《农业机械化丛书》

出 版 说 明

在全国人民高举毛主席的伟大旗帜，贯彻执行以华主席为首的党中央抓纲治国的战略决策，团结战斗的大好形势下，为了大力宣传毛主席关于“农业的根本出路在于机械化”的教导，普及农业机械化知识，提高农业机械化队伍的思想、技术水平，发挥亿万群众的积极性和创造性，大搞农业技术改革，加快农业机械化的步伐，以适应普及大寨县和一九八〇年基本上实现农业机械化的需要，中央和地方有关出版社联合出版这套《农业机械化丛书》。

《农业机械化丛书》包括耕作机械、农田基本建设机械、排灌机械、植物保护机械、运输机械、收获机械、农副产品加工机械、化肥、农药、塑料薄膜、林业机械、牧业机械、渔业机械、农村小型电站、半机械化农具、农用动力、农机培训、农机管理、农机修理、农机制造等二十类。可供在生产队、公社、县从事农业机械化工作的贫下中农、工人、干部、知识青年和技术人员参考。

本书属于《农业机械化丛书》化肥类。

目　录

第一章　绪论 …… 1
第一节　磷的用途 …… 1
第二节　矿物和矿石 …… 1
第三节　选矿的任务 …… 2
第四节　选矿方法及选矿过程 …… 3
一、选矿方法 …… 3
二、选矿过程 …… 4
第五节　选矿的主要工艺指标 …… 4
第二章　磷矿石的破碎与磨矿 …… 7
第一节　概述 …… 7
一、破碎与磨矿的目的 …… 7
二、破碎和磨矿阶段 …… 8
三、破碎比 …… 8
第二节　磷矿石的破碎 …… 9
一、颚式破碎机 …… 10
二、圆锥破碎机 …… 12
三、对辊破碎机 …… 19
第三节　筛分 …… 21
一、棒条筛 …… 22
二、振动筛 …… 24
三、共振筛 …… 26
第四节　破碎流程 …… 27
第五节　磨矿 …… 29
一、磨矿机的工作原理 …… 29

二、球磨机的构造 ……30
三、影响球磨机生产的主要因素 ……34
四、球磨机的操作及维护 ……39
第六节 分级 ……40
一、螺旋分级机 ……40
二、水力旋流器 ……44
第七节 磨矿流程 ……50
第三章 磷矿的浮选工艺 ……53
第一节 浮选的基本原理 ……53
一、浮选过程 ……53
二、矿物表面的润湿性 ……54
三、矿粒向气泡上的附着 ……55
四、矿粒与气泡附着时间的影响因素 ……56
五、矿化气泡的上浮速度 ……57
六、浮选速度 ……57
第二节 浮选药剂 ……58
一、捕收剂 ……58
二、起泡剂 ……61
三、调整剂 ……61
第三节 磷矿浮选的工艺条件 ……64
一、磨矿细度 ……64
二、矿浆浓度 ……67
三、药剂制度 ……68
四、充气和搅拌 ……71
五、浮选时间 ……71
六、水的质量 ……72
七、矿浆温度 ……73
八、浮选流程 ……73
九、低品位磷矿浮选流程及评述 ……80

第四节　浮选机械 ……81
一、浮选柱 ……81
二、机械搅拌式(XJK 型)浮选机 ……84
第五节　选矿产品处理 ……87
一、浓缩 ……88
二、过滤 ……93
第四章　磷矿的选矿实践 ……97
第一节　硅质磷灰石矿的选矿实例 ……97
一、辽宁省某磷铁矿 ……97
二、河北省马营磷矿 ……100
三、辽宁省城山磷矿 ……102
四、福建省洋墩磷矿 ……105
五、山东省秦里磷矿 ……109
六、山东省某中学磷矿 ……110
七、山东省雪野磷矿 ……111
第二节　硅钙质磷灰石矿的选矿实例 ……113
第三节　硅质胶磷矿的选矿实例 ……115
第四节　硅钙质胶磷矿的选矿实例 ……118
第五节　选矿厂生产成本的核算 ……122
第六节　低品位磷矿选矿的几点体会 ……124
第五章　磷矿选矿厂的生产控制检验 ……129
第一节　碎矿工段的检验与调整 ……129
一、碎矿工段的检验及操作方法 ……129
二、碎矿流程的调整 ……132
第二节　磨矿分级的检验 ……135
一、球磨机处理矿量的检验 ……135
二、磨矿浓度的检验 ……136
三、磨矿细度的测定 ……137
四、分级返砂量的测定 ……140

五、分级效率的测定 ……142
六、磨矿分级流程的调整 ……143
第三节 浮选作业的检验 ……144
一、浮选浓度的检验 ……144
二、矿浆温度的检验 ……144
三、矿浆酸碱度(pH值)的测定 ……144
四、加药量的测定 ……145
五、充气量的测定 ……145
六、搅拌时间的测定 ……146
七、浮选时间的测定 ……146
八、浮选作业的调整与操作 ……147
第四节 流程考察与计算 ……148
一、流程考察的目的 ……148
二、流程考察前的准备工作 ……149
三、流程考察的方法 ……149
四、结果计算 ……149
第六章 磷矿选矿厂的建设 ……157
第一节 选矿厂建设前的准备 ……157
一、矿山采样的目的要求 ……157
二、矿石可选性试验 ……159
三、选矿厂生产能力的确定 ……160
四、选矿厂厂址选择 ……160
第二节 选矿厂工艺流程与设备的选择及计算 ……161
一、破碎筛分流程的选择及计算 ……161
二、磨矿分级流程的选择及计算 ……173
三、浮选工艺流程的选择及计算 ……185
第三节 尾矿设施 ……197
一、选择尾矿场的一般原则 ……197
二、尾矿的运输 ……198

三、尾矿的堆置 ……198
四、尾矿池的构成形式 ……198
五、尾矿池的结构 ……199
六、尾矿池容积的计算 ……200
七、尾矿在池内的排放方式 ……200
第四节 总平面布置 ……201
第五节 选矿厂设备配置实例 ……202

第一章 绪 论

第一节 磷的用途

磷矿石的用途较多，可以制取磷肥，也可以制取纯磷（黄磷、赤磷）、磷酸及其它化工原料。含氟的磷矿石，在制肥过程中，还可以回收氟。赤磷可做火柴的原料。黄磷有剧毒，可以制造农药。磷酸是制取高效磷肥及各种磷酸盐的原料。磷酸盐用于制糖、陶瓷、玻璃、纺织等工业上。如磷酸钠（$Na_3PO_4 \cdot 12H_2O$）、磷酸二氢钠（$NaH_2PO_4 \cdot 12H_2O$）可做净化锅炉用水的净化剂，后者还可以制造人造丝。六聚偏磷酸钠（$Na_6P_6O_{18}$）可做水的软化剂和金属防腐剂。磷的有机衍生物用于医药工业。此外，在冶金工业中炼制磷青铜等都要用磷。

第二节 矿物和矿石

地球的外壳是由各种岩石组成的，不同的岩石又是由各种不同矿物组成的。矿物就是地壳中具有固定化学成分和物理性质的天然化合物或自然元素。

能够为人类利用的矿物，叫做有用矿物。含有有用矿物的矿物集合体、如其中有用成分的含量在现代经济技术条件下能够回收加以利用时，这个矿物集合体叫做矿石。矿石的概念是发展的，随着工业技术的不断发展和国民经济日益增长的需要，过去由于有用成分含量低，而被认为

是废石的，现在可做矿石进行利用。例如磷矿，过去的工业指标把磷矿石的品位(五氧化二磷的含量)定为百分之八，低于百分之八的都被当做废石。现在各地把含五氧化二磷 3～4% 的低品位磷矿都利用了，就变成了矿石。

矿石的种类很多，划分种类的方法也较多，大致可分为金属矿石和非金属矿石。磷矿石就是属于非金属矿石中的一种，它的分类方法也较多，从选矿加工的角度大致可按两种方法划分。(1)按矿石中有用矿物的结构特点，可分为晶质磷灰石矿和胶质磷矿两种。(2)按矿石中脉石矿物的化学成分及含量，磷矿石又分为硅质、钙质和硅钙质三类。

由于矿石的品位不同，工业上处理方法也不同，所以习惯上，根据矿石中有用成分的含量不同，又分为富矿石和贫矿石。富矿可直接为工业利用，而贫矿一般要进行选矿处理，提高品位后，再利用。

第三节　选矿的任务

目前从矿山开采出来的低品位磷矿，含五氧化二磷(P_2O_5)，一般在 2～5%。这样的矿石一般要进行选矿处理，将矿石中的脉石与有用矿物分开，使磷富集后(即提高品位)再为工业利用。

矿石中往往含有多种有用成分(如磷矿石中常含有铁、钛、钒和稀土元素等)。为了充分利用国家矿产资源，满足社会主义建设的需要，必须尽可能地将它们分别选出、回收，合理地利用矿石中的各种有用成分。这就叫做综合利用。

此外，矿石中除了主要有用成分外，常常含有影响有

用成分利用的有害杂质。例如在磷矿石中的铁和铝或在铁矿石中的硫和磷等。这些杂质一般需要在制肥和冶炼之前用选矿的办法除去。

因此，选矿的任务就是分离有用矿物和脉石，把共生的有用矿物尽可能地相互分离成为单独精矿，除去有害杂质，充分地经济地最合理地利用国家的矿产资源。

第四节　选矿方法及选矿过程

选矿是根据矿石中各种矿物的物理性质和物理化学性质的不同而采用不同的选矿方法，将它们彼此分开。例如矿物的粒度、形状、颜色、光泽、比重、摩擦系数、磁性、电性、发光性以及矿物表面的润湿性等。根据不同的性质，选择不同的选矿方法，以达到选分的目的。

一、选矿方法

最常用的选矿方法有：浮选、重选及磁选等。

(一)重力选矿法(或叫重选法)是根据矿物比重的不同及在介质(水，空气或其它比重较大介质)中具有不同的沉降速度进行分选的方法。重选法广泛地用来选别锡、钨、金和钛及其它矿物。

(二)磁选法是根据矿物的导磁性的不同来进行选矿的方法。主要用来处理黑色金属矿石(如铁、锰等)和稀有金属矿石。

(三)浮游选矿法(或叫浮选法)是根据矿物表面的润湿性的不同来选分矿物的方法，浮选法的应用极为广泛，可用来处理绝大多数的矿石。例如，磷矿石就是采用这种方法选别的。

除上述三种主要方法外，还有电选法、光电选矿法、

手选、摩擦选矿等。这些选矿方法是使有用矿物与脉石进行机械的分离，因为用这些方法选矿的结果，并不改变矿物本身的物理、化学性质，因此习惯上叫做机械选矿法。为了处理多种有用成分及复杂难选的磷矿石，经常采用多种选矿方法的联合流程，回收磷矿石中的磷、钛、铁、钒等矿物。

二、选矿过程

为了把有用矿物和脉石矿物分开，首先必须把磷矿石破碎，使磷矿物达到单体分离的程度，这叫做“单体分离度”。只有在磷矿物从矿石中单体解离出来的情况下，才能把磷矿物选出来，因此，进入选矿厂的矿石（习惯上叫做原矿），通常先要经过破碎、磨矿等准备作业，然后，再经过选分即可得到含磷较高的最终产品，这叫做磷精矿。磷精矿选出后，剩下的产品，其中磷矿物的含量很低，这种产品通常叫做尾矿。在选分过程中，有时分出一部分半成品，需要进一步处理的叫做中矿。

选出的磷精矿含有大量水分，为了使用及运输上的方便，需要脱水和干燥。

因此，整个选矿过程通常包括破碎、磨矿、选分、产品脱水等几个环节。

第五节　选矿的主要工艺指标

为了评定选矿的效果，通常采用一些指标来表示。

（一）品位　是指矿石中或产品中含五氧化二磷的重量与矿石或产品重量之比。品位用化学分析（或其它方法）方法测定，以百分数（%）表示。例如磷精矿品位为30%，就是说，一百吨干的精矿中含有五氧化二磷三十吨。

产品的品位常用希腊字母表示。α(读阿尔法)表示原矿品位；β(读贝他)表示精矿品位；θ(读西塔)表示尾矿品位。

(二)产率　产品重量与原矿重量之比叫做该产品的产率。产率常以百分数(%)表示。用希腊字母γ(读伽马)代表。例如在选磷厂中每昼夜处理二百吨矿石，获得三十吨磷精矿，磷精矿产率即为：

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

$$=\frac{30}{200}\times 100\%=15\%$$

尾矿产率为：

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

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

$$=\frac{200-30}{200}\times 100\%=85\%$$

或 $\gamma_{尾矿}=100\%-\gamma_{精矿}$

式中　γ——产品产率，%；

Q——重量，吨。

(三)选矿比　原矿重量与精矿重量之比值叫做选矿比。用它可决定获得一吨精矿所需处理原矿石的吨数。

$$选矿比=\frac{原矿重量(吨)}{精矿重量(吨)}=\frac{200}{30}=6.67(倍)$$

(四)富矿比　精矿品位(β)与原矿品位(α)的比值叫富矿比(或叫富集比)。这个比值表示精矿中有用成分的含量比在原矿中有用成分的含量增加多少倍。如磷矿，原矿

品位为3%，精矿品位为30%，其富矿比为：

$$富矿比=\frac{精矿品位(\%)}{原矿品位(\%)}=\frac{\beta}{\alpha}=\frac{30}{3}=10$$

（五）回收率　选矿作业的目的是把原矿中含磷矿物，最大限度的选入精矿中回收，这个选分过程的完成程度用精矿中五氧化二磷的重量与原矿中五氧化二磷重量的比来评定。这个比值叫做回收率。常用希腊字母ε（读艾普西隆）代表，用百分数（%）来表示。回收率的计算方法将在第五章详细叙述。

第二章　磷矿石的破碎与磨矿

第一节　概　　述

一、破碎与磨矿的目的

矿山采出的矿石，矿块很大，最大的粒度一般为500毫米左右。而磷矿物的浸染粒度较细，并且与共生的矿物及脉石紧密结合。所以选别之前，矿石必须经破碎和磨矿，使磷矿物充分解离。破碎和磨矿所要达到的粒度，主要取决于磷矿物的浸染粒度和所采用的选矿方法，磷矿一般都采用浮选法。晶质磷灰石的浸染粒度一般在0.5～0.1毫米，胶质磷矿浸染粒度更细，一般都在0.1毫米以下。浸染粒度愈细，其磨矿粒度也应愈细，否则含磷矿物与脉石矿物不能达到单体分离，直接影响选分的质量。因此，破碎、磨矿是矿石选分前必须进行的准备作业。

但是在生产实践中，并不是将矿石破碎得愈细愈好。因为，第一，矿石破碎得愈细，动力消耗和材料的磨损就愈大，加工费用就增加。第二，将矿石破碎得过细，势必生成大量的细泥，造成过粉碎，这种细泥影响选分过程的进行，降低选分效果。因此选分前必须正确决定破碎粒度，使其在技术上和经济上合理。

目前各地初期开采的片麻岩硅质磷灰石矿，基本上都在地表风化层进行，所采出矿石较软，粒度一般都比较小，有的矿区甚至不经破碎直接进入磨矿或磨矿前先进入筛

子，将大块筛出，进行人工破碎，然后送入磨矿机。

二、破碎和磨矿阶段

由于目前技术和经济条件的限制，不能把从矿山采出的大块矿石一次直接破碎到选分前所要求的粒度，因此破碎(或磨矿)是分阶段进行的。

破碎、磨矿通常分为以下几个阶段：

破(磨)碎阶段	给矿粒度(毫米)	产品粒度(毫米)
粗　碎	1000～300	350～100
中　碎	350～100	100～40
细　碎	100～40	25～12
粗　磨	25～12	12～0.3
细　磨	12～0.3	-0.1

上述阶段的划分是一个大致的范围，要根据具体情况而定，不是所有矿石都要经过上述几个破碎和磨矿阶段。

三、破碎比

在各个破(磨)碎阶段，给矿中最大粒度与排矿中最大粒度的比值叫做破(磨)碎比。各个阶段破碎比的乘积，叫做总破碎比。例如，在粗碎阶段，给矿最大粒度为 1000 毫米，经过破碎后，其排矿最大粒度为 350 毫米，再经过中碎与细碎，其排矿最大粒度分别为 100 毫米和 20 毫米，则每个阶段的破碎比分别为 3、3.5 和 5，其总破碎比则为 $3\times3.5\times5=52.5$。在计算破碎比时，通常用给矿中有 95% 的矿石能通过的筛孔尺寸（代表最大粒度）与排矿中 95% 的矿石都能通过的筛孔尺寸(代表排矿中最大粒度)之比值计算。

在磨矿阶段也是这样，只不过磨矿比，要比破碎比大的多。

矿石按其破碎的难易程度可以分成：坚硬矿石、中硬矿石和软矿石三种。磷矿大部分都属于中硬矿石，根据矿石可碎性的不同，设计并制造出各种类型的破碎机，以适应破碎各种矿石的需要。

第二节　磷矿石的破碎

当前各地低品位磷矿的初期开采仅在地表，但是，随着生产的不断发展，需要开采大量的磷矿石，采矿就要向深部进展，以开采较硬的原生矿。这样，矿石的破碎愈来愈显得重要了。

目前选磷所用的破碎机械种类较多，根据破碎方法，机械构造特点(动作原理)大体可分为四类：

1．颚式破碎机　目前这种破碎设备，小磷矿应用比较多，颚式破碎机靠可动颚板周期地压向固定颚板，将夹于其中的物料压碎。两个颚板都是长方形的，现用的颚式破碎机根据颚板摆动形式又可分为简单摆动和复杂摆动两种型式。

2．圆锥破碎机　是使矿石处在内外两圆锥之间。外圆锥固定，内圆锥作偏心旋摆运动，从而将夹于其中的矿石碾碎或折断。属于这类的破碎机，由于动锥和固定锥形体不同，又可分为带有急陡圆锥的粗碎用的圆锥破碎机和圆锥体倾斜较平缓的中碎及细碎用的圆锥破碎机。

3．辊式破碎机　也叫对辊机，属于这一类的又分为平滑辊面对辊机和齿形辊面对辊机。矿石是在两个相向旋转的圆辊夹缝中，主要受连续的压碎作用，但也带有磨剥作用，齿形辊面的还有劈碎作用。

4．冲击式破碎机　矿石受到快速回转的运动部件的

冲击作用而被击碎。属于这类破碎机有笼式破碎机、捣碎机和反击式破碎机等。

目前磷矿所用的破碎设备大部分是颚式破碎机和圆锥破碎机。因此，本书主要介绍颚式破碎机和圆锥破碎机。

一、颚式破碎机

颚式破碎机一般用于粗碎作业。中小型选磷厂，原矿粒度比较小也可用以中碎。图 2-1 是选磷厂最常用的一种简单摆动式、双肘板颚式破碎机。它由下列主要部件组成：

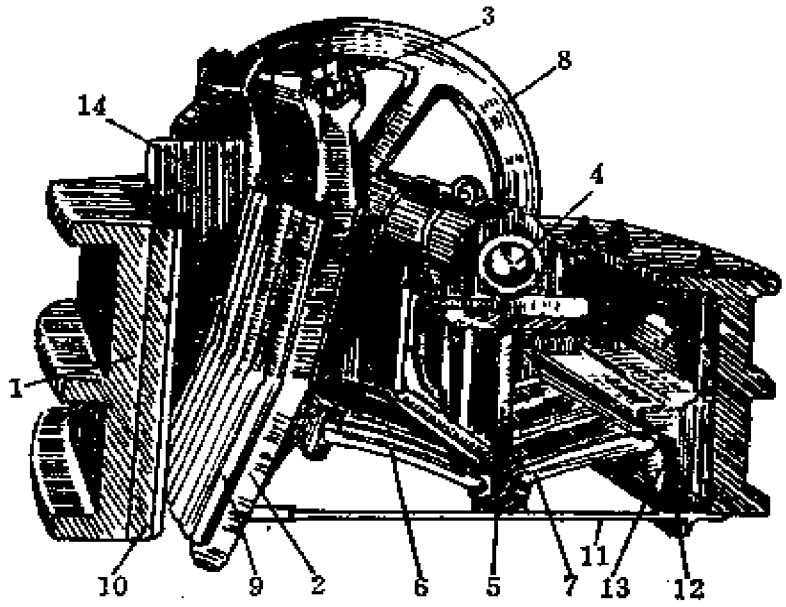


图 2-1　颚式破碎机示意图

1—机座；2—可动颚板；3—悬挂轴；4—偏心轴；5—连杆；6、7—肘板；8—飞轮；9—衬板；10—固定颚板；11—拉杆；12、13—调节块；14—侧衬板

机座或机架 1、悬挂轴 3 上的可动颚板 2、偏心轴 4、连杆 5、肘板 6 及 7、飞轮 8、侧衬板 14、固定颚板 10、两块颚板上衬板 9、带有弹簧的拉杆 11、调节块 12 及 13。

电动机通过皮带（一般多用三角皮带）使偏心轴旋转。

当偏心转向上方时，连杆向上运动，带动肘板，使肘板逐渐伸平，肘板 6 就迫使可动颚板向固定颚板推进，破碎腔中的矿石便被破碎。当偏心转向下方时，连杆向下运动，肘板和可动颚板借弹簧及拉杆之力往后退，此时排矿口增大，被破碎的矿石由排矿口排出。偏心轴每转一转，只有半个周期用于破碎，半个周期用于排矿。这样就有一半时间电动机是空转的，也就是说，电动机的负荷是不均衡的。为此设有飞轮来将这部分能量储蓄起来，用之于破碎。一般后肘板的设计强度要低些，当大块矿石落入破碎腔时，后肘板受到突然的力而自动折断，避免可动颚板、连杆、偏心轴和机座这些重要部件受到损坏。颚板的衬板直接与矿石接触，极易磨损，一般要用锰钢制造，并且板面呈齿状，以加强破碎力。

颚式破碎机的偏心轴、连杆、动颚板轴、肘板座是主要的磨损部件，需要经常注意润滑。

颚式破碎机的主要易损件是颚板的衬板和后肘板。由于所破碎的磷矿性质不同，衬板磨损的程度也不同，磨损最快的是衬板的排矿端，因此当排矿端磨损一定程度时，可以调个头使用，一般的半年左右更换一次。衬板和后肘板必须有备件，以免影响生产。

颚式破碎机的规格，就是给矿口的长乘宽。排矿口的宽度，可借提起或放下楔块 12 调节。

颚式破碎机的主要优点是构造简单，检修方便，机身比较小，衬板可以调节使用。此外，对于含水分高或粘土质多的矿石，也不易堵塞。缺点是工作时振动大，安装时基础不能接近建筑物的基础（1～1.5 米距离）。不能挤满给矿，所以生产率低，排矿粒度不均匀。

颚式破碎机的技术规格载入表 6-4。

颚式破碎机操作及维护

(一)颚式破碎机起动前，必须仔细检查全部固定零件的紧密性和润滑系统中润滑油注满程度（油箱中油的数量低于注油管 100～150 毫米），以及扭紧主轴承和破碎板上的螺钉等。

(二)起动时应先开动油泵电动机，待其工作 3～4 分钟后，再开动主电动机，这样可使轴承在机器工作之前就润滑了(无油泵，可用人工拧油杯，使机器各部都润滑)。机器空转 1～2 分钟后，未发现异常现象，才允许给矿。

(三)机器运转时，严禁清扫、修理、安装及拆卸皮带。在破碎机运转中，不准矫正大块矿石在颚膛中的位置或从破碎机中取出，以保证安全。

(四)颚式破碎机正常工作时，应该注意轴承的温度，轴承的温度不许超过 60～70℃。经常用手扶摸轴承，发现烫手，立即停车检查。

(五)机器工作期间，要注意各润滑部件的正常加油，油温一般为 35～50℃，从轴承流出油的温度不能超过 60℃。当发现安装在过滤器前后的两个压力计之压力差超过0.25大气压时，必须清洗冷却过滤器。

(六)破碎机停车时，先要停止给矿，待颚腔内的矿石完全破碎后，再停止主电动机及油泵电动机。

(七)破碎机停车后，要特别检查润滑装置，整理工作现场，保持整洁。

二、圆锥破碎机

圆锥破碎机可分为旋回、标准、中间、短头型四种。其特点，可动锥位于固定锥内旋转，两锥之间为破碎腔，

矿石自上部给入，由于偏心机构的作用，使可动锥的锥面周期地靠近与离开固定锥面，当可动锥靠近固定锥面时产生破碎作用，离开时矿石就从破碎腔中排出。圆锥破碎机有弯曲力，故破碎能力较强。连续工作，生产率较高。

（一）粗碎用圆锥破碎机　根据主轴支撑方式的不同又分为固定轴式和悬轴式两种，但目前使用较多的主要是悬轴式。

悬轴式圆锥破碎机，可动锥锥顶向上，固定锥的锥顶向下，破碎腔断面呈梯形。

其构造如图 2-2 所示，机体由上壳（圆锥部分）1，下壳（近于圆筒形）2，给矿漏斗 3 和基板 4 所组成。上壳上固定着固定锥 5 和双臂星形架 6。可动锥 8 套在竖轴 7 上，轴 7 上端固定在星形架上，下端插入偏心轴套 9 中。此轴套用垂直的端轴承支承，轴承与机体联在一起。偏心轴套在竖轴的下端，并由位于水平轴上的伞齿轮 10 和 11 带动回转。水平轴 12 是用皮带或三角带传动。偏心轴套一旋转，即使轴 7 沿圆锥面回旋，可动锥作圆周摆动，靠它摆动到接近固定锥时把矿石破碎；离开时进行排矿。已碎的矿石经破碎机下部的斜槽排出。要用一个与机构下壳铸在一起的防尘套来防止细矿粒和矿尘进入工作部件，还要用一防尘环来防止矿尘落入偏心轴套的轴承。

圆锥破碎机的摩擦部件（偏心轴套等）需要充分的润滑。这种润滑是通过油泵来进行的，随着机器开动，油泵也开始工作。油被油泵沿孔 13 压入偏心轴套的油道中，从而把工作表面之间的孔隙充满，防止它们直接接触。油到了顶部以后，沿着偏心轴套表面的油道流下，重新回到贮油器中。油泵是由两个位于油槽中的正齿轮、贮油器、冷

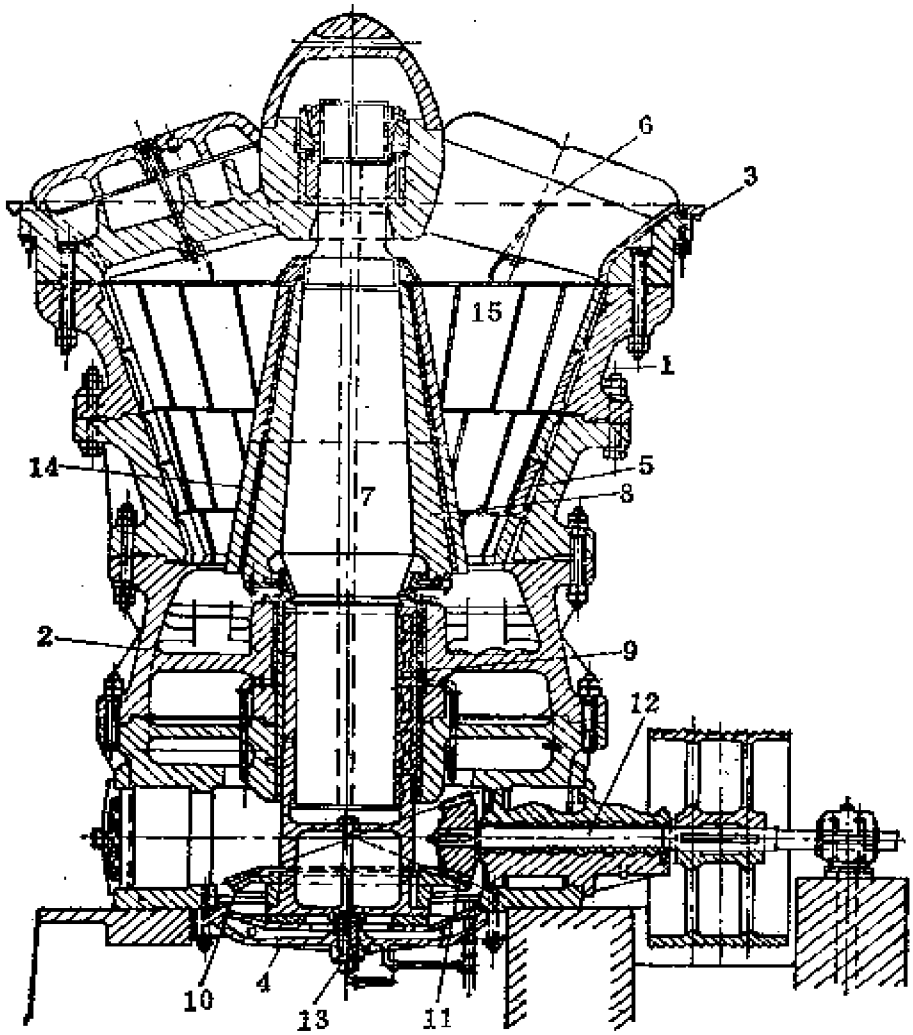


图 2-2　悬轴式粗碎用圆锥破碎机

1、2—机壳；3—给矿漏斗；4—基板；5—固定锥；6—星形架；7—竖轴；8—可动锥；9—偏心轴套；10、11—伞齿轮；12—水平轴；13—油孔；14、15—衬板

却器和导油管等所组成。油泵每月要检查一次，要注意润滑油的质量，在低温的条件下应保持良好的流动性。

磨损很快的工作部分是可动锥的衬板 14 和固定锥的衬板 15。此衬板通常用锰钢制成，并且是可以更换的。在

固定锥和可动锥的表面都镶有衬板。在锥体与衬板间灌注巴氏合金(或灌注锌)填满空隙。

此型破碎机排矿口的大小可借提升和放下与可动锥连在一起的竖轴来调节。旋回破碎机的破碎比可达 3～5。

粗碎圆锥破碎机比颚式破碎机生产能力大，动力消耗小，工作均匀。主要的缺点是构造复杂、维修费用高，破碎含水量高或粘性大的矿石容易堵塞，机身高，需要较高的厂房，只有用于大型选磷厂才比较经济。

粗碎圆锥破碎机技术规格见表 6-5。

圆锥破碎机操作及维护：

(1) 破碎机起动前，要进行外部检查(检查润滑系统和圆锥的破碎区域)，校正传动皮带的拉紧程度，扭紧全部拉紧螺钉。待油泵开动 5～10 分钟后，再开动主电动机。以避免擦破运动零件的工作表面，破碎机空运转 1～2 分钟后，才开始给矿。

(2) 在工作期间要检查它的排矿情况，不允许在密封装置下面的空间堆积许多矿石。

(3) 注意按控制测量仪表的指针来检查润滑系统的工作情况。破碎机正常工作时，油的压力为 1.5 大气压，进油管的油速为 1～1.2 米/秒，而回油管的油速为 0.2～0.3 米/秒。

(4) 停车前先停止给矿，当破碎机中的矿石全部排出后，才能切断主电动机电路，最后切断油泵电动机电路。

(二)中碎圆锥破碎机(标准型圆锥破碎机) 中碎圆锥破碎机的破碎原理与粗碎用的圆锥破碎机基本上一样，是靠可动锥借偏心轴套的带动，作偏心回转，有时靠近固定锥，有时离开，在靠近时把矿石压碎，在离开时进行排矿(图

2-3)，可动锥 1 穿在竖轴 4 上。可动锥的底部呈球面状，被支持在球窝轴承 3 上。竖轴插在偏心轴套 5 内，偏心轴套支持在止推轴承 16 上，电动机带动水平轴 7，并通过伞齿轮 6 传动装置带动偏心轴套，机体由上壳 8 和下壳 9 组成，利用弹簧 11 通过螺栓 10 将两者强迫压合在一起。弹簧的作用是当异常坚硬的矿块或钎子头进入破碎机时，机体的上部就压缩弹簧升起，使排矿口增大，而安全地排出去。弹簧使它恢复原来的状态，在一定程度内起保护作用。固定锥 2 是固定在调节环 13 上，是用螺纹咬合。调节排矿口宽度时，可将固定锥旋转沿螺纹上升或下降，排矿口宽度就相应的增大或减小。调节排矿口时可借把手 14 和链条 15 来使锥体旋转。在竖轴顶端固定着分矿盘 12。工作时分矿盘是和可动锥一起回转的，把矿石均匀地分配到锥体的四周。

标准型圆锥破碎机技术规格见表 6-5。

(三)细碎圆锥破碎机(短头圆锥破碎机)　见图2-4，短头圆锥破碎机用于细碎，能将矿石破碎至 6～8 毫米。构造和中碎机没有多大区别，只是给矿口和排矿口较窄，固定锥与可动锥间所形成的平行带比标准型长一些。这样就保证了破碎的矿石比较细，所以短头圆锥破碎机适于细碎。

短头圆锥破碎机的技术规格见表 6-5。

中碎和细碎圆锥破碎机的主要优点是处理量大，破碎比大，排矿粒度均匀。在处理粘质物料时，容易粘结和堵塞。

中、细碎圆锥破碎机操作及维护：

(1) 破碎机起动前，检查主要联接部件的拉紧情况，同时要检查弹簧的压缩程度，把排矿口按要求调节适当。

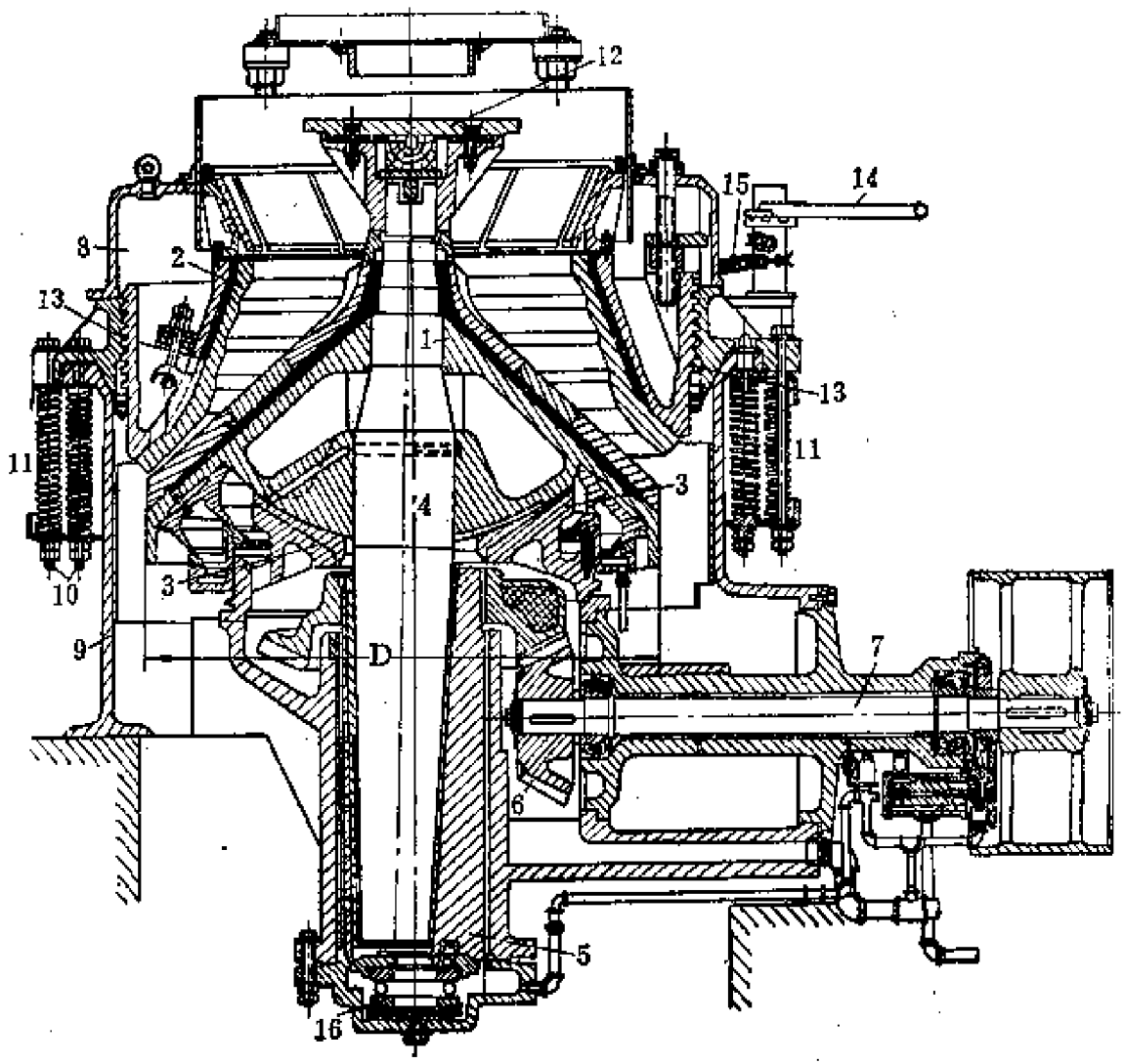


图 2-3　标准型圆锥破碎机示意图

1—可动锥；　2—固定锥；
3—球窝轴承；　4—竖轴；
5—偏心轴套；6—伞齿轮；
7—水平轴；8—上壳；9—下壳；10—螺栓；11—弹簧；
12—分矿盘；13—调节环；
14—把手；15—链条；16—止推轴承

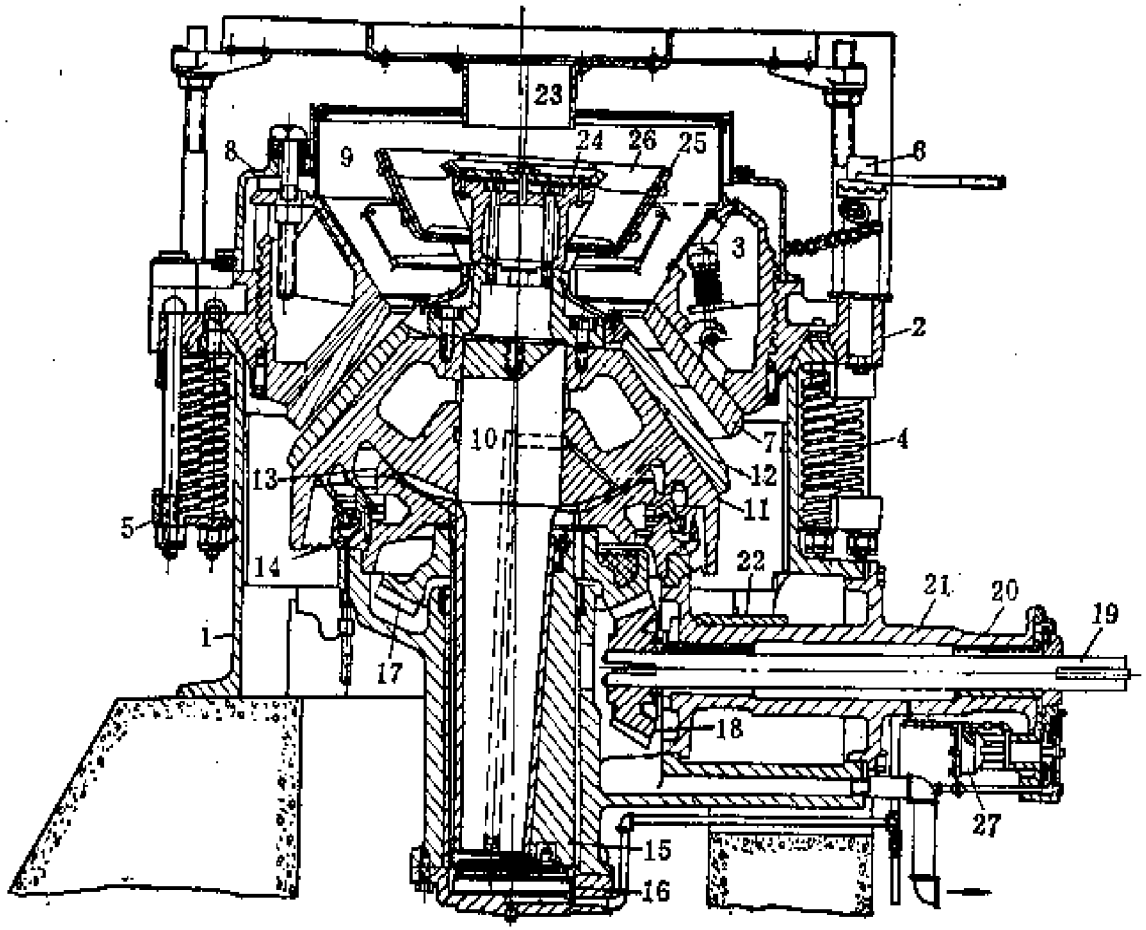


图 2-4　短头圆锥破碎机示意图

1—机体；2—凸缘；3—支持环；4—弹簧；5—垫圈；6—杠杆绞盘；7—固定圆锥；8—上壳；9—导向圆筒；10—竖轴；11—可动圆锥；12—可动圆锥的外衬板；13—球窝轴承；14—防尘环；15—偏心轴套；16—止推轴承；17、18—伞齿轮；19—传动横轴；20、21、22—轴瓦；23—给矿圆筒；24—分配盘；25、26—导向漏斗；27—润滑油泵

(2) 油箱要注满油，开动油泵后，要按油流指示器检查油的运动情况，如果油运动的很正常，则经过 2～3 分钟后即可开动破碎机的主电动机。

(3) 拧开水龙头，向水封防尘装置放水，并检查水面的计算高度，而不使经过外部间隙流到外面去，水封中没有水，不准破碎机工作。

(4) 为了正常工作，给矿要均匀，否则会导致破碎机超负载，固定锥衬板磨损快和生产率降低，以及增加功率消耗。

(5) 排出的矿石应自由下落，而不允许堵塞破碎机，特别是落在传动轴外套上的矿石堆积得多，会将动锥抬起，而使矿石落入密封圈中，造成大事故。因此，操作人员必须有规律地观察破碎机的排矿情况，如发现堵塞应立即停车。

(6) 短头圆锥破碎机给矿应遵守下列规则：①给入分配盘的矿石，能马上均匀分配给破碎空间的四周，决不允许给在一边，使破碎机过载；②不允许矿石堵塞给矿口。

(7) 破碎机工作时，弹簧经常处在正常压缩量的情况下工作，不允许弹簧的压缩量超过允许的压缩量。

(8) 中、细碎破碎机停车时，注意事项与颚式破碎机相同。

三、对辊破碎机

对辊破碎机的破碎部分是两个相向旋转的辊子，当矿石给到两个辊子之间时，由于矿石与辊子表面间的摩擦力，将它夹入辊内，受到挤压、磨剥和劈裂作用而破碎。

对辊机的构造如图 2-5 所示，它由两个相向旋转的辊子 1 和 2 组成，辊子 1 由皮带轮 4 带动，在固定轴承 3 上

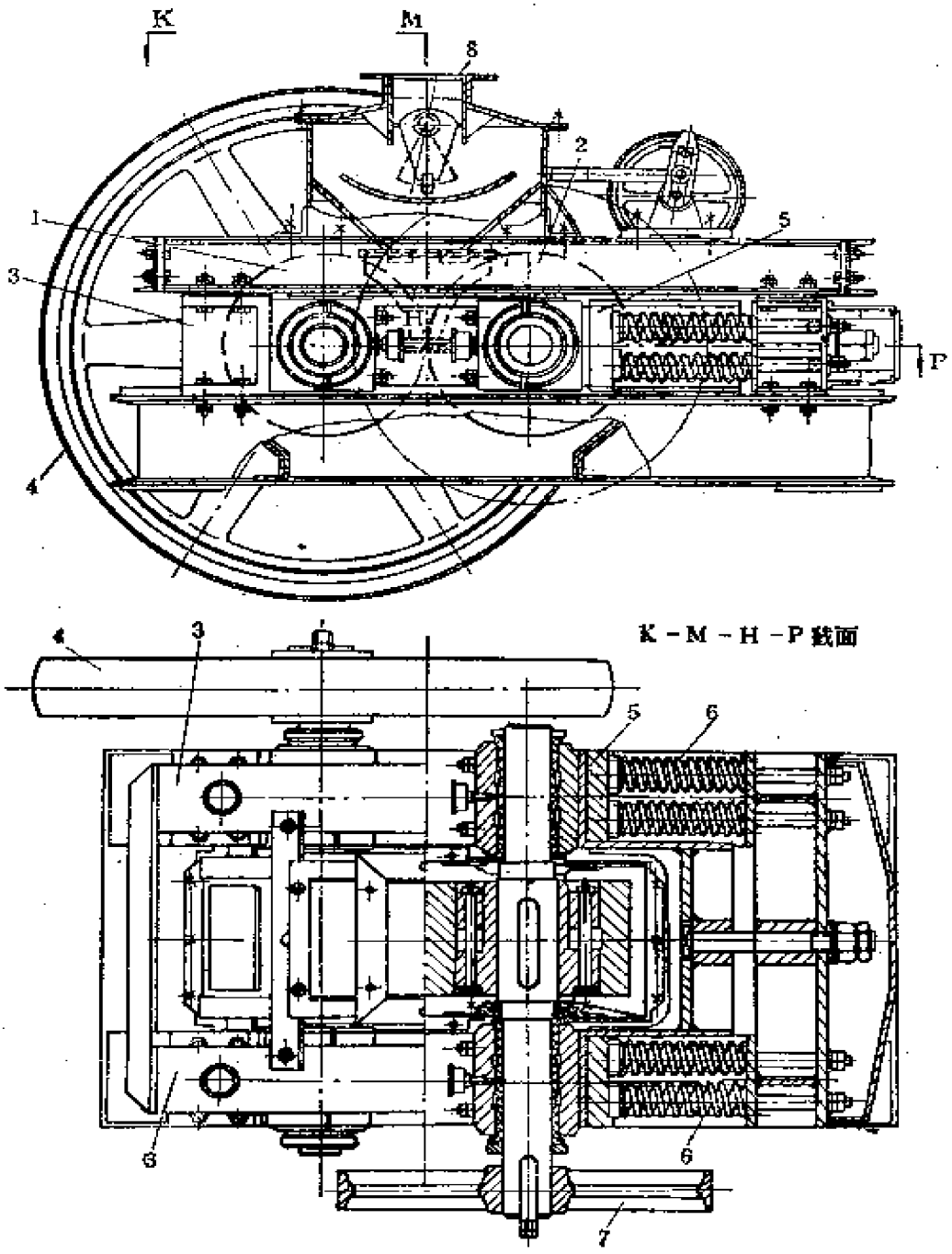


图 2-5　对辊破碎机示意图

1、2—旋转辊子；3—固定轴承；4—皮带轮；5—可动轴承；
6—弹簧；7—皮带轮；8—漏斗

旋转。而辊子2由皮带轮7带动在可动轴承5上旋转。可动轴承用弹簧6顶紧。矿石经过漏斗8给入破碎机中。

对辊主要优点是构造简单，制造成本低，操作容易，破碎产品粒度均匀，过粉碎现象小，一般只适用于小磷矿，主要缺点是破碎比小(2～4)，生产能力低。

对辊破碎机的技术规格见表6-7。

第三节 筛 分

低品位磷矿选矿厂筛分，主要用来配合破碎机工作。

如果筛分是用来筛分破碎前的矿石，筛去小于破碎机排矿口的细粒级，以减少进入下一段破碎机的矿量，这种配合的方式叫做预先筛分，预先筛分不仅可以增加破碎机的处理能力，而且可以避免矿石的过粉碎。如果筛子是用来筛分破碎机的排矿，筛出大于破碎机排矿口宽度的粗粒级，再将这些粗粒级的矿石返回破碎机，这种配合叫做检查筛分。使用检查筛分可以保证破碎产品粒度均匀，若破碎机前面的筛子筛去细的级别，粗级别矿石经破碎机破碎，破碎机排矿再返回此筛子上去筛，这时筛子同时起着预先筛分和检查筛分的作用，这叫做预先及检查筛分。

提高筛子的工作指标是改善破碎机工作的关键，筛子的工作指标是筛分效率及生产能力。

筛子的生产能力，通常以单位面积每小时筛分的矿石重量(吨/米^2·时)来表示。

筛分效率，是指筛下产品的重量与原矿中含同一级别重量之比的百分数。棒条筛的筛分效率为60～65%，振动筛的筛分效率为85～90%。

矿石在一个筛面上筛分获得两种产品，通过筛孔的叫做筛下产品，留在筛上的叫做筛上产品，为简便起见，筛下和筛上产品可以用在筛孔尺寸前面加“－”及“＋”的符号分别表示。例如：筛子的筛孔为 10 毫米，那么筛下产品即“－10”毫米，筛上产品为“＋10”毫米。

筛分效率与筛子的生产能力，在其它条件一定时，它们之间在一定程度上是相互联系的。但当其它条件起变化时，筛分效率与生产能力也发生变化。

影响筛分效率及生产能力的主要因素是矿石的物理性质(粒度组成、湿度、含泥量、颗粒形状等)，筛子构造特性(运动特性、长度与宽度之比、筛孔数目、筛孔尺寸和形状)及筛子的工作条件(给矿的均匀性、筛面的倾斜角、筛子的振幅及振次的大小)。在生产实践中调节的因素主要是筛子的工作条件，至于筛子构造条件有待于在实践中加以改进。

筛子的种类很多，目前我国常用的筛分机，基本上有两种类型，即惯性振动筛和共振筛。其它类型的筛子应用的较少。在选磷的选矿厂中应用的筛子有棒条筛和振动筛以及其它类型的筛子。

