎时，作为第二段碎矿设备。

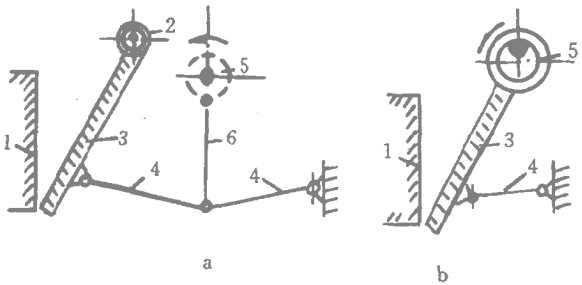


图 2-3　颚式破碎机的主要类型
a. 简摆式　b. 复摆式
1. 定额板　2. 动颚悬挂轴　3. 动颚板
4. 肘板　5. 偏心轴　6. 连杆

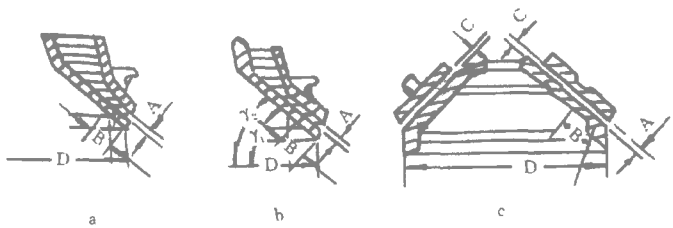


图 2-4　中细碎圆锥碎矿机的破碎腔型式
a. 标准型　b. 中间型　c. 短头型

(3) 冲击式碎矿机，它是利用冲击力“自由”破碎原理来粉碎矿石的，矿石在碎矿机中受到打击板（板锤）和反击板的冲击和矿石之间的多次相互撞击的复杂作用而粉碎。故这种碎矿机破碎比大、效率高，过粉碎少，是一种很有发展前途的碎矿设备。

(4) 辊式碎矿机。矿石从上部给入两个相向旋转的圆辊

（光面或非光面）间，靠物料与辊面摩擦力被卷入破碎腔被辊子压碎，已碎的矿石靠重力从两辊间的间隙处排出。主要用于中硬和脆性物料的中、细碎。

18. 颚式破碎机是如何实现保险和排矿口调节的？

颚式破碎机推力板（又称肘板），除了传递动力使动颚板做前后摆动外，同时还具有安全保险作用，改变其长度还可以起到调节排矿口的作用。

当颚式破碎机破碎腔内进入不可破碎物（如铁球、铁块等）时，为保护设备主要部件不受损坏而采用后推力板作为破碎机保险部件。后推力板一般用铸铁铸成整体，在其中部开一条槽或若干小孔以降低它的断面强度；也可铸成两块，然后用螺钉（或铆钉）连接起来，组成组合推力板。当不可破物进入破碎腔时，设备超负荷，巨大破碎力传给推力板导致推力板折断或组合推力板的螺钉剪断，机器停止工作，起到保险作用。

随着齿板的不断磨损，排矿口逐渐变大，产品不断变粗，为了获得合格的产品粒度，需要定期调整排矿口尺寸。排矿口的调整方法主要有以下两种：

（1）垫片调节，即在后推力板的支承座后面与机架后壁之间放一组垫片，增减垫片数量或改变其厚度，便可达到调节排矿口之目的。此法结构紧凑、调节可靠，大、中型颚式破碎机多用这种调节方法。

（2）楔块调节，是用放在推力板后座与机架之间的两个楔块调节，适宜小型破碎机采用。

19. 怎样利用破碎机典型粒度特性曲线确定排矿口尺寸？

在选矿生产中，为了均衡各破碎段之间的生产负荷，经常需要根据破碎衬板磨损情况和对各段产品的要求，迅速而准确地调节各段破碎机排矿口的大小。在缺乏实际资料情况下，通常多采用各破碎机破碎不同硬度矿石时的典型粒度特性曲线，该曲线是由大量的生产数据平均统计出来的。生产实践证明，同一类破碎机在不同排矿口尺寸下破碎硬度和产状相似的矿石时，其所得产品粒度特性曲线的形状是相似的。为了使用方便，这些曲线横坐标不直接用粒度表示，而是采用相对粒度表示，即

$$\text{相对粒度}\ (Z_i) = \frac{\text{产品粒度}\ d_i}{\text{排矿口宽度}\ e}$$

利用典型粒度特性曲线可很方便地确定破碎排矿口大小。例如图 2-5 表示了颚式破碎机破碎三种不同硬度的矿石时典型粒度特性曲线。若某选矿厂破碎矿石为中硬矿石，生产中要求其产品最大粒度（$d_{最大}$）为 20mm，从图 2-5 的曲线上查得相对最大粒度 $Z_{最大}=$

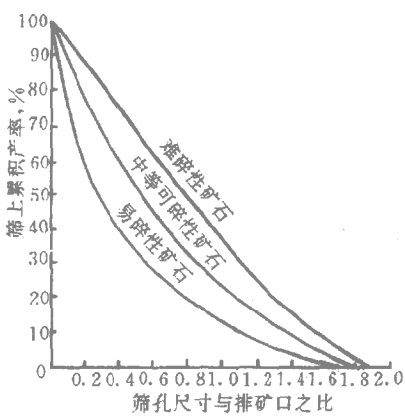


图 2-5　颚式破碎机产品粒度特性曲线

1.6，则排矿口宽度

$$e = \frac{\text{产品最大粒度}\ (d_{最大})}{\text{相对最大粒度}\ (Z_{最大})}$$

$$= \frac{20\text{mm}}{1.6} = 12.5\text{mm}$$

反过来也可根据所确定的排矿口宽度来判断所得破碎产品的最大粒度。例如调整后测得排矿口实际宽度为 15mm，则生产中破碎产品最大粒度为：

$$d_{最大} = Z_{最大} \cdot e = 1.6 \times 15\text{mm} = 24\text{mm}$$

20. 颚式破碎机工作中常出现哪些故障，如何消除？

颚式破碎机属选矿厂广泛采用的、惯性力大、工作条件恶劣的、重负荷工作的粗碎设备。为了保证该设备的正常连续运转，充分发挥设备生产能力，除了正确操作，经常维护和定期检修外，需要准确及时判断并消除工作中可能出现的故 障。

颚式破碎机运转中常见的主要故障归纳如下：

(1) 破碎机空转时，下部出现金属的撞击声。 颚式破碎机空载工作时，下部出现金属撞击声可能由于下面三方面的原因：①破碎机动颚和定颚齿板相互撞击声，是由于排矿口过小造成的应及时调整。②推力板支承中或垫片调节装置中出现撞击声，一般是由于拉杆缓冲弹簧弹性消失或损坏，或弹簧压得不紧造成转动，当动颚板肘板与机体三者结合不紧密，使肘板头与两端支承产生撞击，或调节垫片间互相撞击，应及时紧固压紧螺母直到撞击声消失为止。③还有可能是肘板支承滑块磨损严重或松弛、肘板头部严重磨损，应及时更换。

（2）工作时有金属撞击声、衬板抖动。这种现象多由于破碎腔侧衬板和齿板（动、定）松动，紧固螺丝松动或断裂所致，应及时紧固或更换。

（3）后肘板断裂频繁。后肘板除传递动力外尚靠其强度的不足起保险作用。除了肘板中部强度过低，其强度不足以克服因正常破碎矿石产生的破碎力而损坏外，可能是拉杆弹簧压得过紧，再加上工作时的破碎力使其过载而断裂，可适当调松弹簧。

（4）飞轮回转，破碎机不工作。原因是由于拉杆弹簧和拉杆损坏、拉杆螺帽脱扣使肘板从支承滑块中脱出，也可能是肘板断裂脱落，应重新更换安装。

（5）飞轮显著地摆动，偏心轴回转慢。该故障系属于皮带轮与飞轮键松动或损坏，轮与轴不能同步转动。

（6）破碎产品粒度变粗，是破碎衬板下部严重磨损的结果。应将齿板上下调换或更换新衬板，调整排矿口达到要求的尺寸。

21. 颚式破碎机安装和操作时应注意哪些事项？

为保障破碎机安全连续正常运转，充分发挥设备生产能力，在安装和操作时应注意如下事项：

（1）颚式破碎机属重负荷生产设备，振动大，因此破碎机基础应与厂房平台等建筑物基础隔开；同时，在破碎机架与基础之间采取减振措施（如加橡皮或木质衬垫）。

（2）启动前必须对设备进行全面仔细检查。如齿板磨损情况，排矿口、皮带及拉杆弹簧松紧程度，润滑系统油量，螺丝等，并清除破碎腔残留的大块矿石。

（3）启动破碎机前先开油泵和冷却系统（干油润滑应先加油），待 3～4min，油压、油流正常时，再启动破碎机电机。

（4）颚式破碎机必须空载启动，当空载运转正常后方可启动给矿机，给料量逐渐增加直到满载。

（5）颚式破碎机给矿要均匀，不允许挤满给矿。最大块尺寸不应大于给矿口宽度的 0.85 倍。严防非可破物（如电铲齿、钻头等）进入破碎腔。

（6）正常停车时，应先停止给矿，待破碎腔内矿石全部排出后再停破碎机和皮带机。破碎机停稳后方可停止油泵。如遇事故停车，处理完事故再开车前必须先将破碎腔内积压的矿石清除方准开车。

22. 怎样正确操作中细碎圆锥破碎机？

（1）破碎机按说明书要求安装完后，应进行 7～8h 空运转，正常后再进行 12～16h 负荷试验。负荷试车时回油温度不得超过 50～60℃。

（2）破碎机启动前，应先检查破碎腔内有无矿石卡住；排矿口宽度是否合适；油箱内油量和油温（冬季不低于 20℃）；向水封供水并检查其排水情况（供水不宜过大）。

（3）启动破碎机应先开动油泵和向冷却器供水。油压一般在 0.8～1.5kg/cm^2，冷却回水压比油压低 0.5kg/cm^2。

（4）油泵正常运转 3～5min，回油正常后再启动破碎机，空转 1～2min，一切正常之后方可启动给矿机给矿。

（5）矿石给入量和向破碎腔内分配要均匀，以防止衬板的不均匀磨损影响产品质量，严防矿石从一侧给入破碎腔。

（6）经常检查破碎产品粒度，定期测定和调节排矿口以

保证产品粒度要求。

（7）停车时，先停给矿机，待破碎腔内矿石排净后再停破碎机，最后停油泵。

23. 圆锥破碎机工作时常发生哪些故障，如何排除？

圆锥破碎机工作时出现的故障及排除方法见表 2-2。

表 2-2 圆锥破碎机常见故障与排除方法

序号	故障现象	可能原因	消除方法
1	油泵发热	油稠或油温低	换稀油或加温
2	油泵工作但油压低	①吸油管堵塞 ②油泵齿轮磨损 ③压力表不准	清洗油管、更换油泵或压力表
3	油泵工作正常压力指示正常但无回油	①回油管堵 ②回油管坡度小 ③油黏或温度低	清洗回油管，加大坡度，换稀油，加温
4	油位指示器中无油或油流中断、油压下降	①油管堵 ②油温低 ③油泵工作不正常	清理油管系统 油加温 检查修理油泵
5	回油减少，油箱中油也减少	①破碎机下有漏油处 ②排油沟堵塞油从密封圈中漏出	停机检查，消除漏油 调节给油量，清洗或加深排油沟
6	冷却器不起作用或作用不大	①无冷却水或供水不足 ②冷却系统堵塞	开大水门，正常给水，检查水压表，清洗冷却器

续表

序号	故障现象	可能原因	消除方法
7	回油温度过高（>60℃）	①偏心轴套摩擦面产生有害摩擦 ②轴承工作不正常 ③油沟断面不足、堵塞	停机检修供油、冷却系统摩擦面、清洗干净
8	水中有油，油中有水	①冷却水压超过油压 ②冷却器中个别水管破裂，水渗入油中	使冷却水压低于油压 0.5kg/cm^2，检查冷却器水管接头是否漏水
9	传动轴转动不均匀，声音不正常，皮带轮转动而动锥不动	①圆锥齿轮的齿安装缺陷，运转中传动轴轴向间隙过大而磨损或损坏 ②皮带轮或齿轮键损坏 ③不可破物导致轴折断	停机换齿轮、校正啮合间隙 更换主轴，强化除铁系统
10	破碎机强烈震动，可动锥转速加快	下述原因导致锥形衬套包紧主轴： ①主轴与衬套间无油或不清洁 ②可动锥下沉或球面轴承坏损 ③锥形衬套间隙小	停机检查，找出原因 清洗、加油 修理或更换 调整间隙
11	大块破碎产品增多	可动锥磨损	调小排矿口 更换肘板

续表

序号	故障现象	可能原因	消除方法
12	工作时震动大	弹簧压力不足，细粒和黏性物料多，给矿不均匀，弹簧的弹性不足	压紧或更换弹簧，调整给矿
13	转动时听见劈裂声	衬板（动、定）松弛，螺钉或耳环损坏，衬板不紧而撞击	停机检查修理或更换
14	水封装置中无水	水封给水管不正常	停机找出给水中断之原因

24. 如何计算固定筛的生产能力和确定筛面的尺寸？

在选矿厂固定筛分为固定格筛和条筛。

固定格筛水平安装在粗碎矿仓上部，其作用是控制进入粗碎机的入料粒度，以保证粗碎机的正常工作。格筛筛孔为正方孔，筛孔尺寸 a 应视粗碎机给矿口的宽度而定，其关系是

$$a=(0.8\sim0.85)B$$

其中 B 为粗碎机给矿口宽度。

条筛一般倾斜安装在粗碎和中碎前做预先筛分，将进入破碎机给料中合格矿粒预先筛除以充分发挥破碎机能力。因为其处理的是大块矿石，因此要求这种筛子尺寸要同时满足矿石粒度和生产能力两个要求。其生产能力为

$$Q=Fqa$$

式中 Q——筛子生产能力，t/（h·台）；

F——条筛筛分面积，m^2；

q——按给矿计的 1mm 筛孔宽的固定条筛单位面积处理量，$t/(m^2 \cdot h \cdot mm)$，可参考表 2-3 选取；

a——条筛筛孔宽度，mm。

表 2-3 1mm 筛孔宽的固定筛单位面积处理量 q 值

筛分效率 E（%）	筛孔间隙（mm）						
	25	50	75	100	125	150	200
	$g[t/(m^2 \cdot h \cdot mm)]$						
70～75	0.53	0.51	0.46	0.40	0.37	0.34	0.27
55～60	1.16	1.02	0.92	0.80	0.74	0.68	0.54

固定筛无定型产品，多由生产厂自制。因此多是根据要求的处理量 Q_d，按下式计算要求的筛分面积，

$$F = Q_d / (d \cdot a)$$

符号 F、a 同前，d 为给矿中最大块尺寸。

然后再根据给矿中最大块尺寸 d 和上下设备的规格确定筛子宽度 B。为避免物料堵塞筛面，筛宽应大于 $2.5d$，而筛子长度一般为 $L=(2\sim3)B$，通常 3～6m。最后按确定的最终筛面面积检验筛子的生产能力是否满足要求。

25. 提高筛分效率的途径有哪些？

筛分的目的是希望筛子给料中小于筛孔的粒级全部进入筛下产物，但在工业生产条件下，要达到这一目的是很困难的，而筛上产物中或多或少总含有一些小于筛孔的细粒，为了评价筛分进行的完全程度，引入筛分效率，即指实际得到的筛分产物中与给料中所含小于筛孔的物料质量之比。常用

下式计算：

$$E=\frac{c(a-b)}{a(c-b)}\times 100\%$$

式中 a—给料中小于筛孔尺寸之含量，%；

b—筛上产物中小于筛孔尺寸之含量，%；

c—筛下产物中小于筛孔尺寸之含量，%.

如何提高筛分效率一直是选矿厂破碎车间的重要问题之一。实践证明，提高筛分效率的途径可从如下几方面入手：

（1）采用新型大规格筛子。大型圆振动筛增加了振动力和振幅，使筛板对物料的冲击应力和剪切应力增大以克服矿粒之间的粘着力，也减少了筛面的堵塞，使被筛物料快速完成松散、分层和透筛。由于筛子作业条件的改善，提高了筛分效率。

（2）增加筛分面积。筛分实践证明，减少单位筛面上物料量可改善筛分效率。当筛面上实际物料量为筛子能力的约80%时，筛子筛分效率最高。当用筛子做分级设备时，由于细粒级多，应保证有足够筛分面积和适当加长筛面，使长宽比在2:1以上有利于提高筛分效率。

（3）采用合理的倾角，控制物料在筛面上的流动速度。一般讲，倾角大筛面上物料运动速度快、生产能力大，但效率低。要获得较高筛分效率，物料在筛面上运动速度一般控制在0.6m/s以下，故筛面要保持15°左右的倾角。

（4）采用等厚筛分法。随着筛分过程进行，筛面上物料厚度从给料端到排料端逐渐变薄，造成筛面利用率先紧后松的不合理供料现象，为此可采用不同倾角的折线型筛面，以控制物料在筛面各段有不同的运动速度，使矿流坡式向前流

动，从而提高难筛粒子在排出端的透筛机会。

（5）采用扩大筛孔的多层筛。普通单层筛给料中“难筛粒子”和“阻碍粒子”（大于筛孔粒子）几乎全部从给料端运动到排料端，从而影响了中、细粒物料的分层与透筛。采用从下层到上层筛孔逐渐加大、筛面倾角逐渐减小的多层筛，即对不同粒度的物料用不同倾角和筛孔的筛面，在上层、中层、下层筛面上分别完成物料松散、分层，预筛分和细粒筛分作用，克服筛孔的堵塞，提高筛分效率。

26. 如何利用“等值筛分”工作制提高筛子的生产能力？

工业筛分过程是不平衡的，“易筛粒”通过筛孔快，“难筛粒”通过筛孔慢。由于这种不平衡，利用适当加大筛孔尺寸和降低筛分效率的办法来提高筛子的生产能力，同时又保证其筛下产物质量不变的筛分制度称为“等值筛分”工作制。例如：筛子与短头圆锥破碎机构成闭路破碎中硬矿石时，要求最终产品粒度为 10mm，检查筛分工作制度可采用①筛孔尺寸为 10mm，总筛分效率为 85%；②筛孔尺寸为 12mm，总筛分效率为 65%（通过加大筛面倾角或给矿量）。采用上述两种工作制度得到的筛下产物有着相同（等值）的比表面，即平均粒度是相同的，见表 2－4，也就是说磨矿机在两种制度下处理物料效果是一样的。

由表 2－4 可看出，第二种筛分工作制度，筛下产物中大于 10mm 的矿粒不多，而－2.6～＋0 细粒级却比第一种制度有所增加，而筛子能力由于第二种制度下加大了筛孔而显著增加，还可减少筛子安装台数。

表 2-4　不同筛分制度时筛下产物粒度特性

粒度级别（mm）	级别含量（%）	
	①筛孔 ø10mm，筛分效率 85%	②筛孔 ø12mm，筛分效率 65%
+10	0.0	1.0
−10+2.6	60.6	58.0
−2.6+0	39.4	41.0
合计	100.0	100.0
相对比表面	1.0	1.03

27. 如何选择筛孔形状？

筛孔形状直接影响筛子有效面积，有效面积是指筛子纯筛孔所占面积与筛面几何面积之比，亦称有效筛面。筛子有效面积越大，则单位筛面上的筛孔数目越多，物料透过筛孔的几率就越大，因此其生产能力和筛分效率就越高。在筛分实践中，通常采用的筛孔形状有圆形、正方形和长方形。冲孔筛面的筛孔多为圆形，而编织筛面则有长方孔和正方孔。实践证明，筛孔形状不同的筛面，其有效筛面面积和矿粒透过筛孔的机会也不同。长方形筛孔的筛子有效面积最大，其次为正方形，而圆形筛孔有效面积最小，因此单位筛面面积生产率也按上面顺序依次减小。长方形筛孔的另一优点是筛孔不易堵塞，因矿粒通过筛孔时只需与筛孔三面或两面接触，受到阻力小。但其缺点是易使长条状、片状矿粒透过筛孔，使产品粒度不均匀。

选择筛孔形状最好与物料的形状相吻合。块状物料应采用正方形孔而板状物料应采用长方孔，其筛孔大小与粒度按下式关系确定：

$$d_{最大} = ka$$

式中 $d_{最大}$——筛下产物最大粒度，mm；

a——筛孔尺寸，mm；

k——系数，圆形孔为 0.7，方孔为 0.9，长方孔为 1.2～1.7。

根据被筛物料特性，正确的选择筛孔形状和确定筛孔尺寸，可获得良好的筛分结果。

28. 选矿厂磨矿作业的任务是什么，磨矿产品应满足什么要求？

在选矿厂，磨矿是矿石粉碎过程的继续，是矿石分选前的最后工序。磨矿作业的任务就是要把矿石中的有用组分完全或基本达到单体分离，同时又要尽可能避免过磨，向选别作业提供适宜的（粒度和质量分数）入选矿浆，为更好回收矿石中的有用成分创造条件。

在选矿厂，选别指标的好坏在很大程度上取决于磨矿产品的质量。因此，首先磨矿产品应当在粒度上满足不同选矿方法对入选粒度的要求，以确保获得高质量精矿和有用矿物的充分回收。如果磨矿细度不够，各种矿物粒子彼此未达到充分地单体分离，则选别指标就不会太高；但如磨得过细，产生矿泥，无论哪种选矿方法均不能有效回收。如重选时对小于 30μm 的细粒就难以回收，而浮选的有效回收下限为 3～5μm，同时过磨产生的矿泥，会加大药剂消耗，浮选过程失去选择性，甚至浮选将无法进行，给后续作业（浓缩、过滤）也造成困难。

另外，磨矿产品还必须满足选别作业所要求的质量分

数，各选别作业都有适宜的质量分数范围，质量分数过高过低都不合适。

需要指出，磨矿产品的最佳细度和质量分数是通过选矿试验确定的。

29. 如何表示磨矿效率？

磨矿效率是评价磨矿能量消耗的指标，是每消耗 1 度（1kWh）电能所处理的矿石量。它有以下表示方法：

（1）比能耗，即磨碎单位质量矿石所消耗的能量，用“kWh/t”表示。比能耗越低说明磨矿效率愈高。这种方法有其片面性，未考虑到给矿和磨矿产品的粒度等因素，只能在条件相似的情况下用以比较。

（2）新生单位质量指定级别（－200 目）物料所消耗能量，单位为“kWh/t”（－200 目）。这种方法考虑到了矿石性质和操作因素，可用于细度不同的过程比较。

（3）用实验测得的磨矿功指数 W_i 与实际生产得到的操作功指数 W_{ioc} 的比值表示，即

$$E = \frac{W_i}{W_{ioc}} \times 100\%$$

实际的操作功指数愈低，磨矿效率愈高。所以用这种方法可以比较磨矿回路因给矿粒度、产品粒度、矿石硬度以及操作条件等任一参数发生变化时，所引起磨机工作效果的差异，从而分析磨矿效率不高的原因。

（4）按单位能量生成的表面积表示，即“表面积·t/（Wh）”计。单位功耗的产率比较真实地反映了磨矿机工作情况，故在设计时用以计算和选择设备。

30. 常用的粉磨设备有哪些？

磨矿机一般处理的物料粒度较小，产品也细，可达0.074mm或更细。它是靠夹在介质（钢介质或非金属介质）之间的矿粒，受到冲击和磨剥作用而完成粉碎的。按所得产品细度分为粗磨（1～0.3mm）、细磨（0.1～0.074mm）和超细（微）磨（通常指生产1～10um或更细的粉体物料）。磨矿机按用途及特点大体分为如下类型：

（1）球磨机。筒体是筒型或锥型，用金属球做磨矿介质，按排料方式又分溢流型和格子型。球磨机在选矿厂广泛用来磨细各种矿石。

（2）棒磨机。筒体为长筒型，以金属棒做磨矿介质，由于选择性磨碎作用，产品粒度均匀，多用于重选厂。

（3）砾磨机。无钢介质磨矿，借助于各种尺寸的砾石或硬岩石块磨细矿石。

（4）自磨机。在短筒内矿石靠自身的相互冲击、磨剥而粉碎。矿石即是磨矿介质又是被磨物料。为了改进自磨效果，有时向筒体内加少量（2%～8%）的钢球，称为半自磨。自磨机的粉碎比大，可大大简化粉碎流程。

（5）超细粉碎设备。这类设备目前主要用于非金属矿的深加工，包括机械式和气流冲击式两大类。机械式超细粉碎设备是靠高速旋转的各种粉碎体（锤头、叶片、齿柱等）来碰撞因离心力而分散在粉碎室内壁处的粗矿粒或者赋予这些矿粒以线速度，使颗粒相互发生冲击碰撞。这类设备包括振动磨机、搅拌磨机、悬辊粉碎机（雷蒙磨）、塔式磨机、胶体磨机、离心磨机和高压（挤压）盘磨机等。气流式超细粉

磨设备是利用高压气流（压缩空气或过热蒸汽），使物料相互冲击（碰撞）摩擦及剪切作用实现粉碎的。产品粒度一般可达 1～5μm或更细。这类粉碎机已有扁平式气流粉碎机、循环管式气流粉碎机、喷射磨矿机等。这些粉磨设备主要用于物料的超细磨。

31. 怎样才能正确地选用常规磨矿机？

为了区别于自磨机，通常把需要加金属介质（球或棒）的磨矿机称为常规磨矿机，如球磨机和棒磨机。这些磨矿机各有其特点，如何根据选矿工艺对入选物料粒度的要求和原矿性质按照各种磨矿机的特点，恰如其分地选用磨矿机，对获得较高的磨矿效率和改善选矿经济效果都有重要意义。选矿厂常用的球磨机和棒磨机主要特点和适用范围如下：

（1）格子型球磨机。由于其特有的格子板和扇形室内的提升斗存在，实现了低水平的强迫式排矿，已磨细的矿粒能及时排出，已合格粒子不致于在球磨机中停留过久，故过粉碎现象轻，磨矿速度快，效率高。

由于磨矿机内矿浆面低、矿料少，再加上格子板的“隔离”作用，一方面可采用较高的介质充填率，增加装球量，并可配入适量小球，另一方面球被提升到一定高度后，相对低的矿浆面，球有较大的下落高度，因此，介质球的冲击作用较强，对矿料破碎作用大，磨矿效果好。

由于排料速度快，矿料滞留时间短，磨碎的矿石能较快地从磨机内排入分级机分级进入后续作业，以便磨机补充更多的原矿石，同时密度大的粒子不致在磨矿机内聚集，从而减少了过粉碎，提高了生产率。与同规格溢流型相比，生产

率高出 10%～25% 。该种磨机适用于一段粗磨或两段磨矿中的第一段磨矿，还可用来磨易粉碎和较软的矿石。

（2）溢流型球磨机。该磨机排矿是靠因排料端中空轴径稍大于给料端中空轴径，造成磨矿机内矿浆面向排料端有一定倾斜度。当矿浆面高度高于排料口内径最低母线时，矿浆便溢流排出磨机。这是非强迫的高料位排矿，排料速度慢，故矿料在机内滞留时间长，介质的有效作用也较低，因此溢流型球磨机过磨严重，处理量也比同样规格的格子型低。一般适用于细磨或两段磨矿中第二段磨矿。

（3）棒磨机。棒磨机内的介质是钢棒，故水平落下后与矿料面线接触，有选择性粉碎作用，即按粒度从大块到小块依次粉碎，因此过磨轻，磨矿产物粒度均匀，适合于粗磨或要求磨矿产物过粉碎轻的重选厂。

32. 磨矿机格子板起什么作用，对格子孔有何要求？

格子板是格子型磨矿机的特有部件，它与中心衬板、簸箕衬板一起组成排矿格。其主要作用：

（1）实现磨矿机的强迫排矿（低水平排矿），矿料周转快，过磨轻，有利于提高磨矿机能力。

（2）起筛分作用，阻止大块矿料和磨碎的介质排出。格子板的格子孔应满足排料通畅、不易堵塞的要求。格子孔的排列有多种方式：①同心排列，如图 2－6a 所示，矿浆顺格子流动，格子孔磨损严重，矿浆易回流。 ②幅射排列，如图 2－6c所示，矿粒在通过格子板瞬间受离心力作用，顺孔向外移动，容易造成堵塞。③倾斜排列，如图 2－6b 所示，这种排列方式克服了同心和幅射排列的缺点，得到广泛采用。

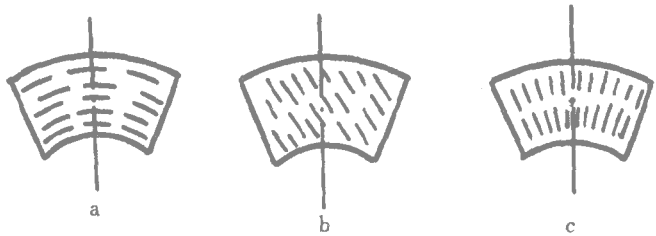


图 2-6　格板孔的排列方式

格子衬板的格子孔宽度向排矿方向逐渐扩大（梯形），可防止矿浆的倒流和大块矿粒的堵塞。

33. 如何确定最适宜的磨矿机给矿粒度？

磨矿机给矿粒度的大小对磨矿机生产率、能耗影响很大。在指定磨矿细度下，给矿粒度愈细、磨矿机生产能力愈高，处理单位矿石的能耗愈低。研究表明，给矿粒度和磨矿机处理量有如下关系：

$$K=\frac{Q_2}{Q_1}=\left(\frac{d_1}{d_2}\right)^{1/4}$$

式中　K——产量提高系数；

d_1，d_2——磨矿机给矿粒度，mm；

Q_1，Q_2——磨矿机产量，t/h。

比如某磨矿机的给矿粒度由 20mm 降到 15mm 时，用上式计算

$$K=\left(\frac{20}{15}\right)^{1/4}=1.075$$

即磨矿机产量提高 7.5%。因此在生产中应尽可能给磨矿机

提供细粒物料。

但是，在选矿厂，磨矿作业的给矿就是破碎作业的最终产品，减小磨矿机给矿粒度就意味着破碎作业要生产出更细的产品，势必加大破碎作业的总破碎比，流程变得复杂，费用增加。反之，增加入磨粒度，碎矿费用虽低，但磨矿费用就增高，因此，在确定磨矿机给矿粒度时应综合考虑，使碎矿与磨矿的总费用最低。图 2－7 定性地表示了碎矿和磨矿费用与碎矿产物粒度的关系。图中曲线 3 的最低点所对应的粒度即是磨矿机的适宜给矿粒度。

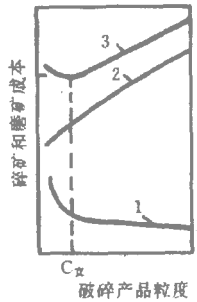


图 2－7　碎矿和磨矿成本与碎矿产物粒度的关系

1. 碎矿成本　2. 磨矿成本
3. 碎矿和磨矿综合成本

通常在确定适宜磨矿机给矿粒度时，主要考虑到选矿厂的规模，同时考虑到破碎作业所采用的设备性能及破碎流程类型等因素。表 3－5 列出不同规模选矿厂适宜的磨矿给矿粒度。

应当指出，由于常规的碎磨流程中，碎矿能耗小而磨矿能耗高，且碎矿效率都高于磨矿，因此生产中在条件许可情况下，应尽量给磨矿机提供细的入磨物料，充分发挥破碎作业的作用来提高磨矿机的处理能力，这就是所谓的“多碎少磨”。

表 2－5　球磨机给矿粒度

选矿厂规模（t/d）	500	1000	2500	4000
入磨粒度（mm）	10～15	6～12	5～10	4～8

34. 如何计算磨矿机利用系数？

磨矿机利用系数是衡量磨矿机工作好坏的重要指标之一，它是指单位时间内，磨矿机单位有效容积的生产能力，有两种表示法：

(1) 按原矿计的利用系数 q，t/（m^3h）。这种表示方法在一定程度上消除了因磨矿机规格对生产能力的影响，可以比较各选矿厂磨矿机的工作效率。

(2) 按新生指定级别（-200 目）计的利用系数 q，t/（m^3h）。

按原矿计的利用系数，仅考虑了磨机大小的影响，只有在给矿和产品粒度相近的条件下采用。而按新生指定级别表示的利用系数，则考虑到了给矿和产品粒度的不同。

[例] 已知某选矿厂有 ø2700mm×3600mm 格子型球磨机（有效容积为 17.7m^3）一台，入磨粒度为 12—0（-200 目含量占 10%），要求的磨矿产品的细度为 -200 目占 70%，工作 24h 处理矿石 600t，其利用系数是多少？

按原矿计 $q=\dfrac{600}{24\times17.7}\approx1.41$t/（$m^3$h）

按新生指定级别（-200 目）

$$q=\frac{600\times(0.70-0.10)}{24\times17.7}\approx0.85\text{t/（}m^3\text{h）}$$

35. 如何调节与控制磨矿的质量分数和细度？

磨矿质量分数是指磨矿机内的矿浆质量分数。磨矿细度是指磨矿机排料中指定级别的含量。磨矿质量分数和磨矿细度是相互联系、相互影响的，生产操作中主要靠磨矿给矿水

（后水）调节来控制。

开路磨矿时，影响磨矿质量分数的因素有原矿的性质（主要是粒度组成）、给矿量和给矿水。影响磨矿细度的因素除原矿粒度组成外还有磨矿质量分数和加球制度等。当原矿性质变化时，如果粗粒增加，给矿量不变应减少后水，提高磨矿质量分数来保证磨矿细度，若细粒增加应加大后水，适当增加给矿量，以减少过粉碎。在保持矿石性质和介质条件不变的条件下，在一定范围内一般磨矿细度随着磨矿质量分数增加而增高，反之则细度降低。总之是通过调节给水量来调节磨矿质量分数，进而控制磨矿细度。

闭路磨矿时，情况变得比较复杂，增加了一个返砂量的因素。给水一定时，原给矿和返砂的增加都将使磨矿质量分数提高，反之则降低。而磨矿细度除受返砂量影响外，也受分级效率影响。返砂量大时，全给矿粒度组成改变，细粒级量增加，磨矿速度快，应适当降低磨矿质量分数，增加排矿速度以减少过粉碎。返砂量减少而原矿较粗时，应减少后水来提高磨矿质量分数。

36. 什么叫球磨机“胀肚”，其有何危害？

稳定工作状态下的球磨机，进入磨矿机的物料量应与从磨矿机排出的相等。由于某种原因（如返砂量变大、原矿量变大等）使给入磨矿机物料量变大，超过了磨矿机本身允许的最大通过能力而排不出来，在磨矿机内逐渐积累，使磨机失去磨矿作用，这种现象称为磨矿机的“胀肚”。

磨矿机“胀肚”的危害主要有两个方面，一是“胀肚”不但使磨矿失去对矿石的磨碎作用，或磨碎能力降低，破坏

了磨矿的稳定工作，而且处理“胀肚”也将给后续作业（选别）造成给矿质量分数和细度的波动，影响了选别作业的正常进行。另外，严重“胀肚”会导致磨矿机的损坏。比如，溢流型磨矿机“胀肚”严重时，大块矿石和钢球会从进料口和排料口吐出，即所谓“前吐后拉”。格子型球磨机则有大量夹带着矿块和钢球的矿浆从进料口倒出。特别是闭路磨矿时，上两种磨矿机都会使大量钢球和矿块进入返砂箱内，导致大块矿石和钢球与勺式给矿器强烈撞击，损坏给矿器和返砂箱，造成勺头脱落或给矿器与中空轴联接螺钉变形或剪断，破坏了给矿器与中空轴的同心度等，严重时导致球磨机振动或跳动，轴承和齿轮会因受冲击载荷而损坏。因此，磨矿机操作中一定要增强责任心，防止“胀肚”发生。应当把磨矿机严重“胀肚”看作是操作事故。

37. 如何及时判断球磨机将出现“胀肚”?

磨矿过程中进出磨矿机物料的平衡失调，出现“胀肚”，不是突然发生的，而是有一个发生、发展到恶化的过程，且在这一过程中伴随有各种不正常现象发生，要增强责任心，及时发现并进行相应调整，将“胀肚”消除在轻微阶段。可以从下面几种现象来判断“胀肚”的发生：

（1）观察电流。正常工作中的磨矿机显示其主电机电流大小的电流表指针始终在一个较小的范围内摆动，表明电流变化很小。一旦有“胀肚”要发生，则由于磨机内物料量增加，有效空间被大量物料占据，因而介质活动范围小，用以提升介质的有用功下降，而且磨机载荷（介质、矿石）的重心升高，即偏离磨机中心的距离缩小，偏心产生的阻力矩减

小，克服阻力矩所需功率下降，磨矿机总能耗减少，则电流表反映出的电流读数降低。胀肚越严重，电流下降越多，当磨矿机“胀肚”时刻则下降到最低点。因此，操作工一旦发现电流逐渐下降，应及时调整，防止事故发生。

（2）听声音。磨矿机工作时发出的声音主要来源于传动机构本身和发自筒体内介质一矿石一衬板之间的相互撞击，筒体内发出的撞击声强弱随磨机物料量的不同而变化。当失去平衡要胀肚时，磨机被高质量分数料浆充满，介质与矿石及衬板的冲击作用被黏稠矿浆减弱，声音逐渐沉闷，严重“胀肚”时，筒体内声音几乎消失，只听到其他方面发出的嗡嗡声。因此，从磨机工作时的声音强弱变化，便可发现磨机胀肚。

（3）测质量分数、看排矿。正常工作的磨矿机排矿质量分数及排出量应基本稳定不变，但要胀肚时，质量分数开始升高，排矿量也大，粒度变粗，出现“前吐”、“后拉”。严重时因质量分数过大，流动性差则排不出来，完全“胀死”时则停止排矿。因此，从磨矿机排矿质量分数、粒度和排出量的变化，也可以发现胀肚。

38. 磨矿机出现胀肚时应如何处理？

尽管由于磨矿流程、胀肚性质和原因不同，处理胀肚的方法也不一样，但是不管什么原因首先都要停止给矿，然后针对不同的情况进行必要的处理。

对于开路磨矿，停止给矿后只要适当增加给矿水（后水），将矿料从磨矿机内慢慢排出，胀肚即可消除恢复正常。

对于闭路磨矿，由于给矿是两部分组成，即原给矿和分

级机返砂，仅停止原给矿，由于返砂还不断给入磨矿机仍不利于消除胀肚现象，因此应尽快减少返砂量，其具体做法是：

关闭前水（磨矿机排矿补加水）增加后水，减少给入分级机槽内水量，以提高分级质量分数，大量矿料由溢流排出从而降低返砂量。由于加大了给矿水，可使磨机内矿料质量分数降低，增加流动性，加速物料的排出。人们把这种方法总结为一句顺口溜：“ 前水闭、后水加，提高浓度（分级浓度）降返砂 ”。有时为了尽快降低返砂量，可暂时把分级机螺旋提起，使返砂物料“ 暂存 ”分级槽内，使胀肚消除快些，当磨机恢复正常后再慢慢放下（注意：切勿过快以免大量“ 暂存 ”在槽内的矿砂使分级机过载）。

当严重胀肚时，即“ 胀死 ”时，可用高压水由进料口或排料口射入磨矿机，以松动和稀释机内物料，排出一部分后再加大后水加速排出。

对于一些由筛子构成闭路磨矿的流程，一般都设有事故池，胀肚严重时可将粗矿暂存事故池，恢复正常后泵回再磨。

较严重胀肚（如发生“ 前吐 ”“ 后拉 ”）时，处理完恢复正常后，应停止磨矿机，进行必要检查：勺头是否脱落或松动；给矿器是否松动；螺丝是否有剪断及磨矿机其他部件是否损伤。

39. 磨矿机在什么情况下操作会导致磨机“ 胀肚”?

按胀肚性质磨机胀肚可分为干式胀肚和湿式胀肚两种。不论何种胀肚，其原因除矿石性质（硬度）、补加球制度外，

主要是操作不当造成的。如：

（1）给矿量过大。无论采用哪种磨矿方式，要想获得稳定的磨矿过程必须遵守物料的进出平衡原则：磨矿机全给矿量（$Q_{给}$，包括原给矿量 $Q_{原}$ 和返矿量 $Q_{返}$）等于排矿量（$Q_{排}$），即 $Q_{给}=Q_{原}+Q_{返}=Q_{排}$。任何一个有效容积为 V 的磨矿机，其允许的最大全给矿（即最大通过能力）是一定的，即

$$Q_{给}=Q_{原}+Q_{返}=Q_{原}+Q_{原}c=Q_{原}(1+c)=qV$$

$$或\ q=\frac{Q_{原}(1+c)}{V}$$

式中 q——磨矿机按原矿计最大利用系数（输送能力），$t/(m^3 h)$；

c——返砂比（$c=Q_{返}/Q_{原}$）；

V——磨矿机有效容积，m^3；

$Q_{原}$——按原矿计磨矿机生产率，t/h。

也就是说，在一定条件下磨矿机的通过能力（Vq）即 $Q_{排}$ 是一个常数。因此要保持磨矿机稳定生产而不胀肚的必要条件是 $Q_{原}(1+c)\leqslant Q_{排}$，破坏这一平衡条件，磨矿机工作便出现失调现象——“胀肚”。

（2）给矿粒度变粗。当稳定工作的磨矿机，其给矿的粒度组成发生变化，粗级别含量增高时，如不及时调节给矿量，将会破坏磨矿机的这种稳定而引起胀肚。因为粗粒磨到指定细度需要在机内有较长的滞留时间，若不及时降低给入量，磨机内粗粒会越积越多，直到引起胀肚。

（3）返砂量过大。闭路磨矿时，不合格粗粒会不断从分级机分出返回磨矿机再磨（返回的粗粒级称为返砂）。尽管

在一定范围内，适当增加返砂有利于磨矿机能力的增加，但由于操作不当等原因，当返砂量过大时，便破坏了 $Q_{排}=Q_{原}(1+c)$ 的平衡关系，此时 $Q_{排}<Q_{原}(1+c)$，从而导致开始胀肚。

（4）补加水量变化。在磨矿——分级回路中，补加水分“前水”（磨机排矿冲洗水）和“后水”（返砂冲洗水和磨机给矿水）。“前水”的变化将导致分级溢流细度和返砂量变化，进而影响磨机全给矿量变化，而“后水”直接影响磨矿质量分数。因此，某种原因（水压降低、水管堵塞等）使补加水量减少，会使磨矿质量分数过高而排不出来，也会造成磨机“胀肚”。

总之，磨矿操作人员一定要认真负责，勤观测及时调整，使磨矿机均匀稳定运转。

40. 装球制度不合理为何会引起磨矿机“胀肚”?

所谓装球制度，包括装球的数量（充填率）、球的级配（球的大小和各级球比例）、球质量以及在生产中为保持平衡球的合理补加（补加数量、补加球的大小和配比）等。

除了操作不当是引起磨矿机胀肚的主要原因外，装球制度不合理也是造成磨机胀肚的重要因素。

（1）介质球的配比不合理。合理的配比应当与被磨物料的粒度组成相适应，才能有足够的冲击、挤压和研磨作用。如因各种原因配比失调，小球多而大球少，击碎粗矿粒冲击力不足，不能使粗粒及时变小，造成大块矿粒积累；而小球少大球多，虽然冲击力加强了，但由于在一定充填率下，大球多而总球数减少，对矿块打击次数减少、磨剥作用减弱，

都可导致磨碎效果不佳，矿粒不能及时被磨细而排出，发生胀肚。

（2）磨矿机内未按时补加球，充填率低。要使磨矿机有较好的磨矿效果，必须在磨矿机内保持适宜的料球比。在生产中不能及时补加足够量的球来补充磨矿过程的消耗，使磨矿机内球量减少（充填率不足），结果导致球少料多，粉碎物料所需介质能量不足，磨矿机内给入的物料不能及时粉碎而排出磨矿机，在磨矿机内逐渐积累而造成胀肚。

（3）球的质量差。球的质量主要是指球的密度和耐冲击与磨剥性。若密度小，对矿石的冲击力小，能量不足，粉碎效果不好。若硬度低则磨剥力小，性脆而不耐冲击，在磨矿机内产生许多碎球，不但本身磨碎作用差，还会影响其他球的正常作用，降低对矿石粉碎作用而引起磨矿机胀肚。

因此，采用优质介质球和合理装球制度，是保证磨矿机稳定高效工作的重要因素，应引起足够重视。

41. 如何测定磨矿机的装球量？

在有介质（球或棒等）磨矿作业中，介质是将电能转化为对矿石的打击动能，使之粉碎的媒介。要获得良好的磨矿效果，必须有足够量的介质，才能将足够多的能量传递给被磨矿石。对于新安装或大修后的磨矿机，都存在装球多少的问题。磨矿机的装球量常用充填率表示。所谓充填率（$\varnothing$）是指在磨矿机内介质的体积（$V_{球}$）（包括空隙在内）与磨矿机有效容积（$V_{机}$）之比

$$\varnothing = V_{球} / V_{机} \times 100\%$$

介质占的体积

$$V_{球} = W/\delta$$

式中 W——磨矿机加入的介质总质量，t；

δ——介质的堆密度，t/m^3，以球为例，铸铁球 $\delta = 4.0 \sim 4.3$ 铸钢球 $\delta = 4.35 \sim 4.65$；锻钢球 $\delta = 4.50 \sim 4.80$ ；铸铁棒球 $\delta = 4.9$；轧钢球 $\delta = 6.0 \sim 6.5$。

加入球的总质量

$$W = V_{机}\varnothing\delta = \frac{\pi}{4}D^2L\varnothing\delta$$

式中 D——磨矿机有效内直径，m；

L——磨矿机有效内长度，m。

理论分析和实践得出，当磨矿机规格（长度、直径）及转速一定时，在 $\varnothing < 50\%$ 的范围内，磨矿机生产能力随着 $\varnothing$ 提高而提高。一般球磨机为 $\varnothing = 40\% \sim 50\%$（格子型取高值，溢流型取低值），棒磨机 $\varnothing = 35\% \sim 45\%$。对于现场正在运转中的磨矿机，可采用停车实测法：

停车清理矿石后，首先测出介质表面到筒体最高点的垂直距离，如图 2-8 所示，便可计算出介质表面到筒体中心的距离 b，$b = a - \frac{D}{2}$，mm，其中 D 为筒体内径，mm。根据下式计算出实际充填率：

$$\varnothing = \left(50 - 127\frac{b}{D}\right) \times 100\%$$

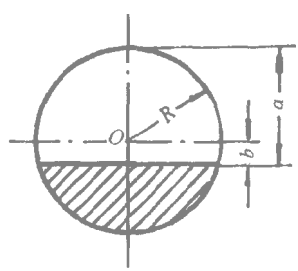


图 2-8 球的充填率计算图

42. 怎样选择球磨机内装入球的大小？

球磨机装入球的球径大小取决于许多因素，如被磨物料粒度、硬度、密度；球磨机直径、转速；球的密度；矿浆质量分数等等，但实际生产中主要依据磨机内被磨物料的粒度组成而定。磨矿机的给料是由若干种大小不同的粒子组成的。实践证明，在处理硬度大或粗粒矿石时，需较大的冲击力，应当加入大些尺寸的球；当矿石较软，入磨粒度较小而要求较细的磨矿时，应以研磨为主，可加入较小尺寸的球。当然选择球径还与磨矿机直径和转速有关，直径大转速高的磨机，球径可小些。总之，大块矿石需大球冲击，小块矿石需小球研磨。尽管人们提出了不少矿块大小与需加球径之间的关系式，但由于磨矿过程是一个复杂过程，各公式都有其局限性，偏差较大，其中最基本的公式为：

$$D = i\sqrt[3]{d}$$

对于中等硬度矿石，试验求得 $i = 28$，所以

$$D = 28\sqrt[3]{d}$$

式中 D——应加入球的直径，mm；

d——被磨物料粒度，mm。

我国广大选矿工作者，经过多年生产实践，总结出了给矿粒度和适宜球径之间的经验关系公式：

$$D = 43.9\sqrt[3]{d} \qquad (2-1)$$

式中符号与前同。

根据我国多年的生产实践，有关人员对中硬或较硬矿石总结出了球径与给矿粒度之间的对应关系见表 2-6，这一关系得到广泛采用。

表 2-6　给矿粒度和适宜球径的关系

球径(mm)	120	100	90	80	70	60	50	40
给矿粒度(mm)	12～18	10～12	8～10	6～8	4～6	2～4	1～2	0.3～1.0

43. 不同球径的装入球应如何配比？

球径的合理配比，含意有两个方面，一要确定装哪几种直径的球，二是要确定各种直径的球各占多大比例，其实际质量是多少。从理论上讲，为了取得良好的磨矿效果，应当保证磨矿机内各种球的质量比例与被磨物料的粒度组成相适应。我国生产现场的球磨机都装有多种不同尺寸的球来处理具有大小不同粒度的混合物料。

对于新建选厂，由于缺少实际资料，多参照类似选矿厂实际加球比例进行，生产过程中做适当调整。

对于生产中的选矿厂磨矿机配球的做法可归纳如下：

(1) 先取磨矿机全给矿样（一般分别取新给矿和返砂样，然后按比例配样）进行筛析，分成若干粒级，如分成 18～12，12～10，10～8，8～6 等，称重各粒级，算出各粒级质量百分比（产率），如 r_{18-12}，r_{12-10}，……等；

(2) 用各级别粒度上限（如 18、12、10、8…… 等）或上、下限平均值（如 15、11、9、7……等）参照表 2-6 或利用公式（2-1）确定各粒级需要加入的球的直径，如 D_{18}、D_{12}……

(3) 根据各种尺寸的球的质量比例与入磨物料粒度组成相适应的原则，确定各种尺寸的球占加球总质量的百分比，相应为 $r'_{D18}=r_{18—12}$、$r'_{D12}=r_{12—10}$、$r'_{D10}=r_{10—8}$、$r'_{D8}=$

r_{8-6}……

（4）将计算结果进行适当调整。由于实际配球时，过小的球不配入，只是选配几种球，因此计算出的小直径球，可按比例分配到较大球中，重新确定各级球的质量百分比，r_{D18}，r_{D12}，r_{D10}……

（5）计算各级球实际质量，步骤如下：

①按公式计算出球的总质量 G：

$$G=\frac{\pi}{4}D^2L\varnothing\delta$$

式中 G——球的总质量，t；

D——球磨机筒体内径，m；

L——球磨机筒体有效长度，m；

$\varnothing$——介质充填率，%；

δ——球的堆密度，t/m^3。

②依调整后的各级球比例计算出各级球的质量分别为 $G_{D18}=G\cdot r_{D18}$，$G_{D12}=G\cdot r_{D12}$，$G_{D10}=G\cdot r_{D10}$，$G_{D8}=G\cdot r_{D8}$……

〔例〕某选厂对 $\varnothing$1500mm×3000mm 湿式格子型球磨机装球，确定充填率为 $\varnothing=50\%$，选用铸钢球 $\delta=4.5t/m^3$，磨矿机处理为中硬矿石。

1）磨矿机全给矿筛析结果见表 2-7。

表 2-7 全给矿筛析结果

粒级（mm）	产率（%）	粒级（mm）	产率（%）
18～12	$r_{18-12}=20$	6～4	$r_{6-4}=5$
12～10	$r_{12-10}=40$	4～2	$r_{4-2}=4$
10～8	$r_{10-8}=15$	2～1	$r_{2-1}=4$
8～6	$r_{8-6}=8$	1～0	$r_{1-0}=4$

2）按各级上限计算应配的球径，并取整，见表 2-8。

表 2-8 应配球径尺寸

粒级（mm）	球径（mm）	粒级（mm）	球径（mm）
18～12	$D_{18}=120$	6～4	$D_6=70$
12～10	$D_{12}=100$	4～2	$D_4=60$
10～8	$D_{10}=90$	2～1	$D_2=50$
8～6	$D_8=80$	1～0	$D_1=40$

3）各种球的质量百分比见表 2-9。

表 2-9 各种球的质量百分比

球径（mm）	质量比例（%）	球径（mm）	质量比例（%）
120	20	70	5
100	40	60	4
90	15	50	4
80	8	40	4

若确定只加 120、100、80、60 四种球，可将 90、70、50、40 球的比例适当调整到其他球中，本例调整后结果见表 2-10。

表 2-10 调整后各种球的质量百分比

球径（mm）	质量比例（%）	球径（mm）	质量比例（%）
120	30	80	13
100	45	60	12

4）计算加入球的总质量 G：

$$G=\frac{\pi}{4}D^2L\varnothing\delta$$

$$=\frac{\pi}{4}\times 1.5^2\times 3\times 0.5\times 4.5$$

$$=11.928(\mathrm{t})$$

5）计算各种球分别应加入质量

$$G_{120}=G\cdot r_{120}=11.928\times0.3=3.58\ (t)$$

$$G_{100}=G\cdot r_{100}=11.928\times0.45=5.37\ (t)$$

$$G_{80}=G\cdot r_{80}=11.928\times0.13=1.55\ (t)$$

$$G_{60}=G\cdot r_{60}=11.928\times0.12=1.43\ (t)$$

6）根据计算结果，称重装球。

44. 磨矿机的球耗是怎样计算出来的？

磨矿机球耗是选矿成本的重要构成之一。较准确地确定磨矿时球耗，并进行及时补加，对维持磨矿机获得良好磨矿效果相当重要。所谓磨矿球耗通常是指在磨碎矿石过程中，因机械磨损和化学浸蚀结果损失在磨矿产品中而无法回收的那部分球，而清出的碎球，只可以作为废钢回收，因此应视为磨矿消耗的球。球耗通常用 kg/t （原矿）表示。

$$\text{球耗}=\frac{\text{最初加球量}+\text{平时补加量}-\text{清出的好球（可重新利用）量}}{\text{处理的矿石量}}\ (\text{kg/t})$$

〔例〕某选厂 ø1500mm×3000mm 球磨机最初装球为 10t，3 个月后停车检修共处理矿石为 5000t，将机内全部球清理，筛出可重新利用的球 9.5t；三个月内共补加了 6t 球，则该选厂磨机球耗为

$$\text{球耗}=\frac{10+6-9.5}{5000}=1.3\ (\text{kg/t})$$

为了维持球磨机内球荷平衡，正常运行中应按每磨 1t 矿石补加 1.3kg 球。至于加多大的球，各加多少，由于球的磨损是一复杂的过程，通常生产中简单地补加一种或两种较大球，而把小球看成是大球磨得的。由于各厂矿石性质、磨

矿条件、球的材质等都不同，故应按本厂情况，尽力做到合理补加，不亏不胀，确保磨矿机处于良好的工作状态。

45. 分级的目的是什么，怎样合理地选择分级设备？

在粉碎过程中，矿粒尺寸的由大变小不是同时发生的，而是逐渐完成的。在粉碎的每一阶段，总是有一部分合乎要求的细粒产生出来。在磨矿过程中，为了及时分出合格细粒，防止过粉碎，提高磨机生产率，需要有分级设备来完成。合格粒子从分级溢流（筛子为筛下产物）送入选别作业，粗粒则返回磨机再磨。因此，在磨矿作业中分级起着重要作用。

当前在选矿厂常用 的分级设备有：螺旋分级机、水力旋流器和细筛。

（1）螺旋分级机。这种分级机是按不同大小的矿粒在水介质中的沉降速度差异来分级的。由于其构造简单、工作稳定、操作方便，在选矿厂得到广泛应用。螺旋分级机按螺旋在水槽中的位置和溢流面的高低分高堰式、沉没式和低堰式。高堰式适合分出大于0.15mm粒级的溢流，故多用于第一段磨矿，而沉没式适于分出小于0.15mm粒级产品，多在第二段磨矿中与磨机组成闭路。

（2）水力旋流器。水力旋流器是利用离心力来加速矿粒沉降的分级设备，它需要压力给矿，故消耗动力大，但占地面积小、价格便宜，处理量大，分级效率高，可获得很细的溢流产品，多用于第二段闭路磨矿中的分级设备。

（3）细筛。由于螺旋分级机和水力旋流器是按矿粒在水介质中沉降速度不同分级的，故易产生有用矿物在沉砂中的

反富集，造成有用矿物的过粉碎。而细筛是完全按矿粒的几何尺寸分级，几乎不受密度的影响且分级效率也高，故近些年来，细筛在磨矿循环中作分级设备日益受到重视。

46. 如何调节和控制分级质量分数、分级溢流质量分数和细度？

在磨矿机与螺旋分级机构成的闭路循环中，分级溢流质量分数和细度是磨矿产品的质量量度，它对后续的分选作业指标具有相当重要影响。而分级溢流质量分数和细度又都取决于分级质量分数（分级机槽体内矿浆质量分数），分级质量分数增加时，溢流质量分数也增高、细度则降低，返砂量却因大量粗砂难以沉下去进入溢流流出而减少；当分级质量分数低时则相反。因此当溢流粒度粗、细度低时，应补加磨矿前水，降低分级质量分数；溢流过细时则应减少前水提高分级质量分数。

总之，磨矿分级过程是靠补加水（前水、后水）调节质量分数来达到控制细度之目的。生产中，一般把后水固定在一个适当数量，只用前水进行调节。

47. 怎样理解磨矿机操作过程中的“高浓度、大返砂、均给矿”？

在磨矿机操作中有这么一句顺口溜：高浓度、大返砂、均给矿，应当正确理解这一说法。

质量分数（矿浆质量分数）系矿浆中矿石质量（干重）与矿浆总质量（矿石＋水）的百分比，这里质量分数是指磨矿机内的矿浆质量分数（磨矿质量分数）。磨矿质量分数是

影响磨矿机生产率的重要因素，它决定着磨矿介质与被磨物料间的摩擦力，矿浆流动性和介质的有效密度（介质与矿浆密度差）。在磨矿机操作中，一般采用较高的磨矿质量分数，这样介质表面可附上一层矿浆，从而增强对磨矿有利的研磨作用。同时，排矿中单位体积矿石量多，故排矿量大。但矿浆质量分数过高，由于矿浆密度增加，磨介有效密度和活动能力、打击效果都会减弱，同时质量分数高，黏度大，流动性变差，总排矿量减少，反而会导致磨矿机生产率降低，甚至易出现“胀肚”。因此，“高浓度”是指在一定范围内适当提高磨矿质量分数，这有利于提高磨矿效果。

返砂是指闭路磨矿时，由分级机返回磨矿机再磨的粗粒级。返矿的量往往要几倍于原给矿量。返砂量与原矿给矿量的比值称为返砂比。实践证明，返砂比的大小，将直接影响磨矿机生产率。较大的返砂比，由于使磨矿机全给矿量增加，从而加大了磨机排料速度，物料在磨矿机中滞留时间缩短，循环加快。另外，返砂虽然是粗粒矿砂，但毕竟比原矿细，因此磨机全给矿粒度组成变细，综合结果有利于提高磨机生产率。图 2－9 表示了返砂比与磨矿机相对生产率的关系。它表明，在一定范围内（如 100％～500％之间）随返砂比提高，磨矿机生产率随着提高，当达到一定值时，生产率提高幅度很小，磨机全给矿接近最大通过能力，易引起球磨胀肚。因此，应当把返砂比保持稳定，接近一恒定值。

均给矿，这里主要有两个方面的含意：一是给矿速度（单位时间内给入磨矿机矿量）均恒，二是给矿粒度组成均匀。为了提高磨矿效率，给矿量应连续、均匀、稳定在一个较高的水平。时多时少将使磨矿机内质量分数频繁波动，不

利于磨矿过程。磨矿给料在料仓内往往出现粒度偏析——中间细，周围粗（特别是“单点”卸料）易造成给料组成不均匀，若不能按粒度及时调整操作，会出现“胀肚”。因此料仓应尽量采用多点排料给矿。

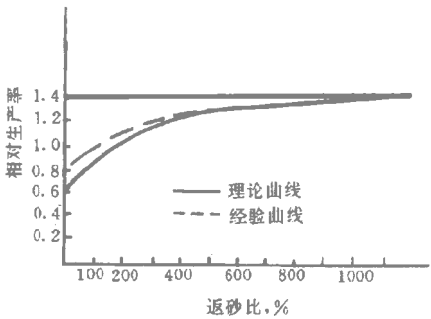


图 2-9　返砂比与相对生产率关系

48. 如何测定闭路磨矿中循环负荷？

闭路磨矿时，由分级分出需返回磨矿机再磨的粗粒级称为循环负荷（或返砂），其大小可用两种方法表示，即绝对量（t/h）和相对量（返砂质量与原给矿质量之比，称返砂比或循环负荷系数）。由于循环负荷是否适宜将直接影响到磨矿作业的指标，应当定期测定。常用的测定方法有如下两种：

(1) 筛析法。筛析法测定循环负荷是分别从分级机给矿（磨矿机排矿）、返砂和溢流同时取代表性样品筛分分析，得到三产物中某计算级别（如 -0.074mm ）的百分含量（产率），然后根据该计算级别在分级作业中的进出平衡原则，

按下式计算：

$$C=\frac{\beta-\alpha}{\alpha-\upsilon}100\%$$

式中 α、β、υ 分别为分级给矿中、溢流中和返砂中计算级别（如 $-0.074mm$）产率，%。

（2）质量分数法。由于筛析法测循环负荷需要取样、筛析，周期较长。在生产中可采用质量分数法进行快速测定。该法是分别从分级给矿、返砂、溢流取样，测定三产物的质量分数（可利用质量分数壶）。而后按下式计算：

$$C=\frac{R_c-R_f}{R_f-R_x}100\%$$

式中 R_f、R_c、R_x 分别为分级机给矿、溢流和返砂三种产物的质量分数或液固比。

49. 如何组织磨矿机的试车？

对于新安装或大修后的磨矿机，在投入生产使用前都要进行试车。磨矿机的试车一般分三个阶段：

（1）试车前的准备。主要是检查电动机及电器、各部螺丝紧固情况；检查润滑、密封等措施是否完好并进行盘车；检查是否有异常现象。

（2）空载试车。经盘车无异常现象后，可空载（无介质和物料）启动并连续运行 $8\sim16h$ 以达到如下要求：①润滑部位正常无漏油；②磨矿机主轴承温度不超过 $50℃$；③运转平稳无异常声音；④各部件无松动现象。

（3）负荷试车，分两阶段进行：①半负荷试车：介质充填率 $\phi=25\%\sim30\%$，给入适当数量的料及水（不连续）运

转 8～10h。②全负荷试车：在半负荷试车检查一切正常后，将介质加足，适当增加矿量，满负荷运行 10～20h，最后达到如下要求：运转平稳无异常声音；主电机电流在允许范围内波动；温度在允许温升以下；各部润滑正常；主轴承温度低于 60℃；各部无漏矿、漏水、漏油现象。

50. 磨矿机组启动和停车应遵循什么原则？

磨矿机在选矿厂属大型设备之一，要使磨矿机具有良好的磨矿效果，较高的运转率，在磨矿机组（包括磨矿机、分级机、润滑系统和给矿机等）开停车时，应严格按操作规程办事，严防重大设备事故发生，一般应注意如下事项：

（1）设备启动前要对磨矿机及所属设备进行全面、详细检查，排除一切可能影响开车的故障等。

（2）开车时，按物料流向从后向前（自下而上）逐个设备启动，即油泵→分级机→磨矿机→皮带机→给矿机。严禁多台设备同时启动；计划停车时要从前向后（自上而下）即给矿机→皮带机→磨矿机→分级机→油泵停车。

（3）开动每个设备要有一定间隔，全部设备开动完毕正常稳定运转后方可给料（如油泵工作正常后再启动磨矿机，待磨矿机运转 2～3min 后再开始给矿）。

（4）磨矿机停车在 4h 以上，开车前一般要进行盘车 2～3 转，以松动粘结的矿泥和介质。

（5）正常停车（计划停车）应在空负荷下进行，尽可能把设备内物料排净（比如磨矿机应在停止给矿后 15～20min 再停车），为下次开车创造条件。

（6）在不给料情况下磨机运转时间不宜过长，通常少于

20min，以免消耗钢球和损伤衬板。

51. 何谓“事故停车”，什么情况下进行磨矿机组的事故停车？

选矿厂磨矿机组的停车，除了计划停车（正常运转下的有计划停车）外，常常需事故停车。所谓事故停车是指由于润滑系统、供电系统或设备本身有了故障，而又不能在运行条件下排除，必须立即停止运转的停车。一般在下列情况之一时，可立即事故停车：

（1）给料器和料箱碰撞发生巨响或勺头脱落；

（2）磨矿机衬板螺丝断，衬板脱落；

（3）传动齿轮打齿，发出较大的周期性响声；

（4）润滑系统不正常，如突然断油，但轴承未过热；油量小又查不出原因；

（5）地脚螺栓断，磨矿机振动大；

（6）电机、减速机、轴承急剧升温，温度高于 80℃；

（7）电机、电器出现火花、冒烟或有异常声响，较长时间不能自行消失；

（8）螺旋分级机大轴断，或主轴不转；

（9）供电系统电器出现故障不能带电排除时。

事故停车后要立即停止给矿、给水，停止分级机并将螺旋提起，所有电器开关打在停止状态。

52. 磨矿机组运转中的检查与维护包括哪些内容？

在磨矿机组的运行过程中，机组操作者应对设备和生产指标负责。因此为保证磨矿过程的正常进行，操作者需要对

磨矿机及其附属设施、工作指标及其产物质量等不断进行检查、维护与调整。检查维护的主要内容有：

(1) 设备及其附属设施的检查。 ①磨矿机检查：a. 注意检查各部螺丝松动，特别是衬板螺钉的松动、拉断，造成漏浆；b. 检查返砂勺头的磨损情况； c. 注意磨矿机的排料跑粗或吐球。②供油系统检查：a. 经常检查油压是否正常，应保持在 1.5～2.0kg/cm^2；b. 检查油量及油温，油温不得超过 30℃；c. 检查主轴颈油流分布是否均匀； d. 油的黏度和清洁度。③电机电器检查。主要检查电机温度，其温升不超过允许的数值。④分级设备检查： a. 检查螺旋分级机叶片是否脱落，转动是否平稳； b. 旋流器给矿压力是否稳定，是否有磨漏或堵塞现象。

(2) 磨矿负荷的检查。磨矿机组的负荷包括原给矿量和返砂量。保证磨矿负荷的均恒、稳定是取得良好磨矿效果的重要条件。①给矿量要保持均恒稳定，定期检测给矿量；②随时观察给矿粒度变化，及时调节，尽可能做到料仓多点卸料。③勤看返砂和补水情况，做到原给矿、返砂和溢流的进出平衡。④注意电机电流和磨矿机声响变化，据此判断磨机负荷情况，把“胀肚”消除在初始阶段。

(3) 磨矿分级产品质量检查。磨矿产品的质量主要是指分级溢流的质量分数和细度，这两项指标直接影响后续分选作业的好坏，要勤测定，勤观察，勤摸试，勤调整。

总之，操作者在工作期间，要做到勤走动、勤检查、勤测试（摸试）、勤调整、勤观察，注意声音变化，确保磨矿机组处于最佳工作状态，获得良好的磨矿效果。

53. 什么是“自磨”，自磨磨矿有什么特点？

所谓“自磨”与其他磨矿方式根本区别是不用金属介质，而是借助矿石在转动的磨机筒体内自身的相互冲击、磨剥作用完成粉碎过程的。矿石在磨机内即是被磨物料，又是磨矿介质。

自磨磨矿技术的应用是粉体工艺的一次重大革命，自磨磨矿的主要特点有：

（1）自磨磨矿粉碎比大，可大大简化流程，减少设备。

（2）自磨磨矿省去或减少了金属消耗，有利于降低磨矿成本。

（3）自磨磨矿具有选择性磨矿作用，因此其产品的工艺特性好，过粉碎轻，有利于后续的分选过程。

（4）自磨磨矿由于省去了金属介质，矿石即是被磨物料，同时又起磨矿介质作用，因此磨矿效果对矿石性质（硬度、粒度组成）变化反应敏感，给生产控制造成一定困难。

54. 何谓“顽石”，顽石处理方法有哪几种？

所谓“顽石”（亦称临界粒子），系在自磨磨矿时，由于入磨矿石中，中粗粒级数量少，易在自磨机内形成一种作为磨矿介质太轻，而作为磨矿产物又不能通过格子孔排出来的30～50mm粒级的矿块。这些矿块（顽石）在磨矿机内逐渐积累，占据磨矿机容积，导致自磨机产量下降，单位功耗增加和产生过粉碎现象。

消除或防止磨机内顽石积累的措施主要有以下三种：

（1）开“砾石窗”，将临界粒子从机体内引出来，可做

砾磨机砾介或单独处理。

（2）采用半自磨磨矿，即向自磨机内加入充填率为5%～8%的大钢球（球径100～150mm），以补充作为介质的大块的能量不足和研磨“临界粒子”。

（3）采用新的流程，即将自磨开路磨矿，将排料筒筛筛上物料引出，经细碎和球磨粉碎后与筛下产物合并处理，这就是所谓的A（自磨）、B（球磨）、C（破碎）自磨流程。

第三章　重力选矿

55. 什么是重选，有哪些特点和应用？

重选就是根据矿物的密度或粒度不同而分离矿物的选矿方法，主要应用有：①金、铂等贵金属的选别；②钨、锡矿石的选别；③在处理含有稀有金属元素的矿物的砂矿中应用很普遍，如含有锆、钛矿物的海滨砂矿的分选；④赤铁矿、褐铁矿的选别；⑤锰矿的选别；⑥选煤厂分离煤和矸石；⑦一些非金属矿物与脉石的分离，如石棉、云母、高岭土、海泡石和金刚石等的选别；⑧对于那些主要以浮选法处理的铜、铅、锌等有色金属矿石，用重选法进行预先富集，也是常用的方法；⑨重选中按粒度分选的过程如分级、脱泥等，几乎在所有选矿厂都是不可缺少的作业。