一、棒条筛

棒条筛(图2-6)常用梯形断面的棒条平行排列。为了保持棒与棒间的间隙不变，用螺栓横贯起来，并且在空隙间套有铁管。

棒条筛用做选磷厂粗碎及中碎前的预先筛分，棒与棒的间隙由破碎机的排矿口宽度来决定。

为了保证矿石在筛面上有足够的流动性，且不致有堵塞现象，筛面宽度为给矿中最大矿块尺寸的 2.5～3 倍以上，长度为宽度的 2 倍。并且筛面的倾斜角度应保持 30～

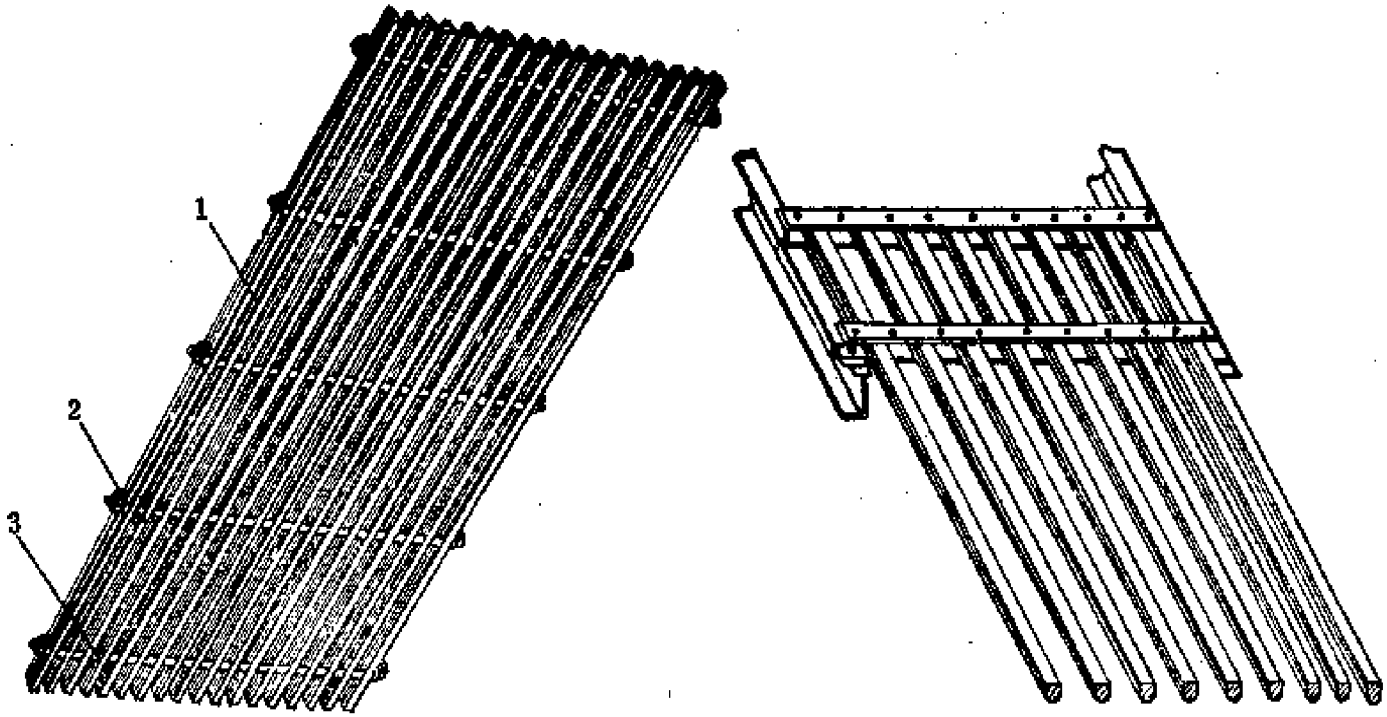


图 2-6　棒条筛示意图

1—格条(钢条或铁棒)；2—垫圈；3—横杆

45 度。筛分含泥磷矿或含水分较高的磷矿石时，倾斜角要增加至 45～50 度。

棒条筛优点是：结实耐用，构造简单，可以就地取材，就地制造（例如用废钢轨、旧铁棒、废钎子，甚至竹棒），操作容易，不消耗动力。但是由于筛面固定，筛分效率很低，所以不适于处理 25 毫米以下的矿石。

二、振动筛

振动筛有惯性振动筛、自定中心惯性振动筛、偏心振动筛、电磁振动筛等，在磷矿选矿中，最常用的是前两种。

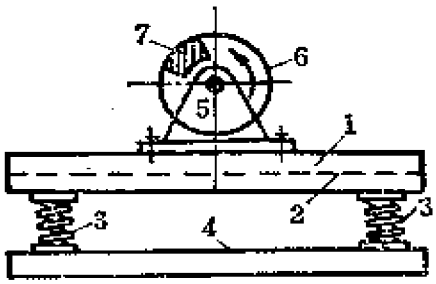


图 2-7　惯性振动筛简图

1—筛框；2—筛网；3—弹簧；4—筛架；5—轴承；6—配重轮；7—配重

（一）惯性振动筛　这种筛分机的结构及动作示意图见图 2-7。

图中筛框 1 与筛网 2 借助于弹簧 3 被支撑在机架 4 上。筛框上装有轴承 5，在轴承中旋转的轴上装有配重轮6，7是轮上的配重。当传动轴带动配重轮转动时，会产生较大的惯性离心力，迫使物料在筛面的垂直方向作上下振动，这样就使物料易于松散和分层，同时也使筛孔不易堵塞。

筛分机在安装时，一般向排矿方向有较小的倾角（一般为 10～20 度）。当物料排出时，可以借助于物料本身的重力作用而自动向下排出。

（二）自定中心惯性振动筛　此种筛分机的构造示意图，见图 2-8。

筛框 1 安在轴 4 偏心部分 3 的轴承 2 上。筛框借弹簧 5 吊挂在固定结构上。飞轮 7 上装有配重 6，飞轮 7 旋转时

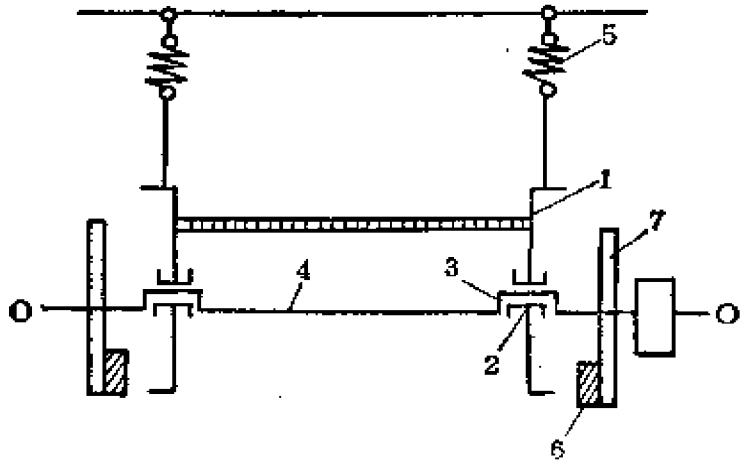


图 2-8　自定中心惯性振动筛示意图

1—筛框；2—轴承；3—偏心轴的偏心部分；4—偏心轴；5—弹簧；6—配重；7—飞轮

配重所产生的离心力和筛框回转时所产生的离心力平衡，此时筛框绕着主轴 O—O 作圆周运动，而主轴的中心线在空间位置将保持不变。这种振动筛又叫万能吊筛。自定中心振动筛技术规格见表 6-9。

惯性振动筛，振动机构简单，适于中、细粒级物料的筛分，它的单位筛分面积的生产率较高，筛分效率也高。操作时要求给矿均匀，防止过载。

(三)振动筛的操作及维护　筛子在开动之前，必须检查电动机和传动轴的润滑情况，并需把油孔盖好。还应当检查筛网的紧度，因为筛网拉得不紧或拉得不均匀，对筛分过程都会起不良影响，并缩短筛子寿命。此外还应检查弹簧和螺栓的拉紧情况。

滚动轴承用黄油润滑(冬季要加入 25% 的机油)，每班注入一次，往轴承内注油时，不得超过其全部空间三分之二。

当筛面上矿石分布不均匀时，如矿石偏向筛面一边，

就必须调整拉杆和支杆，直到矿石能均匀分布在筛面为止。

若发现筛分效率低时，就应检查筛孔是否被堵塞，或给矿粒度及速度是否均匀等原因。

如果筛分效率异常，可能是筛孔被穿破了。总之要认真检查分析，从中找出原因。

为了防止筛孔的堵塞，最好采用弦型筛网，现在还有一种新产品橡胶筛网，可延长筛网寿命。

三、共振筛

这是最近十几年来才开始广泛应用的一种筛分机。它的动作原理及结构简图如图 2-9 所示。

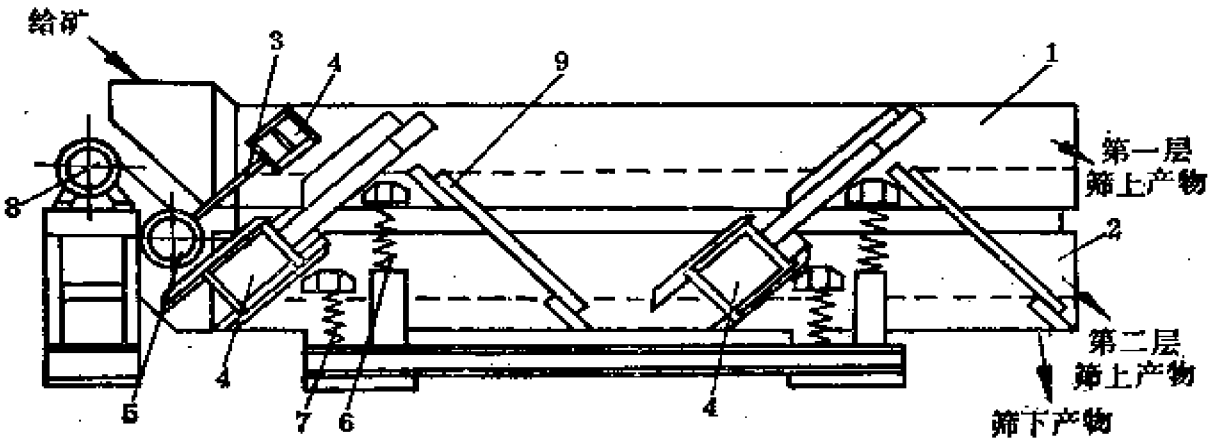


图 2-9　共振筛示意图

1—上层筛框；2—下层筛框；3—连杆；4—弹簧；5—偏心轴；6—上层筛框支持弹簧；7—下层筛框支持弹簧；8—电动机；9—连杆

图中 5 是偏心轴，经连杆 3 和弹簧 4 带动上层筛框 1 运动。利用与两层筛框连接的连杆 9，把上层筛框的摇动传给下层筛框。上层筛框和下层筛框分别支持在弹簧 6 和 7 上。依靠整个振动系统，两个筛框产生振动，两筛框的振动方向相反，因而整个筛子工作平稳。此种筛子的筛分效率高，消耗动力小，筛子的单位面积生产率高。两层筛

网的筛孔尺寸不同，例如上层筛网的筛孔尺寸为80毫米，下层为40毫米。这样经过筛分之后物料可分为三个粒级。

第四节　破碎流程

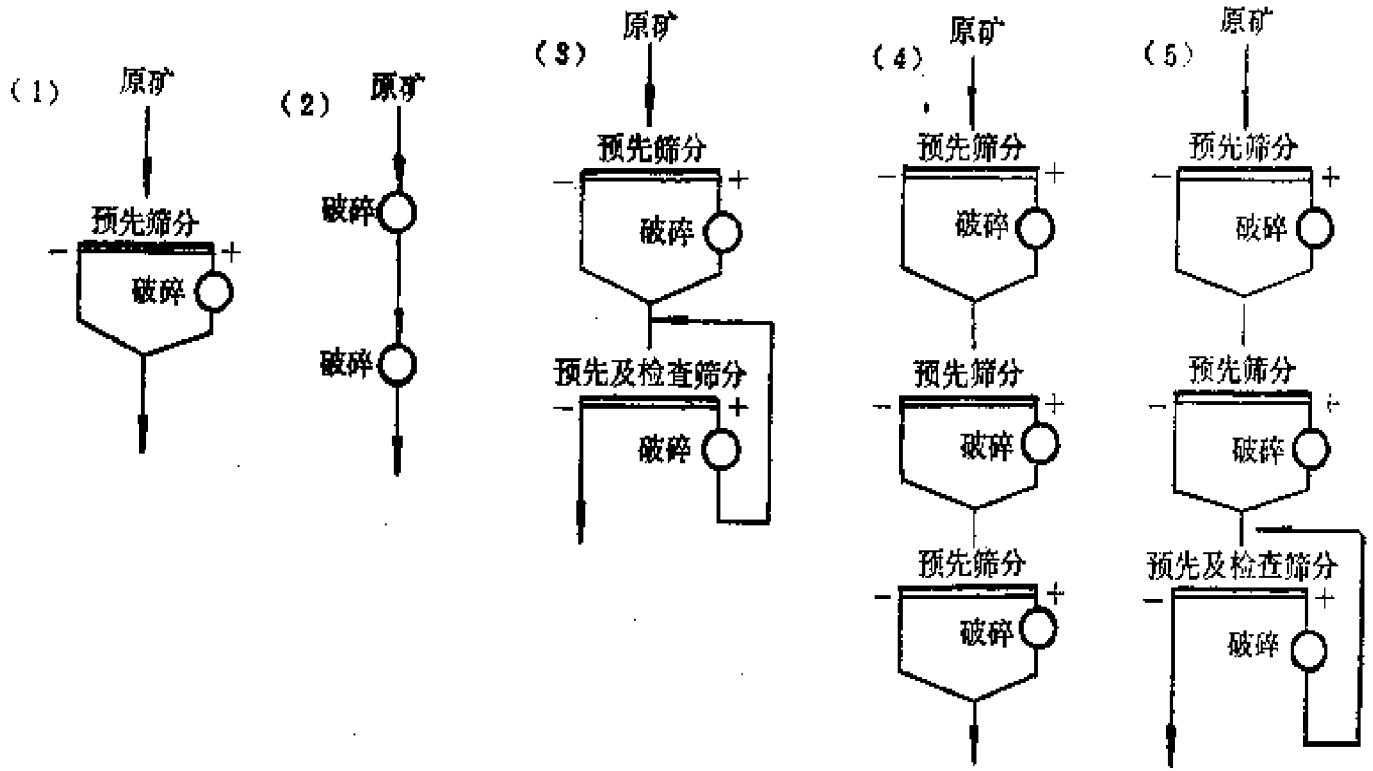
如果从矿山采出来的矿石粒度在300～1000毫米之间，而磨矿机最有利的给矿粒度是10～25毫米。这样选厂总的破碎比就在30～40之间，而实际上常用破碎机的破碎比仅能达到如下的数值：粗碎为3～5；中碎为3～6；细碎为10以下。

总破碎比等于各段破碎比的乘积。很明显采用一段破碎是不可能的，要进行两段以上的破碎。

根据破碎段数和筛子与破碎机组合的方式不同，可以有五种不同形式的破碎流程，见图2-10。

当总的破碎比小于30时，常采用一段开路流程，如图2-10(1)和两段开路流程，如图2-10(2)以及两段闭路流程，如图2-10(3)。中、小型磷矿选矿厂大部分都是采用前三种流程。尤其是低品位磷矿初期开采的绝大部分是地表风化矿，因此采出矿石的粒度都比较小，细粒级含量比较多。这种小磷矿采用带有预先筛分的一段开路流程较为有利。随着生产不断发展，开采逐渐接近原生矿，采出矿石粒度及硬度增大，就要相应增加破碎段数。两段开路流程，对中型选磷厂来说是比较有利的。它可以简化辅助设备和使厂房紧凑以及降低基本建设投资，同时还可以减少矿尘。

两段闭路流程，由于破碎机的产品要经过筛分，大块矿石返回再破碎。从而可以得到粒度较细而又均匀的产品，有利于下段磨矿工作，然而需要皮带运输机或提升机来配合，这就必然增加选磷厂基本建设投资，对于小型选厂采



一段开路流程　两段开路流程　两段闭路流程　三段开路流程　三段闭路流程

图 2-10　不同组合形式的破碎流程

用这种流程是不经济的，三段破碎流程，如图 2-10(4)、2-10(5)，只有当总的破碎比大于 30 时，才有被考虑采用的必要。

第五节　磨　　矿

磨矿是选别前造成矿石中矿物单体解离的主要工序，而单体解离是选矿的先决条件，所以磨矿的好坏直接影响选别指标。

从经济方面看，磨矿费用一般占选矿加工费的百分之五十左右。要降低精矿成本，必须重点解决磨矿，降低其磨矿成本。

精矿品位、回收率、磨矿机利用系数及设备运转率是选矿厂的四大指标，其中两项与磨矿有直接关系。无论是在经济上还是在工艺上磨矿都有着重要意义。因此，提高磨矿效率，是发掘选矿厂潜力的重要环节。

一、磨矿机的工作原理

磨矿机的工作情况如图 2-11 所示，当筒体旋转时，由于摩擦力和离心力的作用，球被带到一定高度，然后下落，靠冲击作用将矿石打碎。同时筒体中的球还产生滚动和滑动，对矿石起着压碎和磨剥作用，将落在球与球之间的矿石磨碎。

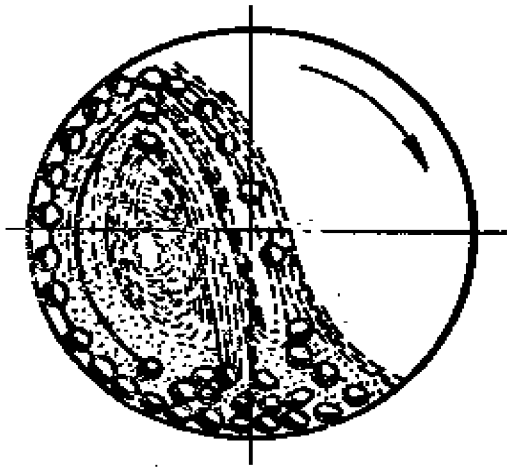


图 2-11　球磨机的工作原理

球在筒体内被提升的高度，主要取决于筒体的旋转速

度。当转速较低时球被提升的不高，就开始向下滚动和滑动，这时主要是靠着磨剥作用，磨矿效率很低。随着转速的增加，球被提升的高度也增加，它落下时作抛物线运动，加强了冲击作用，磨矿效率最大。当转速继续增加，超过临界转数时，球将贴着筒体，跟着它旋转而不再落下，这时就失去了破碎的作用。

二、球磨机的构造

（一）溢流型圆筒球磨机（简称溢流型球磨机） 图2-12是溢流型球磨机的断面。

它由圆筒1及具有中空轴颈的端盖2和3组成。筒体用两端的中空轴颈安在轴承4上。筒体及端盖的内表面镶有衬板5。一般使用锰钢和铬钢衬板，也有使用铸铁的，近来磷矿选矿厂也有使用橡胶衬板的。

衬板用螺栓固定在筒体及端盖上。

电动机带动小齿轮7，并经过安装在筒体排矿端的大齿轮6使磨矿机转动。大型球磨机一般用同步电动机拖动。物料由给料器8经过给料漏斗9进入筒体，经过粉碎后由排矿漏斗10排出。球磨机需要更换衬板或需要进入筒体内检修时，待球磨机停车后可自检修孔11进入。

溢流型球磨机的优点是构造简单、维修方便；缺点是单位容积生产能力较低，易于产生过粉碎现象。

（二）格子型球磨机 这种类型的球磨机与溢流型球磨机不同之处就是在筒体的排矿端装有格子排矿装置。图2-13是格子型球磨机的外观，图2-14是格子型球磨机排料示意图。磷矿选矿厂所采用的磨矿设备就其筒体的型式可分为圆筒形和圆锥形球磨机，根据排矿的方法不同又可分为溢流型和格子型两种。

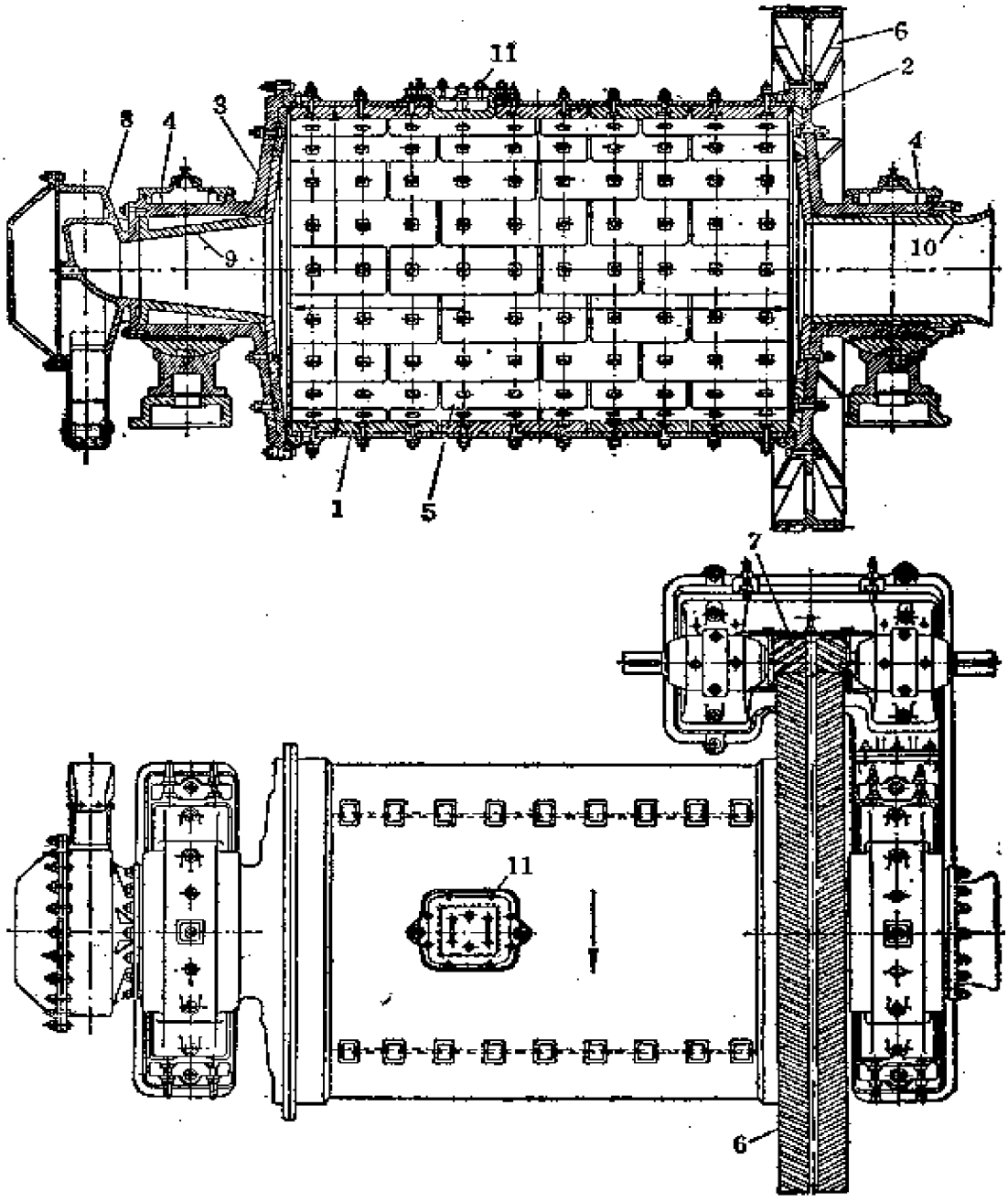


图 2-12　溢流型球磨机

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

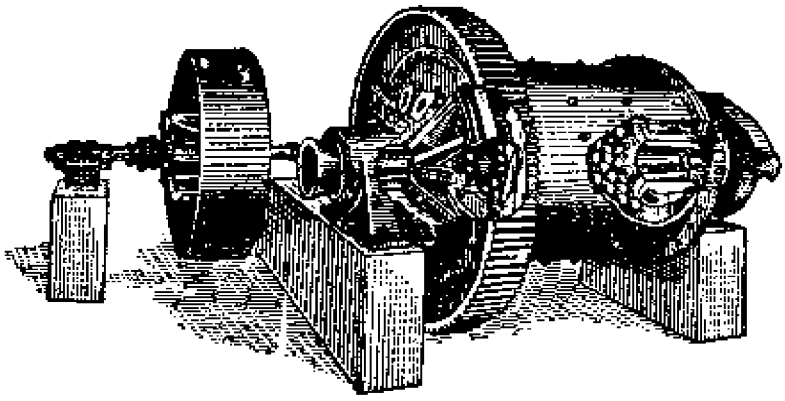


图 2-13　格子型球磨机的外观

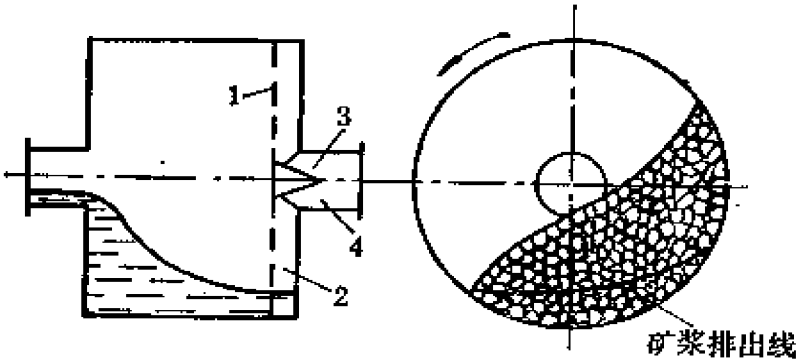


图 2-14　格子型球磨机排料示意图

1—格子板；2—矿浆提升装置；3—锥体；4—排料漏斗

格子型球磨机的排矿端有一格子板 1，格子板上面有许多小孔，以便排出矿浆。格子板靠近排矿端的一侧，安装有矿浆提升装置，这是一种放射状的棱条，棱条将格子板和端盖之间的空间分成若干个通向中空轴颈的扇形室。当球磨机旋转时，放射形棱条起着提升矿浆的作用，将由格子板上小孔排出的矿浆提升到排矿中空轴颈，通过中空轴颈再从球磨机排出去。这种排矿方式通常叫强迫排矿。

格子型球磨机的特点是矿浆面比溢流型球磨机低。由于有强迫排矿作用，因此排矿速度快，这样就减少了矿石

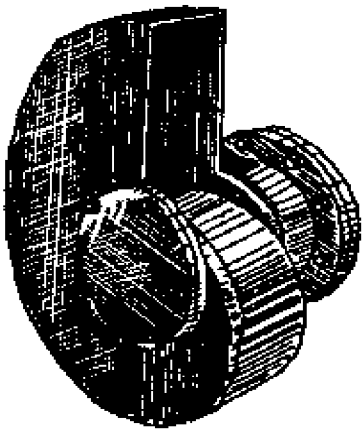
的过粉碎，而且增加了单位容积产量，磨矿效率较高。这种型式的球磨机比同一规格的溢流型球磨机产量要高。因此，格子型球磨机得到广泛应用。它的缺点是结构较复杂，排矿格子板易于堵塞，检修较困难。

但从总的来看，如果检修及时，则格子型球磨机的生产能力是较高的，其性能是较好的。

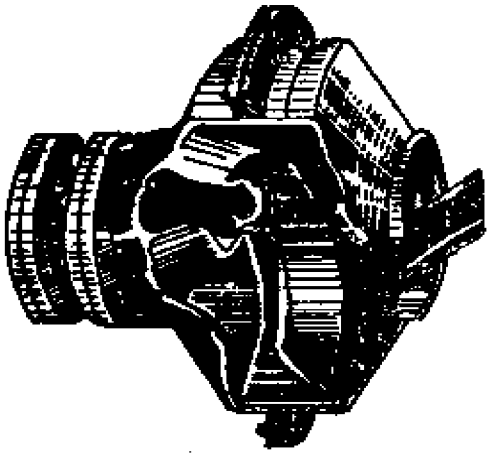
上述两种类型的球磨机的规格均以直径和长度表示。

球磨机的衬板表面形状有平滑的、带波纹的或阶梯的。在平滑的衬板上，球易滚动，磨剥作用较大，因此适宜于细磨。在波纹或阶梯的衬板上，球能被带到较高的位置，产生强烈的冲击作用，从而提高球磨机的生产能力，在粗磨时应采用这类衬板。衬板在磨矿中消耗比较大。因此，在生产中都采用耐磨性能好的材料做衬板，通常都用锰钢或铬钢制造，最近国内外采用一种新的材质——橡胶作衬板。橡胶衬板与锰钢和铬钢衬板比较有如下优点：①耐磨性能好，使用寿命长；②衬板厚度较锰钢薄，因此球磨机有效容积增大，可以提高生产能力；③球磨负荷减轻，动力消耗下降；④大量节约金属材料；⑤安装省力，大大缩短安装工期；⑥减少了停车和维修工时；⑦降低成本，经济效果好；⑧球磨机噪音减小。现在我国橡胶制品厂已生产这种衬板。

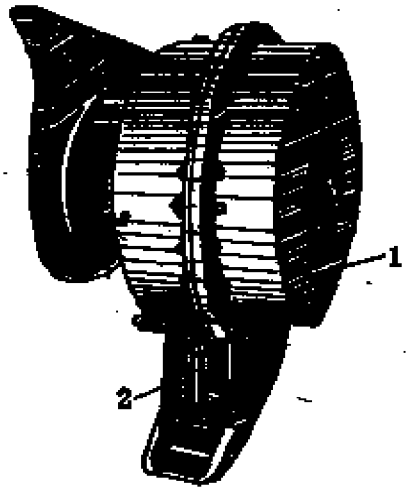
球磨机的给矿器装在给矿端的轴颈上，它用以保证矿石均匀而连续地从外面送入机内。给矿器有螺旋式的、鼓式的和联合式的三种，如图 2-15 所示。螺旋给矿器带有一个、两个或三个螺勺。当球磨机旋转时，给矿器跟着旋转，它上面的螺勺就从贮槽中舀取矿石和水，矿石和水进入螺旋中央后就转而流入球磨机内。鼓式给矿器的外侧中央开有



螺旋式给矿器



鼓式给矿器



联合式给矿器

图 2-15　球磨机给矿器

圆孔，其内装有螺旋片，矿石从中央孔口进入后，沿螺旋片被带到内侧再进到球磨机内。在联合给矿器中，同时用螺勺和经中央孔口给入矿石。在给矿端的轴颈表面带有螺纹，以使矿石更容易进入机中。

三、影响球磨机生产的主要因素

球磨机的生产率，除去用每小时处理原矿的吨数表示

以外，在我国现场中常用球磨机的利用系数来表示。它表示球磨机每立方米的容积每小时能处理的原矿吨数。不过更正确的表示方法，还应当考虑到给矿粒度与排矿粒度。即用球磨机每单位容积(立方米)每小时能生产新生成某一粒级的吨数来表示，通常以新生成小于 0.074 毫米(－200目)的粒级为计算标准，这在现场中有时叫做磨矿效率。

球磨机生产率的大小与很多因素有关，下面简单叙述一下各主要因素的影响。

(一)磨矿机本身结构　磨矿机本身的结构对其生产率有重大的影响。根据长期的生产实践，认为磨矿机筒体的直径对其生产率影响较大。磨矿机的生产率与筒体直径和长度成下列关系：

$$Q = K \times D^{2.5} \times L$$

式中　Q——磨矿机的生产率，吨/时；

D——磨矿机的直径，米；

L——磨矿机的长度，米；

K——比例系数。

上式表明磨矿机的生产率与其筒体长度成一次方的关系，但与筒体直径则成 2.5 次方的关系。知道这个道理就会理解为什么磨矿机的直径愈来愈大的道理。

(二)原矿石性质　这里所说的矿石性质，主要是指矿石的可磨性、给矿粒度及原矿石的含泥量等。矿石可磨性表明矿石磨碎的难易程度。矿石硬，韧性大，就难磨。同是一种类型的矿石，当硬度和韧性不同，球磨机的生产率往往相差很大。

球磨机的给矿粒度与磨矿细度对其生产率亦有很大影响。磨矿细度相同，给矿粒度愈小，球磨机的处理能力愈

高。给矿粒度相同，磨矿细度愈细，球磨机的处理能力愈低。

生产实践表明，缩小给矿粒度是提高球磨机生产率的主要措施之一。但是破碎与磨矿之间存在一定的矛盾。减小球磨机的给矿粒度，显然提高了球磨机的处理能力；降低磨矿成本，可是却增加了破碎机的负荷，降低了破碎机的处理能力。因此，相应增加了破碎成本。球磨机最适宜给矿粒度(即最终破碎产品粒度)，应是破碎和磨矿费用之和最少。

(三)转速和充填率　充填率就是球占球磨机容积的百分数(%)，充填率和转速是影响球磨机生产能力两个重要因素。在一定范围内，若增加球磨机转速，可以使球磨机的转速由临界转数的70%，提高到80%，处理能力提高14%。但是球磨机的转速和充填率有关。充填率提高时球磨机的转速就相应降低，因此，磨矿作用也随着球磨机转速的降低而降低；由于充填率的增大，球磨机的有效容积减小，也相应降低球磨机的生产能力。如果将充填率减少，固然可以提高球磨机的转速，但是由于磨矿介质减少，必然要降低介质对磨矿的作用，因而降低磨矿机的处理能力。选矿厂一般充填率都采用40～45%较合适。球磨机的转速一般采用临界转数的76～88%，有些现场稍高一些，约为85～95%。

磨矿机的临界转数可用下式计算：

$$n=\frac{42.4}{\sqrt{D}}$$

式中　n——磨矿机的临界转数，转/分；

D——磨矿机筒体的内径，米。

新出厂的球磨机都标明转数，但也有的没写明转数，上式可供参考。

（四）装球　装球是影响球磨机生产能力的关键，装球系指的装球量、装球种类和装球比例。装球量（即充填率）如前所述。装球量一般新选厂初装球都按球磨机的产品说明书中规定的装球量装球，因此，装球最重要的是装球种类。装球的种类取决于球的比重、球磨机中矿石的粒度组成，所要求产品细度和矿石的物理性质。一般经验，矿块愈大，矿石愈硬装入的球径就应愈大一些。但充填率一定时，装入的大球多，则单位时间内冲击的次数就少，而且细粒的矿石不能受到充分的磨碎，磨矿作用相应就小一些。因此，一般都是按一定比例装入各种尺寸的球。球的直径现场常用的是 100、80、75、60、50、40 毫米等数种。根据低品位磷矿初期的开采状况，大部分是风化矿，一般较软而且细粒较多，要求产品粒度又不太细，这种矿石最初装球一般的可以采用 80、60、40 毫米的球，大球比例可以减少，适当增加中、小球，其球比可以参照 2.5:4:3.5。应当指出，装球工作必须在实践中不断总结，才能找出适合本厂矿石性质的装球量、装球种类和装球比例。

随着球磨机的连续运转，球也不断的磨损。为了保持最初装球时球磨机的高效率，就必须保持球磨机中的球量、种类、比例不变或少变。这就必须定期补给一定数量的不同尺寸的新球。在补加新球时，通常补加几种大尺寸的球，而不补加小球。因为小球可以由大球磨小而得。

生产实践表明，当球磨机中积累太多的碎球时，磨矿效率就显著降低。因此，选矿厂每隔一定时期必须进行清球，球的清理周期一般使用铁球时为 2～4 个月、钢球 6～

10个月。可根据具体情况适当延长或缩短。尽可能的在球磨机更换大小齿轮、轴瓦、衬板等计划预修时进行。

(五)循环负荷　通常球磨机与分级机形成闭路循环，使磨出的矿浆先送到分级机中，按粗细分级，合格的矿浆从分级机溢流而出，不合格的粗粒则返回球磨机再磨，后者称为循环负荷(又叫返砂)。其数量以占球磨机的原给矿量的百分数来表示叫返砂比。球磨机中的粗级别平均产率，随返砂比的增加而增加。增加返砂比，就等于增加了单位时间通过球磨机的矿石量，相应之下就等于缩短了矿石通过球磨机的时间，从而减少过粉碎现象和提高了球磨机的生产能力。当给入到球磨机的总矿量(原给矿＋返砂)超过其通过能力时，球磨机就发生工作失调现象（现场一般叫"胀肚")，在一定的磨矿制度下，给入球磨机中的总矿量应为一常数。

球磨机胀肚时的现象是球磨机吐大块矿石和球，前面涌出矿浆，球磨机声音发闷，无钢球碰击声。操作人员发现此种现象，立即停止给矿，减少分级区的给水，使返砂量下降，加大球磨机给入的清水，等球磨机恢复正常时，再开始给矿和恢复分级机的原返砂量，调整分级区及给入球磨机的水量使其正常。

(六)磨矿浓度　磨矿浓度指球磨机中水与矿石的比例而言。通常以固体占整个矿浆重量的百分数来表示。例如磨矿浓度80%，则是固体占80%，水占20%。磨矿浓度对球与矿石间的摩擦力，球的有效重量，矿浆的流动性及球磨机的运输能力等有很大影响。

磨矿浓度大时，流出的单位容积矿浆内所含的固体量就多，排矿量就大，在一定程度时可以提高球磨机的生产

能力。磨矿浓度过大，矿浆比重增大，流动性降低，球的有效比重及活动性降低，减小了球的磨剥作用，降低生产率。反之，磨矿浓度小时，球的有效比重及活动性增加，磨矿作用增高，但矿浆过稀时，由于矿浆在球磨机中流动太快，也会将粗粒带出，同时球的周围将附不上(或很少)矿粒，这就相应降低了磨矿效果。因而磨矿浓度过大或过小均不利。最适宜的磨矿浓度要结合各厂的具体生产情况来决定。如果球磨机以中等转速工作，粗磨矿（产品细度在 0.15 毫米以上)或磨比重较大的矿石时，磨矿浓度应大些，一般为 75～82%。细磨矿(磨矿细度为 0.1～0.075 毫米)或磨比重较小的矿石时，磨矿浓度低一些，一般为 65～75%。两段磨矿时，一般第一段磨矿浓度为 75～82%，第二段为 60～75%。高转速磨矿时，浓度应稍低一些。

四、球磨机的操作及维护

(一)为了保证球磨机的正常运转，必须使各部件紧密的配合和保证轴线与齿轮传动的正确性，同时应保证润滑系统正常工作并及时添加润滑油。

(二)为了缩短球磨机的停车时间，要及时的更换用坏了的零件，必须储备足够数量的易损零件。

(三)球磨机运转时，必须进行定期检查和计划预修，新投入生产的球磨机，每半个月至少由熟练的工人和技术人员检查一次。六个月后方可按正常运转制度检查，即每一个半月检查一次，并对球磨机要实行计划预修制度，只有这样才能保证设备的安全运转，具有较高的运转率。

(四)根据进入球磨机矿石的物理性质，每班适当的补加一定数量铁球(或铸钢球)，一般按每处理一吨矿石要补加一公斤球(补大球和中等球)。

（五）要严格控制给入球磨机的矿石粒度（一般小于6毫米，最大不应超过50毫米）和给矿量（每小时给入一定数量的矿石，并均匀给矿），如果超负荷作业，会使球磨机及其电动机遭受破坏。

第六节　分　　级

分级作业在磨矿循环中有重大的作用，因为要把细粒嵌布的有用矿物与脉石解离并分选，必须将矿石磨至恰当的细度，但又避免过粉碎，防止矿泥对选别过程的不良影响，这就需要将磨矿产品进行分级，将合格粒度分出，送往下一步选别，而不合格的粗粒返回球磨机再磨。由此可见，带有分级作业的闭路磨矿，无论在技术上和经济上都是有利的。

磨矿循环中的分级设备，一般采用机械分级机及水力旋流器。

机械分级机在磨矿循环中应用最广泛的是螺旋分级机。耙式分级机只有在老厂才能见到，因此，在这里主要介绍螺旋分级机。

一、螺旋分级机

螺旋分级机的特点是采用构造较简单的旋转螺旋作为返砂的运输机械，根据螺旋在槽内的位置与矿浆面高低不同，可分为(1)高堰式、(2)低堰式、(3)沉没式（浸入式）三种。

高堰式螺旋分级机（图2-16）所示。它是一个倾斜的半圆形槽子1，槽中安装旋转螺旋2，其作用是搅拌矿浆并将沉砂运向斜槽上端。螺旋叶片用放射状的辐条和空心轴相连。空心轴的两端置于轴承内。3是提升装置，可在

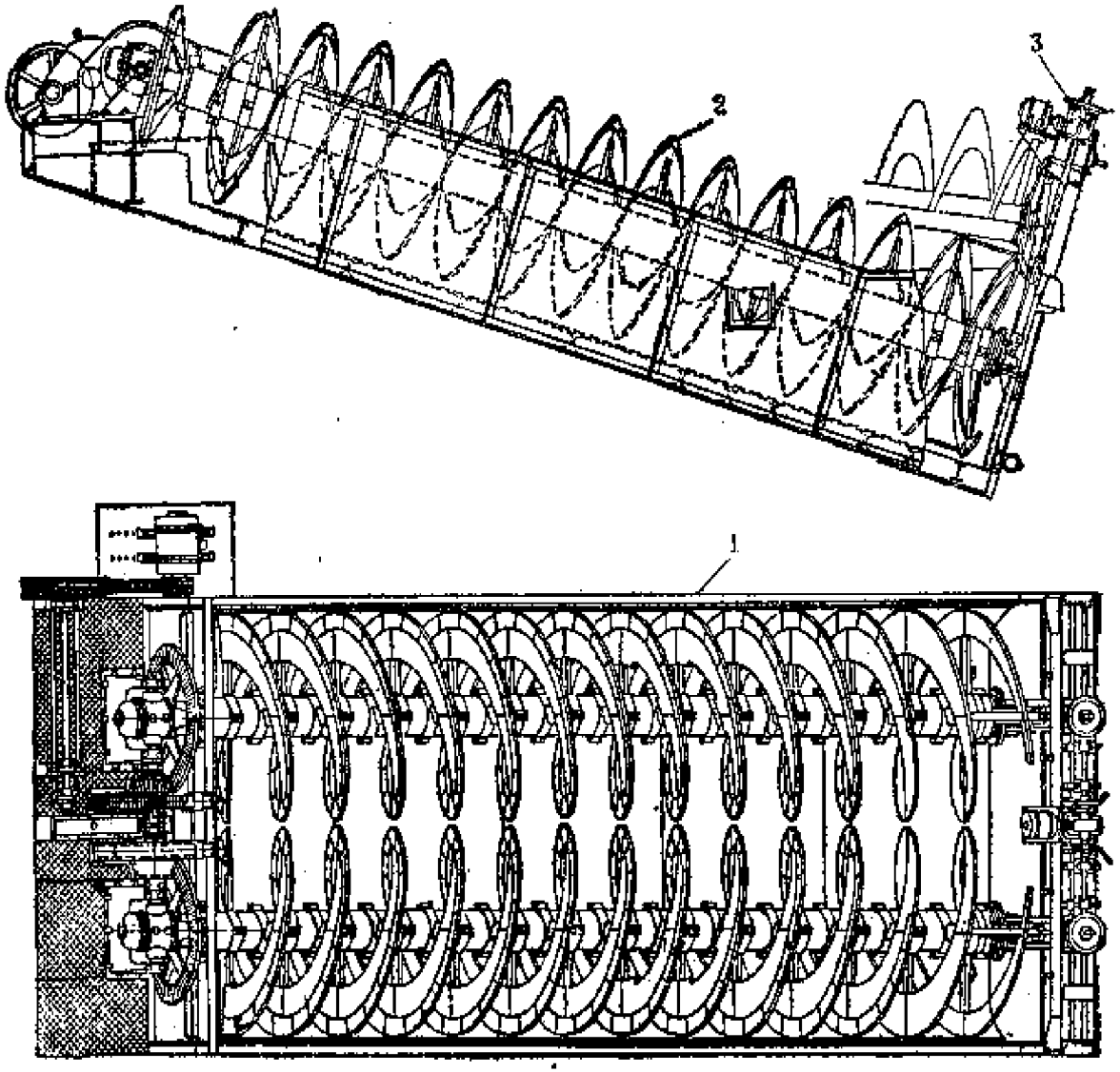


图 2-16
高堰螺旋分级机示意图

1—圆形槽子；2—旋转螺旋；3—提升装置

停车时将螺旋提起，以免被沉砂压住。

高堰式的特点是溢流堰(或矿浆面)的位置高于轴下端的轴承，但低于溢流端螺旋上缘。也就是溢流端的螺旋是一部分浸没的。堰的高度可以在一定范围内调节，以便与槽的倾斜度一起来改变分级沉降区的面积，从而改变分级效果。这种分级机适于分离出含有 100 目左右或更粗的粒级，这是选矿厂常用的一种。

低堰式的特点是溢流堰(或矿浆面)的位置比溢流端螺旋的轴承中心低。因此，分级沉降区的面积小，在磨矿循环中很少应用。

沉没式（图 2-17）的特点是溢流端的整个螺旋都浸入矿浆中。因而沉降区面积很大，分级池很深，螺旋搅动对表面影响小。因而分级面平稳，溢流细而量大。特别适用于细粒的分级。

螺旋分级机又可分为双螺旋和单螺旋。其规格均以螺旋直径来表示。

螺旋分级机的技术规格见表 6-12。

螺旋分级机操作及维护：

1．螺旋分级机带矿运转前，应该先进行空转，然后逐渐增加负荷，而且保持均匀给矿，不准有大块东西（如从球磨机下来的废钢球和较大的物料等)进入螺旋槽内，为此可在进料槽连接处适当的装置金属网。

2．在机器停车前，应先停止给矿，并利用螺旋的作用，除掉槽内物料之后，方可停车。

3．当机器因故而突然停车时，必须立即停止送料并同时提升螺旋，以免淤塞。提升起来的螺旋应该用钢丝绳吊起，以免提升丝杠长时间受力较大而变形。解除事故之

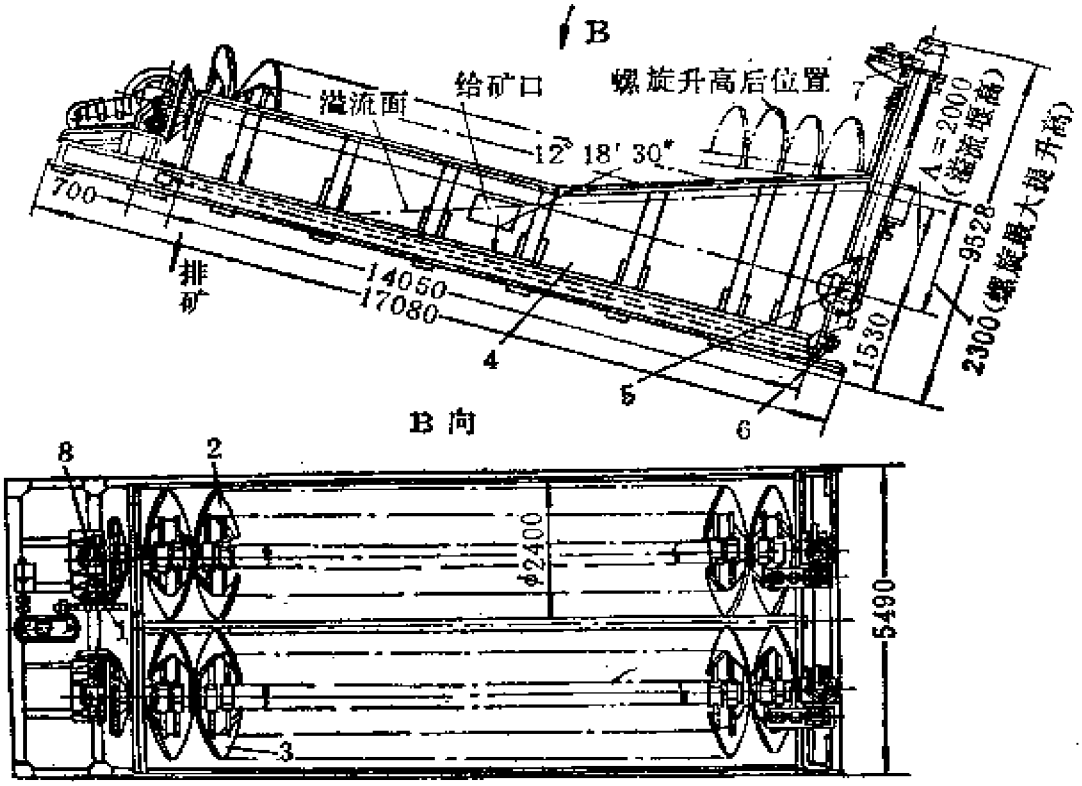


图 2-17　2400 浸入式双螺旋分级机示意图

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

后，再次起动时，应去除钢丝绳，使螺旋缓慢下降，当降至螺旋叶片接触到槽内水面时，可以开动螺旋，使其一边旋转，一边下降，直到下部支座与水槽上的支架吻合为止。在螺旋完全恢复正常运转位置时方可进料。

4．为了安全，螺旋分级机提升机构上设有行程开关，操作人员应经常检查行程开关的准确性和灵敏性，以免螺旋升到预定范围之外，而发生事故。

5．螺旋各部轴承应按规定检查和注油，减速箱的油面应达到油面指标线。

6．螺旋叶片上的耐磨衬铁磨损严重时，必须及时更换，以免磨坏螺旋叶片。

7．控制分级粒度，主要控制给入分级区的水量，要求分级粒度细、给水量大些，反之，给水量小些，总之根据各厂生产具体情况，在实践中摸索。

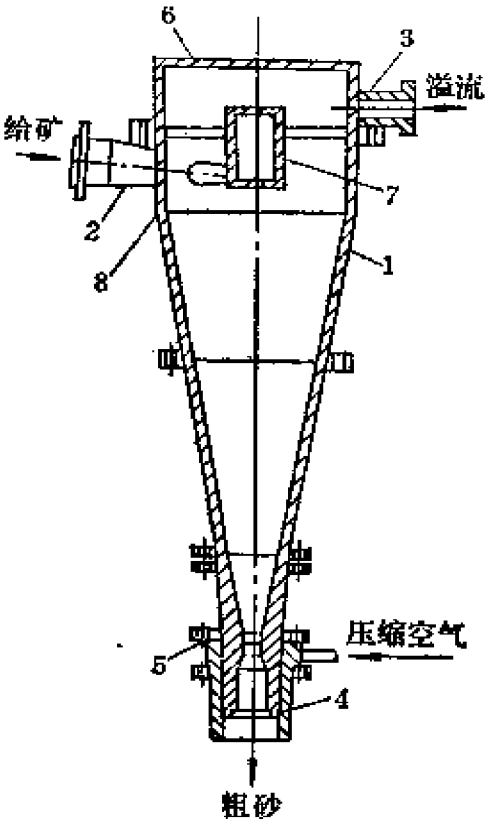


图 2-18　水力旋流器示意图

1—圆锥体；2—给料管；3—溢流口；4—排矿管；5—橡皮环；6—圆筒；7—中央管

二、水力旋流器

水力旋流器是一个直立圆锥体 1（图 2-18），上部带有圆筒 6，有一定压力的矿浆由给料管 2 沿切线方向给入，使矿浆发生高速度旋转，产生很大的离心力。此离心力与矿粒的质量及转速平方成正比，在离心力的作用下粗粒被抛向靠器壁旋转，沿螺旋线向下行，从排矿管 4 排出。细粒形成内旋流，在中央管 7 向上由溢流口 3 排出。为了减少排矿管的磨损，在排矿管内安有橡皮环 5，防止排矿管堵塞或增加排砂速度，在排矿管的上部安有压缩空气管。