重选法具有设备结构简单，作业成本低廉的特点，故在条件适宜时均可采用。

56. 根据作用原理不同重选分成哪几类作业？

根据作用原理及所用设备的不同，重选分为以下六类作业：

（1）重介质选矿。重选必须在介质中进行，所用介质有空气、水、重液或重悬浮液，其中最常用的是水，用空气时

称为风力选矿，用密度大于水的重液或重悬浮液时则称为重介质选矿。重介质选矿是一种严格按矿物密度分选的方法。

(2) 分级。碎散物料在空气或水中沉降时，不同粒度和形状的颗粒由于所受介质阻力不同而具有不同的沉降速度，此时可按粒度分离，这种重选作业叫做分级。

(3) 洗矿。当矿石被黏土胶结而干扰后续作业时采用洗矿，它是借助水流冲力和机械力使黏土与矿块脱离的作业。

(4) 跳汰选矿。利用周期性垂直变速介质流，使矿粒群反复松散、密集并按密度分层的重选过程称为跳汰选矿。

(5) 摇床选矿。利用摇床面不对称往复运动产生的惯性力和水流冲洗作用，使位于床面上的粒群松散分层和运搬分带，从而实现分选的作业。

(6) 溜槽选矿。是借助于斜槽中流动的水流进行选矿的方法。

57. 各重选设备的入选粒度范围是多少？

各种重选设备的入选粒度范围如表 3-1 所示。

表 3-1 重选设备的入选粒度范围

设备分类	设备名称	适宜的入选粒度范围(mm)	设备分类	设备名称	适宜的入选粒度范围(mm)
跳汰机	隔膜跳汰机	25~0.5	溜槽	粗粒溜槽	10~1
	梯形跳汰机	18~0.074		矿泥溜槽	0.074~0
摇床	矿砂摇床	3~0.074		皮带溜槽	-0.074
	矿泥摇床	0.074~0.037		扇形溜槽	3~0.038

续表

设备分类	设备名称	适宜的入选粒度范围（mm）	设备分类	设备名称	适宜的入选粒度范围（mm）
溜槽	圆锥选矿机	3～0.15	分级机	高堰式螺旋分级机	分级粒度大于0.15
	螺旋选矿机	2～0.074		沉浸式螺旋分级机	分级粒度小于0.15
	螺旋溜槽	0.2～0		水力旋流器	
	离心选矿机	0.074～0.01	风力分级		1.5～0.005
洗矿机	水力洗矿筛	－300	重介质选矿	深槽式圆锥型重悬浮液选矿机	－30＋10
	圆筒洗矿机	－100		浅槽式鼓型重悬浮液分选机	－40＋12
	槽式洗矿机	－50		重介质振动溜槽	－25＋6
分级机	云锡式分级箱	－1.0		重介质旋流器	－20＋3
	机械搅拌式分级机	3～0.074			
	分泥斗	－2.0			
	水力分离机	－2.0			
	倾斜板浓缩箱	－2.0			

58. 怎样判断两种矿物重选分离的难易程度？

重选是根据矿物密度不同进行矿物分离的，重选必须在介质中进行。因此矿物的密度、介质的密度是影响重选过程的最重要的因素。两种矿物重选分离的难易程度可粗略地用下式判断：

$$E=\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho}$$

式中 δ_1、δ_2 和 ρ 分别为轻矿物、重矿物和介质的密度。

E 称为重选可选性判断准则，E 值越大，越易分离。习惯上把 E 值分成如表 3-2 所示的几种等级。

表 3-2　根据 E 值判断重选分离的难易程度

E 值	$E>2.5$	$2.5>E>1.75$	$1.75>E>1.5$	$1.5>E>1.25$	$E<1.25$
重选分离难易程度	极容易	容易	中等	困难	极困难

以分离金属与非金属矿物为例，金属矿物的密度一般大于 4.6，非金属矿物的密度一般小于 2.8，当在水介质（$\rho=1$）中分离它们时，则：

$$E=\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho}=\frac{4.6-1}{2.8-1}=2.0$$

可见容易分离。

由 E 式可以看出，对于两种特定的矿物，即 δ_1、δ_2 值一定时，介质的密度 ρ 值越大，E 值也越大，分离也变得越容易。例如，当 $\rho=1.8$ 时，分离金属与非金属矿物，则

$$E=\frac{\delta_2-\rho}{\delta_1-\rho}=\frac{4.6-1.8}{2.8-1.8}=2.8>2.5$$

此时分离极容易。

当然，矿物颗粒的粒度、形状、介质的运动状态等也都是重选过程的重要影响因素，因此用 E 值作为准则判断重选分离的难易程度只是初步的、粗略的。

59 自由沉降、干涉沉降、沉降末速、等降颗粒和等降比各是如何定义的？

单个矿粒在广阔的介质空间中的独自沉降叫自由沉降，个别矿粒在粒群中的沉降称为干涉沉降。在自由沉降过程中，矿粒只受到本身重力、介质浮力和阻力的作用而不受其他因素影响。而在干涉沉降过程中，个别矿粒除受到本身重力、介质浮力和阻力的作用之外，还会受到其他矿粒的摩擦、碰撞以及悬浮体的作用，从而改变个别矿粒的沉降速度和运动轨迹。可见，干涉沉降过程比自由沉降复杂得多。重选实践中所有沉降均为干涉沉降，但当粒群中颗粒之间的距离较大，也就是固体容积质量分数（矿粒所占的总体积与悬浮体总容积之比）很小时（一般小于 3%），矿粒之间的干涉作用变得很弱，此时可视为自由沉降。

矿粒在静止的介质中沉降时，将受到三个力的作用：矿粒本身的重力、介质对矿粒的浮力和阻力。其中重力和介质浮力与矿粒的沉降速度无关，而介质阻力正比于矿粒沉降速度。矿粒从静止状态开始沉降，介质阻力由零逐渐增大。但起初向下的重力大于向上的介质浮力和阻力，故矿粒首先做加速运动，随着沉降速度的增大，介质阻力也逐渐增大，到三个力平衡时，加速度减为零，沉降速度达最大值，此后的沉降速度就恒定在这个速度值，这一速度称为自由沉降末速。

在自由沉降中，矿粒的沉降末速同时与颗粒的密度、粒度和形状有关。在同一种介质内沉降时，密度、粒度和形状不相同的颗粒在特定条件下可以有相同的沉降末速，具有相同沉降末速的这些不同颗粒称为等降颗粒。显然，等降颗粒中存

在有小密度的大颗粒（设其粒度为 d_1)和大密度的小颗粒(设其粒度为 d_2),d_1 与 d_2 之比叫做等降比(用 e_0 表示),即

$$e_0 = \frac{d_1}{d_2}$$

60. 水力分级的基本原理是什么，在选矿中有哪些应用，常用设备有哪些？

水力分级是根据矿粒在水中沉降速度不同而将宽级别的颗粒群分成两个或多个较窄级别的过程。在水力分级过程中，水介质大致有三种运动形式：垂直的、接近水平的和回转的运动。在垂直水流运动中，水流往往是逆着颗粒的沉降方向而向上运动，不同粒度的颗粒沉降速度和运动方向不同，沉降速度小于上升水流速度的细粒向上运动，最终成为“溢流”；沉降速度大于上升水流速度的粗粒向下沉降，最终成为沉砂或底流，从而实现了分级；在接近水平流动的水流中进行分级时，矿粒在水平方向的运动速度约等于水流速度，而在垂直方向则因粒度不同而有不同的沉降速度，粗粒因沉降速度大而沉至槽底部成为沉砂，细粒则随水流流出槽外成为溢流，实现了分级；在回转水流运动中，颗粒是按径向的运动速度差分离的，粗粒所受离心力大而分布在外层，细粒则受到水流较大的向心力而分布在内层，实现分级。

水力分级在选矿中是应用极广的作业，主要应用有：

(1) 在磨矿作业中应用水力分级及时分出合格细粒，控制产品细度并减少过磨。

(2) 在某些要求窄粒级入选的重选作业之前，对入选物料进行分级。

（3）对物料进行脱泥、脱水。

（4）对微细物料进行水力分析，测定物料粒度组成。

常用的分级设备有：

（1）在磨矿回路中，常用的分级设备是机械分级机（现在主要是螺旋分级机）和水力旋流器。

（2）在重选作业前的分级准备作业中，常用分级箱、机械搅拌式水力分级机、水冲箱等。

（3）脱泥脱水作业中常用分泥斗、水力分离机、倾斜板浓密箱等。

（4）水力分析中常用连续水析器（或称旋流水析器）。

61. 选择和使用螺旋分级机时应注意些什么？

螺旋分级机是磨矿回路中常用的分级设备，其型号分为高堰式、低堰式和沉没式。现在，低堰式已淘汰不用，高堰式用于粗磨产品的分级，沉没式用于细磨矿浆的分级。

选择螺旋分级机时除了要通过计算使其生产能力能够满足生产的要求之外，还要注意螺旋的旋转方向与球磨机的转向应互相配套，其配套方式如图 3-1 所示。

使用螺旋分级机时应注意以下几点：

（1）较长时间停车时应把螺旋提起，开车后再渐渐放下。

（2）为防止球磨机排出的大粒矿石进入分级机在槽内堆积而卡住螺旋或加快螺旋叶片磨损，应在磨机排矿端装上筒筛（筛内有螺旋片，把大块由筛端口推出而不会进入螺旋分级机）。

（3）要注意观察螺旋片有无脱落，螺旋旋转是否平稳，

如果叶片脱落要及时修复，防止螺旋磨坏。如果螺旋运转不同心，那么下轴头轴承可能已磨坏。

（4）要注意观察分级机溢流质量分数和返砂量的变化，以便及时调整。

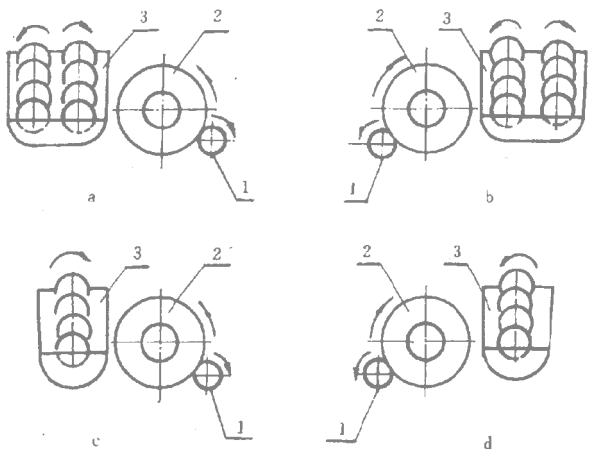


图3－1　磨机转向与螺旋转向的匹配
a、b. 双螺旋分级机与左旋磨机和右旋磨机的配置
c. 右旋单螺旋分级机与左旋磨机的配置
d. 左旋单螺旋分级机与右旋磨机的配置
1. 传动齿轮　2. 磨机　3. 螺旋分级机

62. 水力旋流器的构造和工作原理如何，在选矿中有哪些应用？

水力旋流器的构造如图3－2所示。其下部是一圆锥形壳体2，上部连接一圆柱形壳体1，圆柱壳体上口封死，中

间有一层底板，底板中央插入一短管溢流管 5，在底板下部沿圆柱壳面的切线方向连接有给矿管 3，在底板之上沿壳体切线方向连接有溢流排出管 6，锥体最下端有可更换的沉砂嘴 4。水力旋流器多用耐磨铸铁制造，为减低壳体内壁的磨损速度，还常用灰绿岩铸石、耐磨橡胶等耐磨材料做衬里。

水力旋流器的规格以圆柱体的直径表示。圆锥的锥角可以不同，一般最小为 10°、最大为 45°。

水力旋流器的工作原理：矿浆在压力作用下经给矿管沿柱体切线方向进入壳体，在壳内做回转运动，矿浆中的粗颗粒（或密度大的颗粒）因受到较大的离心力而进入回转流的外围，并同时随矿浆流向下流动，最终由底部沉砂嘴排出成

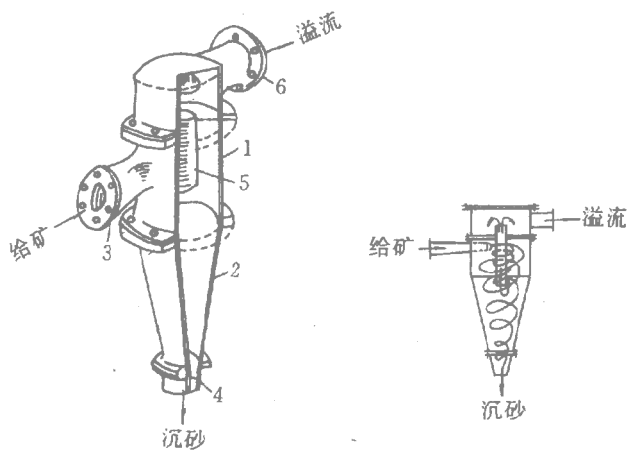


图 3-2　水力旋流器的构造及工作原理示意图

1. 圆柱体壳　2. 圆锥体壳　3. 给矿管口
4. 沉砂排出嘴　5. 溢流管　6 溢流排出管口

为沉砂；细颗粒所受离心力较小，处于回转流中心并随液流向上运动，最后由溢流管排出成为溢流。

水力旋流器在选矿中主要用于：①在磨矿回路中作为分级设备，尤其是作为细磨的分级设备。②对矿浆进行脱泥、浓缩。③重介质旋流器是常见的重介质分选设备。

63. 如何选择水力旋流器？

选择水力旋流器的依据有：①要求处理的矿浆体积 Q（m^3/h）；②分级粒度（或溢流最大粒度） d（mm）.

首先，根据 Q 和 d 确定旋流器的直径 D。一般溢流较粗和生产能力较大时，选用大规格的旋流器，反之采用小规格旋流器。当要求的生产能力很大而溢流又很细时，可采用小规格的旋流器相并联组成旋流器组。选择旋流器直径 D，可参考表 3－3。

表 3－3 水力旋流器直径 D 与生产能力 Q 和分离粒度 d 的关系

旋流器直径 D（mm）	平均生产能力 Q（m^3/h）	溢流最大粒度 d（mm）	备　注
50	1.5～3.5	0～0.050	给矿压力 $P=9.8\times10^4$Pa
75	2.5～7.5	0.010～0.060	
125	7.5～15	0.013～0.080	
150	12～20	0.019～0.095	
200	18～30	0.027～0.124	
250	25～50	0.032～0.125	
300	45～65	0.037～0.150	
350	60～90	0.044～0.180	
500	90～180	0.052～0.240	
700	200～400	0.074～0.340	
1000	350～600	0.074～0.400	

其次，据已确定的旋流器直径（D），选择其结构参数：溢流管直径（$d_{溢}$）、沉砂口径($d_{沉}$）、给矿口径($d_{给}$)、圆柱体高度（H)、溢流管插入深度（h)、锥角（α)，可按以下顺序计算：

$$d_{溢}=(0.2\sim0.4)D$$

$$d_{沉}=(0.2\sim0.7)d_{溢}$$

$$d_{给}=(0.4\sim1.0)d_{溢}$$

$$H=(0.7\sim1.6)D$$

$$h=(0.5\sim0.8)H$$

$$\alpha=10^{\circ}\sim45^{\circ}$$

（粗粒分级时取大值，细粒分级取小值）。

选择以上参数时结合水力旋流器产品目录中所列技术规格，最终确定旋流器的尺寸。

64 使用旋流器应掌握哪些要点？

第一，根据分离粒度和处理的矿浆量，选择好旋流器的结构参数（各部尺寸），具体方法已在上题中述及。

第二，选择适当的旋流器给矿方式。给矿有三种方式：①借高差自流给矿，如图 3－3a 所示。②稳压箱给矿，如图 3－3b 所示。③砂泵直接给矿，如图 3－3c 所示。第一种给矿方式要求有较大的高差（一般在 5m 以上），地形条件不允许时难以实现；第二种给矿的优点是压力稳定，但缺点是管路多，矿浆回流大，经济效果较差；第三种给矿管路少，经济效果好，但给矿压力波动较大。目前多用第三种给矿方式（即所谓动压给矿）。

第三，稳定旋流器的给矿压力。因为给矿压力直接影响旋流器的处理量和分级粒度，给矿压力越大，矿浆流速越

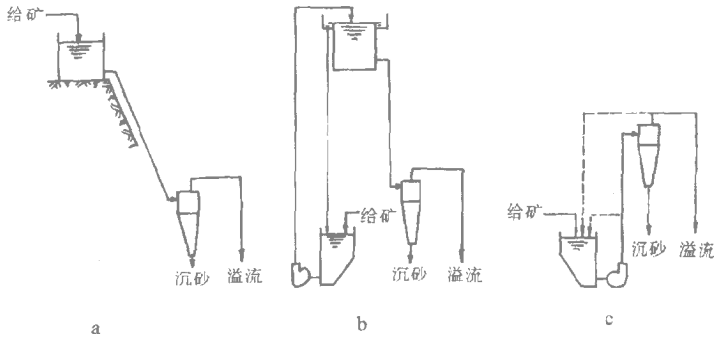


图 3－3　水力旋流器的三种给矿方式

a. 借高差自流给矿　　b. 稳压箱给矿　　c. 砂泵直接给矿

高，旋流器的处理量就越大，同时矿浆在旋流器中旋转速度和离心力也越大，分级粒度也越细。确定分级粒度以后，就要求一定的压力与之相适应，压力过大则沉砂中混入的细粒增多，压力过小则溢流中混入的粗粒增多，这都会降低分级效率。

采用砂泵直接给矿时，所选砂泵的扬程（指有效扬程）和流量比旋流器的正常给矿稍大即可。如果砂泵能力过大，砂泵会喘气，此时可在砂泵扬出管上装一支管，引一部分矿浆短路流回泵池，或引回一部分旋流器的溢流入泵池，如图 3－3c 的虚线所示。

砂泵给矿时，应在旋流器给矿管上安装压力表，使操作人员能及时掌握旋流器的工作情况和砂泵的磨损情况。砂泵池容积要大些，使泵池能起缓冲作用。砂泵最好用衬胶的。

旋流器的给矿压力可通过调整给矿管上的闸门的开启程度来进行调节。

第四，注意旋流器沉砂口直径的变化。沉砂口增大时，则沉砂量增大，质量分数降低，沉砂中细粒增多，溢流量减小，溢流变细；反之，当沉砂口减小，则沉砂质量分数增高，溢流中粗粒增多，溢流量增大。沉砂口的变化可根据沉砂喷出时的喷射角来判断，喷射角一般在 40°～70°。如果沉砂呈绳状排出，说明沉砂口小，此时沉砂质量分数最高；如果沉砂呈伞状喷出，说明沉砂口大，此时沉砂质量分数最低。

沉砂口是最易磨损的，因此常用衬胶或衬其他耐磨材料的方法减缓磨损。各种沉砂嘴都有一定的寿命，到时需更换新嘴。

如果沉砂口的大小需经常调节，则可选用可换套嘴式旋流器或带有可调沉砂口大小装置的旋流器。

第五，给矿质量分数要适当。质量分数大小直接影响产品的质量分数和粒度。原矿质量分数太低时，分级效率高但干矿处理量下降；给矿质量分数太高时，矿浆的黏度增大，分级效率下降。一般分级粒度越细，给矿质量分数应越低。

第六，旋流器给矿要用筛子隔除草渣、木屑等杂物，防止堵塞。对小直径的旋流器，除渣尤其重要。除渣筛孔尺寸约为沉砂口直径的 1/5～1/6。

65. 水力旋流器与其他分级设备相比有哪些优缺点？

水力旋流器与其他分级设备相比有如下优点：

（1）分级粒度细。因旋流器主要利用离心力进行分级，离心力可比重力大许多倍，因此，分级的粒度下限降低，可达 5μm。现在细粒分级多采用水力旋流器。

（2）分级效率较高，尤其分级粒度很细时（如0.037mm）分级效率明显高于其他分级设备。

（3）构造简单，无运转部件，易于制造。

（4）占地面积小，在处理能力相同时，水力旋流器占地面积约为螺旋分级机的1/30～1/50。

水力旋流器的缺点有以下几点：

（1）动力消耗大。旋流器给矿所用砂泵耗电量较大，约为其他分级设备的5～8倍。

（2）设备磨损快。尤其是进料口和沉沙口周围磨损最快，需经常更换。

（3）给矿压力、给矿质量分数和给矿粒度的波动，对旋流器的工作指标影响较敏感。

66. 跳汰选矿的分选过程和原理是怎样的，跳汰机分哪几类，有哪些应用？

跳汰选矿是在跳汰机中进行的。各类跳汰机的基本构造都是相似的，它的选别过程是在跳汰室中进行的。跳汰室中层有筛板，从筛板下周期地给入垂直交变水流，矿石给到筛板之上，形成一个密集的物料层，称作床层，水流穿过筛板和床层。在水流上升期间，床层被抬起松散开来，轻矿物随水流上升较快，重矿物则上升较慢；而当水流下降时，轻矿物下落较慢，重矿物则下落较快。这样重矿物趋向底层，轻矿物则位于上层。随着水流继续下降，床层松散度减小，粗颗粒的运动受到阻碍。以后床层越来越紧密，只有细小的矿粒可以穿过间隙向下运动，称作“钻隙运动”。下降水流停止，分层作用亦停止，这是一个周期。然后水流又开始上

升，开始第二周期。如此循环不已，最后密度大的矿粒集中到了底层，密度小的矿粒位于上层，完成了按密度分层的过程，如图 3－4 所示。用特殊的排矿装置分别接出后，即可得到不同密度的产物。以上就是跳汰选矿的分选过程和原理。

跳汰机分为水力跳汰机和风力跳汰机，风力跳汰机用得很少。

根据结构和水流运动方式不同，水力跳汰机可分为以下五种：活塞式；隔膜式；无活塞式；水力鼓动式；动筛式。

跳汰机适用于处理粗中粒矿石，粒度上限为 50mm，下限为 0.2～0.074mm，最好为 18～2mm。常用于选煤，选钨、锡和金矿石，也可以用于选铁、锰矿石和某些非金属矿石。

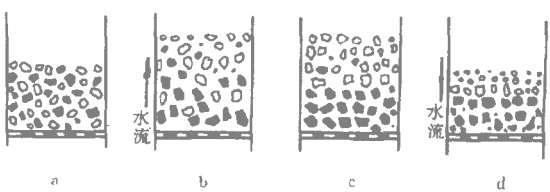


图 3－4　矿粒在跳汰时的分层过程

（图中黑色颗粒表示重矿物）

a. 分层前颗粒混杂堆积　b. 上升水流将床层抬起　c. 颗粒在水中沉降分层　d. 水流下降，床层密集，重矿物进入底层

67. 隔膜跳汰机的操作要点有哪些？

隔膜跳汰机是常用的跳汰机，在操作时要掌握以下要点：

（1）冲程和冲次。冲程长度必须具有冲起整个矿层的能力，同时冲次要足够，否则就会失去跳汰作用，二者应有适当的组合。一般地，当给矿量大、床层厚或原矿粒度粗或密度大时，应采用较大冲程和较小冲次；当给矿粒度小、床层薄时，则应采用较小的冲程和较大的冲次。

（2）给矿水和筛下补加水。给矿水与给矿质量分数有关，给矿质量分数高则多加水，给矿质量分数低则少加水。但一般要求尽量少用水，过大的送矿水不但使耗水量增大，还会使矿石借水流作用通过跳汰机，造成分选时间缩短，会影响分选效果。

筛下补加水的作用是补充调整床层的松散度并减小吸入作用的强度。当处理窄级别物料时，需要提高床层松散度，不需要吸入作用，此时应多加筛下水；当处理宽级别物料时，需加强吸入作用，应少加或不加筛下水。

补加水量要适当，如水量不足会使精矿产率增加，但品位会降低；如水量过多，会使金属损失增加。正常操作时，补加水量不应该超过隔膜上升时从跳汰区吸出的水量。

（3）床层厚度和人工床层。筛上排料的跳汰选矿形成“自然床层”，即由精矿本身形成的床层，该床层厚度的控制要根据原矿的性质和对产品指标的要求来决定。当原矿中轻重矿物的密度差较大时，为加快分层速度、提高生产率，应使床层薄些；当原矿中轻重矿物密度差较小时或要求得到高质量的精矿时，就要使床层厚些。另外，处理粗粒的床层要比处理细粒的床层厚些。床层的厚度是通过增减给矿速度来控制，给矿速度增加时床层会变厚，反之床层变薄。

处理细粒物料时，因物料粒度小于筛孔，必须铺设“人

工床层”，才能实现跳汰过程。细粒精矿穿过人工床层缝隙再透过筛孔排出，称为透筛排料。人工床石的密度、粒度、形状及床层厚度对重产物的排出速度和质量有重要影响，如果床石密度过大，则要额外地加强上升水的推进力，结果会使上层矿砂发生沸腾现象，破坏分层作用；如果密度太小，则易被水流冲乱或冲走，失去床层的作用。一般人工床石的密度应接近或略小于重矿物的密度，人工床石的粒度一般为筛孔的 1.5～2 倍或最大给矿粒度的 3～6倍。粗而均匀的床石一般用于最后室的筛子上，以减少尾砂中的金属损失。人工床层的厚度也是根据原矿的性质和对精矿的要求来确定的，如果是难选的矿石或产品品位要求很高时，床层就要厚些；相反，对于容易选别的矿石或对精矿品位要求较低时，采用薄的床层。

（4）给矿及给矿量。给矿要尽量均匀，即数量均匀、品位均匀和进入跳汰机时分布得均匀。给矿槽的坡度不宜太大，以免在物料进入跳汰机时产生强大的冲力而影响选分效果。

给矿量在一定范围内增加时，对选别指标无大影响，但给矿量过大时，分选指标会明显下降。

（5）筛板落差。为使矿石向机尾流动，各室的筛板高度是依次降低的，矿流速度的大小由筛板落差来决定，落差愈大，矿石颗粒移动速度愈快，分选时间愈短。因此，可选性好的矿石筛板落差可大些，难选矿石则筛板落差应小些。

（6）排矿。当采用“中心管排料法”排出筛上重产物时，内外筒直径比例要适当，外套筒底缘与筛板的间隙也要适当，这样才能均匀连续地排出精矿。

68. 摇床的基本构造、选分过程和工作原理是怎样的？

摇床是一种应用广泛的选矿设备。它的基本构造分为床面、床头和机架三个主要部分。

（1）床面，多用木料制成，呈斜长方形或菱形，大致水平地支撑在架子上，其横向和纵向坡度均可调节，床面沿纵向钉有许多平行的床条（称来复条）或刻有沟槽，矿砂就是在床面上进行选别的。

（2）床头，是驱动床面进行往复摇动的机构，床头由电机带动。

（3）机架，是支撑床面的架子，床面可在架子上往复摇动，床面纵向和横向坡度可通过机架相关部件进行调节。

摇床的选分过程如下：开动机器并在洗涤水槽通过清水，清水流过整个床面并由床面低边呈帘状滴下时，给矿槽内连续均匀地给入矿浆，矿泥因悬浮随横向水流直接流下，矿砂中的轻重矿物在床面摇动和水流共同作用下在床面上产生扇形分带，如图 3－5 所示。密度大的矿物由精矿端排出，密度小的矿物由尾矿端落下。两者之间为中矿，再使用产品分割板，把不同产品各自收集起来。这就是摇床的分选过程。

摇床的工作原理：摇床分选是在床面和横向水流的共同作用下实现的，床面上床条或刻槽是纵向的，与水流方向近于垂直，水流横向流过时在沟槽内形成涡流，涡流和床面摇动的共同作用可使矿砂层松散并按密度分层，重矿物转向下层，轻矿物转向上层，称此过程为“析离分层”，如图 3－6

所示。上层轻矿粒受到水流较大冲力，而下层重矿粒则受较小冲力，因此轻矿粒在床面上横向运动速度大于重矿粒在床面上的横向运动速度。

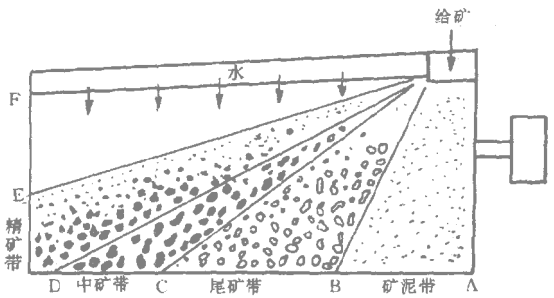


图 3－5　矿粒在摇床面上的扇形分带

AB. 溢流和矿泥带　BC. 尾矿带　CD. 中矿带　DE. 精矿带　EF. 空白区（无矿流区）

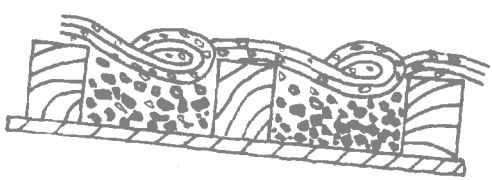


图 3－6　粒群在床条沟内分层示意图（黑色颗粒表示重矿物）

在纵向，床面的差动运动（起初以慢速前进并逐渐加速，到速度达最大时突然后退，后退过程中速度逐渐减小，然后又前进，重复上述过程）不仅促进矿砂层松散分层，而且使重矿粒以较大速度沿纵向向前运动，使轻矿粒以较小速度向前运动。

矿粒的去向，取决于纵向速度和横向速度的合成速度，如图 3－7所示。重矿物具有较小的横向速度和较大的纵向速度，轻矿物具有较大的横向速度和较小的纵向速度，应用平行四边形法则把纵向和横向速度合成，可以看到，重矿物的合速度偏向摇床的精矿排矿端，轻矿物偏向摇床尾矿侧，中等密度的颗粒则位于二者之间，称此过程为“运搬分带”。

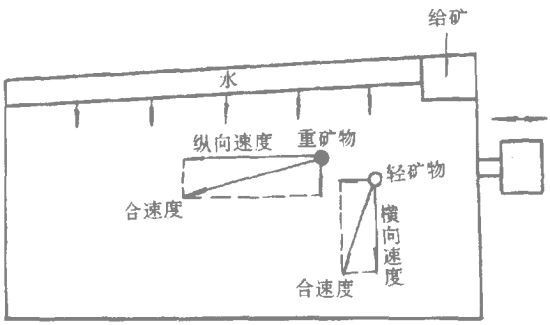


图 3－7 轻、重矿物颗粒在床面上的运动速度示意图

69. 摇床选矿有哪些应用，有哪些优点和缺点？

摇床是选别细粒矿石的高效重选设备，广泛用于钨、锡、钽、铌及其他稀有金属和贵金属矿石的选别，也用于铁、锰矿石的选别，近年来也有报道用摇床回收磁选厂尾矿中的铁矿物以及选云母等非金属矿物的。

摇床选矿的优点：①富矿比（精矿品位与原矿品位之比）比其他许多选矿方法都高，最大可达 100 多倍；②一次选别就可获得合格精矿和废弃尾矿；③矿石在床面为扇形分带，便于观察和调节；④产品可根据需要用分割板分开后分

别接取，可得多种产品；⑤不消耗药剂，耗电很少（每米^{2}床面约消耗0.15kW）.

摇床选矿的缺点：①占地面积较大；②耗水量较大，③单位面积床面的处理能力较低。

70. 摇床结构对其选别过程有什么影响？

摇床结构对其选别过程的影响分述如下：

(1) 床面的形状和尺寸。床面的几何形状分为矩形、梯形和菱形，如图3-8所示。从结构上说矩形床面最简单，但面积利用率低，无矿流区的面积大，因此一般把床面做成梯形或菱形。我国生产的摇床面多为梯形，给矿端较宽，精矿排矿端稍窄。（如常用工业摇床的尺寸为4500mm×1800mm×1500mm)。菱形床面不但面积利用率高，而且由于延长了分选带，分选效率也提高了。其缺点是配置与操作不方便。这种床面国外使用较多。

床面长宽比对选别指标有影响，增加长度，延长了精选带，可提高重矿物的品位；增加宽度，可使尾矿选别机会更多些，有利于提高回收率。

(2) 床面铺面材料。在床面上加铺面的目的有三个：防

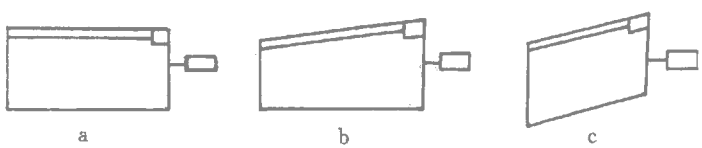


图3-8 床面几何形状

a. 矩形床面 b. 梯形床面 c. 菱形床面

止漏水、提高耐磨性和保证一定的粗糙度（摩擦系数）。铺面材料可用薄橡胶板、漆灰（生漆配以一定比例的煅石膏）涂层、聚胺脂胶喷涂层等。

(3) 床条形状和配置。床条的作用在于保持一定的矿层厚度，并将分层后的上层轻矿物逐次排出，床条的断面形状和配置方式影响床面上横向水流的流动特性，因而影响矿层的松散方式和回收粒度下限。

床条有凸起式(用木条、竹条、塑料条或橡胶条贴附在床面上）和刻槽式（在床面上刻槽）。凸起式床条的断面形状有矩形、三角形、梯形和锯齿形等，几种床条断面形状如图 3-9

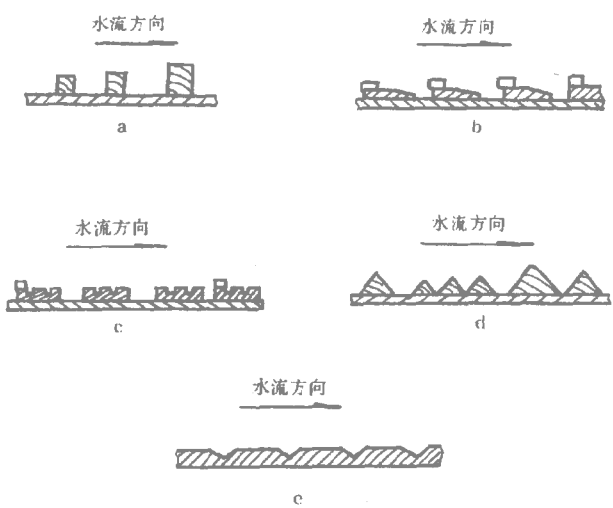


图 3-9 床条断面形状及排列

a. 矩形床条 b. 梯形床条 c. 锯齿形床条 d. 三角形床条 e. 刻槽式床条

所示。矩形和梯形断面的床条适宜于选粗砂，而锯齿形和三角形断面的床条适宜于选细砂和矿泥。刻槽式床条的断面形状为三角形，适宜于选矿泥，如图 3－9e 所示。

床条在床面上一般与尾矿排矿侧边线平行排列，其条数由 27 至 60 根不等，床条的高度是由传动端向精矿排矿端逐渐降低，在末端各床条沿一条与尾矿边线呈 30°～40°角的斜线尖灭，如图 3－10 所示。而由给矿侧向下方尾矿侧床条是逐渐加高的。

（4）床面层数：摇床有单层和多层之分，多层摇床处理能力大，占地面积小，多用于选分矿泥和选煤。

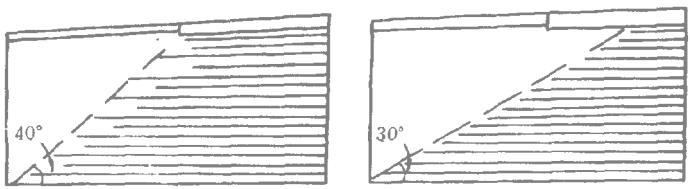


图 3－10　床条在床面上的布置

71. 摇床选择、安装和操作有哪些要点？

选择摇床要根据入选原矿的最大粒度、处理量和厂房面积等来决定。给料粒度大于 0.2mm 时选用粗砂摇床，粒度为 0.2～0.074mm 时采用细砂摇床，粒度小于 0.074mm 采用矿泥摇床。入选物料粒度越细，摇床的处量能力越低。例如，用云锡式摇床处理锡矿石，入料粒度 0.5～0.2mm 时的粗砂摇床的生产能力约为 0.8～1.0t/h，而处理 0.074～

0.04mm 的矿泥摇床的生产能力仅为 0.2～0.3t/h。当厂房面积小、单层摇床摆不开时，可选用多层摇床。

摇床安装要求平整，运转时不应有不正常的跳动，纵向一般为水平的，但处理粗粒原料时，精矿端应高 0.5°，以提高精选效果；而处理细泥的摇床，精矿端应低 0.5°，以便于细粒精矿向前移动。

摇床操作要点有以下几个方面：

(1) 适宜的冲程和冲次。冲程和冲次的适宜值主要与入选物料粒度有关，其次与摇床负荷及矿石密度有关。当处理粒度大、床层厚的物料时，采用大冲程和小冲次；处理细砂和矿泥时则正好相反，应采用小冲程和大冲次。当床面的负荷量增大或对较大密度的物料进行精选时，宜采用较大的冲程和冲次。冲程、冲次的适宜值要在实践中仔细考查来确定。

(2) 适宜的床面横向坡度。增大横向坡度，矿粒下滑作用增强，提高了尾矿的排出速度，但精选区的分带变窄。一般处理粗粒物料时，横坡应大些；处理细粒物料时，横坡应小些。例如，粗砂、细砂和矿泥摇床的横坡角度调整范围分别为：2.5°～4.5°、1.5°～3.5°和 1°～2°。另外，摇床横向坡度还要与横向水流大小相配合，才有好的选别效果。

(3) 冲洗水大小要适当。冲洗水包括给矿水和洗涤水两部分，冲洗水在床面上分布要均匀，大小要适当。冲洗水大时精矿品位提高，但回收率降低。一般处理粗粒物料或精选时，冲洗水要大些。

(4) 给矿量适当且均匀。给矿量大小与入选粒度有关，粒度越粗，给矿量应越大。对于特定物料，给矿量应控制在

床面利用率大、分带明显、尾矿品位在允许范围之内。给矿量过大，回收率会显著下降。另外，给矿量一经找准，必须保持持续均匀，否则分带将不稳，引起选别指标的波动。

（5）给矿质量分数适宜。一般给矿质量分数范围在15%～30%之间，粗粒物料可稀些，细泥则要浓些。给矿中的水大部沿尾矿带横向流下，细泥容易被冲走，造成细粒金属矿物的流失。

（6）物料在入选前的准备。摇床入选粒度上限为2～3mm，下限为0.037mm。因粒度对选别指标影响较大，所以入选前应对物料进行分级。若物料中含有大量微细矿泥，不仅难以回收，而且因矿浆黏度增大，重矿物沉降变慢，造成重矿物流失。此时，应进行预先脱泥。

（7）物料在床面的分带和产品的截取。在操作条件适宜时，物料在摇床上分带是明显的，而产品是按照要求的分选指标来截取的，可以分为2～4种产品。中矿一般要进行再处理。当操作条件变化时，分带情形会随之变化，此时接取的位置也必须进行相应的调整，才能保证选别指标的稳定。因此，摇床操作人员要坚守岗位，严密监视分带情况，随时进行必要的调整。

72. 溜槽选矿的基本原理是怎样的，溜槽有哪几种，各有哪些应用？

溜槽选矿是利用斜面水流进行选矿的方法。矿浆给入溜槽后，在水流作用力、矿粒重力（有时为离心力）、矿粒与槽底的摩擦力等力的共同作用下，矿粒发生松散、沉降、钻隙，最后按密度和粒度分层，密度大、粒度小的矿粒集中在下层，密度

小的矿粒集中在上层。由于下层水流速度小，大密度矿粒与槽底摩擦力大，故下层大密度矿粒以较低的速度向前运动；相反，上层矿粒随水流以较高的速度向前运动。按层分别截取即可得到密度不同的产物，即精矿、尾矿和中矿。

溜槽的种类很多，按矿粒所受的作用力可分为重力溜槽、离心力溜槽；按入选粒度可分为粗粒溜槽、矿砂溜槽和矿泥溜槽。粗粒溜槽由于需要大量人工操作，常被跳汰机所取代。常用溜槽见表3-4。

粗粒溜槽和矿砂溜槽主要用于金、铂、锡的砂矿以及其他稀有金属矿砂矿，如独居石、锆英石等砂矿的选别，矿泥溜槽常用于钨、锡等矿石的选别。

表3-4　常用溜槽一览表

溜槽种类	溜槽名称	适宜的入选粒度范围(mm)	适用作业	工作情况	操作方法
粗粒溜槽	选钨粗粒溜槽	10～1.0	粗选	间断	人工
	选金粗粒溜槽	10～1.0	粗选	间断	人工
矿砂溜槽	扇形溜槽	2.5～0.037	粗、扫选	连续	机械
	圆锥选矿机	2.5～0.037	粗、扫选	连续	机械
	螺旋选矿机	2.0～0.037	粗、扫选	连续	机械
矿泥溜槽	匀分槽	0.074～0.027	粗、扫选	间断	人工
	铺布溜槽	0.074～0.027	粗、扫选	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	精扫	连续	机械
	离心选矿机	0.074～0.010	粗、扫选	连续	机械
	振动皮带溜槽	0.074～0.020	粗、精、扫选	连续	机械
	莫兹利翻床	0.074～0.010	粗、扫选	连续	机械
	横流皮带溜槽	0.040～0.010	精选	连续	机械

73. 选金用粗粒溜槽的构造和富集过程是怎样的？

选金用粗粒溜槽作为低品位砂金矿的粗选设备，具有结构简单、投资少、无药剂污染等优点。但其劳动强度较大，回收率较低，约为 50%～60%。

这种粗粒溜槽的构造如图 3-11 所示，槽体为钢板或木板制成的长槽，长度在 4m 以上，宽为 0.4～0.6m，高为 0.3～0.5m。在槽底有钢制或木制横向或网格状挡板，图 3-11 所示槽底每隔 0.4m 设有角钢（50mm×50mm）制作的横向挡板。有的还在挡板下面铺置一层粗糙铺面，如苇席、毛毯、毛毡、长毛绒布等。槽的安装坡度一般为 5°～8°。

矿浆自高端给入，在槽内作快速紊流流动，旋涡的回转运动不断地将密度大的金粒及其他重矿物转送到底层，形成重矿物层并被挡板挡住留在槽内；上层轻矿物则被水流推动，排出槽外。经过一个时期槽底精矿较多时，停止给矿，加水清洗，再去掉档板进行冲洗，最后，冲出槽底精矿。有铺面的要对铺面进行清洗，洗出物并入精矿。

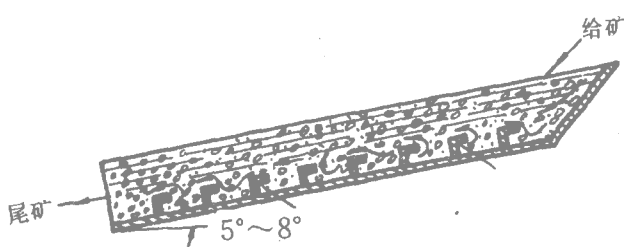


图 3-11　选金用粗粒溜槽

74. 铺面（布）溜槽的结构是怎样的，如何操作？

铺面（布）溜槽的结构如图 3-12 所示，可用木板或铁板制作。槽宽 1～1.5m、长 2～3m。头部有分配矿浆用的匀分板，槽底面不设挡板，而采用表面粗糙的棉绒布、毛毯、棉毯、尼龙毯等做铺面。工作时槽面坡度为 7°～8°，匀分板角度为 20°～25°。选金时的入选粒度小于 1mm。可用于处理混汞或浮选的尾矿。给矿质量分数为 8%～15%。

铺面溜槽的工作方式为间歇式。矿浆自匀分板上部给入进入槽底后形成均匀流层，重矿物沉积在槽面上，轻矿物随矿浆流排出。当沉积物积累到一定数量后（比如经过一个班或几个班时间），停止给矿，将铺布取出，在容器中清洗回收重矿物。然后将铺布铺好，进行下一周期的工作。

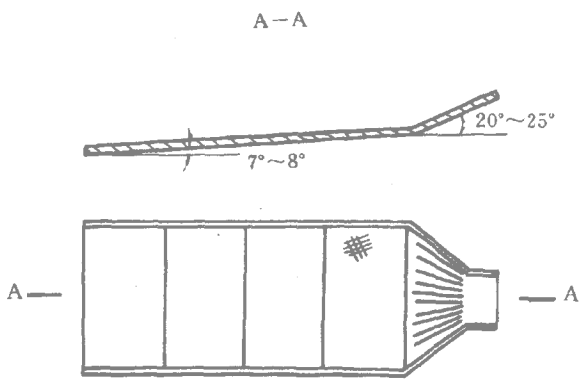


图 3-12　铺面（布）溜槽

75. 扇形溜槽和圆锥选矿机有哪些应用和特点？

扇形溜槽和圆锥选矿机的工作原理相同，都属于固定斜面溜槽。它们主要用于选别海滨砂矿或陆地砂矿。扇形溜槽结构简单，易于制造，有的还用它从选矿厂尾矿库的尾矿沙中回收重矿物。

扇形溜槽和圆锥选矿机的选矿具有如下特点：

（1）处理能力大。按每米^{2}占地面积计的生产能力可达数百千克到数吨。例如，规格为 300mm×13mm×1000mm 的扇形溜槽的单槽处理能力为 0.9～1.4t/h；一台重 2.5t 的四段圆锥选矿机处理能力可达 60～75t/h，故适合于处理矿石量很大但品位低的矿石。

（2）给矿质量分数高，为 50%～70%，因此省水。

（3）作业成本低廉，设备本身无运转部件，不消耗动力和药剂。

（4）单台选别的富集比低，难以产出最终精矿。为克服这一缺点，常把数台扇形溜槽或圆锥选矿机组合起来使用。

（5）入选粒度范围较宽，为 3～0.1mm，但回收细粒级效果较差。

76. 螺旋选矿机的构造和分选过程是怎样的？

螺旋选矿机的构造如图 3-13 所示。它是把一个溜槽绕垂直轴线弯曲成螺旋状而做成的，螺旋有 3～5 圈，固定在垂直的支架上，螺旋槽的断面为抛物线或椭圆的一部分，槽底在纵向（沿矿流流动方向）和横向（径向）均有一定的倾斜度。由第二圈开始，大约在槽底中间部位设有重产物排料

管（共4～6个），排料管上部装有截料器，它能拦截重矿物流使之进入排矿管排出，截料器的两个刮板压紧在槽面上，且其中的可动刮板可以旋转用来调节两刮板间张口角度大小，从而调节重矿物的排出量，如图3－14所示。为提高重产物的质量，在槽内缘设有若干个加水点，称为洗涤水，它由中央水管经过阀门给入槽内缘。

选分时，矿浆自槽上部匀矿器沿槽宽均匀给入，矿浆在沿槽流动过程中发生分层，重矿物进入底层，并在各种力的综合作用下向槽的内缘运动；轻矿物则在快速的回转运动中被甩向外缘。于是，密度不同的矿粒即在槽的横向展开了分

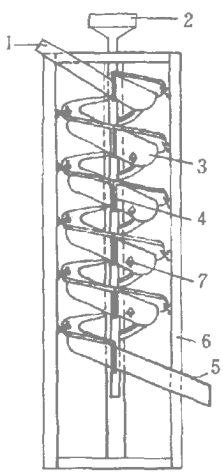


图3－13　螺旋选矿机

1.给矿槽　2.冲洗水导槽　3.螺旋槽　4.螺旋槽连接法兰　5.尾矿排出溜槽　6.机架　7.重矿物排出管口

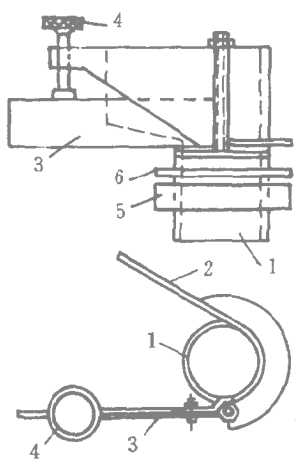


图3－14　截料器

1.排料管　2.固定刮板　3.可动刮板　4.压紧螺钉　5.螺母　6.垫圈

带，如图 3－15 所示。沿槽内缘流动的重矿物被截料器拦截，通过排料管排出，由上方第一至第二个排料管得到的重产物质量最高，以下重产物质量降低。槽内缘所加洗涤水把重产物夹杂的部分轻矿物冲向外缘，有利于提高精矿的质量。尾矿则由最下部槽的末端排出。

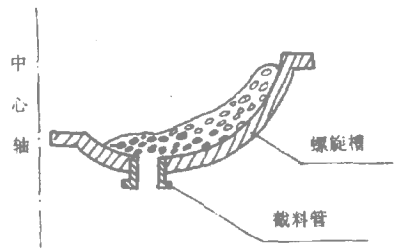


图 3－15 矿粒在螺旋槽内的分带
（黑色颗粒表示重矿物，白色为轻矿物）

77. 螺旋选矿机的操作要点有哪些？

螺旋选矿机的操作要点如下：

（1）给矿粒度最大为 6mm。有过大矿块进入时，会扰动矿流和阻塞精矿排出管。片状大块脉石也对选别不利。因此入选前要用筛子篦出大块。另外入选物料含泥多时会使分选效果变坏，因此含泥多时要预先脱泥。

（2）控制好给矿量。当含泥多精矿又较细时，给矿量应小些；精矿粒度粗含泥少时，给矿量可大些。对给矿质量分数要求不严格，质量分数在 10％～30％范围内变化对选别指标影响不大。

（3）洗涤应从内缘分散供给，以免冲乱矿流，洗涤水量

大，精矿品位高，但回收率降低；洗涤水小，对提高回收率有利。洗涤水由上往下应逐次加大。

（4）精矿产率是通过转动截取器的活动刮板来调整的，截取的精矿太多时，精矿品位会降低。活动刮板的适宜位置应通过取样考查来确定，有了经验后再灵活掌握。

78. 螺旋溜槽和螺旋选矿机在结构、性能和使用等方面有哪些区别？

螺旋溜槽和螺旋选矿机的外形和工作原理基本相同，但二者在结构、性能和使用方面有区别，主要不同有如下几点：

（1）螺旋选矿机的槽底断面线为抛物线或椭圆的一部分，而螺旋溜槽的槽底断面线为立方抛物线，因此，螺旋溜槽的槽底宽而平缓，更适合于处理细粒物料。

（2）螺旋溜槽是在槽末端分别接取精、中、尾矿，而螺旋选矿机是在上部截取精矿，在槽末接尾矿。

（3）螺旋溜槽没有洗涤水，而螺旋选矿机加有洗涤水。

（4）螺旋溜槽的入选粒度比螺旋选矿机小，螺旋选矿机的适宜入选粒度为 2～0.074mm，而螺旋溜槽适宜的处理粒度为 0.3～0.04mm。

（5）给矿质量分数方面，螺旋溜槽要求质量分数高，一般不低于 30%，而螺旋选矿机质量分数要求不严格，下限可到 10%。

79. 螺旋溜槽有哪些优缺点？

螺旋溜槽在选别赤铁矿、回收尾矿中的重矿物以及选别

稀有金属及有色金属矿物中得到广泛应用，这是因为它具有如下优点：①本身无运转部件，不消耗动力；②设备占地面积小，处理能力大；③因给矿质量分数高又不加洗涤水，因此省水；④操作方面要求的条件（如给矿粒度、质量分数等）不苛刻，选别指标较稳定。

缺点是设备高差较大，往往需要砂泵提升矿浆才能给矿。另外，精矿品位稍低。

80. 离心选矿机的构造和选分过程是怎样的？

离心选矿机是利用离心力场进行选矿的设备,其构造如图 3－16所示。它的主要分选部件是一个卧式截锥形转鼓，圆锥面内侧为分选面，坡度为 3°～5°，转鼓由电机通过皮带传动以 350～500r/min 的速度绕主轴旋转，上下两个给矿嘴伸入到转鼓内。矿浆由给矿嘴喷出顺切线方向附着在鼓壁上，在随转鼓旋转的同时，沿鼓壁的斜面向低端流动，两种运动合成为螺旋线运动。矿浆在沿转鼓内壁流动过程中，重矿物因受到较大的离心力而趋向于矿浆流的外围，即贴在鼓壁上；而轻矿物则进入矿流表层。贴在鼓壁上的重矿物较少移动，而表层的轻矿物则随矿浆流由转鼓的低端排出。当重矿物在鼓壁上沉积到一定厚度时，停止给矿，位于转鼓小直径端内壁的冲矿嘴喷出高压水，冲洗下沉积的精矿。由此可见，离心选矿机的工作是周期式的。

离心选矿机的给矿和排出尾矿、冲水和排出精矿均是由自动控制机构自动进行的。

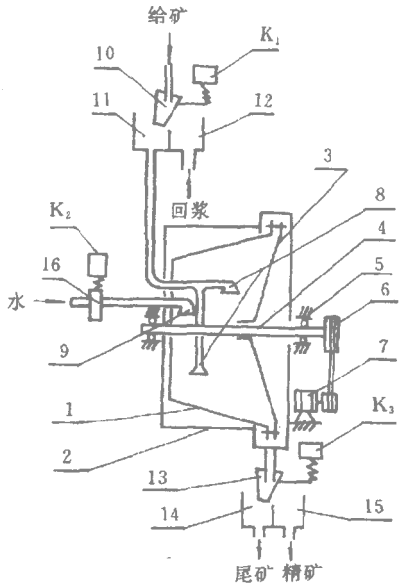


图 3-16　离心选矿机构造示意图

1. 转鼓　2. 防护罩　3. 底盘　4. 主轴　5. 轴承　6. 皮带轮　7. 电机　8. 给矿嘴　9. 冲洗水嘴　10. 给矿分配器　11. 给矿槽　12. 回浆槽　13. 排矿分配器　14. 尾矿槽　15. 精矿槽　16. 高压水阀门　K_1、K_2、K_3，控制机构

81. 离心选矿机的操作要点有哪些？

离心选矿机的操作要点如下：

(1) 控制好入选粒度。适宜的粒度范围为 0.074～0.010mm，大于 0.074mm 的粗粒精矿难以冲洗，影响分选效果；而小于 10μm 的细泥太多时，对选别也不利，泥多时应预先脱泥。

（2）给矿体积要适当。因为给矿体积直接决定矿浆流速和流膜厚度，给矿体积增大，设备处理量增大，精矿品位上升，但精矿产率和回收率下降。如果给矿体积过大，会造成无精矿。据资料介绍选赤铁矿石时，给矿体积应控制在使流膜厚度小于 0.7mm 为宜。

（3）给矿质量分数要适当。质量分数越高，矿浆黏度越大，矿浆的流动性降低，此时尾矿量小，精矿量大，但精矿品位低。过大的给矿质量分数会使分层难以进行，甚至不能分选。给矿质量分数的适宜值与转鼓的长度和坡度有关，据资料介绍，在选赤铁矿石时，ø400mm × 300mm、ø800mm×600mm 和ø1600mm × 900mm 三种离心选矿机的适宜给矿质量分数分别为 8%、16%和 24%。

（4）要防止给矿嘴和冲矿嘴堵塞，并经常检查控制机构的动作是否灵活，分矿、断矿、冲水、排矿是否准确协调，发现问题时及时停车检修。

82. 离心选矿机有哪些优缺点？

离心选矿机属于溜槽选矿设备，与依靠重力选别的溜槽相比具有如下优点：

（1）是处理细粒级物料的有效设备，对 37～19μm 粒级回收率明显高于其他型式的溜槽。

（2）离心力可比重力大好多倍，因而强化了选别过程，缩短了选别时间，使离心选矿机的处理能力远远高于其他溜槽。

（3）占地面积小，自动化程度高。

离心选矿机的缺点主要是：耗电、耗水比固定溜槽大；

转鼓坡度不能调节；生产过程为间断式，不能连续给矿。

83. 什么是重介质选矿，常用的重介质有哪些？

重介质选矿就是把粉碎到一定粒度的矿石，放入到密度大于水的流体（即重介质）中，根据浮力原理，密度小于介质的矿粒就会浮起，而密度大于介质的矿粒就会沉下，分别截取两种产物，就实现了重介质选矿。

由此可见，重介质选矿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，而介质本身的性质倒是影响选别的重要因素。

重介质分为两大类：重液和重悬浮液。重液是一些密度大的有机液体或无机盐类的水溶液，可用有机溶剂或水调配成不同的密度。常用的重液有：①三溴甲烷（$CHBr_3$）或四溴乙烷（$C_2H_2Br_4$），最大密度为 $2.9\sim3.0g/cm^3$。②杜列液，系碘化钾（KI）与碘化汞（HgI_2）按 $KI:HgI_2=1:1.24$ 比例配成的水溶液，最大密度为 3.2。③二碘甲烷（CH_2I_2），最大密度为 $3.3g/cm^3$。④克列里奇液，系甲酸铊（HCOOTl）和丙二酸铊［$CH_2(COOTl)_2$］配成的水溶液，最大密度为 $4.25g/cm^3$。这些重液一般都价格昂贵，有些还对人体有伤害，故只限于实验室使用。工业上采用重悬浮液为重介质，重悬浮液是由细粉碎的密度大的固体颗粒与水组成的两相流体，大密度颗粒起着加大介质密度的作用，故又称作加重质。选矿用的加重质主要是硅铁、磁铁矿、方铅矿和黄铁矿等，它们的性质见表 3-5。

加重质应当密度大，价值便宜，容易回收再用，且对选矿不产生有害作用。硅铁是一种较好的加重剂，其含硅量在

13%～18%较好，磁性强又便于粉碎，但价格较高。磁铁矿、方铅矿和黄铁矿做加重质是用这些矿物的精矿，细度要求小于200目的占60%～80%。方铅矿密度大，但硬度小，易泥化；磁铁矿和黄铁矿价格低，硬度大，但密度小。目前，磁铁矿应用较为广泛，这是因为用磁选回收比浮选回收方便且费用较低。

表3-5 常用加重质的性质

加重质名称	密度 g/cm³	摩氏硬度	配成悬浮液的最大密度	回收方法	备注
硅铁	6.9	6	3.8	弱磁选	
磁铁矿	5.0	6	2.5	弱磁选	
方铅矿	7.5	2.5～2.7	3.3	浮选	
黄铁矿	4.9～5.1	6	2.5	浮选	

84. 重介质选矿有哪些应用？

由于重介质选矿的介质密度不能配得很高，同时重介质选矿入选粒度粗，故重介质选矿在处理密度大的金属矿石时主要作为预选作业，用以除去密度小的单体脉石或采矿过程中混入的围岩。例如，有用矿物为集合体嵌布的铅锌矿、铜硫矿等矿石在中碎后即有大量单体脉石产出，可用重介质选矿将其除去，使之不再进入磨选作业。弱磁性铁矿石和锰矿石中混入的围岩，也可用重介质选矿法除去。（注：磁铁矿中混入的废石多用磁滑轮除去而不用重介质）。重介质选矿还在低品位稀有金属矿石、非金属矿石的选别中得到应用。此外，在选煤厂，重介质选矿用来选出块煤中的矸石。

85 常用重介质选矿设备有哪些，各有哪些应用？

常用重介质选矿设备及其应用举例见表 3-6。

表 3-6 常用重介质选矿设备

设备名称	入选粒度	处理量 t/h	应用举例	优缺点
深槽圆锥型重悬浮液选矿机	50～5 mm	25（ø2400mm 型）	某铅锌矿选厂用 ø2.4m 圆锥分选机对矿石预选可选出约 70% 的废弃尾矿，回收率大于 90%	分选面积大，工作稳定，分选精度高，介质循环量大，需配备专门的压气装置
浅槽式鼓型重悬浮液分选机	40～42 mm	20（ø1800mm×1800mm 型）	某矿用 ø1800mm×1800mm 鼓型分选机处理锑矿石可选出产率 30%～45% 的废弃尾矿，回收率大于 95%	结构简单，便于操作，介质循环量小，分选面积小，搅动大，不适宜处理细粒级矿石
重介质振动溜槽	15～6 mm	每 100mm 槽 7t/h	用 ø400mm×5000mm 重介溜槽处理鲕状赤铁矿石在原矿品位 35% 时，可选出产率约 40%、品位 15% 的尾矿	处理能力大，适应性强，介质循环量大，不适宜处理细粒矿石

续表

设备名称	入选粒度	处理量 t/h	应用举例	优缺点
重介质旋流器	20～0.5 mm		用 ϕ430 重介旋流器处理钨矿石，可丢弃约 50% 的废弃矿石，回收率为 97%	可处理较细物料，单位占地面积处理能力很大，设备磨损快

86. 重介质选矿有哪些操作要点？

重介质选矿的操作要点如下：

(1) 入选前要把矿石粉碎到重介质选别要求的粒度范围。因为重介质选矿不能有效地选别细粒级，故入选前要筛除细粒级。矿泥会严重干扰重介质选矿过程，故入选前要洗掉矿泥。一般情况下，在筛分时向筛面喷水洗矿即可，但当矿石被黏土胶结时，要设置专门的洗矿机进行脱泥。

(2) 加重质要求磨至一定的细度，当加重质为块状时，要进行破碎粉磨，然后按要求的悬浮液密度加水配制成悬浮液。一般加重质的密度 δ、要求悬浮液的物理密度 ρ 都是已知的，只要按公式

$$\frac{m_{质}}{m_{水}}=\frac{\delta(\rho-1)}{\delta-\rho}$$

计算出固液质量比 $m_{质}:m_{水}$（$m_{质}$ 为加重质的质量，$m_{水}$ 为水的质量），然后即可按此比例随意配制成任何体积的悬浮液。例如，用密度 $5.0\mathrm{g/cm^3}$ 的磁铁矿配制密度 $2.5\ \mathrm{g/cm^3}$ 的悬浮液，代入上式得：

$$\frac{m_{质}}{m_{水}}=\frac{\delta(\rho-1)}{\delta-\rho}=\frac{5.0(2.5-1)}{5.0-2.5}=3$$

即磁铁矿质量：水质量 $=3:1$，取 3 份质量的磁铁矿加 1 份质量的水配成悬浮液即满足要求。

（3）用重介质选矿机进行选分时应保持给矿量稳定和悬浮液的密度稳定，尤其是悬浮液的密度波动范围应不超过 ±0.02。为此，需要经常取样进行测定或安装自动控制装置对悬浮液密度进行控制。

（4）加重质的回收和再生是重介质分选的关键作业。由分选机中排出的轻重产物都带有大量重悬浮液，最简单的方法是用振动筛筛出介质。常分为两段筛分，第一段筛分机脱出的介质仍保有原来的性质，可直接返回使用。第二段筛分则需进行喷水，才能洗掉矿块上粘附的加重质，由此得到的悬浮液质量分数变小，且含有较多污染物，根据加重质的性质，可分别采用磁选、浮选或重选法进行提纯，然后再用水力旋流器、倾斜板浓缩箱等设备进行脱水，再重新调配后返回流程中使用。

87. 什么情况下要进行洗矿？

在以下几种情况下往往需要洗矿作业：

（1）含黏土较多的赤、褐铁矿，如果胶结物黏土中含铁矿物很少，在洗矿之后可将泥作为最终尾矿丢弃，所得块矿品位就得到提高。

（2）砂锡矿经洗矿可分离出粗粒不含矿的废石，所得细粒部分再脱泥入选。

（3）矿石需经手选或光电选，而矿泥沾污矿块表面，使之

难以识别，此时在手选或光电选前要洗矿。

(4)矿石含泥多,经常堵塞破碎机、筛子和矿仓口,使生产难以持续，可用洗矿法处理。

(5)有些矿石的原生矿泥和矿块在可选性方面（如可浮性、磁性等)有很大差别,经过洗矿将泥、沙分开,分别处理,可以获得更好的选制指标。

88. 常用洗矿设备有哪些？

常用洗矿设备见表 3-7。

表3-7 常用洗矿设备一览表

设备名称	适用物料	给矿粒度范围(mm)
格筛洗矿	粗碎前原矿	最大粒度＞300
辊轴筛洗矿	中碎前矿石	最大粒度＞150
振动筛洗矿	中碎或细碎前矿石	最大粒度＞50
圆筒洗矿筛	易碎散物料	给矿最大粒度 100
螺旋分级机	细粒级物料	给矿粒度－10
水力洗矿筛	大块物料	给矿最大粒度 200～300
圆筒洗矿机	难洗性矿石	给矿粒度－100
槽式洗矿机	粒度中等含泥较多的难洗矿石	给矿粒度－50

89. 风力选矿有哪些应用，有什么特点？

风力选矿是以空气为介质进行不同密度（或粒度）颗粒的分选，按密度不同进行分选时称为风力选矿，按颗粒粒度进行

分选时称为风力分级。

风力选矿目前主要用于部分非金属矿石的选别，如石棉、云母等与脉石的分离。

风力分级则主要用于：干式闭路磨矿；干式选别前的细粒的分级；干式集尘等。

风力选矿因空气介质密度小，故分选效率不高。适宜的入选粒度一般在 1.5～0.005mm，个别纤维状、片状的粒度可大些，如云母最大粒度可至 3mm。物料中水分含量对分选效率有严重影响，物料越是干燥对分选越有利。因此粉尘大，对环境造成污染，生产中必须有复杂的集尘系统。但风力选矿具有产品不必脱水的优点，可省去对微细粒状或片状产品脱水干燥这道非常麻烦且费用高的工序。另外，对于严重缺水地区，风力选矿就显示出其优越性。

90. 常用的风力分选设备有哪些？

常用的风力分级和风力分选设备见表 3-8。

表 3-8 常用风力分级和风力分选设备

设备名称	用途	备注
沉降箱	用于风力管道运输途中使气流中粗颗粒沉降	
旋风集尘器	用于集尘	
离心式分离器	干式闭路磨矿中细粉分级	
离心式风力分级机	①干式分选前的分级 ②干式闭路磨矿细粉分级	
风力跳汰机	粗粒煤与矸石分离	
风力摇床	选制金属矿石	
干式尖缩溜槽	煤与矸石分离 金属矿物与脉石分离	

第四章　磁电选矿

91. 磁选的基本原理是怎样的？

由于矿物之间磁性不同，它们进入磁选设备的磁场中所受的磁力就不同，因而运动轨迹不同，最后分为磁性产物和非磁性产物（或强磁性产物和弱磁性产物），实现磁选分离。

矿物磁性差异是磁选的依据。矿物的磁性可以测出，根据其磁性强弱程度可把矿物分为三类：①强磁性矿物，如磁铁矿、磁黄铁矿等，这类矿物为数不多；②弱磁性矿物，如赤铁矿、褐铁矿、钛铁矿、硬锰矿、软锰矿、石榴石等，这类矿物数目较多；③非磁性矿物，大部分的非金属矿物和有色金属矿物都属于这一类。在磁选机的磁场中，强磁性矿物所受磁力最大，弱磁性矿物所受磁力较小，非磁性矿物不受磁力或受微弱的磁力。

磁选机的磁场是实现磁选分离的必要条件。磁场可分为均匀磁场和不均匀磁场，磁场的不均匀程度用磁场梯度来表示，磁场梯度就是磁场强度沿空间的变化率，即单位长度的磁场强度变化量。磁场梯度越大，则磁场的不均匀程度越大，也就是磁场强度沿空间变化率大。磁性矿粒所受磁力的大小，与磁场强度和磁场梯度的乘积成正比。如果磁场梯度等于零（均匀磁场无论磁场强度多高，其磁场梯度均等于

零），则磁性矿粒所受磁力为零，磁选就不能进行了。因此，磁选机都采用不均匀磁场。

在磁选过程中，矿粒受到多种力的作用，除磁力外，还有重力、离心力、水流作用力及摩擦力等。当磁性矿粒所受磁力大于其余各力之和时，就会从物料流中被吸出或偏离出来，成为磁性产品，余下的则为非磁性产品，实现不同磁性矿物的分离。

92. 磁选有哪些应用？

磁选是铁矿石的主要选矿方法，常见铁矿物有磁铁矿（属于强磁性矿物），赤铁矿（属于弱磁性矿物），褐铁矿、镜铁矿、菱铁矿（它们都是弱磁性矿物）等，它们是钢铁工业的原料，我国的铁矿石品位都偏低，杂质含量多数偏高，故 80% 以上需要进行磁选。

锰矿物如硬锰矿、软锰矿、菱锰矿等也都具有弱磁性，常用磁选法回收。

钛铁矿、黑钨矿、独居石（磷铈镧矿）、铌钽矿物都是弱磁性矿物，也常用磁选法回收。

如果以上例子都是把磁性矿物作为目的矿物加以回收（即把磁性矿物做为精矿）的话，那么非金属矿物的选矿中则都把铁、钛等矿物杂质作为有害成分，一般都用磁选方法剔除。例如，高岭土、蓝晶石、石英、长石、电气石等的选矿中一般都采用磁选法除去其中的铁、钛矿物。