水力旋流器在我国选矿中应用很广泛，不仅可以用于分级，而且还可以用在脱泥、浓缩以及选别等作业方面。无产阶级文化大革命以来，各地方在大办磷矿过程中，更广泛应用第一段磨矿分级。因为它具有下列优点：没有运

动部件，构造简单，各厂、矿可自行制造；单位容积生产能力大，占地面积小；安装时不需要坚固的基础，设备及维护费用低；检查容易等。在选磷矿的过程中，各种规格的旋流器都得到更广泛的应用。

水力旋流器的规格用圆筒部分的直径来表示。现场应用的直径一般为100～500毫米。

(一)影响水力旋流器工作的主要因素

1．水力旋流器本身结构方面的因素

(1) 水力旋流器直径对处理量和分级粒度的影响：旋流器直径对于处理量和分级粒度是有直接影响的，直径大，则处理量大，分级粒度变粗。因此，微细粒的分级、脱泥一般采用125毫米直径较好，粗粒分级用直径大的旋流器比较合适。

(2) 旋流器给矿口的大小，对分级效率的影响：旋流器给矿口的大小，是影响分级效率的一个重要因素，它与旋流器直径有一定的比例关系。经验证明，给矿口直径与旋流器直径之比为0.18～0.2为宜。超过此值，虽然能提高处理量，但溢流粒度变粗，效率降低。最好给矿口以矩形为好，圆形的容易产生涡流，使矿流不能沿切线方向进入。

(3) 沉砂口与溢流口的大小，对处理量、分级效率和分级粒度都有影响：沉砂口小，则沉砂排矿少。沉砂口大则相反。流溢口小，则处理量低，溢流粒度细；溢流口大，则处理能力大，溢流粒度变粗，沉砂浓度高，细粒级含量减少。

(4) 圆柱高度和锥角大小对分级效率和分级粒度的影响：圆柱高度及锥角大小的影响是圆柱体愈高或锥角愈

表 2-1　水力旋流器

分级界限（微米）	旋流器尺寸							给矿（%）	
	旋流器直径（毫米）	圆筒高度（毫米）	给矿口直径（毫米）	溢流管直径（毫米）	沉砂口直径（毫米）	溢流管插入深度（毫米）	锥角（度）	负级别含量	浓度
150	500	250	96	250	32	—	60	91.69	4.63
150	400	220	75	200	32	110	60	78.87	4.15
150	400	220	75	200	32	—	60	83.49	3.76
150	300	115	57	115	25	—	40	83.22	5.05
74	500	550	96	250	32	275	30	82.07	6.33
74	500	300	100 (120×65)	150	30～50	200	—	75.6～86.7	10～20
74	500	—	75	150	60	—	—	54.97	32.94
74	500	—	73.2	149或125	40～50	—	—	50～55	<35
74	400	400	75	200	32	220	20	80.25	7.22
74	350	—	椭圆 120×90	90	42	305	40	—	—
74	350	300	40×90	140	30	250	—	57～58	38.5
74	300	330	57	150	25	165	—	84.37	6.50
74	300	—	椭圆 110×80	75	45	280	60	44.8	55.54
74	300	—	—	80	25	115	25	90.51	3.45
44	610	—	250	225×250	125×188	—	20	—	10.4～18.5
37	500	550	96	167	40	275	20	78.8	6.55
37	400	440	75	133	25	220	20	76.7	4.97
37	250	250	50	75	20～30	170	20	31.3～66.5	8～15

生产实例表

溢流(%)		沉砂(%)		给矿压力	处理量	效率	矿石	用途
负级别含量	浓度	负级别含量	浓度	(公斤/厘米²)	(吨/时)	(%)	种类	
99.40	4.18	32.42	17.36	0.4	60.38	92.84	锡	分级
100	3.01	28.48	47.96	0.4	49.60	88.79	锡	分级
99.68	2.95	29.27	19.29	0.4	41.17	92.25	锡	分级
100	4.07	23.74	35.76	0.4	26.34	93.72	锡	分级
100	4.60	37.94	53.00	0.6	87.4	92.17	锡	分级
96.7～99.5	9.1～14.8	16.7～33.7	51.1～64.4	0.5～0.7	83～104米³/时	78.5～91	锡	分级
93.32	21.68	16.05	74.06	加泵	—	80	铜	控制分级
85～89	15～20	33～37	79～80	0.8	70～120米³/时	50～55	铁	分级
99.31	5.74	16.19	54.71	0.8	84	42.78	锡	分级
89.91	13.68	—	—	0.5～0.7	17～27米³/时	44.21	锡	二次分级
70～72	27	—	75.16	—	38	—	—	分级
99.55	3.54	29.41	53.83	0.6	44.25	90.24	锡	分级
74.6	33.3	—	80.50	—	35	—	—	分级
99.44	2.7	53.01	51.80	0.5	32.14米³/时	83.65	钨	次生矿泥分级
85～92	2.53～5.02	大于44微米90～93	20～45.8	0.3～0.4	—	70～84	砂锡	脱泥
99.86	6.25	42.62	43.14	0.8	90.64	82.58	锡	脱泥
100	3.04	44.33	41.41	0.8	64.56	86.20	锡	脱泥
88.1～89	4.8～7.4	3.2～7	61.4～69.6	0.7～0.8	25～29米³/时	71.1～85.6	锡	分级

小，则分级粒度愈细，效率愈高，因此，圆柱体高和锥角小的旋流器适用于微细粒的分级和脱泥。锥角在分级时一般为20～30度，而以20度最为普遍。脱泥时一般采用10～15度。

(5) 溢流管的插入深度对分级粒度和效率的影响：溢流管的插入深度一般不高于给矿面和不超过圆柱体下部边缘为宜，过深或过浅都会影响分级效率。

2．矿石性质方面的因素

(1) 给矿粒度对分级效率的影响：实践经验表明，如果其它参数不变，给矿粒度较粗，沉砂浓度大，溢流中粗粒增加，分级效率下降，造成分离上的困难。为了解决这个缺点，可采用小直径旋流器或增加给矿压力的办法来提高分级效率。

(2) 给矿浓度及粘度对分级粒度和分级效率的影响：给矿浓度大，则溢流及沉砂的浓度也随之增高，处理量增大，溢流粒度变粗，若粘度大也会影响溢流粒度变粗，分级效率下降。

(3) 给矿压力对旋流器工作指标的影响：给矿压力大，则处理量高、溢流粒度细，沉砂产率和浓度增高，沉砂中细粒含量减少，但压力超过一定程度后就不再起作用。生产过程中应尽量保持在稳定压力的条件下操作，否则会严重影响分离指标。总之，影响旋流器工作指标的因素很多。因此，在选择设备以及在生产过程中，进行调整时，对这些因素都应加以全面考虑，配合得当才能收到良好的分离效果。

水力旋流器生产实例如表2-1。

水力旋流器技术规格见表6-13。

（二）水力旋流器的安装　水力旋流器的工作压力是由外部给入，通常都采用砂泵输送矿浆并加压。但是砂泵的压力常易波动，为避免它对分级的影响，保证给矿压力稳定，在砂泵与旋流器之间增设落差稳压箱（图 2-19）所示，能获得较稳定的压力。这时选择砂泵的扬量应略大于旋流器的处理能力。使稳压箱保持衡量的溢流，以稳定旋流器进料的压力。同时要考虑到砂泵可能出现的抽空现象，应在稳压箱上设置溢流管，以便返回矿浆池。

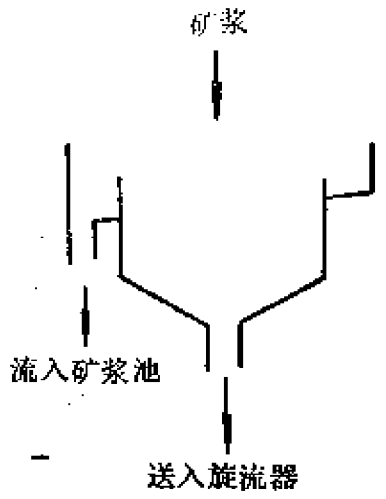


图 2-19　稳压箱示意图

目前有的选厂用压缩空气将矿浆输送到稳压箱中（图 2-20），在安装过程中 H_1 不能小于 H_2 的三分之一，H_1 与 H_2 之差愈小愈好，为了保证送入旋流器的矿浆压力，稳压箱到旋流器的给矿管之间的高差 H_3，要根据旋流器要求的给矿压力而定。给矿压力一般不能小于 0.4 公斤/厘米^2，小于 0.4 公斤/厘米^2 分级效果不好。也就是说 H_3 不要低于 4 米。

在安装过程中还应注意，旋流器溢流槽和沉砂槽应便于取样和操作，易磨损零件（主要是沉砂口）应易于装卸，旋流器入口总管上应安置压力表，以便经常检查压力，接表管口应安防尘装置；旋流器的供矿泵应设筛算，筛孔直径为沉砂口直径 1/5～1/6，将木屑等杂质筛除，以防止旋流器的堵塞。

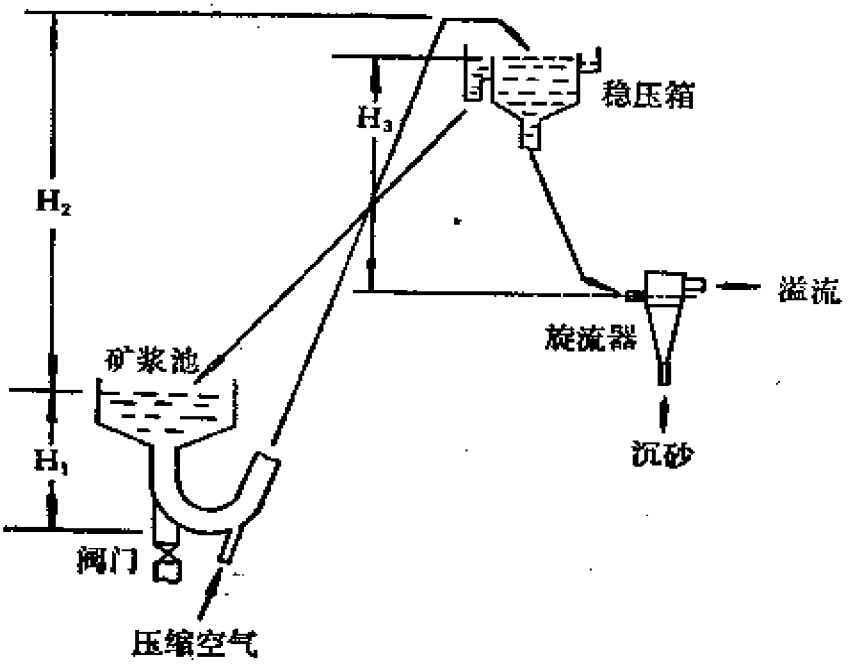


图 2-20　空气提升矿浆稳压旋流分级设备联接示意图

第七节　磨矿流程

选磷厂中的磨矿是和分级机或水力旋流器成闭路进行的。磨矿可在一段或几段中进行。磨矿的段数等于矿浆顺次通过的球磨机数，磨矿通常采用一段或两段。

磨矿的段数和流程，由矿石特性、产品最终粒度和选矿生产能力来决定。

硅质磷灰石矿大部都是中等硬度，磷灰石浸染粒度又比较粗，因此，都采用一段磨矿。当胶磷矿要求产品粒度细和选矿厂生产率大时，采用段数较多。相反，采用段数较少，常用流程如下：

流程 2-21 (1)是带检查分级的一段闭路流程。这种流程最简单，在选磷厂中应用较广泛。其优点是检查分级可

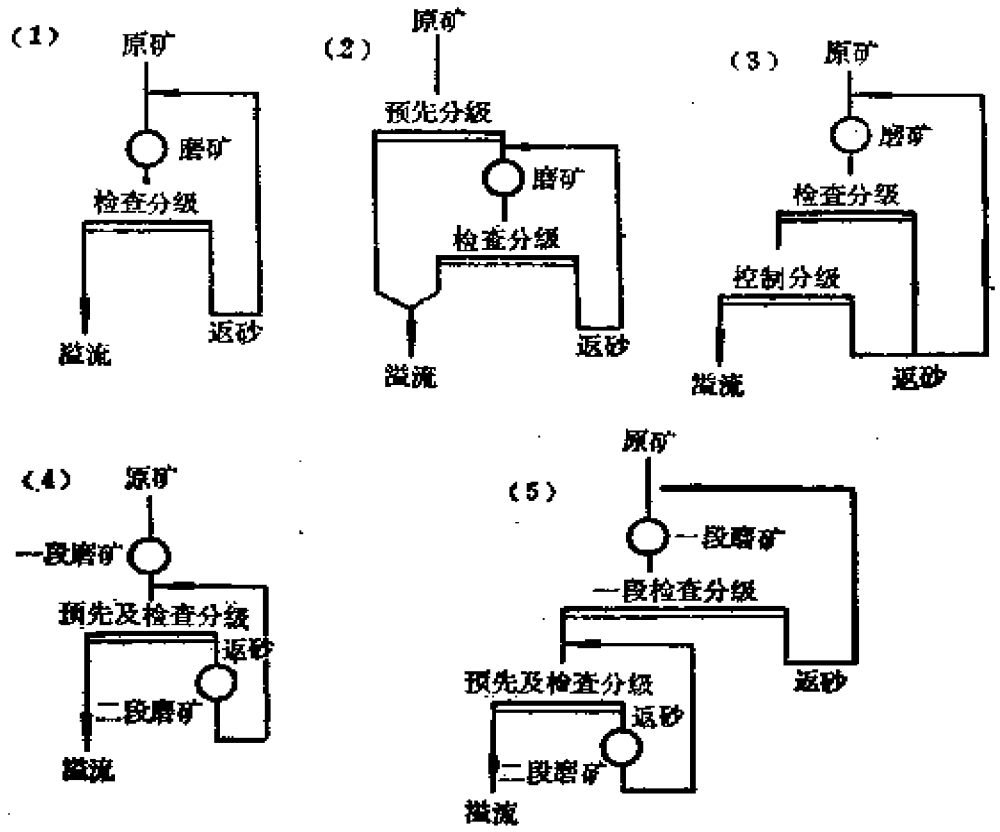


图 2-21　磨矿常用流程

(1) 一段闭路流程；(2) 带预先分级的一段闭路流程；(3) 带控制分级的一段闭路流程；(4) 两段闭路流程；(5) 两段全闭路流程

控制磨矿产品的粒度，保证合乎下一步选别要求；增加单位时间内通过球磨机的矿石数量，缩短矿石通过球磨机时间，减少了过粉碎，提高磨矿效率。流程 2-21(2) 是带预先分级一段闭路流程。这种流程只有在原矿中粒度较细，含合格产品在百分之十五以上时才应用。目前低品位磷矿初期开采出的矿石大部分是地表风化矿，一般含泥量较多，如果在磨矿前用筛分控制粒度，避免合格粒度进入球磨机再磨，减少过粉碎现象。流程 2-21(3) 是带有控制分级一

段闭路流程。这种流程适合于要得出粒度很细的溢流，并且要求溢流中不夹杂粗粒。我国某磷矿选胶磷矿就采用这种流程，检查分级用螺旋分级，控制分级用水力旋流器，不仅提高了细度，而且也提高了溢流浓度。流程 2-21(4) 是两段闭路流程。其特点是生产率大，一般第一段采用开路棒磨机。这种流程颇为通用。流程 2-21(5) 为两段全闭路流程，适合于要求磨矿粒度到 0.15 毫米（含－200 目占 70%以上)或更细的大、中型选矿厂。其两段的负荷不易恰当的分配。

一段磨矿流程和两段流程的选择，主要根据给矿粒度和所要求的产品粒度来决定。一段流程比较简单，并且容易配置。基本建设投资低，便于管理。所以凡是有可能采用一段磨矿完成任务的均应尽量采用。但是，如果磨矿比很大，要求产品很细(70～80%，－200 目或更细) 的条件下，由于两段磨矿可以分段进行粗磨及细磨，因而其产品质量较好(粒度均匀，泥化少)，单位耗电量较少，此时应考虑采用两段磨矿。

第三章　磷矿的浮选工艺

第一节　浮选的基本原理

目前磷矿石的选矿主要是采用浮选法进行的。本节就浮选有关的基本知识做以下介绍。

一、浮选过程

浮选是根据各种矿物表面性质的差别，在浮选药剂的作用下，使它们选择性(挑选性)地粘附于气泡表面，从而达到分选的一种过程。目前普遍应用的是泡沫浮选法。其实质就是把矿石加水磨成矿浆，加入浮选药剂处理，往矿浆中通入空气，使形成大量的气泡。一些不易被水润湿的，即一般称做疏水性的矿物粒子附着于气泡上，并同气泡一起浮到矿浆表面形成矿化泡沫层，将其刮出即为泡沫产品，通常为精矿；另一些容易被水润湿的，即一般称做亲水性的矿物粒子，不附着于气泡上而留在矿浆中，即为非泡沫产品，通常为尾矿。

一般的浮选多将有用矿物浮入泡沫产品中，将脉石矿物留在矿浆中，这叫做正浮选。但有时却将脉石浮入泡沫产品中，将有用矿物留在矿浆中，通常叫反浮选。

如果矿石中含有两种或两种以上的有用矿物，其浮选方法有两种：一种叫做优先浮选，即将有用矿物依次地一个一个的选出为单一的精矿；另一种叫做混合浮选，即先将有用矿物共同选出为混合精矿，而后再把混合精矿中的

有用矿物逐个的分开。

浮选应用范围特别广泛，原则上所有的矿石和矿物原料都可用浮选法处理。例如铜、铅、锌、钨、铝、锡、钴、镍、铋、锂、铍、锑、汞、锆、铁、锰、钛、铀等金属矿物以及石墨、重晶石、萤石、磷灰石、煤炭、石英等非金属矿物。其它如化工原料中的钾盐、硼砂等均可用浮选处理。

浮选法的选分效率较高，它能有效的将品位较低的矿石选成高品位的精矿，如低品位磷矿的浮选就是如此，原矿品位仅为 2～3%(P_2O_5)，经浮选后，磷精矿品位可达 30%(P_2O_5)以上。特别是对于细粒浸染，成分复杂的矿石，采用浮选法处理时，常常能得到较好的分选效果。但浮选法必须使用浮选药剂，所以其选矿成本，比磁选、重选稍高。

二、矿物表面的润湿性

浮选过程是依靠分散在矿浆中的矿粒选择的附着于气泡上。为什么能产生这种选择性的附着呢？主要原因是由于不同的矿物表面具有不同的润湿性，即疏水性和亲水性。

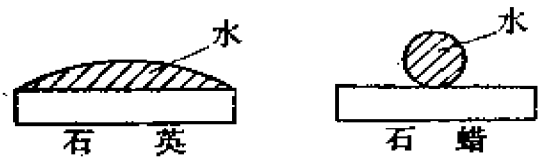


图 3-1 润湿现象

润湿现象是自然界中常见的一种现象，例如：在光滑洁净的石英表面上放一滴水，水就很快的在石英表面上扩展开，这就是说石英能被水润湿，是亲水的。另将一滴水放在石蜡的表面上，则水滴不能扩展而仍成球形，这就是石蜡不被水润湿，是疏水的。图 3-1 表示石英和石蜡表面的润湿现象。

在浮选过程中，矿粒与气泡发生碰撞接触后是否能附

着于气泡上，主要取决于矿物表面是疏水性或是亲水性。如果矿物表面是亲水的，它与水分子间的亲和力很强，则水分子在矿物表面上的固着就很牢固，它在水中就会形成很稳定的水膜，因此难以附着在气泡上。这种矿物是不能浮或难浮的。相反，当矿物表面是疏水的，它与水分子间的亲和力很弱，水分子在矿物表面上的固着很不牢固，在矿物表面上就不能形成稳定的水膜，这种表面属于疏水性的表面，当矿粒与气泡碰撞接触后，很容易排开水膜，发生附着。这种矿物是可浮或易浮的。因此，我们可以得出这样一个概念，即亲水性矿物难浮，疏水性矿物易浮。

矿物表面的润湿性，可利用浮选药剂的作用来改变。例如，在浮选磷灰石时，加入捕收剂氧化石蜡皂与磷灰石的表面作用后就增加了磷灰石表面的疏水性，使磷灰石变为易浮矿物。加入抑制剂(水玻璃)，与硅酸盐矿物（如石英、长石和角闪石等)的表面作用后就增加了硅酸盐矿物表面的亲水性，使硅酸盐矿物变为难浮矿物。

三、矿粒向气泡上的附着

矿粒向气泡附着，也叫气泡的矿化，这是浮选的基本行为。矿粒附着在气泡上是通过下述三个过程实现的：

(一)矿粒与气泡的互相接触　在浮选过程中，矿粒与气泡的互相接触是靠浮选机的充气搅拌和气泡上升及矿粒下落而接触的。碰撞的机会由矿粒在矿浆中的数量及充气程度所决定。凡可浮的矿粒数量愈多及气泡量愈多，则相互碰撞的机会愈大。加强充气和搅拌，以及适当提高矿浆浓度，都可增加矿粒与气泡互相接触的机会。

(二)气泡与矿粒接触面间液层的破裂　矿浆中的矿粒被水包围，当矿粒与气泡接近时，它们之间的水层厚度逐

渐减小，最后减小到这层水变得很不稳定。这种不稳定的水层迅速破裂，在矿物表面上留下有极薄的残余水膜，它与矿物表面紧密结合。这种水膜并不阻碍矿粒在气泡上的附着。由此可知，矿粒向气泡的附着过程中，首先必须完成水层的减薄和破裂。

对于疏水性的矿粒来讲，由于矿粒表面的水化层不牢固，当矿粒与气泡逐步接近时它们间的水层厚度逐渐减小，其接触面间的液层较易破裂，因此矿粒能附着于气泡上。

对亲水性矿粒来讲，则不然，由于矿粒表面的水层很牢固，形成了很稳定的水膜，这样就不能使矿粒和气泡间的水层变薄和破裂，矿粒也就不能附着于气泡上。

(三)矿粒在气泡上附着　经近代快速摄影知道，矿粒与气泡接触后先沿气泡表面滑动，最终至气泡球面下部附着或脱落。从矿粒与气泡接触时起，到附着或脱落前的总共时间，约为 1/100 秒左右。这段时间为"感应时间"。很明显，感应时间愈短，表明浮选速度愈快，并且选择性也愈好。快速浮选是发展的方向。

四、矿粒与气泡附着时间的影响因素

在浮选时，许多因素对矿粒与气泡的附着时间发生影响。如浮选药剂、矿粒大小及气泡的大小等。经实验证明，矿粒向气泡附着的时间，随所用药剂而改变，加入捕收剂使附着速度加快。如浮选 −0.4+0.3 毫米的萤石，不加捕收剂时附着时间长达 150 秒，而加油酸钠 100 克/吨时，则附着时间减少至 0.01 秒。当无捕收剂存在时，抑制剂能急剧减缓或停止矿粒的附着。当按浮选药方对矿浆处理后，能急剧加快被浮矿粒的附着速度。还能抑制或减缓不被浮的脉石的附着速度。在其它条件相同情况下，愈是疏水性

的矿粒附着愈快。易浮矿石附着于气泡所需时间约为1/1000～8/1000秒。

矿粒愈小附着愈快，矿粒愈大附着愈慢。如方解石粒度为－0.3＋0.2毫米时附着时间为1800秒；粒度为－0.06＋0.02毫米时则附着时间仅为0.03秒。

气泡大小的影响：经测定得知，气泡愈大附着愈快，气泡愈小附着愈慢。

五、矿化气泡的上浮速度

矿粒附着于气泡上形成矿化气泡，此矿化气泡上浮至矿浆表面形成泡沫排出，需要一定的上浮速度才行，否则，就有可能在它还没浮到矿浆表面之前就被流动的矿浆带走，进入下一个槽去了。这样继续下去要造成有用矿物损失。

由实践得知，上浮速度必需保证矿化气泡从槽底浮至矿浆表面的时间内不被槽内矿浆带走。对一般机械搅拌浮选机来说，矿化气泡的上浮速度在10～15厘米/秒为好。过快也不利。

六、浮选速度

浮选速度是指达到一定回收率所需要的浮选时间。浮选中要求达到较高的回收率，而又需要较短的时间，也即提高浮选速度，是浮选实践的重要问题。

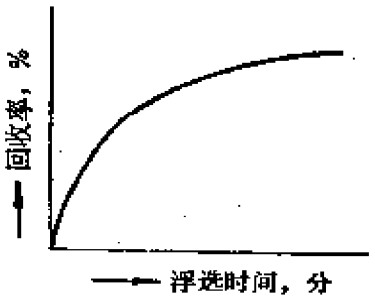


图3-2　回收率与浮选时间的关系

实践中，整个浮选过程的回收率与浮选时间的关系，如图3-2，由图可见，某矿物在整个浮选过程中各阶段的浮选速度是不同的。由于浮选开始时矿浆中可浮矿粒最多，与气泡碰撞的几率大(机会多)，

易浮矿粒附着的几率也大，所以浮选速度总是过程开始时最大，并逐渐减小。

提高浮选速度，是改进浮选厂工艺操作的重要工作。通常可采用以下措施：(1)合理的调整药方，特别要适应矿浆中有用矿物(磷灰石)粒度组成及可浮性差别的要求；(2)适当加强矿浆的充气和搅拌，适当降低槽子深度等；(3)控制适宜的矿浆浓度；(4)采用合理的浮选流程。

第二节 浮选药剂

浮选的基本过程就是利用矿物可浮性的差别来分离矿石中的不同矿物。可是，自然界除个别矿物外，绝大多数矿物的自然可浮性都很差，不能有效的实现浮选分离。因此，为了有效的实现浮选，则必须使用浮选药剂来扩大各种矿物之间可浮性的差别，人为的控制矿物的可浮性。

近百年来，浮选在选矿领域中能够取得很大成绩，主要靠浮选药剂的特殊作用。浮选药剂是浮选中的关键问题，它在浮选过程中能够调节矿物表面性质，提高浮选速度和选择性。根据其用途基本上可分为三大类，即捕收剂、起泡剂和调整剂。

一、捕收剂

凡是能与矿物表面相互作用，降低矿物表面的润湿性，提高可浮性的药剂叫捕收剂。捕收剂是一种能与矿物表面发生作用的有机药剂，它附着于矿物表面上能增强矿物表面的疏水性，有利于矿粒附着于气泡上。

捕收剂的离子或分子结构中，一般都包含有两个基：极性基和非极性基。极性基能够活泼地和矿物表面发生作用，使捕收剂固着于矿物表面上；非极性基起疏水化的作

用。当药剂与矿物表面作用时，极性基吸附在矿物表面上，使非极性基向水，从而减弱了水分子对矿物表面的作用，使矿物表面的疏水性大大地增加，为被捕收于气泡上创造有利条件。图 3-3 表示捕收剂在矿粒表面固着的示意图。

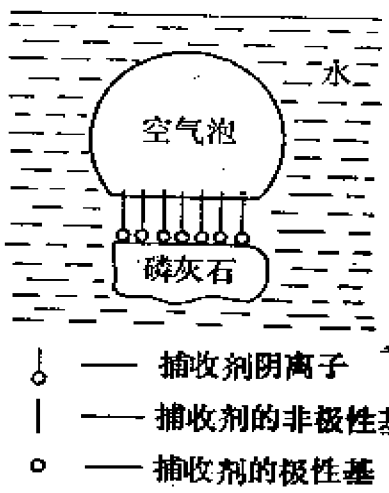


图 3-3 捕收剂在矿粒表面固着的示意图

磷矿浮选所用的捕收剂属于脂肪酸及其皂类。是一种选择性较差的捕收剂，用以浮选碱土金属矿物（如磷灰石、方解石、萤石等）、氧化矿（如赤铁矿等）、硅酸盐矿（如石英等）。因其选择性差，所以浮选时常加调整剂（如水玻璃等）以提高药剂的选择性。

脂肪酸及其皂类具有较高的凝固点，在矿浆中难以分散和溶解，为了保证药剂与矿粒的充分作用，首先应使它们在矿浆中得到良好分散，磷矿选厂常采用矿浆加温的办法。当矿浆温度升高，浮选过程显著活跃，泡沫产品产率增加，但选择性有所降低。适当减少药剂用量即可得到良好的工艺指标。当矿浆温度低于此类药剂的凝固点时，浮选结果显著变坏，甚至难以进行。温度的影响，不仅能改善药剂在水中分散，增加其溶解度，同时影响到药剂与矿物表面作用的活度（活跃的程度）。有时也可采用煤油或其它非极性油做脂肪酸及其皂类的溶剂，从而改善在矿浆中的分散情况。

脂肪酸及其皂类的捕收作用，在许多情况下决定于其

阴离子在矿浆中的浓度，脂肪酸阴离子浓度与矿浆pH值(酸碱度)有关，pH值愈高脂肪酸解离出来的阴离子也愈多。为此，此类药剂多在碱性矿浆中使用，但pH值过高也对浮选不利，即高浓度的氢氧阴离子会从矿物表面上排挤出脂肪酸阴离子，降低矿物表面疏水性。因此各种矿物都有其最适宜(合适)的pH值。

做为工业上使用良好的捕收剂，应是来源广，价格低，易于制得，捕收作用强且选择性好，成分稳定，无毒，便于使用。

目前选磷灰石常用的捕收剂有造纸工业的副产品，如纸浆废液，粗塔尔油皂(硫酸盐纸浆浮皂)等；石油工业的副产品，如氧化石蜡皂，液体皂及氧化煤油等。这些药剂不仅用于选磷工业上，而且更广泛的应用在碱土金属矿物，有色金属氧化矿物，及硅酸盐等矿物的浮选上。而且需要量是很大的，随着选矿工业的迅速发展，药剂用量愈来愈大。因此，扩大药剂来源，寻找价格低的浮选药剂是势在必行。很多单位都在研究浮选药剂，我国地质有关部门找到了一种新型捕收剂“R_{109}”用到选磷工业的生产上，选矿技术指标显著提高，药剂费用节省45%，收到了良好效果。

“R_{109}”加热用水配成所需要的浓度即可直接使用。“R_{109}”的捕收能力较强，选择性较差，对温度比较敏感，它与氧化石蜡皂混合使用能发挥各自特点，可以提高选矿指标。

实践表明，“R_{109}”用在磷矿的浮选上是切实可行的，此药剂具有来源广，价格低等特点，对降低磷精矿成本是大有益处的。

二、起泡剂

浮选时泡沫是矿粒上浮的媒介。在气水界面上附着矿粒的泡沫，叫做三相泡沫或"矿化泡沫"。适于浮选的泡沫的气泡不应过大或过小，过大则界面积减小，附着的矿粒将减少，浮选效果低。过小，附着矿粒之后上浮困难。泡沫的稳定性(强度)也应适当，强度太低，矿化后泡沫在上浮过程中将发生兼并或破灭。强度太大过于稳定，泡沫自浮选机排出后长时间不破灭不易运送，给浓缩过滤带来困难。泡沫必要的稳定时间，精选应长，粗选应短，一般介于 10～60 秒。

为了产生浮选所需要的大量而稳定的气泡，必须向矿浆中添加起泡剂。因脂肪酸及其皂类具有起泡性能，所以选磷时一般不再加起泡剂。

三、调整剂

为了提高浮选过程的选择性，加强捕收剂的作用，并改善浮选矿浆的条件，在浮选过程中常使用调整剂。根据药剂的作用性质又可分为抑制剂、活化剂和介质调整剂。做为调整剂的物质，大部分是各种无机物(如酸、碱、盐)也有部分有机化合物(如淀粉、糊精、单宁等)。

(一)抑制剂　抑制剂是降低矿物可浮性的一种药剂。抑制作用基本上可分为两类，一类是在矿物表面上形成亲水性的薄膜，阻止捕收剂与矿物表面相互作用。另一类是从矿物表面溶去捕收剂薄膜或溶去有助于捕收剂作用的活性膜，并降低活性离子在溶液中的浓度，使捕收剂膜难以重新生成。

在矿物表面形成的抑制性膜主要有以下几种形式：

1．药剂与矿物表面作用形成难溶而亲水的化合物薄

膜。石灰在黄铁矿表面生成亲水性的氢氧化铁抑制性薄膜，使黄铁矿被抑制。

2．在矿粒表面形成胶体吸附膜。如硅酸钠（水玻璃）在矿浆中可能形成亲水性的硅酸胶粒，它吸附在硅酸盐矿物表面而造成抑制作用。

3．在矿物表面形成离子吸附膜。矿物表面因吸附亲水离子而被抑制。如硅酸氢离子$(HSiO_3)^-$可以吸附在石英的表面增加其亲水性。

磷矿石浮选中所用的抑制剂由脉石矿物的成分来决定，如果脉石矿物主要为硅酸盐矿物则采用水玻璃做为抑制剂。脉石矿物主要为碳酸盐时，目前对碳酸盐有效的抑制剂正在研究试用中，主要有以下几种：一号纤维素，是碳质碱性脉石、绿泥石等矿泥的有效抑制剂。还有合成单宁等。最近正在研究试用中有“S_{808}”和木质素等。

水玻璃是非硫化矿浮选常用的一种抑制剂，是硅酸盐矿物和铝硅酸盐矿物的有效抑制剂。水玻璃是一种无机胶体，由碱与石英砂共同融熔而制成。水玻璃是各种硅酸钠的混合物。其中包括偏硅酸钠(Na_2SiO_3)、正硅酸钠(Na_4SiO_4)、二偏硅酸钠$(Na_2Si_2O_5)$以及二氧化硅胶粒等。通常以二氧化硅(SiO_2)与氧化钠(Na_2O)的比值（称为模数）来鉴别其成分。适用于浮选用的水玻璃的模数介于2.2～3.0。水玻璃在矿浆中可以生成胶粒、也可解离和水解而生成钠离子(Na^+)、氢氧离子(OH^-)、硅酸氢离子$(HSiO_3^-)$、硅酸根离子$(SiO_3^{=})$及硅酸分子(H_2SiO_3)。各成分的含量随条件而变化。当溶液浓度、模数、温度愈高则形成硅酸胶粒子的含量也愈大。矿浆pH小于8时，未解离的硅酸占优势。pH等于10时，硅酸氢离子$(HSiO_3^-)$为主。pH大于13时

硅酸根($SiO_3^{=}$)占优势。水玻璃的抑制及分散作用，主要是由硅酸氢离子($HSiO_3^{-}$)和硅酸(分子及胶粒)而引起的，它们都具有很强的水化性。

(二)活化剂　活化剂是将矿物表面造成易于吸附捕收剂状态所使用的药剂。在生产实践中，有些矿物不能直接吸附捕收剂，常加活化剂以改变矿物表面性质，使之有利于捕收剂吸附。常用活化剂为重金属盐类($CuSO_4$)。

(三)介质调整剂　介质调整剂的主要作用是调整矿浆的 pH 值(酸碱度)、调整其它药剂的作用，消除对浮选有害离子的影响和调整矿泥的分散和凝聚。

矿浆 pH 值往往直接或间接影响其中矿物的可浮性。实践证明，各种矿物的浮选都有一定最适宜的矿浆 pH 值，在此范围内即能得到良好指标。例如磷灰石的浮选需在碱性矿浆(pH＝8)进行；赤铁矿浮选需在中性矿浆(pH＝7)进行；而钛铁矿浮选需在弱酸性矿浆进行。

浮选药剂与矿物表面发生作用的常是药剂中某种活性离子(或分子)。这种活性离子的含量与矿浆的 pH 有关。例如使用脂肪酸类型捕收剂时，在碱性矿浆中才能解离出大量活性的脂肪酸离子。

矿浆中常含有许多对浮选有害的离子，这些离子大多是一些金属离子，如铁、钙、铜等离子。常使用硫化钠、碱、碳酸钠等使这些离子成为难溶性的沉淀，即可消除其有害影响。

细粒矿物在矿浆中有时发生彼此粘结在一起的现象，这种现象叫凝聚。微细的矿泥粘附在粗的矿粒上，称为矿泥粘附。如果不同矿物间的粘附，或脉石矿泥粘附于有用矿物的颗粒上，将降低浮选过程的选择性，降低精矿质量

和回收率。浮选风化的磷矿石常有此种现象。针对这种情况应预先分散。

浮选实践中，为了提高矿浆的碱度，常用碳酸钠，有时也用石灰和苛性钠等；提高矿浆酸度常用硫酸。为消除矿浆中细泥和有害离子的影响，通常用石灰、碳酸钠、水玻璃、磷酸盐等调整剂。

磷矿石浮选常用碳酸钠做矿浆调整剂。碳酸钠对矿浆有缓冲作用，除调整矿浆 pH 值外，尚可沉淀矿浆中的钙(Ca^{++})、镁(Mg^{++})等有害离子，以降低其脂肪酸的消耗。碳酸钠常与硅酸钠等配合使用以调整其抑制作用的强度。碳酸钠又是良好的分散剂，防止矿浆中细泥的团聚，提高浮选过程的选择性。

第三节　磷矿浮选的工艺条件

浮选是一个较复杂的矿石处理过程，它受很多因素的影响，其中包括磨矿细度、矿浆浓度、药剂制度、充气和搅拌、浮选时间、浮选流程等。此外，水的质量和矿浆温度对浮选也有一定的影响。

实践证明，必须根据矿石性质的特点，并通过试验研究，正确地选择上述工艺因素，才能获得最优越的技术经济指标。如果矿石性质发生变化，则工艺条件必须相应随之而变，否则很难保证获得最好的技术经济指标。

一、磨矿细度

浮选技术指标的高低，在很大程度上决定于磨矿时矿石的单体解离程度。选矿要求矿石中的有用矿物粒子和脉石矿物粒子最好达到完全单体解离，但在生产实践中因受种种条件的限制，基本上达到单体解离即可。力求做到产

生少量的连生体和尽可能减少过粉碎。实践证明，粒度不同的矿粒，其浮选效果是不同的，粒度过大(大于 1 毫米)和极细(小于 0.005 毫米)浮选效果都不好，回收率较低。因为粒度大，重量就大，易从气泡上脱落；粒度过细，它的表面活性大，会吸附大量的药剂和无选择性的粘着在其它矿粒表面上，给浮选以坏的影响。

粗粒和极细粒(矿泥)都具有许多特殊的物理、化学性质，它们的浮选行为与一般粒度的矿粒不同。因此在浮选过程中要求特殊的工艺条件，对粗粒浮选应采用下列特殊工艺条件：(一)使用足量的最有效的捕收剂；(二)增加矿浆的充气，造成较大的气泡，并增加水中析出的微泡量；(三)矿浆的搅拌强度要适当，特别在泡沫区不要产生涡流及搅动；(四)在升浮区造成上升的矿浆流，并缩短矿化气泡升浮的距离；(五)适当增加矿浆浓度；(六)刮泡要迅速而平稳。极细粒(矿泥)的浮选行为主要由其胶体性质所决定。在浮选风化的磷灰石矿及胶磷矿时，矿泥的有害影响比较显著。而原生矿泥具有高度的分散性并且是不定形的，因而它们的有害影响更为严重。目前浮选实践中常采用下列几种方法来减轻和防止矿泥的有害作用：(一)减少和防止矿泥的生成，采用阶段磨矿浮选流程，及时分出合格粒子防止过粉碎。(二)添加消除矿泥有害作用的药剂，如常用水玻璃、苏打、苛性钠及焦磷酸钠等。也可采用分段加药的方法。(三)浮选给矿的脱泥，这是消除矿泥影响的根本办法，但需防止有用矿物的损失。可采用分级机及水力旋流器，在特殊情况下也可加少量起泡剂预先浮出矿泥等。综上所述，粒度对浮选有很大影响，在一般条件下，过大的矿粒和矿泥都较难浮，因而浮选指标较低。为了改

善浮选过程和提高浮选指标，必须确定最适宜的磨矿细度，并选择合理的磨矿分级流程。

磨矿细度的确定及磨矿分级流程的选择：所谓最适宜的磨矿细度，必须保证：(1)有用矿物充分解离；(2)达到浮选要求的最大粒度；(3)尽量减轻和避免矿石的过粉碎和泥化现象。为了满足上述要求必须选择合理的磨矿分级流程。合理的磨矿分级流程，主要根据下列因素确定：(1)有用矿物和脉石的浸染粒度及共生特性；(2)有用矿物和脉石的硬度及比重；(3)有用矿物和脉石的碎散度(泥化程度)及其氧化性；(4)用户对精矿粒度的要求。由于磨矿分级循环最主要的任务是保证有用矿物充分解离，而又要尽量避免过粉碎，所以原矿的浸染粒度特性就是选择磨矿分级的主导因素。

按照有用矿物(含磷矿物)和脉石的浸染粒度特性，可将磷矿石大致分为下列四类。

(一)粗粒浸染的磷矿石　原矿中呈粗粒浸染的含磷矿物占优势，含磷矿物的浸染粒度一般在0.4～0.3毫米。这种矿石的磨矿，只要保证含磷矿物充分解离，又能达到浮选要求的最大粒度时，应力争做到粗磨、粗选(粗粒浮选)，注意避免不必要的过粉碎。这样，对降低磨矿费用、提高选矿指标和精矿产品处理都是很有意义的。这种矿石经一段磨矿就能使全部含磷矿物基本解离。其磨矿细度一般可在－200目35～55%，对具体矿石来讲，由于其可磨度不一样，所以要经过试验和生产校核最终确定最适宜的磨矿细度。此种类型的矿石多为晶质磷灰石矿。

(二)中粒浸染的磷矿石　原矿中呈中等粒度浸染的含磷矿物占优势，含磷矿物的浸染粒度一般在0.2～0.1毫

米。此种矿石一般也都采用一段磨矿，经过试验找出最适宜的磨矿细度，也可一次磨到使全部含磷矿物基本解离。但也要防止过磨，在含磷矿物充分解离的情况下也应力争在较粗粒度下进行浮选，这样能节省磨矿费用，提高选矿指标，有利于精矿的浓缩和过滤。这种矿石的磨矿细度一般可在－200 目 60～80%。

（三）细粒浸染的磷矿石　原矿中呈细粒浸染的含磷矿物占优势，含磷矿物的浸染粒度一般在 0.1～0.05(或小于 0.05)毫米。胶磷矿及细晶磷灰石的浸染粒度大部分属于此种类型。这种矿石必须磨得很细才能使含磷矿物充分解离。但一次磨得很细会造成部分易碎矿石的泥化，破坏浮选过程，所以一般应当采用阶段磨矿阶段浮选流程。这种矿石的磨矿细度，如果采用阶段磨矿、浮选流程时，这两段的磨矿细度要根据具体矿石通过实验研究最终找出最适宜(合适)的磨矿细度。一般可参照，第一段磨矿细度约在－200 目 60%左右；第二段磨矿细度约在－200 目 85～100%或 320 目 85～95%。

（四）复杂浸染的磷矿石　原矿中欲回收含磷矿物的浸染粒度不均匀。这种矿石需要细致的研究矿物的解离粒度，从技术上和经济上来考虑最合理的磨矿分级流程，注意避免矿石过分磨细产生泥化，及时设法回收已经解离的矿物。一般应采用阶段磨矿、阶段浮选流程。

总之，磨矿细度对浮选有很大影响，最适宜的磨矿细度是通过实验室试验，半工业及工业试验研究而确定的。

二、矿浆浓度

矿浆浓度一般是指矿浆中固体矿粒的含量。矿浆浓度通常有两种表示方法：(1)液固比——表示矿浆中液体与固

体重量(或体积)之比，有时又称为稀释度。(2)固体含量百分数(%)——表示矿浆中固体重量（或体积）所占的百分数。为了便于计算，通常采用的是第二种表示法。

矿浆浓度是影响浮选指标的重要因素之一。在浮选过程中，矿浆浓度很稀时回收率较低，但精矿质量较高。随矿浆浓度逐渐增高，回收率也增高，但增高到适宜的程度后，浓度再增高回收率反而下降。总之，在浮选过程中较浓的矿浆是有利的。但是如果矿浆浓度过大，矿粒与气泡不能自由流动，充气作用变坏，就会降低回收率和精矿质量并增加浮选时间，这也是不利的。因此，浮选各种矿石都有它最适宜的矿浆浓度。

浮选时最适宜的矿浆浓度与矿石性质和浮选条件有关，一般的规律是：(1)浮选比重较大的矿物采用较浓的矿浆，而比重较小的矿物则采用较稀的矿浆；(2)浮选粗粒矿物采用较浓的矿浆，而细粒和泥状矿物则用较稀的矿浆；(3)粗选和扫选采用较浓的矿浆，可以减少药剂消耗和浮选机台数，而精选则用较稀的矿浆，以保证获得质量较高的合格精矿。磷矿浮选粗选时，常用的矿浆浓度为30～35%固体含量。在浮选细粒及含矿泥很高的矿石矿浆浓度为15～25%左右。精选浓度一般在20%左右。

三、药剂制度

加入浮选过程中的药剂种类和数量、加药地点和加药方式等总称药剂制度，简称为药方。药方是浮选过程中的重要工艺因素，对浮选指标有重大影响。

(一)药剂的种类和数量　药剂的种类与数量在矿石可选性试验中确定的，然后在浮选厂工业条件下进行验证，并确定加药地点和方式。对于易选矿石(如硅质的磷灰石)

也可参考类似矿种的生产实践。

在一定限度内增加捕收剂和起泡剂的用量时，可以提高浮选速度并改善浮选指标。但如果用量过多，亦会降低回收率及精矿质量。

同样，抑制剂和调整剂也应该适量，过量或不足都会影响浮选指标。如在磷灰石的浮选中加入过量的抑制剂(水玻璃)会使磷的回收率降低，增加了磷灰石在尾矿中的流失(损失)。

(二)加药地点　加药地点的选择与该药剂的用途及溶解度有关，通常将介质调整剂加入球磨机中，这样就可消除起活化或抑制作用的"难免离子"对浮选的有害影响。抑制剂应加在捕收剂之前，通常也加到球磨机中。捕收剂与起泡剂加到搅拌槽或浮选机中。而难溶的捕收剂，为了促进其溶解和分散，增长与矿物的作用时间，亦常加入磨矿机中。

常见的加药顺序为浮选原矿时→调整剂→抑制剂→捕收剂→起泡剂。

为了提高药剂的作用效率，通常在浮选前需要将药剂和矿浆搅拌一定的时间，搅拌时间的长短主要与药剂的溶解度有关，并且是由试验研究确定的。对磷矿来讲，搅拌时间一般在 5～20 分钟。含泥较多污染重的风化矿搅拌时间应长些，原生矿的搅拌时间要适当短些，使用浮选柱时搅拌时间应长些。

此外加药地点的选择也要考虑矿石性质及其它条件。如有的磷矿选厂无加温设施时，就需将捕收剂（氧化石蜡皂)加入球磨机中以增加药剂溶解及与矿粒充分作用。

(三)加药方式　浮选药剂可采用两种方式添加：即一

次加药和分段加药。一次加药是指将某种药剂在浮选前一次加入矿浆中，这样就可以提高浮选初期的速度，虽然后期的速度降低，但总的浮选时间仍然较短，有利于提高浮选指标。一般对于易溶于水的、不致被泡沫机械带走并且在矿浆中不易起反应而失效的药剂(如碳酸钠、石灰等)应采用一次加药。

分段加药是指将某种药剂在浮选过程中分几批加入，一般在浮选前加入总量的60～70%，其余30～40%分批加入适当的地点。这样的分段加药可以改善精矿质量，但由于浮选初期速度降低而使整个浮选时间增长。一般对于易被泡沫机械带走的，在矿浆中易起反应而失效的，以及某些选择性较差的药剂应采用分段加药。

(四)强化药剂作用的方法　强化药剂作用可以提高浮选速度，改善浮选指标，并降低药剂用量，所以有重大意义。目前在浮选实践中已经广泛的采用混合使用捕收剂的方法。实践证明，混合用药比单用一种捕收剂的浮选效果好得多。

磷矿浮选时采用脂肪酸类型捕收剂与非极性油混合使用，常可提高浮选速度，降低捕收剂用量。如氧化石蜡皂与煤油混合使用也会得到良好效果。又如"R_{109}"与氧化石蜡皂混合使用可节省捕收剂用量，而且提高了选矿技术指标。

混合用药的良好效果是与矿物表面的不均匀性及各种药剂之间的相互作用有关。矿物表面性质不均匀，氧化程度不一，对不同的捕收剂可能存在有不同的活化区，因而混合用药就可能增加矿物表面捕收剂的覆盖密度，从而改善浮选效果。而各种捕收剂之间的相互作用所产生的共吸

附，也可增加药剂的捕收能力，提高浮选指标。

在浮选过程中，矿浆 pH 值（酸碱度）、矿浆浓度、水的质量、矿泥含量、搅拌时间等均对药剂的作用发生影响。在实践中要能正确控制这些工艺因素，就会强化药剂作用，改善浮选效果。

四、充气和搅拌

充气和搅拌对磷矿的浮选指标有很大影响。充气是将适量的空气送入矿浆中，并使之弥散形成大量微小的气泡，便于要捕收的矿粒附着在其上面。机械搅拌式浮选机的充气量，主要取决于叶轮的转速，浮选槽的深度和矿浆的浓度。叶轮转数快，浮选槽子浅和矿浆浓度低，均有利于充气。据实践证明，当强化充气时，可以提高浮选速度，缩短浮选时间，节省水电和药剂用量。但要防止过分的充气，以免大量矿泥机械地带入泡沫中，从而增加精选的困难并降低精矿质量。

矿浆搅拌的目的在于使矿粒均匀地悬浮于槽内矿浆中，并使空气很好的弥散，造成大量的微小气泡。在浮选中充气和搅拌是同时产生的，在充气的同时即进行矿浆的搅拌。加强充气和搅拌对浮选是有利的，但不能过分，过分要产生气泡兼并，精矿质量下降，电能消耗增加及机械部件磨损等缺点。矿浆搅拌应根据浮选机的类型及结构特点，通过试验确定。

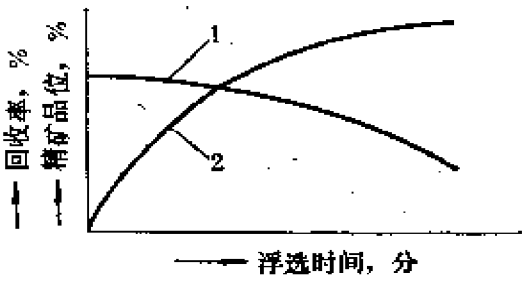


图 3-4　浮选成绩与浮选时间的关系

1—精矿品位与时间关系；2—精矿中的回收率与时间关系

五、浮选时间

浮选时间也是影响浮选指标的一个重要因素。在其它条件相同时，浮选效果由浮选时间决定。随着浮选时间的增长，回收率增加，而精矿质量降低(如图 3-4)。由图 3-4 可见在过程的初期浮选速度很快，然后逐渐降低。对于每种矿石都有其适宜的浮选时间，因为时间太短则回收率低，但若时间太长不仅降低精矿质量而且也不经济。