如果在重介质选矿中采用硅铁或磁铁矿做加重质，那么磁选是回收加重质的简单有效的方法，这种应用在选煤厂常可见到。

在破碎矿石时，如果细碎破碎机的破碎腔内进入铁器，破碎机就会被损坏，常用磁选法除去物料中的铁器。

在废渣、废水、废气等“三废”处理中，综合利用其中的有用成分，保护环境，磁选也可得到应用。例如，钢铁厂回收钢渣，发电厂处理粉煤灰，钢厂处理废水等，都有磁选的方法。

磁流体分选法是一种磁选的新工艺，利用具有磁性的液体在磁场中产生的“似加重”作用，对浸入其中的物体产生很大的磁浮力，可以把不同密度的物体分开。美国、日本等国采用磁流体分选法处理汽车垃圾，我国则主要用于金刚石的选矿。

93. 强磁性矿物有哪些磁性特点，对磁选过程有什么影响？

以磁铁矿为代表的强磁性矿物属于亚铁磁性物质，具有磁畴结构。磁畴就是没有外加磁场时磁铁矿内部就存在的自发磁化小区域，它的体积约为 $10^{-15}\,\mathrm{m}^3$，包含约 10^{15} 个原子。每个磁畴都有一定的自发磁化方向，而各磁畴的自发磁化方向不一致，宏观上看，各磁畴的磁化作用相互抵消，故整体不显磁性。当外加磁场逐渐增强时，自发磁化方向与外加磁场方向相一致的磁畴就扩大，直至把另一些磁畴吞并，这时磁铁矿就显示出很强的磁性。磁铁矿被外磁场磁化后，撤掉外加磁场，其磁性并不完全消失，而是保留一部分剩磁。这是由于磁畴不能恢复原状造成的。另外，磁铁矿的磁性还与颗粒的形状和粒度有关。就形状来讲，长条状比球状磁性强；就粒度来讲，粗粒比细粒磁性强。

强磁性矿物的这些磁性特点对磁选过程的影响有以下几点：

（1）由于磁铁矿等强磁性矿物磁性强，回收它们用较低的磁场就可以实现。

（2）磁铁矿颗粒一经磁化就会保留剩磁，当粒度较细时，颗粒会相互吸引成磁团或磁链。磁团不易散开，其中若裹有脉石颗粒，就会降低磁性产品的品位。如果在分级作业的给矿中存在磁团，分级效率就会降低。这是磁团聚的不利影响。在这种情况下可采用脱磁器消除剩磁，破坏磁团聚。

（3）微细粒的磁铁矿颗粒磁性弱，同时在水中运动时所受阻力较大，因此回收时需要较大的磁力，而水流容易将其冲走，造成金属流失。可见，磨矿过程要尽量减少过磨。

（4）如果磨矿过程的单体解离不够，会出现磁铁矿与脉石的连生体颗粒。虽然脉石多为非磁性矿物，但由于磁铁矿磁性很强，它受到的磁力足可以把与其连生的脉石带到磁性产品中去，这就降低了磁性产品的品位。如果要把这部分连生体从磁性产品中分离出来，需采用细筛再磨、浮选、重选或其他选别方法。

94. 弱磁性矿物有哪些磁性特点？

弱磁性矿物大多属于顺磁性物质，不具磁畴结构，其磁性比强磁性矿物弱得多，与矿粒的形状和粒度等因素无关，只由其组成和结构决定，弱磁性矿物被磁化，撤消外磁场后无剩磁。

但是，弱磁性矿物中如果含有强磁性矿物，即使是少量强磁性矿物也会对弱磁性矿物的磁性产生显著的影响。

95. 磁铁矿氧化后其磁性有什么变化，什么是磁性率，如何计算？

磁铁矿的化学组成为四氧化三铁（Fe_3O_4），其中的铁离子一个为 2 价，两个为 3 价，即 $FeO \cdot Fe_2O_3$。如果磁铁矿被氧化，就是 2 价铁被氧化为 3 价铁，即 Fe^{2+} 被氧化为 Fe^{3+}. 于是 FeO 的量减少，磁铁矿的磁性下降。氧化程度越高，FeO 的含量越少，磁性下降越厉害。因为一般磁铁矿的颜色为青色，而氧化后变为赤铁矿的颜色常常是红色，故常把原生的未经氧化的磁铁矿称为“青矿”，而把赤铁矿称为“红矿”，红矿是弱磁性的。

既然铁矿石中 2 价铁（一般用氧化亚铁 FeO 表示，化验时给出的结果是 FeO）的含量决定着矿石的磁性，人们就把铁矿石中氧化亚铁（FeO）的含量与全铁（TFe）的含量的百分比定义为磁性率，即

$$\text{磁性率 } R = \frac{\text{矿石中氧化亚铁（FeO）的含量}}{\text{矿石中全铁（TFe）的含量}} \times 100\%$$

式中 FeO 和 TFe 都可以用化学分析方法直接得出化验结果（一般给出的为 FeO 和 TFe 的百分含量），只要把化验结果代入上式，就可算出磁性率的数值。

纯磁铁矿（$FeO \cdot Fe_3O_4$）不必化验，从分子式直接就计算出磁性率

$$R = \frac{Mr(FeO)^{①}}{3 \times Mr(Fe)^{②}} \times 100\% = \frac{55.8+16}{3 \times 55.8} \times 100\% = 42.9\%$$

① Mr（FeO）——FeO 的分子量
② Mr（Fe）——Fe 的分子量

由此可知，铁矿石的磁性率一般不大于 42.9%。

根据磁性率 R 可把铁矿石划分为三类： $R \geqslant 36\%$ 的为磁铁矿石（或原生矿），$28\% < R < 36\%$ 的为半假象赤铁矿石（或半氧化矿），$R \leqslant 28\%$ 的为假象赤铁矿石（或氧化矿）。所谓假象赤铁矿，即磁铁矿氧化后外观上给人以磁铁矿的假象，而实际上已经是赤铁矿了。

用磁性率推断铁矿石的磁性是比较方便的，但是当铁矿石的组成较复杂时，单用磁性率推断矿石磁性有时会得出错误的结论。例如，如果矿石中含有大量硅酸铁（$FeSiO_3$）、菱铁矿（$FeCO_3$）和黄铁矿（FeS_2），这些 2 价铁能使化验的 FeO 含量偏高，由此计算的磁性率也偏高，有时甚至大于 42.9%，但是由于硅酸铁、菱铁矿和黄铁矿的磁性都很弱，实际上矿石的磁性并不强，磁选指标也不会好；又如铁矿石中含有较多的磁黄铁矿（FeS）时，虽然磁性率不高，但由于磁黄铁矿是强磁性矿物，实际的磁选效果却可能很好。因此，对于组成复杂的铁矿石，不要单独从磁性率出发匆忙得出结论，要通过综合考查再下结论。

96. 常见的铁矿物有哪几种，弱磁性的铁矿物怎样转化为强磁性铁矿物？

常见的铁矿物有磁铁矿（Fe_3O_4）、赤铁矿（Fe_2O_3）、褐铁矿（$Fe_2O_3 \cdot nH_2O$）、菱铁矿（$FeCO_3$）等。磁铁矿为强磁性矿物，其余均为弱磁性矿物，它们磁性强弱的顺序为赤铁矿＞褐铁矿＞菱铁矿。另外，硫化铁（包括黄铁矿和磁黄铁矿）虽然也是铁矿物，但一般以其中的硫作为第一回收对象，故多把其划入硫矿物。

弱磁性铁矿物经焙烧可转化为强磁性，例如：

（1）赤铁矿采用还原焙烧，还原剂有煤炭、一氧化碳和氢气等。反应式为：

$$3Fe_2O_3 + C \xrightarrow{570℃} 2Fe_3O_4 + CO$$

$$3Fe_2O_3 + CO \xrightarrow{570℃} 2Fe_3O_4 + CO_2$$

$$3Fe_2O_3 + H_2 \xrightarrow{570℃} 2Fe_3O_4 + H_2O$$

（2）褐铁矿亦采用还原焙烧，但在加热过程中首先排除化合水，转变为赤铁矿，然后再按（1）中的反应方程式被还原成磁铁矿。

（3）菱铁矿采用中性焙烧，为保持中性气氛，焙烧时不通入空气，或通人少量空气，加热到 300～400℃ 。反应式为：

不通入空气时，$3FeCO_3 \xrightarrow{300\sim400℃} Fe_3O_4 + 2CO_2 + CO$

通人少量空气时，

$$2FeCO_3 + \frac{1}{2}O_2 \xrightarrow{300\sim400℃} Fe_2O_3 + 2CO_2$$

$$3Fe_2O_3 + CO \xrightarrow{300\sim400℃} 2Fe_3O_4 + CO_2$$

经焙烧获得的磁铁矿称为焙烧磁铁矿或人工磁铁矿，可用弱磁选方法回收。

97. 我国铁矿石从工业类型方面可分为哪几种，各有何特点？

我国铁矿石从工艺类型方面可分为以下六种：

（1）鞍山式铁矿床。其成因属于沉积变质型矿床，是我国主要的铁矿资源，约占已探明铁矿石储量的 1/3 左右，主要分布在辽宁的鞍山一本溪地区和河北东部，此外在山西、

山东、河南和江西等省也有分布。

矿石特点：主要有用矿物为磁铁矿、假象赤铁矿、赤铁矿和少量褐铁矿。脉石矿物主要为石英，其次为角闪石、辉石和黑云母等。脉石以石英为主的称为含铁石英岩，以角闪石为主的称为含铁角闪片岩。矿石含铁一般为 20%～40%，含 SiO_2 一般为 40%～50%，含 S、P 及其他杂质较低。矿石多为条带状构造，磁铁矿嵌布粒度一般都较细。

（2）大庙式铁矿床。其成因有多种，以岩浆型的规模最大，主要分布在四川的攀枝花、西昌一带和河北省承德地区（大庙铁矿即是此类矿床故因此而得名）。

矿石特点：为钒钛磁铁矿石。有用矿物为含钒磁铁矿、钛铁矿，其次为磁黄铁矿、黄铜矿、铬铁矿、镍黄铁矿、假象赤铁矿和褐铁矿。脉石矿物主要有拉长石、辉石、角闪石等。原矿含铁一般在 20%～53%，含 S、P 较高。矿石多为致密块状。

（3）大冶式铁矿床。其成因属于接触交代矽卡岩型铁矿床。主要分布在湖北大冶和河北邯郸等地。

矿石特点：除含磁铁矿、赤铁矿外，还伴生有以铜为主的有色金属矿物如黄铜矿、黄铁矿和辉钴矿等。脉石矿物为石英、绿泥石、绢云母、方解石、白云石等。矿石含铁较高约 35%～60%，含硫亦较高。矿石多呈块状和浸染状构造。

（4）宣龙式铁矿床。其成因属于沉积型。主要分布于河北省宣化龙烟(因此而得名)和湖北、湖南、云南、贵州、广西等地。

矿石特点：以鲕状构造的赤铁矿为主要特征。铁矿物以赤铁矿为主，其次为菱铁矿、少量褐铁矿。脉石以石英、绿泥石为主。矿石含铁 25%～50%。矿石为鲕状、肾状或豆

状构造。

(5) 白云鄂博式铁矿床。成因属于气成高温热液矿床。主要分布于内蒙古地区的白云鄂博。

矿石特点：为多金属复合矿石。主要矿物：铁矿物有赤铁矿、磁铁矿、假象赤铁矿等 铌矿物有铌铁矿、烧绿石、易解石、铌钙石等 稀土矿物有独居石、氟碳铈矿、磷镧镨矿、氟碳钙矿等 另外还有铁钍矿、锆英石、重晶石、磷灰石、重金属硫化物等。脉石主要为石英、玉髓、方解石、白云石、云母、钠长石等。矿石构造主要为致密块状、浸染状及条状。

(6) 镜铁山式铁矿床。成因属于沉积变质矿床。主要分布于甘肃境内。

矿石特点：主要金属矿物为镜铁矿（化学组成也是三氧化二铁 Fe_2O_3，但具有片状晶体，呈光亮的钢灰色，故名为镜铁矿）、菱铁矿、少量赤铁矿和褐铁矿。脉石矿物主要为碧玉、铁白云石等。矿石呈条带状构造。

以上为我国主要的六种铁矿石。由于矿石性质各不相同，选别流程也是多种多样的。一般磁铁矿多采用弱磁选方法。其他弱磁性铁矿物，粗粒嵌布的多采用重选法，细粒嵌布的流程较复杂，如焙烧一磁选、弱磁一重选、浮选等。其中弱磁选及重选法较为经济，故均乐于采用。

98. 磁选设备有哪些？

磁选设备一般是先根据磁场强度的高低分为弱磁场磁选设备和强磁场磁选设备两大类（也有分为弱磁场、中磁场和强磁场三大类的）。磁场强度低于 240kA/m(3000 奥斯特)时为弱磁场，高于此值时为强磁场。弱磁场磁选设备主要用于选

分强磁性矿物，而强磁场磁选设备用于选分弱磁性矿物。

其次是根据选别作业处理矿浆还是处理干矿而把磁选设备分为干式和湿式两类。干式设备处理粗粒或大块物料，湿式设备处理细粒和微细料物料。

然后就是按磁选设备的结构特点进行细分类。常用磁选设备见表 4－1。

表 4－1　常用磁选设备一览表

设备分类	选别方式	设备名称	用　途	入选粒度（mm）
弱磁场磁选设备	干式	悬挂磁铁（永磁）	一般安装于胶带运输机首轮上方，从非磁性物料中清除铁器以保护后续设备或后续作业	＞50
		悬挂电磁铁	作用同上，但电磁铁多与金属探测器配合使用，探测器有信号时，电磁铁才接通电源工作	＞50
		磁滑轮	代替胶带运输机首轮，用于磁铁矿石的预选，抛弃废石或用于非磁性物料除铁	＞10
		永磁筒式磁选机	用于粗粒嵌布的磁铁矿石的选别	＞2
	湿式	永磁筒式磁选机（顺流型）	磁铁矿石的粗选和精选	6～0
		永磁筒式磁选机（逆流型）	磁铁矿石的粗选和扫选	0.5～0
		永磁筒式磁选机（半逆流型）	磁铁矿石的粗选、精选	0.2～0
		永磁旋转磁场磁选机	磁铁矿精矿再选	0.5～0

续表

设备分类	选别方式	设备名称	用　途	入选粒度（mm）
弱磁场磁选设备	湿式	振动磁选机	磁铁矿精矿再选	0.5～0
		磁力脱泥槽	细粒磁铁矿石选别、磁选精矿矿浆浓缩	0.2～0
		磁团聚重选机	磁铁矿石选别	0.3～0
	干式	盘式强磁场磁选机	选分稀有金属矿物如黑钨矿、钛铁矿、锆英石等	－2
		电磁感应辊式	选分赤铁矿、软锰矿、菱锰矿等	5～20
		永磁对辊式	选分含多种矿物的稀有金属和有色金属矿石	－3
		永磁圆筒式	弱磁性矿物	
	湿式	电磁感应辊式	选分锰矿石，赤、褐、镜、菱铁矿、钨锡分离	5～0
		盘式（SHP型）	选分弱磁性铁矿石	1～0
		平环式（SQC型）	选分弱磁性铁矿石	1～0
		立环式	选分弱磁性铁矿石	1～0.02
		周期式高梯度磁选机	从非金属矿物中除去铁钛矿物杂质	－0.5
		连续式高梯度磁选机	同上	－0.5
		脉动高梯度磁选机	选分赤铁矿、假象赤铁矿	－0.5

99. 磁选设备的磁场强度如何测量？

测量磁场强度的仪表有特斯拉计（以前称高斯计）和磁通计。特斯拉计使用方法简单，测量精度较高，是目前测量磁场强度的最常用仪表，因此主要介绍用特斯拉计测量磁场强度（或磁感应强度）。

特斯拉计由表头和探头构成，探头内装有半导体薄片，当磁力线 B 沿垂直于半导体片大面的方向穿过，同时沿长或宽度方向通过电流 I，则在与磁场和电流方向垂直方向的两个端面上产生电压 V，这个现象称为霍尔效应，如图 4－1所示。当电流 I 恒定时，电压 V 与磁场 B 的强度成正比，测出电压 V，经转换，在表头刻度盘上刻出磁感应强度值，就可以直接读出探头所在处的磁感应强度值。

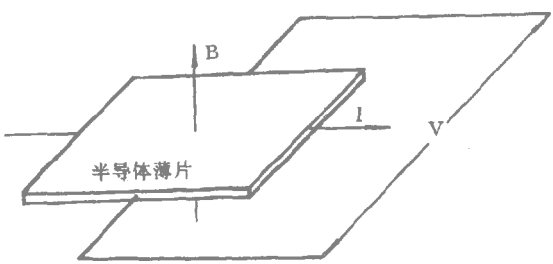


图 4－1　霍尔效应

测量方法：为使测点的位置准确，在测量前应根据磁极形状制作测点样板（用有机玻璃板或木板）。把各测点位置画在样板上，在测点位置钻孔以备探头伸入孔内进行测量。测量内容一般包括：磁系不同位置各断面的磁场强度、每一

断面上要测出磁极表面各关键点的磁场强度和距磁极一定距离的空间点的磁场强度等。例如，永磁筒式磁选机的磁场强度的测量方法如下：

（1）沿圆筒轴向选三个断面：其中一个选在正中间，另两个断面分别取在距两端各 200mm 处。

（2）在每个断面上要测出圆筒表面若干关键点的磁场强度，一般每个磁极的边缘和中间共 3 个点（磁系边缘 2 点不测），极隙中间 1 个点，如果极数为 n，则测点数 $N=[3n-2+(n-1)]=4n-3$。如 3 极磁系为 9 个点，4 极磁系为 13 个点，余类推。

（3）每个断面上各关键点上方距筒面一定距离测 3～5 个点。如距筒面 10mm、20mm、30mm、40mm、50mm 各点，如图 4-2 所示。

（4）圆筒表面所测各点的磁场强度平均值代表圆筒表面的磁场强度，同理，距筒面一定高度各点的磁场强度平均值代表该弧面的磁场强度。

进行测量之前，先将圆筒（及磁系）支起，高度以便于测量为适宜。此时磁系垂直向下，但在圆筒外看不到磁极，测点位置定不准，可在圆筒外洒些铁粉，磁极边缘吸引铁粉较多，磁极形状就能显示出来。如果没有铁粉，亦可用铁钉找点，铁钉能直立于筒面的地方即是磁极中心（或极隙中心），找到准确位置后用粉笔或毛笔打上标记，再逐点进行测量。

特斯拉计（高斯计）的使用方法和注意事项在仪表所带的说明书中有详细说明，按其说明书进行操作即可。

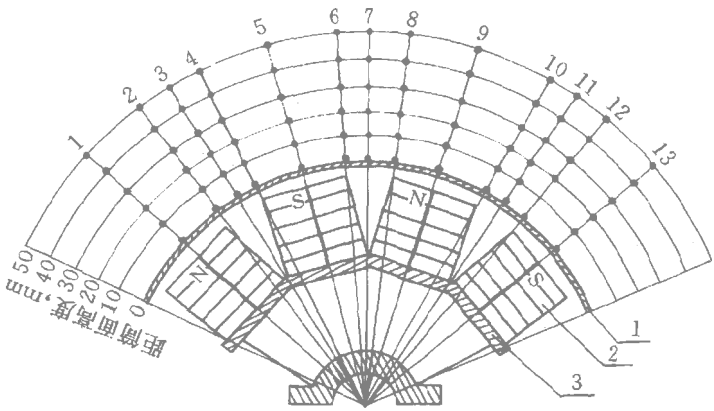


图 4－2　筒式磁选机磁场强度测量的
测点位置示意图（共 $6\times13=78$ 个测点）
1. 鼓筒　2. 磁极　3. 磁导板

100. 弱磁场磁选机与强磁场磁选机的磁系结构有哪些不同？

弱磁场磁选机与强磁场磁选机的磁系结构有以下不同：

（1）弱磁场磁选设备多采用开放型磁系，而强磁场磁选设备多采用闭合型磁系。所谓开放型磁系，就是磁极并列相邻配置，而且磁极之间不加任何感应铁磁介质的磁系。如筒式磁选机的放射状磁系、脱泥槽的塔形磁系、带式磁选机的平面磁系都是开放型磁系，如图 4－3 所示。由于磁通从 N 极出发，要绕过较长的空间回到 S 极，磁通较分散，气隙的磁阻大，因此选别空间的磁场强度较低，磁场梯度也较小。与开放型磁系相反，强磁场磁选设备多采用闭合型磁系，即

磁极面与面相对配置，同时还常常在磁极间放置各种形状的感应铁磁介质（如铁盘、铁辊、齿板、铁球及钢毛等），它们成为铁磁路的一部分。这样的磁系的选别间隙或为单层或为多层，但间隙都很小，磁通大体是直行的，受到的阻力小，且磁通较集中，磁通密度大，因此磁场强度高；同时感应磁极表面曲率较大，形成较高的磁场梯度。因为对磁性矿粒产生的磁力等于磁场强度与磁场梯度的乘积，所以强磁场磁选机能产生很大的磁力。

（2）弱磁场磁选设备多采用永磁铁做磁源，主要是从节能出发。而强磁场磁选设备多采用电磁磁源，这是因为电磁磁源的磁场强度可以设计得很高，而一般永磁铁的磁场强度较低，可能达不到要求的磁场强度。采用永磁铁的强磁场磁

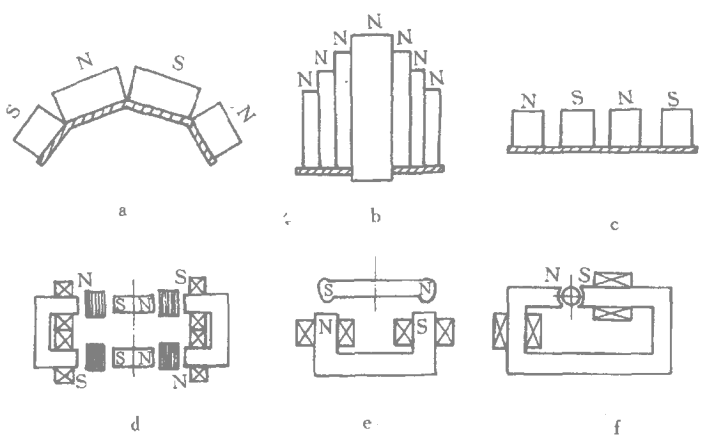


图 4-3　开放型磁系和闭合型磁系

a、b、c. 开放型磁系　d、e、f. 闭合型磁系

选机，需采用新型高效永磁铁。

101. 湿式弱磁场永磁筒式磁选机的磁系结构是怎样的？

湿式弱磁场永磁筒式磁选机的磁系由磁极和磁导板构成，如图 4－2 所示。磁极最少是 3 个（小筒径磁选机如 ø600mm×900mm 为 3 个磁极），每个磁极都是用永久磁块“砌”成的，磁块即相当于“砌墙”所用的“砖”。国产铁氧体永磁铁的规格一般为 85mm×65mm×17mm 或 85mm×65mm×20mm 或 85mm×65mm×22mm 等，呈扁平形状，两个 85mm×65mm 的大面为磁极，当然，一面为 N 极则另一面必为 S 极。设计磁选机的磁系各部尺寸时是结合磁块尺寸考虑的，磁极的宽度可用若干块磁块并列来达到，而磁极的高度是若干块磁铁摞合形成的。比如磁极面宽为 260mm，可用 65×4＝260 即 4 块磁块沿 65mm 尺寸并列；如果磁极高 85mm，可用 17mm 厚的磁块 5 块摞合起来即可。磁块两个极面大小稍有差别，向上的极面稍大些，这样摞起来的磁极上面宽些，放在导板上的底面稍窄。磁极沿筒式磁选机轴向的长度比圆筒长度小些，即在两端筒内留有一定间隙，其余则是磁极的长度。比如 ø600mm×900mm 的磁选机，磁极沿轴向长度为 850mm 时，用 10 块磁块沿 85mm 方向并列即可。上例中的磁极尺寸为 850mm×260mm×85mm ，即轴向为 85mm×10mm、极面宽为 65mm×4mm、极高为 17mm×5mm，一个磁极用磁块数为 10×4×5＝200 块，这个磁极就是一个大磁铁，上表面为一个磁极，底面为另一磁极。其他的磁极也是这样构成的。为使整个磁极成为一个整体，一

般用粘合剂将所有磁块粘接在一起，有的磁块中心穿孔，用铜螺栓固定在磁导板上。

几个磁极构成磁系，是由马鞍状磁导板连接在一起的。磁导板用低碳钢或纯铁做成，既起支撑磁系的作用，又提供了优良的磁通路。各磁极底面发出的磁通绝大部分在磁导板内流动。磁极粘接在磁导板上，磁块中心有孔的通过铜螺栓固定在磁导板上。

磁极的排列方式为沿圆周极性交替，如图 4－2 所示。这样排列的好处是选别过程中磁性矿粒通过磁场时会产生磁搅动作用（或称磁翻），对提高精矿品位有利。

磁导板连同磁极组成的整个磁系由与磁导板相连的两块轮辐状铁筋固定在磁选机的轴上。

102. 湿式弱磁场永磁筒式磁选机有哪几种，它们在构造、性能和应用方面有哪些区别？

湿式弱磁场永磁筒式磁选机根据槽体型式不同可分为顺流型、逆流型和半逆流型三种。

它们在构造方面的区别主要是槽体型式不同。另外，半逆流型槽底设有喷水管，顺流型和逆流型则没有喷水管。三种槽体结构如图 4－4 所示。顺流型的磁性产品的运动方向与矿浆流动方向相同（故名顺流型），逆流型的磁性产品的运动方向与矿浆流向方向相反（故名逆流型），半逆流型的磁性产品的运动方向与底部矿浆流动方向是相同的，而与上部矿浆流动方向是相反的，这种磁选机槽内矿浆流动呈 Y 型。

在性能方面和应用方面的区别见表 4－2。

因为半逆流型槽体底部有吹散水，所以尾矿质量分数较

低。尽管槽底吹散水量可以调节，但如果吹散水过小，易在槽底发生沉淀。当要求磁选尾矿质量分数高时，宜选用逆流型或顺流型磁选机。

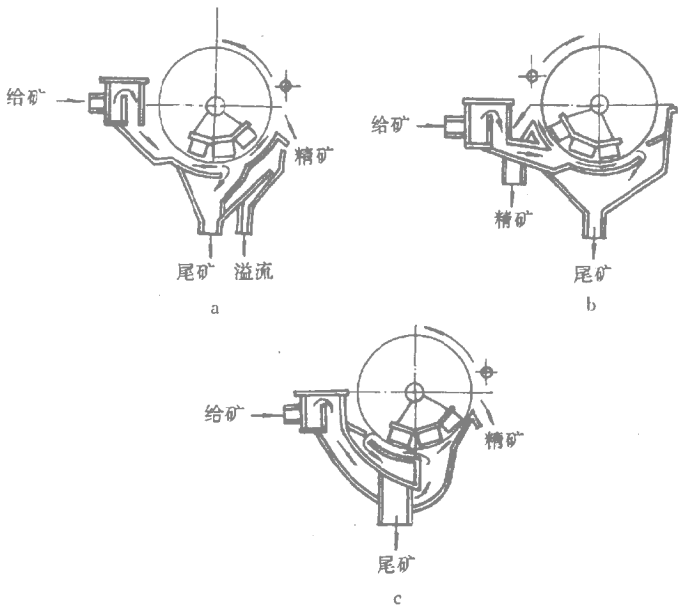


图 4-4　弱磁场湿式永磁筒式磁选机

a. 顺流型　b. 逆流型　c. 半逆流型

表 4-2　三种筒式磁选机车性能和应用方面的区别

槽体型式	选别指标比　较	原　　因	入选粒度(mm)	适合作业
顺流型	精矿品位 β 高 回收率 ε 低	β 高的原因：①精选带长 ②磁翻作用强 ε 低的原因是扫选带短	6~0	粗选 精选

续表

槽体型式	选别指标比　较	原　　因	入选粒度(mm)	适合作业
逆流型	精矿品位 β 低 回收率 ε 高	β 低的原因：①精选带短 ②磁翻作用差 ε 高的原因：扫选带长，矿浆总是与清洁的圆筒面接触，充分回收磁性矿粒	0.6～0	粗选 扫选
半逆流型	精矿品位 β 高， 回收率 ε 高	槽底吹散水把矿浆吹散呈松散悬浮状，既利于提高品位，又利于提高回收率 扫选带较长，精选带稍短，但比逆流型精选带长	0.5～0	粗选 精选 扫选

103. 鼓筒式磁选机的鼓筒和筒皮外的保护层各起什么作用，用什么材料制作，为什么？

鼓筒式磁选机的鼓筒把磁系和物料（或矿浆）隔开，但又不影响磁场的分布，靠它的运动把吸出的磁性产物携带到磁场之外卸下，所以是重要的工作部件。为防止筒皮磨损并增大与矿粒的附着力，常在筒皮外敷加一层耐磨材料。

湿式筒式磁选机的鼓筒多用非磁性的不锈钢板或铜板卷制，端盖多为铝或铜铸成。其外面敷加的保护层一般用橡胶、树脂，或绕一层铜线，干式筒式磁选机的鼓筒为防止产生涡电流多用玻璃钢制作。但无论干式、湿式鼓筒其外保护层都必须用非磁性材料制作而不能用铁磁性材料，原因如下：非磁性材料如铜、铝、橡胶、树脂、玻璃钢、不导磁不锈钢等，它们的磁导率与真空或空气差不多。鼓筒虽罩在磁系外面，但鼓筒的存在并不影响磁场的分布状态，就是说与磁系外边为真空或空气时的磁场分布状态是一样的，只是它

们在磁极附近占去了一层空间，对矿粒发生磁作用的有效空间是从筒皮表面向外。距离极面越远，磁场强度下降越多。为充分利用磁极附近的较强磁场，筒皮和保护材料不能太厚，同时筒皮与磁极面之间的间隙越小越好，一般筒皮外表面至磁极面的总厚度（包括保护层厚度、筒皮厚度和筒内表面到磁极表面的间隙）不超过 8～10mm。

另一类材料是铁磁性材料，如钢、铁和导磁不锈钢等。它们的磁导率比真空或空气大得多，一般为数百至上千倍。鼓筒及其耐磨保护层若用钢铁材料制作，它们罩在磁系外面会改变磁场的分布状态，严重时会把磁场屏蔽起来。因为磁通由 N 极发出，遇到导磁很好的铁磁性材料就会沿着材料内部流动，发生磁短路，筒皮外磁通量就少了，选别空间的磁场就被削弱了。

104. 什么叫磁系包角，什么叫磁系偏角，磁系偏角的大小对选别指标有何影响？

鼓筒式磁选机为放射状磁系，即磁极沿半径方向配置。磁系外层两边缘所夹的圆心角称为磁系包角（α），如图 4－5 所示。湿式筒式磁选机的磁系包角一般在 106°～128°之间，干式筒式磁选机的磁系包角一般为 270°或 360°，磁滑轮的磁系包角为 360°或 150°左右（150°包角的磁系固定不旋转）。磁系包角在设计时确定，设备出厂后磁系包角则固定不可调整。

当磁选机工作时，磁系不是自然下垂，而是向精矿排出端偏离一定角度。磁系中心线（或对称轴）偏离铅垂线的角度即磁系偏角（β），如图 4－5 所示。磁系偏角可随意调整，

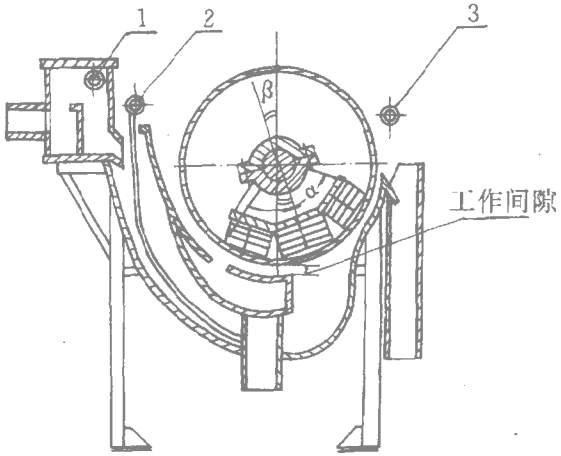


图 4-5　半逆流型永磁筒式磁选机

1. 给矿补加水管　2. 槽底吹散水供水管　3. 精矿冲洗水管

其正常值在 15°～20°之间。

磁系偏角在正常值范围内变化对分选指标没有大的影响。但如果过大或过小，可能对选别产生较大影响。如果磁系偏角过大，以致磁系上边缘超过精矿冲矿水的冲洗位置，则精矿冲不掉，同时选别带也变短了，回收率会降低；如果磁系偏角过小，磁系上边缘过低距排精矿点有一段较大距离，吸住的精矿可能还未到达槽外就又吸回槽内，以致排不出精矿，一部分磁性矿粒从尾矿管跑掉，使尾矿品位升高，同时因磁性物在槽内堆积，磁选机将给不进矿，造成满槽。磁系偏角通过磁选机一端的调整机构进行调整，用扳子调整螺杆，磁系连同主轴就会一同旋转，有的磁选机轴端装有一个角度显示器，调整就更方便了。磁系偏角一经调好，不再

经常调整。

105. 半逆流型湿式弱磁场永磁筒式磁选机有哪几种水管，各起什么作用，各水量大小对选别指标有什么影响？

半逆流型湿式弱磁场永磁筒式磁选机有三种加水管：给矿箱内的给矿补加水管、槽底的吹散水管和精矿冲矿水管，如图 4－5 所示。

给矿补加水用以调整给矿矿浆质量分数；槽底吹散水把给入磁选机的矿浆吹散，使之呈松散悬浮状态进入选分区；精矿冲矿水起冲卸精矿的作用。

给矿水的大小应视给矿质量分数大小而定，磁选机的给矿质量分数变化范围可以较宽，一般在 20％～40％的范围内变化对选别指标影响不大。给矿矿浆质量分数过高时，矿浆黏度较大，流动状态不佳，可补加给矿水加以稀释。矿浆质量分数不高（如在 40％以下）时可不加给矿水。

槽底的吹散水大小对选别指标影响较为明显。一般吹散水大些对提高精矿品位有利，吹散水小些对提高回收率有利。如果吹散水过大，矿浆在分选空间的流速过大，会把部分磁性矿粒冲入尾矿，使尾矿品位超过允许值，造成较大损失；而吹散水过小，矿浆不能充分松散，精矿品位会低于允许值，选别效果不佳。适宜的吹散水量应根据矿石性质、给矿量和作业要求来确定，最好通过单机考查，找出水量的适宜范围。

精矿冲洗水量以能冲净筒皮上的精矿为度，过大则只能造成水的浪费。

106. 湿式弱磁场永磁筒式磁选机的工作间隙（或称分选间隙）多大合适，如何测量和调整？

湿式弱磁场永磁筒式磁选机的工作间隙指的是筒皮和底板之间的距离，矿浆就由此间隙通过，此间隙也正是磁场的有效作用区域，如图 4－5 所示，它的厚度可在 30～60mm 之间进行调整。

工作间隙过大或过小，都会影响分选指标。如果间隙过大，底板附近的磁场力小，此处的磁性矿粒或连生体颗粒因磁力不够大可能随矿浆流入尾矿，造成尾矿跑黑，使回收率降低；反之若距离小些，回收率会高些，但精矿品位降低。如果距离过小，矿浆在间隙中的流速会很快，有些磁性矿粒会被冲走进入尾矿而使回收率降低，此时如果给入的矿浆量很大，因间隙太小尾矿跑不开，出现满槽现象。

工作间隙的适宜值要根据各厂的具体生产情况而定，调整的方法是在机架支撑槽体的四个支点上加减垫片。因为圆筒的位置是固定的，加垫片后槽体升高，工作间隙就变小了；减少垫片，工作间隙变大。工作间隙大小沿轴向应是均匀的，如果两端间隙大小不同，将造成矿浆流速不等，间隙大的一端槽体内因矿浆流速低可能产生矿砂沉积，甚至堵塞。槽体一端堵塞时可以观察到的现象是堵塞端筒皮表面吸不上精矿。

工作间隙的精确测定可以在检修时进行，在底板接近两端处各放一块橡皮泥，然后将槽体装上，加好垫片，再放下槽体，拿出橡皮泥测量其被压扁的厚度即是工作间隙的准确值。粗略测量时可打开槽体两端的放矿孔，伸手摸到间隙，

即可知其粗略值。

107. 湿式弱磁场永磁筒式磁选机常见故障有哪些，如何发现和消除？

湿式弱磁场永磁筒式磁选机常见故障有以下几种：

（1）磁选机内进入障碍物，轻者将筒皮划出痕迹，重者卡住圆筒或将筒皮划破，出现此现象时应立即停车取出障碍物。平时应严禁将螺栓、螺母、铁丝及其他金属物品掉进磁选机，为防止大块矿石随矿浆进入磁选机，应在给矿处加筛板挡住大块和杂物，并经常清理。

（2）筒内磁块脱落，此时圆筒有咔咔的响声，严重时把筒皮划破，此时应立即停车检修，为防止磁块再次脱落，在检修时可用薄铜片将磁系兜住。

（3）半逆流型槽底吹散水管口有时因结钙而堵塞，造成管口处矿砂沉积或工作间隙堵塞，怀疑有此问题时应停车检查。有时吹散水管口未堵但因工作间隙某处有杂物使该处工作间隙堵塞，故障现象是该处筒皮无精矿，此时可用压力水胶管由给矿处插入，把堵塞物冲掉。

（4）槽体某处磨出漏洞，如半逆流型槽体中间一层板或尾矿管磨漏，原矿会短路进入尾矿，使尾矿品位升高。如果出现尾矿品位突然升高并居高不下的现象时，可以怀疑是槽体漏矿。

（5）如果磁选机已使用多年，在原矿性质未发生变化的情况下，发现尾矿品位逐渐升高，可能是磁块性能退化，磁场强度降低所致。可对磁选机的场强进行测量，如磁场强度降低过多时应进行充磁。

（6）机械方面的故障如传动齿轮磨损、螺丝松动和错位、电机故障等，应及时发现及时维修。

108. 磁选设备用的永磁材料有哪几种，如何判断其性能优劣？

磁选设备用的永磁材料主要有两种：合金磁铁（也叫铸造磁铁）和铁氧体磁铁（也叫陶瓷磁铁）。合金磁铁多为钴、镍、铁等元素与其他元素的合金，如铝镍合金、钐钴合金、铈钴铜合金、钕铁硼合金等。铁氧体磁铁是三氧化二铁与某些二价金属氧化物按一定比例混合后经烧结等工艺制成的类似于陶瓷的永磁材料，其化学组成通式为 $MO \cdot nFe_2O_3$，式中的 n 为摩尔比，MO 代表二价金属氧化物，常用氧化锶（SrO）、氧化钡（BaO）和氧化铅（PbO）等。形成的铁氧体分别称为锶铁氧体、钡铁氧体和铅铁氧体，目前最常用的为锶铁氧体。

磁铁的性能一般用剩余磁感应强度（Br）、矫顽力（Hc）和最大磁能积（$BH)_{max}$ 等三个参数来表示。剩余磁感应强度是表示磁铁剩磁量大小的一个重要标志，其值越大，表示磁铁散发的磁通密度越大，这样的磁铁磁性强。矫顽力是表示磁铁磁稳定性的一个重要标志，其值越大，说明磁铁越不易退掉磁性，这样的磁铁的磁性可长期保持。最大磁能积是表示当磁铁的尺寸比（一般用 $\frac{l}{\sqrt{S}}$ 表示，其中 S 为极面面积，l 为两极之间的长度）适当时磁铁提供的磁能量的大小，其值越大，则单位体积的磁铁向空间散发的磁能量越大，这样的磁铁效率高，做成的磁系体积小，质量轻。

综合上述可知，磁铁的三个性能指标（剩余磁感应强度、矫顽力和最大磁能积）都是越大越好，常用永磁材料的磁性能见表 4－3。

表 4－3　常用永磁材料性能

永磁材料名　称	化学成分	矫顽力 Hc A/m(O_e)	剩余磁感应强度 Br T(G_s)	最大磁能积 $(BH)_{max}$ J/m^3(Gs·Oe)
钡铁氧体	$BaO·6Fe_2O_3$	152×10^3(1900)	0.36(3600)	$1.8\times10^4\times$ (2.25×10^6)
锶铁氧体	$SrO·6Fe_2O_3$	180×10^3(2250)	0.38(3800)	$2.51\times10^4\times$ (3.5×10^6)
铝镍钴合金 LNG8	7.6Al，14.5Ni，34.5Co，3.0Cu，5.3Ti，1.0Nb	133×10^3(1660)	1.13(11300)	$10.7\times10^4\times$ (13.4×10^6)
钐钴合金	$SmCo_5$	693×10^3(8700)	0.98(9800)	$19.1\times10^4\times$ (24.0×10^6)
钕铁硼	$Nd_2Fe_{14}B$	1600×10^3(2000)	1.0(10000)	$32\times10^4\times$ (4.0×10^6)

109. 铁氧体永磁块有哪些特点，在运输、保管和使用过程中有哪些注意事项？

铁氧体永磁块与合金磁铁相比有以下特点：

（1）铁氧体磁铁的剩余磁感应强度和最大磁能积都较小，但矫顽力较大，见表 4－3。

（2）铁氧体磁铁因原料来源广、不含有钴镍等贵重金属，因此价格便宜。

（3）铁氧体磁块像陶瓷一样坚硬但质脆，容易破损，但耐氧化，耐腐蚀。

（4）铁氧体磁块的剩余磁感应强度随温度变化而变化，特别是经过－6℃以下的低温冷冻后磁感应强度下降较多，当温度恢复至室温时，磁感应强度不能恢复原状，需重新磁化。

鉴于铁氧体磁块的上述特点，在运输、保管和使用过程中应注意以下几点：

（1）搬运时要轻拿轻放，磁块摞合时因异极性之间吸力很大，要两手握紧磁块沿极面切向靠近，严禁两异性极面相对靠近，因为两异性极面之间的吸引力与两极之间的距离的平方成反比，随着两极之间的距离的减小，引力迅速增大，因此加速度迅速增大，两极碰撞在一起会使磁块破损或夹伤人手。

（2）不宜在低温环境下保存和使用。

（3）需要粘接磁块时，应把磁铁表面用清水洗净擦干，然后用少量丙酮或乙醇擦洗去掉污物，再均匀地在磁铁表面上涂上粘合剂，之后进行粘接。

（4）需要将磁块摞合组成磁摞时，应首先进行挑选，把性能好、外形完整的放在磁摞上面，同时由于每块磁铁的两个极面大小是不相同的，应把大面朝上。

（5）需要充磁时应先把磁摞粘接好后进行组充磁，因为组充磁比单块充磁后再摞合的剩余磁感应强度高，磁摞越长，剩余磁感应强度高出的幅度越大。

110. 永磁磁选机的磁块如何进行粘接和固定？

铁氧体永磁铁为扁平块状，规格通常有85mm×65mm×22mm、85mm×65mm×20mm、85mm×65mm×17mm及85mm×65mm×15mm等数种，85×65的大面为极面。如果极面中间无固定螺孔，则需用粘接剂进行粘接固定；如果有孔，则需用铜螺丝进行固定。

用粘接法进行固定，通常使用的粘接剂有环氧树脂和聚胺酯等。它们的配方如下：

（1）环氧树脂粘接剂。取100%质量的环氧树脂（牌号6101、634、618、637），加热到20～40℃（外观看有较好的流动性），先加入环氧树脂质量的15%～20%的增塑剂二苯二甲酸二丁脂（分析纯），并搅拌均匀，混合液温度下降到室温20℃左右后，再加入环氧树脂质量的5%～8%的固化剂乙二胺，立即搅拌见无气泡为止。加乙二胺时的温度一定不能高，以防所配出的粘接剂成海绵状硬化物不能使用造成浪费。配好的粘接剂要在半小时内用完。粘接好的磁摞放置一天使粘接剂自然固化。

（2）聚胺酯粘接剂（乌利当胶）。把100%质量的聚胺基甲酸脂、50%的固化剂和5%质量的高岭土一起搅拌均匀后即可用来粘接磁铁，自然固化需两天。

粘接磁铁时，磁铁表面先用清水洗净，擦干，再用少量丙酮或乙醇擦洗去掉污物（油脂），粘接剂配好后先薄薄均匀地涂抹在磁铁表面上，之后将磁铁粘合起来。

按要求高度摞合磁铁，把性能较差的放在磁摞的下面，磁铁的两个极面一大一小，大面的磁场强度较强，摞合时大

面应朝上（有时磁块出厂时已按磁系的要求在箱内排列好，组装时不要打乱顺序）。

粘接磁铁和铁导磁体时，首先将铁导磁体粘接面用稀盐酸溶液处理一下或放到 65℃的 15％磷酸溶液中处理几分钟，然后用冷水、热水清洗并晾干，最后用丙酮去掉污物，按上述同样方法进行粘接。

粘接的磁块不易拆卸和更换，而用铜螺丝（注意不能用铁螺丝，以免造成磁短路）固定时装配拆卸都较方便。

111. 永磁磁块如何进行充磁？

未经磁化或磁化后又退了磁的磁块，需用充磁机进行充磁，目前采用的充磁方法有直流充磁和脉冲电流充磁两种：

（1）直流充磁使用的设备为电磁铁充磁机，其结构如图 4－6 所示，工作时线圈给入直流电，两铁芯之间的间隙大小可通过调整螺母进行调整。

充磁前先用清水洗净磁铁表面，将磁铁放入充磁机铁芯间隙中夹紧，向激磁线圈通人直流电达最大值，稳定 3～4s 切断电流，磁铁已被磁化。由于单块磁铁充磁后剩余磁感较低，而磁摞组合充磁剩余磁感较高，故一般是先进行单块磁铁充磁，然后再摞合成磁摞进行充磁，充磁机的磁化场

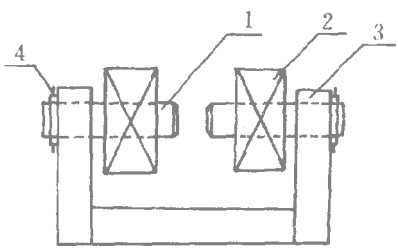


图 4－6　直流充磁机
1. 可动铁芯　2. 激磁线圈
3　轭铁　4. 螺母

强度应为磁铁矫顽力的 5～7 倍。

（2）脉冲电流充磁。所用设备为脉冲电流充磁装置，它主要由脉冲装置和充磁线圈组成。它的磁化场强度很高，可直接对磁摞进行充磁，工作时强大的脉冲电流通过充磁线圈，产生瞬间强大磁场，使充磁线圈中的磁摞磁化。

直流电磁铁充磁能力低，但结构简单，设备费用低，适用于中小型磁选厂。脉冲电流充磁装置的充磁能力大，装置本身较复杂，费用也高，适用于大型磁选厂和磁选设备制造厂。

112. 磁力脱泥槽安装基本要求和调节因素有哪些？

永磁磁力脱泥槽安装时，应把槽体放正，用水平尺检查槽上口（即溢流堰）使之水平，这样，脱水槽工作时沿圆周各处溢流才均匀。否则，溢流会偏向较低的一边，影响分选效果。另外，给矿筒（拢矿圈）要在槽体正中放平，否则给料会发生偏析，容易造成溢流面翻花，这样有些磁性矿粒就会进入溢流中，使尾矿品位升高，降低回收率。

永磁磁力脱泥槽的调节因素主要是调节上升水量和排矿口的大小。因为在磁力脱泥槽中矿粒主要受三个力的作用：矿粒的重力（可理解为重力减去浮力即在矿浆介质中的重力）、磁力和水流的冲力。当脱泥槽选定后，如果矿石性质不变，磁力在一段较长时间内是不会变的，重力也不会变，容易变化的是水流对矿粒的冲力。在选别过程中，希望磁性矿粒所受到向上的水冲力应小于向下的重力和磁力，这样磁性矿粒才会下沉；反之，非磁性矿粒所受的水冲力应大于重力（磁力很小或为零可忽略），这样它就进入溢流。如果上

升水量大，上升水流速度大，水流对矿粒冲力增大，细粒磁性矿粒容易被冲入溢流中，出现脱泥槽溢流面翻花跑黑现象，造成金属流失；反之若上升水量小时，非磁性脉石会混入磁性产品中，降低精矿品位。排矿口大小也直接影响脱泥槽的选分指标。实际上，脱泥槽的工作过程是一个动态平衡，进入槽体的有矿浆和上升水，从槽体流出的有向上的溢流和向下的沉砂，在给矿和上升水量不变的情况下，增大排矿口，沉砂流量增大，溢流量就减少，上升水流速减小，一些脉石容易进入沉砂中，降低精矿品位；反之如果排矿口过小，溢流量就增大，上升水流速增大，一些磁性矿粒会被冲入溢流，使尾矿品位升高，降低回收率。在脱泥槽的操作中，要根据矿石性质、给矿量和对选别指标的要求，摸索出适宜的上升水量和排矿口大小。在进行单机考查时，要把考查的指标与选别作业出现的现象如溢流层厚度和颜色、沉砂量和颜色等联系起来，做到观察现象就能估计出选别指标，这种经验对于及时调整各种因素保持良好的选别指标是非常重要的。

113. 永磁磁力脱泥槽常出现哪些故障？

永磁磁力脱泥槽发生的事故主要有：①排矿砣脱落，排矿口被砣堵死，故障现象是不排矿，旋转丝杠不起作用，脱泥槽溢流面翻花跑黑。②迎水帽磨掉或脱落，故障现象是槽内水面局部翻花或跑黑，出现这种现象时应及时停车检修。

114. 永磁磁力滚筒（磁滑轮）有哪些用途？

永磁磁力滚筒也叫磁滑轮，是一种干选磁选机，适用于

选别大粒度强磁性矿石，其适宜的入选粒度范围为 10～75mm，后来出现的大块磁滑轮的选别粒度上限可达 350～400mm。

永磁磁滑轮的用途 ①在磁铁矿选矿厂，对磨矿之前的矿石进行预选，选出在采矿过程中混入矿石中的废石。废石混入越多，矿石贫化越厉害，如果不进行预选，废石进入选矿必然增加选矿费用，而且降低精矿产量，故现在多数磁铁矿选厂都设有磁滑轮预选作业。②直接入炉冶炼的富矿往往也混入废石，为提高入炉矿石品位，在入炉前对富矿进行预选甩出废石。③在焙烧磁选厂，先对弱磁性的铁矿石进行磁化焙烧，使之转变为人工磁铁矿，然后再进行磨矿弱磁选。赤铁矿块入炉焙烧的粒度上限一般为 75mm ,有些大粒焙烧时还原不完全，其核心部分的赤铁矿尚未转变为磁铁矿，进入选矿后这部分赤铁矿容易流失而降低回收率。用磁滑轮对焙烧产品进行选别，可以把焙烧不完全的矿块选出来，返回焙烧炉再次焙烧，磁滑轮起控制焙烧矿质量的作用。④非磁性矿石或物料中混入铁器需除掉时，可用磁滑轮将铁器选出。

115. 影响磁滑轮选别指标的因素有哪些？

影响磁滑轮选别的因素主要有以下几个：①矿石性质方面的因素主要有粒度、磁性率、水分含量等。②设备方面的因素主要有磁场强度、转速（或皮带速度）等。③操作方面的因素主要有分矿板的位置、给矿量、料层厚度等。以下分别加以说明。

（1）矿石粒度由磁滑轮的磁场特性决定，如果磁滑轮规格大，场强高，磁场作用深度大，则入选粒度可大些。如唐

钢石人沟铁矿自磨之前的大块磁滑轮，人选最大粒度为350mm，磁滑轮规格为 ø1250mm×1400mm ，磁系采用稀土永磁块，其筒面场强很高。类似情况还有歪头山、张家洼、西石门、玉石洼和漓渚等选矿厂。直径 800mm 以下的磁滑轮的入选粒度上限一般为 75mm ，这样的磁滑轮遍布我国铁矿选矿厂。但磁滑轮选别细粒物料效果不佳，尤其对 0.5mm 细粉选别效果较差。矿石磁性率高，选别指标好，矿石磁性率低，废石量增大，废石品位升高，作业回收率下降。矿石水分高时（大于 3%）选别效果不好，废石量减少，可能是由于水分高时物料之间粘结力增大，松散不好。据经验，原矿水分不应超过 2.5%。

（2）磁滑轮磁场强度越高，甩出废石的品位越低，作业回收率越高。近几年，随着矿产资源的减少，原矿显得宝贵，许多选矿厂纷纷改用高场强的磁滑轮，以降低废石品位。有的选矿厂对原磁滑轮选出的废石再用磁滑轮进行扫选，也收到同样效果。磁滑轮的转速决定胶带的速度，此速度越高，矿石受到的离心力越大，甩出的废石量越大；而速度过小时，废石甩出的抛射角小，废石产率降低。胶带速度范围一般为 0.8～2.0m/s。

（3）分矿板位置应做成可调的，矿石性质不同或要求的分选指标不同，分矿板的位置也不同，需通过试验来确定。给矿量和料层厚度与入料最大粒度有关，料层越薄，选别效果越好，当料层厚度超过入料最大粒度的 2 倍时，分选指标变差。如果采用槽型胶带运输机运输矿石，在进入磁滑轮之前，应设置耙式机构将物料扒平成薄层状入选，效果才好。否则矿石堆在胶带中间，磁滑轮的磁场大部未能利用，且堆

在一起的矿块互相干扰，选别效果不佳。

116. 磁团聚重选机的基本构造和工作原理是怎样的，操作要点有哪些？

磁团聚重选机是选别磁铁矿石的一种设备，它在磁选工艺流程中一般处于中间位置，其选别产物不是最终产品。磁团聚重选机是磁力脱泥槽的一种改进型，其构造如图 4－7 所示。

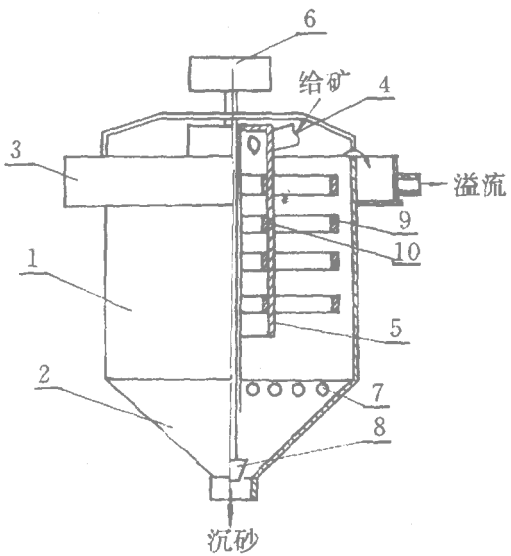


图 4－7　磁团聚重选机

1. 圆柱筒体　2　圆锥槽体　3. 溢流槽　4. 给矿管
5. 给矿筒　6. 排矿口调节执行器　7. 上升水管
8. 排矿胶砣　9. 外磁系　10　内磁系

槽体上部为圆柱形筒体，下部为锥形，锥角 90°，锥体部位有上升水流装置，锥顶为排矿口，排矿口大小可通过电动执行器提起或放下胶塞来调节，筒体中央为给矿筒，筒体上部周边为溢流堰，该机最为关键的是磁系，可称为点阵式磁系，由永磁块组成，分为内外两层，每层上下有四圈，内磁系位于给矿筒内侧，外磁系位于槽体与给矿筒之间，每圈都由若干个磁体沿圆周等距离排列，在槽体内造成不均匀磁场，内外磁系相对的空间场强较高，约 10～20kA/m ，上下两层之间的空间磁场则很弱。

其工作原理及分选过程如下：由槽底给入上升水，水流在槽内呈旋转状态，矿浆经给矿桶给入槽内，磁性矿粒首先被内磁系磁化，产生磁团聚向下沉降，随由上向下场强大小的交替变化，磁性矿粒也经过团聚一松散一团聚的交替变化。团聚时矿粒会加速沉降，松散时，裹在磁团中的杂质被上升水流冲走，使磁性物品位提高。槽内矿浆质量分数由上至下逐渐加大，产生类似重介质的作用，脉石和连生体随上升水流上浮，最后由溢流堰排出。磁团在重力作用下克服上升水流作用，下沉到槽底，最后由排矿口排出。

磁团聚重选机的操作要点：①磁聚机必须保持给矿量和水量稳定，给矿量不稳时，要及时调整排矿口，使溢流大小合适，不跑黑。②供水压力要稳。

117. 在哪些情况下要使用脱磁器，常用脱磁器有哪几种？

脱磁器是磁铁矿石选矿厂独有的一种辅助设备，它的作用是消除磁铁矿的剩磁，破坏磁团聚。

磁铁矿属于亚铁磁性物质，具有磁畴结构，它进入磁选机的磁场后立即被磁化。由磁选机排出后，虽然离开了磁场，但仍保留一部分剩磁，剩磁的多少与矿石性质（如矿物组成、结构、粒度等）有关，有的矿石剩磁显著，有的矿石则不明显。具有剩磁的矿粒就好比是一个具有两个磁极的小磁铁，这些“小磁铁”的异性极相互吸引，就会形成“团”或“链”，称此现象为磁团聚。磁团或磁链的性质与单个矿粒不同，会对后续的筛分、分级和选别作业产生影响。以下分几种情况加以分析：

（1）磁选之后有磨矿分级作业。例如，磁滑轮预选之后进行磨矿分级或阶段磨选流程中磁选粗精矿的再磨分级。如果磁滑轮选别后的矿石或磁选粗精矿的剩磁较多，经磨矿机磨矿后进入分级机仍然存在磁团聚现象，磁团一般较为松散，其中含有较多水分，采用水力分级时磁团会进入溢流，用筛子分级时磁团会进入筛上产品中。结果应该进入返砂的颗粒随磁团进入了溢流（螺旋分级机或水力螺旋器），而应该进入筛下的随磁团进入了筛上，这都使分级效率降低。严重时螺旋分级机可能没有返砂，这种情况下就必须使用脱磁器消除磁团聚现象。

（2）磁选后面为细筛作业。如果没有磁团聚的影响，细筛的筛下产物应该粒度细而且品位比筛上产物高，这是因为石英等脉石和连生体颗粒往往比磁铁矿颗粒粗且密度又小的缘故，此时细筛既起分级作用又起选别作用。但如果磁铁矿颗粒因剩磁而团聚在一起，它们不能透过筛孔而是进入筛上产物中，使细筛筛分效率降低，选别作用变差。对细筛给矿进行脱磁就很有必要。

（3）连续磁选作业，即后续有一次或几次磁选精选作业。精选的目的是提高精矿品位，而磁团中往往裹挟脉石、连生体或矿泥，磁团不打开，这些杂质则选不出去，势必影响精矿质量。因此，在每次精选之前，都应当加脱磁器进行脱磁。当条件不允许时，最好在几道精选之前或之间至少加一道脱磁作业。当然，当磁团聚不明显或对精矿品位要求不高时可不用脱磁。

常用脱磁器有矿浆脱磁器和块矿脱磁器。其中矿浆脱磁器应用最多，目前都是电磁的，从激磁电流的性质来分有工频（即 50Hz）脱磁器、中频脱磁器、脉冲脱磁器、谐合波式脱磁器等。

塔形线圈脱磁器是工频脱磁器的一种，在选矿厂应用较广泛。它的构造如图 4－8 所示。串联在一起的一组线圈呈塔形套在非磁性材料制成的矿浆管道外边，线圈通 50Hz 交流电，矿浆由大线圈端进入，向前通过脱磁器激发的方向交替变化场强逐渐变弱的磁场，矿浆中的磁铁矿粒被反复脱磁，从小线圈端流出时已基本脱除了剩磁。

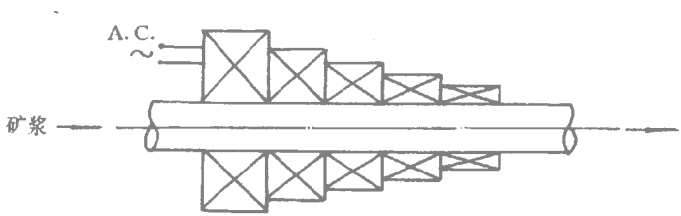


图 4－8　塔形线圈脱磁器

118. 工业上常用强磁场磁选机有哪几种，各有何应用？

我国设计制造的强磁场磁选机种类繁多，但在工业生产中得到应用的主要有：①干法选别的强磁机有盘式（单盘、双盘、三盘等）、感应辊式等。盘式处理能力低，适用于选分黑钨矿、锆英石等稀有金属矿物；感应辊式处理能力较高，适用于选分粗粒嵌布的赤铁矿和锰矿物。②湿法选别的强磁场磁选机有感应辊式、盘式、平环式、立环式等多种。它们主要用于选别细粒嵌布的赤铁矿以及锰矿物等。

119. 强磁选工艺有哪些特点？

强磁场磁选工艺选别的对象是弱磁性矿物，在我国主要是选别赤铁矿。因我国的赤铁矿品位低、嵌布粒度细，磨矿过程很难使赤铁矿与脉石全部单体解离，总存在大量的连生体颗粒。在强磁场磁选中，连生体的大多数会被回收进入磁性产品中，降低了精矿品位。如果降低磁场强度，势必造成金属大量流失，因此强磁选作业一般都不能兼顾精矿品位和回收率。这样，强磁选机就很难作为一个独立的选别工艺，而是要有其他选矿方法相配合。一般来讲，强磁选作业用做抛尾脱泥具有其他工艺不能比拟的优点，获得的强磁精矿需用重选或浮选方法进行再选，才能达到市场要求的品位。此为特点之一。其次，强磁场磁选设备价格昂贵，投资多，费用高，小规模选矿厂不宜采用。第三，在进行强磁选之前，如果矿石中含有 5% 以上的强磁性矿物，必须先经弱磁选把强磁性矿物选出来，否则，强磁性矿物会在强磁机的分选间

隙中产生“磁搭桥”造成磁短路或堵塞分选间隙，使强磁选难以进行。第四，强磁场磁选机的分选间隙一般都很小，为防止杂物及大粒矿石堵塞分选间隙，在入选前要对矿浆进行筛分除渣。另外，为满足强磁机对入选质量分数的要求，选前还往往设置浓缩作业。

120. 湿式电磁感应辊式强磁场磁选机的构造和选分过程是怎样的，有哪些应用？

湿式电磁感应辊式强磁场磁选机的型号规格较多，在工业上得到应用的大型感应辊式强磁场磁选机以 CS-1 型最为典型。

CS-1 型强磁机的基本构造如图 4-9 所示。主要由电磁铁、分选辊、磁极头、给矿箱和产品收集箱等组成。

该机的磁系由电磁铁、磁极头和分选辊组成，两个互相平行的电磁铁的四个端部都装有磁极头，两个平行的感应辊与电磁铁垂直配置，位于磁极头斜上方，构成“□”字形闭合磁回路。感应辊与磁极头凹面之间的弧形间隙为分选间隙。为产生不均匀强磁场，感应辊表面制成齿状。感应辊、磁极头和铁芯都用工程纯铁制作。感应辊在工作时由电机通过减速机驱动以 40～50r/min 的速度旋转，电磁铁和磁极头则固定不动。

选分时，矿浆由上方的给矿箱给入感应辊与磁极头之间的分选间隙，磁性矿粒在磁力作用下被吸到感应辊齿上并随辊一起旋转至外侧非磁场区时，被水冲下落入精矿箱中，非磁性矿粒随矿浆流通过梳齿状筛板漏入尾矿箱中。

CS-1 型湿式电磁感应辊式强磁场磁选机在选锰矿物和

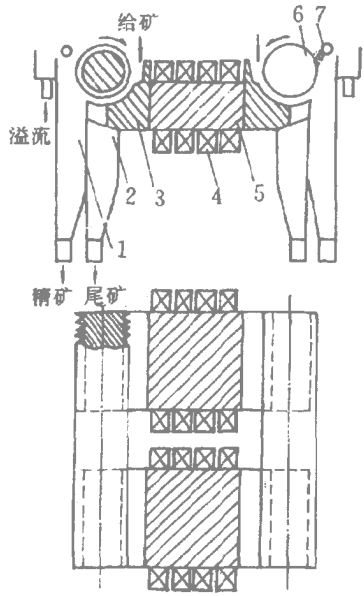


图 4-9 CS—1 型湿式感应辊式强磁场磁选机的基本构造

1. 精矿(磁性产品)接矿槽 2. 尾矿接矿槽 3. 磁极头 4. 激磁线圈 5. 铁芯 6. 感应辊 7. 冲洗水管

赤铁矿中获得较好指标。

121. 湿式盘式强磁场磁选机的基本构造及其分选过程是怎样的，有哪些操作要点？

湿式盘式强磁场磁选机可分为单盘、双盘两种，以转盘直径表示其规格，有 ø800mm、ø1000mm、ø2000mm、

ø3200mm 等多种，型号为 SHP。

该机的基本构造如图 4－10 所示。整机安装在一个钢制框架内，由两个“U”型电磁铁和两个转盘构成“口”字型闭合磁回路，磁包角为 90°。铁芯焊接在结构钢框架上，在铁芯上有铝扁线绕制的激磁线圈，工作时通直流电，线圈浸在密闭的油箱内，靠油的循环冷却带走线圈的热量。转盘的周边设置若干个分选室（ø2000mm 型为 27 个分选室），每个分选室内装有数块导磁不锈钢做的齿板，其中两边的齿板为单面齿，中间数块皆为双面齿，齿尖与齿尖相对安装，两齿尖之间的距离称为极距，其宽度约为最大给矿粒度的 2～3 倍，齿板在分选室内排列情况如图 4－11（此图为俯视，并只表示其中一个分选室，黑色为齿板）所示。每个转盘有两个给矿点，分别位于转盘进入磁场区的铁芯边缘位置，在铁芯另一边缘位置设有中矿冲洗水，而在转盘远离磁场区的两处设有精矿冲洗水。在给矿点、中矿冲洗水和精矿冲洗水处转盘下方分别设有尾矿接矿斗、中矿接矿斗和精矿接矿斗。工作时磁系固定不动，转盘由电机通过减速装置驱动，转速为 3～5r/min。

该机的选分过程如下：矿浆由给矿箱经管道在给矿点处注入分选室，被转盘携带进入磁场区，齿板被磁化，在齿尖处产生不均匀强磁场，把矿浆中的磁性矿粒捕收到齿尖上；而非磁性矿料不受磁力，随矿浆沿齿板间的间隙漏下，进入尾矿接矿斗。齿尖吸住的磁性矿粒在中矿冲洗水作用下冲刷掉部分连生体颗粒和夹杂的脉石颗粒，品位得到提高，待随转盘运动至磁场区外的精矿卸矿点时，在冲洗水的作用下从齿板上卸下流入精矿斗。转盘的两边同时完成上述选别过

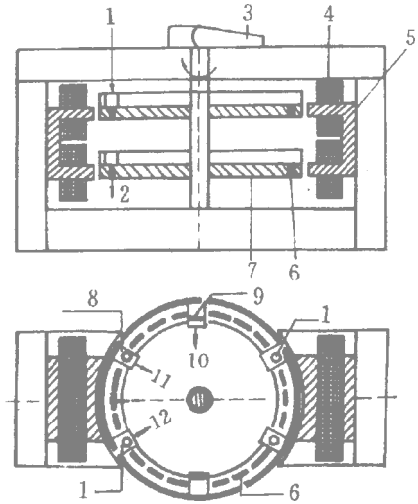


图 4－10 SHP 型强磁场磁选机

1. 给矿 2. 排矿 3. 传动机构 4. 励磁线圈 5. U 型磁轭 6. 分选箱 7. 转盘 8. 中矿冲洗 9. 磁性产品冲洗 10. 磁性产品 11. 中矿 12. 非磁性产品

程。上下两盘可以完成相同的工作，下盘也可进行精选或扫选。

该机操作要点：①人选矿浆要经筛子除渣并用弱磁或中磁除去矿浆中的强磁性矿物，防止堵塞齿板间隙。②给矿最大粒度与齿板极距要匹配，一般极距为最大给矿粒度的 2～3 倍。③磁场强度可根据入选物料的性质进行调整。④中矿清洗水根据需要设置，不出中矿时可不加中矿清洗水，需要中矿时清洗水压和水量都不宜过大，通常水压为（2～3）×10^5Pa。精矿冲洗水压力要高些，这样精矿冲洗得干净，还可消除堵塞现象，一般水压在（4～5）×10^5Pa。⑤齿板齿尖

磨损后，极距增大，场强下降，回收率降低。此时则需更换齿板。

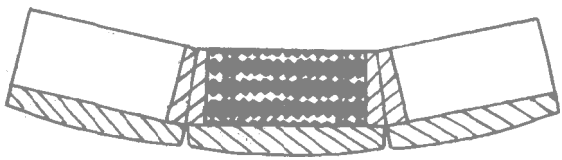


图 4-11　齿板在分选室内安装示意图

122. SHP型（仿琼斯型）湿式强磁场盘式磁选机开机和停机时有哪些注意事项？

SHP型（仿琼斯型）强磁机是目前应用较多的一种强磁设备，其开机、停机的注意事项有如下几点：

（1）开机前首先对设备进行全面检查，弄清上次停机的原因，如果是因机器故障而停机，必须排除故障才能考虑开机。

（2）经检查确认设备（包括电气设备）无误后，先对运转设备（如泵和主机）进行盘车，经转动一周发现转动灵活、无卡住现象，说明运转部位无障碍，否则要检查、排除障碍。

（3）开主机前要将各水管的阀门打开，观察水嘴是否有堵塞现象，检查水压表，表示压力必须达到规定要求的数值。

（4）启动油泵。启动油泵前，必须先开冷却水管，将油路各部的阀门打开，然后再启动油泵。启动油泵后注意检查油压是否正常、油路各处是否有漏油现象等，务必使油路保

持正常循环。

（5）启动主机，运转正常后，加激磁电流，注意不要一次加到额定值而应由小到大逐步加到规定的电流。严禁先转主机后给水，严禁先激磁后转主机，严禁主机带负荷启动。

（6）主机运转及激磁正常后即可给矿，注意给矿中不能有木渣等杂物，不能有大于齿板间隙的矿粒，不能有强磁性的矿物。一般在强磁选之前应经弱磁选除去强磁性矿物，并用筛子除去杂物及大矿粒，以防止齿板间隙堵塞。另外，给矿质量分数要适宜，给矿量要均匀。

综合上述六点可得开机顺序如下：全面检查一给水一启动润滑油泵一启动线圈冷却油泵一开动主机一激磁一给矿。

停机分为正常停机（即有准备的停机）和事故停机（即无准备因事故突然停机）两种，正常停机时一定要将强磁机内的负荷处理干净后再停机，停机顺序与开机顺序相反。

123. SHP 型湿式强磁场盘式磁选机在设备维护及安全生产方面有哪些要求？

强磁场磁选机一般都价格昂贵，应注意设备的维护保养，现以 SHP 型强磁机为例说明维护和安全生产方面的注意事项（其他类型的强磁机可参照执行）：

（1）介质板要求不串不堵，保持 20～30 天清洗一次，定期更换介质板（比如一年或半年视齿板磨蚀情况而定），并注意压盖螺丝要拧紧。

（2）运转中注意润滑油和冷却油的温升，过高时要报告给车间主任，以便采取必要措施，如停机检修。

（3）减速机的温升超限时要立即上报车间领导，停车检查处理。

（4）定期更换润滑油。

（5）注意观察各油压表、水压表、电压表、电流表的指针是否灵活、读数是否符合要求，发现问题及时找有关人员处理。

（6）注意与强磁机相联系的前后设备的工作情况，尤其是前面的弱磁、除渣等作业必须工作正常，才能为强磁作业创造良好的工作条件。

为使强磁机安全工作，应注意以下几点：

（1）主机运转过程中严禁用铁器或其他磁导体接触转盘及磁极。

（2）岗位工人不得擅自改变激磁电流。

（3）电气设备要保持干燥、清洁，防止水溅到电气设备上。

（4）开机、停机注意事项请参阅第 122 题的说明。

124. 平环式湿式强磁场磁选机有哪几种，基本构造和选分过程是怎样的？

我国设计制造的平环式强磁场磁选机以 SQC 型机为典型产品，该机磁系结构合理，结构紧凑，磁路短，漏磁少，磁场强度高，工作可靠。

SQC 型平环强磁场磁选机有三种规格：ø1100mm、ø1800mm 和 ø2770mm，以环直径表示规格。它们的主要技术参数见表 4－4，该机的基本构造如图 4－12 所示，主要由给矿箱、磁系、分选环、冲洗装置和接矿槽等部件构成。

表 4-4 SQC 系列湿式强磁场磁选机技术参数

项　　目	参　　数		
	SQC-6-2770	SQC-4-1800	SQC-2-1100
磁极对数	6	4	2
分选环直径（mm）	2770	1800	1100
分选环转速(r.p.m)	2～3	3～4	4～5
处理能力（t/h）	25～35	8～12	2～3
最高场强（T）	1.6	1.6	1.7
激磁功率（kW）	36	16	14.6
传动功率（kW）	10	7.5	3.0
给矿粒度（mm）	-0.8	-0.8	-0.8
给矿质量分数（%）	35	35	15～20
冲洗水压（MPa）	0.3～0.5	0.3～0.5	0.3～0.5
冷却水压（MPa）	0.1～0.2	0.1～0.2	0.1～0.2
机　　重（t）	35	15	7
外形尺寸（mm）	ø4000×3435	ø2800×2717	ø2100×2235

磁系由内、外同心环形磁轭及放射状铁芯构成，形成环形链状闭合磁路。线圈套在铁芯上，采用直流低电压大电流激磁，水内冷散热。磁极对数：ø1100mm 型为 2 对、ø1800mm 型为 4 对、ø2770mm 型为 6 对。两磁极之间有分选环旋转通过，分选环为非磁性材料制成，沿环周分割成数十个分选室（SQC-6-2270mm 型为 79 个分选室）。每个室内装有导磁不锈钢齿板，齿板排列方式及所起的作用与盘式强磁机相同。分选环靠轮辐支撑，由电机通过减速机构驱动旋转。在分选环上部刚要进入两极间磁场区的边缘位置设置给矿管，其下部为尾矿接矿槽；在分选环上相邻两对磁极之

间无磁场区设置精矿冲洗水管，其下部为精矿接矿槽。

分选时，矿浆自机器上方的分矿斗经管道分别在各给矿点给入分选环，随着环的旋转进入磁场区，非磁性矿粒不受磁力影响，随矿浆由齿板缝隙直接漏下进入尾矿槽，而磁性矿粒则被吸在齿板的齿尖上并随环转动进入无磁场区，被精矿冲洗水冲下进入精矿槽。

该机的操作要点与盘式强磁机相同。

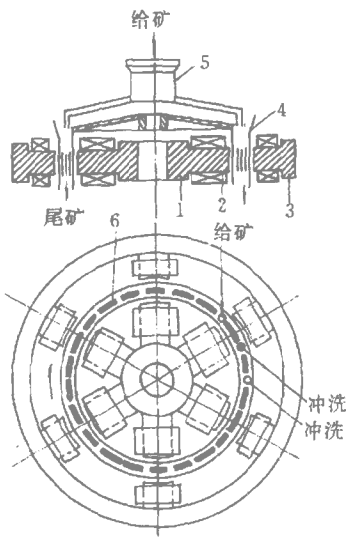


图 4－12　SQC－6－2770 型平环式强磁选机

1. 内环形铁芯　2. 激磁线圈　3. 外环形铁芯

4. 分选转环　5　给矿箱　6. 分选室

125. 立环式强磁场磁选机构造是怎样的，有何特点？

立环式强磁场磁选机有单环的和双环的，有电磁的，也有永磁的。其中，ø1500mm 双立环电磁强磁场磁选机性能较好，用于选分红铁矿获得较好指标。

ø1500mm 双立环磁选机由给矿器、磁系、分选环、接矿槽、冲洗水管和传动机构等部件构成，如图 4－13 所示。磁系由磁轭（底座 1、支 板 2 和主轴 5 共同构成磁轭）、铁芯（标号 3 为铁芯，两边各有一个，中间有一个）和激磁线圈 4 组成，形成“日”字型闭合磁路。三个铁芯之间的两个空气隙为磁场区，分选环的分选室就由该处通过。分选环为两个，垂直安装在水平主轴上，整个分选环由非磁性材料分隔成 40 个分选室，室内装 ø6mm～ø20mm 铁球作为分选介质，装球率为 85%～90%。环的内外周边也就是分选室的上下底是不锈钢筛篦，进入磁场区时，上底进矿并防止粗粒及杂物进入分选室，下底排出尾矿。

工作时矿浆给入位于铁芯间隙磁场区内的分选环的分选室内，此处的铁球被磁化，球与球接触点附近产生不均匀强磁场，能吸住磁性矿粒；非磁性矿粒不受磁力随矿浆由球之间缝隙迂迴流出漏入尾矿槽。吸住的磁性矿粒随环旋转，上升至顶部无磁场区，此时分选室倒置，顶部的高压冲洗水把磁性矿粒冲出流入精矿槽，选别就如此连续进行。

该机最大优点是分选室不易堵塞，因分选室内装的是可以松动的球介质，每个分选室由给矿到卸下精矿，都是从环底部运动到环顶部，分选室旋转了 180°，球在分选室内得

到松动，磁性矿粒易于被水冲下。

该机操作要点主要是选择球介质的直径，因为矿粒由球之间缝隙通过，给矿粒度越粗，球间缝隙应越大，否则矿粒将不能通过。缝隙大，球径就要大；但球径越大，加球数越少，球接触点越少，对磁性矿粒的捕收点就越少，对选别不利。一般球直径为给矿最大粒度的 7 倍较为适宜。

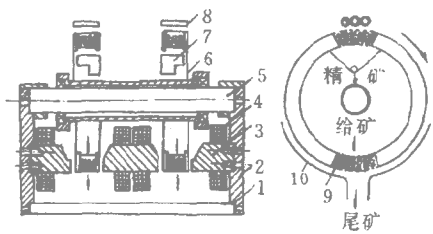


图 4－13　双立环式强磁场磁选机

1. 底座　2. 支板　3. 铁芯　4. 线圈　5. 固定轴
6. 分选立环　7. 磁性产品接矿槽　8. 冲洗水管
9. 铁球介质　10　非磁性产品接矿槽

126. 高梯度磁选机有几种，有哪些应用？

高梯度磁选机根据工作方式不同可分为周期式和连续式两种。为改善选别效果，近几年还出现了聚磁介质振动的高梯度磁选机和水流脉动的高梯度磁选机。

目前，高梯度磁选机主要用于从非磁性材料中除去微细的磁性杂质，如由高岭土中除去铁、钛等染色杂质；其次高梯度磁选机还用于废水处理和从煤中脱除硫铁矿等。

127. 周期式高梯度磁选机的构造和工作原理是怎样的，如何进行操作？

周期式高梯度磁选机式样较多，其中以 PEM 型周期式高梯度磁选机最为典型。

该机的主机结构如图 4－14 所示。采用铁铠包装的螺线管磁体，螺线管为短粗型，激磁电流为直流。铁铠起导磁作用，它的磁阻很小，磁通在螺线管腔和铁铠中流动构成“凹”字型闭合磁路，在管腔内产生大致均匀的磁场，称为背景磁场。在螺线管腔内放置一非磁性材料制造的罐，罐内装导磁不锈钢毛，称为聚磁介质。这些铁磁性细丝被背景磁场磁化到饱和时，可产生 10^5T/m 数量级的高磁场梯度，但仅限于钢毛附近，其磁力作用范围很小，因此适用于捕收微细粒弱磁性颗粒。

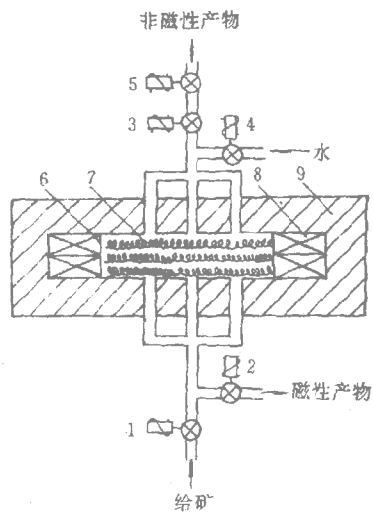


图 4－14　周期式高梯度磁选机

1. 给矿控制电磁阀　2. 磁性产品排矿控制电磁阀　3. 排料阀　4. 冲洗水控制阀　5. 流速控制阀　6. 分选罐　7. 钢毛介质　8. 线圈　9. 铁铠

周期性高梯度磁选机的工作过程：先激磁，然后给入矿浆，矿浆流过钢毛时，磁性颗粒被钢毛捕收，非磁性颗粒则随矿浆

穿过钢毛缝隙排出机外得到非磁性产品，待钢毛吸附磁性矿粒近饱和时，停止给料，给入冲洗水洗出钢毛上夹杂的非磁性颗粒（可作为中矿），然后切断电源，给入高压冲洗水将磁性颗粒冲出，得到磁性产品，至此为一个周期。接着是下一个周期，如此循环往复。

周期式高梯度磁选机的操作可由单板机自动控制，其程序是设定的，但每周期内给矿、清洗、排矿时间需由操作者决定，一般需经试验确定。铠装螺线管采用空心导线水循环内冷散热，开机前必须先开冷却水，否则将烧毁线圈。钢毛尺寸的选择根据给矿粒度决定，矩形截面钢毛的厚度 $d = 0.65d_{物}$（$d_{物}$ 为给料最大粒度），在罐内的充填率为 3%～6%。装钢毛之前先根据罐的容积和选定的充填率计算出钢毛应占的体积，再由钢毛的密度计算出应加入钢毛的质量，用天平称出，向罐内充填时，要一层一层压入，使钢毛垂直于背景磁场。

128. 磁选管有何用途，如何使用？

磁选管是磁选厂应当具备的实验设备，它主要用来做强磁性矿石的磁分析。比如：铁矿石原矿中含有多少磁铁矿、选矿厂中间产物或尾矿中有多少强磁性成分等，都可以用磁选管进行分析。

目前使用的磁选管主要有 ⌀30mm 和 ⌀50mm 两种，磁系都是电磁的，磁场强度可以调节，调节范围一般为 0～250kA/m。

磁选管的操作：取代表性矿样 10～20g 放入小烧杯加水润湿待用，先打开给水管向玻璃管内充水，当水面超过磁极

头时调节给水量和玻璃管下端胶管的排水量，使水面保持动态平衡，稳定在极头上方约 10cm 处。此时合上开关，使玻璃管摇摆，同时按要求给入激磁电流，在玻璃管排料端放置尾矿接矿桶，然后开始给矿，用耳球将烧杯中的矿浆徐徐冲入磁选管。给矿完毕后，磁选管继续工作 3～5min，待管内水不再浑浊时，关闭加水管，排出管内水。再扼住排矿胶管，打开给水管向管内充满水，关闭给水管，排出管内水。如此重复 2～3 遍，至尾矿冲净为止。把尾矿桶移走，换上精矿桶，断磁，打开加水管将精矿冲洗干净，选别结束。

将精、尾矿分别脱水烘干称重，取化验样送化验室化验，最后进行有关计算。

129. 细筛在选矿厂有哪些应用，常用细筛有哪几种？

细筛是指筛孔小于 1mm 的筛子。在选矿厂细筛可作为筛分分级和脱水等作业的设备，例如在磁选厂，细磨作业用细筛代替沉没式螺旋分级机和水力旋流器等分级设备，可提高分级效率和磨机处理能力；在浮选厂，用细筛筛除浮选给矿中的粗颗粒或回收浮选尾矿中的粗粒中矿，可提高精矿品位和金属回收率；在处理鞍山式磁铁矿石的选矿工艺中，细筛在作为筛分设备的同时兼有选别作用；在云母、石墨等非金属选矿厂，细筛常作为细粒分级设备等等。

目前选矿厂使用的细筛有：固定细筛、高频振动细筛、直线振动细筛、摇动细筛、旋回细筛、旋流细筛等，其中以高频振动细筛在金属矿选矿厂应用最为广泛，其振动方式主要有电磁振动和激振电机振动两种；筛面主要有金属编织网

和尼龙筛篦两种，金属编织网有效筛分面积大但容易磨损，维修费用较高；尼龙筛篦有效筛分面积小但耐磨，维修费用低。摇动细筛和旋回细筛主要用于非金属和煤的筛分分级。

130. 高频振动细筛的基本构造是怎样的，有哪些特点？

高频振动细筛主要有两种：不锈钢编织筛网的和尼龙筛篦的。不锈钢筛网的以 GPS900－3 型为例，尼龙筛篦的以电磁振动为例加以说明。

GPS900－3 型高频振动细筛的构造如图 4－15 所示，筛框由 4 个橡胶弹簧通过螺钉固定在筛架上，使筛框呈悬浮状态，靠安装于筛框中部上方的激振电机产生高频振动，电机轴的两端装有一对振子，调整振子的调偏块和偏重块之间夹角的大小就可以改变振幅的大小，而频率是不可调的。

筛面共分三段，可同时给矿并行工作。为使各段筛子的矿浆量、质量分数和粒度基本相近，安装了矿浆分配器，由分配器经管道流下的矿浆经匀分板和多孔橡胶板均匀给到筛面上。

筛面为不锈钢丝编织网，装配时由三层不同孔径的筛网重叠。最上层筛孔最小，是主筛网，由筛分粒度决定；第二层筛孔比上层大一个筛序，称为防堵筛网；第三层筛孔较大起支撑作用。三层筛网绷制成一体，然后横向张紧固定在筛框上。

该机特点：①三路给矿，相当于增加了筛面宽度，减薄料层厚度，有利于充分地利用筛面，提高筛分效率和生产能力。②叠层筛网，有防堵功能，筛孔不易堵塞。③不锈钢编

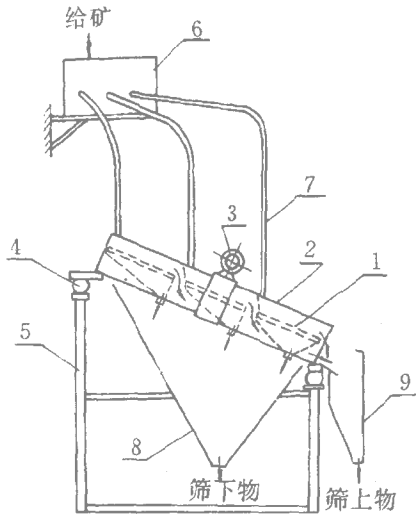


图 4－15　GPS 型高频振动细筛

1. 筛网　2. 筛框　3. 激振电机　4. 橡胶弹簧　5. 机架　6. 给矿箱　7. 给矿管　8. 筛下产品接矿斗　9. 筛上产品接矿斗

织网有效筛分面积大。

电磁振动的尼龙细筛构造如图 4－16所示，筛框由 4根钢索借助弹簧悬吊在支架上，筛框底部中央连接电磁振动器。尼龙筛篦用楔木压紧在筛框上。矿浆经匀分器由筛子上端给入，筛分后产品分别流入两个接矿槽。

电磁振动器是一电磁铁，断电时，衔铁在弹簧弹力作用下与铁芯离开，其间隔决定筛子振幅大小；通电时，衔铁被吸住，引起筛面振动。 50Hz 交流电经半波整流供给线圈，其振动频率为 3000 次/min。

筛面为尼龙 1010 制作的筛片用铜管从下部串起来，构成平面筛，筛条为横向，与矿浆流动方向垂直。

该筛的特点有：①筛片耐磨，使用 2～3 个月后调头使用，可再用 1～2 个月，故可用 3～5 个月。②筛片易于装配及更换。③电振振幅易于调节。

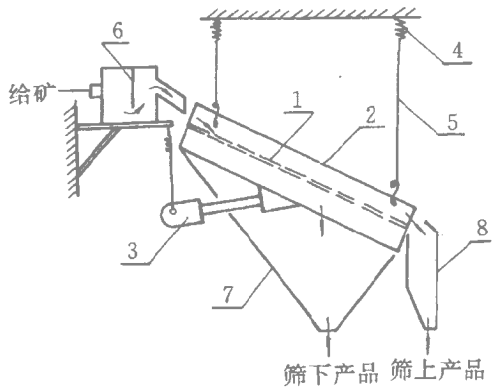


图 4－16　电磁振动尼龙细筛

1. 筛片　2. 筛框　3. 电磁振动器　4. 弹簧　5. 吊索
6. 给矿匀分器　7. 筛下产品接矿斗　8. 筛上产品接矿斗

131. 电选的基本原理是怎样的？

电选是根据矿物之间电性的差异利用电选机分离矿物的选矿方法。

矿物电性可用介电常数、电阻、比导电度和整流性来描述。一般地讲，凡介电常数较小、电阻较大、比导电度高的矿物都是不易导电的，在电选中常作为非导体矿物产出；与此相反，凡介电常数较大、电阻较小、比导电度低的矿物往

往容易导电，在电选中常作为导体矿物产出。

矿物电性差异是电选的内因，而要分离它们，还必须创造合适的外部条件。电选机提供适当的电场，加上重力场和离心力场。这样，在电选过程中，电场作用力、重力、离心力以及摩擦力等共同作用在矿粒上，这些力的合力决定矿粒的去向。要实现电选分离必须满足以下条件：

非导体矿粒所受的电场作用力＞矿粒所受重力、离心力等力的合力＞导体矿粒所受的电场作用力。

矿粒所受电场力的大小跟矿粒携带的电量有关。导体矿粒由于其导电性好，在与电极接触过程中易放电，即使其起始获得再多的电荷，最终也只能剩下少量电荷，它所受的电场力是很小的，上面不等式的右边条件是容易满足的。为满足不等式的左边的条件，就必须提高非导体矿粒所受的电场作用力。静电场和电晕电场的复合电场可使非导体矿粒带更多的电量。同时，为提高电场强度，采用高电压，这样非导体矿粒受到很大的电场作用力，能够克服重力、离心力等竞争力，实现电选分离。

以常用的鼓筒式电选机为例说明电选过程和原理。鼓筒式电选机的电极结构如图 4－17 所示，图中 1 为接地鼓筒电极，用普通钢管制成，表面镀铬，工作时按箭头所示方向旋转，转速可调。2 为电晕电极，以 ø0.5mm 镍铬丝 4～6 根拉紧与鼓筒平行配置。 3 为静电极，为铝管，与电晕丝平行且接同一高压负电源。

当高压直流负电通至电晕极和静电极后，由于电晕极直径很小，其附近形成很高的电场强度，于是电晕极向鼓筒方向放出大量高速运动的电子，这些电子撞击空气分子使之电

离，正离子飞向负极，负离子飞向鼓筒产生电晕放电。这样，靠近鼓筒一边的空间都带负电荷，静电极则只产生高压静电场而不放电。

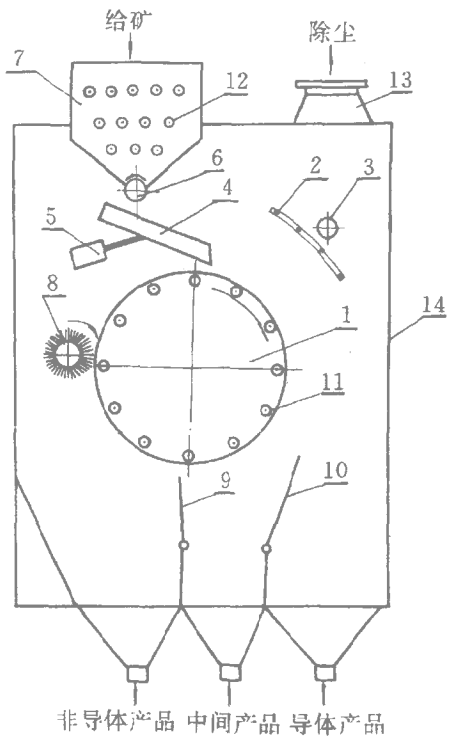


图 4－17　鼓筒式电选机的主机

1. 鼓筒电极　2. 电晕极　3. 静电极　4. 给矿板
5. 振动器　6. 给料辊　7. 给料斗　8. 毛刷
9、10. 分矿板　11、12. 加热管　13. 风筒　14. 机壳

矿粒由给矿斗经振动槽均匀地给到鼓筒表面上并随之进入电场，开始时导体和非导体矿粒都吸附负电荷，导体矿粒很快把负电荷通过鼓筒传走，同时又受到高压静电场的感应，靠近静电极的一端感生正电，靠近鼓筒的一端感生负电，负电又迅速地由鼓筒传走，最终只剩下正电荷，受到高压负电极的吸引，加上矿粒本身重力和离心力的作用，使它脱离鼓筒落下而成为导体产品；非导体矿粒所获负电荷很难传走，受到鼓筒的吸引而紧贴于鼓筒表面，随鼓筒转动至电场背面刷子刷下成为非导体产品；中等导电的颗粒则在中间落下成为中矿。

132. 鼓筒式电选机操作要点有哪些？

鼓筒式电选机操作要点有如下几点：

（1）入选物料要经过筛分分级，最适宜的入选粒度为0.1～1.0mm。如果粒度过粗，非导体矿粒所受的电场力不足以克服重力和离心力，会过早地落入导体产品中；而如果物料过细，颗粒互相裹挟，分散不开，难以进行分选。

（2）入选物料需进行干燥，因为水分会使导体与非导体矿粒的电性差异缩小或消失，使分选效果变差甚至不能分选。有的电选机在给矿斗和鼓筒内都有电加热干燥装置，但其干燥能力有限，入选之前仍应有单独的干燥作业。

（3）入选物料性质不同，电选条件也应随之改变，应对电压、电极位置、鼓筒转速及分矿板位置进行调整。一般情况下，电压高些分选效果好；电晕极和静电极在接地鼓筒斜上方45°角位置较好，距离60～80mm，太近时易产生火花放电，烧毁电晕极，电极位置调好后不再经常调整；鼓筒转

速视矿石性质和要求的指标进行调整，物料粗时转速应低些，导体为精矿时，如果要求高品位，转速应低些，如果要求高回收率，转速应高些；分矿板位置改变，产品产率和品位随之改变，因此分矿板位置应根据要求的分选指标通过试验确定。

（4）电选机采用高电压，安全问题应引起高度重视，电选机必须有专门的地线，接地电阻应小于 2Ω，高压电极不许裸露在外边，停机时要将放电棒与高压电极接触使之放电。

第五章　浮选

133. 矿物的晶体结构、表面键能、表面润湿性与可浮性的关系是什么？

矿物晶格结构的差别，主要与其晶格键能有关。晶格键能不仅影响矿物内部性质，也影响矿物表面性质。而矿物表面的物理化学性质对其可浮性又起着主导作用。

离子晶体矿物，内部是离子键，表面键能也是离子键，极性强，对极性水分子引力强，表面润湿性强，天然可浮性差。如方解石（$CaCO_3$）、白铅矿（$PbCO_3$）、铅矾（$PbSO_4$）、白钨矿（$CaWO_4$）、孔雀石〔$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$〕、闪锌矿（ZnS）、锆英石（$ZrSiO_4$）和岩盐（$NaCl$）等属此类。

共价晶体矿物内部是共价键，断裂后表面也呈共价键，大多数共价键有极性，对极性水分子有引力，形成表面的亲水性，天然可浮性不好。如石英（SiO_2）、金红石（TiO_2）、锡石（SnO_2）等。

以上两类矿物，需要用异极性的捕收剂改变其表面性质由亲水变为疏水才能进行捕收。

分子晶体或者内部由离子键或共价键与分子键共存的混合键晶体矿物，这样的矿物断裂时沿弱的分子键裂开。表面主要是分子键，对水分子引力差，表面润湿性差，天然可浮

性好，一般用中性油就可以捕收,如硫、石墨、辉钼矿等。

134. 矿物的表面电性与可浮性有何关系？

矿物在溶液中，由于离子的优先吸附、优先解离和晶格取代等作用，可以使表面带电。矿物的表面电性对某些矿物的可浮性会产生影响。影响较大的是那些与捕收剂以静电物理吸附作用的氧化矿物和硅酸盐矿物，如针铁矿、刚玉、石英等。这些矿物的表面电性的符号与矿浆的 pH 值有关。使矿物表面电位为零时的矿浆的 pH 值称为这种矿物的零电点。如针铁矿的零电点为 pH＝6.7，刚玉的零电点为 pH＝9.1，石英的零电点为 pH＝3.7 等。

当矿浆的 pH 值小于零电点时，矿物表面呈正电，可用阴离子捕收剂进行捕收。当矿浆的 pH 值大于零电点时，矿物表面呈负电，可用阳离子捕收剂捕收。

必须指出，用黄药类捕收剂捕收的铜、铅、锌等硫化矿，捕收剂与矿物的作用主要靠化学亲和力而不是静电力，所以，矿物表面的电性对浮选作用影响很小，甚至没有意义。另外，一些通过化学作用力与捕收剂作用的非硫化矿，还有一些用烃油类等分子型捕收剂捕收的矿物，进行浮选时，也基本上不受表面电性的影响。

135. 浮选药剂在矿物表面有哪些吸附形式？

许多浮选药剂是以吸附的方式作用于矿物表面的。浮选药剂在矿物表面的吸附形式有如下几种：

（1）分子吸附，即药剂以分子的形式吸附于矿物表面。如中性油在非极性矿物（石墨、辉钼矿等）表面的吸附，双

黄药在硫化矿表面的吸附，某些起泡剂（如松醇油、脂肪醇等）在气—液界面的吸附。

（2）离子吸附，即药剂以离子的形式吸附于矿物表面。如黄药在方铅矿表面的吸附，羧酸类捕收剂在萤石、白钨矿表面的吸附。

（3）离子交换吸附，指溶液中某种离子与矿物表面上另一种相同电荷符号的离子发生当量交换吸附在矿物表面上。例如，当用 Cu^{2+} 活化闪锌矿时，Cu^{2+} 从溶液中吸附于闪锌矿表面，而闪锌矿表面的 Zn^{2+} 被交换溶解到溶液中。

（4）电性吸附，靠静电力的吸附。例如十二烷基硫酸盐在针铁矿表面的吸附，十二胺在石英表面的吸附。

（5）半胶束吸附。对于长烃链的捕收剂，当在溶液中的质量分数较高时，它们的分子或离子吸附于矿物表面后，在范德华力的作用下，非极性基会互相缔合，这种吸附称为半胶束吸附。例如十二胺在质量分数较高时，可在石英的表面形成半胶束吸附。

在有些情况下，形成半胶束吸附对浮选有利。因捕收剂在矿物表面形成半胶束所产生的疏水性要比单个捕收剂离子或分子产生的疏水性强。但此时如再增加捕收剂质量分数，则有可能在矿物表面形成捕收剂的多层吸附，反而会使表面疏水性下降，降低回收率。

（6）特性吸附。矿物表面对溶液中某种组分有特殊的亲和力，因而产生的吸附。这种吸附可以不受矿物表面电性的影响，带电离子也可以靠特性吸附作用于带同符号电荷的矿物表面上。

利用这种特性吸附，可以为某些药剂在某些矿物表面产

生吸附创造条件。例如，在 pH＝6 时，由于刚玉表面带正电（刚玉的零电点为 pH＝9.1），不能用阳离子捕收剂胺来捕收。但刚玉表面通过特性吸附吸附了 SO_4^{2-} 后，表面可以由正电改变为负电，便可以用阳离子捕收剂胺来捕收了。

136. 浮选药剂分为哪些类型，各起什么作用？

浮选药剂主要分为捕收剂、调整剂和起泡剂。

（1）捕收剂。用以增强矿物疏水性和可浮性的药剂。硫化矿常用的捕收剂有黄药、黑药和硫氮类等。非硫化矿常用的捕收剂有羧酸（盐）类，磺酸（盐）类，硫酸酯类，胂酸、膦酸类，羟肟酸类和胺类。非极性矿物主要用中性油（如煤油、柴油）来捕收。

（2）调整剂。主要用于调整捕收的作用及介质条件。它又包括抑制剂、活化剂和 pH 值调整剂。①抑制剂，用以增大矿物表面亲水性、降低矿物可浮性的药剂。硫化矿浮选常用的抑制剂有：石灰主要抑制黄铁矿。氰化物抑制闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿。亚硫酸盐类抑制闪锌矿、黄铁矿。硫酸锌抑制闪锌矿。重铬酸盐抑制方铅矿。非硫化矿的浮选中，常用水玻璃来抑制石英、硅酸盐等脉石矿物。②活化剂。用以促进矿物和捕收剂的作用或者消除抑制作用的药剂。当用黄药类捕收剂时，硫酸铜、硝酸银、硝酸铅可以作为活化剂。当用脂肪酸类捕收剂时，可用氯化钙、氯化钡作为活化剂。③pH 调整剂。用以调节矿浆酸度的药剂。常用的有石灰、碳酸钠、硫酸、盐酸等。

（3）起泡剂。促使矿浆中形成稳定泡沫的药剂，常用的有松油、松醇油、甲酚、脂肪醇等。

除以上几大类外，还有分散剂、絮凝剂、消泡剂、脱药剂等等。

浮选药剂比较详细的分类见表 5-1。

表 5-1 浮选药剂分类

类	系　列	品　种	典型代表
捕收剂	阴离子型	硫代化合物	黄药，黑药等
		羟基酸及皂	油酸，硫酸酯等
	阳离子型	胺类衍生物	混合胺等
	非离子型	硫代化合物	乙黄腈酯等
	烃油类	非极性油	煤油，焦油等
起泡剂	表面活性物	醇类	松醇油，樟脑油等
		醚类	丁醚油等
		醚醇类	醚醇油等
		酯类	酯油等
	非表面活性物	酮醇类	（双丙）酮醇油
调整剂	pH 调整剂	酸，碱	硫酸、石灰、碳酸钠等
	活化剂	某些金属阳离子，无机酸、碱，某些有机物	Cu^{2+}，Ca^{2+}，盐酸，草酸等
	抑制剂	某些无机物和有机物	石灰，氰化物，重铬酸盐，淀粉等
絮凝剂	天然絮凝剂		石青粉，腐植酸等
	合成絮凝剂		聚丙烯酰胺等
其他	脱药剂，如活性碳、硫化钠等。消泡剂，如高级烃等。		

137. 黄药的使用与保管应注意什么事项？

黄药是浮选硫化矿最常用的一种捕收剂，为了使其充分

发挥药效，使用和保管时应注意以下几个方面：

（1）尽可能在碱性矿浆中使用。因为黄药在水中易解离，进而可以发生水解和分解。以钠黄药为例，反应式如下：

$$ROCSSNa \overset{\text{解离}}{=\!=} ROCSS^- + Na^+$$

$$ROCSS^- + H_2O \overset{\text{水解}}{=\!=} ROCSSH + OH^-$$

$$ROCSSH \overset{\text{分解}}{=\!=} CS_2 + ROH$$

黄药的解离是我们所希望的，因为黄药起捕收作用的主要是黄药的阴离子（$ROCSS^-$）。但若不加控制，任上述反应进行下去，黄药就会进而水解成黄原酸（ROCSSH），且最后分解成醇和二硫化碳而失效。从以上反应可以看出，只有矿浆保持碱性，即增加 OH^- 的质量分数，才能使水解反应向左进行，保持较高的黄药阴离子质量分数，提高捕收效果。所以，黄药一般应在碱性矿浆（pH＞7）中使用。

如果有些情况需要在酸性矿浆中使用，则应使用高级黄药，因为高级黄药在酸性矿浆中比低级黄药分解得慢。再就是尽可能分段多次加药。

（2）黄药溶液要随配随用，不要一次配的太多，更不要用热水配。在生产现场黄药一般要配成 1% 的水溶液使用。由于黄药易水解、分解失效，因此不要一次配得太多。不能用热水配，因黄药遇热会分解得更快。

（3）为了防止黄药分解失效，保管时应密闭保存，防止与潮湿的空气及水接触，应保存在干燥、阴凉和通风好的地方。不要受热，注意防火。

138. 黑药与黄药相比有哪些特点，如何利用这些特点？

黑药也是硫化矿浮选较常用的一种捕收剂，与黄药相比，它捕收力比黄药弱，但选择性比较好。它的选择性主要体现在对黄铁矿的捕收力较弱。利用这一性质，可以用于含有黄铁矿的其他硫化矿的浮选。例如，在要抑制黄铁矿浮游铅、铜的硫化矿物时，用它可以降低黄铁矿的抑制剂用量和提高精矿品位。

另外，与黄药相比，黑药在酸性介质中不易分解。当要求在酸性矿浆中进行浮选时，可以选择黑药作为捕收剂。

再就是黑药兼有起泡性，浮选时可以不用或少用起泡剂。

139. 羧酸类捕收剂主要捕收哪些矿物，使用时应注意什么？

常用的羧酸类捕收剂主要有油酸、氧化石蜡皂和妥尔油。由于它们都含有化学性质非常活泼的羧基，所以能够捕收许多矿物，主要是氧化矿物和其他一些非硫化矿物。这些矿物有：①碱土金属盐类矿物。如白钨矿、萤石、磷灰石、重晶石等。②黑色和稀有金属氧化矿物。如赤铁矿、软锰矿、锡石、黑钨矿、钛铁矿等。③钙、铁、铍、锂、锆等金属的硅酸盐矿物。如绿柱石、锂辉石、锆英石、钙铁石榴石、电气石等。④铜、铁、锌的氧化矿不经硫化直接浮选。如孔雀石、蓝铜矿、白铅矿、菱锌矿等。

油酸不易溶解和分散，实践中常常需加溶剂乳化或加温

处理。使用时一般温度要高于 18℃ 。其缺点是选择性差，不耐硬水，添加时用量应严格控制，常采用分次添加，配合使用碳酸钠、水玻璃等调整剂。

氧化石蜡皂与油酸相比，价格便宜，是目前工业上大量应用的一种药剂。它的主要缺点是温度较低时，浮选效果不好。常温下使用，需要乳化。在氧化铁矿浮选时，常将氧化石蜡和粗妥尔油混合使用。粗妥尔油起泡力强，二者混合使用，互相取长补短，取得了较好的效果。

妥尔油有粗制和精制两种。在粗制妥尔油中，起捕收作用的有效成分稳定，因而浮选效果较好，但其起泡力强，用量大时，泡沫过多，造成浮选操作困难，指标下降，生产实践中常将它和氧化石蜡皂混用。精制妥尔油捕收性能好、耐低温，是一种良好的羧酸类捕收剂。

总起来说，羧酸类捕收剂捕收力较强，但选择性较差，使用时常常配合使用调整剂。

140. 石油磺酸盐和脂肪酸相比有哪些特点？

石油磺酸盐的化学通式为 RSO_3Na，是石油精炼时的副产品经磺化制得的。近些年的生产实践证明，在非硫化矿的浮选中，这是一种有很大应用前途的药剂，与脂肪酸相比，磺酸盐耐低温性能好，抗硬水能力较强，起泡能力较强，其捕收能力和相同碳原子数的脂肪酸相比稍低，但选择性较好。

石油磺酸盐按其溶解性又分为水溶性和油溶性两大类。水溶性磺酸盐烃基分子量较小，含支链较多或含有烷基芳基混合烃链的产品。其水溶性好，捕收力不太强，起泡性较

好。可用作起泡剂（如十二烷基磺酸钠），也可用于浮选非硫化矿（如十六烷基磺酸钠）。油溶性磺酸盐烃基分子量较大，烃基为烷基时烃链中含碳 20 个以上，基本不溶于水，可溶于非极性油中，其捕收性较强，主要用作非硫化矿的捕收剂，常用于浮选氧化铁矿和非金属矿（如萤石和磷灰石）。

石油磺酸盐由于其选择性能较好，在铁矿石的浮选中已引起重视。美国格罗兰选厂使用石油磺酸盐、妥尔油、燃料油作捕收剂，硫酸、水玻璃作调整剂，浮选采用一次粗选、二次精选流程，原矿品位为含 Fe 33.9%时，得精矿品位为 60%，回收率达 85.8%。我国齐大山铁矿选矿厂也采用这种药剂制度，经一次粗选、三次精选，得到较好指标，原矿含 Fe 26.6% 时，可得品位为 65%、回收率为 78% 的精矿。

141. 怎样有效地使用胺类捕收剂？

胺类捕收剂由于解离后能产生带有疏水烃基的阳离子，故又称为阳离子捕收剂。主要用于捕收石英、硅酸盐、铝硅酸盐、有色金属氧化矿及钾盐等。还用于铁矿石反浮选除石英。为了更好地发挥其药效，使用时应注意以下几点：

（1）使用前先制成易溶于水的胺盐。胺是一种淡黄色的蜡状膏状物，不溶于水。为了提高其水溶性，使用前可以用盐酸和胺以 1∶1 的比例配成胺盐，胺盐易溶于水。加热水溶化后，再用水稀释成 1%～0.1%的水溶液使用。反应式如下：

$$RNH_2 + HCl \rightleftharpoons RNH_2 \cdot HCl$$

（2）要控制好矿浆的 pH 值。胺在矿浆中可以呈分子状态（RNH_2），也可以呈阳离子状态（RNH_3^+）。主要以何种

状态存在，取决于矿浆的 pH 值，当矿浆的 pH 值大于 10.65 时，主要以分子状态存在，矿浆的 pH 值小于 10.65 时主要以阳离子状态存在。有的矿物（如菱锌矿）主要与分子态的胺作用，浮选时则要求矿浆的 pH = 11。而有的矿物主要与胺的阳离子作用，例如铁矿石反浮选时，用胺捕收石英，则要求矿浆 pH = 8～9。因此，在用胺类捕收剂时，一定要针对不同的矿物确定不同的 pH 值范围，才能起到好的捕收效果。

（3）浮选前应当脱除矿泥。如果浮选物料含有矿泥，胺能优先吸附于矿泥上而降低其选择性。另外，由于胺兼有起泡性，与矿泥会形成大量黏性泡沫，造成操作过程难以控制和脱水困难，因此浮选前应当脱除矿泥。

（4）胺类捕收剂不能和阴离子捕收剂同时加入。因为这两类药剂的离子在溶液中会互相反应，生成较高分子量的不溶性盐，降低了胺的捕收作用。

（5）胺可以与中性油（煤油或柴油）共用，这样可以提高捕收效果，且降低胺的用量。

142. 怎样提高水玻璃的选择性？

水玻璃是非硫化矿浮选中经常使用的一种抑制剂，它的缺点是选择性差。为了提高它的选择性，常采用如下措施：

（1）与金属盐配合使用。水玻璃与某些高价金属盐，如 $Al_2(SO_4)_3$、$MgSO_4$、$FeSO_4$、$ZnSO_4$ 等配合使用，能提高选择性。例如，当单用水玻璃时，它对萤石和方解石都能产生抑制作用，但如果水玻璃与 $Al_2(SO_4)_3$ 配合使用，则仅使方解石受到抑制而萤石被浮出。

（2）与碳酸钠配合使用。例如，当磷灰石与石英分离时，水玻璃与碳酸钠配合使用，可使石英受到抑制而磷灰石上浮。

（3）矿浆加温。此法用于白钨矿与方解石的分离。把用油酸或者其他羧酸类捕收剂浮选后得到的含有方解石的白钨矿粗精矿浓缩后，加入水玻璃（40～100kg/t），加温到60～80℃，搅拌30～60min，则方解石表面的脂肪酸类捕收剂被解吸受到抑制，而白钨矿仍然上浮。从而清除了混入白钨矿精矿中的方解石。

143. 石灰在硫化矿的浮选中有哪些作用，使用时应注意什么？

石灰是硫化矿浮选中常用的一种调整剂。它可以调整矿浆呈碱性，抑制硫化铁矿，并对矿泥有凝结作用。它来源广、价格便宜，是硫化矿浮选主要的药剂之一。

当用黄药捕收硫化矿时，常要求矿浆呈碱性，一般采用石灰来调整矿浆的pH值。

石灰是硫化铁矿（黄铁矿、磁黄铁矿、白铁矿）的抑制剂。在硫化铜、硫化铅、硫化锌矿石中常伴生有黄铁矿、硫砷铁矿，为了更好地浮铜、铅、锌矿物，就要加石灰抑制硫化铁矿物。

当被抑制的硫化铁矿物含量比较少时，可以用石灰把矿浆调整到pH=9以上。如果硫化铁矿含量比较高时，则要用石灰将矿浆的pH值调整到11以上。

应该注意，石灰对方铅矿，特别是表面略有氧化的方铅矿也有一定的抑制作用。因此，当从多金属硫化矿中浮选方

铅矿时，一般用碳酸钠调整 pH值而不用石灰。如果由于黄铁矿含量高，必须用石灰来抑制时，应注意控制石灰的用量，尽量减少对方铅矿的影响。

石灰本身又是一种凝结剂，能使矿泥聚沉，在一定程度上有消除矿泥对矿粒罩盖的有害作用。另外，由于这种凝结作用，当石灰用量适当时，可使泡沫保持一定的黏度而有适当的稳定性。但如果用量过大，则促使微细粒凝结于泡沫中，使泡沫粘结膨胀，甚至跑槽，造成操作混乱，使分选指标下降，因此要控制好使用量。

在生产中石灰一般配成石灰乳添加，也可以以粉末状添加。一般用控制矿浆的 pH 值控制其用量。但石灰用量很大时，就需通过测定矿浆中游离的 CaO 含量来反映其用量。

144. 石灰作为介质调整剂时怎样进行添加？

石灰在浮选厂通常作为介质调整剂使用，以增加矿浆中的碱度。添加石灰的常用方式有下列两种：

（1）将生石灰消化为消石灰，然后将消石灰添加在磨矿机的给矿皮带上，随矿石进入磨矿机中。此种添加方式多用在石灰用量不大或者生产规模较小的中、小型选厂。

（2）将消石灰制备成石灰乳，多添加在浮选作业前的搅拌槽中。对于石灰用量不大的中、小型选厂，石灰乳的制备多在搅拌槽或带有搅拌机构的容器中进行。石灰乳的制备质量分数一般在 15%～30% ；对于石灰用量大或者处理量高的选矿厂，因为石灰用量大，制备时需要清除的渣子也多。为了减少劳动强度，改善工作环境，一般多建立石灰乳制备间，采用球磨机和螺旋分级机组成闭路磨矿作业，其分级溢

流即为所制备的石灰乳。

145. 氰化物在浮选中起何作用，有何缺点，使用时应注意什么？

氰化物是有色金属硫化矿浮选分离的重要的抑制剂。常用来抑制闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿等硫化矿物。浮选常用的氰化物是氰化钠和氰化钾，有时也用铁氰化物。氰化物的抑制效果很好，但存在以下两大缺点：

(1) 有剧毒，使用时应注意：①必须在碱性矿浆中使用。氰化物在水中解离后水解，会产生氢氰酸，反应式如下：

$$NaCN \overset{\text{解离}}{\rightleftharpoons} Na^+ + CN^-$$

$$CN^- + H_2O \overset{\text{水解}}{\rightleftharpoons} HCN + OH^-$$

（氢氰酸）

氢氰酸的沸点很低，只有 26.5℃，在常温下就可以挥发成剧毒气体，严重危害人体。从水解反应可以看出，只有保证矿浆呈碱性，平衡才会向左转移，使氢化钠以 CN^- 离子状态存在，防止氢氰酸的生成。另一方面，只有氰化物以 CN^- 状态存在，才能有效地发挥抑制作用。②对尾矿水要进行处理。可以加强氧化剂（如氯气、漂白粉等）处理，使尾矿水中的氰化物分解失效，达到国家排放标准。

(2) 溶解金、银等贵金属，会造成矿物中贵金属的流失。

鉴于氰化物有以上两种缺点，在浮选中尽可能不使用它或少使用它。可以用亚硫酸盐、硫代硫酸盐、硫酸锌等代替

其抑制作用，但这些代用品的抑制效果往往比不上氰化物。

146. 使用氰化物进行矿物分选时，如何掌握几个具体问题？

在使用氰化物进行矿物分选时，应注意掌握以下几个具体问题：

（1）氰化物对不同的硫化矿抑制力不同，可以分为三类：第一类，对铅、铋、锡、锑、砷的硫化矿物基本没有抑制能力；第二类，对汞、镉、银、铜的硫化矿物有抑制力，但抑制力不是太强，使用氰化物抑制这些矿物时，氰化物的用量要大；第三类，对锌、镍、金、铁的硫化矿物抑制力强，用较少的氰化物即可抑制。这样，当第一类与第三类进行分选时，用较少的氰化物即可分离，效果最好。例如铅、锌分离时用氰化物抑制闪锌矿。第一类与第二类分选时，也可以采用氰化物，但用量要大。例如，铜铅混合精矿分离时用氰化物抑制铜矿物。第二类与第三类分选时，如果采用氰化物，则需要严格控制氰化物的用量，如果用量过大，则两者都受到抑制。例如，铜锌分离时，用氰化物抑制铜矿物。

（2）生产实践表明，氰化物对某种矿物的抑制作用与该矿物的成分、结晶构造、成因等因素有关。例如，高温、中温热液矿床中的黄铁矿，且硫与铁的比接近 2 时，容易被氰化物抑制。低温热液矿床中的黄铁矿，且硫与铁的比偏离 2 时，不易被氰化物抑制，有时甚至出现反常现象，即起活化作用。

（3）铁氰化钾（赤血盐）和亚铁氰化钾（黄血盐）是次生硫化铜矿物的抑制剂。在铜钼混合精矿分离中可以用来抑

铜浮钼。在铜锌分离时，当闪锌矿被次生铜矿物产生的铜离子活化，用氰化钾（钠）抑制效果不好时，可采用亚铁氰化钾在 $pH=6\sim8$ 的矿浆中抑铜浮锌。其抑制作用是铁氰根（或亚铁氰根）在次生铜矿的表面生成铁氰化铜（或亚铁氰化铜）的络合物胶体，使得铜矿物表面亲水而受到抑制。

147. 氰化物为什么能抑制闪锌矿？

氰化物是闪锌矿有效的抑制剂。它对闪锌矿的抑制作用是多方面的，具有抑制作用的典型性。它主要通过以下四个方面对闪锌矿产生抑制作用：

（1）形成亲水性薄膜。闪锌矿表面吸附 CN^- 之后，在矿物表面形成亲水性的氰化锌，使闪锌矿受到抑制。

（2）去活作用。当闪锌矿表面吸附 Cu^{2+} 后，会对闪锌矿起活化作用。使用氰化物后，CN^- 能与闪锌矿表面的 Cu^{2+} 作用形成溶于水的铜氰络离子，把 Cu^{2+} 从闪锌矿表面解吸下来，消除了 Cu^{2+} 对闪锌矿的活化作用，降低了闪锌矿的可浮性。

（3）防活作用。如果矿浆中有 Cu^{2+} 存在，Cu^{2+} 会吸附于闪锌矿表面起活化作用。而氰化物可以与矿浆中的 Cu^{2+} 形成沉淀或稳定的络合物，防止 Cu^{2+} 对闪锌矿的活化。如果在磨矿过程中把氰化物放入球磨机中，这种作用的效果会更好，氰化物可及时把溶解于矿浆的 Cu^{2+} 沉淀或络合，防止 Cu^{2+} 吸附于闪锌矿产生的新鲜表面。

（4）解吸捕收剂。如果闪锌矿表面已经被黄药作用，氰化物可以把吸附于闪锌矿表面的黄药解吸下来，使闪锌矿进一步受到抑制。

148. 采用亚硫酸及其盐类作为抑制剂应该注意什么事项？

亚硫酸、亚硫酸钠、硫代硫酸钠及二氧化硫气体可以代替氰化物抑制闪锌矿和黄铁矿。尽管其抑制力不如氰化物，但它们具有无毒、不溶解贵金属的优点，且被它们抑制过的矿物容易活化，还有对硫化铜矿物抑制力弱、有利于铜锌分离，因此在生产中也常常使用。但在使用中应注意如下事项，才能保证抑制效果。

（1）严格控制矿浆的 pH 值。亚硫酸及其盐类受 pH 值的影响比较敏感。在 $pH=5\sim7$ 时，对闪锌矿、黄铁矿有较好的抑制效果。如果 $pH=4$ 时，则铜、铅、锌的硫化矿都被抑制。而 $pH=8$ 时，对闪锌矿的抑制力就明显变差。因此使用这类药剂时，要严格控制矿浆的 pH 值范围。

（2）严格控制用量。用量小时，抑制作用不强，用量大时，不仅闪锌矿和黄铁矿被抑制，连方铅矿和黄铜矿也将受到抑制。对某种矿石适宜的用量需由试验确定。

（3）严格控制调浆时间。亚硫酸及其盐类易被氧化，如果调浆时间太长，会被氧化成硫酸盐而失效。但调浆时间也不能太短，太短则抑制作用不充分。在生产现场，为防止其氧化，一般采用分段加药的方法。

（4）为了提高它们的抑制效果，可与其他药剂配合使用，抑制黄铁矿时可配合石灰，抑制闪锌矿时可配合硫酸锌或硫化钠。

（5）当使用亚硫酸和二氧化硫气体时，可使矿浆呈酸性，黄药易被分解。尽可能改用不易在酸性矿浆中分解的捕

收剂。如果用黄药，则尽可能使用高级黄药（因高级黄药在酸性矿浆中分解得慢）。

149. 采用重铬酸盐抑制方铅矿应注意什么？

重铬酸盐是方铅矿有效的抑制剂。主要用于铜铅混合精矿分离时抑铅浮铜。常用的是重铬酸钾和重铬酸钠，其中又以重铬酸钾用得最广。在使用重铬酸盐抑制方铅矿时，应注意如下几点：

（1）重铬酸盐对于被铜离子活化了的方铅矿抑制力差。当铜铅混合精矿中含有次生的易氧化的硫化铜矿物（如辉铜矿、斑铜矿、铜兰等）时，不能用重铬酸盐抑铅浮铜进行分离。因为这些次生的硫化铜矿物易被氧化，氧化后会向矿浆中溶解铜离子，对方铅矿产生活化，影响重铬酸盐对方铅矿的抑制力。在这种情况下可以改用氰化物抑铜浮铅，实现铜铅分离。

（2）搅拌时间要长。因为重铬酸盐只对表面氧化的方铅矿才有抑制作用，因此用重铬酸盐抑制方铅矿时，搅拌时间要长（30min 以上，有时需 1h 以上），促使方铅矿表面氧化，才能有效地抑制方铅矿。

（3）用重铬酸盐抑制方铅矿进行铜铅混合精矿分离时，由于重铬酸盐不能解吸方铅矿表面的黄药，因此，分离前一般先对混合精矿进行脱药（可用活性碳），然后再加入重铬酸盐抑制方铅矿，以提高抑制效果。

（4）用重铬酸盐抑制方铅矿，适宜的 pH 值一般为 7.4～8。

（5）由于重铬酸盐对方铅矿的抑制力很强，方铅矿一旦

被其抑制，就很难活化，所以在多数情况下，方铅矿被抑制后，就不再活化了。

150. 硫化钠在浮选中起何作用？

硫化钠（Na_2S）在硫化矿的浮选中是经常使用的一种药剂，它的作用主要有如下三个方面：

（1）是大多数硫化矿的抑制剂。当用量大时，它可以抑制绝大多数的硫化矿。它抑制硫化矿的递减顺序大致为：方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、斑铜矿、铜兰、黄铁矿、辉铜矿。由于辉钼矿的天然可浮性很好，所以硫化钠不能抑制它。利用这一点，当浮选辉钼矿时，可以用 Na_2S 来抑制其他的硫化矿。

（2）是有色金属氧化矿的硫化剂。有色金属氧化矿不能直接被黄药捕收。但如果用黄药浮选前先加入硫化钠与有色金属氧化矿作用，则可以在矿物的表面产生一层硫化矿的薄膜。黄药就可以对其捕收了。硫化钠的这种作用称为硫化作用，即它可以作为有色金属氧化矿的硫化剂。例如，硫化钠对白铅矿和孔雀石的硫化反应一般认为是：

$$PbCO_3]\ PbCO_3 + 2Na_2S = PbCO_3]\ PbS + 2Na_2CO_3$$

（白铅矿）表面 （白铅矿）硫化表面

$$CuCO_3\cdot Cu(OH)_2]\ CuCO_3\cdot Cu(OH)_2 + 2Na_2S =$$

（孔雀石）表面

$$CuCO_3\cdot Cu(OH)_2]\ 2CuS + 2NaOH + Na_2CO_3$$

（孔雀石）硫化表面

白铅矿与硫化钠作用后，表面颜色由白变深。孔雀石与硫化钠作用后，表面颜色由绿变暗黑，说明硫化后，这两种

矿物表面生成了与矿物不同的硫化物薄膜。然后，就可以用黄药捕收了。

（3）是硫化矿混合精矿的脱药剂。硫化钠用量大时，能解吸吸附于矿物表面的黄药类捕收剂。所以，硫化钠可以作为混合精矿分离前的脱药剂。如铅锌混合精矿或铜铅混合精矿分选前，可以将矿浆浓缩，加入大量硫化钠脱药，然后洗涤，重新加入新鲜水调浆后进行分离浮选。

除了以上三种主要作用外，由于硫化钠可以与不少金属离子生成难溶的硫化物沉淀，所以硫化钠还有消除矿浆中某些对浮选有害的离子的作用。

151. 在使用硫化钠作为硫化剂时应该注意什么？

使用硫化钠作为硫化剂时，要严格控制用量、矿浆 pH 值、矿浆温度及搅拌时间。

（1）用量要适当。用量少，矿物硫化不充分；用量过大，被硫化的矿物又会被过剩的硫化钠所抑制。

（2）各种矿物进行硫化最佳的矿浆 pH 值范围是不同的。实践证明，白铅矿在 $pH=9\sim10$ 硫化速度最快，孔雀石在 $pH=8.5\sim9.5$ 硫化效果最好。

（3）矿浆温度对硫化反应有明显的影响，硫化速度通常随温度的升高而加快。

（4）搅拌时间要适当。搅拌时间长，矿物表面形成的硫化物薄膜厚，对浮选有利。但如搅拌时间过长，则硫化钠及矿物表面的硫化膜会被氧化，降低硫化效果。强烈的搅拌会造成硫化膜脱落，应尽量避免。为了避免局部质量分数过高及搅拌时间过长，常常采用分段分批加入硫化钠的方法。

152. 硅氟酸钠在浮选中有哪些作用？

硅氟酸钠（Na_2SiF_6）是白色晶体，微溶于水，与强碱作用分解为硅酸和氟化钠，若碱过量则生成硅酸盐，常用来抑制石英、长石、蛇纹石等硅酸盐矿物。用油酸浮选时，它可以抑制石榴石、独居石、电气石等；胺类作捕收剂时，少量的硅氟酸钠可使石英、长石、钽铌铁矿活化，多量则使它们被抑制；在硫化矿的浮选中，硅氟酸钠能活化被石灰抑制过的黄铁矿；它还可以作为磷灰石的抑制剂。

硅氟酸钠对硅酸盐脉石矿物产生的抑制作用，主要是水解后产生的水化二氧化硅所起的作用，其机理与水玻璃相似。它对石英的抑制力比水玻璃强，仅次于六偏磷酸钠。

硅氟酸钠对于被石灰抑制过的黄铁矿的活化作用是由于它水解后解离出的 F^- 沉淀了对黄铁矿起抑制作用的 Ca^{2+}，从而活化了黄铁矿。

153. 偏磷酸钠在浮选中起什么作用？

在浮选中，常用的是六偏磷酸钠（$NaPO_3)_6$，它能够和 Ca^{2+}、Mg^{2+} 及其他多价金属离子生成络合物，从而使含有这些离子的矿物得到抑制，是磷灰石、方解石、重晶石和碳质页岩、泥质脉石的抑制剂。

用油酸浮选锡石时，常用六偏磷酸钠抑制含钙矿物。浮选含铌、钽、钍的烧绿石和含锆的锆英石时，也常用六偏磷酸钠抑制长石、霞石、高岭土等脉石矿物。它不仅抑制碳酸盐脉石，也能抑制石英和硅酸矿物，同时对矿泥有很好的分散作用，常常作为分散剂使用。

六偏磷酸钠有吸湿性，在空气中易潮解，并逐渐变成焦磷酸钠、最后变为正磷酸钠，其抑制力因此下降。故在选矿厂中使用六偏磷酸钠时，应该当天配制当天使用。

154. 哪些药剂可以作为活化剂？

活化剂可以促进捕收剂与矿物作用，主要有以下几种：

（1）某些金属离子。这些离子一方面要能够吸附在被活化的矿物表面上，另一方面要能够与捕收剂形成难溶盐，这才具备作为活化剂的条件。例如，当用黄药作为捕收剂，捕收闪锌矿时，可用 Cu^{2+} 作为活化剂。一方面，Cu^{2+} 可以通过离子交换吸附在闪锌矿上，另一方面，Cu^{2+} 可以与黄药形成难溶的黄原酸铜，促使了黄药在闪锌矿的吸附。当用黄药捕收硫化矿时，除了 Cu^{2+}，还有 Ag^{+}、Pb^{2+} 等都可以作为活化剂，使用的药剂有硫酸铜、硝酸银、硝酸铅等。

当使用脂肪酸类捕收剂时，可以使用能与羧酸形成难溶盐的碱土金属离子，如 Ca^{2+}、Ba^{2+} 等作为活化剂，使用的药剂如氯化钙、氯化钡等。

（2）无机酸、碱。它们主要用于清洗欲浮矿物表面影响与捕收剂作用的氧化物污染膜或粘附的矿泥。常用的有盐酸、硫酸、氢氟酸、氢氧化钠等。例如，黄铁矿表面生成的氢氧化铁薄膜，可以用硫酸作用生成硫酸铁而溶于水，从而重新暴露黄铁矿新鲜的表面，以利与黄药作用。

（3）有机活化剂。例如，工业草酸可以活化被石灰抑制过的黄铁矿。

155. 如何选择起泡剂，常用的起泡剂有哪几种？

选择起泡剂的要求是：

（1）起泡剂应是异极性的表面活性物质。它的极性基亲水，非极性基亲气。其分子能在空气与水的界面（气泡表面）上产生定向排列。能够强烈地降低水的表面张力。

（2）起泡剂应有适当的溶解度。起泡剂的溶解度对起泡性能有很大影响，如果溶解度很高，则耗药量大，或迅速发生大量泡沫，但不能耐久；当溶解度过低时，来不及溶解发挥起泡作用，就可能随泡沫流失。一般来说，起泡剂的溶解度以 0.2～5g/L 为好。

（3）用量低时，能形成量多、分布均匀、大小合适、韧性适当和黏度不大的气泡。

（4）无捕收性，对矿浆 pH 值变化及矿浆中的各种组分有较好的适应性。

（5）无毒，无臭，无腐蚀性，便于使用，价格低，来源广。

常用的起泡剂有以下几种：

（1）松油及松醇油。松油是松根、松明、松脂等松树成分经干馏或蒸馏的产物，是一种天然的起泡剂。松油有较强的起泡力，因含一些杂质，具有一定的捕收能力。例如，可以单独使用松油浮选辉钼矿、石墨和煤等。由于松油黏性较大，选择性差及来源有限，所以逐渐被人工合成的起泡剂所代替。

松醇油（2号油）是我国最常用的起泡剂，是以松节油为原料，硫酸作催化剂，酒精或平平加为乳化剂下，发生水

解反应制取的。松醇油起泡力强，能生成大小均匀、黏度中等和稳定性合适的气泡。

（2）樟油。由樟树的根、干、枝、叶蒸馏而得粗樟油，再经精馏，得白樟油、红樟油、蓝樟油。白樟油的选择性比松油好；红樟油生成的泡沫较黏；蓝樟油既有起泡性又有捕收性，多用于选煤，或与其他起泡剂配合使用。

（3）甲酚。甲酚是炼焦副产品。甲酚起泡性比松油弱。纯的高级甲酚选择性好，适合于多金属矿石的优先浮选。甲酚有毒、易燃、有腐蚀性，使用时应注意防护。

（4）脂肪醇类。5～8 个碳的醇是良好的起泡剂。少于 5 个碳的醇起泡力差，多于 8 个碳的醇溶解度降低。这种起泡剂成分稳定，用量少，选择性好，有利于获得高品位精矿。

（5）硫酸酯和磺酸盐。含 8～12个碳的烷基硫酸盐及烷基磺酸盐可作为起泡剂（多于 12 个碳的常作为捕收剂）。这类起泡剂起泡力强，易溶于水，无毒，无臭味，但选择性比较差。

除以上几种外，用于浮选的起泡剂还有丁醚油、醚醇油、脂肪酸乙酯等。

156. 浮选工艺对磨矿细度有什么要求？

各浮选厂的生产实践证明,各种不同粒级的矿粒,其浮选效果是不同的。过粗的矿粒（粒级大于 0.1mm）和过细的矿粒（粒级小于 0.01mm）都浮得不好。即使其粒度已达到单体解离，它们的回收率也较低， 而且泡沫产品往往被极细的脉石矿物所污染而影响精矿品位，对于具体处理的矿石都有一个较适宜的浮选粒级范围。因此，为了保证浮选获得

较高的技术经济指标，正确地确定磨矿细度具有重要的意义。磨矿细度必须满足下列要求，才能得到较好的浮选指标：

（1）有用矿物基本上达到单体解离，浮选之前只允许有少量有用矿物与脉石的连生体。

（2）使矿粒达到浮选最适宜的粒度范围。对于有色金属硫化矿的浮选，给矿粒度一般不能超过 0.2～0.3mm。粗粒质量大，气泡难以带起，且容易从气泡上脱落。

（3）尽可能避免泥化。浮选矿粒的直径小于 0.01mm 时，浮选指标显著下降，当粒度小于 2～5μm 时，有用矿物与脉石几乎无法分离。

157. 粗粒为何难浮，应采取什么工艺措施？

粗磨可以节省磨矿费用，降低成本。在处理不均匀嵌布矿石的浮选厂，在保证粗选回收率的前提下，有放粗磨矿细度的趋势。但是由于粗粒比较重，在浮选机中不易悬浮，与气泡碰撞的机会减少。另外，粗粒附着于气泡后，因脱落力大，易从气泡上脱落。因此，粗粒在一般工艺条件下浮选效果较差。为了改善粗粒浮选的效果，可采取下列工艺措施：

（1）采用捕收力较强的捕收剂，还可以补加煤油、柴油等辅助捕收剂，以强化对粗粒的捕收，增加矿粒与气泡的附着能力和固着强度，减少脱落。

（2）适当增加矿浆的质量分数，增加矿浆的浮力。在保证泡沫层稳定的前提下，适当地搅拌以促进粗粒悬浮，增加与气泡的附着机会。

（3）适当增加浮选机的充气量，造成较大的气泡和形成

由大、小气泡聚集而成的“浮团”，这种“浮团”有较大的升浮力，可携带粗粒上浮。

（4）采用浅槽浮选机，以缩短矿化气泡上浮的路程，减少矿粒从气泡上脱落。或采用适宜于粗粒浮选的专用浮选机，如环射式浮选机和斯凯纳尔浮选机等。

（5）采用迅速而平稳的刮泡装置，使上浮的矿化泡沫及时刮出，以减少矿粒重新脱落。

158. 细粒浮选困难的原因及采取的工艺措施是什么？

细粒物料浮选分离比较困难，原因主要有以下几点：

（1）细粒比表面积大，表面能显著增加。在一定条件下，不同矿物的表面间容易发生非选择性的互相凝结。另一方面，也是由于细粒表面能大，虽然对药剂具有较高的吸附力，但选择吸附性差，这都使得细粒难以进行选择性分离。

（2）细粒体积小，与气泡碰撞的可能性小。细粒质量小，与气泡碰撞时，不易克服矿粒与气泡之间水化层的阻力，难以附着于气泡上。

解决细粒浮选的工艺措施如下：

（1）选择性絮凝浮选。采用絮凝剂选择性地絮凝目的矿物微粒或脉石细泥，然后用浮选分离。

（2）载体浮选。利用一般浮选粒级的矿粒作载体，使目的矿物细粒罩盖在载体上上浮。载体可以用同类矿物，也可以用异类矿物。例如，可以用黄铁矿作载体浮选细粒金。用方解石作载体浮去高岭土中的微细粒铁、钛杂质。

（3）团聚浮选，又称乳化浮选。细粒矿物经捕收剂处理

后，在中性油的作用下，形成带矿的油状泡沫。可以将捕收剂与中性油先配成乳浊液再加到矿浆中。也可以在高质量分数（固体含量达 70%）矿浆中分别加入中性油和捕收剂，强烈搅拌，控制时间，然后刮出上层泡沫。此法已用于细粒锰矿、钛铁矿和磷灰石等。

159. 矿泥对浮选有何影响，如何解决？

如果浮选矿浆中含有较多的矿泥，会对浮选带来一系列的不良影响。主要影响有以下几点：①易夹杂于泡沫产品中，使精矿品位下降。②易罩盖于粗粒表面，影响粗粒的浮选。③吸附大量药剂，增加药剂消耗。④使矿浆发黏，充气条件变坏。

解决这一问题的工艺措施是：①采用较稀的矿浆，降低矿浆的黏性，可以减少矿泥在泡沫产品中的夹杂。②添加分散剂，将矿泥分散，消除矿泥罩盖于其他矿物表面的有害作用。③分段分批加药，这样可以减少矿泥对药剂的消耗。④对浮选物料预先脱泥后再浮选。常用的脱泥方法是旋流器分级脱泥。

160. 矿浆质量分数对浮选有何影响，在生产中如何控制？

矿浆质量分数是浮选的一个重要工艺因素，对浮选有十分重要的影响。矿浆质量分数的表示方法一般有两种：①液固比，表示矿浆中液体与固体质量（或体积）之比，这种表示方法在进行矿浆流程计算时非常方便。②固体含量的百分数（%），表示矿浆中固体质量（或体积）所占的百分数，

这种表示方法在选矿实验及生产中应用较广泛。

矿浆质量分数对浮选的主要影响有以下几个方面：

（1）回收率。在一定范围内，当矿浆质量分数低时，回收率较低；矿浆质量分数增加，回收率相应增加。但矿浆质量分数不能过大，如过大，则浮选机难以在矿浆中正常充气，反而使回收率降低。

（2）精矿品位。一般规律是在较稀的矿浆中浮选时，精矿品位较高，而在较浓的矿浆中浮选时，精矿品位降低。

（3）药剂用量。浮选药剂要在矿浆中保持一定的质量分数才有良好的浮选效果。当矿浆较浓时，药剂质量分数相应提高，即用较少的药剂就可达到要求的药剂质量分数，每吨矿石的药剂用量相应减少。反之，矿浆较稀时，药剂用量增加.