每种矿石最适宜的浮选时间，是在经过实验室研究和半工业及工业试验研究来确定的。影响浮选时间的因素，主要是：(一)矿石性质，如矿物的可浮性及欲浮矿物的含量等；(二)浮选给矿粒度；(三)矿浆浓度；(四)药方；(五)矿物分离的形式等。一般的规律是：当矿物的可浮性愈好，欲浮矿物的含量愈少，浮选给矿粒度适宜(不能太细)，矿浆浓度较小，药剂作用愈快愈强，以及充气搅拌较强等条件下，则浮选时间愈短。不同矿石的浮选时间相差较大，少者为 4～15 分钟，多者可达 40～50 分钟。

磷矿石的粗选及扫选时间一般在 15～30 分钟。精选时间的长短，要根据矿物的可浮性及对精矿质量的要求来确定。

六、水的质量

水的质量对浮选过程有很大的影响。浮选用水不应含有大量的悬浮微粒，也不应含有大量能与矿石或浮选药剂反应而使浮选变坏的可溶性物质。即在浮选用水或矿石中，都可能含有影响药剂与矿物作用时引起矿物活化或抑制的可溶性盐类。水中的可溶性盐类通常是碳酸盐类、硫酸盐、磷酸盐、钙、镁、钠的氯化物及硅的化合物。

在大多数情况下，天然水是适合浮选要求的，但在使用回水、矿坑水和湖水时，应特别注意这个问题。在使用

脂肪酸类捕收剂时，应注意水的硬度，最好使用软化过的水。

总之，水或矿浆中的一些起活化或抑制作用的“难免离子”，可以采用在磨矿时添加苛性钠、苏打及硫化钠等方法使之成为难溶性沉淀或络合物而除去。浮选中所用介质调整剂除调整矿浆的 pH 值外，还可改善水的质量。

七、矿浆温度

浮选一般多在常温下进行。当使用某些难溶的并且其溶解度随温度而变化的捕收剂(如脂肪酸及其皂类捕收剂)时矿浆加温是有利的。矿浆温度应保持在 25～35 ℃左右，才能保证药剂有足够的溶解和分散，并促进药剂对矿物作用的活度。例如，在浮选非金属矿，磷灰石及铁矿石时，温度的影响较大，所以多将矿浆温度提高才能获得较高的浮选指标。

矿浆温度对活化剂和抑制剂的作用也有影响。一般在温度升高时，活化剂和抑制剂的作用加强加快，而温度降低时则作用较弱较慢，并使浮选指标降低。

浮选过程加温应从技术上和经济上全面考虑，如果必须加温，应尽量利用厂内或厂外的余热或废热以降低成本。如果不具备此条件，就得采用专门的加温设施。

八、浮选流程

浮选流程是由不同的浮选作业所构成的。矿浆经搅拌(调和)后进入浮选的第一个作业称为粗选。将粗选所得的泡沫产品再进行浮选的作业称为精选。将粗选剩余的尾矿继续浮选的作业称为扫选。

浮选流程对浮选效果有很大影响。实践中所采用的各种浮选流程，是根据在该条件下保证成本最低并获得较高

的浮选指标(生产能力、精矿质量、回收率)而确定的。浮选流程的选择与矿石性质及对精矿质量的要求有关，而矿石性质中最主要的是：(一)矿石中有用矿物的浸染粒度和共生特性；(二)矿石在磨矿过程中的泥化情况；(三)矿物的可浮性；(四)原矿品位和矿物组成。在选择浮选流程时，必须确定浮选的原则流程及浮选流程内部的详细结构。

(一)浮选的原则流程　研究浮选的原则流程主要是解决两个问题：1.浮选流程的段数；2.有用矿物的浮选顺序。

1．浮选流程的段数　浮选流程的段数可以是一段的、二段或多段的。浮选流程的段数主要与矿石中有用矿物的浸染粒度特性及矿石在磨矿过程中的泥化情况有关。实践中常用的是一段和二段浮选流程。

一段浮选流程是将矿石直接磨到所需要的粒度，然后进行浮选得出最终产品，而无需将任何产品进行再磨。一段浮选流程适于处理有用矿物比较均匀浸染的矿石。对于含磷矿物呈粗粒或中粒浸染的晶质磷灰石矿常采用此种流程。

二段浮选流程又称为阶段浮选流程，采用阶段浮选流程的主要目的是避免矿石中有用矿物和脉石的过粉碎及泥化，使脉石尽量在较粗的粒度下呈尾矿排出，这样就可以大量节省磨矿费用并改善浮选指标。有时也可以为了先选出部分已单体分离的粗粒精矿，因此在处理有用矿物浸染较复杂的矿石，采用阶段浮选流程，无论在技术上和经济上都是有利的。

磷矿的阶段浮选流程主要有两种型式可供选择：(1)第一段的富尾矿进行再磨再选。(2)第一段的中矿再磨再选。

(1) 第一段的富尾矿再磨再选，即经过一段磨矿、浮

选得出部分合格精矿及富尾矿，然后将此富尾矿再磨并进行第二段再浮选的阶段浮选流程。如图 3-5。

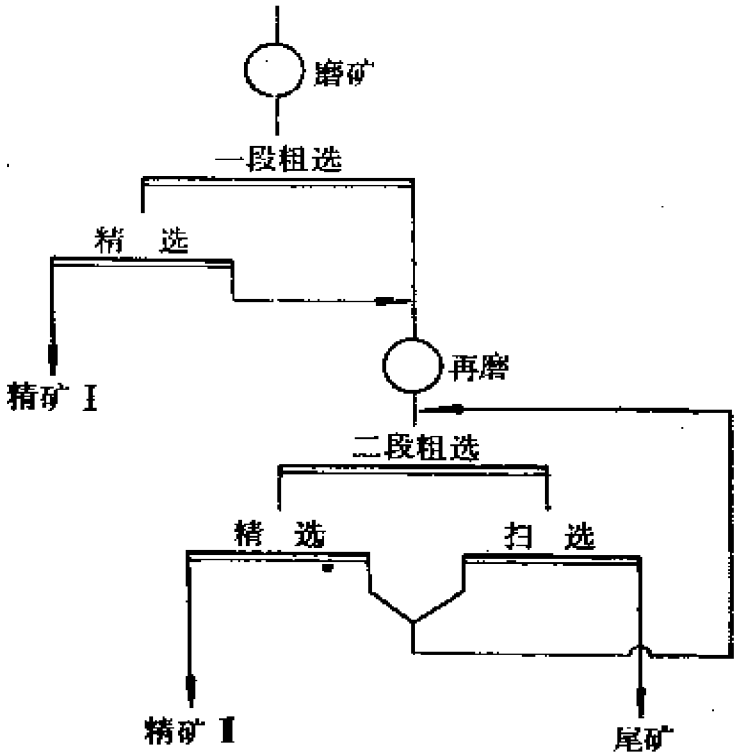


图 3-5　第一段的富尾矿进行再磨再选的阶段浮选流程

这种流程适于处理含磷矿物呈不均匀浸染的磷矿石。如图 3-6。矿石经第一段磨矿(粗磨)后，部分呈粗粒浸染的含磷矿物可以达到解离，可及时的在第一段浮出成为合格精矿，第一段浮选的尾矿经第二段磨矿(细磨)后，使其中的连生体及呈细粒浸染的磷矿物达到解离，在第二段浮选得出合格精矿及废弃尾矿。

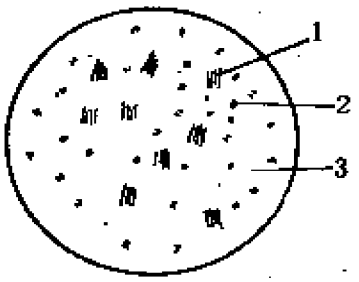


图 3-6　不均匀浸染的磷矿石

1—粗粒含磷矿物；2—细粒含磷矿物；3—脉石矿物

(2) 第一段的中矿再磨再选，即矿石经第一段磨矿、浮选得出部分合格精矿及废弃尾矿，将含连生体较多的中矿再磨并进行第二段浮选如图 3-7。这种流程适于处理含磷矿物呈细粒浸染的胶磷矿或部分呈细粒浸染的磷灰石矿。

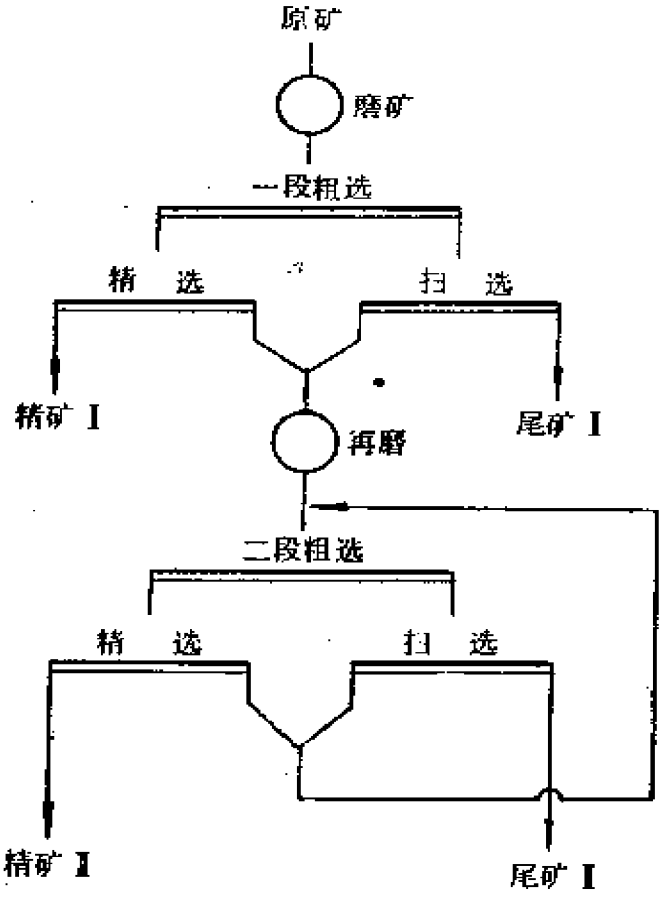


图 3-7 第一段中矿再磨再选的阶段浮选流程

总之，处理有用矿物呈不均匀浸染及细粒浸染的矿石，如果采用一段浮选流程，则为了使有用矿物充分解离，必须将矿石一次磨得很细，结果势必造成有用矿物和脉石的过粉碎，从而对浮选不利，使浮选指标降低。所以在这种

情况下，采用阶段浮选流程是有利的。

2．有用矿物的浮选顺序　如果矿石中含有几种有用矿物时，在确定原则流程时还要解决回收各种有用矿物的顺序问题。(1) 在处理这种矿石时，如果先浮选一种矿物而抑制其余的矿物，然后再活化并浮选另一种被抑制的矿物，这种依次回收有用矿物的流程称为优先浮选流程，如图 3-8。(2) 如果先将矿石中二种或二种以上的有用矿物一起浮出得到混合精矿，然后再将混合精矿进行分选而得到各种有用矿物的合格精矿，这种先混合回收多种有用矿物的流程称为混合浮选流程。如图 3-9。

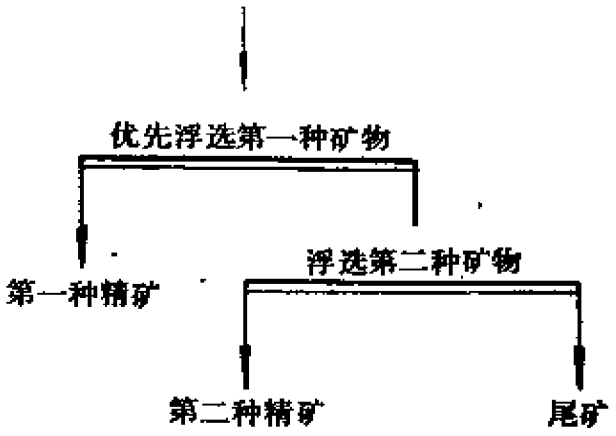


图 3-8　优先浮选流程

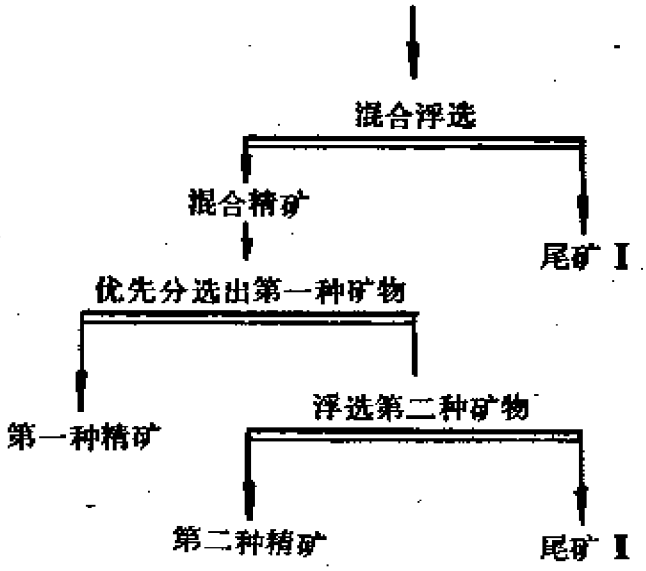


图 3-9　混合浮选流程

混合浮选流程在经济上较优先浮选流程节省磨矿费用、节省浮选药剂和节省浮选槽等优点。它的唯一缺点是在混合精矿的矿浆中存有过剩捕收剂，矿粒表面上覆

盖有捕收剂薄膜，给分选造成困难。

一般对于有综合利用价值的磷矿石应考虑有用矿物回收的顺序。

（二）浮选流程的结构　在确定矿石的浮选原则流程之后，还要解决浮选流程的内部结构问题，亦即确定流程中精选、扫选的次数和中矿的处理方法。

1．精选和扫选的次数由原矿品位、有用矿物的可浮性及对精矿质量的要求等来决定。当原矿品位较低，有用矿物的可浮性较好，并对精矿质量要求较高时，则应加强精选，即加长精选时间并增多精选次数；当原矿品位较高，有用矿物的可浮性较差，并对精矿质量要求不高时，则应加强扫选，即加长扫选时间并增加扫选次数。

2．中矿处理：在浮选流程中得出的各精选作业的尾矿和各扫选作业的泡沫产品，统称中矿，中矿的处理方法由中矿中连生体的含量，有用矿物的可浮性及对精矿质量的要求来决定。常见的有以下四种方法：

（1）将中矿返回浮选循环前部的适当地点，此法适于处理主要由已经解离的矿粒所组成的中矿。此法又有两种形式：①循序返回，即将后面作业所得中矿返回前一作业，而使中矿经受再选机会较少，使中矿尽早的分配，减少其循环量，由于中矿经受再选次数减少，而使损失降低，适于强调提高回收率的情况。如图 3-10。②合一返回（如图 3-11）即将所有中矿合并一起返回浮选前部，而使中矿经受多次再选，因此适用于对精矿质量要求较高的情况。

（2）将中矿返回磨矿分级循环中，此法适于主要由连生体所组成的中矿，通过再磨使有用矿物充分解离，以利再选。

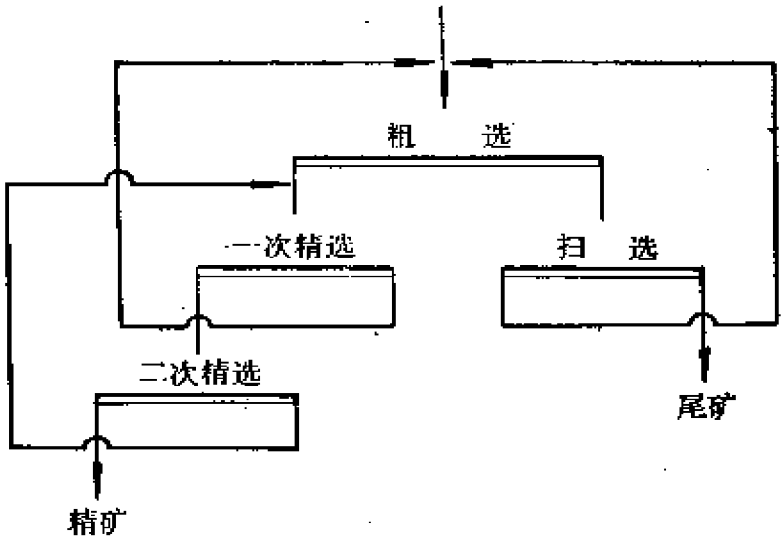


图 3-10　中矿循序返回流程

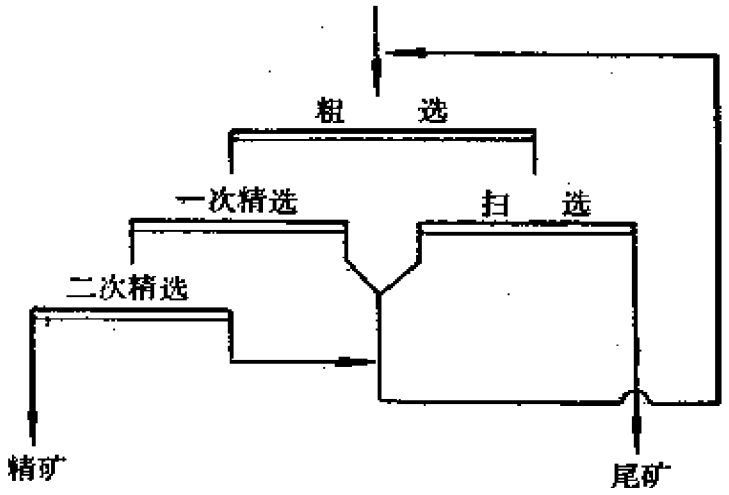


图 3-11　中矿合一返回流程

(3) 如果中矿中含有部分已解离的矿粒及部分连生体，这种情况要根据具体情况而定，当中矿中以连生体为主时，应返回磨矿再磨，若以单体解离为主时可以返回分级。有时为了将中矿的矿粒表面进行机械擦洗，以便加强浮选药剂的作用，也可将中矿返回磨矿机中。

（4）中矿单独处理，当中矿为浸染复杂的、易氧化的、难浮的矿粒所组成，由于其浮选性质与原矿差异很大，并且其中常含有较多的矿泥，所以如将其返回原浮选循环的前部，则势必破坏整个浮选过程，降低浮选指标，因此在这种情况下，应将中矿在单独的浮选循环内进行处理。

此外，中矿的单独处理也可采用水冶或化学法处理。也可不经处理而把中矿做为低品位精矿售出。

总之，中矿的处理方法及返回地点需要通过试验研究才能确定。一般应使中矿返至矿物含量相近作业中去。

九、低品位磷矿浮选流程及评述

目前，低品位磷矿浮选流程的段数多为一段浮选流程。主要有以下几种形式，如图 3-12。

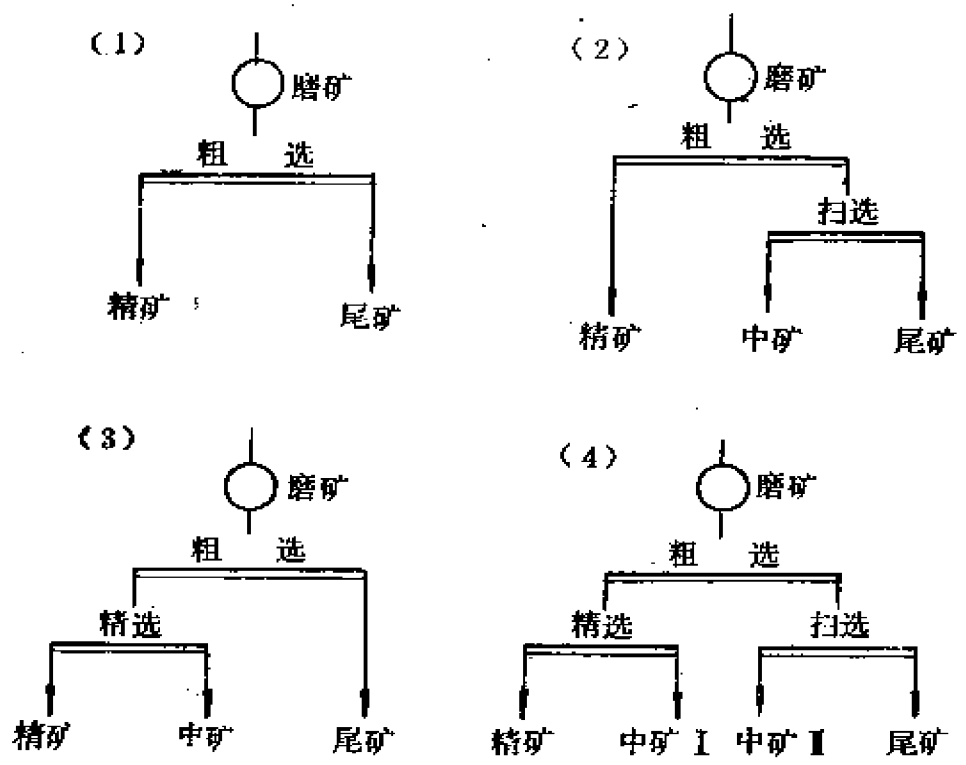


图 3-12　低品位磷矿四种浮选流程

上述第一种流程虽结构简单，但由于单一作业，如若提高精矿质量，则回收率很难保证，若提高回收率则精矿质量又难以保证。此流程只有在条件所限时才采用，一般不采用这种流程。第二种流程，对降低尾矿品位，提高回收率较有利，而精矿品位不会高，一般适用于原矿品位较高，有用矿物可浮性较差，并对精矿质量要求不高的情况。第三种流程，与前二者来比，有助于提高精矿品位，配置较方便，便于操作。如果粗选时间不长，则回收率难以保证，若粗选时间过长，则给精选造成一定困难，也会影响精矿品位。原生的易选的硅质磷灰石矿有时采用此种流程。第四种流程，对提高精矿品位及回收率都较有利，所以此流程一般说来，多数都能取得较好的技术指标。

浮选流程的选择与确定，主要还是根据矿石性质及对产品的要求，通过试验和生产实践来确定。

第四节　浮选机械

浮选机的种类很多，但它和普通机器一样应该保证其工作可靠、耐磨、动力消耗少，并且要求价格低廉，构造简单。对于浮选机械还应具有下列基本条件：(1)工作过程是连续的。(2)能够使矿浆中充有足够的空气。(3)使矿浆中的空气很好的弥散，气泡能均匀地分布在全部矿浆中。(4)矿化泡沫能及时排出。(5)矿浆液面的调整方便可靠。

浮选机械一般可分为三种：(1)浮选柱。(2)机械搅拌式浮选机。(3) 无搅拌器的浮选机。在低品位磷矿选矿厂中，通常用浮选柱和机械搅拌式浮选机。

一、浮选柱

浮选柱是新的浮选设备之一，许多选矿厂经试验研究已用于各种矿石的浮选作业之中，并获得了较好的效果，与浮选机比较它具有结构简单处理能力大，占地面积小，耗电量低，易损件少，简化了工艺流程以及操作管理方便，基建费用低，上马快等优点。

目前浮选柱存在的主要问题是，在高碱度矿浆中充气器易结钙堵塞，影响充气，工作不稳定，尚有待研究解决。此外，由于浮选柱较高，欲使矿浆自流，则配置复杂，高差损失大，因而常需另设矿浆提升装置。一般采用空气提升。

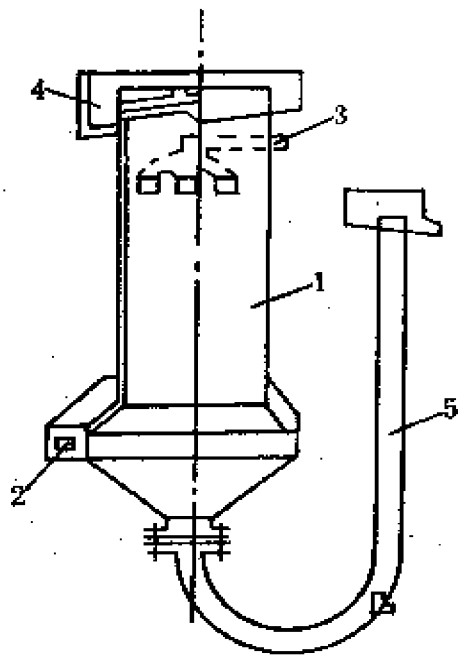


图 3-13 浮选柱

1—筒体；2—充气器；3—给矿装置；4—精矿泡沫溜槽；5—尾矿提升装置

（一）结构与工作原理 浮选柱由筒体 1、充气器 2、给矿装置 3、精矿泡沫溜槽 4、尾矿提升装置 5 等几个主要部分组成，见图 3-13。目前各浮选厂所采用的浮选柱，都是自行设计和制造的，其规格大小不一。浮选柱的筒体有圆形、方形及上方下圆等型式。浮选柱的高度取决于选别物料的性质和产品质量的要求，一般粗、扫选柱 4～6 米。

充气器是浮选柱的重要部件。它直接影响矿浆的充气量及气泡的弥散程度。现在工业上应用较多的充气装置是竖管型和炉条型，现在定型设备的充气装置采用竖管型。

常用的材质是锦纶带、微孔塑料管、丁腈橡胶球及微孔陶瓷管等。

尾矿提升装置，一般采用U形管，利用矿浆的静压力将尾矿提升至可能的高度。但往往不能满足设备配置的高度要求。因此更多的采用空气提升，即利用压缩空气，将U形管内的矿浆提升到更高的高度而送至另外的作业。

浮选柱的工作原理，是属于气流通过充气器的细孔进行充气的压缩式浮选机之一，突出的特征是浮选柱既无机械搅拌又无传动部件。它是以对流原理工作的。从其底部不断通过充气器的细孔向矿浆中充入空气，在浮选柱内便弥散成大量气泡，这些气泡穿过向下流动的矿浆而上升。经过药剂作用后的矿浆由浮选柱上部给入，矿粒在重力作用下缓缓下降的过程中，与气泡相互接触和碰撞，一些疏水性矿粒附着于气泡上，矿化气泡上浮至矿浆面上部形成泡沫层。溢出(或刮出)后得泡沫产品——精矿，尾矿则由底部排出。

(二)操作及维护　1.浮选柱由于没有机械搅拌设备，因此，浮选柱给矿前对药剂应有充分的搅拌时间。2.浮选柱的操作主要通过调整充气量来保持适宜的矿浆面。所以空气量大小对浮选过程影响很大，如空气量过多，则泡沫层厚，而选择性低；给入空气压力过大，能引起矿浆面"翻花"；空气量过少，则泡沫层薄，浮选速度慢，适宜的空气量大小应根据工艺条件的要求，通过试验确定。3.操作人员要时刻注意观察是否有下列情况出现：(1)翻花：原因是充气器破裂和空气压力太高。(2)尾矿管堵塞：这是操作中最容易发生的事故。堵塞现象多数是由于矿浆中的矿石粒度太大，或因给矿量突然增大和尾矿管闸门开的太小，

以及柱中流入其它杂物等原因。(3) 泡沫少：主要是由于空气量太少或药剂制度有问题。凡是发生上述故障，要采用各种方法及时加以排除。4.在事故停车(突然停电)时，操作人员应马上将尾矿管闸门全部打开，并关闭给矿管，使柱中矿浆迅速放完，避免淤塞现象，并用清水清洗空气管。风室中的积水应放净；另外每天要放掉一次风包中的油水，避免机械油混入矿浆之中而影响浮选作业。5.开车：开车时先向充气管送风，经检查没问题后，向柱中加清水，待清水盖住充气管水面上升至柱高的一半左右后，打开尾矿连接管的闸门，见到清水能够流出即可给入矿浆，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，当有精矿泡沫产出时，调整尾矿闸门，达到尾矿排出量与进矿量平衡时的程度，以保持液面恒定。6.停车：停车时先停止给矿，同时将尾矿管闸门适当的变小，但要保证尾矿流连续流出并注入清水，依靠外加水将矿化泡沫刮除后，停止注水，将尾矿闸门全部打开，放完矿浆，并用清水冲洗干净，最后停风。

二、机械搅拌式(XJK 型)浮选机

我国选矿厂目前使用的浮选机，多为叶轮机械搅拌式(XJK型)的。叶轮机械搅拌式浮选机的示意图如图 3-14 。

每两个槽是一个机组，第一槽是吸入槽，而第一槽与第二槽之间没有中间室，矿浆在下部是连通的，所以称第二槽为直流槽。叶轮 1 安装在垂直轴 2 的下端，而垂直轴上部装有皮带轮 3 用电机通过三角皮带带动旋转。空气经导管 4 吸入。每一机组(二个槽)内的矿浆水平用闸门 5 调节。叶轮上面有盖板 6 和进气管 7 。进气管 7 下部有孔以供安装进浆管及中矿返回管之用。此孔开口的大小可转动

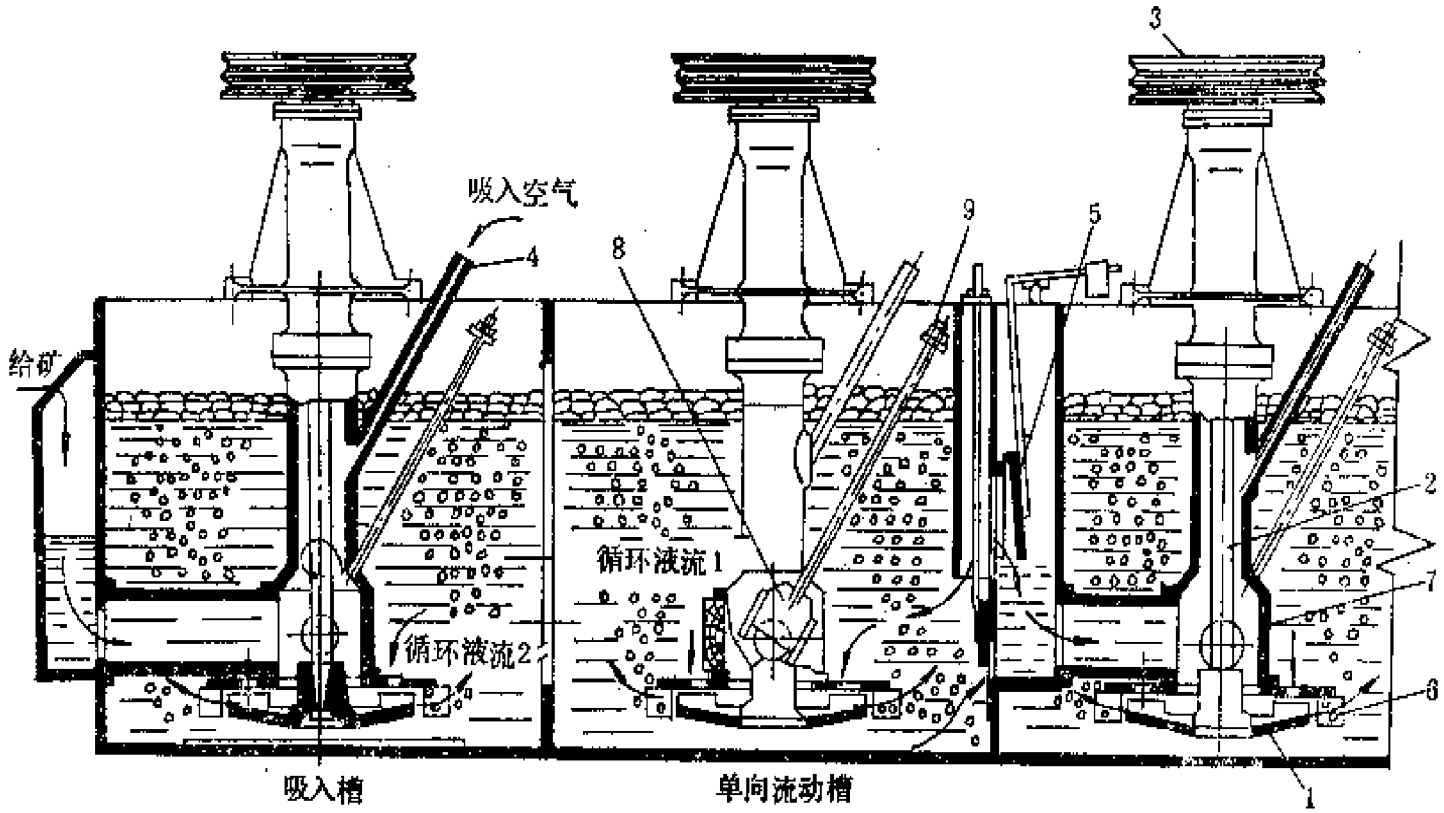


图 3-14　叶轮机械搅拌式浮选机示意图

1—叶轮；2—垂直轴；3—皮带轮；4—导管；5—水平闸门；
6—盖板；7—进气管；8—闸门；9—螺旋杆

螺旋杆 9 使闸门 8 移动而调节之。

这类浮选机的特点是充气过程靠叶轮搅拌矿浆而实现的，电动机带动浮选槽中的叶轮旋转，一方面对矿浆产生了搅拌作用，形成了旋涡运动，从而促进矿粒悬浮和空气泡形成，并增加了二者的接触；另一方面将进到叶轮上的矿浆抛出，在叶轮和盖板之间造成一定程度的真空，即所谓形成负压。由于负压的形成则可通过进气管将外面空气吸入槽内。通过进浆管将矿浆也吸入槽内，矿浆和空气在叶轮上相混合，又被抛向槽中，于是又产生负压，又吸入空气和矿浆——如此连续循环进行。被抛进槽内的空气，在矿浆旋涡的作用下被分割成大量的细小气泡，弥散在矿浆中。同时由于叶轮旋转，则在叶轮辐射叶片的前方形成较高的压力，而在其后方形成低压，这种压力差有利于在叶轮辐射叶片的后方从溶液中析出微泡。在浮选药剂作用下，气泡与疏水矿粒接触矿化，矿化气泡上浮在矿浆表面形成泡沫层。经刮板刮出为泡沫产品，槽内矿浆由侧面经中间室流向下一槽，由最后一个浮选槽流出就是该作业的尾矿。

在浮选进行时槽内可分为三区：

(一)搅拌和充气区　此区位于槽内的最下部叶轮附近。矿浆和空气在此区很好的混合，并被旋转的叶轮抛出。但由于此区搅拌强烈，所以只适于充气和搅拌，而不利于矿粒向气泡上附着。

(二)分离区　此区位于槽内中部。比较稳定，则欲浮矿物可附着于气泡而上浮，脉石则下降经闸门排出。

(三)泡沫区　位于槽内最上部。此区集聚了许多矿化泡沫，在此进行着二次富集作用。矿化泡沫逐渐向前移，

然后被刮板刮至泡沫槽中流走。

操作及维护：

1．适当的调节闸门的打开程度，及时地调整矿浆液面高度，保证有效的刮出泡沫并防止矿浆溢流到泡沫槽中。

2．在操作浮选机中应经常检查：(1) 电动机和叶轮体中滚动轴承的一般温度不得超过35℃，最高温度不得超过65℃。(2) 传动皮带的拉紧程度要合适。(3) 发现皮带有严重的磨损时，应选择长度一致的皮带成组更换。(4)检查油封橡胶圈的密封性，应特别注意轴承体中的润滑脂不要漏到矿浆中，以免影响浮选工作的正常进行。(5) 各润滑点是否有足够的润滑脂，如发现油少应及时添加。

第五节　选矿产品处理

浮选得出的磷精矿含有大量的水分，对这些精矿的直接使用或继续加工制肥都不适合。精矿中的水分还会给运输和装卸造成困难，并且增加运输费用，所以对选矿产品必须进行脱水。

有时为了减少选矿厂新鲜水的消耗量，经常对选矿产品(精矿和尾矿)进行脱水，然后再返回使用（这部分水量有时可占选矿厂总用水量的80%)。

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

脱水过程一般由浓缩、过滤和干燥三个作业组成。但对于具体的物料(选矿产品)究竟采用什么样的脱水作业，决定于物料的性质(如粒度、比重及矿浆粘性等)和对脱水产品的要求。如浮选精矿一般需采用浓缩和过滤，个别情

况下还需要进行干燥。

目前地方的一些小磷矿，在利用自然排水方面创造了一定的经验。如连续沉降法即使含大量水分的磷精矿连续经过几个简易的沉淀池，进行多次沉降、脱水的办法。此种办法简单易行，节省设备和资金，对于粗粒物料的脱水是比较有效的。又如采用卤水及喷雾消泡法都取得了一定的效果。

对于细粒物料及大型磷矿，则由于细矿粒的沉降过程缓慢，精矿量很大，为了减少细粒精矿的流失，应采用浓缩机脱水。浓缩是借物料本身自重在浓缩机中进行的脱水过程。如果需要得到产品水分较低时，应对物料进行过滤。

一、浓　缩

选矿厂中物料的浓缩是在连续工作的浓缩机中进行的。目前最常用的是耙式浓缩机，依传动方式不同分为中心传动式和周边传动式。前者用于小型浓缩机，后者用于大型浓缩机。中小型磷矿适于采用中心传动式浓缩机。

(一)中心传动式浓缩机　是用钢板或钢筋混凝土建造一个圆筒形槽，槽底是平的或微作倾斜的圆锥形底。在槽的中心安装一根垂直轴，轴的下端固定一个十字形的耙子，耙子上又安装一些叶片(角钢)，角钢的安装角度，是以垂直轴转动时，耙子将沉淀的物料从槽的周围耙向中心为准。当其旋转时，将沉淀物刮至中心排料口排出，澄清液从上部的环状溢流槽流出。耙子的旋转很慢，例如直径12米的中心传动式浓缩机，耙子每转动一周的时间为5分钟左右。其构造见图3-15。

浓缩机的单位生产能力(浓缩机每一单位浓缩面积、每

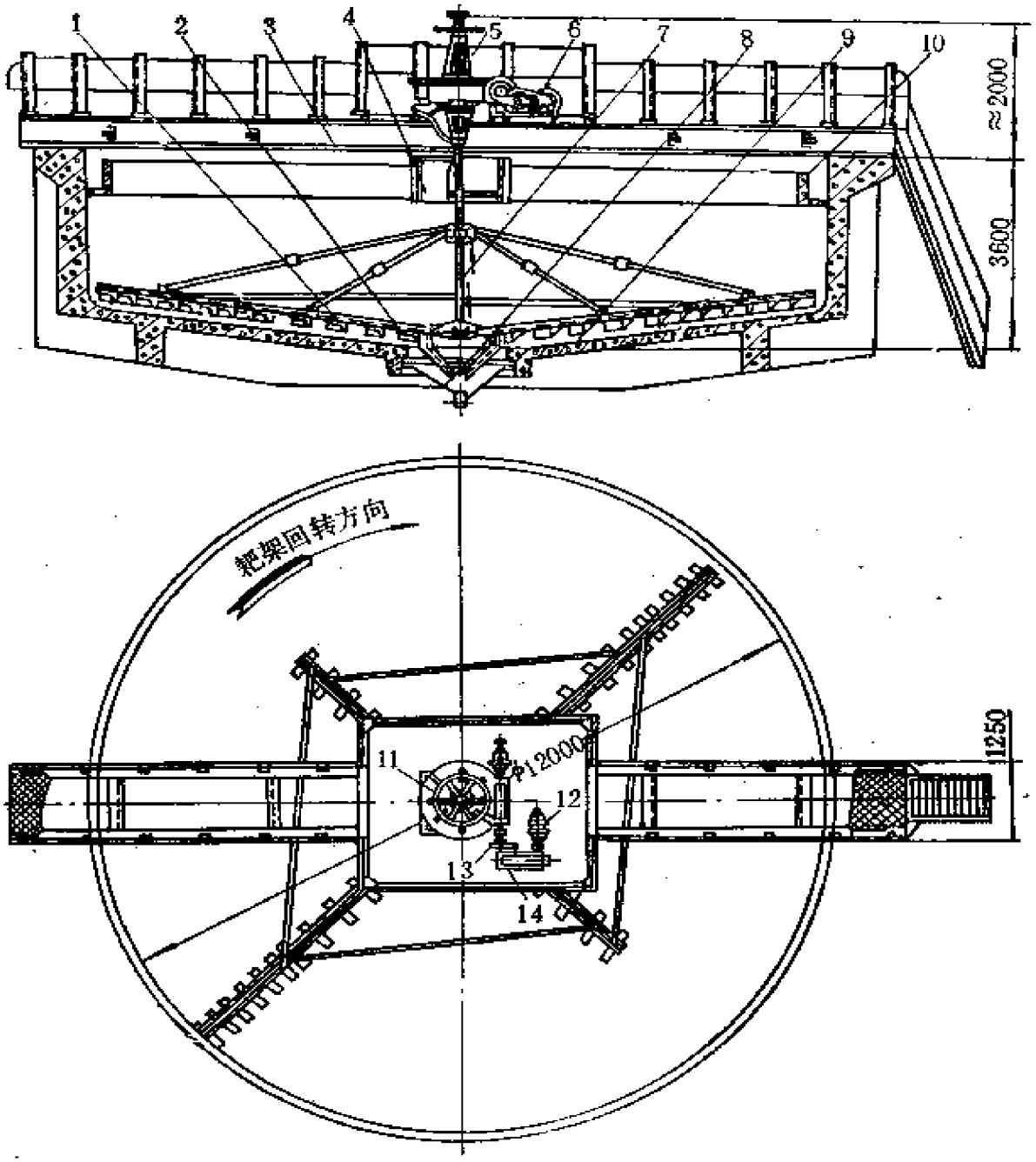


图 3-15　Φ12 米中心传动式浓缩机

1—耙架；2—刮板；3—桁架；4—受料筒；5—提升装置；6—传动装置；7—回转轴；8—卸料筒；9—浓缩池；10—溢流槽；11—蜗轮减速器；12—电动机；13—中介传动；14—圆柱齿轮减速机

昼夜处理物料的吨数，即吨/米²·日）和下列因素有关：给矿和排矿的浓度、给矿的粒度组成、矿浆中泡沫的粘度、药剂和电解质的存在、矿浆温度等。在浓缩浮选精矿时其单位生产能力一般为0.5～1.0吨/米²·日。通常给入浓缩机的矿浆中固体含量为15～25%，而经过浓缩机的排矿中固体含量一般为50～60%，有时可达70%。

1．耙式浓缩机的工作原理　矿浆的沉淀浓缩是借重力作用将悬浮在水中的微细矿粒在浓缩池中沉淀，使悬浮液分成澄清液和浓厚的矿浆，这种过程称为浓缩过程。

矿浆在浓缩池的沉淀过程如图3-16所示，需浓缩的矿浆首先进入自由沉降区（B区），矿浆中的颗粒靠自重迅速下降。当沉降至压缩区（D区）时，矿浆已汇集成紧密接触的类似纤维海绵状的团块组织，继续下沉到被浓缩了的矿浆区（E区），由于刮板的运转，使E区形成一种锥形表面。矿浆受到刮板的压力，使沉淀物进一步浓缩，然后由卸料口排出。

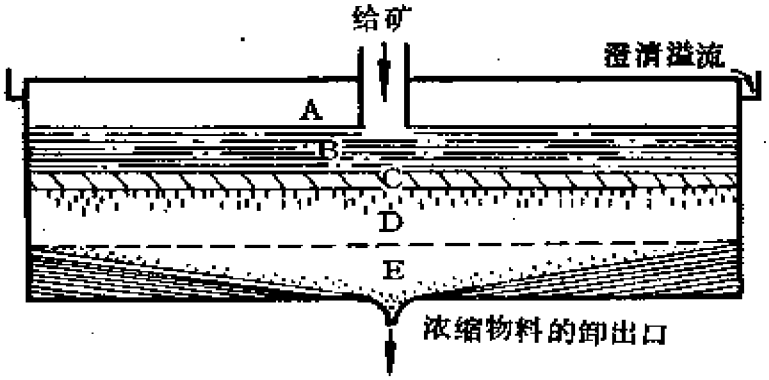


图3-16　浓缩机的浓缩过程示意图

矿浆由B区沉至D区时，中间还经过C区，在C区，一部分矿粒能够因自重而下沉，一部分矿粒却又受到密集的矿粒阻碍而不能自由下沉，形成了介于B、D区之间

的过渡区，根据矿浆性质的不同，C区有时很薄，有时很厚。

很明显，这五个区域中，A、E区是浓缩的结果，B、C、D区是浓缩的过程，在A区得到的是澄清的水，从溢流槽流出。在E区，对于精矿，可以得到浓缩的成品，对于尾矿排出的是废料。

2．浓缩机的操作及维护　浓缩机的管理工作较简单，通常仅限于泵的调节，启动和停车，因此，除了多台浓缩机同时工作的选矿厂外，一般可由邻近的工人兼行看管即可。

浓缩机的管理工作虽然简单，却不可忽略。如果发生故障，就可能引起全厂停工。为了保证浓缩机正常工作：

(1) 操作者在给料之前应先启动电动机，在停止给料之后才允许停车。遇到特殊情况必须停车时，要马上停止给料，并把耙架迅速提起或加大排矿量，以避免刮板被埋入浓缩了的矿浆中。

(2) 给料及排卸浓缩产物的工作应保持连续性及均匀性。须有规律的检查浓缩机的处理量，给料浓度，浓缩产物浓度，溢流质量，使之满足生产要求。浓缩产物的浓度和浓缩池中沉淀物的厚度成正比，为保证浓缩产物能达到较高的浓度，必须使浓缩池中保持有适当的沉积物厚度，在实际操作中浓缩产物的浓度可以通过控制排料速度来调节，但在调节排料浓度的同时，必须防止溢流中固体损失的增加。

(3) 在浓缩浮选精矿时，由于这种矿浆有大量的泡沫，往往给浓缩机操作带来困难，使溢流浑浊，致使溢流中含有大量的精矿损失，所以在浓缩前应将这些泡沫消除，消

除泡沫的方法有多种：当矿浆进入浓缩池时，用高压水喷洒。使泡沫消散，或利用离心泵叶轮的回转将气泡打散，或在浓缩池内装设平行溢流槽的挡圈（挡圈上堰稍高于溢流槽，下缘浸入液面之中）阻挡泡沫，以及加药剂（如卤水、凝聚剂等）促使泡沫迅速破裂。

（二）倾斜浓密箱　倾斜浓密箱是一种新型高效率的浓密设备。如图 3-17 。它的外形是一个方形的角锥箱，箱内上部安有平行排列的倾斜板，下部有同样数目的稳定板。给入的矿浆上升过程中，在倾斜板上进行沉降，使矿浆浓缩，缩短了颗粒的沉降距离和时间，沉砂从倾斜板下滑，由下部排出，溢流从上部流槽排出。

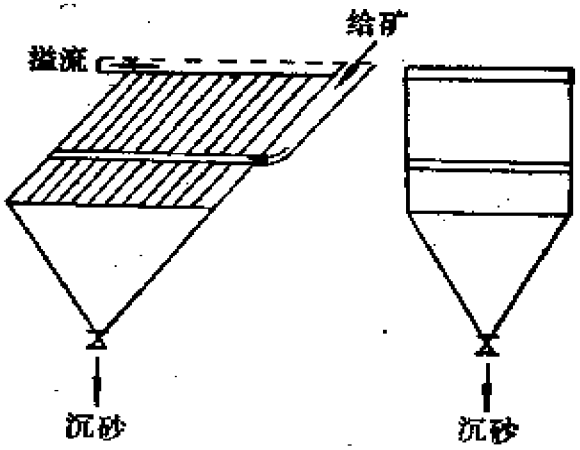


图 3-17　倾斜浓密箱

倾斜浓密箱常用于流程中脱水、脱泥、精矿浓缩等作业。其最大的特点是结构简单，浓缩效果好，但排矿口易堵塞。所以不宜用于要求产品浓度高的作业。为了提高沉砂的浓度，减少细粒精矿的流失，可将几个倾斜浓密箱串联使用，即将第一次浓缩溢流给入下一个倾斜浓密箱进行再次浓缩或多次浓缩。

二、过　滤

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

选矿厂中目前常用的是圆筒式真空过滤机，其中又分为外滤式和内滤式。

(一)外滤式真空圆筒过滤机　它有滤鼓，在滤鼓外面覆盖滤布，滤鼓的下部浸入容浆槽中，并绕水平轴作顺时针方向旋转，在容浆槽底有搅拌器，使矿浆保持悬浮状态。在滤鼓的一端配有分配活门，真空泵及压气机经过分配活门与滤鼓的滤面相连接。

滤鼓1用木板制成（见图3-18），在木板制的木壳滤鼓上面钉上短木条6，滤布5覆盖在这些木条上，在滤布和滤鼓木壳间有空间，矿浆中的水即透过滤布进入空间，并沿着吸入管2流至过滤机的分配活门，木隔条4将整个滤布与滤鼓木壳间的整个空间分为二十四部分，每一部分

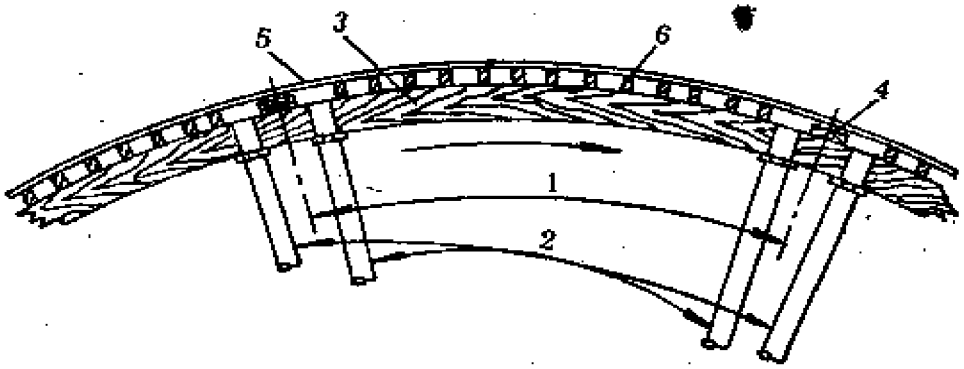


图3-18　过滤机滤鼓的装置

1—滤鼓；2—吸入管；3—木壳；4—木隔条；5—滤布；6—短木条

Ⅰ的空间就是一个单独的过滤室。由两根吸入管 2 与分配活门接连。通过它排出滤液(处在真空阶段)，也是通过它和压气机接通时向滤饼吹气，使滤饼松动。

过滤过程全部滤鼓可分为以下几个区域(如图 3-19)：Ⅰ为过滤区域：在此区域内，滤鼓浸入矿浆中，滤布与木壳之间形成的过滤室（此时被抽成真空)，滤液经过分配活门抽出。Ⅱ为吸干区域：在此区域内，将剩余滤液吸尽并将滤饼吸干。Ⅳ为吹松区域：在此区域内，过滤室与压气机相通，用压缩空气将滤饼吹松便于卸料。Ⅵ为滤饼剥落区域。Ⅲ、Ⅴ、Ⅶ为不操作区域，使过滤室由一区域转变到另一区域时不致彼此连通。

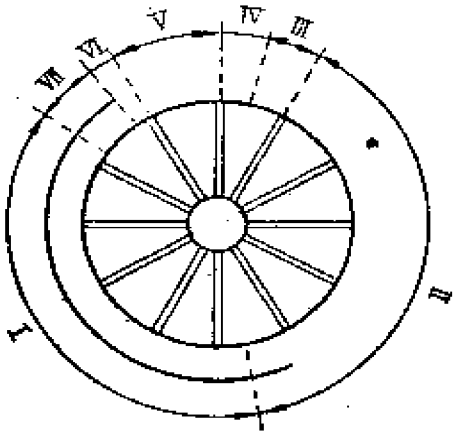


图 3-19　真空过滤机工作原理

Ⅰ—过滤区域；Ⅱ—吸干区域；Ⅳ—吹松区域；Ⅵ—滤饼剥落区域；Ⅲ、Ⅴ、Ⅶ—不操作区域

外滤式真空过滤机的缺点之一就是处于悬浮状态的极细颗粒首先沉在滤布上，而粗粒都处于容浆槽中矿浆的下层。细粒形成滤饼最初一层，使得过滤困难，从而降低了过滤机的处理能力。

(二)内滤式真空过滤机　内滤式真空过滤机的矿浆槽在滤鼓里面，因而粗粒首先沉淀在滤布上，对于磷精矿的过滤比较适宜。内滤机的构造如图 3-20，3-21 所示。

过滤机的生产操作：精矿水分，滤液的清洁度、每平米过滤面积的处理能力(单位处理量)和电能消耗等都是衡量过滤机工作好坏的技术指标。其中精矿水分和处理能力

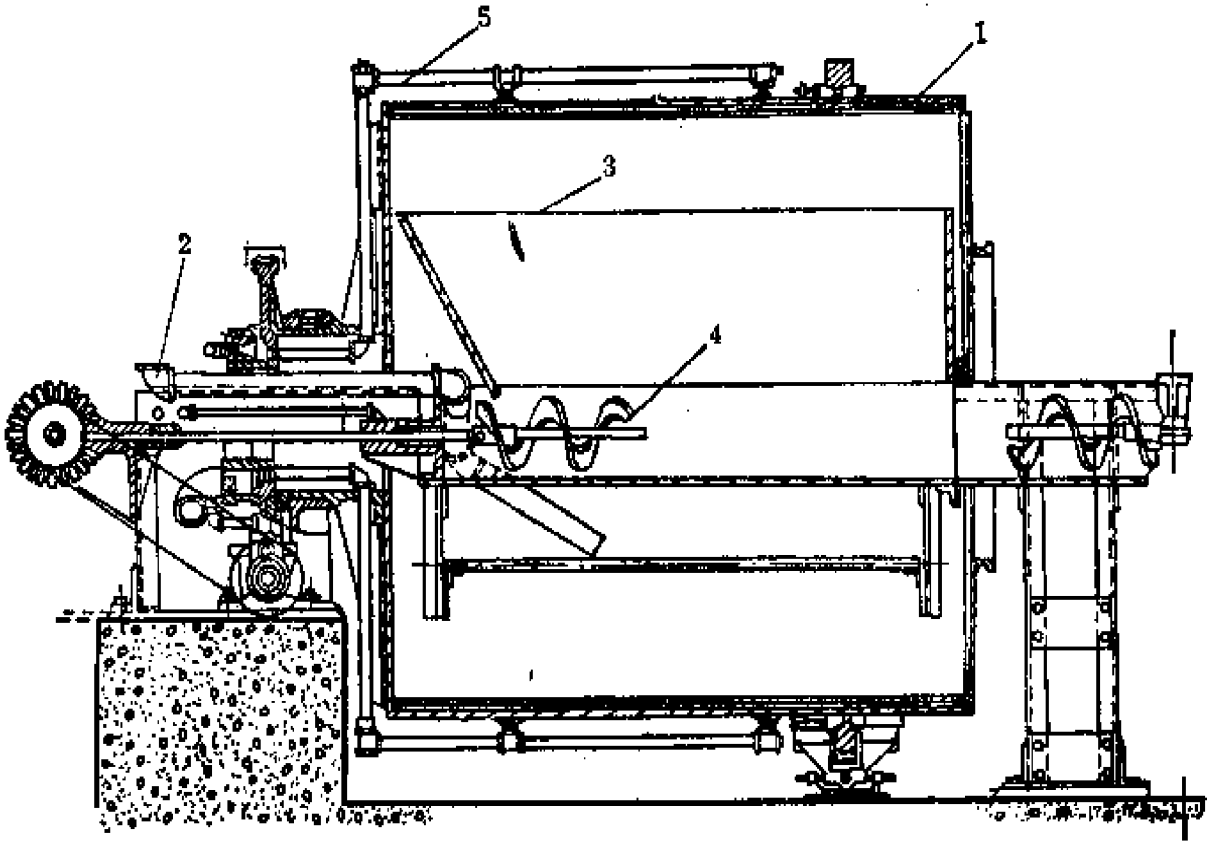


图 3-20　内滤式真空过滤机示意图

1—滤鼓；2—送矿管；3—卸矿溜子；4—螺旋运输机；5—抽吸气管

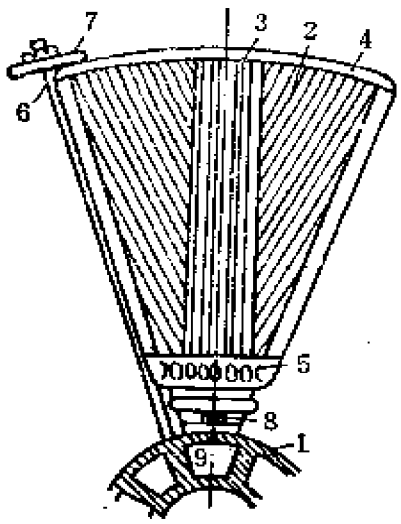


图 3-21　扇形片示意图

1—过滤机的空心轴；2—筋条；3—扇形片；4—木条；5—空心夹套；6—带螺帽的辐条；7—压板；8—螺钉；9—空心轴孔道

本低。常用的滤布是棉帆布、锦纶布或尼龙等。是主要指标。

过滤的好坏与矿浆浓度、滤饼的厚度、真空度(抽真空的程度)、滤布质量有关。一般在过滤时保持较高的矿浆浓度，既能降低精矿水分又能提高过滤机的处理能力。给矿量和浓度应尽量稳定以保持滤饼各部分厚度均匀和足够的厚度。现厂中真空度通常为500～650毫米水银柱。滤布应该过滤阻力小，有足够的机械强度，易清洗不易堵，耐腐蚀，成

第四章　磷矿的选矿实践

几年来，在我国，特别是北方各省发现了大量的低品位磷矿。其特点是储量大，分布广，埋藏浅，矿床比较稳定。这些磷矿的工艺类型，按矿石含磷矿物的特征及脉石矿物的种类和含量，大致可分为五种：一、硅质磷灰石矿，即脉石矿物主要为硅酸盐的磷灰石矿；二、硅钙质磷灰石矿，即脉石矿物为硅酸盐及碳酸盐的磷灰石矿；三、硅质胶磷矿，即脉石矿物主要为硅酸盐的胶磷矿；四、硅钙质胶磷矿，即脉石矿物为硅酸盐及碳酸盐的胶磷矿；五、钙质胶磷矿，即脉石矿物主要为碳酸盐的胶磷矿。这五种磷矿石中，最常见的是一、三、四种，其余则少见。

第一节　硅质磷灰石矿的选矿实例

此种类型的矿石多数产于变质型磷灰石矿床及岩浆型磷灰石矿床。含磷矿物为晶质磷灰石，磷灰石的浸染粒度一般在0.4～0.3毫米或0.2～0.1毫米。脉石矿物主要为硅酸盐矿物，如角闪石、黑云母、斜长石、石英、辉石等。伴生的有用矿物有磁铁矿、钛铁矿、黄铁矿等。

此种类型的矿石多为易选矿石，选矿流程比较简单，技术指标较好。

一、辽宁省某磷铁矿

（一）矿石性质　该矿所处理的矿石为硅质磷灰石矿，主要矿物有：普通角闪石占25%，斜长石占25%，黑云母

占 10～20%，石英占 5～10%，磷灰石占 10%，磁铁矿占 10%。其余还有少量的钛铁矿、黄铁矿、榍石、赤铁矿、褐铁矿、黄铜矿、绿泥石、绿帘石、白钛矿及锆石等。目前已回收的有用矿物为磷灰石和磁铁矿。

磷灰石在矿石中的嵌布特性为自形、半自形、短柱状和柱状，节骨状晶体均匀分布在矿石中。一般为单晶出现，部分呈颗粒集合体，与矿石中的暗色矿物角闪石，黑云母，磁铁矿等关系密切。磷灰石粒度一般在 0.1～0.4 毫米。

原矿化学成分见表 4-1。

表 4-1 原矿化学成分

成 分	SiO_2	FeO	T_{Fe}	Al_2O_3	CaO	TiO_2	P_2O_5	MgO
含量(%)	36.02	8.21	19.20	7.58	10.01	3.20	3.50	7.81

(二)工艺流程及技术条件 目前，该矿采用了浮选-磁选联合流程，选出了磷、铁两种精矿。工艺流程见图 4-1。

磨矿细度－200 目 70%；浮选浓度 25～30%；矿浆pH

表 4-2 技 术 指 标

产品名称	产率(%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		P_2O_5	T_{Fe}	P_2O_5	T_{Fe}
磷精矿	9.25	28.00		86.33	
铁精矿	9.40	0.17	66.39	0.52	52.00
尾 矿	81.35	0.485		13.15	
原 矿	100.00	3.00		100.00	

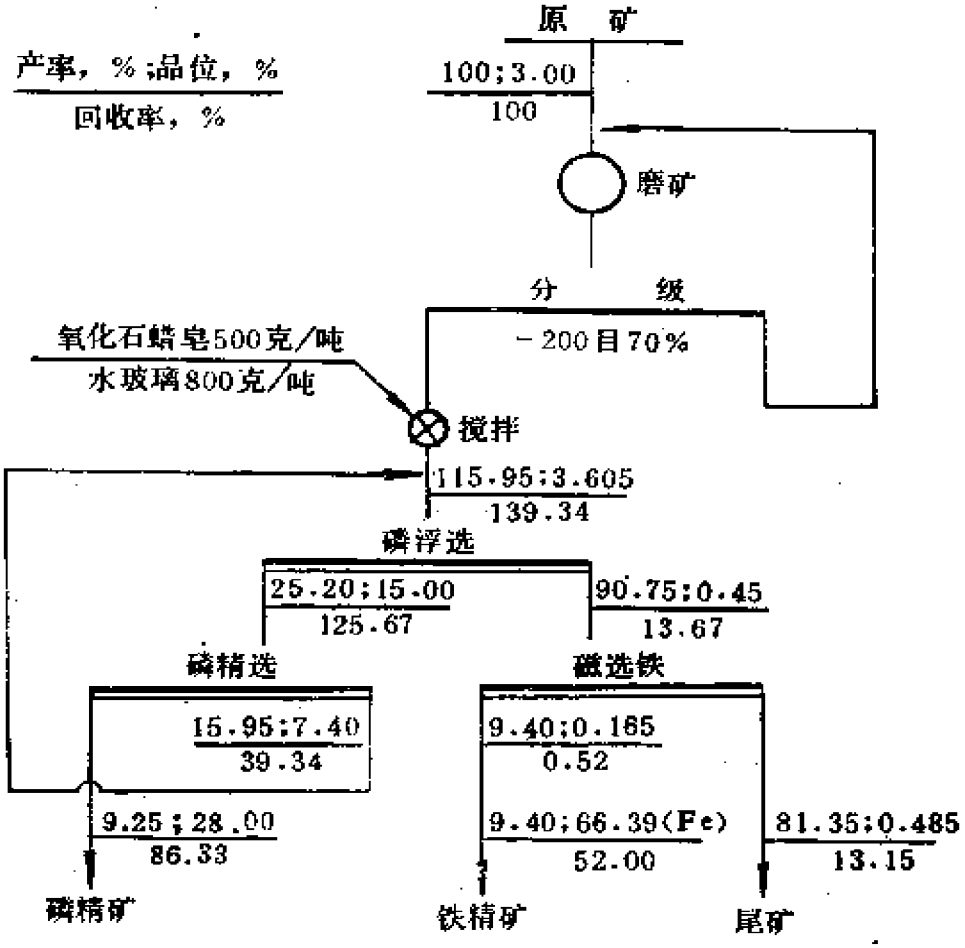


图 4-1　辽宁省某磷铁矿选矿工艺流程

流程考察时间：1974 年 1 月。

值 7～8；浮选温度大于 25℃。

（三）技术及经济指标　技术指标见表 4-2。

该矿一九七四年五至六月份的各项经济指标，见表 4-3。

低品位磷矿的开发利用，当前如何进一步降低生产成本，切实做到经济合理，是一个重要问题。该矿几年来在这方面做了大量工作，取得了显著的效果。积累了丰富的经验，掌握了成本升降的规律。

表 4-3　1974 年 5～6 月份各项经济指标

项目		单位	5～6 月
球磨机作业率		%	87.5
采矿成本		元/吨	3.39
选矿加工费		元/吨	4.72
产品成本	磷精矿	元/吨	87.38
	铁精矿	元/吨	13.18
每吨磷精矿扣出铁精矿盈利		元/吨	9.27
磷精矿最终成本		元/吨	78.11

该矿通过搞好综合利用，提高采矿效率，强化选矿工艺流程，提高设备运转率，提高操作水平，不断改善浮选指标，加强成本核算，搞好成本分析等措施，使磷精矿成本显著下降，切实做到了经济合理。

二、河北省马营磷矿

（一）矿石性质　该矿属于含磷的钒钛磁铁矿。矿石中主要金属矿物有含钒磁铁矿和钛铁矿，及少量的赤铁矿、黄铁矿、黄铜矿、尖晶石、辉镍矿、磁黄铁矿等。非金属矿物有氟磷灰石，绿泥石、纤闪石和斜长石及少量的石英、方解石、辉石、绢云母、粘土等。矿石中含有磷、铁、钒、钛、硫、钴等多种有用成分，是具有综合利用价值的矿石。矿石硬度不大，结构较简单，主要有用矿物浸染粒度较粗，多为自形、半自形晶体。其中磷灰石的粒度大于 0.2 毫米的占 90%以上。目前，选厂处理的矿石为地表风化矿，仅回收了磷、铁、钒三种有用成分，其它如钛、硫、钴尚未回收。

表 4-4　原矿化学成分

含量(%) 成分 / 矿样	P_2O_5	TiO_2	T_{Fe}	V_2O_5	CO
地　表	6.52	6.07	22.45	0.21	0.0076
深　部	6.46	4.30	18.16	0.14	0.0073

含量(%) 成分 / 矿样	F	CaO	MgO	SiO_2	Al_2O_3
地　表	0.412	10.81	3.14	28.53	9.80
深　部	0.400	13.20	3.74	30.01	12.6

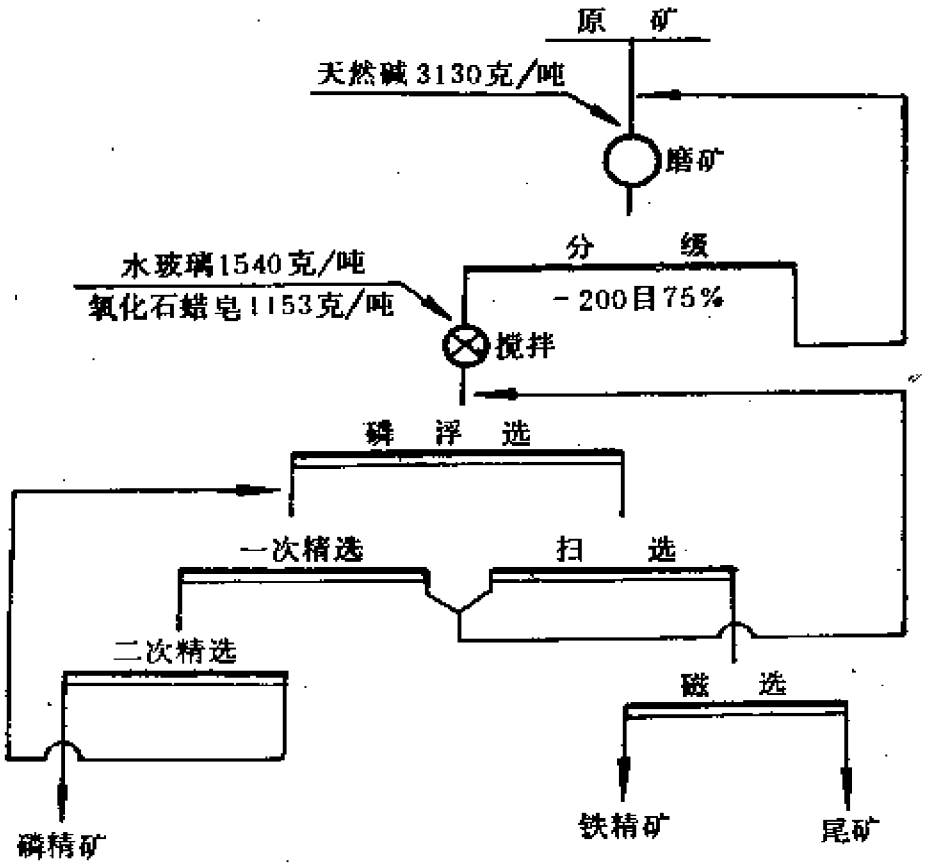


图 4-2　河北省马营磷矿选矿工艺流程

（二）工艺流程及技术条件　目前，该厂采用了浮选-磁选联合流程，选出了磷精矿和钒铁精矿。工艺流程见图4-2。

磨矿细度－200目75%，浮选浓度25%，矿浆pH值8～10，浮选温度30℃。

（三）技术经济指标　技术指标见表4-5。

表4-5　技　术　指　标

产品名称	产率(%)	品位（%）		回收率（%）	
		P_2O_5	T_{Fe}	P_2O_5	T_{Fe}
磷精矿	37.90	26.00		92.70	12.20
铁精矿	27.40		60.00	3.37	76.50
尾　矿	34.70	1.20	6.95	3.93	11.30
原　矿	100.00	10.60	21.49	100.00	100.00

该矿搞了综合利用，回收了磷精矿及钒铁精矿两种产品，使得磷精矿成本显著降低。磷精矿成本为58.7元/吨。

该矿采用浓密箱和"三号沉降剂"对磷精矿脱水，收到了较好的效果。为使药剂与矿粒充分作用，在低温生产时，将捕收剂和抑制剂加入球磨机里，利用球磨机里产生的摩擦热，强化药剂作用，改善浮选指标。该矿又利用当地所产的天然碱代替了碳酸钠，节省药剂费用。

三、辽宁省城山磷矿

（一）矿石性质　该矿属于含钛铁矿的硅质磷灰石矿。矿石中主要矿物有斜长石占35%左右，石英占20～25%，角闪石占15～20%，黑云母占10～15%，磷灰石占5%，钛铁矿占3～4%左右。次要矿物有磁铁矿、黄铁矿、褐铁矿、绿泥石、榍石、白钛矿、锆石等。

磷灰石呈半自形短柱状和它形粒状，有的为长柱状被裂纹分割成节骨状。一般呈单晶出现，部分呈三、五粒集合体。分布于角闪石、黑云母颗粒间或嵌布在角闪石中。磷灰石与角闪石，黑云母等矿物生成关系密切。其粒度一般在0.1～0.3毫米。

钛铁矿呈半自形板状，板条状和它形粒状横切面为六边形和长方形。板条状钛铁矿嵌布或包裹于角闪石、黑云母矿物中，与角闪石、黑云母、磷灰石关系密切。粒度一

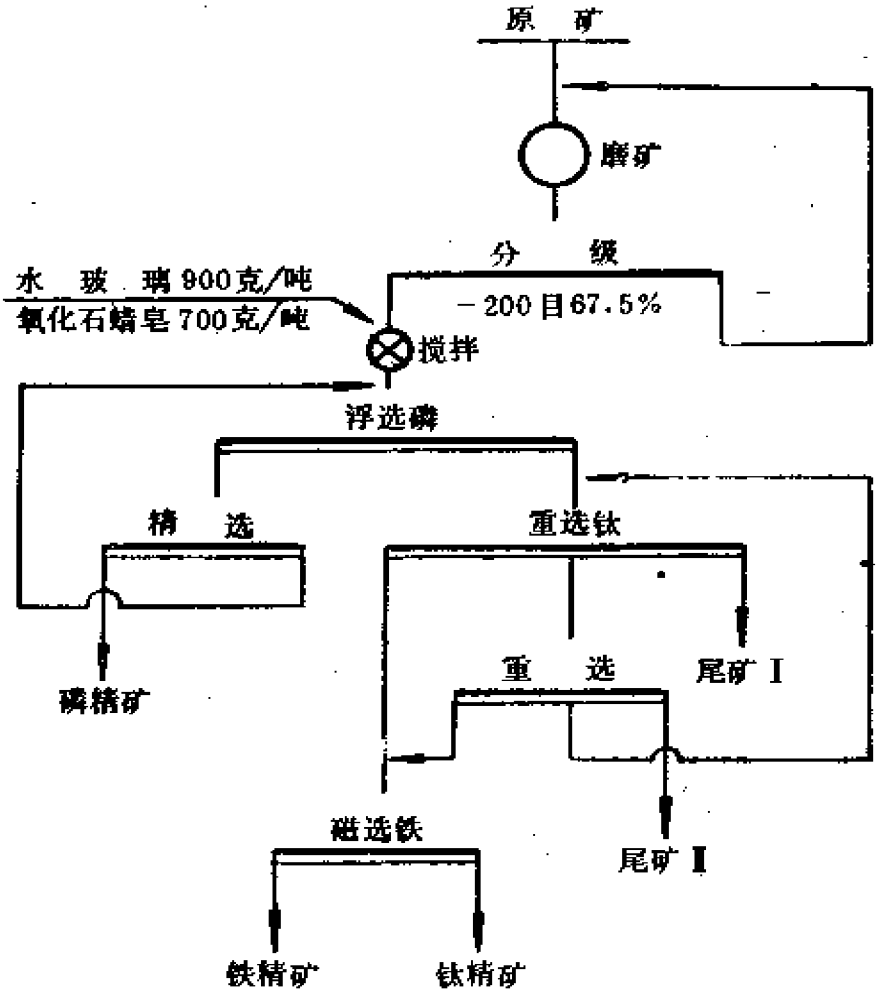


图 4-3 辽宁省城山磷矿工艺流程

般为0.1～0.3毫米。

（二）工艺流程及技术条件　该厂采用浮选-重选-磁选联合流程，综合回收了磷、钛、铁三种有用成分。工艺流程见图4-3。

磨矿细度—200目占67.5%，浮选浓度25～30%，矿浆pH值7～8，浮选温度25℃。

浮选设备是浮选柱。重选设备为双联三层摇床和平面摇床(1800×4400毫米)。倾角2～3度，冲程14毫米，冲次350次/分。磁选机为CRT 600×1500毫米电磁鼓式磁选机。场强为1200奥斯特。

（三）技术及经济指标　技术指标见表4-6。

表4-6　技　术　指　标

产品名称	产率(%)	品位(%)			回收率(%)		
		P_2O_5	TiO_2	T_{Fe}	P_2O_5	TiO_2	T_{Fe}
磷精矿	3.47	30.00			85.00		
钛精矿	1.98	0.089	47.10			31.30	
铁精矿	0.43			67.86			2.62
尾矿1	49.10		1.67			28.95	
尾矿2	45.02		1.60			20.00	
原矿	100.00	1.30	2.82	11.00			

上表中钛和铁的指标是扩大试验指标。

该矿回收钛铁矿后可使每吨磷精矿成本显著下降。

（四）两台旋流器与球磨机组成闭路的磨矿分级流程，即将第一级旋流器的溢流，利用两台旋流器之间的自然高差流入第二台旋流器，进行二次分级，而两台旋流器的沉砂会合返回球磨机。这样就保证了溢流细度，提高了选矿指标。

四、福建省洋墩磷矿

(一)矿石性质　该矿是属于变质岩中热液交代型。是含磷、铁、稀有金属、稀散元素的综合矿床。矿石外观为钢灰色，质地疏松。主要矿物是磷灰石、磁铁矿、稀土金属矿物，另外有绿泥石、角闪石、方解石。磷灰石与磁铁矿组成平衡相间的条带构造。磁铁矿为原生金属矿物，呈粒状构造。其粒度为0.49～1.9毫米之间，呈分散浸染状分布在非金属矿物的结合体中。磷灰石为粒状镶嵌结构，颗粒呈柱状，粒度为0.25～0.35毫米之间。原矿化学成分如表4-7。

表4-7　原矿的化学成分

成　分	P_2O_5	T_{Fe}	CaO	SiO_2	MgO	Al_2O_3	TiO_2	MnO
含量(%)	4.27	45.19	5.49	7.19	2.12	6.57	0.20	1.63

成　分	BaO	Na_2O	Nb_2O_5	U	Th	$T_{R_2O_3}$	TeO
含量(%)	0.50	0.18	0.10	0.01	0.128	1.68	12.55

(二)工艺流程及技术条件　该厂采用磁选-浮选联合流程回收了磷灰石和磁铁矿。由于矿石含泥较多，在流程中采用了脱泥设备。见图4-4。

磨矿细度85%(－180目)，矿浆pH值8.5～9.0，矿浆温度为常温6～23℃。

脱泥设备是自制的无磁力脱水槽。

(三)技术经济指标　该矿一九七四年至一九七五年四月的技术经济指标如下。技术指标见表4-8。

磷精矿成本为92.59元/吨，磷矿粉成本为32元/吨，

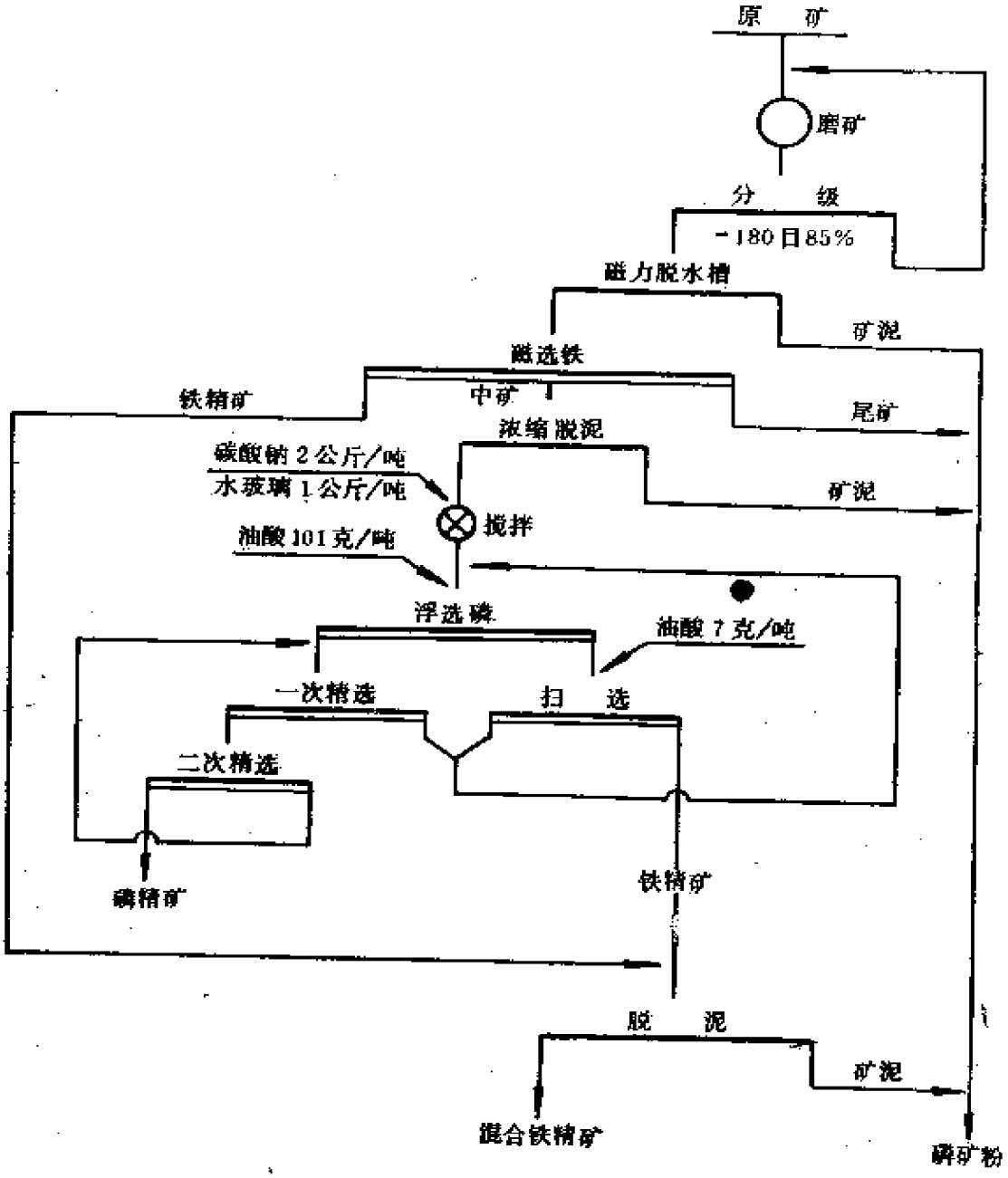


图 4-4　福建省洋墩磷矿流程

表 4-8 技 术 指 标

产品名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		P_2O_5	T_{Fe}	P_2O_5	T_{Fe}
磷精矿	2.80	28.00		14.90	
磷矿粉	40.00	10.00		76.33	
铁精矿	57.20	0.80	65～68	8.77	83.30
原 矿	100.00	5.24	45.20	100.00	

铁精矿成本为 40.98 元/吨。

(四)稀土元素的提取 原矿中稀土元素以铈(Ce)、镧(La)为主，含量高达 1.68%。在选矿过程中，稀土元素富集在磷精矿中，含氧化稀土 TR_2O_3 2～8%。该矿从磷精矿

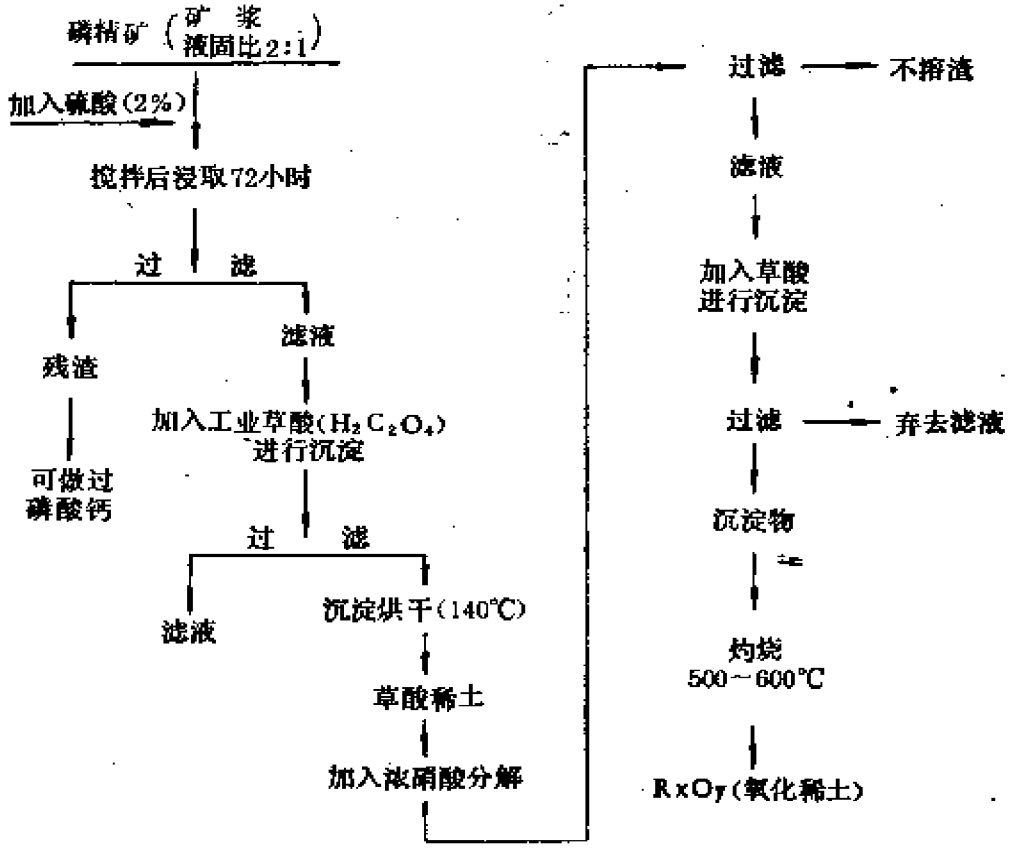


图 4-5 回收稀土元素的流程

中回收了稀土元素。

回收稀土元素的流程见图 4-5。

目前通过此流程制得的草酸稀土含 TR_2O_3 83～92%，再经硝酸处理后可转为硝酸稀土，再进一步处理即可得到稀土氧化物。

(五)含稀土的磷肥　该矿生产的磷矿粉含 P_2O_5 10～12%，含稀土 2%以上，几年来做为磷矿粉肥使用，效果良好，农业增产率可达 10～30%。

由于稀土易被酸分解，在磷矿粉中加入部分硫酸混合熟化后，试制了"稀土磷肥"经使用肥效较好。

(六)废水回收　该矿用石膏做沉淀剂(每吨废水用0.1

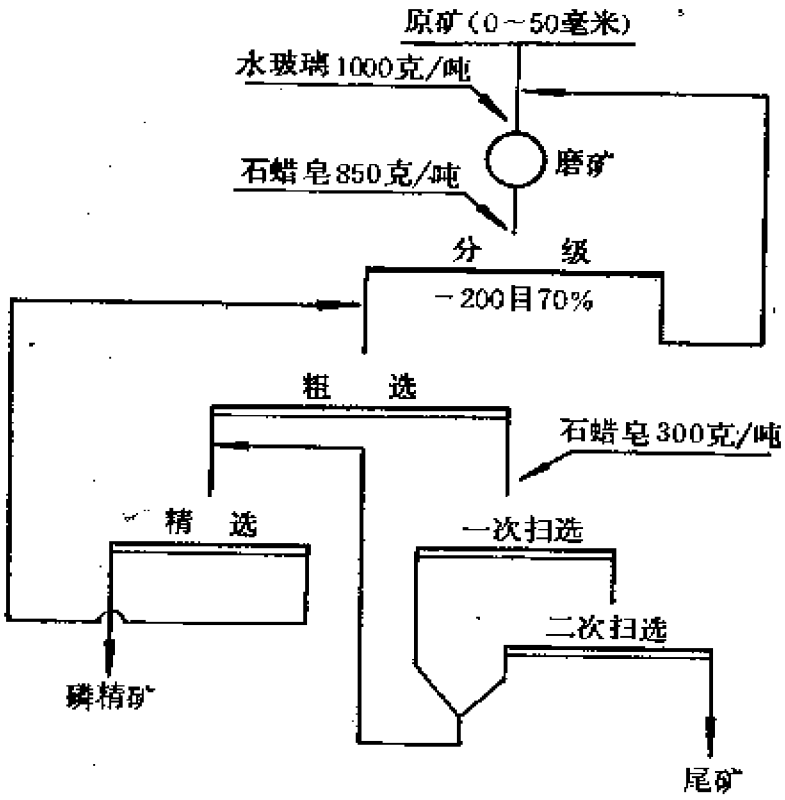


图 4-6　山东省寨里磷矿工艺流程

公斤)将废水回收，返回选矿使用，可节省水量50%，碳酸钠40%、油酸9%、水玻璃33%；沉淀物淤泥又可作为磷矿粉肥。既解决了污染，又节省了大量的用水及药剂用量。

五、山东省寨里磷矿

此矿是全国社办磷矿的典型之一，其特点是：自力更生，土法上马，投资少，收益快。自制了全套的选矿设备，生产能力逐年增加。

(一)矿石性质　该厂所处理的矿石为含磷灰石、黑云母、蛭石片麻岩。矿石中有用矿物为磷灰石，脉石矿物有蛭石化的黑云母、蛭石、角闪石、辉石等。磷灰石较为均匀地分布在云母中，多数为单体状态出现。少量在蛭石化云母及辉石等晶体中呈小包体出现。磷灰石的粒度一般在

表4-9　技　术　指　标

产品名称	产率(%)	品位 P_2O_5(%)	回收率(%)
磷精矿	10.30	27.00	79.50
尾　矿	89.70	0.80	20.50
原　矿	100.00	3.50	100.00

表4-10　选矿的经济指标

作业	项目	费用(元/吨精矿)	作业	项目	费用(元/吨精矿)
选矿	原矿石	16.90	选矿	燃料(煤)	1.33
	材料消耗	25.02		管理费	1.71
	动　力	20.00		合　计	82.27
	工　资	11.50		磷精矿成本	82.27
	维护折旧	5.81			

0.1～0.4 毫米。

（二）工艺流程及技术条件　见图 4 6。

（三）技术经济指标　技术指标见表 4-9，经济指标见表 4-10。

六、山东省某中学磷矿

这个中学，他们遵照毛主席提出的“**教育必须为无产阶级政治服务，必须同生产劳动相结合**”的方针。全校师生积极支援农业，为普及大寨县做出贡献。他们从一九七五年开始自己开矿、选磷和制造磷肥。

（一）矿石性质及选矿方法　该校所处理的矿石属于晶质磷灰石矿，风化十分严重，从外表来看如黄土一样。磷灰石的浸染粒度较粗，而其它脉石矿物大部分处于泥化状态，粒度极细。有用矿物与脉石的比重相差较大。

他们根据这种矿石性质，创造了一种“沉淀法”选磷。即把开采出来的矿石加水放到石磨里磨至 80%－160 目的细度。将磨细了的原矿，放到三个互相联通并成阶梯排列的水泥池中，加水至一定高度，用铁锹搅拌，使之逐级沉淀。脉石矿物呈泥浆状态从溢流中排出，磷精矿则沉淀到池子底部取出。

所谓沉淀法选磷，实质上是洗矿和脱泥的过程。在选矿原理上属于重力选矿法的一种，是根据有用矿物和脉石矿物的比重不同，将其二者分开的。他们能够根据矿石性质的特点，采用最简易的选矿方法，选出了磷精矿。

（二）选矿流程　见图 4-7。

（三）选矿指标　技术指标见表 4-11。

磷精矿成本，主要是人工及几件简易的工具费，因此比较低廉。一般可在 30～40 元/吨。

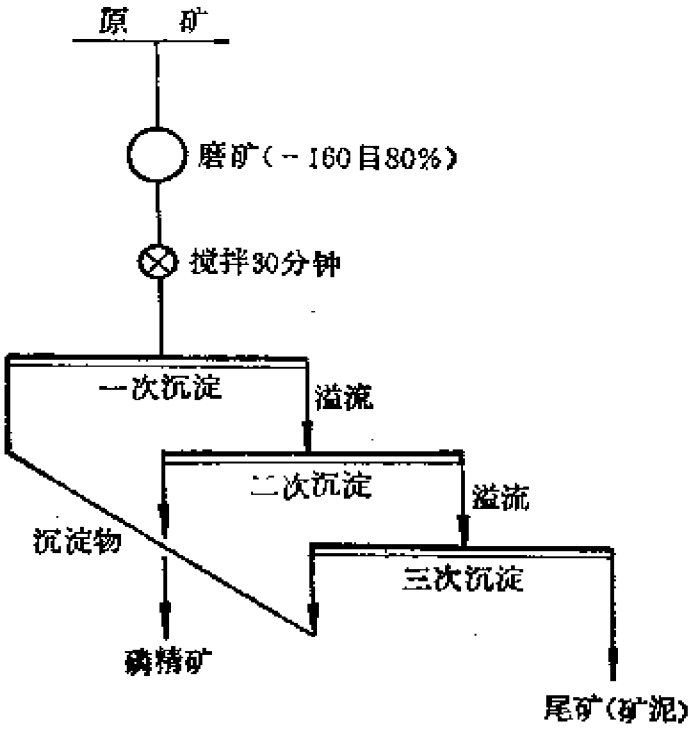


图 4-7　山东省某中学选矿流程

表 4-11　技　术　指　标

产品名称	产率 (%)	品位 P_2O_5(%)	回收率 (%)
磷精矿	44.00	20.00	88.00
尾　矿	56.00	2.00	12.00
原　矿	100.00	10.00	100.00

七、山东省雪野磷矿

(一)矿石性质　该矿石产于蛭石化云母岩，呈片状结构，部分为斑状结构。矿石中主要矿物为磷灰石占 12%，蛭石占 60%，金属矿物较少占 8%，有磁铁矿、赤铁矿。主要脉石矿物为蛭石化黑云母、辉石、石榴子石、石英、长石及绿泥石等。

磷灰石为自形、半自形柱状晶体，较均匀的分布在云母岩中，大多数为单晶出现，少量在蛭石化云母及辉石晶体中呈小包裹体出现，磷灰石颗粒一般在0.1～0.4毫米。

蛭石的粒度一般在1毫米左右，最大的为10～15毫米。

该矿石也是具有综合利用价值的磷矿石，可从中回收磷灰石和蛭石。

(二)工艺流程及技术条件　见图4-8。

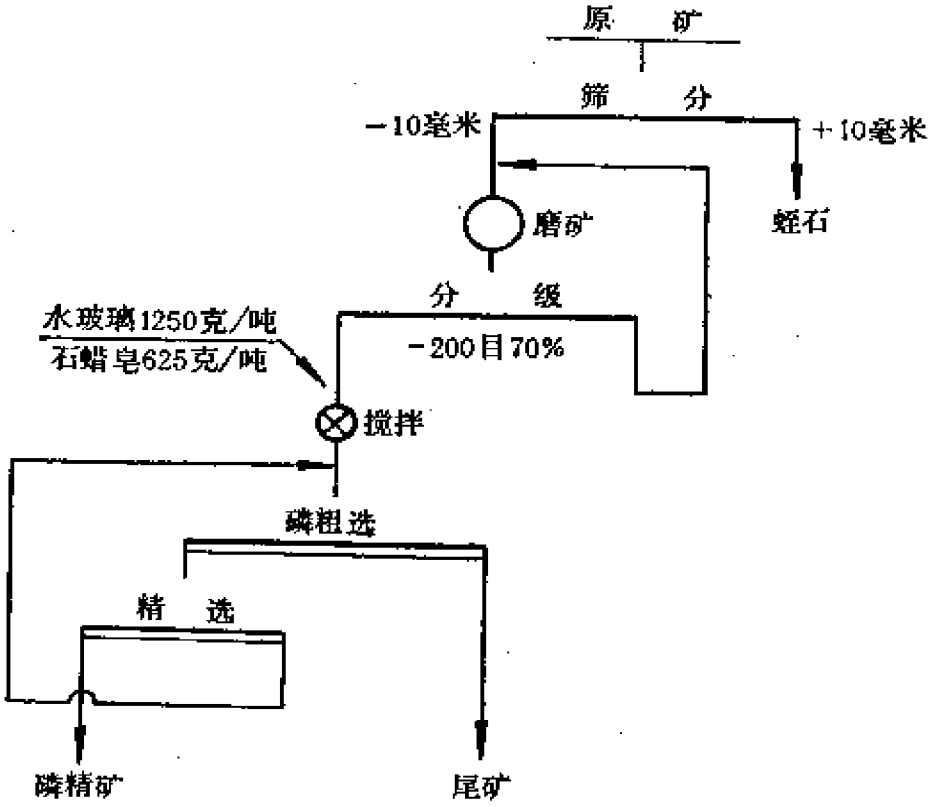


图4-8　山东雪野磷矿工艺流程

原矿经筛分回收了大颗粒的蛭石，而筛下产物(产品)进入磨矿，经浮选回收了磷精矿。

(三)选矿技术指标　技术指标见表4-12。

表 4-12 技 术 指 标

产品名称	产率 (%)	品位 P_2O_5(%)	回收率 (%)
磷精矿	13.80	28.00	90.00
尾矿	86.20	0.50	10.00
原矿	100.00	4.30	100.00

该矿在磷矿石中回收了大量的蛭石。这样既能降低磷精矿成本，又为建筑工业提供了重要原料。凡是这种类型的矿石都应注意回收蛭石。

第二节 硅钙质磷灰石矿的选矿实例

此种类型矿石较少，其特点是脉石矿物由硅酸盐及碳酸盐矿物所组成，含磷矿物有细晶磷灰石也有粗粒磷灰石。由于有碳酸盐矿物存在，比起硅质磷灰石矿来，是要难选的。因磷灰石与碳酸盐矿物属于相同的阳离子类型，均可用阴离子捕收剂使之浮起，二者的可浮性相近。因此使磷灰石与碳酸盐矿物分离是比较困难的。

此种类型矿石的浮选，一般要采用碳酸盐的有效抑制剂，或增加碳酸钠的用量才能获得较好的指标。以江苏某磷矿为例：

该矿是一个大型采选联合企业。选磷厂生产能力较大，机械化程度比较高，生产历史较长，具有一定的生产经验。

(一)矿石性质 该矿属前震旦纪海洋沉积变质磷块岩矿床。磷块岩在由云母片岩、大理岩、锰矿层、石英片岩等共同组成的含磷结晶片岩中。有工业价值的矿石类型可分为细粒磷块岩、锰磷矿层和云母磷块岩三种，其中细粒磷块岩占总储量的 80% 以上。细粒磷块岩结晶粒度较细，

泥少，组成矿物以磷灰石、方解石和白云石为主，石英、白云母次之。锰磷矿层含泥多，质松软和粘性强，组成矿物以磷灰石、软锰矿为主，石英、白云母、硬锰矿、高岭土等次之。云母磷块岩结晶颗粒粗，硬度较软，可选性好。组成矿物以磷灰石、白云母、石英、褐铁矿为主，赤铁矿次之。上述矿石类型的化学成分见表 4-13。

表 4-13 各类矿石化学成分

化学成分及含量 (%)	矿石类型			
	东山细粒磷块岩	西山细粒磷块岩	西山锰磷矿层	西山云母磷块岩
SiO_2	18.83～18.91	10.72	21.46	21.29
Fe_2O_3	0.43～1.87	3.27	1.35	3.59
Al_2O_3	0.39～1.24	2.57	3.30	2.77
CaO	32.00～32.83	33.37	35.92	29.41
MgO	9.59～9.90	9.23	2.66	8.01
CO_2	21.14～23.34	27.20	2.18	16.82
P_2O_5	10.00～11.41	12.05	24.64	14.04
F	0.96	—	—	—

为了考虑各种类型矿石的可选性，曾进行过单独浮选试验。结果表明，西山云母磷块岩最好选，其次是西山细粒磷块岩和锰磷矿层，而东山细粒磷块岩最难选。唯锰磷矿层含泥太多，药剂消耗量大，尤其是水玻璃和脂肪酸耗量很大。

一般来说：方解石、白云石等含钙的碳酸盐矿物的表面性质同磷酸盐矿物相近，如何将它们分离除去，是磷块岩浮选时的主要问题。矿石中所含的硅酸盐脉石一般比较容易分离。

选矿厂处理三种类型的综合矿石，平均入选原矿品位

为 12～13%。其原矿化学成分列于表 4-14。

表 4-14　原矿化学成分

化学成分	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	P_2O_5	MnO	CO_2
含量(%)	18.00	1.97	0.57	32.88	9.55	13.00	1.78	20.00

原矿含水 6～11%，真比重 2.8，假比重 1.6，布氏硬度 3～8。

(二)工艺流程及技术条件　矿石磨至－200 目占 45～50%，采用加温浮选。选矿工艺流程见图 4-9。

该矿适当的增加碳酸钠用量，配合水玻璃使用，有效的解决了含磷矿物与碳酸盐脉石的分离，精矿品位显著提高。此种办法简单易行。此外，温度对浮选指标有显著影响，矿浆温度升高，浮选过程显著活跃，浮选指标明显提高；当温度下降时，浮选结果变坏。所以矿浆温度始终保持在 36～40℃。

第三节　硅质胶磷矿的选矿实例

此种类型矿石的特点是脉石矿物主要由硅酸盐矿物所组成，其中含有少量铁的氧化物。含磷矿物主要是胶磷矿及部分细晶磷灰石。胶磷矿，一般多呈鲕粒状结构与脉石成胶结物出现，浸染粒度很细，无完整结晶形态。在选矿中需将矿石磨得很细才能使含磷矿物与脉石解离。这样容易产生泥化，给浮选增加困难。所以，此类矿石的选矿关键在于选择合理的磨矿-浮选流程，注意避免矿石的过磨及产生泥化现象。因一次磨得很细，势必造成过磨和泥化，同时又影响磨矿机的生产力。为避免此种缺欠，在实践中