（4）粗粒浮选。矿浆质量分数增大，使矿浆密度增大，浮力相应增加，这就增加了粗粒的悬浮能力及与气泡的碰撞机会，有利于粗粒的浮选。

（5）细粒浮选。矿浆质量分数大时，矿浆黏度增加，细粒矿物与细粒脉石互相粘结增加，使精矿品位下降。反之，这种影响会减少。

在实际生产中，浮选最适宜的矿浆质量分数，除上述因素外，还需考虑矿石性质和具体浮选条件。一般原则是：浮选密度大，粒度粗的矿物，往往用较浓的矿浆。反之，当浮选密度较小、粒度较细的矿物时，则用较稀的矿浆。粗选和扫选作业采用较浓的矿浆以保证较高的回收率且节省药剂。精选作业采用较稀的矿浆以利于提高品位。难分离的混合精矿的分离作业也应采用较稀的矿浆，以保证获得较高质量的

合格精矿。

一般的金属矿物浮选矿浆的质量分数为：粗选，25%～45%；精选，10%～20%；扫选，20%～40%。粗选的最高矿浆质量分数可达50%～55%，精选时最低矿浆质量分数为6%～8%。

161. 矿物的氧化对其可浮性有何影响，控制其氧化程度的措施是什么？

矿物在堆放、运输、破碎、浮选过程中都受到空气的氧化作用。矿物的氧化对浮选有重要影响，特别是对金属硫化矿，影响更加显著。研究和实践表明，对于某些硫化矿，在一定限度内，矿物表面轻度氧化，矿物的可浮性会变好。但过分氧化，则使可浮性下降。以方铅矿为例，通过试验证明，新鲜的纯方铅矿（即未受氧化的）的表面是亲水的，与黄药的作用能力很弱，但其表面初步氧化后，与黄药的作用能力增强，变为易浮，但如过分氧化，可浮性反而会下降。除方铅矿外，像黄铁矿，还有铜、锌、镍等硫化矿的可浮性也深受其表面氧化程度的影响。

为了控制矿物的氧化程度以调解可浮性，采取的措施有以下几点：

(1) 调节搅拌矿浆及浮选时间。实践证明，充气搅拌的强弱与时间长短，是控制矿物表面氧化的重要因素。短期适量充气，对一般硫化矿浮选有利。但长期过分充气，可使某些硫化矿，如黄铁矿、磁黄铁矿可浮性下降。

(2) 调节矿浆槽和浮选机的充气量。

(3) 调节矿浆的pH值。在不同的pH值范围内，矿物

的氧化速度不同，所以调节矿浆的 pH 值可以调节其氧化程度。

（4）加入氧化剂（如高锰酸钾、二氧化锰、双氧水等）或还原剂（如 SO_2 等）促使或抑制矿物表面氧化。

162. 选择絮凝的过程及操作要点是什么？

选择絮凝是处理细粒矿物的有效措施。它是在含有两种或多种组分的悬浮液中加入絮凝剂，絮凝剂选择性地吸附于某种矿物组分的矿粒表面，促使其絮凝沉降，其余矿物组分仍保持稳定的分散状态，从而达到分离的目的。矿物的选择絮凝可以分为以下四个阶段：

（1）使矿浆中的各种矿物组分充分分散，互不粘附连结，为选择性絮凝创造条件。为达此目的，往往需要向矿浆中加入分散剂，如水玻璃等。

（2）加药。根据被絮凝的目的矿物，加入适当的絮凝剂。絮凝剂配成 0.1% 的稀溶液加入，加入絮凝剂后，要使其在矿浆中充分弥散和分布均匀。为提高其选择性，必要时要加入适当的调整剂。

（3）选择絮凝。絮凝剂对目的絮凝矿物进行选择性絮凝。在此过程中要注意以下几点：①搅拌一般是分阶段进行，先快搅，以利药剂充分分散，然后慢搅，以利于絮凝剂对矿物进行选择吸附絮凝；②矿浆要稀，以利于絮凝物干净，减少粘带其他矿物；③絮团不能过大，以防止夹带杂质。

（4）沉降分离。当絮团达到一定大小时，即进行沉降分离。在此阶段要注意沉降速度和沉降时间：①沉降速度要

慢，以防止杂质带入沉降物中。有时为了在沉降过程中使絮团释放出夹杂物，可以利用微弱的上升水流冲洗絮团；②沉降时间要适当。沉降时间短，沉降的絮团较纯，但这会影响回收率。沉降时间长，则杂质也沉降，使絮凝矿物质量受到影响。这要根据对絮凝矿物产品的质量要求来定。

如果经一次絮凝产品达不到要求，可将得到的絮团再分散和再絮凝。

163. 浮选药剂如何进行配制？

浮选药剂在使用前进行合理的配制，对提高药效有重要作用。配制方法主要根据药剂的性质决定，常见的有下列几种方法：

（1）配成水溶液。大多数溶于水的药剂都采取此法，一般配成5%～10%或者更稀一些的水溶液添加。溶液不宜配得太稀，太稀体积过大，但也不宜太浓，浓度太大对用量少的药剂很难正确控制用量，也不便输送。

（2）加溶剂配制。有些不溶或者难溶于水的药剂，可将其溶于特殊的溶剂中然后添加。例如，把油酸溶入煤油中再添加，可以增强在矿浆中的弥散性，还可以加强油酸的捕收作用。白药可以溶于邻甲苯胺中再使用。

（3）乳化法。脂肪酸类捕收剂及柴油经过乳化，可以增加其在矿浆中的弥散度，提高功效。常用的乳化法是：强烈机械搅拌、通人蒸汽或用超声波，若加入乳化剂效果更好。如妥尔油与柴油在水中可加乳化剂——烷基芳基磺酸酯、许多表面活性物质都可以作为乳化剂。

（4）皂化。脂肪酸类捕收剂常用此法配制，如铁矿石浮

选时，常采用氧化石蜡皂与妥尔油作捕收剂。为提高其水溶性，可配入 10% 左右的碳酸钠，使妥尔油皂化，并用热水加温配成热的皂液添加。再如油酸，其水溶性差，但与碳酸钠作用生成油酸钠后，水溶性变好。

（5）配成悬浊液或乳浊液。如石灰可加水磨成石灰乳添加.

（6）酸化。在使用阳离子捕收剂（胺类）时，由于水溶性差，必须加盐酸或醋酸作用配成胺盐，才能溶于水中使用。

（7）原液添加。有些药剂在水中的溶解度很小，难以配成真溶液或稳定的乳浊液，如松醇油、甲酚黑药、煤油等，可不必配成溶液，而是直接将原液按用量添加。

水溶性药剂的配制方法，一般是先把药剂在溶器内用少量水溶解，待溶解完后，再逐渐加水配成所要求的浓度。

在生产现场，为了配制方便，可在配药槽上刻上标示容积的刻度尺，把称好的已知药量的药剂放入槽内，加水至刻度标示的与浓度相符的位置，搅拌至完全溶解，即可使用。

药剂浓度是否达到标准，可用密度计测定。

164. 怎样把高质量分数的药剂溶液稀释成低质量分数的药剂溶液？

在浮选厂中，有些药剂需要由高质量分数的溶液稀释成低质量分数的溶液，然后再添加使用，如硫酸、盐酸等。稀释时，可按如下公式来计算需要加入的水量：

$$W = Q_2\left(1 - \frac{R_2}{R_1}\right) = Q_1\left(\frac{R_1}{R_2} - 1\right)$$

式中 w——溶液稀释后所加的水量，kg；

Q_1——稀释前溶液的质量，kg；

Q_2——稀释后溶液的质量，kg；

R_1——稀释前溶液质量分数；

R_2——稀释后溶液质量分数。

[例] 将质量分数为86%的硫酸30kg，稀释成质量分数为20%的硫酸水溶液，需要加水多少kg?

[解] 已知 $R_1=86\%$，$Q_1=30\text{kg}$，$R_2=20\%$，则所需要的水量为：

$$W=Q_1\left(\frac{R_1}{R_2}-1\right)=30\left(\frac{0.86}{0.20}-1\right)=99\ (\text{kg})$$

应特别注意，用水稀释硫酸时，只能将硫酸缓缓倒入水中；如将水倒入硫酸中，则会因密度差异及大量放热而引起硫酸飞溅，造成严重事故。

165. 如何合理选择加药地点和加药方式？

为保证药剂能发挥最佳效能，应根据矿石性质、药剂性质及工艺要求合理地选择加药地点和加药方式。

(1) 加药地点。加药地点的选择与药剂的用途和性质有关，通常是先加pH调节剂，可加到球磨机中，一方面可使抑制剂和捕收剂在pH值适宜的矿浆中发挥作用，另一方面可以消除某些对浮选有害的“难免离子”。抑制剂应加在捕收剂之前，通常也加到球磨机中，让抑制剂及早地与被抑制矿物产生的新鲜表面作用。活化剂常加到搅拌槽中，在槽中与矿浆搅拌一段时间，促使和被活化的矿物作用。捕收剂和起泡剂加到搅拌槽或浮选机中，而难溶的捕收剂（如甲酚黑

药、白药、煤油等）亦常加入磨矿机中，这是为了促使其分散、增长与矿物的作用时间。

常见的加药顺序视情况而定，①浮选原矿时：pH 调节剂——抑制剂——捕收剂——起泡剂。②浮选被抑制的矿物时：活化剂——捕收剂——起泡剂。

（2）加药方式。加药方式一般有两种，一种是一次性添加，一种是分批添加。

一次性添加是在粗选作业前，将药剂集中一次加完。这样添加的药剂浓度高，添加起来方便。一般对于易溶于水的、不致被泡沫带走且在矿浆中不易反应而失效的药剂，常采用一次性加药，如石灰、苏打等。

分批加药是沿着粗、精、扫的作业线分成几批几次添加。一般在浮选前加入总量的 60%～70%，其余的分几批加入适当地点。对下列情况，应采用分批添加：①易氧化、易分解、易起反应变质的药剂，如黄药、二氧化硫气体等；②难溶于水，易被泡沫带走的药剂，如油酸，脂肪胺类捕收剂；③用量要求严格的药剂，如硫化钠。如果局部用量过量，将会起反作用。

浮选厂根据上述原则设计好的加药地点和药剂添加量，在生产操作中是不允许轻易变动的。但在浮选作业线较长的现场，如果碰到浮选机“跑槽”、“沉槽”、精矿质量变坏或金属大量进入尾矿等紧急情况时，允许根据情况在适当的地点临时加入一些药剂以尽快减少损失。但要及时分析出不正常的原因，尽快调整，使生产情况转入正常。

166. 为什么要混合用药，混合用药的方案有哪几种？

大量试验和生产实践证明，混合用药往往比单独使用一种药剂效果要好。第一，这是由于矿物表面具有不均匀性，使用不同的药剂可以满足矿物表面某些不同部位的不同需要。第二，有些药剂混合使用所产生的协同药效要比分别单独使用这些药剂效果要好。目前，大多数浮选厂混合用药的方案有以下几种：

（1）同系药剂混合使用，如乙基黄药与丁基黄药混合使用。

（2）同类药剂混合使用，例如，黄药与黑药混合使用；氧化石蜡皂与妥尔油混合使用。

（3）不同类药剂混合使用，例如，煤油或柴油和油酸混合使用；煤油或柴油与胺混合使用，不仅提高了捕收效果，还减少了油酸和胺的用量；还有氰化物与硫酸锌混合使用等等。

167. 在浮选中怎样控制浮选药剂的用量？

浮选药剂是调节矿物可浮性的主要因素。用量不足，达不到调节的目的，矿物难以选分；用量过多也会引起反作用，不但降低精矿质量，失去选择性，而且造成浪费。事实上，浮选中只需加入少量捕收剂就可以使矿物表面形成疏水性薄膜，同样抑制、活化某一矿物的药剂用量也是很少的，为此在实际使用中应特别强调“适量”和“选择性”。

对于不同的矿石，由于性质不同，药剂用量的波动范围

也是很大的。即使属于同一类型的矿石，也因矿床形成的具体条件有差别、有用矿物及脉石含量的不同，其药剂用量也不尽相同，大致的范围是：捕收剂用量为 20～1500g/t. 一般来说，黄药类捕收剂用量较少，大约是每吨矿用几十克到一百克以上，脂肪酸类捕收剂用量较大，大约在每吨矿用几百克到一千克以上；起泡剂用量为 20～2000g/t ；活化剂用量为 200～1000g/t ；抑制剂用量为 100～200g/t ；介质调整剂为 500～3000g/t。选分具体矿石时，应根据试验结果选取较窄的用量范围。实际使用时，只要矿石的物质成分保持不变，就不应任意改变药剂的用量。

168. 浮选药剂过量有什么危害？

在浮选工艺中，药剂过量的危害往往容易被忽视。实践经验证明，浮选指标下降，有不少情况是由于浮选药剂过量造成的。浮选药剂过量的危害主要有以下几个方面：

（1）捕收剂过量的危害。①破坏浮选过程的选择性。大量试验和生产实践证明，当捕收剂用量超过一定范围时，精矿品位就会明显下降。即使回收率略有提高，也是得不偿失；②过量的捕收剂会给泡沫精矿进一步精选及混合精矿分离带来困难。在这种情况下，现场往往采取多加调整剂的办法来补救。由于多加了调整剂，含有过量药剂的中矿又返回流程中，形成恶性循环。造成浮选过程混乱，降低了浮选指标。另外，由于捕收剂过量，抑制剂用量也要增加，例如，黄药过量，抑制剂氰化物用量也要增加，这不仅浪费了药剂，还使尾矿中有毒药剂含量增高，造成公害；③过量的捕收剂可使某些矿物的可浮性下降。例如，过量的脂肪酸类捕

收剂会使氧化矿的可浮性下降。这是由于捕收剂在矿物表面形成了多层吸附的反向层，极性基反而朝外，使矿物表面亲水而造成的；④过量的捕收剂还会形成大量泡沫而使精矿和尾矿不易脱水，给浓缩和过滤带来困难。

（2）抑制剂过量的危害。抑制剂过量时，欲浮的矿物也可能和被抑制的矿物同时受到抑制，导致回收率下降。这时，为了提高被浮矿物的上浮能力，必须加大捕收剂的用量。

（3）活化剂过量的危害。这不仅会破坏浮选过程的选择性，而且还可能与捕收剂作用生成沉淀而消耗大量的捕收剂。例如，当活化闪锌矿时，如硫酸铜过量，过量的硫酸铜所产生的铜离子会在矿浆中与黄药生成黄原酸铜沉淀而增加了不必要的消耗。

（4）起泡剂过量的危害。会造成大量黏而细的气泡，易使脉石矿物黏附在气泡上而影响精矿品位。如果原矿中含泥较多，则会形成大量黏性泡沫，容易引起“跑槽”事故，大量精矿就会溢出泡沫槽，造成生产操作混乱。

从上述讨论可知，药剂用量的严格控制是提高浮选工艺指标的重要因素，过量的药剂破坏了浮选过程的选择性，增加了选矿费用，直接或间接地给浮选工艺的调节带来了困难。

169. 对浮选给药机的要求是什么，常用的有哪几种，各适用于什么情况？

对浮选给药机的主要要求是：工作连续可靠，容易调节；添加量要有足够的精确度；构造简单，耐腐蚀。有的还要求其有良好的密封性。

常用的给药机有带式给药机、盘式给药机、杯式给药机和虹吸管给药机四种。带式和盘式适合于加粉末状固体药剂，如粉末状石灰。杯式和虹吸管式适合于水溶液药剂和油状药剂。恒式虹吸式给药机是在盛有药剂的槽中插一根虹吸管，利用虹吸原理将药液吸出，改变虹吸管插入的深度或管径，就可以调节给药量，这种方法简便，流量稳定，准确可靠，得到了广泛的应用。

170. 什么是“二次富集作用”，怎样有效地利用“二次富集作用”?

在浮选机上部的矿化泡沫层中，常常混杂有一些脉石矿粒和连生体矿粒。这些矿粒大部分（主要是脉石矿粒）是由于大量的矿化气泡在上浮过程中夹带上来的。另外少部分（主要是连生体）是由于表面固着了捕收剂，形成较弱的疏水性，附着于气泡而进入泡沫层的。由于这些矿粒与气泡附着得不牢固，当泡沫层中的水（这些水有一部分是由于泡沫层中的气泡破灭而形成的）向下流时，它们中的大部分会重新被冲回到矿浆中。另外，泡沫层中的气泡在被刮出浮选机之前，有一部分会破灭，使泡沫层整个气一液界面减少。气泡上原来负荷的矿粒发生重新排列，疏水性强的矿粒仍附着在气泡上，疏水性弱的脉石矿粒或连生体矿粒会被向下的水流带回矿浆，这就使泡沫产品的品位再一次提高，这种作用被称为“二次富集作用”。

为了有效地利用二次富集作用，可以适当加大泡沫层的厚度和延长泡沫层在浮选槽中停留的时间（即减慢刮泡速度）。如果泡沫发黏，泡沫层中的水就难以沿气泡间的间隙

向下流，二次富集作用减弱。在这种情况下，可在精选槽的泡沫层上喷水淋洗，增加泡沫层中的流水量，以强化二次富集作用。但喷水不宜过强，水量不宜过大，并适当增加起泡剂用量，以免回收率降低。

171. 浮选厂如何利用回水？

选矿厂尽可能利用回水，无论是从环境保护，还是从节省药剂和工业用水的观点来看，都是十分必要的。

对磁选厂和重选厂来说，由于回水未受到药剂污染，回水的利用比较容易，回水利用率也高。

对于浮选厂，由于回水中含有多种浮选药剂，因此使用时必须考虑回水对浮选过程的影响，如使用不当，会影响浮选效果，但如合理使用，不仅不会对浮选过程产生不良影响，而且还会节省浮选药剂。实践证明，浮选单金属矿石时，回水利用比较简单，如铜镍硫浮选时，回水可以全部使用，可以降低药剂的用量，黄药可降低23%。

选别多金属矿石时，回水的利用就比较复杂。当处理多金属硫化矿时，如果采用的流程是先混合浮选，然后混合精矿分离，混合精矿脱水所得的水，可以返回到混合浮选的前部。如果流程比较复杂，则最好是同一回路的废水再返回同一回路，这样废水中所含的药剂种类与原回路相同，不会产生不良影响。

回水使用前往往要进行处理。如果回水中含有较多的细泥，会给浮选带来不良影响，因此在使用前要消除掉。采用的方法可以是自然沉降法，也可以加凝聚剂（如石灰）使细泥沉降。使细泥含量一般不超过0.2～0.3g/L。如果回水的

pH 值不合乎要求，必要时也要进行处理。

172. 在浮选操作中如何控制泡沫层的厚度？

泡沫层的厚薄对回收率和精矿品位有着直接的影响。在浮选操作中，泡沫层的厚度通过浮选机的矿浆闸门调节。另外，药剂及质量分数等因素对泡沫层厚度也有影响。

在浮选机中，一般规律是泡沫层愈厚，聚集的金属量愈多，泡沫层薄，聚集的金属量则少。泡沫层有一定的厚度，有利于加强二次富集作用，提高精矿品位。但要防止泡沫层过厚，因为泡沫层过厚，上层的气泡变大，总的表面积减少，有些已上浮的粗粒或较难浮的矿粒会从气泡上脱落。也要防止泡沫层过薄，过薄不仅减弱了二次富集作用，矿浆也容易被刮出来，影响精矿质量。

实际操作中泡沫层的厚度一般是这样控制的：在精选作业中要求有较厚的泡沫层，以保证获得高质量的精矿；在粗、扫选作业中，要求有较薄的泡沫层，以保证可浮性较差的矿物和部分连生体尽量得到回收。

173. 矿浆温度对浮选有何影响？

矿浆温度在浮选过程中常常起着重要的作用，主要体现在两个方面：一是有些浮选药剂，在矿浆加温的条件下，可以加强药效，提高浮选的效果。二是在有些特殊工艺中，提高矿浆温度，有利于矿物的分离。

在使用某些难溶、并且其溶解度随温度变化的捕收剂时，如油酸、胺类等，提高矿浆温度可以使它们在水中的溶解度和浮选效能增加。例如，当用脂肪酸类捕收剂浮选铁矿

石时，矿浆加温可以提高金属回收率并节省大量药剂；又如用油酸捕收萤石时，要达到较好的相同指标，在矿浆温度为5℃时，油酸用量为1000g/t，在矿浆温度为35℃时，只需250g/t油酸。

当用黄药类捕收剂浮选硫化矿时，将混合精矿加热到一定温度，可以促使矿物表面捕收剂的解吸，强化抑制作用，解决多金属矿混合精矿在常温下难以分离的问题，节约抑制剂用量，或不用氰化物一类剧毒性的抑制剂。加温浮选促使分离的实质是利用各种硫化矿在加温后表面氧化速度的差异，扩大可浮性的差别。

例如，在铜一铅分离中，将混合精矿矿浆加温至70℃时，方铅矿表面被氧化、捕收剂被解吸，表面亲水而受到抑制。

硫化矿在一些特殊工艺中采用加温浮选，虽能较好地解决一些矿物的分离问题，但还存在一些缺点，在实践中应加以注意解决：

（1）要防止中矿恶性循环。不加药剂的加温浮选分离，主要是靠选择解吸，因而对矿物的抑制力弱，因此常常造成大量中矿循环。为了减少中矿循环，应严格控制温度。如精、扫选的温度，应略高于粗选温度。

（2）应注意改善劳动条件。由于矿浆加温，会使厂房温度升高，水蒸气和药物分解产物如CS_2等增多，因而使劳动条件变坏，要注意改善。

（3）要注意机械的润滑和防腐。由于加温，浮选机受热，轴承润滑油会熔化流出，应采用耐高温润滑脂来代替黄油。防止润滑油流入矿浆，损坏浮选机部件和浮选过程的稳定。

174. 什么情况下采用精矿再磨、尾矿再磨或中矿再磨？

矿石在什么情况下采用精矿再磨、尾矿再磨或中矿再磨，主要根据矿物嵌布特性和泥化趋势来决定。

（1）精矿再磨。如果矿石中含有两种或两种以上有用矿物，它们是互相连生的，每种有用矿物的嵌布粒度较细，但它们的集合体较粗，如图 5－1 所示。在这种情况下，可以采用精矿再磨流程，第一段磨矿粗磨，先使有用矿物的集合体与脉石解离，经浮选后，得到混合精矿和废弃尾矿，然后对混合精矿进行第二段磨矿，进一步使集合体的各种有用矿物单体解离，再进行浮选分离，得到每种有用矿物的精矿，流程如图 5－2 所示。再一种情况就是经一段磨矿浮选后，可以得到贫精矿（即含有部分有用矿物和脉石矿物的连生体）和可以废弃的尾矿时，可以对贫精矿再磨后进一步浮选，得到合格的精矿，流程如图 5－3 所示。以上两种情况如采用一段流程，一次磨到每种有用矿物全部单体解离的细度，则可能造成过磨泥化，也会使磨矿费用提高。

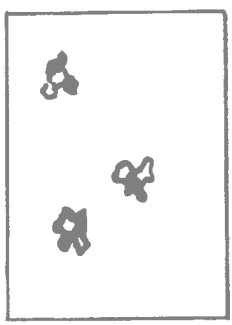


图 5－1　不同矿粒粗集合体在矿石中分布

（2）尾矿再磨。如果有用矿物在矿石中呈粗细粒不均匀浸染，但有用矿物在矿石中的分布又是均匀的，如图 5－4 所示，这种情况可以采用尾矿再磨两段流程，第一段

磨矿使粗粒基本解离，浮出部分精矿，然后将含有细粒有用矿物的尾矿再磨，再浮出细粒有用矿物，流程如图 5－5 所示。对于易氧化或易泥化的矿石，也可采用这种流程。

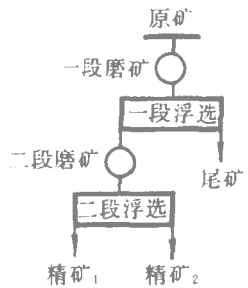


图 5－2　精矿再磨流程（1）

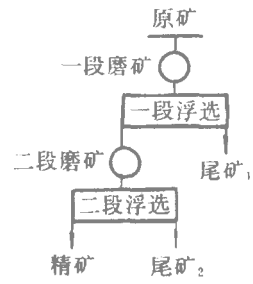


图 5－3　精矿再磨流程（2）

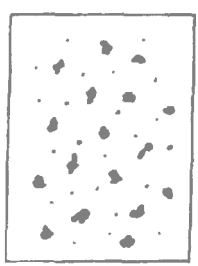


图 5－4　粗粒和细粒矿物在矿石中均匀分布

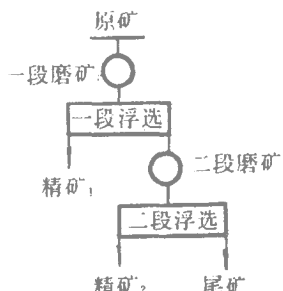


图 5－5　尾矿再磨流程

（3）中矿再磨。如果有用矿物在矿石中呈粗细粒不均匀浸染，且有用矿物在矿石中的分布又是不均匀的（即有的部位有用矿物集中，有的部位可能没有），如图 5－6 所示，在这种情况下，第一段磨矿使粗粒有用矿物解离，同时产生了部分不含有用矿物的单体脉石矿粒，可以作为尾矿废弃。还

有一部分细粒有用矿物与脉石的连生体。经一段浮选后，得部分粗粒精矿和废弃部分尾矿。而连生体往往进入中矿，这部分中矿必须再磨后，才能进一步浮出细粒有用矿物，流程如图 5－7 所示。

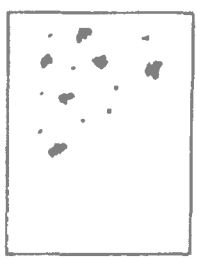


图 5－6　粗粒和细粒矿物在矿石中不均匀分布

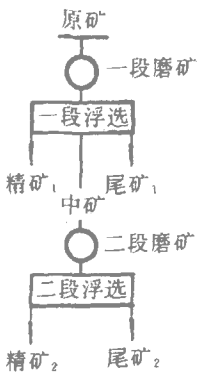


图 5－7　中矿再磨流程

175　中矿有哪些处理方法？

浮选的最终产品是精矿和尾矿。但在浮选过程中总要产出一些中间产品，即精选的尾矿和扫选的精矿，习惯上称为中矿。中矿处理方法根据其中连生体含量、有用矿物的可浮性以及对精矿质量的要求而定。常见的处理方案有以下四种：

(1) 返回浮选前部适当的地点。此法可用于处理主要由单体解离的矿粒组成的中矿，最常见的是循序返回，即后一作业的中矿返回到前一作业，如图 5－8 所示。当矿物可浮

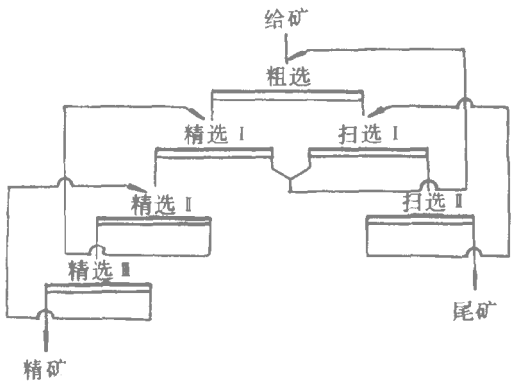


图 5-8　中矿循序返回流程

性一般，而又比较强调回收率时，多采用循序返回，这种情况下中矿经受再选的机会较少，可以避免损失。

如中矿可浮性较好，对精矿要求又高时，必须增加中矿再选次数，可采用中矿合一返回，即将中矿合并后返回到前部适当的作业，如图 5-9 所示。中矿合并以后，往往需浓缩，再进行返回。

中矿的返回形式往往是多种多样的，有时中矿返回地点由试验来决定。中矿返回的一般规律是，中矿应返回到矿物组成和可浮性及品位相近的作业中去。

(2) 中矿再磨。对于连生体较多的中矿，需要再磨。再磨可单独进行，也可返回到第一段磨矿。当中矿中还有部分单体解离的矿粒时，可将其返回分级作业。当中矿表面需要机械擦洗时，也可返回磨机。

(3) 中矿单独浮选。有时中矿虽不呈连生体，但它的性

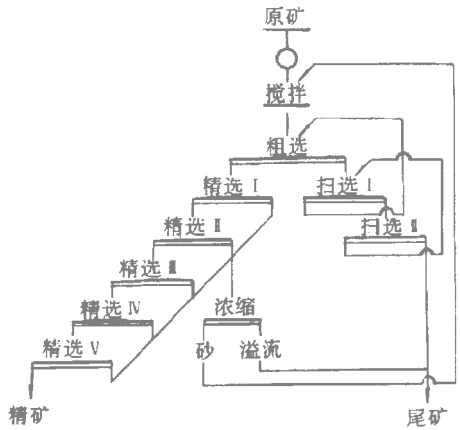


图 5-9　中矿合一返回流程（精选部分）

质比较特殊，如浸染复杂，难浮矿粒多，含泥多等，可浮性与原矿差别大时，返回前面的作业都不太合适。在这种情况下，可将中矿单独浮选。

（4）其他方法处理。如果中矿用浮选法单独处理效果不好，可采用化学选矿方法来处理。

176. 什么情况下适合采用混合浮选流程？

混合浮选流程是多金属硫化矿浮选中常用的流程，它是先混合浮出全部有用矿物，然后再逐次将它们分离。这种流程适合于有用矿物品位比较低（脉石含量较多）和有用矿物呈集合体嵌布的多金属矿石。对这样的矿石采取这种流程，在经济上有许多优点，它可以在粗磨条件下，进行混合浮选后就能丢弃大量的脉石，使进入后续作业的矿量大为减少，

尤其是降低了后续的磨矿作业费用。这就减少了设备投资，降低了电耗并节省了药剂用量及基建投资。

这种流程的缺点是，由于混合精矿表面都黏有捕收剂，且矿浆中存留有过剩的捕收剂，会给下一步分离带来困难。

对于有用矿物品位比较高，并呈粗粒嵌布的多金属矿石，不宜采用混合浮选，宜采用优先浮选。

177. 什么情况下采用等可浮流程？

等可浮流程不是完全按矿物的种类来划分浮选顺序的。它是按矿物可浮性的等同性或相似性将欲回收的矿物分成易浮和难浮的两部分，按先易后难的顺序浮出后再分离。即使是同一种矿物，如果可浮性存在较大差异，也应分批浮出。这种流程适合于处理同一种矿物，包括易浮和难浮两部分的复杂多金属硫化矿石。

例如，某硫化矿石，有用矿物如方铅矿、闪锌矿、黄铁矿。其中，闪锌矿中有较易浮的和较难浮的两种，这种矿石则可采用等可浮流程，流程如图 5－10 所示。易浮的闪锌矿与方铅矿一起浮，难浮的闪锌矿与黄铁矿一起浮，然后再分离。

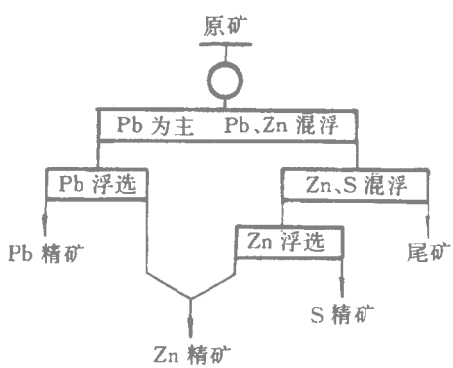


图 5－10　等可浮流程

等可浮流程与

混合浮选相比，优点是可降低药剂用量，消除过剩药剂对浮选的影响，有利于提高选别指标。缺点是比混合浮选多用设备。

178. 混合精矿怎样进行脱药？

为了提高混合精矿分离的效果，在混合精矿分离前往往需要对混合精矿进行脱药。一方面要脱去混合精矿表面的捕收剂膜，另一方面脱去矿浆中过剩的药剂。脱药的方法可以分为三类：

（1）机械脱药法。此法包括再磨、浓缩、擦洗、过滤洗涤及多次精选。

混合精矿再磨主要是使混合精矿中的连生体单体解离，同时也可以脱除一部分药剂；混合精矿浓缩时可以通过脱水带去水中的药剂，浓缩可以用浓缩机，也可以用水力旋流器；擦洗法是在浓浆强力搅拌时，靠矿粒之间的摩擦脱除部分药剂，但容易泥化的矿物不宜采用此法；过滤洗涤法是将混合精矿浓缩过滤，并在过滤机上喷水洗涤，然后将滤饼重新调浆浮选，这是机械脱药法中最彻底的一种，但其工艺复杂、比较麻烦，耗费大，很少采用；多次精选既是混合精矿提高品位的过程，又是一个脱药过程，一般精选过程中，矿浆质量分数一次比一次低，因此能通过解吸除去一部分药剂，但效果是很有限的。

（2）解吸法。一种是硫化钠解吸法，另一种是活性碳解吸法。

硫化钠能解吸硫化矿混合精矿的捕收剂膜，脱药比较彻底，但因硫化钠用量大，脱药后必须浓缩过滤，除去剩余的

硫化钠，否则，硫化矿会受到硫化钠的抑制。

活性碳解吸法可以吸附矿浆中的过剩药剂，并促使药剂从矿物表面解吸。此法不如硫化钠法彻底，但使用方便。

（3）加温法及焙烧法。加温法在混合精矿的分离中已经广泛采用，在铜钼混合精矿的分离中曾采用焙烧法。这两种方法成本较高。

179. 怎样确定精选、扫选的次数？

一个浮选循环一般包括粗选、精选和扫选。粗选一般都是一次，少数情况下有两次以上。精选和扫选次数变化较多，主要取决于矿石品位、有用矿物及脉石矿物的可浮性、对精矿的要求及精矿的价值等因素。

当原矿品位较低、有用矿物可浮性较好而对精矿质量要求又高时，应增加精选次数。如处理低品位的辉钼矿，精选次数可多达6～8次。

当原矿品位较高，矿物可浮性较差，而对精矿质量的要求又不很高时，就应加强扫选，以保证有足够的回收率。精选作业应少，甚至不精选。

如果有用矿物与脉石矿物可浮性相差大，则脉石实际上不浮，对于这种情况，精选次数可以减少。

180. 矿浆的pH值对浮选有何影响？

在浮选过程中，矿浆pH值具有十分重要的意义，几乎影响到浮选的各个方面。常见的影响有以下几个方面：

（1）pH值对矿物表面电性的影响。对某些氧化矿和硅酸盐矿物，矿浆的pH值对其表面电性有着明显的影响，从

而影响它们的浮选性质。例如，针铁矿在不同的 pH 值条件下，表现出不同的电性，当 pH = 6.7 时，针铁矿表面不荷电；pH < 6.7 时，针铁矿表面荷正电，需用阴离子捕收剂捕收；pH > 6.7 时，针铁矿表面荷负电，需用阳离子捕收剂进行捕收。

（2）pH 值对矿物可浮性的影响。就绝大部分矿物而言，在用各自的捕收剂浮选时，它们的可浮性将受到矿浆 pH 值的直接影响。每种矿物在一定的药剂条件下，都有浮与不浮的临界 pH 值，矿浆的 pH 值小于临界 pH 值时，矿物能上浮，大于临界 pH 值，矿物就不能浮。例如，用乙基黄药浮选黄铁矿时，在 pH 值大于 11 时，黄铁矿受到抑制不浮。生产实践证明，每个矿物在一定条件下都有一个适宜的 pH 值范围，在这一范围内浮选效果良好，离开这一范围，浮选效果就会变差。

（3）pH 值对捕收剂在溶液中的存在状态的影响。有的捕收剂，在不同的 pH 值条件下，以不同的状态存在。例如十二胺，当矿浆的 pH 值大于 10.65 时，主要以分子状态存在，而矿浆的 pH 值小于 10.65 时，则主要以阳离子状态存在。

另外，当捕收剂主要以离子的形式与矿物表面作用时，捕收剂在矿浆中有效离子的多少在很大程度上依赖矿浆的 pH 值。例如，黄药和油酸，主要是以阴离子与矿物作用。而只有矿浆保持碱性，才能使这两种药剂主要以阴离子状态存在。

（4）pH 值影响氧化矿和硅酸盐矿物表面的羟基化程度。氧化矿物和硅酸盐矿物表面的阳离子能水解成羟基络合物，

羟基络合物的生成与质量分数大小受矿浆 pH 值严格控制，并且对矿物的浮选直接产生影响。例如，当用油酸浮选软锰矿时，在 pH=8.5 时能获得最高回收率。而也是在此 pH 值下，软锰矿表面生成的 $MnOH^+$ 最多。另外，当用油酸浮选铬铁矿在 pH=8.0 时，用辛基羟肟酸盐浮选孔雀石在 pH=6.3 时，浮选回收率与矿物表面的羟基络合物质量分数也有着这种对应关系。

181. 如何控制搅拌强度和搅拌时间？

浮选过程中对矿浆的搅拌可以根据其作用分为两个阶段：一是矿浆进入浮选机之前的搅拌；二是矿浆进入浮选机以后的搅拌。前者是在调整槽中进行，它的作用是为了加速矿粒与药剂的互相作用。后者在浮选机中的搅拌则是为了使矿粒悬浮、气泡弥散，促使矿粒向气泡的附着。

在调整槽内加强搅拌，可以促进矿粒与药剂的作用，缩短矿浆的调整时间和节省药剂用量。调整槽的搅拌强度取决于叶轮转速，叶轮转速越高，搅拌强度越大。

适当的加强搅拌强度是有利的，但不能过强。如过强，动力消耗和设备磨损会增加，矿粒的泥化程度也会增加，还会使已附着于气泡的矿粒脱落。

在调整槽里搅拌时间的长短，应由药剂在水中分散的难易程度和它们与矿粒作用的快慢决定。如松油等起泡剂只要搅拌 1～2min，一般药剂要搅拌 5～15min，而用混合甲苯胂酸浮选锡石则常常需要 30～50min 的搅拌时间，当用重铬酸盐抑制方铅矿时，搅拌时间要 30min 以上，有时可达 4～6h。

同时，搅拌时间还与药剂的用途及性质有关。例如，当用硫化钠硫化有色金属氧化矿时，搅拌时间要适当，时间过短，硫化作用不充分，时间过长，硫化钠会氧化失效。

182. 水的质量对浮选有何影响，硬水如何软化？

自然界中的水，经常从和它接触的空气、岩石、矿床与植物机体中溶解大量的物质，如钠离子（Na^+）、钙离子（Ca^{2+}）、镁离子（Mg^{2+}）、硫酸根（SO_4^{2-}）、碳酸根（CO_3^{2-}）和腐植酸等。矿井水中还含有许多重金属离子如Fe^{3+}、Cu^{2+}、Zn^{2+}和Pb^{2+}等。选矿厂用的回水中还含黄药、松油、氰化物等浮选药剂。水中的溶质对浮选经常造成一些不良影响，影响严重时需要经常鉴定并进行一定的处理。

例如，硬水含有较多的多价金属阳离子，如Ca^{2+}、Mg^{2+}。硬水对脂肪酸类药剂浮选是有害的，Ca^{2+}、Mg^{2+}等会消耗捕收剂，而且常常破坏其选择性。如铁矿石浮选时，Ca^{2+}会活化石英和硅酸盐脉石。细粒赤铁矿和细粒铝土矿的选择性絮凝，要求严格控制矿浆中的Ca^{2+}浓度。必要时，对硬水进行软化处理。

硬水的软化，有化学法和物理法两种。化学法是将一些有害金属离子转化为沉淀，如可使用碳酸钠、氢氧化钠等药剂，也可以采用吸附的方法。离子交换法具有广泛的适应性，根据不同的要求，选择不同型号的交换树脂，可以达到不同的目的。另外，电磁处理、超声波处理都可作为硬水软化的手段。

183. 浮选时间对浮选指标有何影响，影响浮选时间的因素是什么，一般如何掌握？

对于每种矿石，都有其适宜的浮选时间。如果浮选时间太短，则回收率低；如果浮选时间太长，则会降低精矿质量，而且从经济上也不合算，浮选时应通过实验和生产实践来确定。

影响浮选时间的因素有矿石性质（如可浮性及欲浮矿物含量）、浮选的给矿粒度、矿浆浓度、药剂制度及矿物分离的形式。

粗选和扫选的总时间过短，会使金属的回收率下降。精选和混合精矿分离的时间过长，被抑制矿物浮游的机会也增加，结果使精矿的品位下降。一般掌握的规律是：矿物的可浮性愈好，欲浮矿物的含量愈少，浮选机给矿粒度适中，矿浆质量分数较小，药剂作用快而强以及充气搅拌较强的条件下，浮选时间愈短；反之，则需较长的浮选时间。

184. 浮选操作的一般原则是什么，什么是“三度一准”和“三勤、四准、四好、两及时、一不动”操作法？

浮选操作的一般原则有三条：一是根据产品数量和质量的要求进行操作；二是根据矿石性质的变化进行操作；三是保持浮选工艺过程的相对稳定，因为只有工艺过程的稳定才能达到工艺指标的稳定。一般在矿石性质较为稳定或变化很小，各种操作条件适宜、工艺指标较为满意的情况下，应尽量保持稳定。但如矿石性质变化较大，原有操作条件不适

当，引起指标下降，则需要改变各种操作条件。

我国浮选厂根据多年的生产经验，总结出了“三度一准”操作法。所谓“三度”，即在生产过程中准确地控制好磨矿细度、浮选质量分数和矿浆酸碱度；“一准”，即浮选药剂给得准。有的浮选厂还在生产实践中总结出了一些具体操作要领，例如“三勤、四准、四好、两及时、一不动”操作法。三勤：勤观察泡沫变化，勤测浓度，勤调整；四准：药剂配制和添加得准，品位变化看得准，发生变化的原因找得准，泡沫刮出量掌握得准；四好：浮选与药台联系得好，浮选和磨矿联系得好，浮选和砂泵联系得好，混合浮选和分离浮选联系得好；两及时：出现问题研究得及时，解决问题处理得及时；一不动：不乱动浮选机闸门，这些操作经验也取得了良好的效果。

当然，这些经验是从具体条件下得到的，应用时，应根据本厂的生产实际酌情采用。

185. 如何控制泡沫的刮出量？

泡沫刮出量是浮选操作的一个重要方面。泡沫的刮出量直接关系到浮选工艺的数量和质量指标。

泡沫的刮出量除了取决于泡沫层厚度外，还与整个浮选工艺的平衡与稳定有关。应该保持粗选、扫选、精选泡沫刮出量的平衡和稳定，各作业都严格控制泡沫刮出量，才能最终获得合格的精矿并充分回收金属。

必须指出，片面地增大泡沫刮出量对浮选过程是不利的，这一点常被没有经验的操作工所忽视。从表面上看，增大泡沫刮出量似乎提高了金属的回收率，但应该看到，随着各作业泡沫刮出量的增加，不仅容易把大量脉石刮入产品，

使泡沫产品质量下降，同时必然造成中矿循环量增加，破坏了浮选过程的平衡，使浮选效果变坏。

浮选中主要藉浮选机的矿浆闸门通过调整矿浆液面达到控制泡沫层厚度及泡沫刮出量，操作工可以进行适当调节并用它作为对付各种急剧变化的应急手段。但是，调整矿浆闸门并不能根除导致各种急剧变化的因素。在操作中，盲目的频繁调整反而会破坏浮选过程的稳定。事实上，影响刮出量变化的因素是多方面的，如果是矿浆浓度和细度的变化，应及时与磨矿分级操作工联系；如果是药剂用量不当，就应及时调整药剂用量。只有在发生矿浆溢出或矿液面急剧下降等异常情况并直接影响浮选工艺指标时，才能即刻利用矿浆闸门及时进行大幅度的调整。

调整矿浆闸门时，一般应从尾部开始，逐一调整至前部，这样可以保持矿浆量的相对稳定，并尽量减少对下一作业的影响。若因分级溢流量的突然改变而造成浮选机刮出量的变化时，为尽早消除异常，则应从浮选槽头部开始调整。

应重点观察精矿产出槽及粗选作业前几槽的泡沫层厚度和刮出量。因为在这些浮选槽中集中了大量的有用矿物，它们的浮选现象及泡沫矿化情况，对工艺因素变化的反应一般都较显著，所以，掌握好这些槽子的操作是获得整个浮选工艺高指标的关键。根据浮选中按金属量逐渐减少的实际情况，泡沫刮出量应顺次减少。

186. 浮选中出现“矿液面下落”和“跑槽”的原因是什么，如何处理？

由于某些因素的影响，造成浮选工艺过程急剧变化，从

而导致泡沫层厚度及泡沫刮出量异常。它可以表现出两种极端的现象：一种是矿液面下落，根本刮不出泡沫；另一种是大量矿浆和泡沫外溢，这种现象称为“跑槽”。前一种情形产生的原因是磨矿细度太粗、处理量突然增多、浮选质量分数过大、起泡剂用量不足或原矿性质有了变化等，可采取调整磨矿分级操作、减少矿量或补加水量、适当增加起泡剂用量、调整药剂制度等处理措施。后一种情形产生的原因是处理量减少、浮选质量分数变小、补加水过量、循环量增加、浮选药剂过量或原矿中矿泥增加、矿浆中漏入润滑油等，可采取减少给水量、减少中矿量、减药或停药等处理措施。

当这种情况紧急出现时，可以通过调节闸门来临时进行较大幅度的调整，随后，应立即分析出造成异常的真正原因，从根本上调整解决。

187. 浮选工从哪些方面通过观察泡沫来判断浮选效果？

浮选操作最重要的一项技能是观察泡沫，并根据泡沫变化情况来判断浮选效果的好坏。有经验的浮选操作工人从观察泡沫的表观现象的各种变化，就能判断出引起变化的原因，从而及时调整，以保证浮选过程在最优条件下进行。

浮选工能否正确地调节浮选药剂添加量、精矿刮出量和中矿循环量，首先取决于他对浮选泡沫外观好坏判断的正确程度，而观察、判断的能力主要是从不断的、认真的总结操作实践经验中获得。浮选泡沫的外观包括泡沫的虚实、大小、颜色、光泽、形状、厚薄、强度、流动性、音响等现

象，这些现象主要是由泡沫表面附着的矿物种类、数量、粒度、颜色、光泽、密度、起泡剂用量多少等决定的。

泡沫的外观现象随浮选区域不同而不同，但特定的区域常有特定的现象。观察泡沫情况应抓住几个有明显特征的、对精矿质量和回收率有主要影响的槽，主要有：最终精矿产出槽、作业的前几槽、各加药槽及扫选尾部槽等。

188. 矿化泡沫的“虚”与“实”反映了什么？

浮选厂操作工常把泡沫的虚（也称为空）与实（也称为结）作为矿化程度的反映因素。气泡表面附着的矿粒多而密，叫做“实”，气泡表面附着的矿粒少而稀，叫做“虚”。浮选工总是希望看到粗选槽内的矿化泡沫要“实”，扫选尾部槽的矿化泡沫要“虚”（表面有用矿物极少，表现为仅附着一层矿泥而显出较透明的空泡）。

对同一作业点来说，泡沫“虚”、“实”的变化，也反映浮选情况的变化。原矿品位高，药剂用量适当，粗选头部的泡沫将是正常的“实”，如果抑制剂过量，而捕收剂过少，泡沫就会变“虚”。在有些矿物的浮选中，捕收剂、活化剂用量过大、抑制剂用量过少时，就会发生泡沫过于“实”的所谓“结板”现象，这对浮选是不利的。

189. 矿化泡沫中气泡的大小与泡沫矿化的程度有什么关系？

泡沫中气泡的大小是浮选重要的表观特征之一。在生产现场中，浮选工凭经验调整选择适当的气泡尺寸，可以得到满意的矿化泡沫。不同的矿石、不同的浮选作业，泡沫气泡

的大小各不相同。在一般硫化矿的浮选中，直径为 8～10cm 以上的气泡可看做大泡，直径为 3～5cm 的气泡可看做中泡，直径为 1～2cm 以下的气泡可看做小泡。

气泡的大小与气泡的矿化程度有关。气泡矿化程度良好时气泡大小中等，故粗选区和精选区常见中泡；气泡矿化较差时，容易兼并成大泡；气泡矿化过度时，会阻碍矿化气泡兼并，形成不正常的小泡；气泡矿化极差时，小泡虽然不断兼并形成大泡，但它经不起矿浆面波动等破坏因素的影响，容易破灭，所以扫选的尾部常见小泡。

浮选药剂是调整泡沫气泡尺寸的主要因素。一般情况下，起泡剂用量愈大，气泡愈小；石灰用量愈大，气泡愈大；抑制剂用量愈大，气泡愈小。

190. 如何根据泡沫的颜色和光泽判断泡沫产品质量的好坏？

泡沫颜色是浮选的一个明显外观特征。浮选工可以根据各作业、区域泡沫颜色的变化，判断浮选是否正常进行和泡沫产品质量的好坏。

泡沫产品的颜色是由泡沫表面粘附的矿物的颜色所决定的。在泡沫中，辉铜矿呈铅灰色；黄铜矿呈金黄带绿色；孔雀石呈暗绿带黑色；方铅矿呈铅灰色，泡沫空虚时铅灰中略带黝黑；闪锌矿呈淡褐黄色；赤铁矿呈砖红色。

扫选尾部泡沫常为白色水膜的颜色。若扫选区泡沫颜色变深，呈现出有用矿物的颜色，那就说明尾矿中金属的损失会增多。在精选区，浮游矿物的颜色越深，则精矿质量越好。

泡沫的光泽也是由附着的矿物的光泽和水膜的光泽决定的。硫化矿物往往呈现出较强的金属光泽，氧化矿物多呈半金属光泽或土状光泽。扫选区泡沫矿化差，呈现水膜的玻璃光泽，如果扫选泡沫出现半金属光泽，说明金属损失大。

浮游的矿粒粗，泡沫表面粗糙，光泽弱，给人以皱纹感。浮游矿粒细，泡沫表面光滑。

191. 通过对泡沫形态、脆性与黏性、音响的观察，可以发现浮选的什么情况？

在铜、铅矿的浮选中，气泡多近于圆形，锌浮选时气泡多呈椭圆形，浮选氧化矿物时，气泡也常呈椭圆形。矿化泡沫刚形成时，水分充足，每个气泡的轮廓形态都比较鲜明。泡沫在矿浆面上停留时间长，矿物疏水性大，泡壁干涸残缺后，则气泡轮廓模糊，浮钼的精选区常见这种泡沫。上浮的矿物多而杂时，其泡沫轮廓也较模糊。

泡沫的脆性与黏性，都会在不同程度上影响浮选指标。泡沫的脆性太大，稳定性差，容易破裂，有时刮不出来。当粘附于气泡的矿粒粗且硫化矿较多时，泡沫往往较脆。如果泡沫过于稳定，会使浮选机“跑槽”，破坏正常浮选过程，造成精矿输送困难。当矿石中矿泥含量高、起泡剂过量或者不慎漏入机油，都会使泡沫过于稳定。

泡沫被刮板刮出的声音也能反映矿化泡沫的性质。当泡沫被刮出发出“沙沙”的响声时，常常是泡沫中含有大量密度较大、粒度较粗的矿物的表现。

192. 如何通过淘洗产品进行观察、鉴别产品的数量和质量？

浮选工判断浮选过程的优劣，除通过观察泡沫的各种状态外，还经常用碗或勺淘洗泡沫产品、中矿和尾矿，用肉眼或显微镜鉴别精矿的质量、中矿的状况及尾矿中金属流失的情况。

淘洗产品可根据不同的要求去进行。若要检查精矿中其他杂质的含量时，可先采取一定数量的精矿样品，再把精矿淘洗出去，留下杂质部分，通过检查夹杂物中的其他矿物的数量和种类来判断精矿质量。

对于某些重金属矿物，则可以把杂质部分淘洗出去，留下重金属矿物来判别精矿质量。有经验的工人，通过这种方法，可以准确地估计出精矿的品位。

当进行全产品淘洗法时，为了防止细泥对观察的干扰，常把产品中极细的部分淘洗出去，然后按要求观察细粒和粗粒部分。当难以用肉眼分辨时，可用双目立体显微镜进行。

淘洗鉴定，应选择有特征的某些作业或浮选槽。例如，在最终精矿产出槽检查精矿质量；在粗选作业前几槽检查各种矿物上浮情况；在扫选作业检查扫选产品，观察金属矿物是否往后压；在最终尾矿排出点检查尾矿中金属损失的情况等。

淘洗的要领：根据淘洗目的选择适当的淘洗地点和淘洗产物的种类；根据要检查的矿物的含量确定合适的接矿量；根据检查矿物的密度及数量确定淘洗程度。精矿中目的矿物多可以少接试样，尾矿中目的矿物少必须多接试样。密度大

的矿物可以多次淘洗，密度小的矿物则应轻淘少洗。

为使淘洗准确，提高可比性和估计的准确度，每次接取的方法、接取的量、淘洗程度应尽量保持一致。

193. 浮选工艺操作中常见的异常现象有哪些，产生的原因是什么，如何调整？

浮选操作中经常出现一些异常现象，这些现象产生的原因也很复杂，常常并不完全是由一个因素所致。为查阅方便，把各种常见的异常现象、产生的原因及调整方法集中列出，见表 5－2。

表5－2　浮选操作中常见的异常现象、产生原因及主要调整方法

异常现象	产生原因	主要调整方法
精矿品位低	1. 矿物组成及矿石氧化、泥化程度的变化 2. 精矿作业质量分数大、粗精矿出量大 3. 充气过分 4. 药剂过量，降低了选择性 5. 精矿刮出量大	1. 药剂、流程 2. 降低质量分数、减少出量 3. 减少充气量 4. 减少药剂用量 5. 减少刮出量
回收率低	1. 矿物组成及矿石氧化、泥化程度的变化 2. 磨矿细度粗 3. 药剂用量不当 4. 生产量过负荷，浮选时间不足 5. 中矿循环量增加，浮选过程不稳定	1. 药剂、流程 2. 提高磨矿分级细度 3. 调整药剂 4. 减少给矿量 5. 减少有关作业泡沫刮出量

续表

异常现象	产生原因	主要调整方法
矿浆外溢	1. 浮选质量分数小 2. 分级机溢流量增加 3. 浮选机事故，矿浆流通不畅 4. 起泡剂过量 5. 矿浆闸门提得过高 6. 返回量(中矿)增加	1. 减少给水量 2. 调整磨矿分级操作 3. 修理浮选机或清理管道 4. 减药或停药 5. 调节闸门 6. 减少中矿量
矿浆面下落	1. 浮选质量分数变大 2. 浮选粒度粗 3. 浮选机搅拌力下降，充气管堵塞或脱落 4. 原矿品位升高 5. 起泡剂用量不足 6. 电动机、管道、泵事故，矿浆量少	1. 减少矿量或补加水量 2. 调整磨矿分级操作 3. 修理浮选机 4. 补加药剂 5. 增加用量 6. 修理、疏通
泡沫发黏	1. 矿石中矿泥增加 2. 矿浆 pH值升高 3. 起泡剂过量 4. 矿浆中混入润滑油	1. 调整药剂 2. 减少调节剂用量 3. 减少用量 4. 少加或停加松油并分析原因
	5. 药台事故 6. 各作业刮出量过大	5. 检查药剂用量 6. 减少刮出量

194. 对浮选机的基本要求是什么？

浮选机是直接完成浮选过程的设备，在浮选过程中，浮选机是通过对预先准备好的矿浆进行充气、搅拌、矿粒选择

性地向气泡附着，从而达到矿物与脉石的分离。根据浮选工业实践经验、气泡矿化理论及对浮选机流体力学的研究，对浮选机提出如下基本要求。

（1）良好的充气作用。必须能够向矿浆中吸入或压入足量的空气并产生大量大小适中的气泡，还应使气泡均匀地分散在整个浮选槽内。充气性能越好，空气弥散越好，气泡分布越均匀，则矿粒与气泡接触的机会越多，浮选机的工艺性能也就越好。

（2）搅拌作用。为使矿粒在矿浆中呈悬浮状态，要有适当而均匀的搅拌，保持矿粒与药剂在槽内呈高度分散状态。另外，搅拌可以促使矿粒与气泡的接触和附着，有助于难溶药剂的溶解和分散。

（3）能形成比较平稳的泡沫区。能在矿浆表面形成有一定厚度的、较平稳的矿化泡沫层。矿化泡沫层既能滞留目的矿物，又能使一部分夹杂的脉石从泡沫中脱落，以利于“二次富集作用”。可以通过调节矿浆水平面，控制矿浆在浮选机内的流量及泡沫层厚度。

（4）能连续工作及便于调节。工业上使用的浮选机必须有能连续授矿、刮泡和排矿的机构，以保证连续工作。另外还应有调节矿浆水平面、泡沫层厚度及矿浆流动速度的机构。

（5）在现代浮选机中，实现选矿厂的自动化，要求浮选机工作可靠，零部件使用寿命长，浮选机操纵装置必须有程序模拟和远距离控制能力。

195. 我国常用的浮选机有哪几种，各有什么特点？

我国常用的浮选机有机械搅拌式浮选机、充气搅拌式

选机和浮选柱。

（1）机械搅拌式浮选机。这种浮选机的特点是矿浆的充气和搅拌都是靠机械搅拌器来实现的，它属于空气自吸式浮选机。我国用的最广泛的是 XJK 型机械搅拌式浮选机，在生产现场习惯上称它为 A 型浮选机。

这种浮选机除了能自吸空气外，一般还能自吸矿浆，因而在浮选生产流程中，其中间产品的返回一般无需砂泵扬送，因此，这种浮选机在流程配置方面可显示出明显的优越性和灵活性。由于它能自行吸入空气，因此不需要外部特设的风机对矿浆充气。机械搅拌式浮选机在国内外一直被广泛使用，在各类浮选机中保持着优势地位。

（2）充气搅拌式浮选机。这类浮选机与机械搅拌式浮选机的主要区别在于它属于外部供气式。它的搅拌器只起搅拌作用，空气是靠外部特设的风机强制送入的。我国的 CHF—X14m^3、CHF—X8m^3 充气搅拌式浮选机即属此类。它具有如下特点：①由于是通过外部鼓风机供气，充气量较易调节，可以根据浮选的需要，通过阀门调节大小。②由于叶轮只起搅拌作用不起吸气作用，所以转速较低，搅拌不甚强烈，对脆性矿物的浮选不易产生泥化现象。矿浆面比较平稳，易形成稳定的泡沫层，有利于提高选别指标。③由于叶轮转速较低，矿浆靠重力流动，故单位处理矿量电耗低，且使用期限较长，设备维修费用也低。

这类浮选机的不足之处在于，它不能自行吸入矿浆，所以中间产品返回需要砂泵扬送。另外还要有专门的送风设备，管理起来比较麻烦。据此，这种浮选机常用于处理简单矿石的粗选、扫选作业。

（3）浮选柱。浮选柱属于充气式浮选机的一种。这类浮选机在结构上的特点是没有机械搅拌器，也没有传动部件。矿浆的充气靠外部的空压机压入。

浮选柱具有结构及工艺流程简单、本机耗电较低、易磨损部件少、便于操作管理等优点，但其突出的缺点是在碱性矿浆中充气器因结钙形成堵塞而破坏生产过程。在这方面还应进一步研究，以改善其性能。

实践证明，浮选柱比较适合于处理组成比较简单和品位较高的易选矿石的粗选、扫选作业。

196. 维修浮选机主要应注意哪些方面？

在维修机械搅拌式浮选机时，主要应注意以下几个方面：

（1）更换被磨损的叶轮和盖板时，应特别注意用垫片调整好叶轮和盖板之间的间隙，因为这一间隙的大小决定浮选机的吸气能力和吸浆能力。如果间隙偏大，吸气能力降低；间隙太小，则磨损较大。应使间隙保持在 6～10mm 之间，且各处均匀，以免翻花。

（2）在安装叶轮之前，应检查保护主轴用的胶管是否磨损，如磨损应更换新管。

（3）如果轴承因磨损而轴向间隙过大时，只要调整里外座圈的压紧程度即可。

（4）若发现轴承体下盖油封漏油，应及时更换新油封，并注意不要压得太紧。

197. 机械搅拌式浮选机常见的故障有哪些，如何处理？

为了使浮选机正常高效率运转，除了正常的操作与维护外，还必须适时检修，对设备运转中所发生的故障要及时处理和排除。机械搅拌式浮选机在运转中常见的故障及处理方法如表 5-3 所示。

表 5-3　浮选机常见故障及处理方法

故障现象	故障原因	处理方法
局部液面翻花	1. 叶轮与盖板安装不平，引起轴向间隙一边大，一边小,间隙大的一侧翻花 2. 盖板局部被叶轮撞坏 3. 稳流板残缺 4. 管子接头松脱	1. 调整间隙 2. 更换 3. 修复 4. 紧固
充气不足或沉槽	1. 叶轮盖板磨损严重，间隙太大 2. 叶轮盖板安装间隙大 3. 电机转速不够 4. 充气管堵塞或管口活阀关闭 5. 矿浆循环量过大或过小	1. 更换 2. 重新调整 3. 检查电机转数 4. 清理或打开 5. 关小或打开循环孔
吸力不够或前槽跑水	1. 进浆管磨损破漏 2. 给矿管过大，进浆量小 3. 中间室被粗砂堵塞 4. 给矿管与槽壁接触不好（垫片损坏，螺钉松脱）	1. 更换 2. 局部堵起给矿管 3. 水管冲洗 4. 修理

续表

故障现象	故障原因	处理方法
中间室或排矿箱排不出矿浆	1. 槽壁磨漏 2. 给矿管堵塞或松脱 3. 叶轮盖板损坏	1. 修补 2. 检修 3. 更换
液面调不起来	1. 闸门丝杆脱扣，闸门底部穿孔或是锈死 2. 闸门调节过头(反向误调)	1. 更换、修理 2. 闸门复位
抽吸槽刮泡量大，直流槽刮不出	多半因直流槽没打开循环孔闸门	打开
精矿槽跑槽	如果药量适当，就是管道堵塞	疏通
主轴上下音响不正常	1. 滚珠轴承损坏 2. 叶轮质量不平衡，主轴摆动，使叶轮盖板相碰撞 3. 盖板破损 4. 槽中掉进异物 5. 主轴顶端压盖松动 6. 叶轮盖板间隙过小	1. 更换 2. 检修 3. 更换 4. 取出 5. 紧固 6. 重调
轴承发热	1. 轴承损坏，滚珠破裂 2. 缺少润滑油或油质不好	1. 更换 2. 补加，换油
主轴皮带轮摆动及支架摆动	1. 皮带轮安装不平 2. 支架螺栓松动 3. 座板没垫平 4. 叶轮各向质量不平衡	1. 重装，调整 2. 紧固 3. 垫平 4. 更换

续表

故障现象	故障原因	处理方法
电机发热，相电流增大	1. 槽内积砂过多 2. 轴损坏 3. 盖板及给矿管松脱 4. 给矿管磨漏，循环量过大 5. 空气筒磨穿，循环量过大 6. 电机单相运转	1. 加药，放砂 2. 更换 3. 上紧 4. 更换 5. 更换 6. 检修

198. 如何提高机械搅拌式浮选机的充气量？

实践和理论研究都证明，在一定范围内，提高充气量可大大提高浮选机的生产能力，改善浮选指标。影响浮选机充气量的因素很多，主要可以从以下几个方面进行调节：

(1) 叶轮与盖板之间的间隙。这一间隙的大小直接影响充气量，间隙过大，矿浆会从叶片前侧翻至叶片后侧，降低叶片后面的真空度，使充气量减小；间隙过小，叶轮和盖板易发生撞击和摩擦，并使充气量下降。试验证明，合适的间隙为6～8mm。

(2) 叶轮的转速。在一定范围内叶轮的转速越大，充气量越大。但如转速过大，叶轮盖板磨损快，电耗增加而且矿浆面不稳定。

(3) 矿浆质量分数对充气量和弥散程度也有很大影响。一般情况下，矿浆质量分数在一定限度内增加时，充气量和弥散程度也随之增加。但质量分数不能过大，过大则充气量变坏。

(4) 进浆量。当进入叶轮中心的矿浆量最适当时，充气量最大。因为在一定范围内进浆量大时，矿浆被甩出时产生

的离心力也大，形成的负压区真空度高，使充气量增加。但如进浆量过大，矿浆会使叶轮上方的空气筒堵塞，造成吸气困难，充气量反而降低。

199. 浮选机检修后在试车时应注意什么，在操作过程中应经常检查哪些部位？

浮选机检修后，在试车之前，应仔细检查和清理浮选槽，然后进行空车试运转，并逐渐加入清水运转。运转期间注意调整循环孔大小，同时应注意检查叶轮是否有偏动和冲击现象，还要注意各部位运转声音是否正常。在启动电机时，应检查电动机轴的旋转方向，必须保证叶轮轴按顺时针方向旋转（俯视看）。

在操作过程中应经常检查以下部位：

（1）电动机和叶轮体中滚动轴承的过热情况。一般轴承温度不得超过 35℃，最高温度不得超过 65℃。

（2）检查传动皮带的拉紧情况，其松紧程度要合适。发现有严重磨损时，应及时选择长度、型号一致的皮带成组更换。

（3）检查油封橡胶圈的密封性，特别应注意轴承体中的润滑油不要漏到矿浆中，以免影响浮选过程正常进行。

（4）检查各润滑点是否有足够的润滑脂，如发现油少，应及时添加。

（5）检查浮选槽内有无其他杂物，要及时清理。

200. 浮选柱在开停车时应注意什么事项？

浮选柱在开车时，先向充气管送风。检查没有问题后，

向柱内加清水，待清水盖住充气管后，打开尾矿连接管的闸门，见到清水能够流出后，方能给矿。同时停止给水，微开尾矿闸门形成尾矿流。随着矿浆液面的升高，尾矿闸门也随着逐渐打开。当发现溢流槽有精矿泡沫产出时，要仔细调整整尾矿闸门，使尾矿排出量与进矿量达到互相平衡的程度，以便保持液面稳定。

浮选柱停车时，要先停止给矿，同时将尾矿管闸门适当的关闭并注入清水。依靠补加水将矿化泡沫去除后，停止给药和注水。将尾矿闸门全部打开，放光矿浆，用水冲净（主要是避免空气管微孔堵塞），然后停风。在事故停车（包括突然停电）时，操作人员应马上将尾矿管闸门全部打开，关闭给矿管，使柱中矿浆迅速放完，然后用清水冲洗空气管。

201. 在浮选柱的操作中，会出现什么不正常的情况，怎样进行处理？

为保证浮选柱正常运转并获得满意指标，在操作时要求严格控制给矿量、风量和风压，随时观察是否有下列不正常现象，及时进行处理：

（1）翻花现象。如果操作中出现翻花现象，可能的原因有两个，一是给入空气的风压太高，二是空气管破裂。处理办法：首先调整风压，如果调整风压后翻花仍没有消除，则需停车检查充气管是否破裂或存在未压紧现象，把故障排除后，方可开车。

（2）尾矿管堵塞。这种现象在浮选柱的操作中出现较多，产生的原因：①给入的矿浆中矿石粒度太大，尾矿管出现的堵塞现象多数是由于这种原因造成的。②给矿量突然增

大，尾矿管来不及排放，出现沉积堵塞。③浮选柱中落入其他杂物将尾矿管堵塞。处理办法：应该事先在尾矿排放管最下端的适当位置安装高压水管或高压气管，一旦发生堵塞，可用高压水或高压空气来疏通，同时要查明原因，必要时调整给矿粒度和给矿量。

(3) 泡沫少。主要原因：充气量小，起泡剂用量少，其他药剂制度存在问题。解决办法是增加充气量和调整药剂量。

202. 怎样利用正浮选法选别铁矿石？

正浮选法适用于矿物组成简单、铁矿物可浮性好，含泥量少的低品位矿石。采用的捕收剂是脂肪酸类或烃基硫酸酯及石油磺酸盐。一般在弱碱性或弱酸性矿浆中进行浮选。用碳酸钠和硫酸调整 pH 值，用碳酸钠分散矿泥和沉淀多价有害金属离子。

此法的优点是药方简单，成本较低，操作容易。缺点是对含泥较多的铁矿石需预先脱泥，多次精选才能获得合格产品。这种方法往往泡沫发黏，不易浓缩过滤，以致精矿含水分较高。

这些年来，采用石油磺酸盐浮选铁矿石引起人们的重视。使用石油磺酸盐与妥尔油作捕收剂，硫酸、水玻璃作调整剂。由于石油磺酸盐的选择性较好，所得的精矿品位较高。我国齐大山铁矿选矿厂选用这种药剂制度，得到了较好的选矿指标。原矿含铁 26.6% 时，可得品位为 65% 的精矿，回收率为 78%。

203. 怎样利用反浮选法选别铁矿石？

采用反浮选处理铁矿石的方法有两种，一是阴离子捕收剂反浮选法，二是阳离子捕收剂反浮选法。

（1）阴离子捕收剂反浮选法适合于铁品位高、脉石是易浮石英的矿石。具体做法：用氢氧化钠或氢氧化钠与碳酸钠将矿浆的 pH值调到 11 以上，用淀粉、糊精等抑制赤铁矿，用氯化钙活化石英，再用脂肪酸类捕收剂捕收被钙离子活化了的石英。槽内产品便是赤铁矿精矿。此法的优点是：铁矿石中组成的变化及矿泥含量等因素对浮选指标的影响较小。另外，由于槽内产品是铁精矿，未粘附捕收剂，比较容易浓缩、过滤。主要缺点是：药剂制度复杂，药剂耗量大。另外，pH值高达 11 的尾矿水若不处理会造成公害。