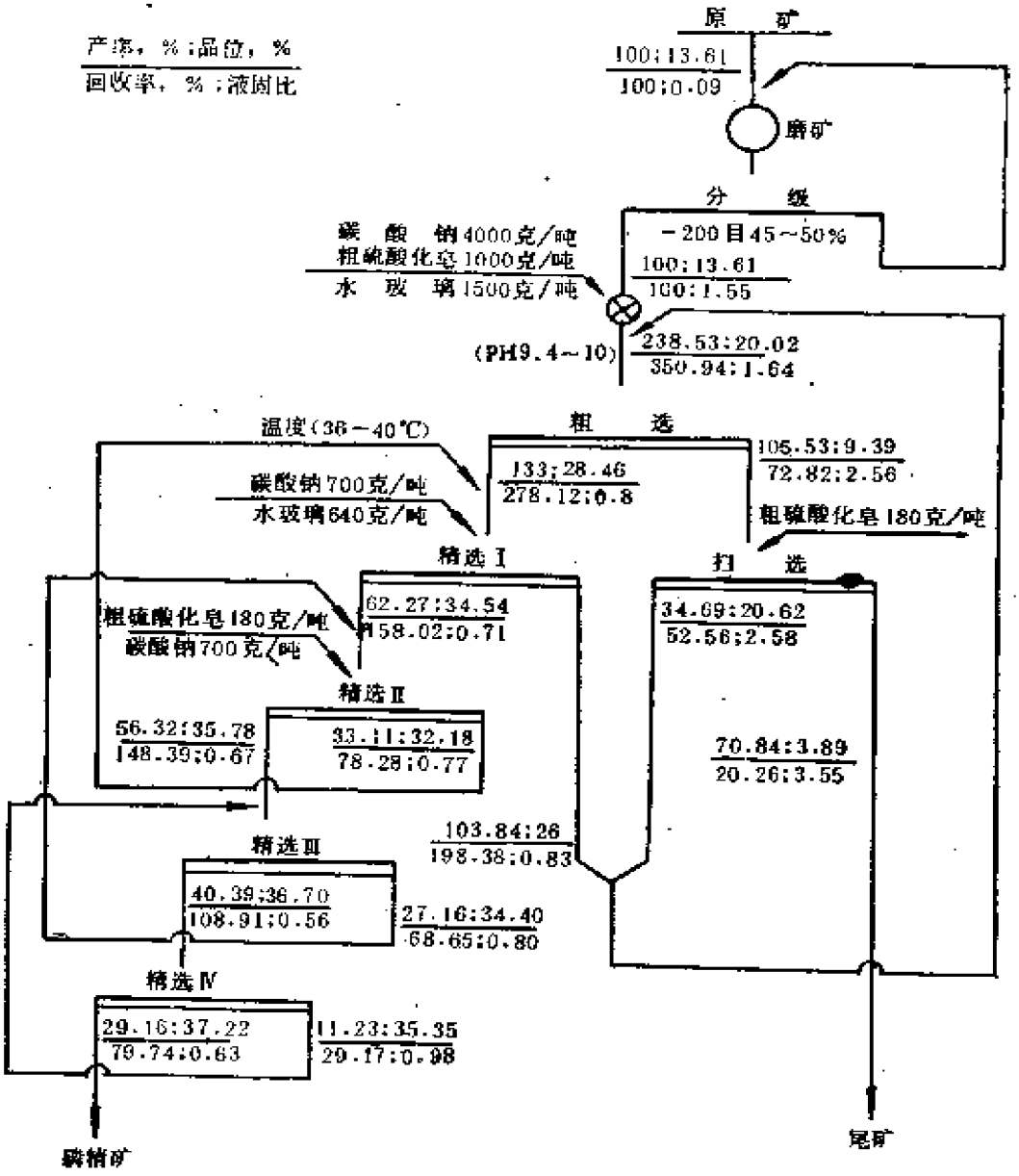


图 4-9　江苏某磷矿选矿流程

一般应采用两段磨矿一段浮选流程或阶段磨矿浮选流程较为有利。至于使含磷矿物与硅酸盐脉石矿物的分离是比较容易的。

下面以辽宁省罗屯磷矿为例做一介绍。

(一)矿石性质　该矿属于沉积型胶磷矿床。矿石由碎屑岩中的胶磷矿及细晶磷灰石矿组成，其中以胶磷矿为主。都赋存在石英角砾岩层中。

矿石中角砾岩主要由石英岩碎屑组成。形状不规则，大小不一，胶结物为泥质物(绢云母或水云母)及细小石英颗粒。胶磷矿多在绿泥石绢云母胶结物中，一为星散状，有的呈球状集合体，他形粒状。大小不一，一般均小于0.1毫米。细晶磷灰石为柱状。多为雏晶，边缘不清晰，其中有石英颗粒包裹与绢云母、绿泥石等矿物共生。磁铁矿做为胶结物出现，常包裹有石英、磷酸盐矿物，分布不均，形状不定。

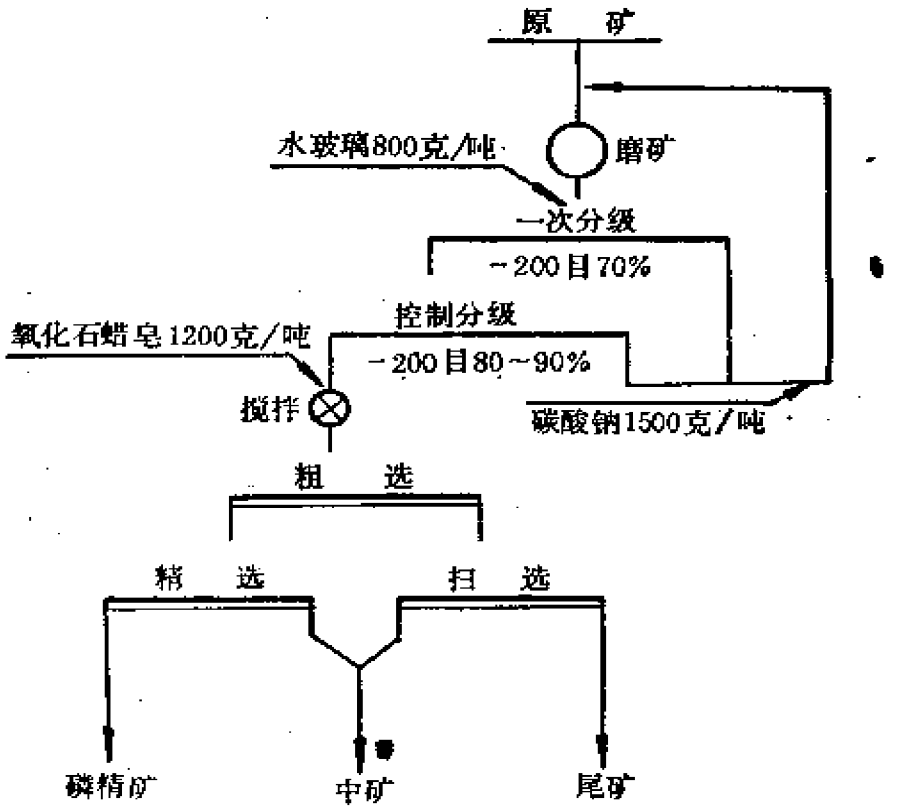


图 4-10　辽宁省罗屯磷矿工艺流程

矿石中石英占 65～70%，绢云母占 5～8%，绿泥石占 3～5%，胶磷矿占 10～15%，细晶磷灰石占 5～10%，铁质点微量。

(二)工艺流程及技术条件　见图 4-10。

该矿采用水力旋流器作为二次控制分级，其溢流细度为－200 目占 80～90%。浮选温度常温，矿浆 pH 值 8～9，浮选设备全部用浮选柱。粗选柱为 3×2.5×8 米（长×宽×高），精选柱为 2×2.5×6 米，扫选柱为 2×2.5×5 米。

(三)技术及经济指标　技术指标见表 4-15。

表 4-15　技　术　指　标

产品名称	产率 (%)	品位 P_2O_5(%)	回收率 (%)
磷精矿	23.00	30.00	86.20
磷中矿	12.00	7.00	10.50
尾矿	65.00	0.406	3.30
原矿	100.00	8.00	100.00

此矿生产磷精矿及磷中矿。磷精矿经浓缩、过滤后用于制过磷酸钙，中矿做磷矿粉肥。

采矿是井下开采，采矿成本一般为 7～9 元/吨。磷精矿成本为 35～45 元/吨。该矿采用了水力旋流器作二次控制分级，保证了溢流分级的细度，防止了过磨，提高了选矿指标。此种办法对胶磷矿的生产很有意义。

第四节　硅钙质胶磷矿的选矿实例

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

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

由于矿石中含有大量碳酸盐矿物，这种碳酸盐矿物与含磷矿物的可浮性相近，彼此难以分开；另一方面因矿石结构复杂，含磷矿物嵌布粒度很细，须经细磨才能使含磷矿物与脉石充分解离，而细磨就会造成过磨泥化，给浮选带来困难。这就构成了此种矿石难选的原因。

多年来，国内外选矿工作者对此进行了大量的研究工作，以寻求技术、经济上合理的选矿方案。

从国外来看，主要是采用反-正浮选、正-反浮选、双浮选(阴阳离子浮选)以及浮选-焙烧联合流程。这些方案都还存在一定的问题，技术指标不高，工艺流程过于复杂。所以在技术上及经济上都不够合理。

解决此类矿石的选矿技术关键在于：(1)根据矿石性质的特点，确定合理的磨矿、浮选流程。既使有用矿物(胶磷矿)充分解离，又要避免过粉碎。(2)寻求对碳酸盐矿物有选择性抑制作用的抑制剂，或找到对胶磷矿有选择性捕收能力的捕收剂。(3)选择适于磷矿浮选的浮选设备。

我国的选矿工人和技术人员，遵照毛主席**自力更生，艰苦奋斗，破除迷信，解放思想**的教导，对此种类型的矿石，进行了大量的实验研究工作，取得了显著成绩。我国某设计研究院找到了对碳酸盐脉石有较强的抑制作用，对硅酸盐脉石也有较好抑制效果的抑制剂“S_{903}”成功地从矿石中优先浮选出磷矿物，获得了较好的技术经济指标。这种选矿方案在技术上是比较先进的，经济上是合理的。

这里只介绍一下湖北某磷矿的中间实验。

湖北某磷矿是我国大型磷矿之一，其矿石类型为典型的硅钙质胶磷矿。我国某设计研究院的科技人员做了大量试验研究工作，取得了可喜成果。从小型单机试验，经连续试验，最后完成了中间扩大试验，并为设计推荐了流程，提供了有关资料。

(一)矿石性质　试验矿石为砂岩状磷块岩、互层状磷块岩和含磷白云质泥灰岩。矿物成分中磷酸盐矿物主要是胶磷矿，碳酸盐矿物以白云石为主，硅酸盐矿物以石英、玉髓为主，以及粘土质矿物等。矿石以条带状、层状构造为主，星点状、充填状次之。矿石结构以假鲕状结构为主，还有鲕状、交代结构等。矿石中主要有用矿物胶磷矿同主要脉石矿物成紧密连生，嵌布粒度很细，胶磷矿的鲕粒85%，介于64～240微米。脉石矿物尚有少量在64微米以下的。在胶磷矿的鲕粒中含有大量粒度很细(小于16微米)的脉石矿物。碳酸盐矿物粒度范围以0.8～4毫米为主，少量在16～240微米。石英粒度范围以0.16～0.5毫米为主，还有部分在16～160微米。根据原矿这样的嵌布特性，欲使含杂质不同的胶磷矿鲕粒与脉石矿物基本解离，一般磨矿至112微米以下；欲使胶磷矿与胶磷矿鲕粒中的细粒浸

表4-16　原　矿　成　分

项　　目	P_2O_5	SiO_2	CaO	CO_2	MgO
含　量　(%)	15.62	33.25	27.67	11.04	4.77
项　　目	Al_2O_3	Fe_2O_3	F	酸不溶物	烧失量
含　量　(%)	2.25	0.96	1.57	35.67	11.49

染的脉石基本分离，则大部分鲕粒需磨至64微米以下。磨矿时要综合考察这两个因素。原矿成分见表4-16。

（二）工艺流程及技术条件　建厂的推荐流程及技术条件见图4-11。

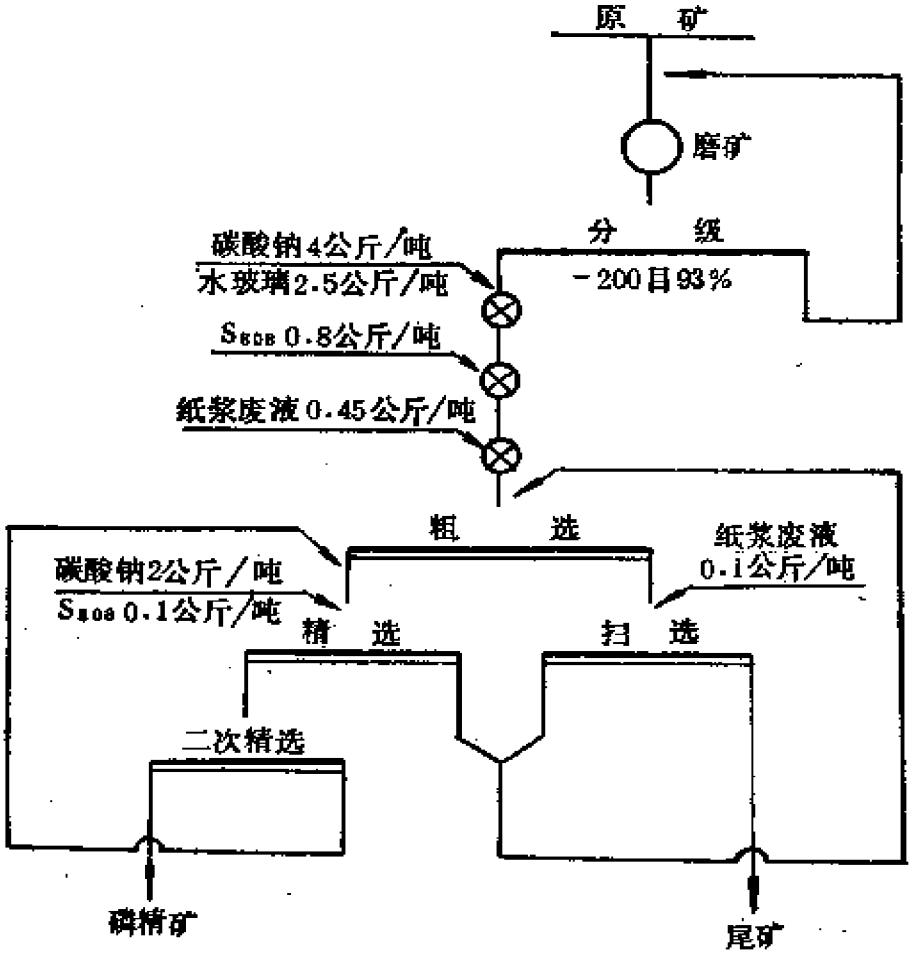


图4-11　推荐流程

矿浆温度40℃，浮选机叶轮线速度在粗、精选区3.6米/秒，扫选区为3.6～4.8米/秒。

（三）技术经济指标　技术指标见表4-17。

精矿成本估算：选矿比为2.4～2.5，选矿加工费8.94

表 4-17 技 术 指 标

产品名称	产率 (%)	品位 P_2O_5(%)	回收率 (%)
磷精矿	40.60	31.35	81.50
尾矿	59.40	4.87	18.50
原矿	100.00	15.62	100.00

元/吨，磷精矿成本为 22 元/吨。

“S_{808}”这种药剂加工简单、具有来源广、价格低等特点。药剂使用范围也较广，对较多地区的同类矿石都有显著效果，并对其它磷矿石中的碳酸盐脉石也有抑制作用。

“S_{808}”药剂是否有污染和污染程度怎样？以及此种药剂所要求浮选机的选型问题，有待进一步研究。

第五节 选矿厂生产成本的核算

生产成本是设计和生产中的一项重要经济技术指标，它能综合地反映生产中各项经济技术因素的关系，对整个生产的经济效果做出评价。

选矿厂的生产成本，一般由下列十项所组成：

(一)原料及主要材料 指经过加工后构成产品的原料或主要材料。对选矿而言为原矿石。

(二)辅助材料 指直接用于生产，能有助于产品的形成或便利于生产的进行，但不构成产品的各种材料。如选矿过程中用的钢球、衬板、浮选药剂、润滑材料、生产用水等。

(三)工艺过程用燃料 指直接供应生产产品或作业耗用的各种燃料，如煤、煤气等。

(四)工艺过程用动力 指直接供应生产产品或作业耗

用的各种动力，如电等。

（五）生产工人工资　指在生产车间（或工段）内直接从事于生产产品技术操作工人的工资（包括基本工资和辅助工资两部分）。其计算公式为：

$$G = K_1 K_2 P C \qquad (4-1)$$

式中　G ——生产工人工资，元/年；

K_1——病、伤、产、事假人员扣除系数，一般为0.97；

K_2——辅助工资系数，一般为1.16；

P ——工人平均的基本工资，选矿厂按3～4级工计算，元/人·年；

C ——生产工人的在册人数，人。

（六）生产工人附加工资　是按生产工人工资数，以规定的比例提存的劳保基金、医药卫生补助费、文教补助费、福利补助金以及其它由企业直接支付的劳动保护等费用。即生产工人附加工资按生产工人工资的16%进行计算。

（七）固定资产折旧费　指从事生产服务并按照规定折旧率摊提各种固定资产的折旧费用（由基本折旧费和大修理费两部分组成）。

1．建筑部分投资折旧费：

$$Z_1 = T_1(J_1 + S_1) \qquad (4-2)$$

式中　Z_1——建筑部分折旧费，元/年；

T_1——建筑工程总投资，元；

J_1——建筑工程固定资产折旧率，一般按企业服务年限计算，$J_1 = \frac{1}{\text{服务年限(年)}}$；

S_1——建筑工程大修折旧率，一般为1～1.5%。

2．设备折旧费：

$$Z_2=T_2(J_2+S_2)$$

式中 Z_2——设备折旧费，元/年；

T_2——设备总投资（包括运杂、安装、间接费等），元；

J_2——设备固定资产基本折旧率、破碎、选矿厂年综合平均为3.5～4.5%；

S_2——设备大修折旧，一般为2～2.5%。

（八）固定资产修理费　指维护服务于生产的固定资产进行中、小修理和日常维护所发生的费用，包括本车间检修人员的工资和附加工资、修理用的材料及企业机修设施所分摊的一切费用。修理费用设计中一般可按总投资概算价值的4～6%取用。

（九）车间经费　指车间范围内为保证正常生产而支付的各项管理费和业务费用。设计时参考类似企业实际资料进行计算。

（十）企业管理费　指企业管理部门所发生的各项管理费用和经营费用。企业管理费分为行政管理费、一般管理费和非生产性费用三部分，设计中参照类似企业实际资料进行计算。

上述十项费用之和即为设计成本，亦即工厂成本。

第六节　低品位磷矿选矿的几点体会

在介绍了上述各厂矿的生产实践的基础上，我们有以下几点体会：

（一）综合利用是降低磷精矿成本的重要途径　据了解，低品位磷矿中大部分都含有多种有益成分。各种磷矿

石中除磷外，还伴生有铁、钛、钒、硫、钴、铜、铀、稀土等有益元素。伴生的有用矿物有磁铁矿、钛铁矿、黄铁矿、锆石、独居石、石墨、蛭石等。为低品位磷矿的综合利用提供了物质条件。综合利用既能降低磷精矿成本，又能充分利用国家矿产资源，可使一矿变多矿，呆矿变活矿，变废为宝。我国很多磷矿在这方面收到了显著效果。

（二）提高采矿效率，降低采矿成本　因低品位磷矿的选矿比较大，所以采矿成本在磷精矿成本中占的比例较大。因此，采矿成本的高低，对磷精矿成本有很大影响。

（三）加强设备维护保养，提高设备运转率　几年来的生产实践证明：设备运转率的高低对磷精矿成本影响极大。如某磷矿，两个月的设备运转率相差35%，则磷精矿成本相差三倍多。因此必须加强维修保养（解决备品备件），提高设备运转率，保证足够的生产天数，争取每年开车300～330天，年设备运转率达到83～90%。

（四）提高球磨机的利用系数，增加精矿产量　球磨机利用系数的高低是影响磷精矿成本的重要因素，因磨矿费用占整个选矿加工费的50%左右，因此，球磨机单位容积处理矿量的多少，对磷精矿成本有重大影响。提高球磨机利用系数，球磨机的生产能力必然要提高，材料消耗和电能消耗也要相应降低，更重要的是精矿产量就可大幅度增加，必然要促使磷精矿成本显著下降。对磷矿来讲，这方面的潜力是较大的。

（五）强化工艺流程，提高操作水平，不断改善选矿指标　选矿工艺流程是决定各项技术经济指标的关键。当磷矿的工艺流程与矿石性质不相适应（如有的磨矿细度不够，有的产生过磨、泥化，有的浮选时间不足，矿浆温度

不够，有的中矿处理不当等）及操作上存在一定问题（如矿量变化较大，给药量不相适应等）时，都会影响浮选指标。这就需要对选矿的工艺条件及流程进行系统的考察，求得准确数据，进行分析研究，找出原因，制定改进措施。如精矿品位不高，就应详细查明精矿中矿物组成及含量和精矿中含磷矿物的存在形态（即单体还是连生体）。如果发现精矿中的脉石组分增加，则说明抑制剂用量不足或捕收剂用量过多，失去选择性，还可能是精选次数少。发现精矿的磷灰石主要呈连生体存在，则说明磨矿细度不够。再如，回收率过低，就应查明磷灰石在尾矿损失的原因。如果发现尾矿中的磷灰石主要呈连生体存在，则说明磨矿细度不够。如果发现尾矿中主要是单体的大粒磷灰石，则说明浮选浓度稀，捕收剂用量低，或浮选时间不足。上述这些工作做好了，就能控制生产的正常进行，不断改善选矿指标。许多磷矿在这方面提供了一定的经验。

（六）对粗粒浸染的硅质磷灰石矿，磷灰石的浸染粒度一般在0.4～0.3毫米　这种矿石的磨矿，只要保证磷灰石充分解离，又能达到浮选要求的最大粒度时，应力争做到粗磨、粗选（粗粒浮选）。避免不必要的过粉碎。这种矿石的磨矿细度一般在－200目占35～55%，这对增加球磨机的生产能力、降低磨矿费用、提高选矿指标，利于精矿的处理都有着重大意义。有些磷矿已有实践。

（七）胶磷矿应采用阶段磨矿和阶段浮选流程较为有利　这种矿石中含磷矿物的浸染粒度很细，一般在0.1～0.05毫米，必须磨得很细才能使含磷矿物充分解离。但一次磨得很细会造成过粉碎及泥化，破坏浮选过程，影响球磨机生产能力的发挥，并给精矿和尾矿的后处理带来困难。因

此，应采用阶段磨矿，浮选流程较为有利，其中以采用中矿再磨再选或粗精矿再磨再选较为合适。即将矿石经第一段粗磨-浮选后甩掉大部分合格尾矿及得到部分合格精矿，再将含连生体较多中矿再磨再选(见第三章第三节)，或矿石经第一段粗磨、浮选后能甩掉部分合格尾矿，及得到含连生体较多的粗精矿，将粗精矿再磨再选。这样，就能避免上述缺点，有利于浮选进行。当然还要根据具体矿石性质，经过实验才能最后确定。

(八)关于风化严重的硅质磷灰石矿的浮选特点　目前各地小磷矿初期开采常遇此种类型矿石。这类矿石中的磷灰石表面已被含铁矿物所污染，降低其可浮性，在磨矿过程中易产生泥化，给浮选带来困难。往往是消耗药量大，浮选指标不高。解决这种矿石的有效方法是在磨矿中添加碳酸钠，效果明显。另外，采用脱泥或加强摩擦搅拌，或把药剂加入球磨机里，增长药剂与矿粒作用时间，提高矿浆温度都可收到一些效果。

(九)水力旋流器在磷矿的磨矿分级中的应用　两台水力旋流器串联使用，第一个做检查分级，第二个做控制分级，保证了入选粒度，提高了选矿指标。对小型的硅质磷灰石矿切实可行。水力旋流器与分级机联合使用，做第二段控制分级，保证了入选粒度，防止了过磨，对胶磷矿的生产是行之有效的。

(十)选磷设备上的选择　原则上要根据各地条件和可能来决定。在条件许可的情况下，将浮选柱与浮选机联合使用。即以浮选柱做粗选和扫选，以浮选机做精选，这样即可发挥浮选柱的长处，即处理能力大，占地面积小，节省动力，投资少及上马快。特别是处理贫矿时，矿浆量主

要集中在粗选及扫选，而精选的矿浆量则很少，精选仅用很少几台浮选机就够用了，这样占地面积不大，消耗动力也不多，同时工作稳定可靠，保证精矿质量。

（十一）加强成本核算，搞好成本分析，掌握成本升降的规律 挖掘企业潜力，厉行增产节约，是降低磷精矿成本的重要措施。凡是这样作了的矿山都收到了良好的效果。

（十二）磨矿的球磨机，采用橡胶衬板是个方向 可以实现优质、高产、低耗、安全生产、并能改善工作环境。是低品位磷矿降低成本的一项重要措施。

第五章　磷矿选矿厂的生产控制检验

磷矿选矿工艺过程的影响因素较多，为了不断改善生产条件，使生产指标不断提高，要对生产过程严格控制和精心操作。因此，就必须对各工艺条件按时进行测定和有效地调整。

第一节　碎矿工段的检验与调整

碎矿工段所处理的矿石，都是干矿石，粒度比较大，一般都在 20 毫米以上。这个工段是选矿前的准备作业，在生产实践中主要检验各设备的处理矿量、给矿及排矿的粒度组成、破碎比和筛分效率等。

一、碎矿工段的检验及操作方法

首先根据检验的目的，选好取样点。如检验破碎机的处理矿量，应在破碎机的排矿皮带上取样。检验筛分机的处理矿量应在给矿皮带上取样。如测定矿量，在选好的取样点上截取 1～2 米的矿流，称其重量，按皮带的速度计算每小时所通过的矿量吨数，就是该机械的处理矿量。操作时必须在设备运转正常和给矿稳定的情况下进行。一般在粒度很粗、矿流较大时应停车取样，并且为了使

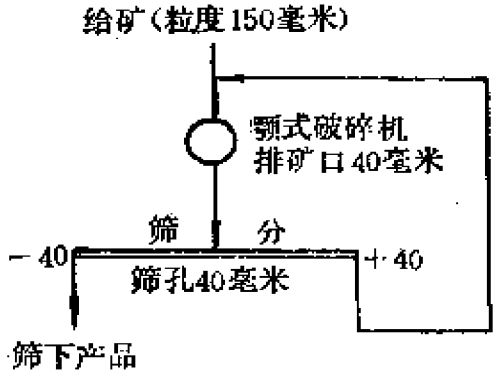


图 5-1　破碎筛分流程

测定的数值更准确，常常重复 3～4 次，取其平均值。具体操作见图 5-1。

(一)处理矿量的检验　在颚式破碎机排矿皮带上截取 2 米矿流，其重量为 100 公斤，皮带的速度为 1.25 米/秒，用公式(5-1)计算矿量。

$$Q=3600q\cdot v \text{ 公斤/时} \qquad (5-1)$$

式中　Q ——处理矿量，公斤/时(或吨/时)；

q ——每米矿流重量，公斤(或吨)；

v ——皮带速度，米/秒。

$Q=3600\times50\times1.25=225000$ 公斤/时 $=225$ 吨/时

(二)粒度组成的测定　给矿粒度组成及排矿粒度组成测定方法相同，这里仅以颚式破碎机排矿为例，测其粒度组成。在排矿皮带上用上述的取样方法进行取样，也可利用前面测矿量取出的矿样 100 公斤，分别用 40、30、20、15、10、5 毫米筛孔的筛子依次进行筛分(从大筛孔开始)。对各级的筛上量称重记入表 5-1 中。并计算各级重量占总重量的百分数(产率)。以粒度尺寸为横座标，粒级累积分

表 5-1　颚式破碎机排矿粒度组成

级别 (毫米)	重量 (公斤)	分布率 (%)	
		部分	累积
+40	15.0	15.0	15.0
+30	7.0	7.0	22.0
+20	8.5	8.5	30.5
+15	9.5	9.5	40.0
+10	15.5	15.5	55.5
+ 5	20.5	20.5	76.0
− 5	24.0	24.0	100.0

布率为纵座标，绘制粒度分布曲线。如图 5-2。

从粒度分布曲线上可以查出，任一级别的含量。给下一段的流程选择及设备选择提供了依据。如，查小于 20 毫米的含量，在横座标上的 20 毫米处，垂直向上查至与曲线相交处，再水平查至与纵座标的相交处，其数值为 30.5%，则 100 减去 30.5 等于69.5%，即为小于 20 毫米的含量，也就是在纵座标的交点处起向上至 100% 处，这一段的数量就是小于 20 毫米的含量。与此相反，从纵座标的交点向下至零处，这一段的数量就是大于 20 毫米的含量。

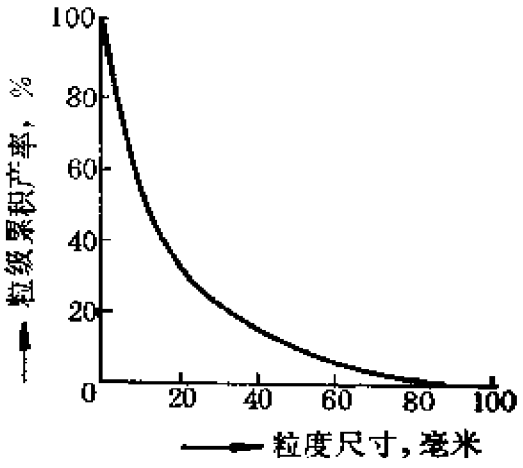


图 5-2　颚式破碎机排矿粒度分布曲线

(三)破碎比的测定　破碎比就是破碎前的最大粒度与破碎后最大粒度之比。用公式(5-2)计算。

$$i = \frac{D}{d} \qquad (5\text{-}2)$$

式中　i ——破碎比；

D——破碎前最大粒度，毫米；

d ——破碎后最大粒度，毫米。

例如，破碎前最大粒度为 150 毫米，破碎后最大粒度可以从颚式破碎机排矿粒度分布曲线上查得，即占重量95%的粒度尺寸。也就是小于此粒度的含量占95%。在曲线上看为 60 毫米。则破碎比为：

$$i=\frac{D}{d}=\frac{150}{60}=2.5$$

由此可见，矿石粒度分布曲线是编制破碎流程和选择设备不可缺少的原始资料。

(四)筛分效率的测定　筛分机工作情况的检验，常用生产能力和筛分效率来衡量。生产能力的测定方法与前面测矿量的方法相同，这里仅叙述筛分效率的测定方法。筛分效率用公式(5-3)计算。

$$E=\frac{\alpha-\theta}{\alpha(1-\theta)}\times 100\% \qquad (5-3)$$

式中　E——筛分效率，%；

α——给矿中小于筛孔的含量，%；

θ——筛上产物中小于筛孔的含量，%。

给矿及筛上产物中小于筛孔的含量的求得，可同时在给矿和筛上产物中分别取样、称重。然后用与筛分机相同筛孔的另一个小筛子，进行手筛，一直筛到没有筛下量为止，将筛上量称重，计算筛下量的含量百分数，即得 α 及 θ 的数值。

例如筛分机的给矿是颚式破碎机的排矿，已有粒度分布曲线，可在曲线上查得小于筛孔的含量(小于 40 毫米的含量)为 85%。筛上产物中小于筛孔的含量，假定测得为 20%，则代入公式 5-3 中。

$$E=\frac{85\%-20\%}{85\%(1-20\%)}\times 100\%=\frac{65}{68}\times 100\%=95\%$$

筛分效率为 95%，这个数值是比较高的，一般筛分效率在 80～90%之间，如果太低就应调整。

二、碎矿流程的调整

碎矿流程的调整，主要是调整各段的破碎比和破碎机与筛分机的配合。调整的目的是使各设备的处理能力充分发挥出来，在保证产物粒度的情况下提高产量。一般是破碎机的破碎比增大，处理能力就小，反过来，破碎比减小，则处理能力就大。一般破碎机的破碎比都有一定的范围。如，简单摆动式颚式破碎机的破碎比为 3～6，圆锥破碎机的破碎比为 3～8。在破碎比允许范围内，合理确定各段破碎机的破碎比是碎矿流程调整的主要内容。如粗碎机处理能力大，细碎机处理能力小，则粗碎机的破碎比应取大值，而细碎机破碎比应取小值。这样处理能力大的破碎机就多承担一些工作量，处理能力小的破碎机就少承担一些工作量，整个破碎流程的力量分配就均衡了。

破碎比的调整是通过调节排矿口来实现的。颚式破碎机的排矿口调整有三种形式：

1．更换推力板调整：做成不同长度的后推力板（也叫后肘板），用长推力板时排矿口变小，破碎比增大。用短推力板时，排矿口变大，破碎比减小。

2．垫片调整：在后推力板支承垫的后边加垫片。多加垫片，排矿口减小，少加垫片排矿口增大。

3．斜铁调整：在推力板支承座与机架壁之间装两块斜铁，调整下斜铁的上升，使上斜铁向前移动则排矿口减小。下斜铁下降，而上斜铁后退则排矿口增大。

圆锥破碎机排矿口的调整，靠扭转调节环来实现的。调节环上升排矿口增大，调节环下降排矿口

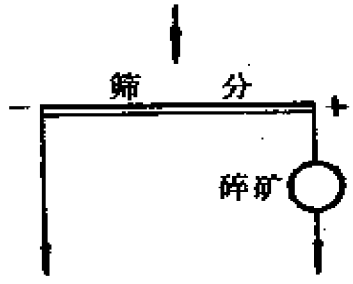


图 5-3　预先筛分开路碎矿流程

减小。

筛分机与破碎机的配合问题，如果矿石较软、易碎、细粒(小于筛孔的)含量较多（超过 40%），应作预先筛分。也就是先筛，筛上产物再破碎，呈开路流程（见图 5-3），或同时兼检查筛分(见图 5-4)。如果细粒含量很少，则只做检查筛分，呈闭路碎矿较合适(见图 5-5)。

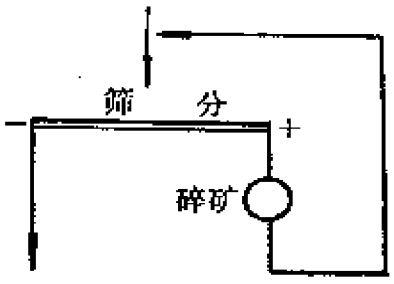


图 5-4 预先筛分兼检查筛分闭路碎矿流程

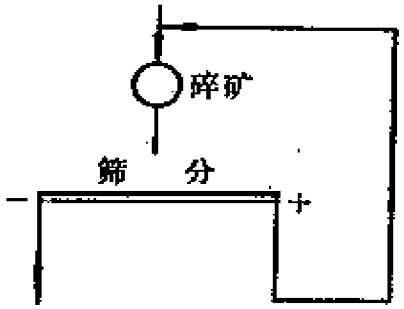


图 5-5 检查筛分闭路碎矿流程

筛分作业的调整问题，一般在筛分机安装固定后，机械本身除了维护生产以外，不做经常性调整。操作人员主要是控制给矿，使之得到较高的筛分效率。一般的经验是给矿要均匀地分散于全筛面上，避免成堆。因成堆，筛面不能充分利用，也会降低筛分效率。

筛分机处理量的大小，应以保证一定的筛分效率为前提。它们的关系是，处理矿量越小，筛分效率越高；处理矿量越大，筛分效率越低。如果忽略筛分效率时，筛分机的处理能力可以说给多少就可以处理多少，甚至把筛分机变成了“大溜子”，这样一来，实际上没有起到筛分的作用。所以，一定要在保证筛分效率的情况下提高处理能力。

第二节　磨矿分级的检验

为了提高磨矿效率和控制细度，常配有分级机，组成闭路磨矿流程。影响磨矿分级的因素较多，如球磨机转速、给矿粒度、给矿量、磨矿浓度、装球量、球比及分级返砂量等。这里仅举生产实践中经常控制的因素的检验与操作。磨矿分级流程(见图 5-6)。

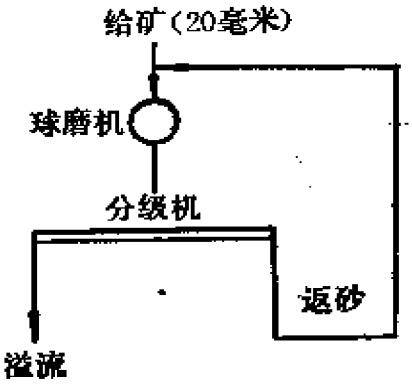


图 5-6　磨矿分级流程

一、球磨机处理矿量的检验

球磨机的给矿是干矿，可在球磨机给矿皮带上用刮取矿流的方法取样，称其重量，以公式(5-1)计算每小时通过的矿量公斤或吨数。刮取矿样时，可先用 2～3 毫米厚的钢板做一刮板（如图 5-7）在不停车的情况下，在皮带上横截矿流、迅速刮下矿石，下面用木盘接好，不能有损失。然后称重量、折合成每米长矿流的重量公斤数，代入公式 (5-1) 中计算。计算方法与碎矿工段测矿量的计算相同。

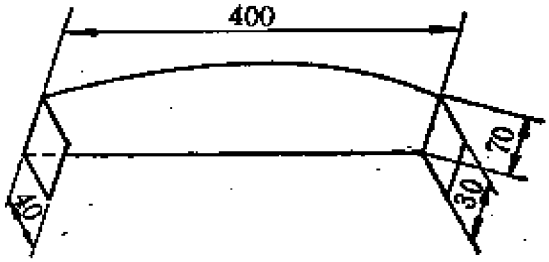


图 5-7　取样刮板示意图

假设每刮一板 400 毫米长矿流的矿石重量为 4 公斤，则每米长矿流重量为 10 公斤。皮带速度为 1.25 米/秒，则处理矿量为：

$$Q=3600\times10\times1.25=45000\text{ 公斤/时}=45\text{ 吨/时}。$$

在实践中常预先以每刮一板矿石的重量与每小时处理矿量的数值制成一个对照表（如表 5-2），每次检验只称重一下刮取一板的矿石重量，立即可查出处理矿量的数值，不需每次都进行计算。

表 5-2　处理矿量对照表

每刮一板矿流重量（公斤）	处理矿量（公斤/时）

注：皮带速度为1.25米/秒。

二、磨矿浓度的检验

磨矿分级的各个产物都是矿浆，试样的采取，一般都用矿浆取样勺，取样勺如图 5-8 所示。矿浆浓度的测定常用浓度壶法。用薄铁皮做一个浓度壶如图 5-9。

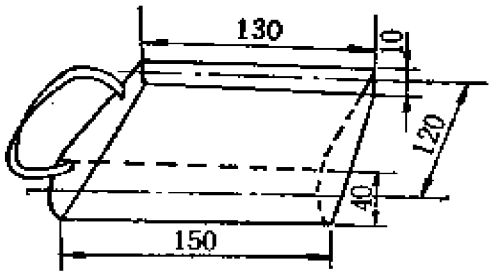


图 5-8　矿浆取样勺

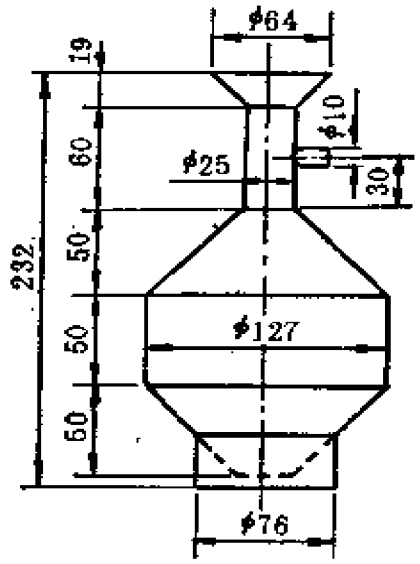


图 5-9　浓度壶

用取样勺在球磨机排矿口处取样，倒在浓度壶里。连续几次截取矿浆都倒在壶里，注意当浓度壶的溢流口有矿浆开始流出时，立即停止倒矿，然后用水冲洗掉壶外面沾

的矿浆，将浓度壶放在台秤上称重。称得的重量数值代入公式（5-4）中计算矿浆比重。根据矿浆比重在既定的矿石比重栏内查表 5-3 可得矿浆的浓度。

矿浆的比重公式

$$\gamma=\frac{p_3-p_1}{p_2-p_1} \qquad (5-4)$$

式中 γ ——矿浆比重；

p_1 ——空壶重量，克；

p_2 ——壶加清水重，克；

p_3 ——壶加满矿浆重，克。

假设，空壶重量为 500 克，壶加水重量 1500 克，壶加矿浆重量 1800 克代入公式(5-4)中计算，则矿浆比重为：

$$\gamma=\frac{1800-500}{1500-500}=1.30$$

假定矿石的比重为 3.2，查表 5-3，即从矿石比重栏 3.2 处往下查至 1.305 处，水平查至浓度栏内，其数值为 34%，这就是所测得的浓度数值。

如果比重不在 2.7～3.6 内，可用插值法求得。

在生产实践中，常以壶加矿浆重量与浓度的数值制一个浓度表，其格式如表 5-4，每次只测量壶加矿浆重量即可查出浓度，不用每次都计算矿浆比重。这样就更简便了，这是普遍采用的方法。

三、磨矿细度的测定

在选矿厂中一般谈磨矿细度，是指在没有分级时为球磨机排矿的细度，有分级配合组成闭路磨矿时，则为分级溢流的细度。以有分级为例，测分级溢流的细度。测定方法，在分级溢流处取样—烘干—称重，用 200 目筛子进行湿

表 5-3 矿浆比重与浓度对照表

浓度 (%)	液固比	矿石比重				
		2.7	3.0	3.2	3.4	3.6
10	9.000	1.067	1.071	1.074	1.076	1.078
11	8.091	1.074	1.078	1.082	1.084	1.086
12	7.333	1.082	1.087	1.092	1.092	1.094
13	6.692	1.089	1.095	1.098	1.102	1.104
14	6.144	1.097	1.103	1.106	1.110	1.113
15	5.667	1.104	1.111	1.115	1.118	1.121
16	5.250	1.112	1.119	1.124	1.127	1.130
17	4.882	1.119	1.128	1.132	1.136	1.140
18	4.556	1.128	1.136	1.141	1.146	1.149
19	4.263	1.136	1.145	1.150	1.155	1.159
20	4.000	1.143	1.154	1.159	1.164	1.168
21	3.762	1.152	1.163	1.169	1.174	1.179
22	3.545	1.161	1.172	1.178	1.184	1.189
23	3.348	1.169	1.182	1.189	1.193	1.199
24	3.167	1.178	1.190	1.198	1.204	1.210
25	3.000	1.187	1.200	1.207	1.214	1.220
26	2.846	1.195	1.210	1.218	1.225	1.231
27	2.704	1.205	1.220	1.228	1.236	1.242
28	2.571	1.214	1.230	1.239	1.246	1.253
29	2.448	1.233	1.240	1.249	1.257	1.265
30	2.333	1.238	1.250	1.260	1.269	1.276
31	2.226	1.242	1.261	1.271	1.280	1.288
32	2.125	1.252	1.271	1.282	1.292	1.300
33	2.030	1.262	1.282	1.293	1.304	1.313
34	1.940	1.273	1.293	1.305	1.316	1.325
35	1.857	1.283	1.304	1.317	1.328	1.338
36	1.778	1.293	1.316	1.329	1.341	1.351
37	1.703	1.304	1.328	1.341	1.354	1.365
38	1.632	1.314	1.340	1.353	1.367	1.378
39	1.564	1.325	1.351	1.366	1.380	1.392
40	1.500	1.336	1.363	1.379	1.393	1.405

续表

浓度(%)	液固比	矿石比重				
		2.7	3.0	3.2	3.4	3.6
41	1.439	1.348	1.376	1.393	1.407	1.421
42	1.380	1.359	1.389	1.408	1.421	1.435
43	1.326	1.371	1.402	1.419	1.436	1.450
44	1.272	1.383	1.415	1.433	1.451	1.466
45	1.222	1.395	1.429	1.447	1.466	1.481
46	1.174	1.408	1.443	1.462	1.481	1.498
47	1.128	1.420	1.457	1.477	1.496	1.514
48	1.083	1.433	1.471	1.493	1.512	1.529
49	1.040	1.446	1.485	1.508	1.529	1.548
50	1.000	1.460	1.500	1.524	1.545	1.564
51	0.960	1.473	1.515	1.540	1.565	1.583
52	0.923	1.487	1.531	1.556	1.585	1.603
53	0.887	1.501	1.547	1.573	1.595	1.620
54	0.852	1.515	1.563	1.590	1.676	1.639
55	0.809	1.530	1.579	1.608	1.634	1.659
56	0.786	1.545	1.596	1.626	1.654	1.671
57	0.754	1.560	1.613	1.645	1.675	1.700
58	0.724	1.574	1.631	1.663	1.693	1.720
59	0.695	1.591	1.649	1.682	1.715	1.742
60	0.667	1.607	1.667	1.702	1.735	1.763
61	0.639	1.623	1.686	1.722	1.756	1.787
62	0.613	1.641	1.705	1.742	1.778	1.810
63	0.587	1.633	1.657	1.724	1.764	1.800
64	0.563	1.675	1.745	1.786	1.824	1.857
65	0.538	1.692	1.765	1.808	1.847	1.885
66	0.515	1.711	1.785	1.830	1.872	1.910
67	0.493	1.730	1.808	1.853	1.898	1.938
68	0.471	1.749	1.830	1.877	1.923	1.963
69	0.449	1.768	1.852	1.902	1.950	1.993
70	0.420	1.786	1.875	1.926	1.971	2.018
71	0.408	1.808	1.899	1.954	2.005	2.052

续表

浓度(%)	液固比	矿石比重				
		2.7	3.0	3.2	3.4	3.6
72	0.389	1.829	1.923	1.980	2.033	2.083
73	0.370	1.851	1.948	2.008	2.051	2.115
74	0.351	1.872	1.972	2.039	2.092	2.146
75	0.333	1.896	2.000	2.065	2.125	2.182

表 5-4 矿浆浓度表

壶加矿浆重(克)	百分浓度(%)	液固比

筛，将筛上量烘干，然后再干筛(用同一个筛子)至筛不下来为止。称重筛上量，然后计算筛下量占入筛矿量的百分数，即为细度，以百分数表示。如，取样烘干称重为 100 克经湿筛与干筛后，筛上量称重为 55 克，则筛下量即为 45 克(100－55＝45 克)，细度为 45%。习惯上写成 45%－200 目，即小于 200 目的含量占百分之四十五。

细度的变化常通过变化浓度来控制，因为分级溢流浓度越高则细度越粗；浓度越稀，则细度越细。所以在生产实践中常制成一个浓、细度对照表，如表 5-5。每次只测浓度(与浓度表结合起来)即可查出细度的数值。这种方法

表 5-5 浓度细度对照表

壶加矿浆重(克)	浓度(%)	细度(%) －200目

也是选矿厂普遍采用的。

四、分级返砂量的测定

1．按某一粒级的筛下含量计算返砂量：

$$C=\frac{\beta-\theta}{\alpha-\theta}\times 100\% \qquad (5-5)$$

式中 C——返砂量，%；

α——分级给矿中某一粒级的筛下含量，%；

β——分级溢流中同粒级筛下的含量，%；

θ——返砂中同粒级筛下的含量，%。

假设，给矿中小于200目的含量为30%，溢流中小于200目的含量为55%，返砂中小于200目的含量为5%，代入公式(5-5)中计算的返砂量为：

$$C=\frac{55-5}{30-5}\times 100\%=200\%$$

即返砂量为200%。

2．按浓度计算返砂量：

$$C=\frac{R_2-R}{R-R_1}\times 100\% \qquad (5-6)$$

式中 C——返砂量，%；

R——分级给矿液固比；

R_1——分级返砂液固比；

R_2——分级溢流液固比。

假设，分级给矿液固比为0.7，分级返砂液固比为0.3，分级溢流液固比为1.5，代入公式(5-6)中计算返砂量。

$$C=\frac{1.5-0.7}{0.7-0.3}\times 100\%=200\%$$

即返砂量为200%。

采用浓度计算法比较简便，但不够精确，所以要仔细操作。

五、分级效率的测定

在分级机给矿、沉砂、溢流处分别取样、烘干、称重，用筛孔等于分级粒度的筛子进行筛分，筛的方法与测细度相同，计算筛下含量百分数，代入公式(5-7)中计算。分级粒度根据溢流细度查表 5-6。如溢流细度为 45%－200 目，

表 5-6　细度与粒度对照表

粒度(毫米)	0.40	0.30	0.20	0.15	0.10	0.074
网目	35	48	65	100	150	200
细度(%)－200目	35～45	45～55	55～65	70～80	80～90	95

查得粒度为 0.3 毫米，则将称重后的分级给矿、沉砂、溢流分别用 0.3 毫米（48 目）的筛子进行筛分并计算筛下含量的百分数。如给矿中小于 0.3 毫米的为 60%，溢流中小于 0.3 毫米的为 90%，沉砂中小于 0.3 毫米的占 10%。

$$E_r=\frac{(\alpha-\theta)(\beta-\alpha)}{\alpha(\beta-\theta)(1-\alpha)}\times 100\% \qquad (5\text{-}7)$$

式中　E_r ——分级效率，%；

α ——给矿中小于分级粒度的含量，%；

β ——溢流中小于分级粒度的含量，%；

θ ——沉砂中小于分级粒度的含量，%。

将上述测得的小于 0.3 毫米的含量数值代入公式（5-7)中，则分级效率为：

$$E_r=\frac{(60-10)(90-60)}{\frac{60}{100}(90-10)(100-60)}\times 100\%=78\%$$

即分级效率为78%，这个数值在一般的选矿厂里是比较居中的，是一般的水平。这就说明了在分级作业上，尚有一部分合格的粒度没有及时的分出来，而又回到磨矿机中再磨去了。分级效率越低，则返回磨矿的合格粒子越多，这样，易产生过磨，又影响球磨机生产能力。因此，生产过程中控制较高的分级效率是磨矿分级操作中的重要环节。

六、磨矿分级流程的调整

磨矿分级流程的调整，主要是控制给矿、给水及加球等。其目的是在保证磨矿产品的浓度、细度合格的前提下提高产量。磨矿浓度是影响磨矿效率及产品细度的重要因素。磨矿浓度过高或过低都会降低磨矿效率，所以磨矿浓度应适当。磨矿浓度的调整主要靠球磨机的给水量。

球磨机的给水由两部分组成：一部分是分级返砂带入的水，这部分水基本上是稳定的。另一部分是补加的清水，调整磨矿浓度主要靠这部分水。其加水点，通常是加在分级机的返砂槽中，而将返砂冲入球磨机。

分级机的给水主要是控制一定的分级浓度。分级浓度过高则分级溢流就跑粗，反之，就过细。所以应控制适宜的分级浓度。

在选矿厂生产中，常根据设备运转出现的现象来判断磨矿分级作业的工作情况，已总结了一些操作方法（见第四章第三节）。还有的选矿厂以顺口溜的形式，把磨、浮工段的操作总结为：