（2）阳离子捕收剂反浮选法是用碳酸钠调整矿浆 pH＝8～9，用淀粉、糊精、单宁等抑制铁矿物。用胺类捕收剂浮选石英脉石，其中以醚胺最好，脂肪胺次之。此法的优点是：①可以在粗磨的情况下进行浮选，只要磨到单体解离，胺类捕收剂就能很好地将单体的石英浮起。②含有赤铁矿和磁铁矿的矿石，因磁铁矿不易浮，常用磁选——浮选联合流程选别。但若用阳离子捕收剂捕收脉石后，则赤铁矿物和磁铁矿物都留在槽中被回收，简化了流程。③如果矿石中含有铁硅酸盐，用阴离子捕收剂进行正浮选时，铁硅酸盐会随赤铁矿选入精矿而降低了精矿质量。但若采用阳离子捕收剂进行反浮选，则把它与石英一起浮出，使铁精矿品位提高。④用此法可以免去脱泥作业，减少铁矿物的损失。

这种方法适用于高品位、成分复杂的铁矿石的浮选。目

前，常常采用这种方法来进一步处理重选和磁选的铁精矿，以获得超纯精矿。

204. 如何采用选择絮凝反浮选法来处理细粒和微细粒贫赤铁矿石？

选择絮凝脱泥反浮选法适用于处理细粒和微细粒嵌布的高硅贫赤铁矿石。首先将矿石细磨，使铁矿物与脉石单体解离。再在矿浆中加入分散剂（水玻璃、氢氧化钠、六偏磷酸钠等）分散，矿浆 pH 值为 9～10。然后加入絮凝剂（淀粉、腐植酸钠、水解的聚丙烯酰胺等）对铁矿物矿粒絮凝沉降，把上部悬浮的脉石矿泥脱掉，絮凝过程一般可进行几次。经过选择絮凝后得到的铁粗精矿往往达不到质量要求，需进一步采用阳离子捕收剂或阴离子捕收剂反浮选法进行处理，最后得到合格精矿。

205. 白钨矿如何与硫化矿、辉钼矿、重晶石、萤石与方解石、石英等矿物进行分离？

白钨矿有时与硫化矿、辉钼矿、重晶石、萤石与方解石共生在一起。脉石矿物常常是石英等。在白钨矿的浮选中常常碰到白钨矿与这些矿物的分离问题。

（1）白钨矿与硫化矿的分离，一般是先用黄药浮出硫化矿，然后在尾矿中用脂肪酸类捕收剂浮出白钨矿。如果在浮硫化矿时未浮尽，浮白钨矿时可加入少量的硫化矿的抑制剂来抑制硫化矿。

（2）白钨矿与辉钼矿的分离是先用煤油浮辉钼矿，再用油酸浮白钨矿。

（3）白钨矿与重晶石的分离比较困难。一般是在酸性矿浆中先用烃基硫酸酯钠盐混合浮出白钨矿与重晶石，然后在强酸性介质（pH = 2）中加入水玻璃对混合精矿进行分离，则白钨矿被抑制。再用烃基硫酸酯浮出重晶石，槽内产品即白钨矿。

（4）白钨矿与萤石、方解石的分离，可采用常温搅拌法和高温搅拌法。

常温搅拌法是将含有萤石和方解石的白钨矿粗精矿浓缩，加入水玻璃（10～20kg/t），在常温下搅拌 14～16h，然后稀释矿浆进行浮选，则萤石和方解石被抑制，白钨矿仍上浮。这种方法由于搅拌时间太长，一般很少采用。

浓浆高温搅拌法又称为“彼得罗夫法”。先将矿浆浓缩到含固体 60%～70% ，加入水玻璃，加温到 80℃ ，搅拌 30～60min 然后再加水在常温下进行浮选，则方解石和萤石表面的捕收剂膜解吸脱落被抑制，而白钨矿仍然上浮。

（5）白钨矿与石英等硅酸盐矿物的分离，可用水玻璃抑制石英及硅酸盐矿物，用油酸浮白钨矿。

206. 磷灰石如何与含钙的碳酸盐矿物分离？

由于磷灰石与一些含钙的碳酸盐矿物同属含氧酸钙盐，当使用脂肪酸类捕收剂时，它们的可浮性相似，给分离带来困难。磷灰石浮选的主要问题是磷灰石与含钙的碳酸盐矿物（如方解石、白云石等）的分离，磷矿物与碳酸盐脉石矿物分离的方法有如下三种：

（1）用水玻璃和淀粉等抑制碳酸盐等脉石矿物。用脂肪酸类作捕收剂，可用煤油作辅助捕收剂，浮选磷矿物。浮选

时矿浆的 pH 值为 9～11。用碳酸钠及氢氧化钠调 pH 值。

（2）加六偏磷酸钠抑制磷矿物，用脂肪酸先浮出碳酸盐脉石矿物，然后再浮磷矿物。

（3）用有选择性的烃基硫酸酯作捕收剂，先浮出碳酸盐矿物，再用油酸浮磷矿物。

207. 怎样进行萤石与石英、方解石和重晶石以及硫化矿物的分离？

浮选萤石时，可用油酸作捕收剂。除油酸外，烃基硫酸酯、磺酸盐等也可作为捕收剂。调整剂可用水玻璃、偏磷酸钠、木质素磺酸盐、糊精等。

萤石浮选的主要问题是与石英、方解石和重晶石及硫化矿的分离，分离方法如下：

（1）萤石与石英的分选。用碳酸钠调整矿浆的 pH 值为 8～9。用水玻璃抑制石英，用脂肪酸捕收萤石。水玻璃的用量要控制好，如果用量过大，萤石也会受到抑制。为了提高水玻璃的选择性，加强水玻璃的抑制力，常常添加多价金属离子（如 Al^{3+}、Fe^{2+} 等）。

（2）萤石与重晶石和方解石的分离。一般是用油酸浮出萤石。浮萤石时可加少量铝盐活化萤石，加糊精抑制重晶石和方解石。

对于含方解石、石灰石、白云石较多的比较复杂的萤石矿，可用栲胶、木质素磺酸盐抑制脉石矿物，效果较好。

（3）萤石和重晶石的分选。一般先将萤石和重晶石混合浮选，然后进行分离。混合精矿分离时可采用两种方法：一是用糊精或单宁同铁盐抑制重晶石，用油酸浮萤石；二是用

烃基硫酸酯浮选重晶石，将萤石留在槽内。

（4）含有硫化矿的萤石矿。一般先用黄药类捕收剂将硫化矿浮出，再加脂肪酸浮出萤石。如果浮硫化矿时未浮尽，浮萤石时，可加少量硫化矿的抑制剂以抑制残留的硫化矿，以防止被选人萤石精矿中。

208. 石墨浮选应该注意什么？

石墨天然可浮性很好，一般采用浮选的方法，用中性油即可捕收。但在浮选中应注意如下几点：

（1）首先弄清石墨矿石的类型。石墨矿石分为鳞片状石墨矿石和土状石墨矿石。鳞片状石墨矿石的特点是石墨呈鳞片状或叶片状，原矿品位不高，一般在 3%～5%，最高不超过 20%～25%。这种类型的石墨可浮性好，经浮选后，品位可达 90%以上，所以，原矿品位 2%～3%就可以开采。鳞片状石墨性能优良，一般可用于制造高级碳素制品。土状石墨也称为隐晶质石墨矿石。这种矿石的石墨晶体小，一般小于 1μm，表面呈土状，缺乏光泽，工业性能比不上鳞片状石墨。这种石墨矿石的原矿品位较高，一般在 60%～80%，但可浮性很差，经浮选后，品位不会有明显提高，因此，品位小于 65%的原矿，一般不予开采，品位在 65%～80%之间的，选别后可以利用。

所以，对石墨矿石，不能仅看其原矿品位高低，而应首先弄清其类型，再决定可否采用浮选方案。

（2）选别过程中要注意保护大鳞片。大鳞片石墨用途广，资源少，价值较高，所以在生产中必须注意保护大鳞片不被破碎。通常大鳞片是指 +50 目、+80 目、+100 目的

鳞片状石墨。保护大磷片的措施是在选别过程中采用多次磨矿多次选别的流程。把每次磨矿得到的单体解离的石墨及时选出来，如将矿石一次磨到很细的粒度，就会破坏了大鳞片。例如我国大型石墨矿山南墅石墨矿，即采用了一次粗选、一次扫选、四次磨矿、六次精选的流程，既保护了大鳞片不被破坏，又使精矿品位达 90%。

(3) 对产品品位要求高。石墨产品对品位要求较高，如普通鳞片状石墨要求品位在 89% 以上，铅笔石墨品位要求在 89%～98%。有的电碳石墨要求品位达 99%等。为了获得高品位石墨精矿，在石墨浮选中，精选次数一般都比较多。

209. 如何采用浮选法对高岭土进行除杂？

高岭土在造纸、陶瓷等工业中有着重要用途。通过浮选可以清除高岭土中的石英、铁、钛等杂质，浮选方法有如下几种：

(1) 与石英等脉石矿物的分离。采用正浮选法，用十二胺、三乙醇胺、吡啶作高岭土的捕收剂，用木质素磺酸盐抑制石英等硅酸盐矿物，亦可以抑制铁矿物， pH 值控制在 3.0～3.1，矿浆质量分数为 10%左右。这种方法的缺点是泡沫发黏，不易控制，应寻求更有效的分散剂。

(2) 清除高岭土中的铁、钛矿物杂质。采用反浮选法，用硫酸铵抑制高岭土，用脂肪酸类捕收剂捕收铁（Fe_2O_3）、钛（TiO_2）杂质。如果铁、钛杂质粒度微细，则可采用载体反浮选法。载体可采用方解石粉（$CaCO_3$，－320 目），携带微细粒铁、钛杂质上浮。上浮的泡沫产品废弃，槽中产品为

高岭土精矿。载体可以重复使用 8～9 次。在适当的时候，把泡沫与载体分离，再重新利用。若无必要，有时也不进行分离就加以废弃。浮选时的 pH 值为 9.0，捕收剂除了脂肪酸类，也可使用石油磺酸盐类。

（3）清除黄铁矿杂质。有时高岭土中的铁杂质是以黄铁矿的形式存在，在这种情况下，用六偏磷酸钠作为分散剂，用黄药浮去黄铁矿。

210. 铜硫矿石一般分为几种类型，分别如何处理？

所谓铜硫矿即既含有硫化铜矿物又含有硫化铁矿物的硫化矿。它一般分为以下两种类型：

（1）致密块状含铜黄铁矿，矿石中脉石矿物很少。对这种矿石经常采用优先浮选硫化铜矿物，由于矿石中脉石含量少，浮铜以后的尾矿即硫精矿。

（2）浸染状含铜黄铁矿。它的特点是硫化铜矿物和硫化铁矿物含量较低，以浸染状分布于脉石中，脉石含量较高。对这种矿石常采用混合浮选流程，先把硫化铜、硫化铁矿物混合浮出，抛弃尾矿，对混合精矿再磨后分离。

211. 铜硫铁矿有何特点，如何进行处理？

这类矿石除了含有硫化铜、硫化铁矿物外，还含有可以回收的磁铁矿。它的特点是：一般储量较小，品位不高。铜矿物以黄铜矿为主，含有黄铁矿、磁黄铁矿、磁铁矿。

这种矿石浮选的方案有两种，一是先磁后浮，二是先浮后磁。生产实践证明，先磁后浮问题较多（主要是磁选时，磁黄铁矿会进入磁铁矿精矿），因此常常采用先浮后磁的方

案。先把硫化矿浮出，再在尾矿中磁选磁铁矿。应该注意的是，浮硫化矿时，一定要强化对硫化铁矿的浮选，尽量将磁黄铁矿浮净，否则，在磁选磁铁矿时，磁黄铁矿会混入铁精矿，影响了铁精矿的质量。如磁黄铁矿混入了铁精矿，必要时对铁精矿要进行脱硫处理（用反浮选法浮除磁黄铁矿）。

212. 铜锌分离困难的原因是什么，改善铜锌分离有哪些途径？

在复杂硫化矿的浮选中，铜锌分离是比较困难的，分离困难的原因主要有两方面：一是铜锌矿物往往致密共生。有些矿床（如高温型矿床），黄铜矿常常呈细粒（有时在 5μm 以下）浸染状存在于闪锌矿中，难以单体解离，像这样由于矿床成因方面引起的难以分离的问题，目前尚没有好的解决办法。二是，如果闪锌矿的表面被铜离子活化，则其可浮性与铜矿物相似，造成分离困难。

为了改善铜锌分离，可采取如下几种措施：

（1）沉淀矿浆中的铜离子，防止其对闪锌矿的活化。可以采用硫化钠，硫化钠可以沉淀矿浆中的铜离子，阻止铜离子对闪锌矿的活化。除了硫化钠外，还可以采用阳离子交换树脂，把其加入球磨机中，它可以吸附矿浆中的铜离子，达到阻止铜离子活化闪锌矿的目的。

（2）脱除已吸附在闪锌矿表面的铜离子。可采用氰化钠、硫酸作为脱活剂。

（3）混合精矿脱药。在铜锌混合精矿分离前进行脱药，脱除矿粒表面的捕收剂，以利于分离。脱药剂可以采用活性碳或硫化钠。

213. 铜铅分离的方法有哪些？

铜铅分离有两种方案：一是浮铜抑铅，二是浮铅抑铜。常用的方法有如下几种：

（1）重铬酸盐法。这是一种比较传统的方法，用重铬酸盐抑制方铅矿，实现抑铅浮铜。这种方法对被铜离子活化过的方铅矿抑制力差，当矿石中含有易氧化的次生硫化铜矿物时，不宜使用此法。这种方法对于受过氧化的方铅矿抑制效果更好，但由于此法对环境有污染，采用这种方法的选厂日趋减少。

（2）氰化物法。氰化物对黄铜矿抑制力较强，但对方铅矿几乎不产生抑制作用，因此利用这种方法可以抑铜浮铅，并得到较好的效果。当矿石中次生铜矿物多时，因氰化物对次生铜矿物抑制作用弱，且消耗氰化物多，故常采用氰化物加硫酸锌法加强对铜矿物的抑制作用。

由于氰化物有剧毒，且能溶解贵金属，故应尽量少使用，推广无氰工艺。

（3）氧硫法。这种方法是用二氧化硫或亚硫酸盐组合其他抑制剂来抑制方铅矿浮选黄铜矿。氧硫法常用的组合有：二氧化硫（或亚硫酸）＋淀粉；亚硫酸＋硫化钠；硫代硫酸钠＋三氯化铁。采用这种方法时，由于亚硫酸盐类也抑制闪锌矿和黄铁矿，所以混杂在混合精矿中的锌、铁硫化物会进入铅精矿，使铅精矿质量较差，但铜精矿质量较高。

如果方铅矿被铜离子活化过，分离效果不好，不宜采用此法。

（4）羧甲基纤维素（CMC）＋水玻璃（或焦磷酸钠）法。

某矿采用羧甲基纤维素与水玻璃按质量比 1∶100 的混合剂或羧甲基纤维素与焦磷酸钠按质量比 1∶10 的混合剂分选铜铅混合精矿，抑铅浮铜取得了较好的指标。具体的药剂比例，可根据具体情况通过试验来确定。

（5）加温法。这种方法是先用蒸气把铜铅混合精矿加温到 60℃左右，在酸性或中性矿浆中，方铅矿表面的捕收剂解吸下来，表面氧化亲水，而黄铜矿仍然上浮。采用这种方法不必另加其他药剂，所得的铜精矿品位高，含铅、锌低。另外，由于不需加入其他药剂，可以减少污染。

214. 选择铜铅混合精矿分离方法时应考虑哪些因素？

选择铜铅混合精矿分离的方法，应从如下几个方面进行考虑：

（1）矿物组成。铜铅混合精矿中的矿物组成是选择分离方法的主要依据。例如，如果方铅矿表面受到氧化且未被铜离子活化，则可采取重铬酸盐法或氧硫法；如方铅矿与次生硫化铜矿物（如斑铜矿及砷黝铜矿）的分离，可选用氰化物法或氰化物加硫酸锌法。

（2）混合精矿中的铜铅比。从生产实践来看，当混合精矿中的铜与铅质量比较大时，多采用抑铜浮铅的方法；当铜与铅质量比较小时，则多采用抑铅浮铜的方法。这是因为“抑多浮少”泡沫量少，可以减少泡沫产品的夹杂，提高精矿质量。

（3）从工艺指标、环境保护、经济成本等多方面综合考虑，进行方案的选择。

215. 如何进行精矿脱杂？

在多金属硫化矿的浮选中，由于原矿性质复杂，最后获得的精矿可能存在“互含”过高的现象。例如，进行铅锌矿的浮选时，铅精矿中可能含锌过高，锌精矿中可能含铅过高，这不仅影响精矿的质量，而且也降低回收率。为了解决这个问题，需要进行精矿脱杂，降低杂质含量。脱杂时一般采用反浮选，例如，含锌过高的铅精矿，则采取浮锌抑铅的办法来脱除锌杂质。

精矿脱杂常常用于铅精矿脱锌、锌精矿脱铅、铅精矿脱铜、锌精矿脱铜等。

216. 浮选厂实验室的主要任务是什么？

浮选厂一般都设有实验室。浮选厂在生产过程中会出现许多新的矛盾，提出许多新的问题，要求我们通过试验进行专题性试验研究工作。这些试验工作主要包括以下几个方面：

(1) 研究或引用新的工艺、流程、设备或药剂，以便提高现场生产指标。

(2) 开展资源综合利用的研究。

(3) 确定新矿体的选矿工艺，或当矿石性质发生变化时，研究适合矿石性质的新的工艺流程。

217. 浮选试验前需要做哪些准备工作？

浮选试验前所要做的准备工作有以下几项：

(1) 试样的制备。浮选试验粒度一般要求小于 1～

3mm，由此对采来的试样必须破碎。通常用颚式破碎机碎到粒径约 6.5mm，然后用对辊机和振动筛闭路破碎到浮选试验所要求的粒度，这样的粒度既能保证试样的代表性，又适合于浮选试验所用的磨矿机的给矿粒度。然后将试样混匀并均匀缩分成 500～1000g （个别品位低的稀有金属矿石可多至 3000g）的单份试样，备作试验用。

在试样制备中要防止试样污染，切忌机油及其他物料的混入。对于硫化矿，要防氧化，最好是在制备好试样后立即进行试验。如试样需保存，则应在较粗的粒度（6～25mm）下保存，试验前，再破碎成要求的粒度，这样可减少氧化的影响。

（2）浮选药剂的准备。试验前准备的药剂数量要满足整个试验的要求。药剂应保存在干燥、阴凉的地方。对于黄药和硫化钠等易分解、易氧化的药剂，宜贮存于干燥器中。药剂使用前，必须检查它是否已经变质，并要了解药剂的来源情况。

（3）磨矿机的准备。实验室应备有几种不同尺寸的磨矿机，如 ø200mm × 200mm、ø160mm × 180mm、ø100mm × 150mm 的筒型磨矿机。这些磨矿机可分别用于磨 500～1000g、200～500g、100～250g 的试样。ø240mm × 200mm 锥型磨矿机，可以磨 2000～3000g 试样。实验室最好也备有陶瓷球磨机，如果试验要求避免铁质污染时，可采用这种球磨机。长期不用的磨矿机，试验前要用石英砂或所研究的矿样预先磨去铁锈。平时在使用前可先空磨一阵，洗净铁锈后再开始磨试样。磨完以后必须注满清水，盖上盖以防氧化。

（4）浮选机的准备。实验室用的浮选机基本上都是小尺

寸的机械搅拌式浮选机。单槽浮选机的规格有 0.5L、0.75L、1.0L、1.5L、3.0L 等五种。挂槽浮选机的槽体是悬挂的有机玻璃槽，规格从 5～35g 到最大的 2000g。

（5）浮选用水。一般实验室是采用所在地区的自来水进行试验，待确定了主要工艺条件以后，再用将来选矿厂可能使用的水源进行校核。当用脂肪酸类作捕收剂时，为了消除钙、镁等离子对浮选的不良影响，有时还要对硬水进行软化处理后再使用。

（6）除上述各种主要准备工作以外，对浮选试验所用的仪表和工具，例如秒表、 pH 计、量筒、移液管、给药注射器及针头、洗瓶、药瓶、大小不等的盛样器皿等，都需事先准备好，并清洗干净。

218. 浮选试验应掌握哪些操作技术？

浮选试验一般由磨矿、调浆、浮选（刮泡）和产品处理等项操作组成，正确熟练地掌握这些操作技术，才能使试验正常进行并保证试验的准确性。

（1）磨矿。先将磨矿机空转几分钟清洗干净，然后加入磨矿所需水的一部分，再加入矿样和应在磨矿中加入的药剂，再把剩的另一部水加入。磨矿时要注意磨矿机的转速是否正常，还要注意声音是否正常，以判断球或棒是否在磨机内正常运动，要准确控制磨矿时间。倾出矿浆时，要在接矿容器上放好接球筛，用细急水流冲洗磨机内壁和底部，将矿浆冲入接矿容器中，提起接球筛，用急水冲净。最后将磨机注满水，盖好盖以备再用。

清洗时要注意水量不能过多，以免浮选槽容纳不下。如

果水过量，可在澄清后用吸耳球或虹吸管抽出清水作为浮选时的补加水。

（2）搅拌调浆。搅拌的目的是使矿物的颗粒悬浮，并使矿粒与气泡达到有效的接触。调浆是在加药之后和给入空气之前的搅拌，目的是使药剂均匀分散并与矿粒作用。

水溶液药剂的添加可用移液管、量筒、量杯等。非水溶性药剂，如2号油、油酸等，采用注射器直接滴加，但要预先测定每滴药剂的实际质量，其方法是在一小烧杯（质量已知）内滴数十滴药剂，称出其质量后再除以滴数即每滴重。

（3）浮选刮泡。根据浮选过程观察泡沫大小、颜色、虚实、韧脆等外观现象，通过调整起泡剂用量、充气量、矿浆液面高低和严格操作，可控制泡沫的质量和刮出量。充气量靠控制阀开启大小和浮选机转速进行调整，充气量确定后，就应固定不变，以免影响试验的可比性。实验室浮选机泡沫层厚度一般控制在25～50mm，矿浆不能自行从浮选槽溢出。由于泡沫的不断刮出，矿浆液面下降，要保证泡沫的连续刮出，应不断补加水。如矿浆pH值对浮选影响不大，可以补加自来水。否则，应事先配成与矿浆pH值相等的补加水。黏附在浮选槽壁上的泡沫，必须经常把它冲洗入槽。开始和结束刮泡时，必须测定和记录矿浆的pH值和温度。浮选结束后，倒出尾矿，将浮选机清洗干净。

（4）产品处理。浮选的产品应进行脱水、烘干、称量、取样做化学分析。

若产品很细或含泥多，可加凝聚剂以加速沉降。在烘干硫化矿时，温度要控制在110℃以下，以防氧化，使产品品位发生变化。

219. 浮选试验一般包括哪几个步骤？

浮选试验一般包括如下几个步骤：

（1）拟定原则方案。根据研究的矿石性质，结合现场的生产经验和有关专业资料，拟定原则方案。

（2）做好试验前的准备工作。试验前准备工作的好坏，直接影响试验工作的质量。准备工作主要包括矿样的制备，设备、药剂及用水等方面的准备。

（3）预先试验。预先试验的目的是探索所研究的矿石的研究方案、原则流程、选别条件的大致范围和可能达到的指标。

（4）条件试验。根据预先试验确定的研究方案和大致的选别条件，编制详细的试验计划进行系统试验，来确定各项最佳浮选条件。

（5）闭路试验。主要目的是考查中矿的影响。其方法是在不连续的设备上模拟连续试验，即将前一试验的中矿加到下一试验的相应地点，连续进行几次，直到平衡。

（6）中间试验和工业试验。目的是在接近生产和实际生产条件下，核定实验室试验各项选别条件和指标。中间试验是介于实验室小型试验和工业试验之间的试验。工业试验是在生产厂矿中进行。

220. 浮选的条件试验包括哪几项？

条件试验是在预先试验的基础上，系统地对每个影响因素进行试验，根据试验结果，分析各因素对浮选过程的影响，最后确定浮选的最佳条件。在进行试验时，可采用一次

变一个因素的古典试验方法和正交设计等新方法。

条件试验包括磨矿细度试验、药剂制度试验（矿浆 pH 值、抑制剂用量、活化剂用量、起泡剂用量等）、浮选时间试验、矿浆质量分数试验、矿浆温度试验、精选试验、综合验证试验等。重点应是磨矿细度和药剂制度的试验，其他试验应根据矿石性质及对试验的目的要求而定，不一定对所有的项目都进行试验。

221. 在浮选试验中如何进行磨矿细度试验？

使矿石中的有用矿物单体解离，是用任何选矿方法都要首先解决的关键问题，因此，浮选条件试验一般先从磨矿细度试验开始。根据矿物嵌布粒度特性的鉴定结果，可以初步估计出磨矿的细度，但必须通过试验最后确定。

磨矿细度试验通常的做法是，取三份以上的试样用不同的时间（例如，10min、12min、15min、20min、30min），在保持其他试验条件相同下磨矿，然后进行浮选，比较其结果。同时平行地取几份矿样，分别用前面规定的几个磨矿时间磨矿，并将磨矿产品筛析，找出磨矿时间和磨矿细度的关系。有时亦可选择结果较好的一两个条件，取相同的一两份矿样进行相应时间的磨矿、筛析。

浮选试验时一般分两批刮泡。先进行粗选，刮出粗选精矿，在此过程中，药剂的用量和浮选时间在全部试验中都要相同。然后进行扫选，刮出扫选泡沫产品即中矿。进行此过程时，捕收剂用量和浮选时间可以不同，目的是将欲浮的矿物完全浮出来，以得出尽可能贫的尾矿。如果从外观上难以判断浮选的终点，则中矿的浮选时间和用药量在各个试验中

亦应保持相同。

确定磨矿时间和磨矿细度关系的具体做法是：在磨矿产品烘干后进行取样，一般为 100g，并在 200 目的筛子上湿筛。筛上产物烘干后，再放在 200 目的筛子上进行检查筛分，前后得的小于 200 目的物料合并计量。据此即可算出该磨矿产品中 -200 目级别的含量。然后以磨矿时间（min）为横坐标，磨矿细度（-200 目级别的含量，%）为纵坐标，绘制关系曲线图。

浮选产物分别烘干、称量、取样、送化学分析，然后将试验结果填入记录表内，并绘制曲线图。

浮选试验记录表的格式根据试验的目的和矿石的组成而定。总的要求是条理清楚，便于分析问题。

222. 怎样进行 pH 值调整剂的试验？

pH 值调整剂试验的目的是寻求最适宜的 pH 值调整剂及其用量，使欲浮矿物具有良好的选择性和可浮性。

对于多数矿石，借生产实际经验可确定其调整剂种类和 pH 值。但 pH 值与矿石物质组成及浮选用水的性质有关，故仍需进行 pH 值试验。试验时，在最适宜的磨矿细度基础上，固定其他浮选条件不变，只进行调整剂的种类和用量试验。将试验结果绘制成曲线图，以品位、回收率为纵坐标，pH 调整剂用量为横坐标，根据曲线进行综合分析，找出 pH 调整剂的最佳用量。

如果有把握根据生产经验确定 pH 值调整剂的种类和 pH 值，那么可以这样确定 pH 值调整剂的用量：将 pH 值调整剂分批地加入浮选机的矿浆中，搅拌一定时间后，测定矿

浆的 pH 值，如矿浆的 pH 值未达到要求的值，可再加入一份 pH 值调整剂，直至达到所要求的 pH 值为止，最后总的用量即要求用量。

由于药剂间的交互作用，有时其他药剂用量的变化也会改变矿浆的 pH 值，在这种情况下，可以在各种条件试验结束后，再进行校核试验，或将 pH 值调整剂与对其有影响的药剂进行多因素组合试验。

223. 怎样进行抑制剂试验？

抑制剂在多金属矿石及一些难选矿石优先浮选中起着决定性的作用。试验的方法也可以是固定其他条件，仅改变抑制剂的种类和用量，分别进行浮选，找出最有效的种类和最适宜的用量。

由于抑制剂与捕收剂、pH 值调节剂等因素有时存在交互影响，例如，捕收剂用量少，抑制剂可能用的少；捕收剂用量大，抑制剂用量也大，又如，硫酸锌、水玻璃、氰化物、硫化钠等抑制剂的加入，会改变矿浆的 pH 值，另外在许多情况下都混合使用抑制剂，此时抑制剂品种之间亦存在交互影响，这时研究的任务就比较复杂，要对不同抑制剂品种的组成比例，分组进行试验。例如，两种抑制剂 A 和 B，可分为 1:1、1:2、1:4 等几个组，或者将抑制剂 A 的用量固定为几个数值，再分别改变抑制剂 B 的用量进行一系列的试验，以求出混合抑制剂最合适的组成比例。

在这种有交互影响的情况下，采用多因素组合试验较为合理。

224. 怎样进行捕收剂试验？

在大多数情况下，可以根据生产实践和研究的经验预先选定捕收剂的种类，或者在预先试验中便可确定，不一定单独作为一个试验项目。

捕收剂用量可以通过两种方法进行试验。一种是固定其他条件，只改变捕收剂用量，例如可用 20g/t、40g/t、60g/t、80g/t，分别进行试验，然后找出合适的用量。第二种方法比较简便，是在一个单元试验中通过分次添加捕收剂和分批刮泡的办法，确定必须的捕收剂用量，即先加少量捕收剂，刮出第一份泡沫，待泡沫矿化程度变弱后，再加入第二份药剂，第二份的量，可根据具体情况等于或少于第一次用量，再刮出第二份泡沫，按此法依此类推，直到浮选终点；然后对该过程的各产品进行化学分析，计算出累计回收率和累计品位，以考察为欲达到要求的回收率和品位，确定捕收剂用量，此法多用于预选试验。

如果是几种捕收剂混合使用，可将捕收剂分成几个比例不同的组，再对每个组进行试验。

225. 如何进行矿浆浓度、温度、浮选时间及精选试验？

在不违反良好的选择性和操作条件下，尽可能采用较浓的矿浆是有利的。矿浆愈浓，现场所用的浮选机容积越小，药剂用量越少。生产上大多数的浮选分离是在质量分数介于 25% 和 40% 固体之间的矿浆中进行的，在特殊情况下，矿浆质量分数高达 55% 固体和低到 8% 固体。一般处理泥化程

度高的矿石，应采用较稀的矿浆，而处理较粗粒度的矿石时，宜采用较浓的矿浆。

在小型浮选试验过程中，由于固体随着泡沫的刮出，为了维持矿浆液面不降低而添加补加水，矿浆质量分数越来越低。这种变化，也会引起所有药剂质量分数及泡沫产品性质的变化。

浮选时一般是在室温下进行，即温度介于 15～30℃之间。当用脂肪酸类捕收剂浮选非硫化矿（如铁矿、萤石、白钨矿）时，常采用蒸汽或热水加温。近年来对硫化矿混合精矿的分离，有时也采用加温浮选法，以提高分选效率。在这些情况下，必须做浮选矿浆温度的条件试验。

浮选时间一般在进行各种条件试验过程中便可测出，因此在进行每个试验时都应记录浮选时间。但浮选条件选定以后可做浮选时间的检查试验。此时，可按不同时间分次刮泡。分次刮泡的时间可分为 2min、3min、5min、5min……依此类推，直至浮选终了。将试验结果绘成曲线，横坐标为浮选时间（min），纵坐标为回收率（累计）和金属品位（累计）。根据曲线可确定为获得一定回收率所需的浮选时间。同时根据累计品位的曲线可划分粗选和扫选时间，此时以品位显著下降的地方作为分界点。

对于粗选的粗精矿进行精选，需要在小容积的浮选机中进行。精选次数大多数情况下为 1～2 次，有时则多达 7 次，例如萤石和石墨的精选。在精选作业中通常不再加捕收剂和起泡剂，但要注意控制矿浆的 pH 值。在某些情况下需加抑制剂、解吸剂，甚至对精选前的矿浆进行特别处理，精选时间视具体情况而定。

为避免精选作业的质量分数过分稀释，或矿浆体积超过浮选机的容积，可事先将泡沫产物静置沉淀，用医用注射器将多余的水抽出，脱除的水装入洗瓶，用作粗精矿洗入浮选机的洗涤水和浮选补加水。

226. 浮选闭路试验怎样进行操作？

闭路试验的方法是按照开路试验确定的流程和条件，接连而重复地做几个试验，但每次所得的中间产品（精选尾矿、扫选精矿）仿照现场闭路连续生产过程，给到下一试验的相应作业中，直至试验达到平衡为止。如图 5－11 所示的一粗、一扫、一精闭路流程，相应的试验室闭路试验流程如图 5－12 所示。

一次闭路试验需要两台或更多的浮选机，至少要两人进行。在一般情况下，闭路试验要连续做 5～6 个试验。最好在试验过程中将精矿产品迅速烘干，以便判断是否已经达到平衡，如能进行产品的快速化验，那就更好了。

如果在试验过程中发现中间产品的产率一直增加，达不到平衡，则表明中矿在浮选过程中没有得到分选，将来生产时也只能机械地分配到精矿和尾矿中，从而使精矿质量降低，尾矿中金属损失增加。

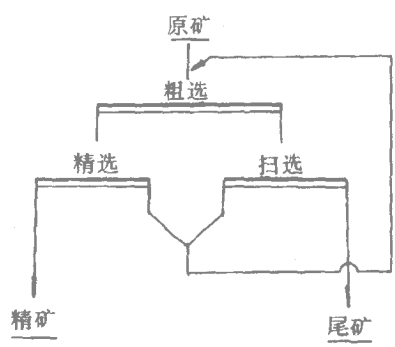


图 5－11　一粗一扫一精闭路流程

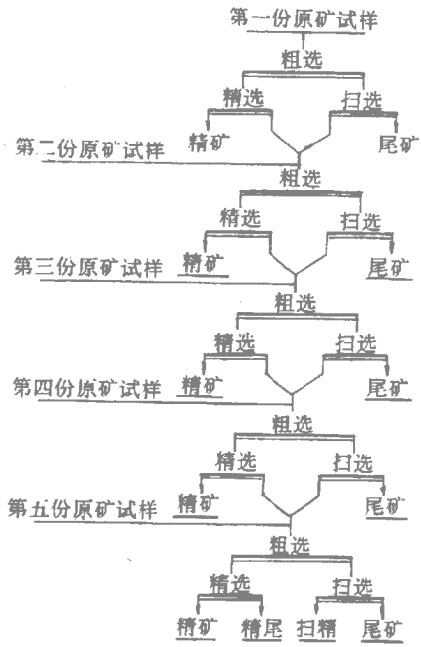


图 5-12　闭路试验流程

即使中矿量没有明显的不断增加的现象，若产品的化学分析结果是随着试验的依次往下进行，精矿品位不断下降，尾矿品位不断上升，一直稳定不下来，这说明中矿没有得到分选，只是机械地分配到精矿和尾矿中。

对于以上两种情况，都要查明中矿没有得到分选的原因。如果通过产品的考查，表明中矿主要由连生体组成，就要对中矿进行再磨，并将再磨产品单独进行浮选试验，判断中矿是否能返回原浮选循环，是否要单独处理。如果是其他方面的原因，也要对中矿单独进行研究后才能确定对它的处理方法。

浮选闭路试验是否达到平衡，其标志是最后几个试验的浮选产品的金属量和产率是否大致相等。

闭路试验操作中应当注意以下几个问题：

(1) 中矿带有大量的水，返回前，应事先浓缩，即澄清

后抽出部分水，这部分水作为相继试验的补加水和洗涤水。

（2）随着中矿的返回，带入大量的药剂，因此相继试验的药剂用量应酌情减少。

（3）要特别注意避免差错。必须事先制定试验流程，并标出每个步骤中各产品的标号，以避免把标签或产品弄错。整个闭路试验必须连续做完，避免中间停歇。

第六章　化学选矿

227. 如何回收难选矿石中有用组分？

凡是由于矿石中有用组分含量很低，或是矿石组成复杂，或是有用矿物呈极细粒嵌布，用常规的物理选矿方法难以获得合格的精矿产品，或不能取得满意的技术经济指标的矿石均为难选矿石。难选矿石采用化学选矿法处理，往往可获得较好的效果。化学选矿的核心是矿物原料的浸出。

浸出法就是借助于一种或多种溶剂，将矿石中目的组分溶解并转入溶液（浸出液），然后再用各种方法加以回收。

浸出的方法较多，分类方法也较多，按浸出试剂不同，可分为水溶剂浸出和非水溶剂浸出，前者是水和各种无机化学试剂的水溶液，后者是以有机溶剂做浸出试剂，详见表 6－1。

按浸出过程温度和压力条件，可将其分为高温高压浸出和常温常压浸出。目前多用常压浸出，但高压浸出可加速浸出过程，提高浸出率，故是一种很有前途的浸出方法。

按浸出时物料运动方式不同，有渗滤浸出和搅拌浸出两种。渗滤浸出是浸出试剂在重力作用下自上而下，或在压力作用下自下而上地通过固定物料床层的浸出过程。渗滤浸出又可分为就地浸出、堆浸和槽（池）浸。搅拌浸出是将磨细后的矿浆与浸出试剂在强烈搅拌条件下完成的浸出过程。搅

拌浸出是常用的浸出方式，而在某些特殊情况下（如待浸物料为废弃的矿柱、围岩，尾矿以及品位很低的矿石等）才使用渗滤浸出。

表 6-1　浸出方法及常用试剂

浸出方法		常用试剂	处理对象	备注
水溶剂浸出	酸浸	硫酸	铀、铜、钴、镍、锌、磷等氧化矿	含酸性脉石矿石
		盐酸	磷、铋等氧化矿，钨精矿脱铜、磷、铋、高岭土脱铁等	含酸性脉石矿石
		氢氟酸	钽铌矿物、石英、长石	
		王水	金、银、铂、钯等	
		硝酸	辉钼矿、银矿物	
		亚硫酸	二氧化锰、锰结核等	
	碱浸	碳酸钠	次生铀矿物等	含硫化矿少，碱性脉石矿石
		苛性钠	方铅矿、闪锌矿、钨矿石等	
		氨溶液	铜、钴、镍单质及氧化矿	含碱性脉石矿石
		硫化钠	砷、锑、锡、汞硫化矿物	
	盐浸	氯化钠	白铅矿、氧化铅矿物及稀土矿物	
		高铁盐	铜、铅、铋等硫化矿	
		氰化物	金、银等贵金属	
	细菌浸	菌种＋硫酸＋硫酸高铁	铜、铀、金等硫化矿	
	水浸	水	胆矾矿、焙砂	
非水溶剂浸出		有机溶剂		

化学选矿可以单独，亦可与物理选矿联合组成生产流程，以实现对矿物原料的综合利用，同时可获得最佳的经济效益、环境效益和社会效益。

228. 怎样保证浸出作业有高的浸出率？

浸出过程的回收率用浸出率表示，即在浸出条件下，目的组分转入溶液中的量与该组分在原物料中总量之比，通常用百分数表示。生产中可用下式计算：

$$\eta_{浸}=\frac{q\alpha-m\delta}{q\alpha}\times 100\%$$

式中 $\eta_{浸}$——浸出率，%；

q——原料干重，t；

α——原料中某组分品位，%；

m——浸出渣干重，t；

δ——浸出渣中某组分品位，%.

由于进入浸出作业的矿物原料组成都比较复杂，有用组分通常呈硫化物、氧化物或各种盐类矿物以及自然元素等形态存在 脉石矿物一般呈硅酸盐、碳酸盐、铝酸盐等，有时还含有碳质及有机物质。此外，矿物原料的结构构造也相当复杂，各组分除呈单体矿物外，有时还呈微粒、胶体、结合体或染色体等形态存在。随矿石性质不同，浸出的难易程度亦不同。

为了达到高的浸出率，在浸出前需将矿石破、磨至一定细度，使有用矿物充分暴露，以便浸出过程中，有用矿物与浸出剂有足够的接触(扩散)面积。

浸出终了时，保持一定的浸出试剂剩余质量分数，是在有限时间内提高浸出率的重要因素之一。由于矿粒表面上的试

剂质量分数很小，浸出速度主要取决于试剂的初始质量分数，初始质量分数越高，浸出速度越大。随着浸出过程的进行，药剂被逐渐消耗，质量分数越来越低，浸出速度也随之降低。为保证浸出过程后期也能有较高浸出速度，则必须保持一定的试剂剩余质量分数。

适宜的矿浆液固比（质量分数）也是保证获得高浸出率的重要因素。提高矿浆液固比，可降低矿浆黏度，不仅在相同条件下可获得较高的浸出率，而且还有利于矿浆搅拌、输送及固液分离，但当试剂剩余质量分数相同时，会增加浸出剂用量，且浸出液中被浸出的目的组分含量低，后续作业量大。若矿浆质量分数过高，会因扩散阻力太大而降低浸出速度和浸出率，而且还对后续作业操作不利。

此外适宜的浸出温度和搅拌强度，以及足够的浸出时间均是获得高浸出率的必要条件。有时为了达到稳定的指标还需在浸出前进行配料。

对于难浸的矿石往往还需采用各种方法预处理。如用浮选或预浸方法除去有害杂质，或采用焙烧法，使矿物原料中某些难溶矿物转变成易于浸出（或挥发）的化合物，或使某些杂质矿物转变成难于浸出的形态，或是改善矿物原料的结构以利浸出，等等。

总之，针对不同的矿石性质，在试验的基础上选择合理的处理方法和流程以及设备。确定最佳的工艺条件，是获得高浸出率的重要保证。

229. 如何用氰化物将金从矿石中浸出？

由于金能与含氧的氰化物溶液发生反应,生成可溶性的

亚金氰酸盐络合物

$$4Au + 8NaCN + O_2 + 2H_2O = 4Na[Au(CN)_2] + 4NaOH$$

从而使金从矿石中转入溶液，所以在工业上广泛使用氰化浸出提金。然而影响金浸出效果的因素很多，因此生产中必须保证必要的工艺条件，其中重要的操作因素有：

（1）氰化物和氧浓度。金粒溶解时，首先消耗了金粒周围表面层溶液中的氰化物和氧，使之质量分数降低，为保证金能继续溶解，必须有数量相近的氰化物和氧及时扩散到金粒表面。但因氰化物和氧在溶液中扩散（迁移）速度不同，所以还需要保证溶液中氰化物和氧的浓度有一适宜的比例，才能使金粒表面上的氰化物和氧以等当量的补充。在常温常压下，氧在水中的溶解度为 8.2mg/L，相应的氰化物质量分数需保持在 0.01%。实际生产中根据物料性质及浸出方式不同，通过试验和生产实践来确定，一般氰化钠质量分数在 0.02%～0.1% 范围内。

生产中一般将氰化钠配成 10% 的溶液，分别加到几个槽中。采用多点加药可抑制杂质矿物的溶解。要求连续、均匀添加。通常每隔 1～2h 测定一次最终剩余氰化钠的浓度，根据测定结果及要求及时进行调节。

压力为 80～100kPa 的空气，由中空轴加入浸出槽为矿浆供氧。操作人员观察搅拌槽中空气分布情况及充气量大小，通过空气调节阀加以调整。

（2）保护碱。由于氰化物是一弱酸盐，在水中易水解生成氰氢气逸出，不仅造成氰化物的浪费，同时还污染环境。为了维持氰化物在水溶液中的稳定性，减少其水解损失，加入足够量的碱，使其维持一定碱度故称保护碱。此外加入碱

还可以中和矿物氧化及二氧化碳溶解产生的酸，以及促进一些金属矿物氧化产物水解沉淀。如硫化铁矿物氧化产生的硫酸亚铁和硫酸铁，在碱性条件下水解生成氢氧化铁沉淀，这就消除或减少了铁与氰化物的络合。

工业上常用廉价易得的石灰做保护碱，其对细粒物料的絮凝作用，于脱水作业也是有利的。生产中一般在测定氰化钠后，直接用草酸滴定法测定矿浆中 CaO 含量来确定碱度，控制矿浆 pH 值 10～12 时，相应矿浆中 CaO 含量约为 0.01%～0.02% .

若发现碱度不足，应立即添加 NaOH 溶液，使其迅速提高到所需的 pH 值。

(3) 矿浆质量分数。一般来说降低矿浆质量分数有利于提高矿物的浸出率，但矿浆体积增大，溶液中金的浓度降低，后续作业量大。对于生产厂来说，矿浆质量分数降低会缩短浸出时间或降低处理能力，因此必须保证稳定的矿浆质量分数。对氰化浸金来说，随着被浸物料中金含量高低不同，其质量分数一般在 25%～33% 范围内。若采用炭吸附提金工艺，为使炭悬浮，其矿浆质量分数应提高到 40%～50% .

(4) 温度。温度对金的浸出速度影响很大。研究证明，随温度升高金的溶解速度加快，且在 80℃时有最大的溶解速度。但温度升高，氧的溶解度下降，氰化物水解、挥发加剧，此外还要消耗更多的能量，故通常是在常温常压下浸出。为使浸出矿浆保持在 15℃以上，北方地区生产厂房冬季要有采暖设施。

230. 怎样提高金的溶解速度？

生产中努力提高金的溶解速度是提高金的浸出率和生产

能力的主要途径。金的溶解速度与氰化物质量分数、碱度、矿浆质量分数以及矿石性质等因素有关，其中最主要的因素之一是矿浆中氧的质量分数有关，若能提高氧的质量分数，就可相应提高氰的质量分数，或提高了氰的利用率，从而使溶解速度提高。目前的研究和实践证明，当浸出系统中加入某些氧化剂、助浸剂，或直接充氧均可获得明显的效果。

如向矿浆中加入少量的 H_2O_2（质量分数＜ 0.01mol/L）可在 2～6h 内达到一般氰化过程 24～48h 的浸出率。有的浸出过程还可同时提高浸出率达 10% 以上。H_2O_2 的助浸作用是因为呈液体的 H_2O_2 在矿浆中直接析出液态的原子氧，而且还可远远超过矿浆中氧气的饱和限度。因此能使金表面上因有足够的氧加速了溶解。

河北省某金矿利用变压吸附制氧机组生产的含氧 90% 以上的富氧气体，代替空气充入浸出槽，即将原充空气浸出工艺改为富氧浸出工艺，极大地提高了金的溶解速度，增大了浸出设备的能力，同时金的浸出率也比原工艺增力了 0.89%.

231. 为什么有的含金矿石氰化浸出效果很差，怎么办？

含金矿石种类很多。在常规条件下不能顺利浸出（一般认为浸出率低于 85% 的），且用重选法也不能有效回收的为难选（浸）矿石，之所以难浸是因为如下几个原因：

(1) 矿石中有大量消耗氧、碱和氰化物的伴生矿物，如磁黄铁矿、白铁矿等，它们在氰化过程中，很易被氧化分解产生硫酸、硫酸亚铁、碱式硫酸铁、硫代硫酸铁等等，这些

物质均与氰化物或碱反应，从而使大量的氧、氰化物和碱先于金的溶解而被消耗，妨碍了金的浸出。对这类矿石目前采用预先充气碱浸的方法取得了很好的效果。就是将矿浆氰化浸出前，在碱性介质下充气（氧），同时搅拌，让这些矿物有足够的氧化、水解时间，使之转变成氰化物不溶的氢氧化铁，然后再添加氰化物浸出使金有效地溶解。

（2）矿石中伴生有砷、锑等的硫化矿。这些矿物在氰化溶液中被氧化，不仅消耗药剂，而且其产物往往呈难溶化合物的薄膜，如亚砷酸盐、硫代亚砷酸盐、亚锑酸盐、硫代亚锑酸盐等，覆盖在金粒表面，使得金难以溶解。

（3）金粒太细，呈亚微态包裹在硫化矿内或分散在其晶格上，很难用磨矿方法使金暴露，所以氰化浸出效果很差。

总之，大多数难浸含金矿石属于复杂硫化物矿石，目前对这些矿石的处理多采用不同的方法对其进行氧化处理，如焙烧法、高压氧化法、硝酸氧化法、氯化法、生物氧化法等等，目的都是将妨碍金浸出的硫化物，在一定条件下氧化分解，使其中的有害成分转变成气态或液态与金分离，然后再氰化浸金。

（4）还有一种含碳的金矿石，由于矿石中存在具有活性的石墨或有机碳等，它们会将已溶金吸附，重新沉淀下来，所以降低了金的浸出率。对这类矿石可视其含碳量的高低，用不同方法预处理。①物理法。利用碳矿物表面疏水性，当碳含量低时，浸出前加少量煤油或煤焦油，使之在炭表面生成覆膜抑制炭吸附金，当碳含量较高时应加油后将其浮选分离。②化学法。用焙烧法使碳氧化成 CO 和 CO_2 气体逸出，或在 $50\sim60^{\circ}C$ 下碱性介质中用次氯酸钠在搅拌条件下使之

氧化，然后再氰化浸出。

232. 含铜高的金矿石应怎样处理？

由于与金伴生的铜矿物中，除黄铜矿、硅孔雀石等少数铜矿物外，多数如孔雀石、蓝铜矿、辉铜矿等等，在氰化物溶液中都有很高的溶解度。这些氰化可溶铜在金氰化浸出同时，会与金“竞争”氰化物和氧，从而妨碍了金的溶解，所以要根据矿石中铜的多少不同采取不同的处理方法。

当矿石中可溶铜含量较低时，其增加的氰化物耗量没造成经济不合理的情况下可增加氰化物用量。注意应在较低温度和较低氰质量分数下操作，因为铜矿物的溶解速度随温度和氰化物质量分数的升高而显著增加。生产中采用分段（槽）加药的方法控制每槽都有较适宜的氰化物质量分数，以达到控制铜矿物的溶解速度，在保证金回收同时尽量降低氰化物的耗量。

当矿石中铜矿物含量较高（如大于 0.3% ）时，氰化物耗量过高而经济上不合算时可采用浮选法处理，选出部分合格的铜精矿，然后尾矿再进行氰化提金。

.为了充分地利用矿产资源，当有必要进行综合回收时可采用不同的浸出方法联合处理。如先用稀硫酸浸出铜，得到的硫酸铜溶液用铁置换法获得海绵铜，而降低了铜含量的铜浸渣再行氰化提金。此法亦可用于处理含金铜精粉。

233. 氰化浸出前矿浆需进行哪些方面的准备工作？

为保证金的有效浸出，矿浆在浸出前必须做好如下准备工作：

（1）矿石细度和矿浆质量分数。经碎矿、磨矿后的矿浆，首先要保证氰化浸出所要求的矿石细度及矿浆质量分数，它取决于矿石性质及工艺过程，如全泥氰化，矿石细度通常在 -200 目 85%～95%，而浮选精矿氰化往往需要再磨，通常达到 325 目或 350 目以至更细。当然最适宜的磨矿细度通过试验来确定。

氰化浸出的矿浆质量分数一般在 25%～33% 内波动，精矿浸出时质量分数偏低，全泥氰化时质量分数偏高，若氰化后用炭吸附（或离子交换树脂吸附）法提金，为保证吸附剂在矿浆中的悬浮，必须使矿浆质量分数保持在 40%～50%。

（2）矿浆除屑。从采场来的矿石中往往带有大量木屑、砂砾、导火线、塑料药袋、橡胶轮胎碎片等杂物，这些物质在矿浆中悬浮很易造成矿浆流经设备及管道的堵塞、影响氰化顺利进行。有些物质，如木屑还会吸附溶解金，造成金的损失，尤其在炭浆工艺过程中，木屑随载金炭进入解吸作业，在高碱度、高温度的溶液中，木屑易被腐蚀、浆化使溶液黏度增加，木屑还会黏附在炭粒表面，影响解吸一电解工艺的技术指标及流程畅通。此外，木屑在和脱金炭进入再生窑活化过程中，会进一步转化成炭，其性脆，在返回浸出后碎裂成细炭并吸附金流失于尾矿中。所以，氰化浸出前矿浆隔渣、除屑是很重要的。

目前用于除屑的设备有固定筛、圆筒筛和直线振动筛。卧式圆筒筛比平面固定筛筛分效率高、筛网磨损小；而直线振动筛由于是在振动条件下工作，所以效率更高，这两种筛在炭浆厂广泛被使用。此外，为了强化除屑过程，在炭浆厂

往往设置多段除屑，如首先在分级机溢流处，用较粗的筛孔（2～3mm）筛除大量的粗粒木屑及杂物，然后在水力旋流器给矿前用平面筛或圆筒筛（筛孔一般取 24 目），最后在浓缩前采用更细的（如 28～35 目）圆筒筛或直线振动筛，将剩余的细木屑等杂物筛除，有的甚至在氰化前再设一段除屑筛，以使矿浆中木屑降到最低量。

（3）浮选精矿的脱药。由于浮选药剂，尤其是黄药和 2#油对氰化浸出过程及炭吸附提金过程很不利，因此在浮选精矿氰化浸出前必须进行脱药。为提高脱药效果，可采用脱药、再磨、再脱药的多段脱药处理方法。

矿浆在氰化前进行细度、质量分数、除屑、脱药等一系列准备，这些作业可依次进行，亦可互相交叉多次进行。

（4）调节矿浆 pH 值及矿浆预处理。通常氰化是在 pH 值为 10～11 下进行，生产中多用石灰作调整剂。向矿浆中添加石灰，可以将石灰直接加到球磨机内（干法添加），亦可把石灰调成石灰乳，然后通过管道加到磨机或调浆槽内（湿法添加）。后者较前者方便且卫生。

当被浸物料中含有某些妨碍金浸出过程的矿物，如磁黄铁矿、白铁矿以及少量含碳矿物时，则需在氰化浸金前进行充气碱浸或氧化浸出，以消除这些矿物对氰化浸金的不利影响。

234. 如何实现矿浆的固液分离和洗涤？

在化学选矿过程中，为保证浸出时所需的矿浆质量分数，浸出前通常设有浓缩作业，浸出后的矿浆以及化学沉淀后的料浆均需进行固相和液相分离，以满足后续作业的要求。我们将这些固液两相分离过程统称为固液分离。

化选中的固液分离，不仅要求固体和液体分开，而且由于分离后的固相中（滤饼或底流）往往夹带有相当数量的溶液，而这部分溶液的性质与给料矿浆中液体性质完全相同，为了提高金属回收率或固体产品的质量，还应对固相部分进行彻底洗涤。

依据固液分离过程的推动力不同，固液分离可分为三类：

（1）重力沉降法。固体颗粒在重力作用下沉降，固相和液相之间的密度差使其分层，最终液体从设备顶部溢出，浓相从底部排出。常用的设备有沉淀池、各种浓缩机、流态化塔和分级机等。沉淀池为间歇作业，其余均为连续作业设备。流态化塔和分级机得到的是供后续处理的稀矿浆，而沉淀池和浓缩机均可得到澄清的液体。这些设备既可完成固液分离，又可用于固相洗涤。

（2）过滤法。这是利用滤介两侧的压力差实现的固液分离过程。常用设备为各种类型的真空过滤机和压滤机。用该法进行固液分离可获得澄清度高的清液。需洗涤时，可将滤饼再调浆，再过滤。近几年国内投产使用的自动板框压滤机，以及南非研制成功的带式过滤机，均可进行连续过滤和洗涤。

（3）离心分离法。它是借助于离心力的作用，使固体颗粒沉降或过滤的，常用设备有水力旋流器、离心沉降机和离心过滤机。

化选中为达到固液分离及洗涤的目的，往往要进行多次。当洗涤作业是回收固体废弃溶液时，一般采用错流洗涤流程（即每次给入新鲜洗涤剂），以提高洗涤效率；若是为

了回收溶液而弃去固体，通常采用逆流洗涤流程（被洗物料与洗涤剂运行方向相反）以保证较高的洗涤率和洗液中有较高的目的组分含量。

化选料浆一般都具有腐蚀性，所以设备要求耐腐蚀。当介质为中性或碱性时，可用碳钢和混凝土制作，酸性介质则要求采用耐腐蚀材料或进行防腐处理，通常可选用不锈钢、衬橡胶、衬塑料、衬环氧玻璃钢、衬瓷片或辉绿岩等。

235. 怎样操作多层浓密机？

多层浓密机是氰化提金厂用于矿浆洗涤的最常见的设备之一，它相当于几个单层浓密机上下叠加起来，每层将待洗矿浆与洗水混合稀释后，固体颗粒在重力作用下沉降至浓密机底部形成质量分数高的压缩层，在耙子旋转运动的推动下，经泥封池排至下层。含有溶解金的上清液，从溢流堰排出被压入调节水箱，再流入上一层作洗水。为保证多层浓密机的正常工作，必须严格操作。

（1）开车前必须做到“无杂、四管通”，即进矿管、排矿管、洗水管和溢流管通畅无阻，浓密机各处，尤其是泥封槽无碎石、水泥碴、机布等杂物。

（2）检查传动部件和油路，要求油足、路畅。

（3）先用贫液或贵液（第一次开车可用水）注满除最上层外的各层，启动电机使浓密机运转。

（4）将矿浆和洗水同时给入浓密机。

（5）当最下层形成了一定厚度的压缩层（质量分数达25%以上）后，为防止因矿砂淤积时间过长而造成下层排放管堵塞，可开始少量且间断地排矿。

（6）随矿浆的不断给入，各层先后形成压缩层并有溢流产生，这时根据溢流的浑浊程度和各层返水量大小，调节洗水分配箱中的水位和进出水量，使之平衡。

（7）与水量调节同时，调节最低层阀门控制排放质量分数，使之达到技术要求范围内。

（8）定时检测放矿质量分数，保证给矿、洗水连续、均匀。

（9）观察各层溢流水的混浊度。

（10）浓密机需停车检修时，首先停止给矿，继续排矿，到底流质量分数降低至一定质量分数（通常＜25%）后方可停水、停机。

（11）停机时间超过 8h，应将耙子提起以防被沉砂压住。

236. 如何处理多层浓密机泥封槽常见的故障？

为保证多层浓密机中各层的独立浓密作用，在除最下一层外的各层排料口都由泥封槽（见图 6-1）排料。浓缩后沉积在泥封槽周围的矿浆，在内、外刮板旋转运动的作用下，通过排放间隙呈“∽”形排出，它既防止上层矿浆直接流到下层，又可挡住下层清液从排矿口进入上层，所以正常工作时，各层溢流水均在下层矿浆的挤压作用下压入洗水调节箱，再进入上一层作洗水。泥封槽出现故障就会影响洗涤效果甚至起不到洗涤作用。

泥封槽常见的故障一是泥封槽堵塞，二是形不成泥封或泥封被破坏。

泥封槽堵塞是较难处理的故障。它是由杂物或长时间积矿使 S 通道堵塞，于是出现在没停止给料情况下，放矿质量

分数变得越来越小，溢流出现跑浑，电机电流增加等现象，此时应立即停止给矿进行处理。当堵塞不严重时，可用提升耙子的方法排除。耙子升高后加大了排矿间隙而促进排矿。当积矿排除后，恢复耙子原位时应注意耙子落下速度不宜太快，一般控制每转两圈落下一扣。

如果升高耙子不能奏效应立即停车处理。从上层开始逐层吸出液体和矿浆直至露出被堵塞的泥封槽，然后用高压水冲洗或用人工将堵塞物挖出并清理干净后重新开机。决不能由下层开始抽吸液体和矿浆，否则上层隔板会被上层积矿或矿浆压塌。

若发现除上层外各层均无溢流，此时洗水分配箱内液体不流动，各层之间水位差消失，整个水位上升接近上层溢流口。这说明泥封槽没有形成泥封或泥封被破坏了。其原因可能是排矿量远大于给矿量，或中断给矿时间过长而还在继续排矿，使浓密机内压缩层变薄以至消失；或者耙子转速过快；或耙子提得太高，使排矿间隙过大。总之，此时泥封槽周围因无积矿而起不到泥封作用，使整个浓密机成为一体，

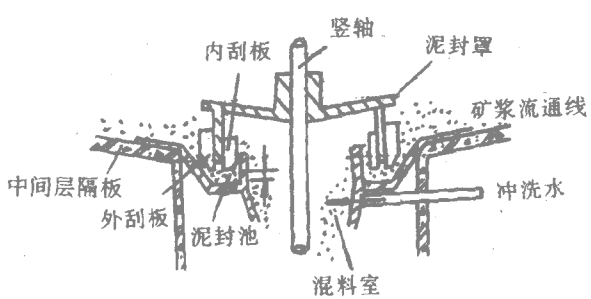


图 6－1　泥封槽结构图

造成洗涤率大大下降。

发现泥封被破坏后应及时调节，在尽量减小放矿量的同时，保证均匀连续地给矿，适当地降低耙子的转速或降下耙子减小排矿间隙，这样使浓密机逐步恢复正常工作。

237. 置换用板框压滤机应如何操作？

板框压滤机是氰化提金厂锌粉置换常用的设备，是间断工作设备，其操作过程如下：

（1）装机。首先要将滤板和滤框的压紧面清洗干净，涂上凡士林或黄油，然后再铺上滤布和滤纸，其层数以不漏金泥为准。借压紧装置将间隔安置的滤框和滤板压紧后方可开始工作。

（2）挂浆。所谓挂浆是使滤纸上形成一层锌粉初始层。装好机后，用贫液将初加量的锌粉（视压滤机规格及贵液质量分数而定，如某厂为 $1.3kg/m^2$）控制在 1～1.5h 内送入机内，同时将醋酸铅配成 10% 溶液加入贫液，其用量约为锌粉用量的十分之一。挂浆时贫液流量尽量大些可使锌粉充分悬浮，锌粉层铺挂均匀且牢固。

（3）置换。挂浆后开始置换，将补加了锌粉和醋酸铅的贵液送入机内。初期置换贫液需循环，每 30min 快速分析贫液含金量直至达到 0.02mg/L 以下，贫液便可排放。此过程一般需 2～3h。置换正常工作下，随金泥量的增加过滤层阻力增大，当进液管压力达一定值（如某厂达 245～265kPa）时停止供液，准备取金泥。

（4）拆箱。停给贵液后以 294～392kPa 的风压向机内吹风 3～4h，将压滤机内残余液体排出后停止吹风。将金泥连

同滤纸直接放入盘中，逐片清洗滤框、滤板和滤布，沉淀物和金泥一并送去冶炼。

238 怎样选择贵液净化、脱氧设备？

由于锌粉置换提金比锌丝置换提金具有成本低、置换率高、占地面积小、劳动条件得以改善等优点，目前已被锌置换提金厂广泛采用。锌粉置换前需对贵液进行净化、脱氧处理。

(1) 净化设备。净化通常用管式过滤器或板框式真空过滤器，前者是以压滤方式，后者是以吸滤方式，将浸出洗涤的贵液中残余的固体悬浮物，以及加入铅盐后生成的 PbS 沉淀物等过滤除去，以获得澄清的贵液。

净化设备是根据所需过滤面积来选择。过滤面积可由下式进行计算：

$$S = W/q$$

式中 S——选择过滤器的过滤面积，m^2；

W——需要过滤的液体量，m^3/d 或 m^3/h；

q——过滤器单位时间、单位面积处理量，

$m^3/(m^2 \cdot d)$（或 $m^3/(m^2 \cdot h)$）。

q 值可通过半工业或工业试验测得，而一般是参考类似厂生产实际选取。某些生产厂实践表明，板框式真空过滤器其 q 值约为 $2.7m^3/(m^2 \cdot d)$；某厂生产的管式过滤器其过滤量为 $1.0 \sim 1.2m^3/(m^2 \cdot h)$。

板框真空过滤器结构简单、制作方便、净化效果好，但滤饼清洗麻烦，劳动强度大。宜过滤含固体悬浮物较高的液体。

管式过滤器与之相反，清渣方便、净化效果好，但结构复杂，滤管、接头、阀门多，易造成漏气多。宜处理含固体

悬浮物较低（小于 100mg/L）的液体。

（2）脱氧设备。脱氧通常是在脱氧塔中进行的。它是一圆柱形锥底塔体，塔内上部有喷淋器，中部有填料层（塑料点波板或木条格子）座在支承筛板上，下方是脱氧液贮存室，由液位调节装置控制液面高度。净化后的贵液在真空作用下吸入塔内喷洒到填料层上，形成液膜向下流动，在真空作用下液体内溶解的气体逸出，达到脱氧之目的。脱氧液由锥底的排液口排出进入置换作业。

脱氧塔高一般不少于 3m，横截面积可按下式确定

$$S = W/q$$

式中 S——脱氧塔横截面积，m^2；

W——需脱氧的溶液量，m^3/d；

q——单位截面积处理的溶液量，$m^3/(m^2 \cdot d)$。其值可由试验确定或选用 $q = 400 \sim 900 m^3/(m^2 \cdot d)$（处理量大时取大值，反之取小值）。然后再根据 $S = \pi D^2/4$ 求出所需脱氧塔圆柱直径，按生产厂提供的设备选取。目前国内生产的脱氧塔规格有 $\phi 700mm \times 3000mm$、$\phi 1000mm \times 3500mm$、$\phi 1200mm \times 3600mm$、$\phi 1500mm \times 3600mm$、$\phi 1800mm \times 4000mm$ 等几种。

生产实践表明，脱氧塔在控制真空度为 $(26.6 \pm 2.6)kPa$ 时，脱氧率达 95% 以上，溶液含氧可降至 0.5mg/L 以下。

239. 如何测定活性炭的活性？

活性炭是炭吸附提金的重要材料。为保证炭吸附提金有良好的指标，选择合适的活性炭是非常必要的。

对炭吸附提金过程中所用活性炭来说，必须具有较高的

活性，才能保证最有效地吸附回收已溶金。用于炭吸附提金工艺中的活性炭，常以其对金的吸附容量和吸附速率来衡量其活性。

吸附容量系指单位质量的活性炭上负载金的量，当此值达最大值时为饱和容量。通常在比较不同炭的吸附性能时无需达到饱和容量，因在实际生产中，炭循环是在远低于饱和容量的条件下操作的。其测定方法是用单位质量的活性炭（如1g），置于一定体积(如 1L) 已知金质量分数的氰化物溶液中，搅拌吸附一定时间（如 8h 或 20h 等)后，将炭取出化验其含金量。不同活性炭在同样条件下可有不同的吸附容量。

活性炭的吸附速率是指单位时间内活性炭吸收金的百分数。可用一定量的活性炭（如 1g 或 2g），分别在已知金质量分数的氰化物溶液中吸附不同的时间，然后测其贫液含金量，计算出相应的吸附百分数（见表 6-2)。由表 6-2 中可以看出，同一种活性炭随着吸附时间的延长，金的吸附速率降低，说明吸附初期的吸附速率高。这是由于吸附初期溶液中与炭上含金量差值大，所以扩散推动力大。

表 6-2 椰壳炭在矿浆中的吸附速率

矿浆含金 (mg/L)	吸附时间 (min)	贫液含金 (mg/L)	金吸附速率 (1min 内的%)
1.24	10	0.78	3.71
1.24	20	0.46	3.15
1.24	30	0.30	2.53
1.24	40	0.18	2.14
1.24	50	0.13	1.79
1.24	60	0.12	1.51

240. 怎样测定活性炭的强度？

活性炭的强度是炭吸附提金中对活性炭要求的又一重要特性指标。在炭浆厂生产中，为了减少金在流程中的滞留量，同时也降低由于长时间积存在吸附槽中的炭被磨损造成的金流失，通常提取的载金炭其载金量远低于它的饱和容量或平衡容量。因而选择强度较高的硬炭更为主要。

活性炭强度用其耐磨性来衡量。测定方法是：将筛除炭屑和灰尘的活性炭与水混合后，置于滚动瓶内滚动搅拌一定时间，测定磨去细粒后的活性炭占原炭试样的质量分数，此值即代表了该活性炭的耐磨性。

生产厂每批进炭不尽相同，一种更适用于炭吸附提金实践的试验方法是，在搅拌槽中，模拟炭预处理的条件下进行，将搅拌不同时间后的料浆过筛，筛上物烘干后测其质量。随着搅拌时间的延长，筛上物的量减少，直至筛上炭的量基本不变，累积筛下物总量计算出磨损率，同时累积搅拌时间确定出炭预处理所需的时间。

241. 炭吸附提金过程中常有哪些故障，怎样处理？

炭吸附提金生产中经常出现的故障有以下几种：

(1) 隔炭筛（级间筛）堵塞。由于矿浆质量分数过大、矿浆黏度高、底炭的密度大或矿浆中木屑等杂质较多时，往往会使隔炭筛发生堵塞，妨碍矿浆的正常流动，造成跑槽、金属流失现象。解决的办法有四个：一是增加除木屑作业；二是适当降低矿浆质量分数或底炭密度；三是适当提高清除筛网积炭的低压空气风量；四是改造隔炭筛，采用卧式圆筒

筛，其一端堵死，另一端与排矿口软接，此筛上部露出矿浆面，且可随矿浆的搅拌产生小的摇动，必要时可人工击振，或在筛上安一台小振动电机来清除堵塞物即可。生产实践证明，该筛操作、制作、更换都方便，又不需吹风，减少了筛子的磨损。