开车前要验电源，整个设备细察看。
机器运转要加油，电压电流注意变。
给矿给水要稳定，浓度细度及时检。

浮选仔细看泡沫，按时准确测药量。

第三节　浮选作业的检验

影响浮选的因素较多(见第三章第三节)，这里仅介绍磷矿浮选经常控制的一些因素的检验与操作。

一、浮选浓度的检验

浮选矿浆浓度的测定，一般不用浓度壶法。因为矿浆中含有大量的泡沫，不易测准。常用的方法是取样(方法同矿浆取样)后称重—烘干—称重，计算矿石所占的重量百分数，即为矿浆浓度。如，称得的矿浆的重量为500克，烘干后称得矿石的重量为150克，则浓度为：

$$\text{矿浆浓度}=\frac{150}{500}\times 100\%=30\%$$

在生产实践中，浮选作业浓度不直接测，因为取样不方便，而通过测浮选产物的浓度来计算作业的浓度。

二、矿浆温度的检验

矿浆温度的检验比较简单，可用温度计直接插入矿浆内测量。在生产实践中一般都采用局部加温的办法。目前较普遍采用的是用锅炉烧蒸汽直接通入搅拌槽内加温矿浆。这种加温需有锅炉和一些管道装置，投资是比较大的。但这种加温容易控制。另一种加温方法是在搅拌槽前，安一个装有螺旋管炉膛的炉子，在炉内生火，让矿浆通过螺旋管而加温。这种加温方法较简单，设备容易做，热量利用率较高，一般小厂，处理矿量较小时采用此法较好。但这种加温不够均匀。

三、矿浆酸碱度(pH值)的测定

常用的测量方法是用pH试纸直接放到矿浆里(三秒

钟以上)，以试纸的变色与标准 pH 值的各色相比而定。pH 值等于 7 为中性，小于 7 为酸性，大于 7 为碱性。更精确的是用 pH 计直接测出。

四、加药量的测定

加药量一般以处理每吨原矿石加药的克数来表示。在正常生产中要保证有准确的加药量，严格控制，并根据处理矿量的变化及时增减。测量方法，一般常用量筒在药剂流处接取每分钟流过药的毫升数，计算每吨原矿石的加药量，见公式(5-8)。

$$B = \frac{60 \cdot LP}{Q} \text{克/吨} \qquad (5\text{-}8)$$

式中 B——加药量，克/吨；

L——每分钟加入一定浓度药剂的毫升数；

P——药剂浓度，即每毫升药液中所含药剂的克数；

Q——每小时处理的矿量，吨/时。

在生产实践中，常预先制一个每分钟加入的(一定浓度)毫升数与每吨原矿加药的克数对照表(见表 5-7)，每次测量，只测每分钟加药的毫升数，从对照表中即可查出每吨原矿的加药克数。

表 5-7 加药量对照表

每分钟加药体积(毫升)	加药量(克/吨)

五、充气量的测定

浮选机的充气量一般不常调整，主要是在浮选机转速

一定时，由叶轮与盖板的间隙所决定的。由于矿浆的摩擦，其间隙逐渐增大，而吸气量降低(矿浆的充气量降低)，因此，在一定时期浮选机的充气量是要测量的。浮选柱的充气量是随时可以调整的，一般是在浮选柱的进气管上接一个气体流量计或压力计。浮选机或浮选柱的充气量的多少，主要靠观察浮选泡沫层的稳定情况，泡沫量的多少，来调整充气量的大小。如果要得到较准确的充气数量，则需进行测量。

充气量是以每平方米、每分钟通过的空气量立方米数来表示的，常用的测量方法，用一个大量筒装上一个盖或用手盖住，里面装满水，口朝下插入矿浆内，打开盖，同时记时间，此时空气进入筒内，排出筒内的水。当收集到一定体积的空气记下时间，然后根据筒的截面积，计算出每平方米、每分钟通过的空气量立方米数，即为浮选机的充气量。浮选柱的充气量可用气体流量计直接测量。

六、搅拌时间的测定

矿浆的搅拌时间一般是指矿浆在搅拌槽里停留的时间，以公式(5-9)计算。

$$t=\frac{60V}{Q\left(R+\frac{1}{\delta}\right)}\text{分} \qquad (5-9)$$

式中 t ——搅拌时间，分；

V ——搅拌槽容积，米^3；

Q ——处理矿量，吨/时；

R ——液固比；

δ ——矿石比重。

七、浮选时间的测定

浮选时间是浮选过程中，矿浆在浮选机(或浮选柱)里作业停留的时间，以公式(5-10)计算。

$$t=\frac{60VKN}{Q\left(R+\frac{1}{\delta}\right)}\text{分} \qquad (5-10)$$

式中 t ——浮选时间，分；

V ——浮选机容积，米^3；

R ——液固比；

K ——浮选机实际装矿浆体积与浮选机容积之比，选磷灰石取 0.65～0.75；

N ——浮选机槽数；

Q ——处理矿量，吨/时；

δ ——矿石比重。

八、浮选作业的调整与操作

浮选流程常由粗选、精选、扫选作业组成。有两个作业以上的浮选流程(粗选、精选、扫选)的调整，常是按精选—粗选—扫选的顺序调整。即先把精选作业调整好，使中矿稳定，然后调整粗选，因为原矿量是比较稳定的，精选中矿返回稳定后，则粗选就易调整了，扫选的中矿（泡沫产品）量是较小的，并变化也不大，所以把粗选的泡沫浮出量控制一定，则整个流程就会基本上稳定了。扫选只是粗选的补充，其目的主要是提高回收率，一般在操作上尽量提高泡沫浮出量，但绝不能刮出矿浆。扫选泡沫返回前一作业时，一般都用水冲，水量要控制一定，否则就造成各作业的波动，直接影响浮选的正常进行。如粗选泡沫冲水量突然过大，则精选作业的矿浆量急速增加，这样就要出现精选浓度下降，使回收率低或造成“跑槽”，以至使

粗选、扫选也出现类似现象。"跑槽"是浮选操作上常出现的不正常现象，造成"跑槽"的原因很多，如原矿含泥、给矿量、给水量、加药量（捕收剂、起泡剂）等突然增加都会造成"跑槽"，所以要根据实际情况具体分析，找出原因及时调整。

技术指标的控制，主要是观察泡沫的变化，来调整各有关工艺条件。因此浮选操作，时刻注意泡沫的变化（所谓看泡调整）。什么样的泡沫最好，要根据具体的矿石，经过一段生产实践的摸索而定。一般的说，气泡大小均匀，矿化较好（泡上带矿多），颜色单一（感观上很干净），刮出时显得沉甸甸的，有"沙沙声"，此时选矿指标较好。但是还应结合本厂具体情况总结出什么样泡沫指标最好经验。如果泡沫变化较大，就要查找原因，如加药量、矿浆浓度、细度、浮选温度及原矿石性质等。找到问题及时调整。有的选矿厂总结了"三度一准"（即调整好浓度、细度、酸碱度，准确加药）及"三勤三准"（即勤观察泡沫、勤测浓度、勤测酸碱度，加药准、看品位准、泡沫刮出量准）等操作方法。皆可做为参考。

第四节　流程考察与计算

一、流程考察的目的

检查流程各部作业的工作是否正常及各作业工作量的分配是否合适，各作业的工作效率以及各产物的指标与性质等问题，就要进行流程考察。通过考察进一步调整各作业合理的组合，找出各作业的问题所在，设法解决，进一步提高选矿技术经济指标。所以，流程考察有时是定期进行，有时根据生产上出现的问题随时进行，有时是全流程进行考察，有时是局部流程（某一段）考察。主要根据考察

的目的来决定。

二、流程考察前的准备工作

流程考察主要的操作是取样和样品的处理，所以要从两个方面进行准备，一是确定取样点和取样数量，要在流程上标明取样点和取样方法。另一个是准备好取样工具和装矿容器。例如，碎矿工段的考察，取样点主要选在运输皮带上。这一工段的矿石都是干的，并且粒度较大，这样，工具就要大些，一般还要称重，要有磅秤。磨矿分级及浮选工段的考察，取样点主要选在球磨机给矿、排矿，分级机溢流和返砂，各浮选作业的精矿和尾矿处。这一工段的矿样主要是矿浆，粒度较细，所以工具可以小一些，但是不能漏水。测细度时需准备 200 目的筛子。总之，要根据不同的工作对象准备相应的工具。

三、流程考察的方法

在做好流程考察准备工作的基础上，各岗位的操作人员必须把生产调整正常，保证取出矿样有足够的代表性。并有专人统一指挥，在同一时间内各取样点同时操作，分几次取样(一般取一个班的)合并做为最终试样。其考察项目一般是，碎矿、测定各设备的处理能力(吨/时)及产品的粒度特性。磨矿分级，经常考察设备的处理能力、装球情况、分级效率和各产物的浓度、细度以及单体分离度等。浮选，经常考察各作业的处理能力、浮选时间、浮选浓度、充气量和产品的品位、产率、回收率及物质组成等。其程序是取样—称重(为计算浓度)—过滤—烘干—称重—缩分—化验。

四、结果计算

碎矿、测定结果的计算，按前述方法进行。磨矿分级

及浮选，主要计算各产物的产率、回收率、浓度、处理矿量及加水量等。即做出数量、质量矿浆流程。下面举例说明磨、浮流程的计算方法和程序。

磨、浮车间工艺流程见图 5-10。图中各产物的标号为：①原矿，②原矿加分级返砂，③球磨机排矿，④分级机溢流，⑤分级机返砂，⑥粗选给矿，⑦粗选精矿，⑧粗选尾矿，⑨最终精矿，⑩精选尾矿，⑪扫选精矿，⑫最终尾矿，⑬精选尾矿加扫选精矿（即中矿）。作业编号为，Ⅰ磨矿，Ⅱ分级，Ⅲ粗选，Ⅳ精选，Ⅴ扫选。

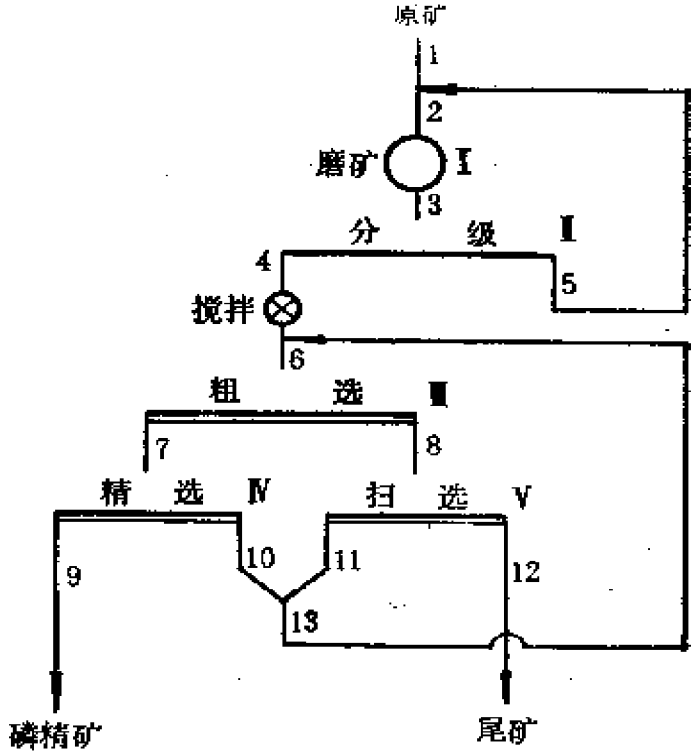


图 5-10　磨矿浮选工艺流程

计算时为了有次序起见，在各种指标的代表符号的右下角都标着产物的编号。如，粗选精矿的品位、产率及回收率，写成 β_7、γ_7、ε_7 等。

（一）测得数据　按流程考察的方法，取样、化验所得

到的品位及矿浆浓度如下：

1．各产物的品位

$\beta_1=2.0\%$　$\beta_4=2.0\%$　$\beta_7=15.0\%$　$\beta_8=1.2\%$

$\beta_9=30.0\%$　$\beta_{10}=3.0\%$　$\beta_{11}=10.0\%$　$\beta_{12}=0.4\%$

2．各产物及作业的浓度，以液固比表示。

$R_1=0.05$　$R_4=1.85$　$R_3=0.67$　$R_5=0.25$

$R_7=2.1$　$R_9=2.3$　$R_{\text{II}}=0.67$　$R_{\text{III}}=2.3$

$R_{\text{IV}}=4.0$　$R_{\text{V}}=2.4$

(二)流程计算

1．各产物的产率计算

分级机返砂量按公式(5-6)计算，返砂量C：

$$C=\frac{R_4-R_3}{R_3-R_5}\times 100\%$$

$$=\frac{1.85-0.67}{0.67-0.25}\times 100\%=280\%$$

产物⑤的产率等于返砂量。$\gamma_5=C=280\%$。

原矿产率为100%，即$\gamma_1=100\%$。$\gamma_3=\gamma_2=\gamma_1+\gamma_5=100\%+280\%=380\%$，$\gamma_4=\gamma_1=100\%$。

浮选各产物的产率以公式(5-11)计算

$$\gamma=\frac{\alpha-\theta}{\beta-\theta}\times 100\% \qquad (5\text{-}11)$$

式中　γ——产率，%；

α——原矿品位，%；

β——精矿品位，%；

θ——尾矿品位，%。

$$\gamma_9=\frac{\beta_4-\beta_{12}}{\beta_9-\beta_{12}}\times 100\%$$

$$=\frac{2.0-0.4}{30.0-0.4}\times 100\%=5.4\%$$

$$\gamma_{12}=\gamma_4-\gamma_9=100\%-5.4\%=94.6\%$$

计算产物⑦的产率时，要先计算产物⑨的部分产率。产物⑨的部分产率是以产物⑦为100%，产物⑨占产物⑦的百分数。如部分产率以T表示。

$$T_9=\frac{\beta_7-\beta_{10}}{\beta_9-\beta_{10}}\times 100\%$$

$$=\frac{15.0-3.0}{30.0-3.0}\times 100\%=44.5\%$$

因为，$\gamma_9=\gamma_7\times T_9$，所以，$\gamma_7=\frac{\gamma_9}{T_9}=\frac{5.4}{44.5}=12.2\%$

$\gamma_{10}=\gamma_7-\gamma_9=12.2\%-5.4\%=6.8\%$。

计算产物⑧的产率，先计算出产物⑫的部分产率，其计算方法与计算产物⑦的方法相同。

$$T_{12}=\frac{\beta_8-\beta_{11}}{\beta_{12}-\beta_{11}}\times 100\%$$

$$=\frac{1.2-10}{0.4-10}\times 100\%=92.0\%$$

$$\gamma_8=\frac{\gamma_{12}}{T_{12}}=\frac{94.6}{92.0}=103.0\%$$

$$\gamma_{11}=\gamma_8-\gamma_{12}=103\%-94.6\%=8.4\%$$

$$\gamma_{13}=\gamma_{10}+\gamma_{11}=6.8\%+8.4\%=15.2\%$$

$$\gamma_5=\gamma_4+\gamma_{13}=100\%+15.2\%=115.2\%$$

2．回收率的计算　以公式(5-12)计算。

$$\varepsilon_n=\frac{\beta_n\gamma_n}{\alpha}\times 100\% \qquad (5\text{-}12)$$

式中　ε_n——某产物的回收率，%；

α——原矿品位，%；

β_n——某产物的品位，%；

γ_n——某产物的产率，%。

计算那个产物的回收率，n就是那个产物的编号。

β_4等于β_1，为原矿品位。

$$\varepsilon_9=\frac{\beta_9\gamma_9}{\beta_4}\times 100\%$$

$$=\frac{0.30\times 0.054}{0.02}\times 100\%=81.5\%$$

$\varepsilon_4=100\%$，为原矿的回收率。

$$\varepsilon_{12}=\varepsilon_4-\varepsilon_9=100\%-81.5\%=18.5\%$$

$$\varepsilon_7=\frac{\beta_7\gamma_7}{\beta_4}\times 100\%$$

$$=\frac{0.15\times 0.122}{0.02}\times 100\%=92.0\%$$

$$\varepsilon_{10}=\varepsilon_7-\varepsilon_9=92\%-81.5\%=10.5\%$$

$$\varepsilon_{11}=\frac{\beta_{11}\gamma_{11}}{\beta_4}\times 100\%$$

$$=\frac{0.10\times 0.084}{0.02}\times 100\%=42.0\%$$

$$\varepsilon_{13}=\varepsilon_{10}+\varepsilon_{11}=10.5\%+42\%=52.50\%$$

$$\varepsilon_6=\varepsilon_4+\varepsilon_{13}=100\%+52.5\%=152.5\%$$

$$\varepsilon_8=\varepsilon_{11}+\varepsilon_{12}=42.0\%+18.5\%=60.5\%$$

3．生产率计算　以公式(5-13)计算：

$$Q_n=\gamma_n Q_1 \quad \text{吨/时} \qquad (5\text{-}13)$$

式中　Q_n——某产物的生产率；吨/时；

γ_n——某产物的产率，%；

Q_1——选矿厂处理的原矿量，吨/时。

$Q_1=4.0$ 吨/时

$Q_5=\gamma_5 Q_1=2.8\times 4.0=11.2$ 吨/时

$Q_2=Q_1+Q_5=4.0+11.2=15.2$ 吨/时

$Q_3=Q_2=15.2$ 吨/时

$Q_4=Q_1=4.0$ 吨/时

$Q_6=\gamma_6 Q_4=1.15\times 4.0=4.59$ 吨/时

$Q_7=\gamma_7 Q_4=0.12\times 4.0=0.49$ 吨/时

$Q_8=\gamma_8 Q_4=1.03\times 4.0=4.10$ 吨/时

$Q_9=\gamma_9 Q_4=0.054\times 4.0=0.22$ 吨/时

$Q_{10}=Q_7-Q_9=0.49-0.22=0.27$ 吨/时

$Q_{11}=\gamma_{11} Q_4=0.084\times 4.0=0.32$ 吨/时

$Q_{12}=Q_8-Q_{11}=4.10-0.32=3.78$ 吨/时

$Q_{13}=Q_{10}+Q_{12}=0.27+0.32=0.59$ 吨/时

4．矿浆体积计算　以公式(5-14)计算：

$$V_n=Q_n\left(R_n+\frac{1}{\delta}\right)\text{米}^3/\text{时} \qquad (5\text{-}14)$$

式中　V_n——矿浆体积，米³/时；

Q_n——生产率，吨/时；

R_n——矿浆液固比；

δ ——矿石比重。

计算那个产物的矿浆体积，n就换成那个产物的编号。本例的矿石比重为3.2。

$$V_1=Q_1\left(R_1+\frac{1}{\delta}\right)=4.0\times\left(0.05+\frac{1}{3.2}\right)$$

$=1.44$ 米³/时

$$V_3=Q_3\left(R_3+\frac{1}{\delta}\right)=15.2\times(0.67+0.31)$$

$=14.8$ 米³/时

$$V_4=Q_4\left(R_4+\frac{1}{\delta}\right)=4.0\times(1.85+0.31)$$

$=8.6$ 米³/时

$$V_5=Q_5\left(R_5+\frac{1}{\delta}\right)=11.2\times(0.25+0.31)$$

$=6.26$ 米³/时

$V_2=V_1+V_5=1.44+6.26=7.7$ 米³/时

$$V_{IV}=Q_7\left(R_{IV}+\frac{1}{\delta}\right)=0.49(4+0.31)$$

$$=2.1\ 米^3/时$$

$$V_7=Q_7\left(R_7+\frac{1}{\delta}\right)=0.49(2.1+0.31)$$

$$=1.2\ 米^3/时$$

$$V_9=Q_9\left(R_9+\frac{1}{\delta}\right)=0.22(2.3+0.31)$$

$$=0.57\ 米^3/时$$

$$V_{10}=V_{IV}-V_9=2.1-0.57=1.53\ 米^3/时$$

$$V_6=Q_6\left(R_6+\frac{1}{\delta}\right)=4.59(2.3+0.31)$$

$$=12.0\ 米^3/时(R_6=R_{III})$$

$$V_8=V_6-V_7=12.0-1.2=10.8\ 米^3/时$$

$$V_{13}=V_6-V_4=12.0-8.6=3.4\ 米^3/时$$

$$V_{11}=V_{13}-V_{10}=3.4-1.53=1.87\ 米^3/时$$

$$V_V=Q_8\left(R_V+\frac{1}{\delta}\right)=4.10(2.4+0.31)$$

$$=11.2\ 米^3/时$$

$$V_{12}=V_V-V_{11}=11.2-1.87=9.33\ 米^3/时$$

$$V_{III}=V_6=12.0\ 米^3/时$$

5．加水量计算　加水量以W表示，单位为米³/时。这里主要计算作业的加水量，最终精矿的泡沫产品的加水量，一般没有严格要求，只保证管道运输就可以了，这里不做计算。

$W_1=V_3-V_2=14.8-7.7=7.1$ 米³/时（因为 $W_1+V_2=V_3$）

$W_{II}=V_4+V_5-V_3=8.6+6.3-14.8=0.1$ 米³/时（因为$W_{II}+V_3=V_4+V_5$）

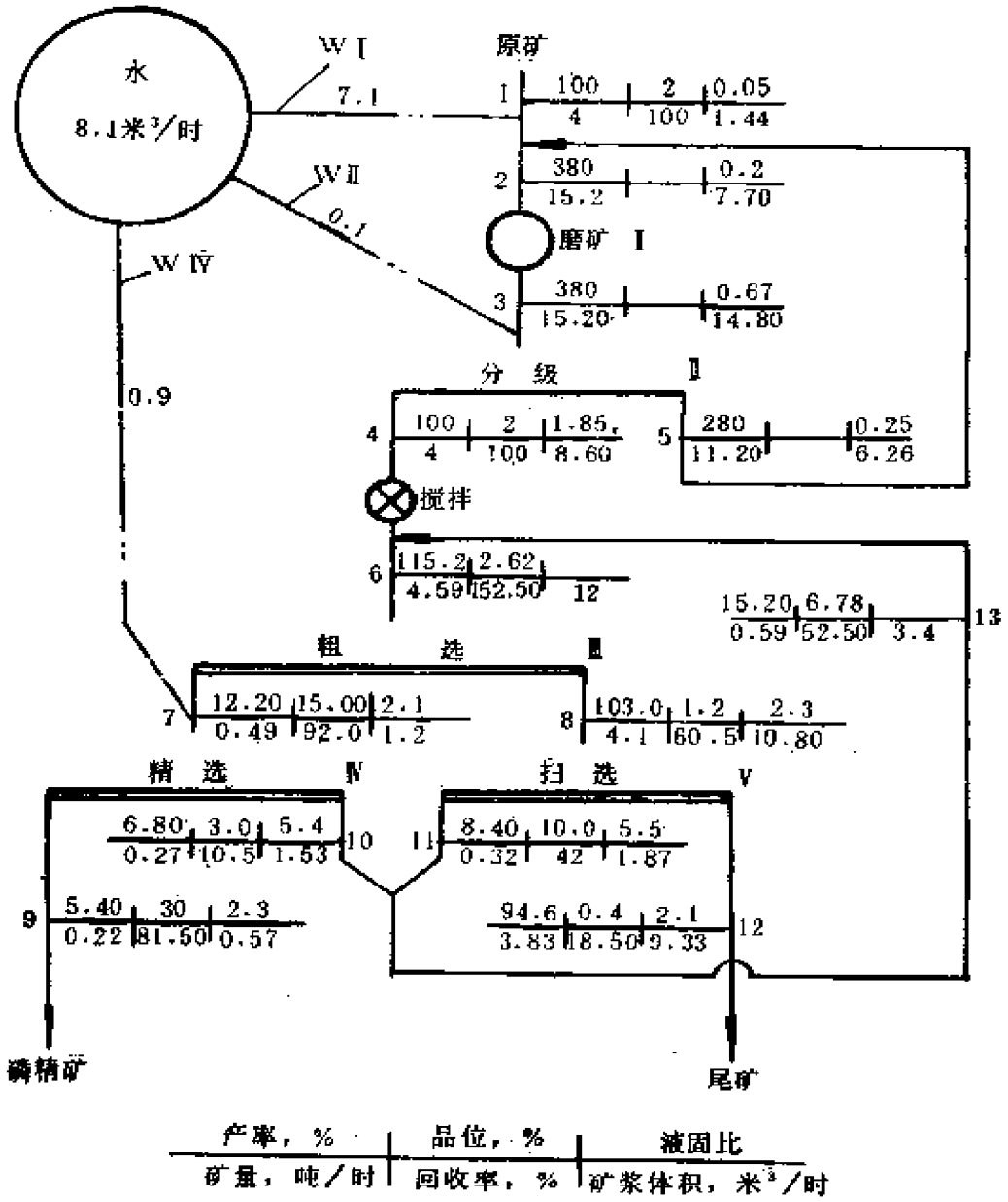


图 5-11 数量和质量矿浆流程图

$$W_{IV}=V_{IV}-V_7=2.1-1.2=0.9 \text{ 米}^3/\text{时}$$

计算结果填入流程图 5-11，即为数量和质量矿浆流程。计算结果按流程考察的目的进行分析，找出问题，及时解决。

第六章　磷矿选矿厂的建设

选矿厂的建设是矿山建设重要的一环。几年来，低品位磷矿的蓬勃发展，对矿山建设提出了新的任务。

第一节　选矿厂建设前的准备

在建厂设计前一般要有选矿试验资料，它是建厂设计中确定工艺流程及有关技术经济指标的重要依据，而选矿试样采取是否正确(即是否具有代表性)，又是影响试验结果的关键，因此对所采的矿样，要求有充分的代表性。同时还要进行选矿厂厂址的选择工作，这项工作做得好坏，它直接影响将来选矿厂生产条件的好坏，基本建设费用的多少，建设期限的长短等等，下面分别加以叙述。

一、矿山采样的目的要求

在采样工作中为使矿样有充分的代表性，常与地质勘探、设计部门和试验单位共同拟定采样方案。

(一)矿样代表性的一般要求　影响矿样代表性的因素很多，主要是地质因素与开采因素二者互为影响，最基本的要求是进行选矿试验的磷矿样与今后矿山开采时送往选矿厂的矿石性质基本一致：

1．代表该矿床生产时采出的矿石类型、比例及出矿平均品位。

2．代表该矿石的矿物组成及化学组成。

3．代表各种有用矿物的浸染特性和共生结构。

4．代表该矿石的各项主要物理性质(如粒度、硬度、比重等)。

5．代表围岩、夹层、脉石的种类、性质及含量。

6．代表该矿石的有害杂质和原生矿泥的含量。

7．当矿区有几个矿体不需要分别开采和加工时，则采混合矿样。在混合矿样中各类型或品级矿石所占的比例应与将来开采时各矿体出矿量的比例基本一致。

(二)对矿样重量的一般要求　所采矿样重量的多少，主要取决于矿石的类型、试验规模(实验室小型试验、半工业和工业性试验)和试验目的与要求，选矿方法和矿石可选性的难易，根据具体情况与有关单位共同商定。一般对于易选硅质磷灰石矿石做小型试验的矿样，可采100、200公斤左右。在实际工作中，采样重量与粒度有关，通常可用下式计算：

$$Q = kd^2 \qquad (6\text{-}1)$$

式中　Q——矿样的重量，公斤；

d——矿样中的最大粒度，毫米；

k——经验系数(对于磷矿 $k=0.15$)。

(三)采样点的布置　采样点布置的是否合适，是影响矿样代表性的重要因素。要注意如下问题：

1．要充分地利用已有的勘探工程和采矿工程。根据不同的工程采用不同的采样方法。

矿区是槽探：一般采用点取法和刻槽法采样。点取法就是矿石为均匀浸染的，在已布置好的采样点上可采用浅眼爆破或凿取矿样。刻槽法即矿石为不均匀浸染的，不便点取，用连续刻槽法采样。刻槽的方向应与矿体矿物变化的方向一致。刻槽的规格要根据采样点的多少和矿样的重

量要求而定，如200×200毫米、300×300毫米、200×300毫米等。

矿区是坑探或浅井探：采用刻槽法和爆破法采样。

矿区是钻探：可劈取岩心的一半做为矿样。

2．采样点应大致均匀地分布在整个矿体上，即平面上照顾整个矿区，立面上照顾到地表，又要照顾到深部。但应以初期开采地段为重点。

3．采样点的数目要尽量多一些，但要照顾到施工条件。一般一个类型的矿样不应少于四个点。

(四)采样工作的一般做法　根据上面对矿样代表性的要求进行采样，在矿区实际总的采样量应不少于实验所需矿样的二倍，并将各点所采的矿样在矿区进行混匀缩分一次，取其一半(等于实验需要矿样的重量)作为送往实验的矿样，而另一半，作为备用样保存起来。但在送样包装前，一定要进行化验，检查所采的矿样是否合于矿床品位，防止在送样后发现品位偏差大，代表性不强。

二、矿石可选性试验

矿石可选性试验研究的目的：为使矿产资源得到有效地利用，通过试验研究寻求技术上先进、经济上合理的选矿方法和确实可行的工艺流程。以便确定投产后可能达到的技术经济指标和提出有关的工艺操作制度。

选矿试验资料是设计选矿工艺流程的重要依据。对于简单易选的硅质磷灰石矿，实验室小型试验资料，可以作为小型选矿厂建厂的参考，如有矿石性质相类似的选矿厂的生产指标可以作为小型选矿厂设计的依据。对于复杂难选矿石、选矿厂规模大、工艺流程复杂的，则需要有扩大的半工业或工业性试验资料方能作为建厂设计的依据。

选矿厂建设前的试验工作很重要，建厂前缺乏或没有试验资料，建厂设计就缺少可靠的依据。投产后很可能造成工艺流程不够合理，设备配置不合适，技术指标低和产品成本高等问题。

三、选矿厂生产能力的确定

低品位磷矿选矿厂生产能力的确定与其它矿种有其共性，也有其特殊性。它们的共性：都必须贯彻建设社会主义的总路线和总方针。要根据地质资源、矿床的贮存状态、企业的建设条件及技术上可能、经济上合理等条件来确定选矿厂的生产能力。生产能力的确定，要因地制宜，根据矿产资源和已有设备或自制设备能力来确定选矿厂的生产能力。在已有设备或自制设备能力中要以磨矿设备的生产能力来确定选矿厂的生产能力。

一般大型选矿厂要分期分批建设；根据矿山可靠的工业储量来确定生产年限。

四、选矿厂厂址选择

厂址选择要充分利用自然地形，不占或少占农田，不妨碍农田水利建设，还要充分考虑运输、供水、供电、尾矿堆存、工程地质，土石方工程量及施工建设的合理条件。在具体工作中一般应注意如下问题：

（一）资源集中的一般应集中建厂。在地形、采矿、运输等方面适于分散建厂时，应根据具体条件经多方面比较确定。

（二）厂址不应布置在矿体上，也不应布置在塌落界限内和爆破险区内。

（三）选择厂址时应充分利用地形条件，利用山地或荒地，不占或少占农田，不拆或少拆民房。山坡建厂有利

于矿浆自流，理想的破碎厂房布置在25°左右的陡坡上，选矿主厂房布置在15°左右的缓坡上。

(四)在地形、供水、尾矿堆存、运输等条件允许的情况下选矿厂应靠近矿源，节省运矿费用。

(五)选择厂址时要特别注意尾矿场的选择，理想的尾矿场应能使尾矿自流运输、容积大、少占农田、不污染河水和环境卫生。

(六)选择的厂址应避免位于有害气体的下风向。选矿厂排出的污水、烟尘应不影响居民生活及农牧鱼业的生产。

(七)选择的厂址应具有较好的工程地质条件，主厂房、主要设备基础应有良好的工程地质条件，不能位于流砂层、滑坡层、断层等，要位于洪水标高以上。

(八)选择的厂址应具有适当的发展余地。

总之，选择厂址是一项很重要的工作，要认真地贯彻党的方针政策，对每一个方案均应进行全面的技术经济比较。同时还要考虑工人的居住条件，是否方便生活，有利生产，与该地区与其它企业间联系等。

第二节　选矿厂工艺流程与设备的选择及计算

一、破碎筛分流程的选择及计算

破碎筛分流程的选择主要是根据原矿粒度及破碎最终产品粒度要求来确定破碎筛分的段数。中小型磷矿矿山多为露天开采、采出矿石最大粒度一般在500毫米左右，但是片麻岩晶质磷矿初期开采的风化层采出矿石粒度都比较小。对于破碎最终产品粒度要求，根据现场的生产实践，一般小于25～10毫米为宜。

关于流程及设备的计算，请见本节破碎筛分流程及设备计算实例。

（一）选择破碎筛分段数的一般原则　目前常用破碎设备的破碎比列于表 6-1 中，由表可见其破碎比都比较小，在闭路工作时仅能达到 4～8，一般粗碎设备的破碎比都小于中、细碎的破碎比。从采出的原矿粒度来看，一段破碎一般是不能满足最终产品粒度要求的，因此，破碎必须分段进行。常见的破碎筛分流程见第二章第四节，究竟选用哪种流程合理，要根据具体条件而定。

表 6-1　各种破碎机在不同条件下的破碎比范围

破碎段数	破碎机型式	流程类型	破碎比
第一段	颚式破碎机	开路	2～5
第二段	标准圆锥破碎机	开路	3～5
	标准圆锥破碎机(中型)	闭路	4～8
第三段	短头圆锥破碎机	开路	3～6
	短头圆锥破碎机	闭路	4～8

在破碎筛分流程中的筛分作业分为预先筛分和检查筛分：

当矿石中含泥量大含水分高时，预先筛出细粒部分，可避免破碎机堵塞，有利于破碎机工作。但是，设预先筛分要增加厂房高度，所以在粗破碎(或中碎)机生产能力有富余时一般不设预先筛分。

检查筛分是用于处理破碎产品的筛分，控制产品粒度，合格部分进入下段，不合格部分返回再破碎。例如短头圆锥破碎机处理中等可碎性矿石，其产品中大于排矿口尺寸的颗粒含量达 60%，最大粒度为排矿口尺寸的 2.7 倍。在

处理难碎性矿石时，产品中大于排矿口尺寸的颗粒含量就多，粒度也更大(参看表 6-2)。在生产中为满足破碎最终

表 6-2　破碎产品中过大颗粒含量 β% 及最大颗粒与排矿口尺寸的比值 Z

矿石可碎性	破碎机型式					
	颚式破碎机		标准圆锥破碎机		短头圆锥破碎机	
	β(%)	Z	β(%)	Z	β(%)	Z
难碎性矿石	38	1.75	53	2.4	75	2.8～3
中等可碎性矿石	25	1.60	35	1.9	60	2.2～2.7
易碎性矿石	13	1.40	22	1.6	38	1.8～2.2

产品粒度要求，往往是把排矿口减小，这样就必然影响破碎机的生产能力，为不把排矿口减得过小而又能满足最终产品粒度要求，常在最末一段破碎与检查筛分组成闭路破碎流程。破碎产品最大粒度与破碎机排矿口宽度、筛孔尺寸和筛分效率的组合关系可参照表 6-3 选取。这样，在既定的矿石和破碎流程的条件下，就可根据碎矿产品的最大粒度来选取破碎机排矿口尺寸及筛孔尺寸，并确定筛分

表 6-3　破碎产品最大粒度 $d_{最大}$ 与破碎机排矿口(e)、筛孔(a)、筛分效率(E)的关系

矿石性质	破碎流程	组合关系		
		破碎机排矿口 e(毫米)	筛孔 a(毫米)	筛分效率 E(%)
中等可碎性矿石	闭路	$0.8d_{最大}$	$1.2\sim1.4d_{最大}$	80
	开路	$0.4\sim0.5d_{最大}$	$1d_{最大}$	85
难碎性矿石	闭路	$0.8d_{最大}$	$1.15\sim1.3d_{最大}$	80
	开路	$0.3\sim0.4d_{最大}$	$1d_{最大}$	85

效率。

简易的小型选厂多采用二段开路破碎流程，中小型选矿厂多采用二段一闭路或二段开路破碎流程，大型选矿厂多采用三段一闭路或三段开路破碎流程。

（二）破碎筛分设备的选择　根据当前低品位磷矿的发展，一种是有设备来源的新建厂选择破碎筛分设备，另一种是有什么设备用什么设备。应当注意的后一种选择设备的型式和数量应与已有的磨矿设备的生产能力相适应。如果是新建选矿厂，所选择设备的型式和数量应能适应选矿厂既定生产能力的要求。便于操作、工作可靠、最大限度地节省开支。

1．破碎设备的选择　破碎机型式和数量的选择，是根据选矿厂的规模和工作制度（每日两班或三班生产），参照破碎机产品目录所载的生产能力（参照表 6-4、6-5、6-6、6-7）进行选择。

目前中小型选矿厂中用于粗碎的破碎设备一般多为颚式破碎机，破碎比为 2～5。在选用颚式破碎机时，给矿中最大粒度不能大于给矿口宽度的 0.85 倍。用于中碎的破碎设备一般多为标准型圆锥破碎机，破碎比为 5～6。用于细碎的破碎设备一般多为短头型圆锥破碎机，破碎比为 3～5，与检查筛分组成闭路时，破碎比可达 8～10。在两段破碎流程中，第二段多用中型圆锥破碎机，小型选矿厂第二段也有采用对辊或锤式破碎机的。

2．筛分设备的选择

固定筛：有格筛和条筛两种。格筛多用于原矿贮矿仓的上部，控制由矿山来矿的粒度。条筛多用于破碎前的预先筛分。条筛筛面的宽度，一般应大于给矿中最大粒度的

表 6-4 颚式破碎机技术规格

型式	规格	最大给矿粒度（毫米）	排矿口宽（毫米）	生产能力（吨/时）	传动电机 型号	传动电机 功率（千瓦）	传动电机 电压（伏）	设备重量（吨）	参考价格（元）
复杂摆动式	150×250	125	10～40	1～4	JO_3-712L-4	5.5	380	1.1	1970
	250×350	160	10～50	2～5	JO_3-140M-6	7.5	380	1.6	4500
	250×400	210	20～80	5～20	JO_3-160M-6	15	220/380	2.8	8900
	400×600	350	40～160	17～115	JO_3-225S-8	30	220/380	6.5	19700
	600×900	480	75～200	60～190	JR-117-8	80	220/380	17.6	70000

表 6-5 圆锥破碎机的技术规格

型式规格	进料口宽（毫米）	最大给矿粒度（毫米）	排矿口宽（毫米）	生产能力（吨/时）	传动电机 型号	传动电机 功率（千瓦）	传动电机 电压（伏）	设备重量（吨）	参考价格（元）
600标准	75	65	12～25	～40	JO-83-8	28	220/380	5.5	23000
600短头	40	35	3～13	～23	JO-83-8	28	220/380	5.5	23000
900标准	135	115	15～50	50～90	JO_2-92-8	55	380	9.64	36000
900中型	70	60	5～20	20～65	JO_2-92-8	55	380	9.64	36000
900短头	50	40	3～13	15～20	JO_2-92-8	55	380	9.74	36000
1200标准	170	150	20～50	110～168	JS-126-8	110	220/380	22.8	
1200中型	115	98	8～25	42～135	JS-126-8	110	220/380	24.6	115000
1200短头	60	50	3～15	18～105	JS-126-8	110	220/380	23.5	
1750标准	250		25～60	280～480	JS-128-8	155	220/380	50.3	165000
1750中型	215		10～30	115～325	JS-128-8	155	220/380	50.3	165000
1750短头	100		5～15	75～230	JS-128-8	155	220/380	50.2	136000

表 6-6　锤式破碎机的技术规格

规格	最大给矿粒度（毫米）	产品粒度（毫米）	生产能力（吨/时）	传动电机			设备重量（吨）	参考价格（元）
				型号	功率（千瓦）	电压（伏）		
Φ 400×175	50	3	0.5	JO$_3$-132S-6	5.5	380	0.8	2300
Φ 600×400	100	15	12～15	JO$_3$-160M-4	18.5	380	1.2	4000
Φ 800×600	200	10	18～24	JO$_3$-250S-6	55	380	2.53	15840
Φ1000×800	200	13～40	13～32	JR-117-6	115	380	6.70	24000

表 6-7　对辊破碎机的技术规格

规格	最大给矿粒度（毫米）	产品粒度（毫米）	生产能力（吨/时）	辊子转速（转/分）	传动电机		设备重量（吨）	参考价格（元）
					型号	功率（千瓦）		
Φ400×250	20～32	2～8	5～10	200	JO$_3$-160S-6	11	1.3	5000
Φ600×400	8～36	2～9	4～15	120	JO$_3$-160M-8	11	2.55	10000
Φ750×500	40	2～10	3.4～17	50	JO$_3$-225S-8	30	12.25	40000

表 6-8 振动筛的分类

种类	型号	一般用途
惯性振动筛	SZ型	用于中、细粒筛分
重型振动筛	SZX型	用于粗、中粒筛分
自定中心振动筛	SZZ型	广泛用于中、细粒筛分
直线振动筛		用于中、细粒筛分和脱水
共振筛		

表 6-9 自定中心振动筛的技术规格

型号及规格	工作面积(毫米)	筛孔尺寸(毫米)	倾角(度)	最大给矿粒度(毫米)	生产能力(吨/时)	传动电机		设备重量(吨)	参考价格(元)
						型号	功率(千瓦)		
$SZZ_1800\times1600$	1.28	6	0～30	100	3.5	JO_2-32-4	3	0.468	3400
$SZZ_2800\times1600$	1.28	6	0～30	100	2.5	JO_2-32-4	3	0.777	4000
$SZZ_1900\times1800$	1.62	1～25	15～25	40	20～25	JO_3-100S-4	2.2	0.42	2200
$SZZ_2900\times1800$	1.62	1～25	15～25	40	20～25	JO_3-100S-4	2.2	0.57	2800
$SZZ_11250\times2500$	3.13	6～40	15～20	100	150	JO_3-112L-4	5.5	1.02	3500
$SZZ_21250\times2500$	3.13	6～40	15	100	150	JO_3-112L-4	5.5	1.325	4000
$SZZ_21250\times4000$	5	2～6				JO_2-51-4	7.5	2.322	8000

三倍，筛子的具体尺寸要和安装的具体条件相适应。

振动筛：振动筛按其结构、工作原理和用途不同分类见表 6-8。中小型选矿厂常用的振动筛列于表 6-9 中。

（三）破碎筛分流程及设备计算实例　选择的破碎筛分设备一般也可不进行理论计算，而是按照设备产品目录所规定的样本生产能力并根据设备工作的具体条件加以校正。产品目录中的样本生产能力是指处理中等可碎性矿石，比重为 2.7（堆比重为 1.6 吨/米^3）的矿石实测出来的。通常的计算方法是根据设备产品目录规定的在排矿口调节范围内的相应生产能力，求出所需要排矿口宽度的生产能力，并用所要处理矿石的比重加以校正。

例：计算的原始指标：破碎车间的年处理量为 15 万吨，年工作日为 300 天，每天三班工作，每班设备运转 6.5 小时。原矿最大粒度 $D_{最大}$ 为 350 毫米，矿石是中等可碎性的，比重为 2.8（堆比重为 1.6 吨/米^3）。破碎最终产品送往磨矿工段继续加工。

1．破碎段数的确定

破碎车间的日处理量：

$$Q_{日}=\frac{15\text{ 万吨}}{300\text{ 日}}=500\text{ 吨/日}$$

破碎车间的小时处理量：

$$Q_{时}=\frac{500\text{ 吨}}{3\times 6.5\text{ 时}}=25.6\text{ 吨/时}$$

影响破碎车间处理量的一个很重要因素就是破碎车间最终产品粒度的大小，对于同一台破碎设备，如果破碎比小，产品粒度粗，要求排矿口就宽，生产能力就大，反之生产能力就小。破碎的最终产品也是磨矿机的给矿，破碎

最终产品过粗也直接影响磨矿的生产能力，所以确定破碎最终产品粒度的大小，应该是使碎矿与磨矿费用的总和最低。前面已叙述，根据现场的生产实践，破碎最终产品粒度一般在小于25～10毫米为宜。本例确定破碎最终产品粒度为20～0毫米。

总破碎比：

$$i=\frac{D_{最大}}{d_{最大}}=\frac{350}{20}=17.5 \qquad (6-2)$$

由总破碎比看出，对于常用破碎设备(见表6-1)一段破碎是不能完成17.5破碎比的，故选用两段开路破碎流程，如图6-1(初步拟定，第一段选400×600颚式破碎机；第二段选900中型圆锥破碎机)。可完成上述破碎比。

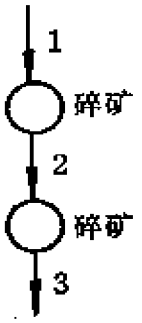


图 6-1
两段开路破碎流程

各段破碎比的确定：

由于总破碎比等于各段破碎比的乘积，由此可确定各段破碎比

即 $$i=i_{I}\times i_{II}=17.5 \qquad (6-3)$$

式中 i ——破碎流程的总破碎比；

i_{I}——第一段破碎比(查表6-1)；

i_{II}——第二段破碎比。

选 $$i_{I}=4$$

则 $$i_{II}=\frac{i}{i_{I}}=\frac{17.5}{4}=4.375$$

各段产品的最大粒度：由于各段破碎比等于各段给矿最大粒度与排矿最大粒度之比，由此可求出各段产品的最大粒度。

即 $$d_{1}=\frac{D_{最大}}{i_{1}}=\frac{350}{4}=87.5\text{ 毫米}$$

$$d=\frac{d_1}{i_{II}}=\frac{87.5}{4.8}\approx 20 \text{ 毫米}$$

式中 $D_{最大}$——原矿最大粒度，毫米；

d_1 ——第一段破碎产品最大粒度，毫米。

各段破碎设备排矿口宽度：由于各段破碎产品的最大相对粒度 Z 等于该段产品最大粒度与排矿口尺寸之比，由此可求出各段破碎设备排矿口宽度。

即 $$e_I=\frac{d_I}{Z}=\frac{87.5}{1.6}\approx 54.7 \text{ 毫米} \quad (取\ 55)$$

$$e_{II}=\frac{d_{II}}{Z}=\frac{20}{1.9}\approx 10.3 \text{ 毫米} \quad (取\ 10)$$

式中 d_I、d_{II}——第一、二段破碎产品最大粒度，毫米；

e_I、e_{II}——第一、二段破碎机排矿口宽度，毫米；

Z_I、Z——第一、二段破碎产品最大相对粒度，毫米。

2．破碎流程计算 按破碎流程图 6-1 产品的编号计算各产品的矿量 Q_n 和各产品的产率 γ_n（n 为产品的编号）。

$Q=25.6$ 吨/时， $\gamma_1=100\%$

$Q_2=Q_1=25.6$ 吨/时 $\gamma_2=\gamma_1=100\%$

$Q_3=Q_2=25.6$ 吨/时 $\gamma_3=\gamma_2=100\%$

3．破碎机生产能力的计算 第一段 400×600 颚式破碎机由表 6-4 可知，在标准条件下（矿石为中等可碎性、堆比重为 1.6 吨/时），排矿口在 40～160 毫米时的生产能力为 17～115 吨/时，求排矿口为 55 毫米时的生产能力。按插值法计算如下：

$$Q_0=Q_{最大}-\frac{Q_{最大}-Q_{最小}}{e_{最大}-e_{最小}}(e_{最大}-e_I)$$

$$=115-\frac{115-17}{160-40}(160-55)\fallingdotseq 29 \text{ 吨/时}$$

式中 Q_1——排矿口为 $e_I=55$ 毫米时处理标准矿石的生产能力，吨/时；

$e_{最大}$、$e_{最小}$——产品目录中破碎机排矿口在调整范围内的最大和最小宽度，毫米；

$Q_{最大}$、$Q_{最小}$——产品目录中破碎机的最大和最小生产能力，吨/时；

e_I——第一段破碎确定的排矿口宽度为 55 毫米。

上面计算的生产能力为 400×600 颚式破碎机在处理标准矿石的生产能力，用所要处理矿石的比重校正后，才是 400×600 颚式破碎机排矿口为 55 毫米时处理矿山矿石的生产能力。经矿石比重校正如下：

$$Q=Q_0\frac{\delta}{\delta_0}=29\frac{1.6}{1.6}=29 \text{ 吨/时}$$

或

$$Q=Q_0\frac{\delta_T}{\delta_{T0}}=29\frac{2.8}{2.9}\fallingdotseq 29 \text{ 吨/时}$$

式中 Q ——处理矿山矿石的生产能力，吨/时；

Q_0 ——处理标准矿石的生产能力，吨/时；

δ、δ_T ——矿山矿石的堆比重和比重；

δ_0、δ_{T0}——标准矿石的堆比重和比重。

需用破碎机台数：

$$n=\frac{KQ_1}{Q}=\frac{1.1\times 25.6}{29}=0.97 \text{ 台(取 1)}$$

式中 n ——需用 400×600 颚式破碎机台数；

K ——由于给矿不均匀采用的系数；

Q_1——需要破碎机处理的矿量，吨/时；

Q ——400×600 颚式破碎机的生产能力，吨/时。

采用一台 400×600 颚式破碎机时的负荷系数(给矿量与设备能处理的矿量的比值)为：

$$n=97\%$$

第二段 900 中型圆锥破碎机由表 6-5 可知，在标准条件下，排矿口在 5～20 毫米时的生产能力为 20～65 吨/时，求排矿口为 10 毫米时的生产能力。按插值法计算如下：

$$Q_0=Q_{最大}-\frac{Q_{最大}-Q_{最小}}{e_{最大}-e_{最小}}(e_{最大}-e_{II}) \qquad (6-7)$$

$$=65-\frac{65-20}{20-5}(20-10)=35\ 吨/时$$

式中 Q_0——排矿口 $e_{II}=10$ 毫米时处理标准矿石的生产能力，吨/时；

$Q_{最大}$、$Q_{最小}$——产品目录中破碎机的最大和最小生产能力，吨/时；

$e_{最大}$、$e_{最小}$——产品目录中破碎机排矿口在调整范围内的最大和最小宽度，毫米；

e_{II}——第二段破碎确定的排矿口宽度为 10 毫米。

经比重校正如下：

$$Q=Q_0\frac{\delta}{\delta_0}=35\frac{1.6}{1.6}=35\ 吨/时$$

式中符号意义与第一段比重校正式相同。

需用破碎机台数：

$$n=\frac{KQ_2}{Q}=\frac{1.1\times25.6}{35}=0.8\ 台(取\ 1)$$

式中 n——需用 900 中型圆锥破碎机台数；

K——由于给矿不均匀采用的系数；

Q_2——需要破碎机处理的矿量，吨/时；

Q——900 中型圆锥破碎机的生产能力，吨/时。

采用一台 900 中型圆锥破碎机时的负荷系数为：

$$\eta = 80\%$$

综上计算看出：所选用的设备均能满足流程中处理矿量和破碎最终产品粒度要求，各破碎段均不设筛分作业。但是也应指出，虽然第二段选用的 900 中型圆锥破碎机(由表 6-5 查得)，要求最大给矿程度为 60 毫米，而第一段破碎产品的最大粒度为 87.5 毫米，直接给入 900 中型圆锥破碎机，从数字上看是给不进去的。但是，有的选矿厂已经这样使用了，对设备的工作性能没有什么影响。如果选用 1200 中型圆锥破碎机(由表 6-5 查得)，要求最大给矿粒度为 98 毫米，从设计要求是合理的，但是，其负荷系数仅是 53%，动力浪费大，同时设备造价也高。对于磷矿选矿厂来说，矿石一般都比较软，特别是露天初期开采浅部风化矿。对于破碎机来说，所规定的技术指标波动范围也都比较大。所以选择 900 中型圆锥破碎机是可以的。