（2）炭浸槽搅拌器减速箱进水。炭浆厂所采用的双叶轮低转速节能搅拌槽，由于空气从中空轴进入槽中，许多厂采用水环式压缩机供气，所以进气中往往带有一些水分，在进入中空轴时会渗漏到减速箱中，加速了蜗轮蜗杆的损坏。解决办法有三种：一是加强进气接头处的密封；二是改善真空压缩机的气水分离器，提高分离效果；三是改变炭浸槽的进气管，将进气管直接接到中空轴的下方进气，彻底清除隐患。

（3）石灰乳管路堵塞。由于石灰乳非常易结垢，所以安装不合适经常会发生石灰乳阀门附近管路堵塞现象。较好的安装方法是，将石灰乳循环主管路安装的位置低些，到各作业点的支管先向上倾斜到控制阀门位置最高，然后再向下倾斜流入各作业点，形成一个“人”字形的管线。当停止加药关紧阀门时，支管中的石灰乳自动流回主管路回到石灰乳槽，防止了阀门处管路堵塞。

（4）长轴泵打空现象。由于长轴泵体积小、质量轻，可直接浸没在矿浆中工作，不易堵塞、操作维修方便，加之其扬量和扬程适中等优点，目前常被小型氰化厂用来扬送矿浆。当被送物料质量分数高、密度大时，因其流动性差，在槽（池）底部易产生积矿，影响泵的正常工作，出现打空甚至出现埋泵现象。

某厂将泵主轴从顶端螺帽处焊接加长一段，使之延至泵体外，在外部安上两叶片，形成叶轮，随主轴旋转而搅拌矿浆便不再产生积矿。

242. 炭浆法提金厂怎样提高已溶银的回收率？

由于活性炭对金氰络合物的选择性吸附强于对银氰络合物的吸附，故当两种金属的量都较高时，银氰络合物就会被排挤而不被吸附，或虽被吸附而后又被金氰络合物所交换，溶液中金的质量分数越高，这种交换取代作用越强烈，最终造成银的大量流失。提高已溶银回收率的方法如下：

（1）加快活性炭的周转速度，控制在较低的载金量下操作，以减少载金炭上的银被大量的交换下来。

（2）分段吸附，即浸出矿浆进入吸附段首先在高金质量分数下吸附金，而后在低金质量分数下吸附银，根据金、银含量的多少可有两套不同的吸附制度，分别获得载金炭和载银炭。

无论哪种方法都会增加解吸和再生的作业量，因此需根据具体情况进行技术经济比较后确定吸附工作制度，以保证金和银均有高的回收率。

243. 工业上有哪些可供选择的载金炭解吸方法？

尽管活性炭能吸附金早已为人所知，但直至能用解吸的方法有效地回收载金炭上吸附金以后，炭吸附提金工艺才得以在工业上推广使用。目前，工业上常用的载金炭解吸方法有以下四种：

（1）常压法。该法用较低质量分数的氰化钠碱溶液为解

吸液，在接近沸点温度下以一定流速通过载金炭床层，使炭上的金银转入溶液。通常解吸条件是用 90～98 ℃的 1%～2%氰化钠和 1.0%氢氧化钠溶液，以每小时一个炭床层体积的流速通过载金炭完成解吸。当载金量为 9.6kg/t 的载金炭，经 50h 后可使活性炭上的金低于 160g/t。这一方法所需解吸液体积大、药剂消耗大，所得含金溶液的质量分数较低，解吸时间长。

（2）高压法。该法是在高压釜内进行，作为解吸液的氰化钠碱溶液（1.0% 氢氧化钠加 1%氰化钠）在 353～392kPa 的压力下，实现在高于溶液沸点的温度下（135～160℃）解吸，其结果可使解吸时间大大缩短，一般在 4～8h 内即可完成。因此高压法解吸解吸液体积小，药剂消耗少，所得溶液含金质量分数较高，而且由于解吸时间短，炭循环速度提高，可降低整个工艺过程的滞留金，有利于企业的资金周转。但因这种方法需要高压设备而使得设备投资大，操作复杂。

（3）有机物洗脱法。为提高常压解吸效率， USBM 发明了乙醇洗脱法，即在 1.0%氢氧化钠和 0.1% 氰化钠溶液中，加入 20%～30% 体积的乙醇（或甲醇、丙醇和异丙醇等）在 70～90℃ 温度下，经 6h 后可使 99% 的贵金属洗脱。解吸过程控制较高的碱度值，对于降低活性炭对金氰络合物的吸附能力来说是必要的。

该法的优点是不需加压，且在较低的温度下可使洗脱效率大大提高。然而其主要缺点是酒精挥发损失较大，而且易燃不安全。为了克服这些缺点，人们用安全、经济的有机溶剂来代替乙醇，如乙腈，另外，寻找更科学的工艺方法（如

分馏法）以提高解吸效果。

（4）去离子水洗脱法。此工艺是由南非的英美试验研究室研究成功的，其过程是由载金炭预处理和去离子水洗脱两步完成的。首先将一炭床体积的 4%～5%氰化钠和 2%氢氧化钠溶液对载金炭进行浸泡，通常 1～2h，然后再用去离子水，以每小时 1～2 炭床体积的流速洗脱 5～7h，整个过程在90～110℃ 温度下进行。此法比“常压法”的效率大为提高，且药剂消耗较低，作业过程是在常压下进行，因此具有明显的优点。目前国内许多小型炭浆厂都采用该方法解吸载金炭，所不同的是国内很少采用去离子水而是用清水进行洗脱，国外的研究证明，用去离子水洗脱比用清水洗脱，在同样条件下可获得较高的解吸率。国内某矿用软化水代替自来水解吸，解吸率由 94.1%提高到 98.7%。软化水是将自来水加 0.1%的氢氧化钠搅拌一定时间后静置沉淀，其上清液即作为解吸的软化水。

244 提高载金炭解吸率的途径有哪些？

目前工业上用来解吸载金炭的四种方法是：常压法、高压法、有机物洗脱法和去离子水洗脱法。提高载金炭解吸率对减少滞留金和流失金有很重要的意义。提高解吸率的途径有以下几个：

（1）确定适宜的技术条件。要根据本厂载金炭的实际——金、银含量及炭的性质等，制定出适宜的解吸剂组成、解吸温度、解吸剂流速及解吸时间等工艺参数。

（2）改造设备提高温度。目前有的厂采用蒸汽加热解吸柱代替原来的电加热解吸柱，提高了解吸温度，不仅提高了

解吸率，而且还降低了消耗，取得了明显效益。蒸汽加热解吸柱的特点是柱体为夹层，内圆柱里放载金炭解吸，内外柱之间夹层中通人蒸汽加热，外层包有保温材料。该柱运行时柱内温度高，上、下分布均匀，用于去离子水洗脱法时，转型保温阶段柱内温度可达 130℃以上，实现了高压转型、常压洗脱。

（3）改善洗脱水的质量。事实证明，用去离子水、软化水或蒸汽冷凝水代替天然水作洗脱剂，因排除了钙、镁等离子会产生沉积的干扰，从而使解吸率得以提高。

（4）解吸前进行酸洗预处理。解吸前用酸浸泡载金炭，除去其上沉积的钙、镁等碳酸盐，使炭表面活性区增加，有利于解吸剂的吸附，进而强化了解吸过程。生产中多用 3% 的盐酸或硝酸浸泡载金炭 1～0.5h，排出酸液再用清水多次洗涤直至洗出液为中性。经预处理的载金炭解吸后不需再酸洗再生。

245. 如何实现解吸液循环泵一机多用？

解吸液循环泵一机多用是将配制解吸液、解吸一电解循环、电解贫液返回以及清洗电解槽和阴极钢毛等四道工序用一台泵来完成，从而可减少装机容量和占地面积，投资低、操作方便。其连接形式如图 6－2 所示。

（1）配制解吸液。将称量的氰化钠、苛性钠放入解吸液贮槽内，加水至要求水位，关闭阀门 K_4 和 K_2，开启阀门 K_3，解吸液循环直至药剂完全溶解。

（2）解吸一电解。关闭阀门 K_3，开启阀门 K_2，解吸液可通过热交换器、电加热器、解吸柱以及电解槽进行解吸一

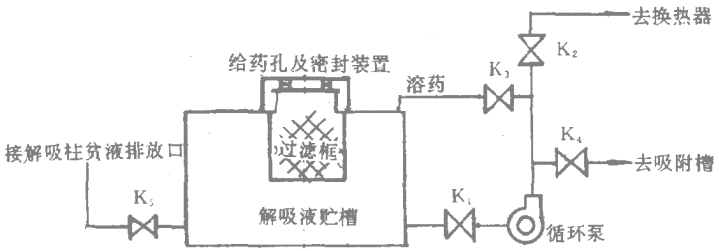


图 6-2　解吸液循环泵一机多用示意图

电解，电解贫液返回解吸液储槽再循环。

（3）贫液返回。解吸一电解结束后，关闭阀门 K_2，开启阀门 K_4，使电解贫液返回吸附槽。解吸柱内的贫液通过其下部排液阀，用软管与阀门 K_5 管头相接，将贫液及冷却冲洗水返回吸附槽。

（4）冲洗阴极。在阀门 K_4 管头接上终端带有侧向喷嘴的软胶管，开启循环泵，冲洗阴极及电解槽，流出的金泥通过槽下面的真空过滤器过滤，液体自流至解吸液贮槽，继续循环冲洗直至金泥全部卸出。

246. 金电解沉积过程的技术操作有何要求？

金的电解沉积（简称电积）过程是一个能耗很高的作业，必须严格操作，技术操作要求如下：

（1）必须保证进入电积作业的溶液无固体杂质，如碎炭、木屑、矿泥等，否则会影响电积过程和金泥质量。

（2）尽量采用比表面大的阴极材料，如较细的钢毛（棉）、炭纤维等。以钢毛作阴极安装在阴极框中的钢毛不宜

压得过实，应蓬松、均匀，且严防外露避免造成短路。炭纤维有巨大表面积，且耐腐，可长期使用。实践已证实用炭纤维作阴极，可显著提高电解效果，降低材料消耗，因此已被许多炭浆厂采用。

（3）提高温度有利于提高金的沉积速度和电解率，所以生产中必须保证电解所要求的温度。常温电解时电解液要保持 30℃左右，高温电积时温度一般为 90℃，温度控制可通过热交换器进行。

（4）要降低电能消耗、除了提高电流效率外，主要靠降低槽电压。缩短极间距、改善电积液导电率、提高温度和电流密度等均能降低槽电压。生产中这些因素都相对稳定的情况下操作更应注意随时检查电路，要保持电路畅通，无短路、断路和漏电，电极接触要良好，以求获得高的电流效率和低的槽电压。

（5）经常检查电积液流速。通过检查电积尾液含金品位掌握电积时间。尾液若返回浸出作业循环使用，则应通过经济比较确定一合理的尾液质量分数，以降低电能消耗。若需排放的尾液应用活性炭吸附回收残余金，然后再用漂白粉法或其他方法处理后排放。

247. 解吸炭酸洗时应注意什么？

为恢复解吸炭的活性以利再用，用硝酸或盐酸对解吸炭进行酸洗，在操作中必须注意以下几点：

（1）酸洗时酸的质量分数不宜过高，因浓酸会使活性炭软化，降低其强度，所以必须配成稀溶液后使用，一般质量分数为 3%～5%。切勿直接将酸和水加入炭中混合。

（2）酸洗时以浸泡为主，可辅之搅动（如人工搅拌、间断搅拌）以使炭和溶液充分接触即可。通常需浸泡 0.5～1h。

（3）移出酸浸液后用水浸泡 0.5～1h 以除去酸浸液。为中和剩余酸同时除去一些碱溶物，还可用 1% NaOH 溶液浸泡 0.5～1h，最后再用 2～3 倍炭床体积的水将其洗净。这步对先酸洗后解吸的载金炭酸洗过程更为重要，否则剩余盐酸会对电积产生不利影响。

（4）酸洗时会有有毒气体 HCN 逸出，所以厂房要有通风设施，尤其敞开作业时操作人员更应带好口罩注意防护。

248. 如何实现活性炭的热再生？

酸洗后的炭，由于将炭表面大部分污物已除去，能较大程度地恢复了吸附活性，所以一般可以循环使用。但随着有机物的不断累积炭的活性逐渐降低，这时就需要热再生即焙烧处理。工业上活性炭再生炉有多种型式：多层式焙烧炉、回转式再生炉、流化床式再生炉以及移动床式焙烧炉等。这些炉型都以煤气或石油气为燃料，间接或直接加热活性炭，并用水蒸气活化，且需在密闭条件下，控制氧量、控制升温速度。国内炭浆厂所用再生设备多为电间接加热回转式再生炉，其设备连接示意图如图 6－3 所示。

解吸后或酸洗后的活性炭送入底部带有振动器的锥形料仓，通过可变速的螺旋给料器将炭直接送入再生窑，再生窑加热至 650～820℃，炭在热蒸汽作用下被活化，炭随窑体的转动缓慢向前移动，炭在窑内停留时间一般在 0.5～2h。经再生的活性炭自流入一个锥形骤冷槽内，用水冷却使其硬

化，然后过滤除去水和细粒炭后返回吸附作业。在排料端的气体密封罩提供骤冷槽的水封，并装有上升废气烟道及一套湿法气体洗涤系统，以免烟气中有毒物质逸出污染环境。无论是洗水还是冷却水中的细粒炭，都应过滤回收送去冶炼。

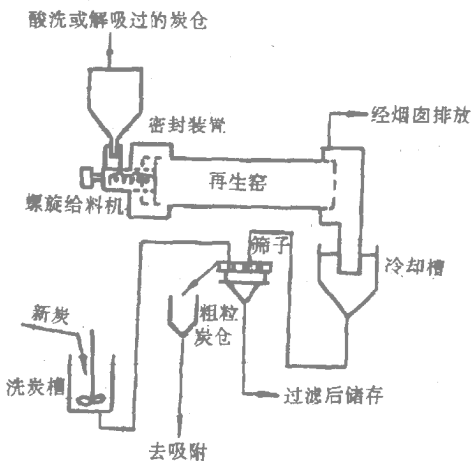


图 6－3　炭再生设备连接示意图

249　提高堆浸过程浸出速度的途径有哪些？

堆浸工艺已是处理低品位矿石进行黄金生产的有效方法。如何提高金的浸出速度，同时还要力求已溶金能尽快地回收，对缩短堆浸周期，提高其处理能力，获得更好的技术经济指标有着重要的意义。因此，在堆浸生产中应加强以下几个环节：

（1）在保证矿堆有良好透气性和渗透性的前提下，尽量减小矿石粒度以加速金的溶解。较致密的矿石粒度必须小于

10mm，甚至可降到 5mm 左右。当然对于易泥化的矿石，其破碎粒度的确定，应保证产品中细粒与黏土含量在20%～35% 以下，一般在 30～50mm。

（2）对可溶性杂质少的矿石，适当提高初始药剂质量分数可提高浸出速度，如某场用 0.1% 的氰化物溶液浸出时所需时间仅为用 0.025% 氰化物溶液浸出时的 1/4 左右。此外还应随浸出时间的延长，分期控制药剂质量分数，逐渐减小以降低药剂总消耗。一般开始时药剂质量分数为 0.05%～0.1%，而最终降到 0.025%～0.03%，或更低。

（3）提高矿堆中氧的含量。①确定合理的喷淋强度和喷淋制度。堆浸过程中，金溶解时所需要的氧主要是靠溶液循环流动通过矿堆时将空气吸入而补充的，即矿堆的“呼吸”。以高喷淋强度，以及合理的喷淋时间和间隔时间，促进矿堆“呼吸”。②添加氧化剂以提高溶液中溶解氧的含量。氧化剂溶解后可直接释放出原子氧，其速度及量远比空气中的氧分子溶解、解离的要大。如某矿试验以质量分数为 0.5% 左右的 H_2O_2 溶液为堆浸补充氧，结果比不加 H_2O_2 的浸出率提高 30% 以上。

（4）改善矿堆透气性。①采用合理的筑堆方式和设备。粒度确定后，合理的筑堆也很重要，采用分段筑堆法、斜坡筑堆法（但占地面积大）等，可减少装运设备对新堆矿的来回辗压，以保持矿堆堆积空隙。而使用履带式筑堆设备，就比轮胎式设备好，它可减小对矿堆的压碎和压实程度。自卸设备就比皮带运输机堆料时产生的偏析现象轻。②矿堆底部预先铺一层大块矿石或卵石，为贵液汇集造成一无阻通道；在筑堆结束时，堆的顶部需进行机械或人工松动。③确定合

理的筑堆高度。通常矿堆底部均没矿堆上部浸出效果好，这也是下部没有足够的氧造成的，堆越高，这种现象越严重，所以与多层筑堆法结合，采取分层筑堆、逐层浸出的方法，既可缩短浸出时间，提高浸出率，又可提高矿堆总高度。美国卡林金矿采用该工艺最终堆高达 61m，大大提高了企业经济效益。④制粒堆浸和分级堆浸。对细粒、黏土质的矿石，进行分级堆浸，即粒块堆浸——粉矿全泥氰化或制粒堆浸。实验证明，制粒堆浸物料渗透率可提高 10～100 倍，浸出周期可缩短 1/3 左右，同时金的回收率亦可提高 10%～30%。

（5）选择布液方式和设备。矿石粒度大宜采用喷淋方式；当地区的温度低，冷冻时间长或干旱地区用滴淋方式好，当然投资小的可用灌溉法。采用覆盖面大、均匀，不雾化的喷淋装置可减少氰化物的蒸发损失，不仅降低成本，减轻对环境的污染，而且因浸出均匀可缩短浸出周期、提高浸出率。如目前堆浸场多采用旋转摇摆式喷淋器代替原来各种型式喷淋器，取得良好效果。

250. 如何实现粉矿制粒，制粒堆浸意义何在？

含泥量高或细粒多的物料，在堆矿时会出现偏析现象，细粒集中于中间，大块（粒）矿石堆在外坡，造成矿堆内渗透率低，浸出液流动过程中会冲到缝隙中引起沟流，使矿堆不能全部浸出，浸出率低。堆浸前进行制粒可提高矿堆的渗透速度及均匀性。

所谓制粒就是将少量黏结剂与水或氰化物溶液加到矿石上，然后混合或滚动，以便生成“球团”产品，于是阻碍渗透的细粒被“滚成球”或被黏结在大块矿石上。试验结果表

明，加氰化物溶液优于加水，这样在制粒过程中起到了预浸作用；以水泥、石灰或两者混合使用作黏结剂均可。

粉矿制粒的方法有皮带运输机制粒法和滚筒制粒法。多条皮带运输机制粒法（见图 6－4），是通过皮带运输机卸料端的混合棒将喷淋的液体与粉矿、黏结剂混合制粒。滚筒法（见图 6－5）是用皮带运输机将矿粉和黏结剂均匀送入旋转滚筒中，通过喷淋浓氰化液使其黏结成粒。此外，在国内还广泛使用圆盘造球机进行制粒。以某金矿制粒堆浸实例说明制粒过程：

（1）首先将原矿破碎筛分，大于 10mm 物料送去直接堆浸，小于 10mm 物料由皮带运输机送去制粒。

（2）小于 10mm 矿石送至倾角为 48°的 ø2800mm 圆盘造球机内，同时加入 11kg/t 水泥、11.7kg/t 石灰和质量分数为 0.1% 氰化钠溶液，喷入适量的水，在圆盘旋转运动下物料充分混匀，翻滚，团粒长大，约 6min 后足够大的矿团便自动从圆盘排出流入下方皮带机搬出，所得粒矿直径约 10～20mm 含水分 12%～15%。

（3）保湿养护 24h 使之固化。

（4）固化后的粒矿用移动式皮带机送去筑堆。

该矿采用制粒堆浸后，金回收率提高了 25%～35%，氰化物耗量由原直接堆浸的 1.5kg/t 降低到 0.59kg/t。

制粒堆浸适宜黏土质，或细碎矿石的堆浸，提高了低品位资源的利用范围。这种固化矿粒较坚固，孔隙度大，渗透速度快，促进矿堆“呼吸”，可及时补充氧，进而可提高矿堆高度。喷淋时矿粒不移动，不会产生沟流，浸出均匀。此外，清水洗涤可有效地清除氰化物，清渣时减少了粉尘的污

染。实践表明，粉矿制粒堆浸可提高贵液品位和金的回收率，缩短浸出时间，降低氰化物消耗，有明显的技术经济效益。

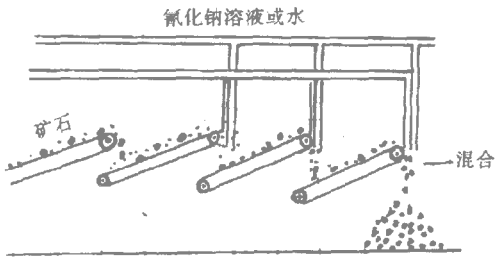


图 6－4　多条皮带运输机制粒示意图

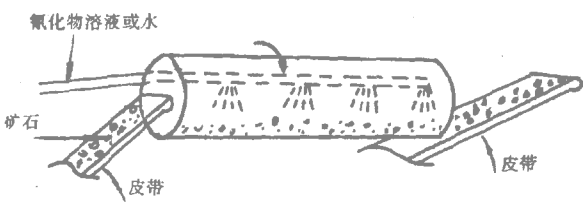


图 6－5　滚筒制粒法示意图

251 怎样进行多段筑堆和分层筑堆？

保证矿堆有足够的孔隙度，使之有良好的渗透性，是堆浸提金能否成功的主要因素之一。当筑堆物料性质及筑堆设备确定以后，采用怎样的筑堆方式也是很重要的。实践证明，多段筑堆法和分层筑堆法可明显提高堆浸效果。

多段筑堆法的要点就是按顺序堆筑，避免运铲设备在矿堆上频繁行驶。即沿矿堆长的方向分成若干横排，从最前面

一横排开始，将运来的矿石按底垫宽度稍窄的宽度卸下，堆完一横排后，用推土机耙平，再运入并卸下第二排矿石，然后再耙平第二排，依次堆筑直至底垫全铺满矿石并耙平即形成了矿堆。采用这样的后退式卸料，横排依次堆筑的方式，可保证每段新筑的矿堆都不会被往返运矿设备压实，保持自然的孔隙，保证了矿堆的渗透性和透气性。

以多段筑堆为基础，堆筑完一层浸出一层，然后在原矿堆上再堆筑新的矿石，这样边浸出边筑堆为多层筑堆，对下层矿石可避免因矿堆过高，下部氧气不足而浸出率低的现象，缩短浸出周期，提高了浸出率。

252. 如何实现较粗金粒的回收？

当矿石中有较粗金粒存在时，用氰化物浸出往往不能将其完全溶解，粗金粒最终变成细小颗粒损失于尾矿中。为提高金的回收率，有必要在氰化前回收粗粒金。经磨矿后呈单体解离的粗粒金，除用重选法外，还可用混汞法回收。

液体汞不仅对金表面有很强的润湿能力，且可向金粒内部迅速扩散形成金汞合金（见图 6-6），使金与其他金属矿物及脉石分离，我们称这一方法为混汞提金法。其产品为汞齐或汞膏。汞膏中含金低于 10% 时呈液态，含金高于 12.5% 时则为微密体。

混汞法有内混汞和外混汞之分。所谓内混汞是在磨矿机或专门设备中,如捣矿机.混汞筒(见图 6-7)及水辗机等,边磨矿边混汞。由于该法单体解离的金与汞在搅动条件下发生碰撞,接触几率高,所以回收率高,有时可达 80%。有效混汞

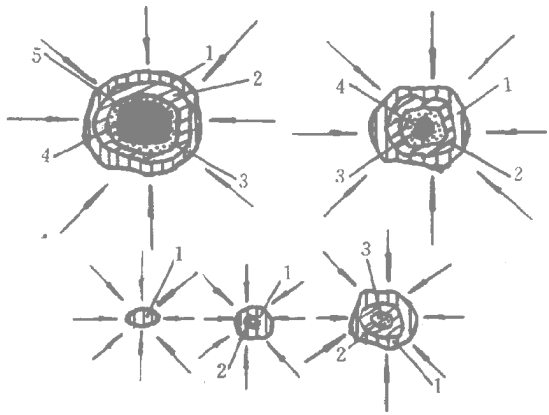


图 6－6　不同金粒汞齐化过程状况

1．$AuHg_2$　2．Au_2Hg　3．　金在汞中固溶体　4．Au_3Hg　5．Au

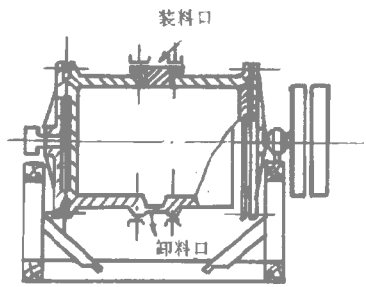


图 6－7　混汞筒示意图

粒度范围也宽，粗可达 1～2mm ,细可至 0.015mm。

外混汞是先由磨矿设备将矿石磨碎，排出矿浆进行混汞。通常使用混汞板。矿浆在流过混汞板时，单体金在重力作用下沉降至汞板表面，与汞层接触后被汞捕获。所以外混

汞捕获金的适宜粒度一般为 0.2～0.03mm。其回收率可从 30%～40%到 60%～70%。由于混汞作业不能使金得到充分回收，通常与其他方法联合，如混汞一浮选，混汞一氰化等提金流程。混汞板也常用于内混汞后的矿浆处理，以回收细粒汞膏。

253. 怎样安装混汞板？

用混汞法提前回收粗粒金，国内多采用平面固定式混汞板，通常安装在磨机排矿至分级机给矿之间溜槽处（见图 6－8）。

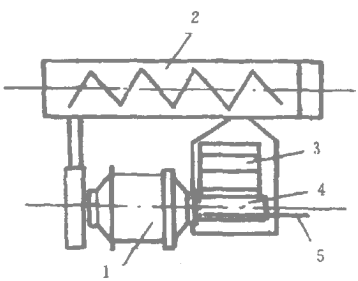


图 6－8 磨矿回路中混汞板安装示意图
1. 磨机 2. 分级机 3. 混汞板
4. 圆筒筛 5. 喷水管

汞板多是由几块镀银紫铜板搭接而成，如图 6－9 和图 6－10 所示。其规格一般为厚 3～5mm、宽 400～600mm、长 800～1200mm。

圆筒筛与磨机同步运转，其直径与磨机排矿口直径相适应，如 ø1500mm×3000mm 球磨机，其圆筒筛直径为350～400mm。其上有相间排列的小孔，小孔直径为 3mm 左右，

筒内焊有螺旋导片，以使筛上大块向前输送，由筒筛一端排出。

圆筒筛内设一水管，沿轴向钻有 ø 4mm 小孔，工作时喷水以调节混汞的给矿质量分数，同时起清洗筛面作用。

汞板支架可用角铁或方木制作，汞板底槽可用钢板焊接而成，其坡度通常以原分级给矿溜槽为准，一般需大于 15%。

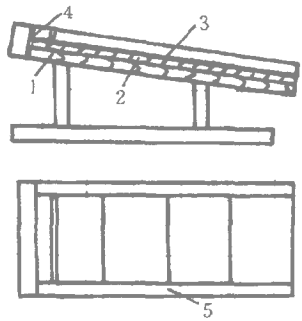


图 6-9　平面固定式混汞板

1 支架　2. 床面　3. 混汞板
4 矿浆分配器　5. 侧帮

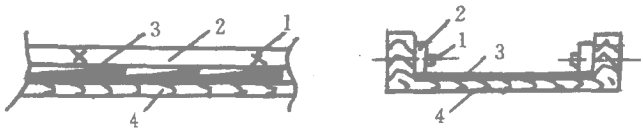


图 6-10　汞板连接方法

1. 螺栓　2. 压条　3. 汞板　4. 床面

254. 在混汞板操作中应注意哪些问题？

当矿石性质及混汞板条件确定后，操作条件则是影响混汞回收率的重要因素。操作者必须注意以下几个问题：

（1）给矿粒度。适宜的给矿粒度为 0.42～3.0mm 。对于呈细粒金存在的矿石其磨矿细度可小至 0.15mm。

（2）给矿质量分数。降低给矿质量分数，有利于提高金

的回收率，合适的给矿质量分数在 10%～25% 范围内，若与后续作业发生矛盾时，一般以后续作业所要求质量分数为准 。

（3）矿浆酸碱度。在碱性介质中，可有效地控制矿泥对金粒的污染，以利于汞对金的润湿。通常用石灰调节矿浆酸碱度，使其 pH 值维持在 8.0～8.5。

（4）汞的用量。汞的添加量应适宜，用量过高会降低汞膏的稠度和弹性，易造成汞膏及汞的流失；用量不足汞膏变得坚硬，降低其捕金能力。汞板首次涂汞量为 15～30g/m^2，每隔 6～12h，或每班补加一次，补加汞量一般为矿石含金量的 2～5 倍。1t 矿石消耗汞量 2～9g，处理含砷和锑的矿石时，汞耗量达 10～15g。总之，汞的用量多少及补加间隔时间长短，取决于混汞作业中应保持足够量的汞，以保证金粒在汞板任何地方都可被汞捕获。

（5）刮取汞膏。通常刮取汞膏的时间与补加汞的时间是一致的。刮取汞膏时先停止给矿，将汞板冲洗干净，并于专门的铁盘中，用硬橡胶板自汞板一端开始，向另一端方向逐渐刮取。刮取汞膏时不必太彻底，实践证明，汞板上留下一薄层汞膏有利于混汞，还可防止汞板“生病”。

255. 汞板“生病”怎么办？

汞板“生病”将导致降低乃至失去捕金能力。其主要症状有：汞板干涸，汞膏坚硬，说明汞量不足，及时补加汞即可消除；汞板上的汞出现粉化现象，矿石中硫和硫化物会与汞作用使之粉化，并在汞板上生成黑色斑点，使汞板的捕金能力丧失，尤其是有砷、锑、铋的硫化物存在时，这种现象

更严重；矿浆中溶解氧会使汞氧化，那么汞板上会有红色或桔红色斑痕；此外，还会有绿色的氢氧化铜等。国内多数矿山采取如下几种措施：①加大石灰用量抑制硫化物，有时pH达到12。②增大汞的添加量，使过量汞与粉化汞一起流走。③增大矿浆流速，让矿粒摩擦掉汞板上的斑痕。④可用2%氰化物溶液冲洗氢氧化铜绿斑，清除后用毛刷往原绿斑处涂一厚层银汞膏。⑤汞板上的黑斑可用4L水加5kg氯化铵、1.7kg熟石灰、0.25kg碳酸钠的混合物擦洗，黑斑出现应立即清除，否则难以处理。⑥汞板上的油污点可用2%～3%的苛性钠溶液清洗。

银汞膏的制备方法是：在10%～15%的硝酸银溶液中加入金属汞（金和汞的质量比为1:16），溶解后用鹿皮或帆布挤出液体，即得糊状银汞膏。

256. 汞膏如何处理？

汞膏的处理包括洗涤、压滤和蒸馏三个主要步骤。

（1）汞膏的洗涤。内混汞所得汞膏含杂质多，通常需用溜槽或淘金盘进行清洗。

从混汞板上刮取的汞膏比较干净，处理也较简单，可将其置于小瓷盘中加清水反复清洗，操作者戴上胶手套，用手不断揉搓，以便尽量洗去杂质。混入汞膏内的铁可用磁铁吸出。汞膏洗至光洁、明亮为止。然后用致密的布将汞膏包好送去压滤。

（2）汞膏压滤。汞膏压滤以除去多余的汞和获得浓缩的固体汞膏。小规模生产中，多用手工进行压滤，也可用螺旋式或杠杆式压滤器挤压。汞膏量大的厂，则采用风动或水力

压滤机工作。

挤压出来的汞中还含有 0.1%～0.2%的金，这种汞称为“回收汞”，将其再用于混汞作业效果比纯汞还好。

固体汞膏含金量取决于混汞金粒的大小。金粒越大含金量越高，高者可达 45%～50%，金粒细小则含金量降低到 20%～25%.

（3）汞膏的蒸馏。用蒸馏法将固体汞膏中金、汞分离。小型矿山多采用蒸馏罐（见图 6－11），大型矿山则多用蒸馏炉。

用蒸馏罐蒸馏时，应注意以下几个问题：①将汞膏装入蒸馏罐之前，预先在蒸馏罐内壁涂上浆状白垩粉或者石墨粉、滑石粉、氧化铁粉以防止金粒与罐壁黏结。②蒸馏罐中所装汞膏不宜过厚，一般为 40～50mm。过厚需延长加热时间，容易造成汞不能完全消除。③应缓慢升高炉温。汞和金的化合物分解温度为 310℃，而汞的沸腾温度是 356℃，两者很接近。升温过快，容易造成汞激烈沸腾而喷溅。当汞大部分已被蒸馏逸出后，可将炉温升高到 750℃～800℃，继续蒸馏 30min 左右，以便排出全部残余汞。

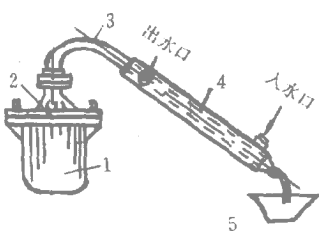


图 6－11　汞膏蒸汞罐

1. 罐体　2. 密封盖　3. 导出铁管　4. 冷却水管　5. 冷水盆

（4）蒸馏罐的引出铁管末端不要与下边冷却水相接触，以防当蒸馏末期，罐内呈负压时，盆里的冷水被吸入罐内发生爆炸。

（5）蒸馏工作场地应保持通风良好，以避免散出的汞蒸

气危害人体健康。

257. 含铜较高的置换金泥熔炼前应怎样处理？

选矿所得各种含金产品，金品位均较低，杂质多。为降低冶炼成本，提高冶炼回收率及成品金的成色，熔炼前一般需进行预先处理。其中对锌置换金泥通常用 10%～15% 的稀硫酸溶液进行酸洗除锌，当置换金泥中含铜较高时，可采用多段浸洗处理。某厂采用氨浸一碱浸一酸浸流程处理锌粉置换金泥取得成功。

将烘干的金泥首先以 14% H_2SO_4 加 3%～4% NH_4NO_3 的混合溶液进行两次搅拌浸出，以脱除铜和锌，然后用 10%～15% 的 NaOH 碱溶液进行搅拌浸出，目的是除去大部分的铅，这两步浸洗均在液固比为 7，温度在 85～90℃条件下进行，最后再用少量浓硫酸浸出一次进一步除杂。

操作过程中每步浸出前需将物料在 350℃以下进行烘干。每步浸出的反应时间应视杂质多少而定，通常需 2～3h。浸出结束采用过滤分离以充分回收微细金泥，所得滤饼均需用热水洗涤多次以最大限度地除杂。滤液和洗涤液视其有用成分的多少考虑综合回收。

此外，预处理过程中不仅放出氢气，而且由于含金物料中含有一些氰化物和硫化物，它们与酸作用生成剧毒的氰化氢和硫化氢气体，因此，搅拌桶应当是密闭的，并配备抽风设备。抽出的气体应用碱液充分洗涤以吸收有害气体防止污染。气体管道、排出口应该远离火源，避免明火和电火花引起氢气爆炸。

258. 阴极金泥如何进行冶炼前的预处理？

电解所得金泥通常杂质成分较简单，主要是阴极钢棉，生产实践表明，采用盐酸和硝酸处理不仅可除去杂质，而且还可将金泥中的银分离出来。具体操作如下：

首先，用热水洗去阴极泥中的氰化物和碱，将其沉淀物（或滤饼）用盐酸搅拌、浸泡 2～3 次以除去铁等杂质，然后用热水洗至中性，洗净的金泥（滤饼）再用硝酸溶液在加热、搅拌下溶浸银，直至银溶解完全后再将其烘干即可送去熔炼金。硝酸浸液及洗液去回收银。

硝酸浸洗时，先用 HNO_3 与 H_2O 体积比为 1∶5的稀溶液进行，此时因物料中银的含量高，所以溶解速度很快。随着银溶解，物料中银含量降低，后期可用 HNO_3 与 H_2O 体积比为 1∶1 的浓溶液进行浸泡以强化银的浸出。

两阶段反应式为

$$3Ag + 4HNO_3\ (稀) = 3AgNO_3 + NO\uparrow + 2H_2O$$

$$Ag + 2HNO_3\ (浓) = AgNO_3 + NO_2\uparrow + H_2O$$

可见，根据银含量的不同采用不同质量分数的硝酸浸出还可节约药剂用量。

净化后的金泥熔炼前需烘干，水分太高在熔炼过程中，大量水分迅速形成水蒸气在炉料中不能及时排出易产生“放炮”，造成崩溅损失；水分太低又会造成“飞扬”损失，所以掌握烘干物料水分至 10% 左右为宜。

259. 如何实现金的火法冶炼？

混汞法所得到的海绵金，重选法所得到的金精矿（重

砂）以及氰化法获得的金泥，在预处理之后通常都经火法冶炼后产出合质金。合质金可进一步精炼或直接交售银行。

冶炼时含金物料与熔剂相混合，在 1200℃～1300℃ 下进行熔炼，原料中的杂质与熔剂反应形成密度小的炉渣而与密度大的金、银分离，产出金银合金俗称合质金。

火法炼金的熔剂通常有硼砂、石英、碳酸钠、硝石和萤石等，硼砂和石英为酸性熔剂，主要与碱性矿物杂质造渣，而碳酸钠则是主要与酸性脉石矿物造渣的碱性溶剂，硝石是一种强氧化剂，在高温下分解出氧，使硫及其他贱金属氧化。萤石的加入可降低炉渣黏度，增加其流动性。

加入熔剂的种类及数量的多少决定了炉渣的渣型及酸碱度（硅酸度），直接关系到金、银冶炼的回收率。为生成密度小、黏度低、流动性好的炉渣，就根据冶炼原料的具体成分通过试验来确定熔剂的种类及用量。通常熔剂的加入量是金泥质量的 60%～100%，而熔剂中的硼砂与碳酸钠的质量比一般在 1:(0.6～2) 范围内波动。当炉温达到熔化温度后，应继续加温 20～30min，使熔渣流动性进一步提高，然后停止加热静置 10min 左右，有利于密度不同的炉渣和金银合金熔体分层。

由于金选厂就地产金的规模一般较小，所以冶炼设备多用坩埚炉，近年来黄金矿山所用中频（无铁芯）感应电炉冶炼金泥，不仅合质金质量高，而且金的冶炼回收率可达 99%以上。目前可供选择的中频炉见表 6－2 和表 6－3。

表 6-2 KGPS 电源装置技术参数

型号	输入				输出					坩锅
	相数	电压 V	电流 A	频率 Hz	相数	电压 V	电流 A	频率 Hz	功率 kW	容积 L
KGPS—30/1.5	3	380	60	50	1	750	65	1500	30	10
KGPS—50/1.5	3	380	100	50	1	750	130	1500	50	15
KGPS—100/1.5	3	380	200	50	1	750	250	1500	100	35

表 6-3 GWLJ 型中频感应炼金炉主要技术数据

型号	额定容量 kg（含金物料）	最高炉温℃	每炉熔炉时间 h	电耗 kW·h/炉
GWLJ10—30/1.5	30	1600	3	60
GWLJ15—50/1.5	50	1600	2.5	75
GWLJ35—100/1.5	100	1600	2	140

GWLJ10—30/1.5 型多用于合质金、成品金银熔铸及小型炭浆厂电解金泥冶炼，而 100kW 的中频炉主要用于锌粉置换金泥冶炼，50kW 的主要用于炭浆厂电解金泥或小型锌粉置换金泥的冶炼。

炉渣中通常还含一定数量（0.05%～0.1%）的金，故需堆存起来连同冶炼所用废坩埚等一并细磨，然后用重选法或混汞法亦可用氰化法再回收。

260. 碱氯法处理含氰废水时应注意什么？

碱氯法是在碱性溶液中利用次氯酸根的强氧化作用，将氰化物氧化成氰酸盐，以及进一步氧化分解成二氧化碳和氮的氰化物的消毒过程。所用药剂可以是漂白粉、液氯和次氯

酸钠等。

在使用碱氯法处理含氰废水时应注意以下几点：

（1）用液氯作氧化剂，氯瓶应置于有流动水通过的水槽中，以控制温度在 15～20℃下，保证液氯有效气化及其水解产物次氯酸的稳定性。

（2）严格控制 pH 值。由于反应开始时 pH 值急剧下降，初期必须连续加碱。实践表明，在反应开始 1～2min 内，废水由强碱性（pH＞12）迅速变成酸性（pH＝5 左右），所以必须及时检验调整 pH 使之在 10 之上，否则会有剧毒气体氯化氰（CNCl）逸出。

（3）药剂量应视废水中氰化物质量分数及杂质性质和含量而定。理论计算 CN、Cl 和 CuO 质量的比值为 1∶6.83∶5.4，但实际废水中还存在大量其他还原性物质和大量的金属离子，所以实际氧化剂用量往往是理论计算量的 1.5～2 倍，甚至更多，尤其用漂白粉作氧化剂时，考虑其有效氯的含量（往往只有 20%～25%）及安全系数，其用量要超过理论计算量的 5～6 倍。工业石灰质量差异更大，所以实际用量相差也很大，往往是理论用量的 3～4 倍。

（4）反应时需鼓入空气进行搅拌，处理一段时间（一般为 1h）后采样化验，达到排放标准，可将液体放入沉淀池进行沉淀，上清液外排，沉淀污泥转入干化场或进行过滤后进一步回收有用组分。若化验结果不合格，必须补加碱和氧化剂继续处理直至达到排放标准。

（5）近几年，在炭浆厂用液氯处理含氰矿浆时，改变过去先调 pH 值再加液氯的做法，而是先将液氯与石灰乳在搅拌条件下反应，这样会有足够的碱中和氯分解产生的酸，生

成稳定的次氯酸钙再与含氰矿浆接触反应，此过程易控制操作且能连续处理矿浆。

（6）当净化废液中余氯含量过高不能直接排放时，可继续延长反应时间，这种方法需要增加反应槽的容积。可以采用加入少量保险粉、大苏打或硫酸亚铁等还原剂均可起到除氯的作用。若条件允许时，可利用氯的杀菌作用，直接将净化废液排人生活污水中。

261. 如何用硫酸法回收氰化物？

含氰废水可用不同方法将其中的氰化物有效地回收,硫酸法则是常用方法之一，其设备联系图如图 6－12 所示。

首先将含氰废水用蒸汽间接加热至 25℃～30℃，然后经玻璃转子流量计送入混合器与浓硫酸混合使之酸化（pH＝2～3），酸化液扬送至分解塔，经塔内喷头均匀地喷布在塔内。为增加曝气效果，塔内装有填料，如聚氯乙烯点波薄板填料，与此同时从分解塔下方鼓入空气，使液体与空气呈逆流运动，于是经酸化分解出的氢氰气（HCN）被空气携带排出，经气水分离器脱出所含少量液体后从下部给入吸收塔（与分解塔构造一样），与上方喷洒下来的氢氧化钠（NaOH）溶液逆向流动，同时发生中和反应生成氰化钠溶在碱液中，从塔下方排出流回碱贮槽。吸收塔上方逸出的气体，经另一气水分离器通过鼓风机返回分解塔形成气体闭路。含氰化钠的碱溶液循环吸收，直至其中氰化钠质量分数达到 20％以上（此时碱度不应小于 1.5％）即可返回浸出系统，重新配制碱吸收液。

为提高氰的回收率，可进行二次或更多次分解一吸收循

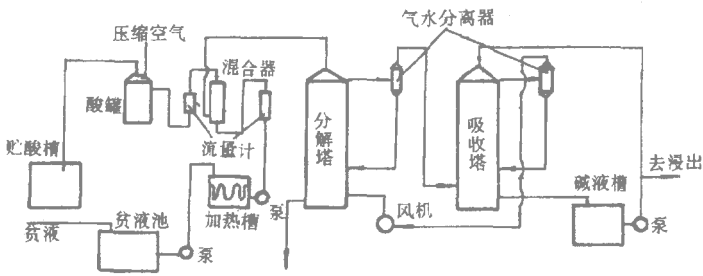


图 6－12　硫酸法回收氰化物设备联系图

环。此法最终废水通常不能达到排放标准，还需用碱氯法进行处理后方可排放。

当废水中含有有回收价值的金属离子时，应在系统中加以考虑。如含铜高时，可在加热前先与浓硫酸混合，之后送入沉淀槽，使铜沉淀后再加热进入回收系统。

浓硫酸的添加通常都是用硫酸泵，将硫酸从贮酸槽中泵入压力为 196kPa 的酸罐，然后用压缩空气将压力罐中的酸连续均匀地压入混合器，以保证密闭、安全作业。

碱液一般是在搅拌槽中配成 15% 的氢氯化钠溶液备用。

硫酸法回收氰化物，当废水中含氰在 500mg/L 以上时，回收率可达 85% 以上，不仅降低了氰化物的耗量，而且还节省了大量的处理费用，还可实现综合回收。

262. 含硫化铜矿物的铜矿石焙烧时，应注意什么？

由于铜的氧化矿物易溶于稀硫酸，生成可溶性的硫酸铜，故可用稀硫酸浸出法有效回收。但氧化铜矿石中往往含有一定量的硫化铜矿物，如铜蓝、黄铜矿等，为了提高铜的

浸出率，需将其氧化分解，通常采用焙烧的方法。焙烧过程应注意以下几点：

（1）焙烧物料粒度。尽管粒度越细其表面积越大，一般可提高反应速度，但太细了杂质的活度往往增加更快，会造成酸耗大幅度增加，且给后续除杂、过滤带来不便。故物料粒度在保证铜浸出率的条件下不宜过细。有些实践证明，物料粉碎至 -80 目即可。

（2）焙烧温度。既要使铜矿物氧化，又要尽量控制杂质的转化，焙烧温度是很关键的。如铜蓝，在高于 520℃时有强烈的氧化行为，同时在 538℃～550℃之间硫化铁也会分解，为了减少 Fe^{2+} 转入溶液，焙烧温度应控制在 520℃～530℃之间。

（3）搅拌和焙烧时间。焙烧时应不断搅拌，使矿粉最大程度地与空气接触，使之反应均匀、氧化完全，同时还可以加快反应速度，缩短焙烧时间。

263. 稀硫酸搅拌浸出氧化铜矿时，应掌握哪些操作？

用稀硫酸浸出氧化铜工艺，酸浸是该工艺的技术关键。这一工序应掌握以下几点：

（1）酸度和酸耗。酸度越大铜浸出率越高，当 $pH<1.5$ 时，此时杂质酸耗急剧增加；若 $pH>2.5$，虽杂质酸耗较小，但铜浸出率低，且此时 Fe^{3+} 已开始水解生成胶体 $Fe(OH)_3$，给后续过滤带来困难，所以一般来讲，浸出时应分批加药，控制 pH 值始终在 1.5～2 范围内。

（2）搅拌和温度。适度搅拌可加速传质过程的进行，提

高反应速度，但搅拌过强有时会影响矿浆的沉降和过滤，可采取低速或间断搅拌。提高温度有利铜浸出，不过亦会增加杂质的浸出，且消耗大量能量，所以浸出时温度一般保持在25～30℃为宜。冬季生产可以适当通人热蒸汽，既起加热保温作用，又起搅拌作用。

（3）浸出时间。浸出时间取决于矿石中铜的含量及杂质矿物性质。随浸出时间延长，铜浸出率提高，但杂质竞争溶解也增强、酸耗增加，加之考虑对后续作业的影响，最终确定一合适的浸出时间。通常搅拌酸浸时间控制在1～2h。

浸出后的过滤过程应采取保温措施，否则温度降低硫酸铜会因溶解度下降而析出细小晶体，它会堵塞滤布。滤饼用水洗1～2次后，视有无综合回收价值做适当处理。洗液配酸后返回浸出。

264. 怎样用离子沉淀法从硫酸铜溶液中除铁？

铁是硫酸浸出铜矿物时的主要杂质，除用铁置换得海绵铜外，在其他工艺中铁对后续作业及产品质量都有很大影响，所以必须进行净化，将铁降到一定程度。用离子沉淀法除铁是常用的净化法之一。

（1）氢氧化钡法。该法除铁，铁被氧化后最终呈难溶氢氧化铁形态析出。

将温度在50～60℃左右的硫酸铜溶液，在不断搅拌下，缓慢加入适量的双氧水，继续搅拌1h，然后静置。双氧水的量以铁完全氧化为准。静置1h后，加入工业级氢氧化钡的饱和溶液，边加边检测，直至溶液pH值为3.5～4为止。此过程需在加热、搅拌下进行，以加速生成铁的沉淀。然后

静置 8h 左右，待自然澄清后将液体与沉淀分离。

（2）硫酸钠法。将硫酸铜溶液移至带夹套的不锈钢反应釜中，调节 pH 为 1.5～2.0，加入适量的、质量分数 3% 的双氧水，边加边通蒸汽，加热至 80℃后，再加入适量硫酸钠晶体继续搅拌 5min。升温至 95℃后停止加热，静置 25min 后即有黄色的黄钠铁钒结晶沉淀析出。过滤分离即得合格溶液。该法除铁沉淀速度快，除铁率高，可除去 95% 以上的铁。所得晶体溶解度小、颗粒大，有利后续分离。

265. 如何提高硫酸铜的萃取率？

随着羟肟酸类萃取剂的研制成功，浸出一萃取一电积工艺已成为当前工业生产铜的重要方法之一。从稀硫酸浸出铜的溶液中萃取提铜以获得可直接电积的纯硫酸铜溶液。努力提高萃取作业的回收率对减少金属流失、降低生产成本有着重要意义。

（1）选择分配系数高的萃取剂，因萃取能力强可提高萃取率。如近些年来研制使用成功的 LIX34 萃取剂，对铜的萃取效果比 LIX64N 或 N－510 等更好。

（2）利用协同萃取效应，在有机相中加入少量另一种萃取剂，可大大提高萃取分配系数。如以 O－3045 萃取铜时加入少量的琥珀酸（OT），可使铜萃取率大大提高。

常用的协萃剂有 P_{204}、OT、TBP 等，加入量为 0.1%～10%，最高达 20%。

（3）一般来讲，提高萃取剂的质量分数可提高萃取率，当然最终质量分数不仅取决于萃取剂在稀释剂中的溶解度，而且还要保证经济上的合理性。通常有机相中萃取剂体积质

量分数为7%～10%。

（4）萃取体系确定以后，在经济上合理的前提下提高相比，即增大有机相的体积也是提高萃取率的有效方法。

（5）当总有机相的量确定后，还可将其分成若干份与水相逐级接触，或增加萃取的次数（级数）以达到最大的萃取率。

（6）萃取工作制度确定后，严格控制萃取时的pH值，是操作中的最重要的控制因素。实践表明，当用LIX64为萃取剂萃取铜时，当平衡pH值由1.5降到1时，有机相含铜由3.04g/L降到2.6g/L，铜的萃取率也由95.5%降到83.7%。通常控制pH值在1.5～2.0。

266. 怎样从净化后的硫酸铜溶液中制取硫酸铜？

除去铁后的硫酸铜溶液放入浓缩锅（不锈钢锅、镀铅铁锅、搪瓷锅）加热至沸，水分大量蒸发，待溶液浓缩至相对密度为1.4～1.5（45～50Be′），或溶液面上出现晶膜即可停止加热。

将浓缩液移入结晶缸或结晶池中，让其冷却，为加速晶体形成，可向母液中投入一块表面不规则的硫酸铜晶体，或在结晶缸外部用冻水强迫冷却。结晶过程一般需12～24h，将结晶体和母液过滤分离，并用水洗涤晶体除去残余母液。洗水和母液返回配酸。根据对产品质量要求确定洗涤次数，还可将结晶再溶解，重结晶，以提高纯度。

267. 怎样制造镀铅铁锅？

由于镀铅铁锅耐腐蚀性强、使用寿命长，且制作简单、

价格低，又可加热，所以适宜用做小规模溶液加热或反应器，如硫酸铜溶液增浓、净化等过程。将普通铸铁锅制作成镀铅铁锅方法如下：

（1）用砂布、砂纸等将铁锅内壁打磨干净，要求无锈迹、无污物。

（2）用 3%～5% 的盐酸溶液清洗干净，再用水洗去剩余酸，达到清洁、光滑的要求。

（3）放入锡块，用煤火加热，至锡熔化后转动铁锅，使液态锡均匀地流至锅的整个内壁，即完成内壁镀锡。

（4）再倒入预先熔化好的铅液，继续转动铁锅，再使铅均匀地附着于已镀锡层上，即制成镀铅铁锅。

必须注意清洗与镀层应连续进行，否则放置时间太长会使铁锅锈蚀。此外，转动铁锅时，用力和速度要均匀，才能保证铁锅内壁上镀层厚度均匀一致。

第七章　产品脱水

268. 选矿产品对水分有何要求，如何实现？

在湿法选矿厂，选矿产品（精矿、中矿和尾矿）大多数情况下都以矿浆形式存在。为了便于进一步处理和冶炼，充分回收利用水资源，对产品水分都有一定要求。

铁精矿：对烧结工艺一般要求水分在12%以下，球团法一般要求水分在10%以下；冬季为防冻其水分应降至9%以下。

有色金属精矿（铅、锌、铜、镍等）：水分一般要求在12%以下，冬季在8%以下。

选矿尾矿：为了便于输送和堆放以及利用回水，尾矿亦需进行必要的浓缩脱水。

在选矿生产过程中，有时后续作业对上一作业产品也有质量分数要求。为了达到上述要求，在选矿厂，选矿产品脱水是必不可少的生产环节。

脱水可分三个阶段：沉降浓缩、过滤和干燥。根据产品性质和对其水分的要求不同可在不同阶段完成。粗、中粒级产品，可直接用沉淀池、脱水筛或过滤等方法一段脱水。细粒产品，如浮选厂产品，常需要浓缩一过滤两段脱水，产品水分可达到8%～16%。若要求产品水分在6%以下时，还

需进一步干燥，即采用浓缩一过滤一干燥三段脱水流程。为回水利用水资源，降低供水费用及尾矿输送费用，要求尾矿脱水时，尾矿可采用浓缩一段脱水。若还对尾矿综合利用，如制砖等，则需采用浓缩一过滤两段脱水。

269. 什么是浓缩，哪些因素影响浓缩过程？

所谓浓缩系用某种方法，将较稀的矿浆密集为较浓的（即含水量不大的）矿浆的过程。浓缩设备主要有浓缩机、沉淀池、浓缩斗和浓密箱等。此外，某些分级设备（如水力旋流器、螺旋分级机）及选别设备（如磁力脱水槽、湿式弱磁筒式磁选机等）亦可用于浓缩脱水设备。

沉淀浓缩是选矿厂广泛采用的浓缩脱水的主要方法，它是借助矿粒自身重力之作用，从矿浆中沉淀出来的脱水过程。在这一过程中，矿粒沉降速度主要受到如下多种因素影响：

（1）矿粒性质，主要是矿粒的密度和大小。密度愈大的矿粒，沉降速度愈快，密度相同时，矿粒愈粗沉降速度愈快。最难沉降的是微细粒的矿泥，矿浆中固体颗粒愈细、含泥量愈大，沉淀愈困难。

（2）矿浆的黏度。矿浆黏度也明显影响着微粒的沉降速度，矿浆黏度又与矿粒粒度、质量分数等诸多因素有关。因此降低矿浆黏度是加速浓缩过程的重要方面。

（3）矿浆质量分数。矿浆质量分数越低，矿粒在沉降过程中相互干扰作用也小，有利于微细粒沉淀。

270. 如何加速矿浆中细粒的沉积浓缩过程？

矿粒在沉积过程中，矿粒尺寸对沉降速度影响很大。粗

粒（0.5～0.07mm）沉积很快，而细粒，特别是微细粒（－10μm）由于其重力作用被布朗运动和表面张力所平衡，且矿浆黏度也大，所以长时间处于稳定的分散状态。要加速这些微细颗粒的沉降，一般可采用如下措施：

（1）团聚。对于矿泥量较大的矿浆，可通过加入凝聚剂或絮凝剂使细泥团聚成较大的团粒，以加快它们的沉降。

凝聚剂多为无机化合物，如石灰、硫酸铝、氯化铁和硫酸铁等。它们在水中溶解后解离出的离子吸附于细泥颗粒表面，改变了细泥颗粒表面电性，从而破坏了微细粒子形成的分散系统的稳定性，使细粒在碰撞过程中聚集成大的团粒，质量增加，加快了沉降速度。

絮凝剂则是天然或人工合成的高分子有机物，如淀粉、糊精、聚乙烯醇等，它们是利用其大分子的“架桥”作用，将细泥颗粒联接成一个大的絮团而加速了沉降。目前使用最广泛的是聚丙烯酰胺，其用量在2～50g/m^{3}矿浆的条件下，其沉降速度可提高数倍至数十倍。

（2）加温。加温后的矿浆，由于其黏度的降低可提高细泥颗粒的沉降速度。大量试验证明，加热矿浆浓缩机的生产能力可提高10%～20%。为此，现厂使用浓缩机冬季保温也是很重要的。

271. 选矿厂可采用的浓缩机有哪几种，各有何特点？

当前选矿厂常用的浓缩机大致有三种：普通浓缩机、倾斜板浓缩机和高效浓缩机。

（1）普通浓缩机。普通浓缩机是选矿厂应用最多的浓缩

设备，按其传动方式分为中心传动式（小直径的）和周边传动式（大直径的）；按其工作面数量又可分为单层、双层和多层浓缩机。这类浓缩机结构简单，容易管理，生产可靠。但是由于其直径较大，故其占地面积大，且单位面积生产能力也较低。

(2）倾斜板（管）式浓缩机。倾斜板（管）式浓缩机是在普通浓缩机的圆筒池偏上部分，沿圆周方向装设了许多向浓缩机中央倾斜，与水平夹角约为 60° 的倾斜板（管）。这些措施加速了矿粒的分离，缩短了物料沉降时间，强化了分离沉降过程，提高了浓缩效率，减少了基建投资，其生产能力可提高约 3 倍。这类浓缩机由于其效率高，大大减少了沉降面积，更适用于细粒精矿和尾矿的浓缩脱水。但因其结构复杂，倾斜板易脱落、变形和老化，维护和操作较麻烦。

(3) 高效浓缩机。高效浓缩机除在圆池中装有倾斜板外，它具有专门的絮凝剂添加机构。实际上它不是单纯的沉降设备，而是结合泥浆层过滤特性的一种新型脱水设备，其直径可缩小为普通浓缩机的 1/3～1/2 ，占地仅为普通浓缩机的 1/9～1/4，而单位面积处理能力却增加了几十倍，是日益获得广泛应用的新型浓缩机。

272. 如何确定普通浓缩机的尺寸？

普通浓缩机的计算主要是确定浓缩池体的直径（沉降面积）和深度。其计算方法有三种：按单位面积处理量计算；按溢流中最大粒度沉降速度计算；用澄清试验分析法计算。现举例说明按单位面积处理量计算方法。

[例] 某金氰化厂每日处理原矿能力为 50t，原矿磨矿

后需进行浸出前的矿浆浓缩，问需要多大直径的浓缩机？

（1）计算浓缩机直径（所需总面积）

$$D=\sqrt{\frac{4F}{\pi}}=1.13\sqrt{F}$$

式中 D——浓缩机池体直径，m；

F——所需沉降面积，m^2。

$$F=Q/q$$

其中 Q——给入浓缩机的干矿量，t/d；

q——浓缩机单位面积处理量，$t/(d\cdot m^2)$；

可参照表 7-1 选取或参考类似生产厂的实际资料选取，本例参照类似厂选 $q=0.8t/(d\cdot m^2)$，所以

$$D=1.13\sqrt{F}=1.13\sqrt{\frac{Q}{q}}$$

$$=1.13\sqrt{\frac{50}{0.8}}=8.93\ (m)$$

取浓缩机直径为 9m。

表 7-1 浓缩机单位面积生产能力 q 值

被浓缩物名称	q ($t/(d\cdot m^2)$)	被浓缩物名称	q ($t/(d\cdot m^2)$)
机械分级机溢流（浮选前）	0.7～1.5	浮选铁精矿	0.5～0.7
氧化铜精矿和铅—铜精矿	0.4～0.5	磁选铁精矿	3.0～3.5
硫化铅精矿和铅—铜精矿	0.6～1.0	锰精矿	0.4～0.7
铜精矿和金铜黄铁矿精矿	0.5～0.8	白钨矿浮选精矿和中矿	0.4～0.7
黄铁矿精矿	1.0～1.2	萤石浮选精矿	0.8～1.0

续表

被浓缩物名称	q (t/(d·m^2))	被浓缩物名称	q (t/(d·m^2))
辉钼矿精矿	0.4～0.6	重晶石浮选精矿	1.0～2.0
锌精矿	0.5～1.0	浮选尾矿或中矿	1.0～2.0
锑精矿	0.5～0.8		

注：1. 表内数据系指粒度为 80%～95%—0.074mm，粒度大的取大值；

2. 排矿质量分数对铅、黄铁矿、铜和锌的硫化矿精矿等不大于60%～70%，其他精矿的质量分数不大于 60%；

3. 对含泥量多的细粒氧化矿精矿，指标适当降低。

(2) 计算池深。池深指溢流堰到池底锥顶的垂直距离，它包括池壁垂直高（H_c）和池底坡面高（H_p）。

池壁高一般取 $H_c=2.1\sim2.6$m（本例取 2.4m）；

池底坡面高（单坡） $H_p=D/2\mathrm{tg}\alpha$。

其中 α——池底坡面倾角，$\alpha=7°\sim9°$（本例取 8°）

所以

$$H_p=\frac{D}{2}\mathrm{tg}\alpha$$

$$=\frac{9}{2}\times\mathrm{tg}8$$

$$=4.5\times0.14=0.63\ (\mathrm{m})$$

浓缩池深度 $H=H_c+H_p$

$$=2.4+0.63=3.03\ (\mathrm{m})$$

273. 耙式浓缩机使用中应注意哪些事项？

浓缩机的管理工作虽较简单，但浓缩机是选矿厂重要设备之一，其运行状态往往影响到全厂生产。

为了保证浓缩机正常工作，操作者应注意如下事项：

(1) 新安装或大修后的浓缩机（空池），在给矿前应先

向池内注入 1/2～2/3 体积的水。

（2）浓缩机在给矿前先开动电动机，停止给料后方可停车，停车后应将耙架迅速提起，防止刮板被埋入浓缩了的矿浆中（压耙子）。再开车时，先开动电机，然后慢慢将耙架放下（且不可过快以免过载），直到运转正常。

（3）操作者应经常检查给矿量、给矿质量分数、底流质量分数和溢流质量，保持排料的连续均匀，当给矿量过大或给矿质量分数过高时，应及时调整排料量，防止溢流“跑浑”。

（4）当浮选精矿浓缩时，由于泡沫影响，给操作带来困难，预先应进行消泡或在溢流槽增设泡沫挡圈。

（5）在使用絮凝剂时，应注意其添加量和添加地点，以获得良好的效果。

274. 如何正确使用絮凝剂或凝聚剂？

正确选择和使用絮凝剂、凝聚剂对提高脱水效果、降低生产成本都是很重要的。

（1）药剂的选择。为了取得最佳的团聚效果，应选用有效而经济的絮凝剂或凝聚剂，即要求：对产品质量、工艺过程及环境均无影响；用量小，价格便宜，来源广；生成的聚团要有一定的强度。常用的凝聚剂有石灰、硫酸铁、硫酸亚铁、明矾、硫酸铝等。在天然或人工合成的高分子絮凝剂中，生产中使用最广的是聚丙烯酰胺（$3^{\#}$絮凝剂），此外还有淀粉、聚乙烯醇、糊精等。

（2）溶液配制。絮凝剂添加时一定要配制成稀溶液，根据添加量的大小一般配制质量分数为 0.1%～0.25%，有时

更低至 0.01%，最高达5%，计量后加入矿浆给入浓缩机。

（3）添加方式。按添加地点分为两种方式，即机外添加和机内混合。

机外添加：普通浓缩机添加絮凝剂有如下三种机外添加方式（见图 7－1）：①加入搅拌槽中，此时絮团受到强力搅拌；②加到泵出口处，絮团遭受泵出料的强力冲击；③加入混合溜槽中，絮团在矿浆流动下被输送。上述机外添加方式形成的絮团均易受到强力作用而破坏。为了改善絮凝效果，只好加大絮凝剂用量，增加生产费用。

机内混合器：机内混合器是当前最好的一种混合与絮凝形式，高效浓缩机改给矿筒为机械混合器（见图 7－2），使絮凝剂与矿浆在这里直接混合，采用下压式搅拌叶轮以保证絮凝剂在快速混合条件下形成均匀的絮团，且长大的絮团直接送入沉降浓相层，多级搅拌避免了颗粒短路，又解决了矿浆输送时絮团的破坏作用。多级添加絮凝剂是降低药耗、保证絮团强度所必要的。

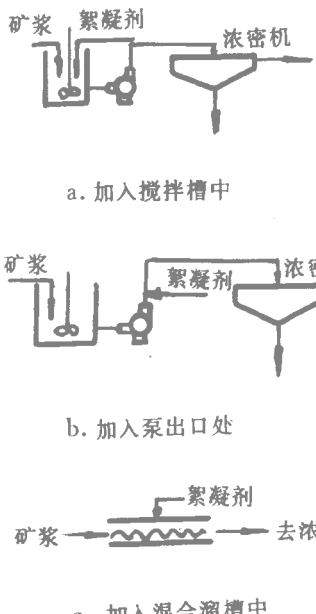


图 7－1　浓缩前絮凝剂的添加方式

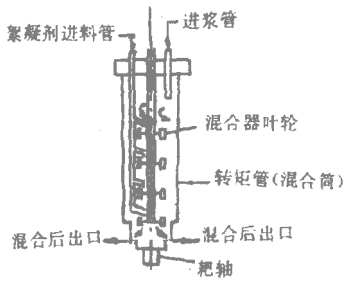


图 7-2　机械混合器

275. 普通浓缩机操作中可能发生的不正常现象有哪些？

浓缩机工作稳定，操作管理也简单，但它毕竟是选厂大型设备，其工作好坏与选厂生产有直接关系，普通浓缩机操作中可能发生的不正常现象有以下几种：

（1）小车在轨道上运行不平稳，速度变慢或打滑。周边传动式浓缩机，小车带动耙子在周边轨道上运行不平稳，变慢或打滑可能的原因是：浓缩机负荷过大（给矿太多）；轨道不平或接头不佳。应及时调整负荷，加大排矿；修整轨道。

（2）压耙。所谓“压耙”即耙子被沉积的泥矿埋住，其原因：给矿粒度过大（一般磨机跑粗造成）沉积物突然增多；矿量太大，特别是停车后仍然给矿；排矿管堵塞或排矿阀门开度太小。不论哪种原因压耙，都应将耙提起，加大底流排矿，减少池内积砂。

（3）中心盘发响。原因可能是：滑动滑环缺油和损坏，

应及时加油或修复；排矿口处有杂物卡住小耙。

（4）排矿管堵塞。一般是：排矿质量分数过大（或黏度变大）；管道坡度不够；矿浆中有杂物（如碎木块、布等）。

276. 在选用高效浓缩机时，应注意哪些问题？

高效浓缩机又称高处理能力浓缩机。尽管有其能力高、占地少、投资低等许多优点，但是目前仍不能全部取代普通浓缩机。如在以下几种情况下，还是采用普通浓缩机为宜：

（1）找不到合适的絮凝剂的矿浆。有些矿浆，絮凝剂对其无明显的经济效益或说经济上不合算，则不宜采用高效浓缩机。

（2）有些矿浆可压缩性较差，增稠缓慢，需更高压缩层，此时也不宜采用高效浓缩机。

（3）在工艺过程中，起缓冲作用，用以贮存矿浆的浓缩机一般应选普通型。

（4）由于高效浓缩机适合于中等质量分数底流的场合，故要求在底流质量分数太高时不宜采用。

（5）对于物料黏度过大，使倾斜板失效无法工作，以采用普通浓缩机为宜。

在将普通浓缩机改造为高效浓缩机时应注意如下几点：

（1）为了达到预期絮凝效果，应调整进浆质量分数，不宜过稠或过稀。

（2）矿浆从进浆管进入混合筒的落差要小，以免进浆把已沉降的泥矿搅起，影响溢流浊度。

（3）对进浆应进行除气和消泡，并清除油质等影响沉降的物质。为此可在进浆前增设曝气槽或水力旋流器。

（4）由于处理负荷较大，尽量考虑装设自动提耙或调整转速之装置。

277. 什么叫过滤，常用的过滤设备有哪些？

所谓过滤是利用具有许多毛细孔的材料（滤布或其他多孔透气的材料）作为过滤介质，使矿浆中的液体在一定压力差作用下，通过过滤介质成为滤液，固体留在介质上成为滤饼，从而使固体与液体完成分离的过程。

过滤过程是在过滤机中进行的，工业上应用的过滤机有多种，按过滤动力的不同，有真空过滤机、压滤机和离心过滤机。

（1）真空过滤机：依靠抽气设备造成的真空的抽吸作用进行过滤，选矿厂常用真空过滤机有：①筒型外滤式真空过滤机；②筒型内滤式真空过滤机；③筒型磁滤机；④盘式过滤机。

（2）压滤机：借助向矿浆和滤饼施加压力（泵加压、压缩空气加压、机械压榨）作为过滤动力。压滤机解决了细黏物料的过滤，连续工作的压滤机已越来越多用于细粒精矿、金矿氰化尾渣、置换金泥等作业中。

（3）离心过滤机：利用机体自身高速旋转产生的离心力，甩出滤液得到干滤饼。

278. 真空过滤机的滤液可采用哪几种排液方式？

真空过滤机的滤液排放系统是由真空泵、压气机及气水分离器等组成的，其间不同的组合形式构成了不同的排液方式。

过滤系统的排液方式通常有三种形式，如图 7－3 所示。其中图 7－3a 和图 7－3b 均为传统的排液方式，前者依靠离心泵强制抽出气水分离器中的滤液，排至体系外。为克服负压产生的真空吸力，离心泵需有较大的功率，故该系统能耗高。后者是在滤液管中水柱的静压力作用下，克服大气压力向外排出滤液，故滤液管高 H 应大于 9～10m 。配置不方便，且在排液口应设水封池或逆止阀，以防空气进入滤液管使其静压降低，失去排液能力，导致真空泵进水。

图 7－3c 表示的是我国研究使用的排液方式，其关键是

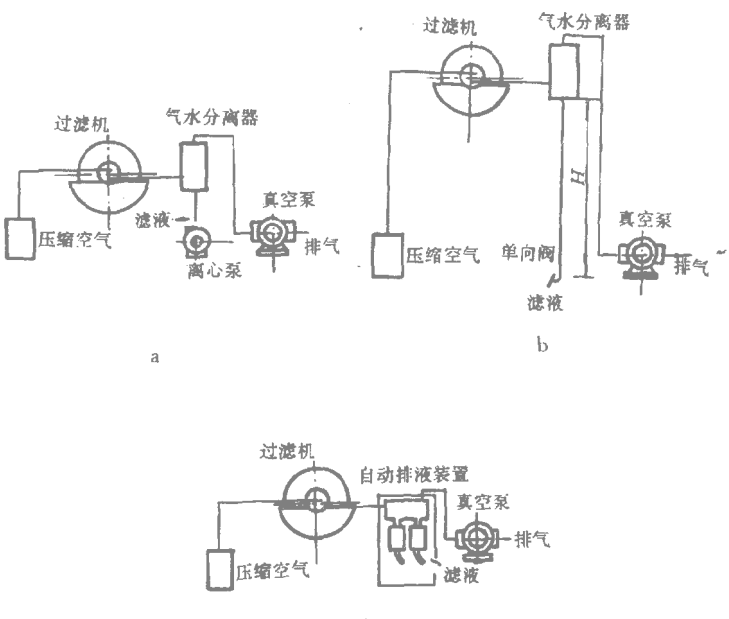


图 7－3　过滤系统排液方式示意图

以自动排液装置代替气水分离器，即简化了过滤系统的配置，又不需离心泵抽水，节省了动力，所以广为采用。

近些年来，不少过滤系统用真空泵的排气，代替压风机作为卸料用的鼓风，实现一机两用。此时应注意，真空泵排气应保持 9.8kPa 的压力，同时还应设置气水分离器，除去排气中的水份。

279. 改善细粒过滤效果的途径有哪些？

在过滤机生产中，为了达到尽可能高的过滤能力和获得含水尽量低的滤饼，取得较好的过滤效果，可通过以下三种途径：

（1）改变被过滤矿浆性质。被过滤矿浆性质对过滤效果有重要影响，主要是固体粒度和黏度。改善矿浆过滤性质可采用如下方法：①使用絮凝剂。当被过滤物料很细时，易在过滤一开始就在滤介表面形成一层密实的滤饼，造成滤布堵塞，使过滤难以进行。在矿浆中加入絮凝剂或凝聚剂，如 3# 絮凝剂、硫酸铝等，使细小矿粒团聚变成絮团，在滤布表面形成较疏松的滤饼，滤饼透气性好，可获得良好过滤效果。②提高矿浆质量分数。按照过滤过程的质量平衡得出的公式

$$W = V\frac{\rho S}{1 - S/S_c}$$

其中 W——滤饼产量；

V——滤液体积；

S——矿浆质量分数；

S_c——滤饼含固体量；

ρ——滤液密度。

可以看出矿浆质量分数愈高，即 S 值愈大，则滤饼产量 W 愈高。③加温。加温可使矿浆黏度降低，提高过滤速度。可将矿浆全部加热，加快滤饼形成，提高产量，降低水分。但加热全部矿浆很不经济，使用最多的方法是只加热滤饼，加速滤饼脱水，即向过滤机的滤饼直接喷蒸汽，既可有效降低滤饼水分，又可节约能耗。④使用助滤剂。以往所说的助滤剂就是向含极细固体物料的矿浆中“掺入”粗颗粒物料，从而改变滤饼的粒度组成，提高透水性。常用天然矿物凹凸棒石、膨润土、硅藻土等，或用它们与合成有机絮凝剂（如膨润土与 3#絮凝剂）配合使用作助滤剂改善料浆过滤性能。

人工合成的助滤剂又有表面活性剂型和非离子表面活性剂型，其助滤作用在于降低滤液表面张力，减小滤液在颗粒间隙中流动的阻力，达到强化过滤过程之目的。如国产 AF_1、AF_2 和 AF_3 助滤剂的使用，都取得明显效果，此外还有酸化油-3132、SP505 及 C_A603 等都有使用。

使用助滤剂应注意两个问题，一是矿浆需要适宜的 pH 值，否则不仅影响矿泥状态，还会加速助滤剂的分解而影响助滤作用。另一问题是，与其他药剂的“协同效应”类似，应探讨不同的助滤剂、或助滤剂与絮凝剂等混合使用的可能性以提高助滤效果。如聚乙二醇醚和 OT 型助滤剂、AF_3 与硫酸亚铁配合使用效果更好。

(2) 选择适宜的滤布。过滤布的选用对过滤机的效率和生产能力有重要影响。过滤布的选用应根据被过滤矿浆性质并通过过滤试验决定。对过滤布的主要要求是透气（水）性

好，不易堵塞，滤饼易脱落，强度大，耐磨蚀，使用寿命长。如用合成纤维滤布比棉布滤布表面光滑，吸水率低，可使滤饼易脱落、过滤能力高。

(3) 加强过滤机维护，进行合理操作。真空过滤机是靠真空的抽吸作用作为脱水的动力进行过滤的。保持过滤室的密闭性，使其具有较高的真空度是获得较高过滤效果的重要因素。在操作上，对过滤区和脱水区采用不同真空度，过滤区用较低的真空度形成的滤饼松散、孔隙度高，易过滤；当滤饼形成后进入脱水区再采用较高真空度进一步除去水分，又可提高产量。

280. 自动厢式（板框）压滤机如何操作，应注意哪些问题？

自动厢式（板框）压滤机因其工作压力大，生产能力高，滤饼水分低，过滤效果好，通常其滤饼水分比真空过滤机低 1/3 左右，所以愈来愈多地用于精矿脱水过程，有时可取消了干燥作业，减少能耗和污染，在一些企业（如黄金）的应用，还促进了生产工艺的变革。

自动厢式压滤机分为立式和卧式，均为周期性工作，自动连续进行。图 7－4 所示为卧式压滤机操作过程示意图。每个循环由滤板压紧、进料、压榨和洗涤、吹风、滤板拉开和卸料等阶段构成。亦可根据具体情况及工艺要求适当增减操作步骤。

为保证压滤机正常工作，操作时必须注意以下几个问题：

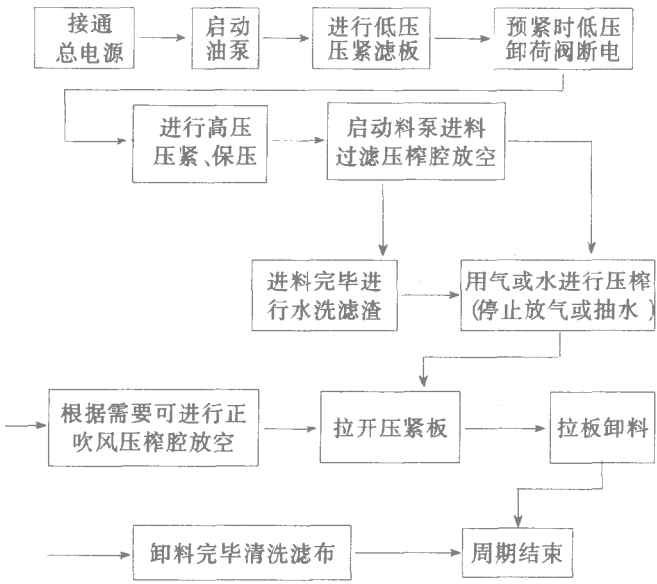


图 7-4　自动厢式压滤机操作顺序图

(1) 检查滤布有无破损，进料口是否安装好，以防漏料。

(2) 检查所有运动部件，保证动作灵活。

(3) 检查所有管道、接头、各部连接件，防止漏液、漏气。

(4) 进料量应根据物料性质、密度、容积等确定，进料质量分数通常为 40% ～60% **，进料压力一般为** 0.4～0.8MPa。

(5) 进料时压榨腔阀应打开，进料完毕必须关闭进料阀，以免回流。

（6）压榨时压力一般控制在 0.6～0.8MPa ，压榨完毕，气压榨时可放空排气，水压榨则必须用泵将水抽净，防止开厢时余水流入物料中。

（7）液压油缸由电接点压力表来控制，使液压系统实现自动保压，所以工作过程不能断电。

（8）开厢时，必须待压紧板到位后再行自动拉板卸料，以免损坏机件。

281. 自动厢式压滤机液压系统常有哪些故障，如何排除？

自动厢式压滤机液压系统常出现的故障、原因及排除方法如下：

（1）液压系统无压力或压力不足。①液压泵：液压泵反转，需调换转向；油量不足，应补油；零件磨损严重，间隙大或管路接头密封不严造成漏油，修复或更换零件，拧紧管接头。②溢流阀：弹簧变形或折断，需更换之；锥阀与阀座配合不严，调整或更换；滑阀在开口处卡住无法建立压力，应研磨使其移动灵活；阻尼孔堵塞，清除污物。③系统有漏油处，应修好保证密封（详见（4））。④压力表损坏造成无压力假象，换表。⑤油温过高黏度太低，查明发热原因采取相应措施（详见（3））。

（2）液压系统产生振动和噪声。①液压泵：泵轴与电机不同心，需重新按要求调整；联轴节松动，应拧紧；液压泵零件磨损严重，需更换；油量不足、吸油管密封不严造成吸空，或滤油器阻塞而吸油不畅，应添加油液、处理密封，清洗滤油器。②溢流阀：阀芯与阀体间隙过大，或有毛刺，或

有杂物，更换阀芯，调整间隙，清除毛刺和杂物；弹簧或阀座损坏，更换弹簧，修复阀座；阻尼孔被堵，洗净阻尼孔。③换向阀：电磁铁吸不严，需修理；阀芯卡住，清洗或整修；弹簧损坏或太硬，需更换。④液压缸密封过紧或加工装配误差造成运动阻力太大，适当调整密封松紧，更换或修理不合格零件，重新装配。

（3）液压油温度过高。①严重漏油引起容积损失过大，修理漏油处，保证密封。②运动零件的相对摩擦力太大，按装配要求加工零件及配装。

（4）系统漏油。①密封损坏或装反，更换密封件或改正安装。②管接头松动，需拧紧。③单向阀锥阀与阀座不严，或阀座损坏，研修或更换阀座。④运动件相对表面间隙过大，更换零件减少配合间隙。⑤压力调整过高，适当降低工作压力。

282. 如何对自动厢式压滤机进行维护和保养？

与其他设备一样，对自动厢式压滤机必须及时做好维护和保养工作。

（1）液压系统应定期进行检查，压力表要定期校验。定期补油、换油，做到液压油保质、保温、保量。液压用油多为20#机油，通常半年更换一次，在高温和多粉尘的情况下，应适当缩短换油时间。油温一般在35℃～60℃为宜，低于10℃需加热处理。

（2）运动部件始终保持良好润滑，按时注油同时清理污物，通常每班至少一次。轴承润滑黄油半年至一年更换一次。

（3）电气操纵装置要保持清洁，各元件要定期进行检查，保持其灵敏、安全可靠。

（4）停机后检查各连接零件有无松动，随时予以紧固。

（5）如机器长期停用，应擦洗干净，活动件及外露部分涂上防锈油，套上塑料机罩。

（6）维护保养及检修时，应切断电源，以防意外事故发生。

（7）经常做好机器的清洁工作和场地的整洁，保证工作通道畅通。

第八章　选矿生产检测

283. 选矿厂为什么要进行生产检测？

选矿厂工艺过程是一个连续的生产过程，除了原矿和最终产品（精矿和尾矿），中间产品很多，影响选矿过程的因素也很多。原矿和中间产品的质量发生变化或选矿过程的因素发生波动，都要影响选矿的结果和最终指标。

为了按班、日、旬、月、季、年衡量选矿厂的生产效果，做好金属平衡工作，掌握选矿过程中的数、质量界限；为了检查和了解各个生产环节的技术操作是否符合工艺要求；为了给选矿厂的管理人员、技术人员提供生产中存在的薄弱环节，以便及时发现问题、解决问题，促使生产正常进行，技术检测工作起着不可缺少的、举足轻重的作用。它是搞好生产技术管理、做好金属平衡、提高管理水平的一个重要手段。因此，每个选矿厂都必须进行一系列的生产技术检测工作，并视具体情况设立相应的组织机构，如质量管理料、技术检验科、技术监督站、检测组等。

284. 选矿厂生产技术检测主要包括哪些内容？

选矿过程需要检查的内容很多，随着选别方法的不同，其范围略有差异。大致的内容有：进厂原材料（如矿石、药

剂及其它消耗材料）及出厂产品数量和质量标准的按期检查；计量设备（包括各种皮带秤、磅秤、天平、仪表、地中衡等）定期校核；主要设备性能及工作状况的检查；药剂用量的检查与控制；工艺操作条件的检查，其中包括：①粒度分析，如矿山来的矿石块度、碎矿最终产品粒度、磨矿细度、分级机或旋流器溢流细度、入选矿石及产品的粒度等。②矿浆质量分数测定，主要是磨矿质量分数、分级机或旋流器溢流质量分数、人选矿浆质量分数等。③水分测定，包括原矿和精矿。④品位分析，包括原、精、尾矿班样品位及快速样品位。⑤浮选矿浆酸碱度的测定。

285. 对试验用的试样有什么要求，试样最小质量如何确定？

试验时要求试样既能全面地反映矿石中各种成分的含量、矿物组成、化学组成和物理性质等，又能保证试样采取和制备的经济与方便，也就是既不破坏试样的代表性、质量又不过大的最小试样。

试样的最小质量可按下式确定：

$$Q = Kd^2$$

式中 Q——试样最小质量，kg；

d一试样中最大矿块的粒度，mm；

K一矿石性质系数。它的值与金属品位、浸染特性、有用矿物价值及其他物理性质有关。 K 值可以通过试验确定。最常用的是 $0.1 \sim 0.2$。根据我国的经验，某些矿石的 K 值如表 $8-1$ 所示。

表 8－1　取样公式中 k 值某些经验值

矿石类型	K	矿石类型	K
铁　矿	0.1	脉锡矿	0.2
铜　矿	0.1～0.2	砂锡矿	0.2
钨　矿	0.2	磷　矿	0.15
钼　矿	0.2		

286. 常用的矿床取样法有哪几种？

矿床取样的方法比较多，但用于采取选矿试验样品的主要有刻槽法、剥层法、方格法、爆破法和岩心劈取法等几种，现分述如下：

（1）刻槽取样法：就是在矿体上开凿一定规格的槽子，将槽中凿下的全部矿石作为样品。槽的断面积较小时，可以人工凿取，断面积较大时，可先浅孔爆破崩矿，然后人工修整。刻槽应当在矿物组成变化最大的地方布置。刻槽的距离应保持一致，各槽的横截断面应相等。当矿物分布均匀时，多采取平行槽，不均匀时，多采用螺旋形刻槽。刻槽断面有矩形和三角形。槽深一般为 1～10cm，宽为 5～20cm。具体操作是：先扫清取样面，然后用凿子画出界限，在工作面上放上帆布或铁皮，以便接取试样，然后再进行刻槽取样。

（2）全面剥层取样法：如果一个巷道内所取的试样质量很大，而取样面积又很小，则应采用全面剥层取样法。其做法是：首先在工作面上铺上帆布，然后对整个矿体的暴露部分全部剥下一层，收集在帆布上作为试样。对细粒浸染矿石，其深度应为 10～25mm，对粗粒浸染矿石，其深度应为 50～100mm。

（3）方格取样法：该方法应用于取样面积较大的情况下。其做法是在取样表面上划成菱形的、方形的、长方形的格网，在格网的交点处取样。若有用矿物嵌布粒度及含量比较均匀，则取样点可以少一些，交点的距离可大于 2m；若嵌布粒度及含量不均匀，则取样点的数目要相应增多，交点间的距离则随着缩小。

（4）爆破取样法：一般是在勘探坑道内穿脉的两壁、顶板上，按照预定的规格打眼放炮爆破。然后将爆破下的矿石全部或缩出一部分作为样品。此法用于要求试样量大及矿石品位分布不均匀的情况，并且仅用于工业试验样品。

（5）岩心劈取法：当以钻探为主要勘探手段时，试验试样可以从钻探岩心中劈取。劈取时是沿岩心中心线垂直劈取 1/2 或 1/4 作为样品，所取岩心长度均应穿过矿床之厚度，并包括必须采取之围岩及夹石。

287. 怎样对静置料堆进行取样？

静置料堆的取样包括块状料堆和细磨料堆的取样。

（1）块状料堆取样有舀取法和探井法。①舀取法是在料堆面表布置一定数量的采样点，各点挖坑取样。将从这些点中采出的各部分矿样合并、混匀成为平均试样待用。当物料堆是沿长度方向逐渐堆积时，通过合理地布置取样点即可保证矿样的代表性。当物料是沿厚度方向逐渐堆积，以致物料组成沿厚度方向变化很大时，表层舀取法的代表性将很差。这时只能增加取样坑的深度，然后将挖出的物料缩分出一部分作为试样。②探井法，即在料堆上所布置的采样点挖浅井，从挖出的物料中缩分出一部分作为试样。由于在挖井时

对井壁要进行支护，所以取样费用比较大。③在矿车中取块状物料，可以用网格法布置若干采样点，用表面攫取法取样。取样点的数目视车箱大小、车箱数目和试样必需的质量而定。在车箱运输过程中易发生摇动和振动，使重矿物逐渐下沉而产生分层现象，此时应采用分层取样法。

（2）细粒粉状料堆的取样。①精矿取样，通常用探管取样。在精矿所占的面积内布点要均匀，布点数目越多，精确性越高，但过多的取样点，工作量增加，耗费过多的人力、物力，所以取样点的数目要视具体情况而定。探管应有足够的长度，每一取样点采取的数量基本相等，表层、底层都能取到。②尾矿取样，通常是在尾矿池（库）取样，最常用的方法是钻孔取样。可以是机械钻，也可以是手钻，或者用普通的钢管人工钻孔取样。取样的精度主要决定于取样网的密度，取样点之间的距离通常为 500～1000mm。一般可沿整个尾矿池（库）表面均匀布置，然后沿全钻孔取样。由于尾矿池（库）面积大，取样点多，取样数量大，对取出的样品，根据其用途不同，均需混匀缩分，得出适当的质量作为试样。

288. 对流动物料怎样进行取样？

流动物料是指运输过程中的物料，包括用矿车运输的原矿、皮带运输机以及其他各种运输设备上的干矿，给矿机和溜槽中的料流，以及流动中的矿浆。

最常用的采取流动物料的方法是横向截流法，即每隔一定时间，垂直于料流运动方向截取少量物料作为试样。取样的精度主要取决于料流组成的变化程度和截取频率。

（1）在运输皮带上取样。对选矿厂的固体松散物料（主要是原矿石），最常用的就是在运输皮带上取样。一般在磨矿机的给矿皮带上取样。取样方法一般是人工取样，即按一定长度，每隔一定时间（一般为 15～30min），垂直于料流运动方向，沿料层全宽和全厚均匀地刮取一份物料，将各次刮取的试样合并混匀作为试样。取样总时间由取样用途和质量而定，可以是几小时、一个班或几个班。

（2）矿浆取样。选矿试验和生产过程中流动的矿浆，一般按断流截取法采取，所用设备有人工取样勺和机械取样机。为了保证沿料流的全宽和全厚截取试样，取样点应选择在矿浆的转运处，如分级机的溢流堰口、管道口、溜槽口，严禁直接在管道、溜槽或贮存器中取样。

（3）在原矿运输中，可以每隔一定车数留取一车矿石作为试样，然后将每班所取的矿石混合拌匀，用四分法取出平均试样。该方法的缺点是原始试样的质量较大。

289. 用取样勺采取矿浆样时应注意什么？

常用的人工取样勺如图 8－1 所示。当用取样勺采取矿浆样时，为了保证采样的精确性，应注意以下几点：

（1）取样勺开口的宽度，至少应为试样中最大矿粒的 4～5 倍。

（2）取样勺应有光滑的内壁，且容易倾倒。

（3）取样时应使取样勺口垂直于矿浆流，对矿浆流全宽全厚横向等速截取。

（4）取样时需经过一定的、相等的时间间隔。

（5）取样勺倾倒之后，用清水冲洗，并将冲洗水倒入试

样之中。

（6）每一取样点应有专用的取样勺。

（7）取样勺容积应大于一次截取的矿浆量所需的容积。

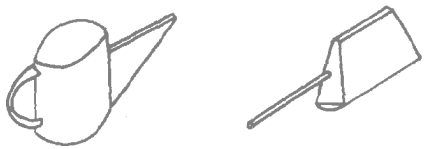


图 8-1　人工矿浆取样勺

290. 矿样混匀常用的方法有哪几种，怎样操作？

为了保证试样对原物料的代表性，在缩分前必须将其混匀。常用的混匀方法有环锥法、移堆法、滚移法、机械法等。

（1）环锥法。主要应用于质量为 250～2000kg 的粒度小于 50～100mm 试样的混匀。其操作过程是用铁铲将试样从四周铲向中心，堆成圆锥形，然后将圆锥中的矿样扒向四周，堆成大环，接着再将试样顺次堆成圆锥及圆环，如此反复几次，即可将试样混匀。

（2）移堆法。将矿样向一中心点徐徐倒下，形成一圆锥形矿堆，再将此矿堆沿同一方向从锥底两相对位置将矿样依次铲取放在附近另一中心点，又堆成新的圆锥形矿堆，如此重复数次，即可将矿样混匀，一般混合 3～4 次为宜。

以上操作可在扫净的水泥地面上或铁板上进行。

（3）滚移法。细粒、量又较少的矿样适用于此法混匀。先将矿样堆置在橡胶布的中心，然后提起布的一角，使矿样

在橡胶布上滚动。当滚过对角线一定距离后，再提起对应的另一角，使矿样做同样滚移。四个角都轮流提过后，重复数次即可。也可以用两手同时提起橡胶布对应的两角做滚动，再提起另外对应的两角做滚动，重复数次即可。

（4）机械法。可以在图 8－2 所示的混样筒内将试样混匀。实验室也可以利用筒形球磨机作为混样用。将球磨机内的球取出，把试样装入转动 5～15min 即可。

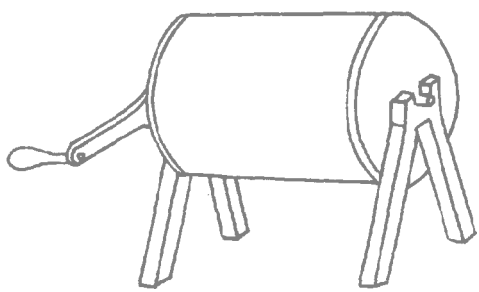


图 8－2　混样机

291. 矿样怎样进行缩分？

矿样混匀后，要进行缩分，以达到要求的样品质量。常用的方法是：

（1）四分法。此法是先将混匀的矿样堆成锥形，然后用薄板插至矿堆到一定深度后，旋转薄板将矿堆展平成圆盘状，再通过中心点划十字线，将其分成 4 个扇形部分，取其对角部分合并成一份矿样。如果矿量过大，可照此法再进行缩分，直到符合所需要的质量为止。

（2）二分器法。二分器是薄铁皮制成，如图 8－3 所示。

此法一般用于矿粒尺寸在 10mm 以下、质量又不大的物料的缩分。为了使物料顺利通过小槽，小槽宽度应大于物料中最大矿粒尺寸的 3～4 倍。使用时，两边先用盒接好，再将矿样沿二分器上端沿整个长度徐徐倒入，从而使矿样分成两份，取其中一份作为需要矿样。如量还大，再进行缩分，直到缩分到所需的矿量为止。

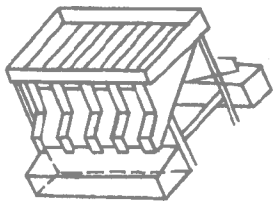


图 8-3　二分器

（3）方格法。将试样混匀以后摊平为一薄层，划分为许多小方格，然后用平铲逐格取样。为了保证取样的准确性，必须做到以下几点：一是方格要划匀，二是每格取样量要大致相等，三是每铲都要铲到底。此法一般用于粒度在 5mm 以下的细粒矿样，可同时连续分出多个小份试样，因而常用于取化学分析试样和浮选试样。

292. 怎样用刮皮带法测定原矿量？

在没有用摆式给矿机、又没有安装胶带秤的选矿厂，给入球磨机的原矿量通常用皮带刮取法来进行计量。具体做法是：预先准备好一块刮板（木的、金属的都行），长度固定，一般为 400～600mm，间隔一定时间，如 20min 或 30min，在皮带上用刮板刮取一次，将刮下的矿量用容器装好（严防泼洒），进行称重，并记录数字。在刮取时，必须注意在皮带的横断面上，在刮板长度范围内的所有物料（包括泥和水）全部刮取下来。对于速度慢的窄皮带（宽度在 650mm

以下），在保证刮取质量和安全的条件下，可以不停机进行刮取；对于速度快的宽皮带，为了保证刮取质量和人身安全，则需停机刮取。为了确保计量近乎准确，在条件许可时，可以在不同点一次分别刮取 2～3 段，进行称重取算术平均值。给矿量按如下公式进行计算：

$$Q=\frac{3.6qvf}{L}$$

式中 Q——每小时的给矿量，t/h；

q——刮板平均刮取一次的矿量，kg；

L——刮板的长度，m；

v——胶带运输机速度，m/s；

f——原矿含水系数（一般取 0.98，如含水较多时，需实测）。

293. 怎样测定产品的水分？

无论是原矿还是精矿，都含有一定的水分，因此必须对其中的水分进行测定。原矿和精矿中水分含量的测定是用烘干的方法，烘干的温度不宜过高，特别是含有硫化矿的样品容易氧化变质，因此温度一般在 100℃左右，干燥到恒重为止。恒重就是在 70～105℃ 温度下，相隔 20～30min，两次称量试样的质量相等，即可认为已达到恒重。湿重与干重之差再与湿重之比的百分数即为水分含量，计算公式如下：

$$W=\frac{Q_1-Q_2}{Q_1}\times 100\%$$

式中 W——试样中水分含量，%；

Q_1——湿试样的质量，g；

Q_2——干试样（恒重后）的质量，g。

294. 如何测定块状物料的密度？

大块的密度可以通过最简单的称量法进行，即先将矿块在空气中称量，再浸入水中称量，然后算出密度。介质一般采用水，也可用其他介质。称量可在精确度为 0.01～0.02g 的普通天平上进行，也可在专测密度用的密度天平进行。

（1）普通天平法。为了测定大块不规则形状的物体的密度，首先要测物体的干重，然后用细金属丝做一个圈套，将物体挂在灵敏的工业天平或分析天平横梁的一端，再将一盛水的容器放在一个桥形的小台上，小台应不会碰到秤盘，并使物体完全浸入水中而不致碰到容器。由于金属丝很难将物块套稳，因而最好用金属丝做一个小笼子，将待测物块放在笼内，如图 8-4 所示，笼子用一根尽可能细的金属丝做成的钩子挂在天平梁上，首先测笼子在水中的质量，然后测笼子同物体在水中的质量。这里没有考虑连结物体和天平梁的那根金属丝，由于金属丝很细，浸入水中部分的长度变化引起浮力发生变化很小，误差也很小，故可忽略。

由于矿块结构的不均一，测一块是不行的，必须测很多块，取多次测定的平均值。

计算公式如下：

$$\delta = \frac{G_3 - G_1}{(G_3 - G_1) - (G_4 - G_2)} \cdot \Delta$$

式中 δ——矿块密度；

G_1——笼子在空气中的质量；

G_2——笼子在介质中的质量；

G_3——矿块和笼子在空气中的质量；

G_4——矿块和笼子在介质中的质量；

Δ——介质密度。

（2）密度天平法。密度天平法和普通天平法原理相同，只是可以直接读出密度数值。国产的岩石密度计（WMG1－62型，北京地质仪器厂制造）的测量范围为 $1\sim7.5g/cm^3$。测量方法是：用细线将样品挂在左臂的挂钩上，在右边的秤盘内加砝码和片码，直到指针刚好指在刻度盘中央为止。然后把样品浸入盛水的容器中，使其全部浸入水中，但又不得碰到容器的底和壁，此时指针偏转角度的读数即所测得的密度值。

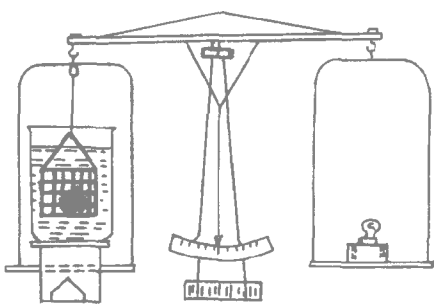


图 8－4　块状试样密度测定示意图

295. 怎样测定粉状物料的密度？

粉状物料的密度常采用密度瓶法。这种方法常包括煮沸法、抽真空法以及抽真空同煮沸法相结合的方法，三者的差别仅仅是除去气泡的方法不同，其他操作程序都是一样的。

主要仪器设备包括：烘箱、干燥器；分析天平，感量0.001g；密度瓶50～100ml；真空抽气装置。

试验步骤如下：

（1）称烘干试样15g，借漏斗细心倾入洗净的密度瓶内，并将附在漏斗上的试样扫入瓶内，切勿使试样飞扬或抛失。

（2）注蒸馏水入密度瓶至丰满，摇动密度瓶使试样分散，将瓶和用于试验的蒸馏水同时置于真空抽气缸中进行抽气，其缸内残余压力不得超过2cm的水银柱，抽气时间不得少于1h，关闭马达，由三通开关放入空气。

（3）将经抽气的蒸馏水注入密度瓶至近满，放密度瓶于恒温水槽内，待瓶内浸液温度稳定。

（4）将密度瓶的瓶塞塞好，使多余的水自瓶塞毛细管中溢出，擦干瓶外的水分后，称瓶、水、样合重得G_2。

（5）将样品倒出，洗净密度瓶，注入经抽气的蒸馏水至密度瓶近满，塞好瓶塞，擦干瓶外水分，称重得G_1。然后按下式计算试样密度

$$\delta=\frac{G\Delta}{G_1+G-G_2}$$

式中 G——试样干重，kg；

G_1——瓶、水合重，kg；

G_2——瓶、水、样合重，kg；

Δ——介质密度；

δ——试样密度。

密度测定需平行做两次，求其算术平均值，取两位小数，其平行差值不得大于0.02。

测定中需注意以下两点：①密度瓶必须事先用热洗液洗去油污，然后用自来水冲洗，最后用蒸馏水洗净。②为了完全除去密度瓶中水中的气泡，也可在抽真空的同时将密度瓶置于 60～70℃的热水中，使水沸腾，然后再冷却到室温下称量。

296. 如何测定物料的堆密度？

堆密度是指松散物料在自然状态下堆积时单位体积的质量（包括孔隙），常用的单位是 t/m^3。测定堆密度的主要目的是为设计矿仓等贮矿设施和一些运输设备提供依据。原矿以及粗碎和中碎产品，因其粒度大，其堆密度一般应在现场就地测定；细碎和选矿产品的堆密度，因其粒度小，可在试验室内测定。

堆密度的测定方法是：可以取任一经过校准的容器，其容积为 V，质量为 P_0。将容器中盛满物料至边沿，并刮平。切记不要摇动和振动，然后称出质量。如所盛物料及容器共重为 P_1，则堆密度 Δ 可用下式求出：

$$\Delta = \frac{P_1 - P_0}{V}$$

测定容器不应过小，否则准确性差。即使很大的矿块，容器边缘的长度最小也应比最大矿粒大 5 倍。为减小测定误差，应重复进行多次，取其平均值作为最终数据。若要求测定压实状态下的碎散物料的堆密度，则在物料装入容器后，可利用震动的方法使其自然压实，然后进行测定。

297. 选矿厂常用的测定 pH 值的方法有哪些？

选矿厂测定 pH 值常用的方法有 pH 试纸法、比色法、电位法和滴定法，这里仅介绍前三种方法。

（1）pH 试纸法。这是最简便的方法，其测定的 pH 值范围为 1～14。测定时，将试纸纸条的 1/2～1/3 部分直接插入矿浆中，经过 2～3s 取出，将试纸接触矿浆部分稍上部的变色程度与标准色版比较，即可测得矿浆的 pH 值。

利用 pH 试纸测定矿浆酸碱度，虽然精度低（±0.5），但因其使用方便、测定速度快，不需要任何仪器和计算，因而得到选矿厂的广泛应用。有不少选厂直接由浮选工进行测定。

pH 试纸在日光下与空气接触及遇酸碱性物质或气体，都会变质，故宜在严密干燥处储存，勿受潮。

（2）比色法，是在一定容积的矿浆滤液中加入几滴指示剂，将因此改变颜色的矿浆滤液与标准比色液（已知 pH 值）相对比，如果溶液的颜色与某标准比色液的颜色相同，那么该标准比色液所指示的 pH 值就是被测矿浆的 pH 值。比色测定法的精确度为 ±0.1。

（3）电位法。这种方法的原理是在待测溶液中插入两个电极，能够根据溶液中的氢离子质量分数的大小，产生相应的电位差来确定矿浆的 pH 值。这种方法的精度比比色法高，而且能够进行连续的测量，也可以进行远距离测量，并将测得的 pH 值自动地记录下来。用电位法测定矿浆的 pH 值时，勿需将矿浆过滤，可直接将电极浸入矿浆内。

电位法常用的测定仪器有电位计、 pH 酸度计、电 pH

测定仪等。在选矿厂用的比较多的是 pH 酸度计，使用时只需将电极插入矿浆中，即可准确、及时地反映出矿浆的 pH 值。

298. 浮选机（柱）的充气量怎样测定？

充气量通常用每平方米、每分钟充入的空气体积表示。选矿厂经常用的测定浮选机（柱）的充气量的方法有以下几种：

（1）量筒法。这种方法适用于粗略地测定矿浆中空气的充入量。具体做法是：取一个带刻度的 1000ml 的量筒，将量筒充满水。然后将一张白纸将量筒口盖住，用手掌托所盖的白纸。将量筒翻倒过来放入矿浆中，手掌和白纸同时离开量筒的下端，用秒表开始记录时间。此时量筒中的水逐渐被进入的气体所排走，待量筒中的水全部被气体所排净时，停掉秒表。然后用如下公式计充气量：

$$Q=\frac{60V}{St}$$

式中 Q——浮选机（柱）中的充气量，$m^3/(m^2\cdot min)$；

V——量筒充满水的容积，m^3；

S——量筒截面积，m^2；

t——气体充满量筒所需的时间，s。

按照以上方法重复测量 3～4 次，每次应在浮选机不同的位置，然后取平均值。这样测出的充气量才能较准确地反映出实际的充气量。

（2）日光灯管法。这种测定方法的测定原理及计算方法与量筒法相同，所不同的是，量筒法有两点不足之处：一是

量筒的长度比较短，当测量泡沫层比较厚的浮选槽时，给测量带来不便；二是量筒的口径较大，用手托住倒过来的量筒放入矿浆时，水容易从量筒中漏出来，影响测量的精度。而采用日光灯管则可以克服以上缺点。通常所用的是 40W 的日光灯管，将其一端密封盖去掉变为敞口，另一端保证严实不漏水。将日光灯管充满水测定其容积。然后采用与量筒法相同的方法进行测定，测定时插入矿浆深约 25～30cm。计算方法与量筒法相同。

299. 选矿厂为什么要进行流程考查，流程考查分为哪几类？

流程考查的主要目的是：①了解选矿工艺流程中各作业、各工序、各机组的生产现状和存在问题，并对工艺生产流程在质和量方面进行全面性分析和评价；②为制定和修改技术操作规程提供依据；③为总结各工序的设计和生产技术工作的经验提供资料；④查明生产中出现异常情况的原因，提出改进的措施和解决的办法；⑤某些选矿厂的流程考查资料可为设计提供依据。

流程考查大体分类如下：

①单元考查，对选矿工艺的某个作业进行测定，如破碎筛分流程考查、磨浮流程考查等；②机组考查，对两个以上互相联系的作业进行测定，如筛分和跳汰机组测定、水力分级和摇床机组测定等；③数质量流程考查，这种测定规模比较大，取样点多。根据工作量的大小不同，又可分为全厂流程考查和局部（主要段别）流程考查。

重选厂由于流程比较复杂，所以进行全厂流程考查较

少，而进行局部流程考查较多。

300. 选矿厂流程考查包括哪些内容？

流程考查的内容根据考查的目的要求而不同。但是，进行全厂性的流程考查，一般要提供如下资料：

(1) 原矿性质，包括化学组成、矿物组成、含泥率、水分、原矿石的真假密度（包括有用矿物、脉石和围岩）、原矿中有用矿物的嵌布特性。

(2) 数质量流程图，即根据考查测定的数据，计算出流程的数质量指标。数量指标包括产量、产率、回收率，质量指标包括富集比、品位。将这些指标列入流程图中，便获得了数质量流程图。

(3) 各主要设备的分选效率和操作情况。

(4) 各主要辅助设备的效率和操作情况。

(5) 全厂总回收率、分段回收率、最终产品各粒级的金属回收率及出厂产品质量情况等。

(6) 各设备规格及技术操作条件。

(7) 矿浆流程图，根据考查测定数据，计算出矿浆质量分数及耗水数量，并将这些数据列入流程图中即为矿浆流程图。

(8) 金属流失情况及其原因。

(9) 其他各项选矿技术经济指标。

301. 流程考查的步骤是什么？

流程考查可按如下步骤进行：

(1) 绘制详细的流程图。到现场了解情况，根据了解的

情况绘制出所要考查的详细流程图。

(2) 绘制流程考查取样计划图。根据详细流程图、流程考查的要求、流程计算的需要以及结合现场各作业点取样方便、安全可靠等情况绘制流程考查取样计划图。其中各取样点试样的最小质量应按公式 $Q = kd^2$（详见 P338 中 285 问）确定。

(3) 绘制流程考查人员分工表和所需工具计划表。根据取样流程图，结合现场情况和取样的难易情况分工。对人员的分工和所需要的工具要做出周密的计划，应考虑取样人员的活动范围不能太大，作业及矿石性质相似。总之，应该取样方便，使所取的矿样准确。

(4) 确定取样时间和取样次数。取样时间一般 4～8h，每隔 10～20min 取一次，如果试样质量要求大，可以每隔 5min 取样一次，质量分数小的矿浆取样次数也可以适当增加.

(5) 确定测定方法和分析方法。例如，质量分数测定采用干法还是湿法，筛析需要分成多少级，哪些级需要进行化学分析，分析哪些元素等等。

(6) 按流程考查计划进行取样、测定、计算、分析和研究。

302. 计算选别流程的数量与质量所必需的和充分的原始指标数目如何确定，确定取样点时应注意什么？

在确定取样点时，应按计算流程所必需的充分的原始指标数目而定。必需的原始数据数目可按下式求出：

$$N=(n-a)C$$

式中 N——计算流程所必须的原始指标数目（不包括已知的原矿指标）；

n——计算流程时所涉及的全部选别产品数目；

a——计算流程时所涉及的全部选别作业数目；

C——每一作业可列出的平衡方程式数目（单金属 $C=2$，双金属 $C=3$，三金属 $C=4$）。

在确定取样点时，应注意以下几点：

（1）选定的取样点应该是生产中最稳定的和影响最大的而且易于测定的产物。例如浮选这种得出两个产物的选别作业，应该选取精矿和尾矿的化验样。对于能够产出三种产物的重选作业，除了取精矿、中矿、尾矿的化验样外，还应该取精矿的质量样。

（2）在某些情况下，还可以多增加几个辅助取样点，以防某一取样点有问题时作为补充取样点。

（3）另外应根据生产特点和可能遇到的技术问题来确定取样点。

303. 流程考查中应注意哪些事项？

流程考查中应注意如下事项：

（1）注意设备的操作条件是否正常，测定应在设备正常运转时进行，考查过程中应详细记录设备运转及其他条件的变化情况。

（2）取样时注意切勿使矿浆溢出取样盒或取样勺。各样品不能随便倒出澄清的水。取样工具不能混用。所取试样应妥善保管，不得混入杂物。

（3）取样前认真核对取样点号码与标签是否相符。

（4）各项原始记录必须誊写清楚。

（5）筛析和水析样烘到含水 5%左右就要缩分，不得过分干燥，以免碎裂、改变粒度组成。

304. 流程计算的程序是什么？

取得必需的原始指标后，要进行流程的计算，计算的程序如下：

（1）对于全流程而言，应该由外向里算，即先算出整个流程的最终产物的全部未知数，然后再算流程内部的各个工序。

（2）对于工序（或循环）而言，应一个工序一个工序地计算。

（3）对产物而言，应先算出精矿的指标，然后用相减的原则算出作业尾矿指标。

（4）对指标而言，应先算出产率，然后依次算出回收率和未知的品位。

（5）计算方法就是根据各个作业进、出产品的质量（或产率）平衡和金属量平衡关系计算未知的产率、回收率和品位值。

（6）计算结果都要校核平衡，先校核产率，再校核回收率和金属含量。

（7）计算结果用图或列表格表示出来。

305. 流程计算完后，应进行哪些分析判断工作？

流程计算完之后，应进行如下分析判断工作：

（1）应根据历史资料和现场生产情况判断流程的合理性。

（2）根据设备性能和矿石特性，研究矿量在各设备上的负荷分配。

（3）根据矿石性质、筛分和化验结果，研究各主要选别设备的效率。

（4）研究主要辅助设备的效率及其对选别过程的影响。

（5）研究最终精矿质量情况和各粒级的特点，以提高产品质量。

（6）研究各作业的回收率和金属流失的主要原因。

（7）研究伴生有用矿物在选别过程中的综合回收问题。

（8）对流程、作业或设备等存在的问题提出可行的改进措施。

参 考 文 献

1 李启衡. 碎矿与磨矿. 北京：冶金工业出版社，1980

2 雷季纯. 粉碎工程. 北京：冶金工业出版社，1990

3 徐志明. 碎矿与磨矿. 北京：冶金工业出版社，1982

4 刀正超. 选矿厂磨矿工. 北京：冶金工业出版社，1987

5 王常任. 磁电选矿. 北京：冶金工业出版社，1986

6 刘树贻. 磁电选矿学. 长沙：中南工业大学出版社，1994

7 东北工学院选矿教研室. 磁电选矿. 北京：冶金工业出版社，1988

8 孙玉波. 重力选矿 北京：冶金工业出版社，1982

9 杨顺梁 林任英. 选矿知识问答. 北京：冶金工业出版社，1988

10 刘文华 选矿工人三百问 石家庄：河北金属学会，1983

11 胡为柏 浮选. 北京：冶金工业出版社，1989

12 龚明光. 浮游选矿. 北京：冶金工业出版社，1981

13 沈天骥. 浮游选矿. 北京：冶金工业部技工学校教材编审办公室，1985

14 陈桂海. 庐枞地区含铜氧化矿制备硫酸铜. 苏州：非金属矿，1992.5

15 任喜元. 景津等. 解吸液循环泵的高效利用. 长春：黄金技术信息，1995.5

16 黄金矿山实用手册编写组. 黄金矿山实用手册. 北京：中国工人出版社，1990.12

17 张明朴 氰化碳浆法提金生产技术，北京：冶金工业出版社，1994

18 中国矿业学会. 首届全国浸矿技术研讨会论文集. 北京：中国矿业学会，1992

19 黄礼煌. 化学选矿. 北京：冶金工业出版社，1990

20 徐天允，徐正春．金的氰化与冶炼．沈阳：沈阳黄金学院，1991
21 黄振卿，简明黄金实用手册．长春：东北师范大学出版社，1991
22 赵涌泉．氧化铜矿的处理．北京：冶金工业出版社，1982
23 沈宏灏 李兴禧选矿产品脱水技术．北京：中国选矿科技情报网，1984
24 郭迺熙．选矿厂辅助设备北京：冶金工业出版社，1981
25 许时．矿石可选性研究．北京：冶金工业出版社，1981
26 黄先本．选矿厂生产技术检验．北京：冶金工业出版社，1985
27 成清书．矿石可选性试验与检查．北京：冶金工业出版社，1981
28 崔锦舫．选矿厂生产检测和试验．北京：冶金工业部技工学校教材编审办公室，1981

出版者的话

随着社会主义市场经济的发展，对工业产品的种类、数量和质量要求越来越高，产品加工技术难度也越来越大，加之近年来一大批乡镇企业的崛起和老技术工人的大量退休，对青年工人的素质培训便成为当务之急。为进一步提高青年工人的操作技术水平，我们组织出版了《青工操作技术解疑丛书》。

这套书是由专业人员，特别是长期从事职业技术教育和工人操作技能培训的教授、工程师及部分经验丰富的工人技师编写。通过长期观察，发现具有中级和中级以上技术水平的青年工人在生产操作中经常遇到一些技术难题，而这些难题正是影响其技术进步的关键障碍。只有对具体疑难问题从理论和实践上进行剖析，拓宽解疑思路，提出解疑方法，才能进一步提高操作技艺水平。

本书内容是以劳动部《工人技术等级标准（通用部分）》中、高级工应知应会的要求为依据，从当前机械、冶金等行业工人队伍的实际出发，面向生

产第一线，从理论和实践两个方面解决青年工人在生产实际操作过程中遇到的一些疑难问题。

以“解疑”、“问答”形式出版这套普及读物，是一次探索和尝试。目前，国内尚未有类似读物出版。它的突出特点是使读者一目了然，直截了当解决实际问题。

因篇幅所限，不可能将某一工种的疑难问题全都列出。书中难免有不妥和疏漏之处。一经发现，敬请函告，以便再版时改正。

河北科学技术出版社

1998 年 10 月

前　言

本书是为从事选矿技术操作的青年工人编写的，目的是帮助他们解决在实际工作中所碰到的一些技术疑难问题。本书以问答的形式对各种主要选矿方法中经常碰到的一些操作技术问题从理论和实践两个方面进行了解答，提出了解决办法；对各种主要选矿设备经常产生的故障，分析产生的原因并提出排除故障的措施。本书具有较强的实用性和可操作性。

本书共分为八章。第一章是选矿基本知识，说明了选矿工艺的一些基本概念及术语；第二章是碎矿与磨矿，介绍了碎矿与磨矿的方法及设备；第三章是磁电选矿，说明了弱磁选矿、强磁选矿及电选方面的一些问题；第四章介绍的是重力选矿方面的内容；第五章介绍了浮选工艺、浮选药剂、浮选设备以及硫化矿、非硫化矿、金属矿及非金属矿在浮选中的一些具体技术问题；第六章是化学选矿方面的内容；第七章介绍了选矿厂产品脱水方法及设备方面的一些问题；第八章涉及的是选矿厂生产检测及选矿试验中的有关问题。

本书在编写过程中，文字尽可能通俗易懂，并尽量采用选矿生产现场习惯用语，内容深入浅出。适于选矿厂中、高级操作工人使用，亦可供其他选矿工作者参考。

本书第五章、第八章由苏成德编写，第一、三、四章由

李永聪编写，第六章由汪睛珠编写，第二、七章由许宏林编写。全书由郑权贵审校。

在编写过程中，编者参阅并吸收了有关专家的著作、论文、资料，在此致以衷心的感谢。

由于编者水平有限，书中难免有不妥之处，恳请各位专家及读者批评指正。

编　者

1998.10

[General Information]

书名=选矿操作技术解疑

作者=

页数=364

SS号=0

出版日期=

Vss号=60780685

封面页 1
书名页 1
版权页 1
前言页 1
目录页 1
第一章 基本概念 1
1.什么是选矿，选矿的目的和意义是什么？ 1
2.选矿方法有哪几种，各选矿法的要点是什么？ 2
3.选矿过程通常由哪些基本作业组成？ 4
4.选矿工人应熟悉哪些矿石学方面的知识？ 5
5.选矿专业常用哪几种工艺流程图，各有什么作用？ 7
6.产量、产率、品位、回收率和选矿比各是如何定义和计算的？ 11
7.选矿厂怎样计算平均品位或累计品位？ 13
第二章 碎矿与磨矿 15
8.矿石的粉碎在选矿厂有什么重要意义？ 15
9.“解离度”和“过粉碎”对矿物分选过程有何影响？ 16
10.什么叫破碎比，有几种计算方法，各适用于什么场合？ 16
11.衡量矿石的可粉碎性指标是什么，可磨性如何表示和测定？ 18
12.如何测定矿浆质量分数？ 20
13.怎样描述矿粒大小和分布规律？ 21
14.怎样测定细度？ 22
15.测定质量分数和细度的取样与操作中应注意哪些事项？ 24
16.如何绘制和使用累积产率粒度特性曲线？ 24
17.选矿厂常用破碎设备有哪些类型，各在什么情况下应用？ 27
18.颚式破碎机是如何实现保险和排矿口调节？ 29
19.怎样利用破碎机典型粒度特性曲线确定排矿口尺寸？ 30
20.颚式破碎机工作中常出现哪些故障，如何消除？ 31
21.颚式破碎机安装和操作时应注意哪些事项？ 32
22.怎样正确操作中细碎圆锥破碎机？ 33

23.圆锥破碎机工作时常发生哪些故障，如何排除？ 34
24.如何计算固定筛的生产能力和确定筛面的尺寸？ 36
25.提高筛分效率的途径有哪些？ 37
26.如何利用“等值筛分”工作制提高筛子的生产能力？ 39
27.如何选择筛孔形状？ 40
28.选矿厂磨矿作业的任务是什么，磨矿产品应满足什么要求？ 41
29.如何表示磨矿效率？ 42
30.常用的粉磨设备有哪些？ 43
31.怎样才能正确地选用常规磨矿机？ 44
32.磨矿机格子板起什么作用，对格子孔有何要求？ 45
33.如何确定最适宜的磨矿机给矿粒度？ 46
34.如何计算磨矿机利用系数？ 48
35.如何调节与控制磨矿的质量分数和细度？ 48
36.什么叫球磨机“胀肚”，其有何危害？ 49
37.如何及时判断球磨机将出现“胀肚”？ 50
38.磨矿机出现胀肚时应如何处理？ 51
39.磨矿机在什么情况下操作会导致磨机“胀肚”？ 52
40.装球制度不合理为何会引起磨矿机“胀肚”？ 54
41.如何测定磨矿机的装球量？ 55
42.怎样选择球磨机内装入球的大小？ 57
43.不同球径的装入球应如何配比？ 58
44.磨矿机的球耗是怎样计算出来的？ 61
45.分级的目的是什么，怎样合理地选择分级设备？ 62
46.如何调节和控制分级质量分数、分级溢流质量分数和细度？ 63
47.怎样理解磨矿机操作过程中的“高浓度、大翻砂、均给矿”？ 63
48.如何测定闭路磨矿中循环负荷？ 65
49.如何组织磨矿机的试车？ 66
50.磨矿机组启动和停车应遵循什么原则？ 67
51.何谓“事故停车”，什么情况下进行磨矿机组的事故停车？ 68

52.磨矿机组运转中的检查与维护包括哪些内容? 68
53.什么是“自磨”，自磨磨矿有什么特点? 70
54.何谓“顽石”，顽石处理方法有哪几种? 70
第三章 重力选矿 72
55.什么是重选、有哪些特点和应用? 72
56.根据作用原理不同重选分成哪几类作业? 72
57.各重选设备的人选粒度范围是多少? 73
58.怎样判断两种矿物重选分离的难易程度? 74
59.自由沉降、干涉沉降、沉降未速、等降颗粒和等降比各是如何定义的? 76
60.水力分级的基本原理是什么，在选矿中有哪些应用，常用设备有哪些? 77
61.选择和使用螺旋分级机时应注意些什么? 78
62.水力旋流器的构造和工作原理如何，在选矿中有哪些应用? 79
63.如何选择水力旋流器? 81
64.使用旋流器应掌握哪些要点? 82
65.水力旋流器与其他分级设备相比有哪些优缺点? 84
66.跳汰选矿分选过程和原理是怎样的，跳汰机分哪几类，有哪些应用应用? 85
67.隔膜跳汰机的操作要点有哪些? 86
68.摇床的基本构造、选分过程和工作原理是怎样的? 89
69.摇床选矿有哪些应用，有哪些优点和缺点? 91
70.摇床结构对其选择过程有什么影响? 92
71.摇床选择、安装和操作有哪些要点? 94
72.溜槽选矿的基本原理是怎样的，溜槽有哪几种，各有哪些应用? 96
73.选金用粗粒溜槽的构造和富集过程是怎样的? 98
74.铺面(布)溜槽的结构是怎样的，如何操作? 99
75.扇形溜槽和圆锥选矿机有哪些应用和特点? 100
76.螺旋选矿机的构造和分选过程是怎样的? 100
77.螺旋选矿机的操作要点有哪些? 102
78.螺旋溜槽和螺旋选矿机在结构、性能和使用等方面有哪些区别? 103
79.螺旋溜槽有哪些优缺点? 103

80.离心选矿机的构造和选分过程是怎样的？ 104
81.离心选矿机的操作要点有哪些？ 105
82.离心选矿机有哪些优缺点？ 106
83.什么是重介质选矿，常用的重介质有哪些？ 107
84.重介质选矿有哪些应用？ 108
85.常用重介质选矿设备有哪些，各有哪些应用？ 109
86.重介质选矿有哪些操作要点？ 110
87.什么情况下要进行洗矿？ 111
88.常用洗矿设备有哪些？ 112
89.风力选矿有哪些应用，有什么特点？ 112
90.常用的风力分选设备有哪些？ 113
第四章 磁电选矿 114
91.磁选的基本原理是怎样的？ 114
92.磁选有哪些应用？ 115
93.强磁性矿物有哪些磁性特点，对磁选过程有什么影响？ 116
94.弱磁性矿物有哪些磁性特点？ 117
95.磁铁矿氧化后其磁性有什么变化，什么是磁性率，如何计算？ 118
96.常见的铁矿物有哪几种，弱磁性的铁矿物怎样转化为强磁性铁矿物？ 119
97.我国铁矿石从工业类型方面可分为哪几种，各有何特点？ 120
98.磁选设备有哪些？ 122
99.磁选设备的磁场强度如何测量？ 125
100.弱磁场磁选机与强磁场磁选机的磁系结构有哪些不同？ 127
101.湿式弱磁场永磁筒式磁选机的磁系结构是怎样的？ 129
102.湿式弱磁场永磁筒式磁选机有哪几种，它们在构造、性能和应用方面有哪些区别？ 130
103.鼓筒式磁选机的鼓筒和筒皮外的保护层各起什么作用，用什么材料制作，为什么？ 132
104.什么叫磁系包角，什么叫磁系偏角，磁系偏角的大小对选择指标有何影响？ 133
105.半逆流型湿式弱磁场永磁筒式磁选机有哪几种水管，各起什么作用，各水量大小对选择指标有什么影响？ 135
106.湿式弱磁场永磁筒式磁选机的工作间隙(或称分选间隙)多大合适，如何测量和调整？ 136

107.湿式弱磁场永磁筒式磁选机常见故障有哪些，如何发现和消除？ 137
108.磁选设备用的永磁材料有哪几种，如何判断其性能优劣？ 138
109.铁氧体永磁块有哪些特点，在运输、保管和使用过程中有哪些注意事项？ 139
110.永磁磁选机的磁块如何进行粘接和固定？ 141
111.永磁磁块如何进行充磁？ 142
112.磁力脱泥槽安装基本要求和调节因素有哪些？ 143
113.永磁磁力脱泥槽常出现哪些故障？ 144
114.永磁磁力滚筒(磁滑轮)有哪些用途？ 144
115.影响磁滑轮选择指标的因素有哪些？ 145
116.磁团聚重选机的基本构造和工作原理是怎样的，操作要点有哪些？ 147
117.在哪些情况下要使用脱磁器，常用脱磁器有几种？ 148
118.工业上常用强磁场磁选机有哪几种，各有何应用？ 151
119.强磁选工艺有哪些特点？ 151
120.湿式电磁感应辊式强磁场磁选机的构造和选分过程是怎样的，有哪些应用？ 152
121.湿式盘式强磁场磁选机的基本构造及其分选过程是怎样的，有哪些操作要点？ 153
122.SHP型(仿琼斯型)湿式强磁场盘式磁选机开机和停机时有哪些注意事项？ 156
123.SHP型湿式强磁场盘式磁选机在设备维护及安全生产方面有哪些要求？ 157
124.平环式湿式强磁场磁选机有哪几种，基本构造和选分过程是怎样的？ 158
125.立环式强磁场磁选机构造是怎样的，有何特点？ 161
126.高梯度磁选机有几种，有哪些应用？ 162
127.周期式高梯度磁选机的构造和工作原理是怎样的，如何进行操作？ 163
128.磁选管有何用途，如何使用？ 164
129.细筛在选矿厂有哪些应用，常用细筛有哪几种？ 165
130.高频振动细筛的基本构造是怎样的，有哪些特点？ 166
131.电选的基本原理是怎样的？ 168
132.鼓筒式电选机操作要点有哪些？ 171
133.矿物的晶体结构、表面键能、表面润湿性与可浮性的关系是什么？ 173
134.矿物的表面电性与可浮性有何关系？ 174
135.浮选药剂在矿物表面有哪些吸附形式？ 174

136.浮选药剂分为哪些类型，各起什么作用？ 176
137.黄药的使用与保管应注意什么事项？ 177
138.黑药与黄药相比有哪些特点，如何利用这些特点？ 179
139.羧酸类捕收剂主要捕收哪些矿物，使用时应注意什么？ 179
140.石油磺酸盐和脂肪酸相比有哪些特点？ 180
141.怎样有效地使用胺类捕收剂？ 181
142.怎样提高水玻璃的选择性？ 182
143.石灰在硫化矿的浮选中有哪些作用，使用时应注意什么？ 183
144.石灰作为介质调整剂时怎样进行添加？ 184
145.氰化物在浮选中起何作用，有何缺点，使用时应注意什么？ 185
146.使用氰化物进行矿物分选时，如何掌握几个具体问题？ 186
147.氰化物为什么能抑制闪锌矿？ 187
148.采用亚硫酸及其盐类作为抑制剂应该注意什么事项？ 188
149.采用重铬酸盐抑制方铅矿应注意什么？ 189
150.硫化钠在浮选中起何作用？ 190
151.在使用硫化钠作为硫化剂时应该注意什么？ 191
152.硅氟酸钠在浮选中有哪些作用？ 192
153.偏磷酸钠在浮选中起什么作用？ 192
154.哪些药剂可以作为活化剂？ 193
155.如何选择起泡剂，常用的起泡剂有哪几种？ 194
156.浮选工艺对磨矿细度有什么要求？ 195
157.粗粒为何难浮，应采取什么工艺措施？ 196
158.细粒浮选困难的原因及采取的工艺措施是什么？ 197
159.矿泥对浮选有何影响，如何解决？ 198
160.矿浆质量分数对浮选有何影响，在生产中如何控制？ 198
161.矿物的氧化对其浮选性有何影响，控制其氧化程度的措施是什么？ 200
162.选择絮凝的过程及操作要点是什么？ 201
163.浮选药剂如何进行配制？ 202
164.怎样把高质量分数的药剂溶液稀释成低质量分数的药剂溶液？ 203

165.如何合理选择加药地点和加药方式？ 204
166.为什么要混合用药，混合用药的方案有哪几种？ 206
167.在浮选中怎样控制浮选药剂的用量？ 206
168.浮选药剂过量有什么危害？ 207
169.对浮选给药机的要求是什么，常用的有哪几种，各适用于什么情况？ 208
170.什么是“二次富集作用”，怎样有效地利用“二次富集作用”？ 209
171.浮选厂如何利用回水？ 210
172.在浮选操作中如何控制泡沫层的厚度？ 211
173.矿浆温度对浮选有何影响？ 211
174.什么情况下采用精矿再磨、尾矿再磨或中矿再磨？ 213
175.中矿有哪些处理方法？ 215
176.什么情况下适合采用混合浮选流程？ 217
177.什么情况下采用等可浮流程？ 218
178.混合精矿怎样进行脱药？ 219
179.怎样确定精选、扫选的次数？ 220
180.矿浆的pH值对浮选有何影响？ 220
181.如何控制搅拌强度和搅拌时间？ 222
182.水的质量对浮选有何影响，硬水如何软化？ 223
183.浮选时间对浮选指标有何影响，影响浮选时间的因素是什么，一般如何掌握？ 224
184.浮选操作的一般原则是什么，什么是“三度一准”和“三勤、四准、四好、两及时、一不动”操作法？ 224
185.如何控制泡沫的刮出量？ 225
186.浮选中出现“矿液面下落”和“跳槽”的原因是什么，如何处理？ 226
187.浮选工从哪些方面通过观察泡沫来判断浮选效果？ 227
188.矿化泡沫的“虚”与“实”反映了什么？ 228
189.矿化泡沫中气泡的大小与泡沫矿化的程度有什么关系？ 228
190.如何根据泡沫的颜色和光泽判断泡沫产品质量的好坏？ 229
191.通过对泡沫形态、脆性与黏性、音响的观察，可以发现浮选的什么情况？ 230
192.如何通过淘洗产品进行观察、鉴别产品的数量和质量？ 231

193.浮选工艺操作中常见的异常现象有哪些，产生的原因是什么，如何调整？ 232
194.对浮选机的基本要求是什么？ 233
195.我国常用的浮选机有哪几种，各有什么特点？ 234
196.维修浮选机主要应注意哪些方面？ 236
197.机械搅拌式浮选机常见的故障有哪些，如何处理？ 237
198.如何提高机械搅拌式浮选机的充气量？ 239
199.浮选机检修后在试车时应注意什么，在操作过程中应经常检查哪些部位？ 240
200.浮选柱在开停车时应注意什么事项？ 240
201.在浮选柱的操作中，会出现什么不正常的情况，怎样进行处理？ 241
202.怎样利用正浮选法选择铁矿石？ 242
203.怎样利用反浮选法选择铁矿石？ 243
204.如何采用选择絮凝反浮选法来处理细粒和微细粒贫赤铁矿石？ 244
205.白钨矿如何与硫化矿、辉钼矿、重晶石、萤石与方解石、石英等矿物进行分离？ 244
206.磷灰石如何与含钙的碳酸盐矿物分离？ 245
207.怎样进行萤石与石英、方解石和重晶石以及硫化矿物的分离？246
208.石墨浮选应该注意什么？ 247
209.如何采用浮选法对高岭土进行除杂？ 248
210.铜硫砂石一般分为几种类型，分别如何处理？ 249
211.铜硫铁矿有何特点，如何进行处理？ 249
212.铜锌分离困难的原因是什么，改善铜锌分离有哪些途径？ 250
213.铜铅分离的方法有哪些？251
214.选择铜铅混合精矿分离方法时应考虑哪些因素？ 252
215.如何进行精矿脱杂？ 253
216.浮选厂实验室的主要任务是什么？ 253
217.浮选试验前需要做哪些准备工作？ 253
218.浮选试验应掌握哪些操作技术？ 255
219.浮选试验一般包括哪几个步骤？ 257
220.浮选的条件试验包括哪几项？ 257
221.在浮选试验中如何进行磨矿细度试验？ 258

222.怎样进行pH值调整剂的试验？ 259
223.怎样进行抑制剂试验？ 260
224.怎样进行捕收剂试验？ 261
225.如何进行矿浆浓度、温度、浮选时间及精选试验？ 261
226.浮选闭路试验怎样进行操作？ 263
第六章 化学选矿 266
227.如何回收难选矿石中有用组分？ 266
228.怎样保证浸出作业有高的浸出率？ 268
229.如何用氰化物将金从矿石中浸出？ 269
230.怎样提高金的溶解速度？ 271
231.为什么有的含金矿石氰化浸出效果很差，怎么办？ 272
232.含铜高的金矿石应怎样处理？ 274
233.氰化浸出前矿浆需进行哪些方面的准备工作？ 274
234.如何实现矿浆的固液分离和洗涤？ 276
235.怎样操作多层浓密机？ 278
236.如何处理多层浓密机泥封槽常见的故障？ 279
237.置换用板框压滤机应如何操作？ 281
238.怎样选择贵液净化、脱氧设备？ 282
239.如何测定活性炭的活性？ 283
240.怎样测定活性炭的强度？ 285
241.炭吸附提金过程中常有哪些故障，怎样处理？ 285
242.炭浆法提金厂怎样提高已溶银的回收率？ 287
243.工业上有哪些可供选择的载金炭解吸方法？ 287
244.提高载金炭解吸率的途径有哪些？ 289
245.如何实现解吸液循环泵一机多用？ 290
246.金电解沉积过程的技术操作有何要求？ 291
247.解吸炭酸洗时应注意什么？ 292
248.如何实现活性岩的热再生？ 293
249.提高堆浸过程浸出速度的途径有哪些？ 294

250.如何实现粉矿制粒，制粒堆浸意义何在？ 296
251.怎样进行多段筑堆和分层筑堆？ 298
252.如何实现较粗金粒的回收？ 299
253.怎样安装混汞板？ 301
254.在混汞板操作中应注意哪些问题？ 302
255.汞板“生病”怎么办？ 303
256.汞膏如何处理？ 304
257.含铜较高的置换金泥熔炼前应怎样处理？ 306
258.阴极金泥如何进行冶炼前的预处理？ 307
259.如何实现金的火法治炼？ 307
260.碱氯法处理含氰废水时应注意什么？ 309
261.如何用硫酸法回收氰化物？ 311
262.含硫化铜矿物的铜矿石焙烧时，应注意什么？ 312
263.稀硫酸搅拌浸出氧化铜矿时，应掌握哪些操作？ 313
264.怎样用离子沉淀法从硫酸铜溶液中除铁？ 314
265.如何提高硫酸铜的萃取率？ 315
266.怎样从净化后的硫酸铜溶液中制取硫酸铜？ 316
267.怎样制造镀铅铁锅？ 316
第七章 产品脱水 318
268.选矿产品对水分有何要求，如何实现？ 318
269.什么是浓缩，哪些因素影响浓缩过程？ 319
270.如何加速矿浆中细粒的沉积浓缩过程？ 319
271.选矿厂可采用的浓缩机有哪几种，各有何特点？ 320
272.如何确定普通浓缩机的尺寸？ 321
273.耙式浓缩机使用中应注意哪些事项？ 323
274.如何正确使用絮凝剂或凝聚剂？ 324
275.普通浓缩机操作中可能发生的不正常现象有哪些？ 326
276.在选用高效浓缩机时．应注意哪些问题？ 327
277.什么叫过滤，常用的过滤设备有哪些？ 328

278.真空过滤机的滤液可采用哪几种排液方式？ 328
279.改善细粒过滤效果的途径有哪些？ 330
280.自动厢式(板框)压滤机如何操作，应注意哪些问题？ 332
281.自动厢式压滤机液压系统常有哪些故障，如何排除？ 334
282.如何对自动厢式压滤机进行维护和保养？ 335
第八章 选矿生产检测 337
283.选矿厂为什么要进行生产检测？ 337
284.选矿厂生产技术检测主要包括哪些内容？ 337
285.对试验用的试样有什么要求，试样最小质量如何确定？ 338
286.常用的矿床取样法有哪几种？ 339
287.怎样对静置料堆进行取样？ 340
288.对流动物料怎样进行取样？ 341
289.用取样勺采取矿浆样时应注意什么？ 342
290.矿样混匀常用的方法有哪几种，怎样操作？ 343
291.矿样怎样进行缩分？ 344
292.怎样用刮皮带法测定原矿量？ 345
293.怎样测定产品的水分？ 346
294.如何测定块状物料的密度？ 347
295.怎样测定粉状物料的密度？ 348
296.如何测定物料的堆密度？ 350
297.选矿厂常用的测定pH值的方法有哪些？ 351
298.浮选机(柱)的充气量怎样测定？ 352
299.选矿厂为什么要进行流程考查，流程考查分为哪几类？ 353
300.选矿厂流程考查包括哪些内容？ 354
301.流程考查和步骤是什么？ 354
302.计算选择流程的数量与质量所必需的和充分的原始指标数目如何确定，确定取样点时应注意什么？ 355
303.流程考查中应注意哪些事项？ 356
304.流程计算的程序是什么？ 357

305.流程计算完后，应进行哪些分析判断工作？ 357
附录页 1