4．破碎流程及计算结果列于图 6-2 中。

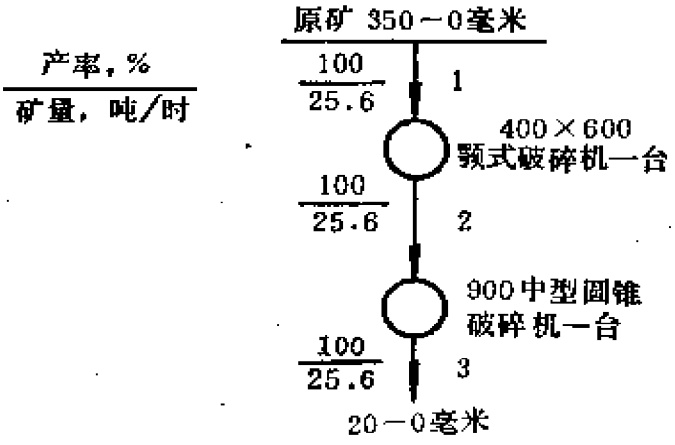


图 6-2　破碎工艺设备流程图

二、磨矿分级流程的选择及计算

磨矿流程的选择及计算包括磨矿段数、磨矿分级设备的型式、规格及组合方式等进行选择和计算。磨矿细度和磨矿段数是根据选矿试验资料来确定的。

（一）磨矿分级流程的选择　常见的磨矿流程的基本类型在第二章第七节中已叙述，但是，实际选择哪种流程合适，主要是根据选矿厂的规模、矿石的性质和对磨矿产品的粒度要求，如果要求磨矿粒度较粗，一般选用一段磨矿流程，若要求磨矿粒度较细（小于 0.074 毫米的粒度占 80% 以上）一般应选用二段磨矿流程。硅质磷灰石矿多采用一段闭路磨矿流程［见图 6-3-(1)］或一段闭路带有控制分级的磨矿流程［见图 6-3-(2)］。

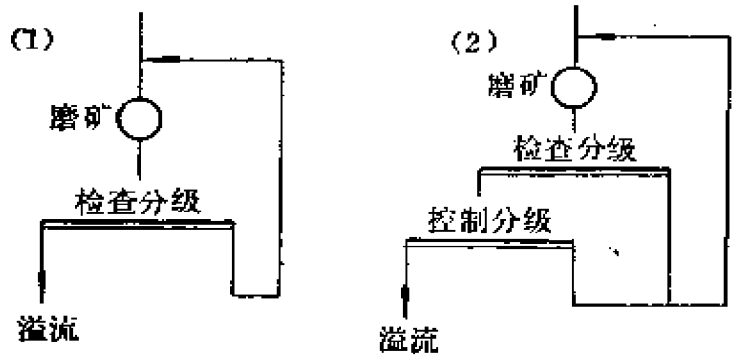


图 6-3　磨矿流程

在磨矿流程确定以后，尚须考虑闭路磨矿时的循环负荷率（即返砂比）。循环负荷率可以根据矿石类型相类似的选矿厂的生产指标选取，如无实际资料也可参照表 6-10，选取在不同条件下适宜的循环负荷率。

（二）磨矿分级设备的选择及计算

1．磨矿分级设备的选择　目前选矿厂用的磨矿设备主要有格子型球磨机和溢流型球磨机两种。这两种球磨机

的构造特点和技术特性在第二章第五节已叙述。在选择磨矿设备时，可以根据第二章第五节所述的构造特点，并参照表 6-11 中的技术规格进行选择。

表 6-10　不同磨矿条件下适宜的循环负荷率

磨矿条件		返砂比(C)(%)
磨矿机与分级机自流配置	粗磨0.5～0.3毫米	150～300
	细磨0.3～0.1毫米	250～600
磨矿机与水力旋流器配置	粗磨0.4～0.2毫米	200～350
	细磨0.2～0.1毫米	300～500

分级设备的选择：分级设备常与磨矿设备组成闭路磨矿流程，目前磷矿选矿厂多用螺旋分级机和水力旋流器，这两种分级设备的构造特点在第二章第六节已叙述，可参照表 6-12 和表 6-13 中的技术规格进行选择。

2．磨矿分级设备生产能力的计算　在生产实践中影响磨矿分级设备生产能力的因素很多，变化很大，因此，目前很难用理论公式准确计算出生产能力，只能用近似的方法，采用经验公式并结合设备的型式规格特点，矿石性质、给矿和排矿粒度等因素加以校正，也有的根据产品目录的技术性能进行选取。

(三)磨矿流程及设备计算实例

计算的原始条件：原矿处理量为 500 吨/日，年工作日为 300 天，每天三班工作，每班设备运转 8 小时。给矿粒度为 20～0 毫米，矿石是中等可磨度的。要求磨矿产品粒度小于 0.074 毫米含量占 60%。

1．磨矿段数的确定　根据对磨矿产品的粒度要求和一些磷矿选矿厂的生产实践，选用一段闭路磨矿流程，如

表 6-11 磨矿机的技术规格

磨矿机规格	有效容积（米³）	筒体转速（转/分）	装球量（吨）	生产能力（吨/时）	传动电机			筒体重量（吨）	设备重量（吨）	参考价格（元）
					型号	功率（千瓦）	电压（伏）			
湿式格子型球磨机										
900×900	0.45	40	0.67	0.2～1.7	JO$_3$-180 1M-8	15	380		4.3	14300
900×1800	0.90	43	1.6	0.4～3.4	JO$_3$-200M-8	22	380	2.084	7	20000
1200×1200	1.15	35.7	2.2	0.6～5	JQO-83-8	28	380		14.5	32300
1200×2400	2.30	35.7	4.2	1.2～10	JQO-94-8	55	380		18.4	
1500×1500	2.50	29.2	5	1.4～4.5	JR-115-8	60	380	3.81	13.7	42000
1500×3000	5.00	29.2	10	2.8～9	JR-125-8	95	380	7.12	16.9	55000
2100×2200	6.60	23.8	16	5～29	JR-128-8	155	220/380	10.92	46.9	115000
2100×3000	9.00	23.8	20	6.5～36	JR-137-8	210	380	14.40	50.6	125000
2700×2100	10.40	21.7	24	6.5～84	JRQ-148-8	240	6000	18.59	69.2	185300
溢流型球磨机										
900×1800	0.9	35	1.6	0.58～2	JQ-81-8	20	380		7.2	22000
1500×3000	5.0	29.2	8	2.5～8	JR-125-8	95	380	7.12	16.6	
2100×3000	9.0	23.8	20	4～30	JR-137-8	210	380	14.40	49	125000

表 6-12 螺旋分级机的技术规格

螺旋直径（毫米）	螺旋转速（转/分）	槽子坡度（度）	生产能力（吨/日）		传动电机			设备重量（吨）	参考价格（元）
			按返矿	按溢流	型号	功率（千瓦）	电压（伏）		
高堰式单螺旋									
500	9.8	14～18	54～260	13.5～77	JO_2-22-6	1.1	380	1.56	3500
750	3.5	14～18	100～445	31～163	JO_2-41-6	3.0	380	2.69	7500
1000	7.6	14～18	130～700	50～126	JO_2-51-6	5.5	220/380	4.10	17420
1200	5.7	12	114～1600	150	JO_2-52-6	7.5	380	8.71	25000
1500	4.0	18	1120～2680	230	JO_2-52-6	7.5	380	14.64	29000
2000	3.1～6.3	18	3280～6450	400	JO_2-61-8	7.5	380	20.50	37500
高堰式双螺旋									
1200	5.7	12～18	228～3200	300	JO_2-52-6	7.5	380		
1500	4.0	16	2240～5360	460	JO_2-52-6	7.5	380	21.51	40500
2000	3.1～6.3	18	6500～13000	800	JO_4-72-8	7.5	380	34.65	55000
沉没式双螺旋									
1200	3.8	16	1370～3660	516	JO_2-52-6	7.5	380	22.90	34000
1500	4.0	18	2240～5360	460	JO_2-52-6	7.5	380	30.70	40500
2000	3.5	17	5600～11600	640	JO_2-72-6	22.0	380	46.46	67000

表 6-13　水力旋流器的技术规格

旋流器直径 (毫米)	给矿口 (毫米)	溢流口 (毫米)	排砂口 (毫米)	锥角 (度)	锥体高度 (毫米)	圆筒高度 (毫米)	溢流粒度 (毫米)	给矿浓度 (%)	矿浆处理量 (米³/时)	入口压力 (大气压)	设备重量 (公斤)	参考价格 (元)
Φ100	30×5 30×7 30×10	Φ14,18,26	Φ11	20	275	60	0.025～0.25	50～60	1.5～9	0.5～3	17	402
Φ125	25×10 40×8	Φ50	Φ15～30	20	255	110	0.025～0.25	50～60	2.4～15	0.5～3	57	460
Φ150	40×10 40×12 56×24	Φ20,30,40	Φ15	20	326	100	0.025～0.25	50～60	4.8～54	0.5～3	110	486
Φ200	56×20 56×16	Φ26,36,50	Φ21	20	454	156	0.025～0.25	50～60	4.8～54	0.5～3	200	573
Φ250	50×20	Φ125	Φ35	20	585	170	0.025～0.25	50～60	6.5～61.2	0.5～3	210	900
Φ300	Φ75	Φ125	Φ50	20	800	200	0.025～0.25	50～60	24～60	0.5～3	243	1400
Φ350	80×35	Φ40,50,60	Φ25	20	865	180	0.025～0.25	50～60	24～90	0.5～3	280	1600

图 6-4（初步拟定，磨矿选用 2100×3000 格子型球磨机，分级选用 ∅1500 沉没式单螺旋分级机，组成闭路磨矿流程）。

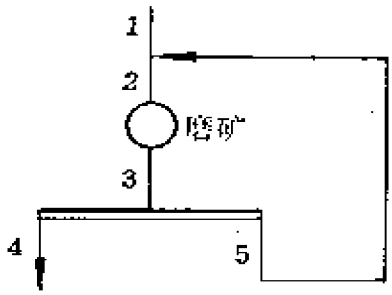


图 6-4　一段闭路磨矿流程

2．磨矿流程计算

小时处理量：

$$Q_{时}=\frac{500\text{ 吨}}{3\times 8\text{ 时}}=20.8\text{ 吨/时}$$

关于磨矿流程计算，需要先确定循环负荷率（确定方法在磨矿流程的选择中已叙述）。而后按磨矿流程（图 6-4）的产品编号计算各产品的矿量（Q_n）和各产品的产率（γ_n）（n为产品的编号）。

$Q_1=20.8$ 吨/时

$Q_4=Q_1=20.8$ 吨/时

$Q_5=CQ_1=200\%\times 20.8=41.6$ 吨/时

式中　C——循环负荷率（查表 6-10，取 200%）。

$Q_2=Q_1+Q_5=20.8+41.6=62.4$ 吨/时

$Q_3=Q_2=62.4$ 吨/时

$\gamma_1=100\%$

$\gamma_4=\gamma_1=100\%$

$$\gamma_5=\frac{Q_5}{Q_1}\times 100\%=\frac{41.6}{20.8}\times 100\%=200\%$$

$\gamma_2=\gamma_1+\gamma_5=100\%+200\%=300\%$

$\gamma_3=\gamma_2=300\%$

3．磨矿分级设备的计算　2100×3000 格子型球磨机生产能力的计算：一般是按新生成级别的方法进行计算，新生成级别一般是指小于 0.074 毫米（−200 目）的粒度作为计算级别。球磨机的生产能力常用下面经验公式计算：

$$Q=\frac{qV}{\beta_2-\beta_1}=\frac{1.26\times 9}{0.6-0.06}=21\text{ 吨/时}$$

式中 Q——球磨机的生产能力，吨/时；

β_1——球磨机给矿粒度为20～0毫米中小于0.074毫米的含量(如无实际资料可参照表6-14取6%)；

表6-14 破碎产品粒度与－0.074毫米含量的关系

破碎产品粒度（毫米）		40～0	20～0	10～0	5～0	3～0
－0.074毫米粒级含量(%)	难碎性矿石	2	5	8	10	15
	中等可碎性矿石	3	6	10	15	23
	易碎性矿石	5	8	15	20	25

β_2——球磨机磨矿产品中小于0.074毫米的含量(要求为60%)；

V——球磨机容积，米^3；

q——球磨机按新生成级别计算的单位容积生产能力，吨/时；

$q=q_0K_1K_2K_3K_4=0.9\times 1.0\times 1.0\times 1.22\times 1.15=1.26$

q_0——选矿厂球磨机按新生成级别计算的实际单位容积生产能力(取建平磷矿1500×1500格子型球磨机的实际单位容积生产能力为0.9吨/时·米^3)；

K_1——矿石可磨性系数(查表6-15，取1.0)；

K_2——磨矿机型式系数(查表6-16，取1.0)；

K_3——磨矿机直径校正系数(查表6-17，取1.22)，(参照建平磷矿生产用球磨机1500×1500毫米)；

K_4——磨矿机的给排矿粒度系数。

表 6-15　矿石可磨性系数 K_1

矿石种类	布氏系数 f	K_1 值
易磨性矿石	5 以下	1.25～1.4
中等可磨性矿石	5～10	1.0
难磨性矿石	10以上	0.7～0.85

表 6-16　磨矿机型式系数 K_2

磨矿机型式	格子型球磨机	溢流型球磨机	棒磨机
K_2	1.0	0.9	1.0～0.85

表 6-17　磨矿机直径校正系数 K_3

生产 D（毫米） \ 设计 D（毫米）	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600
900	1.00	1.19	1.34	1.66	1.85	2.07	2.10
1200	0.84	1.00	1.14	1.40	1.63	1.74	1.76
1500	0.74	0.87	1.00	1.22	1.46	1.52	1.55
2100	0.60	0.71	0.81	1.00	1.17	1.25	1.30
2700	0.51	0.61	0.71	0.85	1.00	1.09	1.17
3200	0.47	0.57	0.64	0.80	0.92	1.00	1.07
3600	0.46	0.55	0.62	0.76	0.86	0.94	1.00

$$K_4=\frac{m_1}{m_2}=\frac{0.92}{0.80}=1.15$$

m_1、m_2——为设计的和现场的磨矿机给排矿按新生成级别计的相对生产能力（查表 6-18 为 0.92 及 0.80）系采用建平磷矿给矿粒度 40～0 毫米，分级溢流粒度小于 0.074 毫米含量占 79%）。

表 6-18　磨矿机给矿及产品粒度的相对生产能力 m 值

给矿粒度	产品粒度（毫米）					
	0.4	0.3	0.2	0.15	0.10	0.074
（毫米）	-0.074 毫米含量(%)					
	40	48	60	72	85	95
40～0	0.77	0.81	0.83	0.81	0.80	0.78
20～0	0.89	0.92	0.92	0.88	0.86	0.82
10～0	1.02	1.03	1.00	0.93	0.90	0.85
5～0	1.15	1.13	1.05	0.95	0.91	0.85
3～0	1.19	1.16	1.06	0.95	0.91	0.85

需用磨矿机台数：

$$n=\frac{Q_1}{Q}=\frac{20.8}{21}=0.99\text{ 台}\quad(\text{取 1 台})$$

式中　n ——需用磨矿机台数；

Q_1——流程中需要处理的矿量，吨/时；

Q ——磨矿机的处理能力，吨/时。

分级机生产能力计算：在设计中往往是根据选定的磨矿机配套选取，并按产品目录标定的生产能力(查表 6-19 和表 6-20)结合螺旋分级机具体的生产条件校正按溢流计的生产能力。螺旋分级机通常用下列经验公式计算：

高堰式　　$Q=mK_1K_2(94D^2+16D)\frac{1}{24}$

沉没式　　$Q=mK_1K_2(75D^2+10D)\frac{1}{24}$

$$=1\times1\times3(75\times1.5^2+10\times1.5)\frac{1}{24}$$

$$=23\text{ 吨/时}$$

式中　Q ——螺旋分级机按溢流计的生产能力，吨/时；

表 6-19　高堰式螺旋分级机按溢流矿量计的生产能力(吨/时)

(比重为 3.3)

螺旋直径	溢流粒度(毫米)								
(毫米)	1.17	0.83	0.59	0.42	0.30	0.21	0.15	0.10	0.074
Φ 750	8.80	3.35	7.70	6.90	5.98	4.96	3.52	2.36	1.62
Φ1000	15.00	14.13	13.05	11.69	10.13	8.40	5.96	3.97	2.74
Φ1200	21.00	19.90	18.40	16.50	14.30	11.89	8.42	5.64	3.88
Φ1500	31.15	29.50	27.30	24.40	21.20	17.60	12.45	8.35	5.73
Φ2000	51.60	48.90	45.25	40.40	35.10	29.10	20.62	13.80	9.50
Φ2400	71.25	67.60	62.50	55.90	48.50	40.25	28.50	19.15	13.15
Φ3000	104.50	99.25	91.60	82.00	71.10	71.10	41.85	28.00	19.25

注：(1) 用于双螺旋分级机时应将表内所载生产能力增加一倍。

(2) 比重不是 3.3 的矿石应将表内所载生产能力乘以$\frac{\text{矿石比重}}{3.3}$。

表 6-20　沉没式单螺旋分级机按溢流矿量计的生产能力(吨/时)

(比重为 3.8)

螺旋直径	溢流粒度(毫米)						
(毫米)	0.21	0.15	0.10	0.074	0.061	0.053	0.044
Φ 750	9.60	7.36	5.15	3.20	2.30	1.76	1.15
Φ1000	15.90	12.20	8.55	5.30	3.82	2.92	1.91
Φ1200	22.10	16.90	11.85	7.35	5.30	4.05	2.65
Φ1500	32.80	25.20	17.60	10.95	7.89	6.02	3.94
Φ2000	54.55	41.90	29.30	18.20	13.10	10.00	6.55
Φ2400	75.50	58.00	40.60	25.20	18.15	13.85	9.08

注：(1) 用于双螺旋分级机时应将表内所载生产能力增加一倍。

(2) 比重不是 3.8 的矿石应将表内所载生产能力乘以 $\frac{\text{矿石比重}}{3.8}$。

m ——分级机螺旋个数；

K_1——矿石比重系数(查表 6-21)；

K_2——分级粒度系数(查表 6-22)；

D ——螺旋直径，米。

表 6-21　矿石比重系数 K_1 值

矿石比重	2.70	2.85	3.00	3.20	3.30	3.50	3.80	4.00	4.20	4.50
K_1	1.0	1.08	1.15	1.15	1.30	1.40	1.55	1.65	1.75	1.90

表 6-22　分级粒度校正系数 K_2 值

溢流粒度(毫米)	1.17	0.83	0.59	0.42	0.30	0.20	0.15	0.10	0.074	0.061	0.053	0.044
高堰式	2.50	2.37	2.19	1.96	1.70	1.41	1.00	0.67	0.46	—	—	—
沉没式	—	—	—	—	—	3.00	2.30	1.61	1.00	0.72	0.55	0.36

需用分级机台数：

$$n=\frac{Q_4}{Q}=\frac{20.8}{23}=0.9\text{ 台}\quad(\text{取 1 台})$$

式中 n ——需用分级机的台数；

Q_4——流程中分级溢流按固体重量计的矿量，吨/时；

Q ——分级机按溢流计的生产能力，吨/时。

综上计算磨矿分级设备的选择均能满足要求。

4．磨矿流程及计算结果列于图 6-5 中。

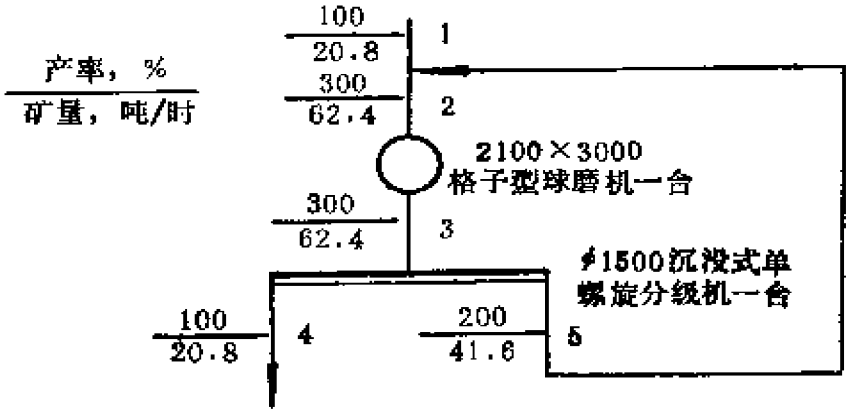


图 6-5 磨矿分级工艺设备流程图

三、浮选工艺流程的选择及计算

浮选工艺流程的选择主要是根据矿石性质及矿石可选性试验研究所推荐的流程进行选择。

流程的计算是根据已确定的工艺流程进行的，对于单一磷矿石的浮选工艺流程的计算，在本节浮选工艺流程及设备计算实例中加以叙述。

(一)浮选流程的选择 有关浮选流程的结构特点在第三章第三节中已叙述。磷矿选矿厂常见的浮选流程(如图 6-6)为粗选、一次扫选、一次精选的浮选流程。

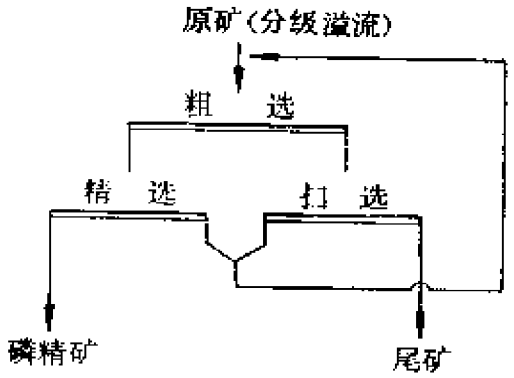


图 6-6　粗选、一次扫选、一次精选的浮选流程

(二)浮选设备的选择　浮选设备的选择是根据矿石性质和作业的处理量进行的，同时注意到设备的供应条件，要因地制宜，就地取材。

在生产中常用机械搅拌式浮选机，技术规格列于表 6-23 中。近年来浮选柱的应用较为广泛，但是，在生产中还有一些问题，有待于进一步研究和解决。浮选柱的技术性能列于表 6-24 中。

(三)浮选流程及设备计算实例　计算的原始条件是矿石中浮选地目的矿物为磷灰石，浮选流程结构见图 6-7，原矿处理量为 20.8 吨/时，其它的生产指标均根据矿石可选性试验资料和矿石性质相类似的选矿厂的生产指标选取。

1．浮选流程的计算

(1) 原始指标的选取　计算流程所需的原始指标数目：

$$N=c(n-a)=2(6-3)=6$$

式中　N ——计算流程所需的原始指标数目(不包括已知的原矿指标)；

c ——计算的流程最终产品数目(为 2)；

n ——计算流程中全部选分作业的产品数目(为 6)；

a ——计算流程中的全部选分作业数目(为 3)。

选取原始指标的原则是原始指标可由不同数目的产

表 6-23　机械搅拌式浮选机的技术规格

型号规格	机槽容积（米³）	叶轮直径（毫米）	生产能力（米³/分）	叶轮转速（转/分）	刮板转速（转/分）	传动电机 型号	传动电机 功率（千瓦）	每组槽数/相应的重量（公斤）	每槽参考价格（元）
XJK-0.13	0.13	200	0.05～0.16	600		JO$_2$-22-4	1.5	4～18/1272～5413	1600
XjK-0.23	0.23	250	0.12～0.28	500		JO$_2$-32-4	3	4～18/1558～6521	2100
XJK-0.35	0.35	300	0.18～0.40	470	17.5	JO$_2$-22-4	1.5	4～18/1720～7500	2400
XJK-0.62	0.62	350	0.30～0.9	400	16	JO$_2$-41-6	3	4～20/3455～16021	2600
XJK-1.1	1.1	500	0.6～1.6	330	16	JO$_2$-51-6	5.5	4～20/5540～26212	3000
XJK-2.8	2.8	600	1.5～3.5	280	16	JO$_2$-61-6	10	4～20/9735～47427	5100
XJK-5.8	5.8	750	3～7	240	17	JO$_2$-72-6	22	4～16/8420～65305	11500

表 6-24　浮选柱的技术规格

型式	规格	柱体直径（毫米）	柱体高（米）/有效容积（米³）	生产能力（吨/日）	风量（米³/分）	风压（公斤/厘米²）	刮板电机 型号	刮板电机 功率（千瓦）	设备重量（公斤）
上方下圆形带单面刮板	Φ 600	600	3～7 / 0.85～2.0	30～50	2	2	JWO-92-4	0.4	612，高 5 米计
	Φ 900	900	3～7 / 1.9～4.4	75～120	2	2	JWO-92-4	0.4	876，高 5 米计
	Φ1200	1200	3～7 / 3.0～7.9	135～220	2	2	JO_2-11-4	0.6	1533，高 5 米计
	Φ1500	1500	4～8 / 7～14	210～350	2	2	JO_2-11-4	0.6	2071，高 6 米计
	Φ1800	1800	4～8 / 10～20	300～500	2	2	JO_2-11-4	0.6	2813，高 6 米计
圆形不带刮板	Φ 600	600	3～7 / 0.85～2.0	30～50	2	2			530，高 5 米计
	Φ 900	900	3～7 / 1.9～4.4	75～120	2	2			797，高 5 米计
	Φ1200	1200	3～7 / 3.0～7.9	135～220	2	2			1372，高 5 米计
	Φ1500	1500	4～8 / 7～14	210～350	2	2			1960，高 6 米计
	Φ1800	1800	4～8 / 10～20	300～500	2	2			2884，高 6 米计

率、回收率和品位指标组成。参照试验资料和矿石性质相类似的选矿厂的生产指标选取，但应注意如下问题：

选取的原始指标应在生产中是稳定、影响大而需要控制的指标；

对同一个产品不需要同时选取产率(γ)，品位(β)和回收率(ε)三个指标，因为对任何一个产品只要知道其中两个指标，则另一个指标可用它们的关系式求出；

对同一个产品选取的指标，不能同是产率(γ)及回收率(ε)，而必须是产率(γ)和品位(β)或回收率(ε)或只选品位(β)指标。

选取的原始指标(按图 6-7 的产品编号写在符号的右下角，如 γ_4、γ_7……等)为：

$$\beta_7=19\%\quad \beta_8=1\%\quad \beta_9=30\%$$

$$\beta_{11}=8\%\quad \beta_{13}=0.5\%\quad \gamma_7=25\%$$

确定各作业的液固比见图 6-7 所示。

已知原矿指标：$\gamma_4=100\%$　$\beta_4=3.5\%$　$Q_4=20.8$ 吨/时　$\varepsilon_4=100\%$。

(2) 数量和质量流程的计算

最终产品未知指标：按图 6-7 列方程式，求 γ_9、γ_{13}

产率平衡　$\gamma_9+\gamma_{13}=\gamma_4$

P_2O_5 量平衡　$\gamma_9\beta_9+\gamma_{13}\beta_{13}=\gamma_4\beta_4$

解得

$$\gamma_9=\frac{\beta_4-\beta_{13}}{\beta_9-\beta_{13}}100\%=\frac{3.5\%-0.5\%}{30\%-0.5\%}100\%$$

$$=10.1\%$$

$$\gamma_{13}=\gamma_4-\gamma_9=100\%-10.1\%=89.9\%$$

按　$\varepsilon_n=\frac{\gamma_n\beta_n}{\beta_4}$ 关系式求 ε_9(n 为产品编号)

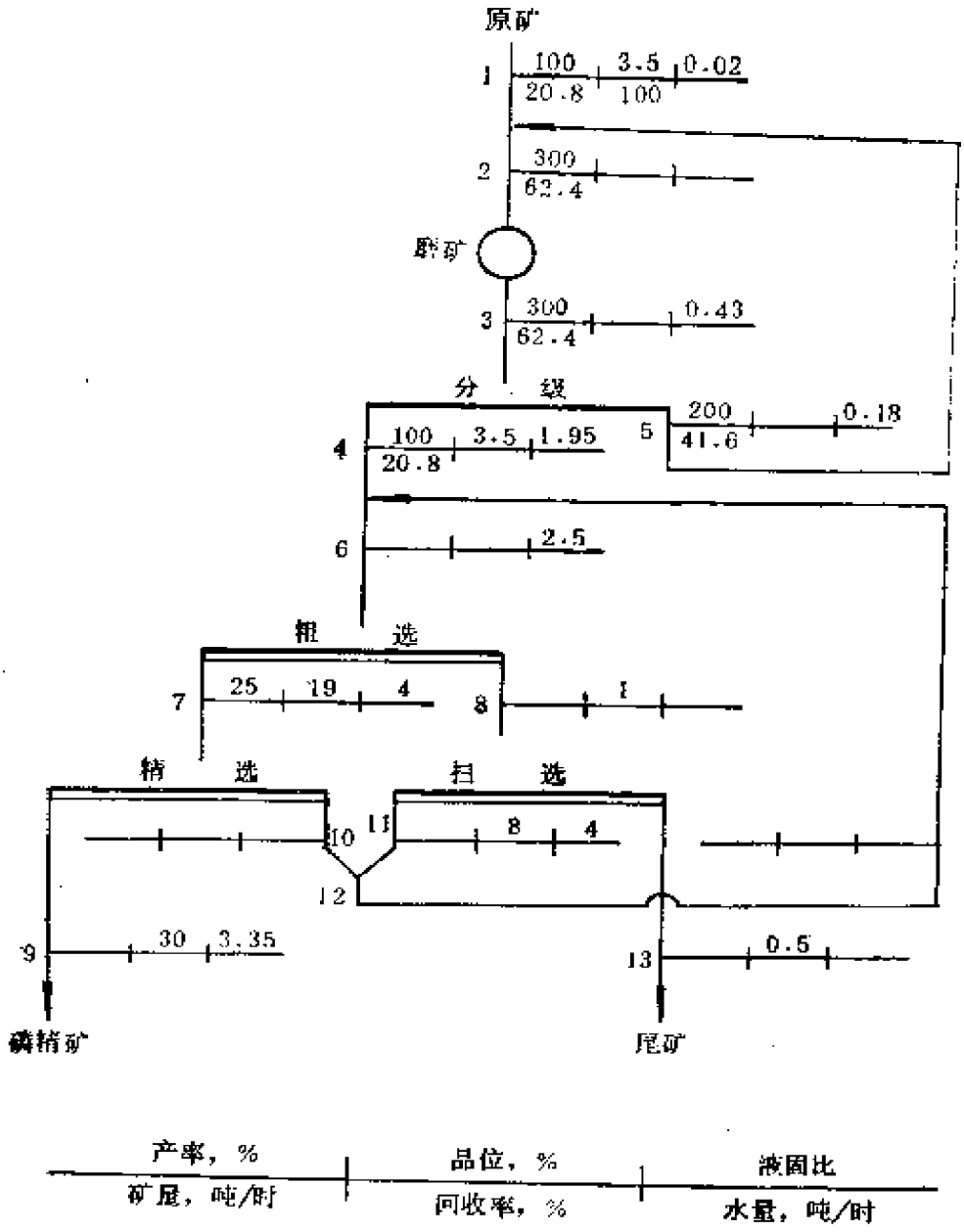


图 6-7　浮选流程及选取的原始指标

$$\varepsilon_9=\frac{\gamma_9\beta_9}{\beta_4}=\frac{10.1\%\times 30\%}{3.5\%}=86.56\%$$

$$\varepsilon_{13}=\varepsilon_4-\varepsilon_9=100\%-86.56\%=13.44\%$$

计算各产品的未知指标

$$\gamma_{10}=\gamma_7-\gamma_9=25\%-10.1\%=14.9\%$$

列方程式求 γ_{11}

$$\gamma_{11}+\gamma_{13}=\gamma_8$$

$$\gamma_{11}\beta_{11}+\gamma_{13}\beta_{13}=\gamma_8\beta_8$$

解得 $$\gamma_{11}=\frac{\gamma_{13}(\beta_{13}-\beta_8)}{\beta_8-\beta_{11}}=\frac{89.9\%(0.5\%-1\%)}{1\%-8\%}$$

$$=6.29\%$$

$$\gamma_8=\gamma_{11}+\gamma_{13}=6.29\%+89.9\%=96.19\%$$

$$\gamma_6=\gamma_7+\gamma_8=25\%+96.19\%=121.19\%$$

$$\gamma_{12}=\gamma_{10}+\gamma_{11}=14.9\%+6.29\%=21.19\%$$

按 $\varepsilon_n=\frac{\gamma_n\beta_n}{\beta_4}$ 关系式求各产品的未知回收率

$$\varepsilon_7=\frac{\gamma_7\beta_7}{\beta_4}=\frac{25\%\times19\%}{3.5\%}=135.71\%$$

$$\varepsilon_8=\frac{\gamma_8\beta_8}{\beta_4}=\frac{96.19\%\times1\%}{3.5\%}=27.48\%$$

$$\varepsilon_{11}=\varepsilon_8-\varepsilon_{13}=27.48\%-13.44\%=14.04\%$$

$$\varepsilon_{10}=\varepsilon_7-\varepsilon_9=135.71\%-86.56\%=49.15\%$$

$$\varepsilon_{12}=\varepsilon_{10}+\varepsilon_{11}=49.15\%+14.04\%=63.19\%$$

$$\varepsilon_6=\varepsilon_4+\varepsilon_{12}=100\%+63.19=163.19\%$$

按 $\beta_n=\frac{\varepsilon_n\beta_4}{\gamma_n}$ 关系式求未知品位指标

$$\beta_6=\frac{\beta_4\varepsilon_6}{\gamma_6}=\frac{3.5\%\times163.19\%}{121.19\%}=4.71\%$$

$$\beta_{10}=\frac{\beta_4\varepsilon_{10}}{\gamma_{10}}=\frac{3.5\%\times49.15\%}{14.9\%}=11.55\%$$

$$\beta_{12}=\frac{\beta_4\varepsilon_{12}}{\gamma_{12}}=\frac{3.5\%\times63.19}{21.19\%}=10.44\%$$

按 $Q_n=Q_4\gamma_n$ 关系式计算各产品的矿量：

$Q_6=Q_4\gamma_6=20.8\times121.19\%=25.2$ 吨/时

$Q_7=Q_4\gamma_7=20.8\times25\%=5.2$ 吨/时

$Q_8=Q_4\gamma_8=20.8\times96.19\%=20$ 吨/时

$Q_9=Q_4\gamma_9=20.8\times10.1\%=2.1$ 吨/时

$Q_{10}=Q_4\gamma_{10}=20.8\times14.9\%=3.1$ 吨/时

$Q_{11}=Q_4\gamma_{11}=20.8\times6.92\%=1.3$ 吨/时

$Q_{12}=Q_4\gamma_{12}=20.8\times21.19\%=4.4$ 吨/时

$Q_{13}=Q_4\gamma_{13}=20.8\times89.9\%=18.7$ 吨/时

(3) 矿浆流程的计算 计算矿浆流程，首先要确定各作业的液固比(或浓度)，磨矿作业的液固比为 0.43；分级作业的液固比为 0.77；粗选作业的液固比为 2.5；精选作业液固比为 4.37；扫选作业液固比为 2.1；已选取的指标列于图 6-7 中。

按 $W_n=Q_nR_n$ 关系式计算水量 米³/时

$$V_n=Q_n\left(R_n+\frac{1}{\delta_n}\right)$$ 计算矿浆体积 米³/时

式中 W_n——作业或产品的水量，米³/时；

Q_n——作业或产品的矿量，吨/时；

R_n——作业或产品的液固比；

V_n——作业或产品的矿浆体积，米³/时；

δ_n——所处理矿石的比重(2.8)。

根据 $W_n+\Sigma L=\Sigma W_k$

式中 W_n——矿石中带入的水量，米³/时；

ΣL——补加水的总水量，米³/时；

ΣW_k——随产物带走的总水量，米³/时。

计算结果列于表 6-25 中：

表 6-25　矿浆平衡计算表

作业名称	进出矿浆	产品编号及名称	矿量 Q (吨/时)	液固比 R	水量 W (吨/时)	矿浆量 V (米³/时)
磨矿	进入	1 原矿	20.8	0.02	0.42	7.90
		5 分级机返砂	41.6	0.18	7.49	22.05
	补加水①	磨矿机给矿处			18.92	18.92
	计		62.4	0.43	26.83	48.87
	排出	3 球磨机排矿	62.4	0.43	26.83	48.87
	计		62.4	0.43	26.83	48.87
分级	进入	3 球磨机排矿	62.4	0.43	26.83	48.87
	补加水	球磨机排矿口			21.22	21.22
	计		62.4	0.77	48.05	70.09
	排出	4 分级机溢流	20.8	1.95	40.56	48.04
		5 分级机返砂	41.6	0.18	7.49	22.05
	计		62.4	0.77	48.05	70.09
粗选	进入	4 分级机溢流	20.8	1.95	40.56	48.04
		10 精选尾矿	3.1	5.05	15.66	16.67
		11 扫选精矿	7.3	4.00	5.20	5.67
	补加水	扫选泡沫槽			1.58	1.58
	计		25.2	2.50	63.00	71.96
	排出	7 粗选精矿	5.2	4.00	20.80	22.67
		8 粗选尾矿	20.0	2.11	42.20	49.29
	计		25.2	2.50	63.00	71.96
精选	进入	7 粗选精矿	5.2	4.00	20.80	22.67
	补加水	粗选泡沫槽			1.90	1.90
	计		5.2	4.37	22.70	24.57
	排出	9 精选精矿	2.1	3.35	7.04	7.90
		10 精选尾矿	3.1	5.05	15.66	16.67
	计		5.2	4.37	22.70	24.57

续表

作业名称	进出矿浆	产品编号及名称	矿量 Q (吨/时)	液固比 R	水量 W (吨/时)	矿浆量 V (米³/时)
扫选	进入	8 粗选尾矿	20.0	2.11	42.20	49.29
	计		20.0	2.11	42.20	49.29
	排出	11 扫选精矿	1.3	4.00	5.20	5.67
		13 扫选尾矿	18.7	1.98	37.00	43.62
	计		20.0	2.11	42.20	49.29
	补加水	精选泡沫槽			1.50	

① 各作业的补加水等于该作业总水量减去各产物带进的总水量。

上述计算结果填入图 6-8 中。

2．主要浮选设备的计算　以机械搅拌式浮选机和浮选柱两种常用的浮选设备为例，依次加以叙述。

机械搅拌式浮选机的计算：一般的计算方法是按作业通过的矿浆量和浮选时间来计算所需要的浮选机台数。按矿浆平衡计算表 6-25 所载的粗选、精选和扫选作业所通过的矿浆量，分别计算需要的浮选机台数。对于XJK型或A型浮选机，由表 6-23 可见到各规格的生产能力，在选择规格时，作业所通过的矿浆量要与其生产能力相适应，浮选效果才能好，以粗选为例，由表 6-25 查得通过的矿浆量为 71.96 米³/时(1.2 米³/分)，选 XJK-1.1 或 XJK-2.8 为宜，为减少占地面积故选后者。为有利统一安排备件，故粗选、精选和扫选浮选机均选一样的型号规格。各作业所需浮选机台数可按下式计算：

$$n=\frac{V_n t}{60V_K}\text{台}$$

n ——作业需用浮选机台数；

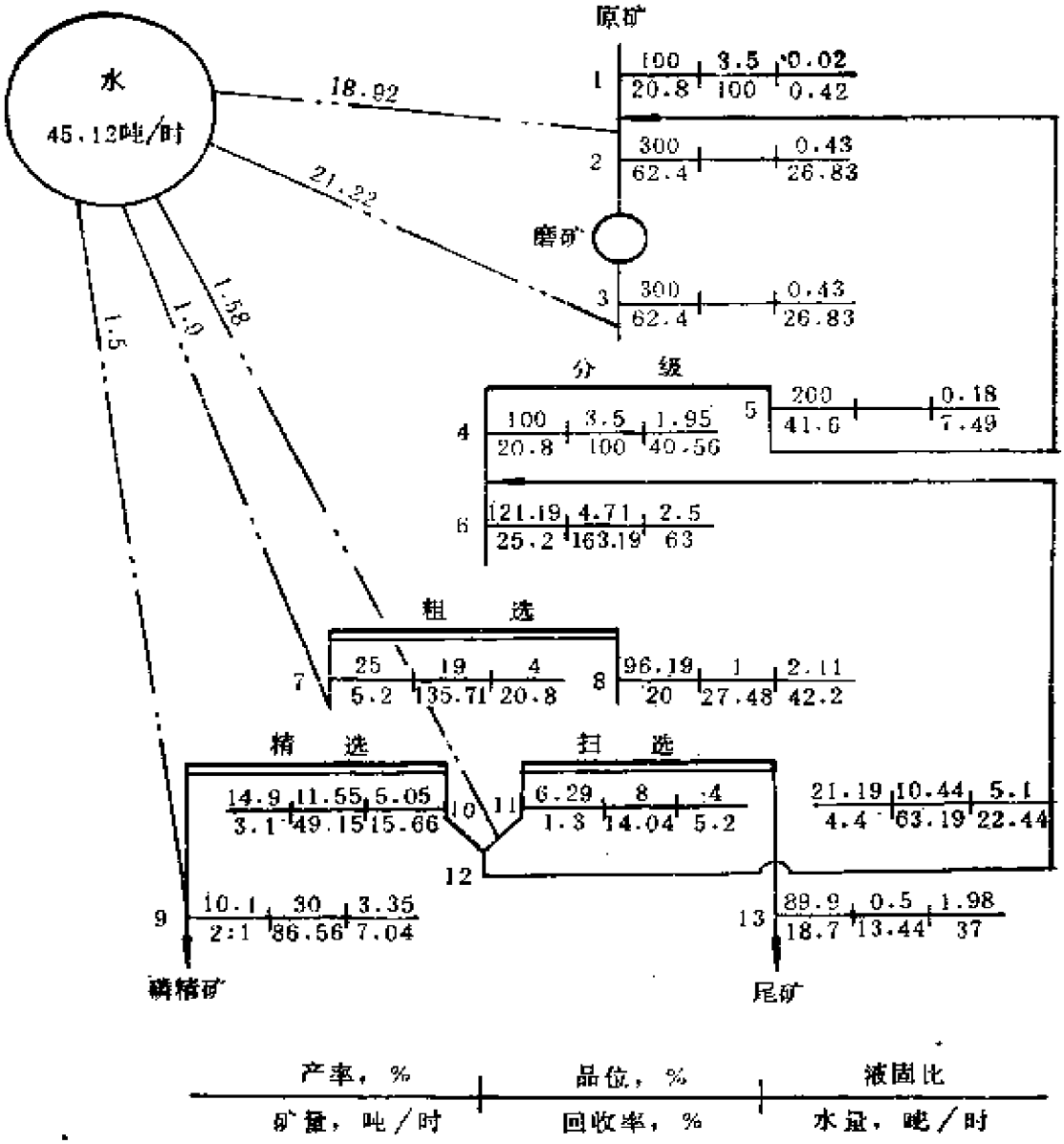


图 6-8 数质量、矿浆流程图

V_n——作业需要处理的矿浆体积，米³/时；

V ——浮选机每一个槽的容积，米³(查表 6-23)；

K ——浮选机中实际矿浆量与浮选槽几何容积之比(粗选0.7、扫选 0.75、精选 0.65)；

t ——作业所需的浮选时间（矿石易选 10～15 分，中等 15～20 分、难选的 25～40 分），分；

V_K ——浮选机的有效容积。

粗选作业

$$n=\frac{71.96\times 20}{60\times 2.8\times 0.7}=12.2\text{ 台(取 12 台)}$$

精选作业

$$n=\frac{24.57\times 20}{60\times 2.8\times 0.65}=4.5\text{ 台(取 6 台)}$$

扫选作业

$$n=\frac{49.29\times 20}{60\times 2.8\times 0.75}=7.8\text{ 台(取 8 台)}$$

浮选柱的计算(仅叙述计算方法，不做数字运算)：目前地方选矿厂用的浮选柱，多为自行设计和制造的，在生产实践中取得不少经验，如根据所处理的矿石性质，入选粒度、矿浆浓度、矿浆处理量和浮选时间等因素来确定浮选柱的高度和断面积。一般粗选和扫选柱高 4～6 米，若原矿品位较低，浮选粒度较细，要求富矿比较大，则浮选柱应高些；若分选粒度较粗，则浮选柱应低些并适当加大风量。一般说来，对易选矿石应采用粗径低柱。精选柱要低于粗选柱。浮选柱的断面积一般用下式计算：

矩形浮选柱

$$F=\frac{Q\left(R+\frac{1}{\delta}\right)t}{60\times H(1-K)}\text{米}^2$$

圆形浮选柱

$$D=\sqrt{\frac{Q\left(R+\frac{1}{\delta}\right)t}{15\pi H(1-K_0)}}\text{米}$$

式中　F——矩形浮选柱的断面积，米^2；

D——圆形浮选柱的直径，米；

H——浮选柱高，米；

Q——作业处理的矿量，吨/时；

R——作业处理矿浆的液固比；

δ——矿石比重；

t——作业的浮选时间，分。

第三节　尾矿设施

尾矿设施包括尾矿场的选择，尾矿的运输和堆置设施。由于尾矿的粒度和含水量不同，其运输和堆置方法也不一样，对选磷尾矿多为细粒含水多，所以下面只叙述细粒含水多的尾矿场选择原则、运输和堆置设施。

一、选择尾矿场的一般原则

(一)堆置尾矿的场地占地面积小，不占或少占农田，但必须有足够的容积，以保证在选矿厂生产期间的尾矿堆置；

(二)修建的尾矿场最有利的地形是天然洼地或仅修筑不长的横坝就可形成足够贮存容积的山谷，这样可以减少基本建设费用；

(三)尾矿场应设在低于选矿厂的地方，以便尾矿自流运输；

(四)选择的尾矿场也应注意到尾矿水的回收或利用；

(五)保证尾矿水能够最大限度地澄清和所夹杂的有害成分最少，防止对水源、河流的污染。对某些溶解于尾矿水中的有害成分，不易在尾矿沉积过程中净化除掉，当其含量超过规定标准时，应当用其它方法处理后再排出。

二、尾矿的运输

对于选磷尾矿的运输是通过运输系统来完成的。尾矿运输系统是把尾矿浆由选矿厂输送到尾矿池的全套构筑物和设备，其中包括流槽、管道和砂泵等。含水的细粒尾矿常用水力运输系统，可分为下面三种方式：

（一）自流输送　利用选矿厂尾矿排出点和尾矿池的地形高差，使尾矿自流输送，要求坡度不小于5%。这种运输最简单，不需要任何动力，只要具有流槽和管道就可以了。

（二）压力输送　当地形高差不能满足自流输送时，而需在尾矿排出点处或管道中间添加一段或几段砂泵，将尾矿扬送到尾矿池。

（三）自流和压力联合输送　当地形条件不能完全满足自流输送要求，而有部分地段需要压力输送时，可以采用这种联合输送方式。

三、尾矿的堆置

对于细粒含水多的尾矿浆，首先是要使水和固体分离，而后才可以堆置，一般是用尾矿沉淀池（简称尾矿池），它既是水和固体分离的场所，又是存放尾砂的场所。尾矿浆由选矿厂排至尾矿池，固体颗粒在尾矿池中沉淀，尾砂沉于池底存积起来，澄清的水经净化后流入下游的水系中或回收到选矿厂再用。这些尾矿中有的含有用成分，将来科学技术发展到一定水平，可以重新利用。

尾矿池的结构形式和特点，分别加以叙述。

四、尾矿池的构成形式

尾矿池的构成有如下三种形式　在山谷口筑坝所形成的尾矿池。这种形式的尾矿池优点是容积大、坝身短、排

放尾矿方便、基建费用低。它的不利因素是受水面积大，为了防洪需要修建坚固的和大流量的防洪沟。

在山坡上三面建坝所形成的尾矿池。它的优点是受水面积比前者小，排水建筑简单一些。其缺点是坝身长，操作和维护不方便。

在平地四面建坝所形成的尾矿池。它的优点是受水面积很小，排水建筑很简单。其缺点是四面建坝投资高，操作麻烦，维护和管理很不方便。

五、尾矿池的结构

尾矿池是由下列几种建筑物组成的(见图 6-9)。

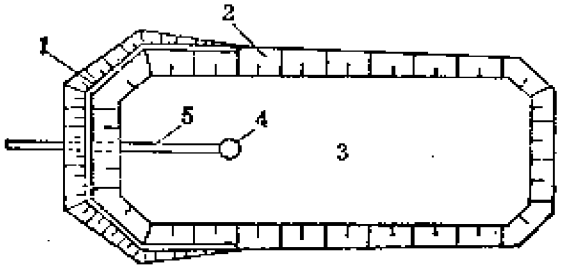


图 6-9　平地尾矿池布置示意图

1—初期坝；2—尾矿堆积坝；3—尾矿沉淀池；4—排水井；5—排水管

尾矿坝：包括初坝和尾矿堆积坝，它的作用是在山谷、坡地或平地上围成所需要的面积和容积的沉淀池，使尾矿浆能在池中沉淀并脱水。

排水管：它的作用是排泄尾矿池内水的管道。这个管道通常是埋在坝的下部。

排水井：它的作用是把尾矿池中的水排入排水管中，水经排水管排到尾矿池外。它的构造很像水井形状，在四壁不同高度留有溢流孔，将尾矿浆沉淀后的水沿溢流孔排入排水管中，随着尾矿的沉积，当沉积层接近溢流孔时，

人工将溢流孔堵死，开始用上一层溢流孔排水，依此下去，当沉积的尾矿堆积到一定程度，排水井将完全被埋没时，这个尾矿池也就完成了它的使命。

如果尾矿池的受水面积较大，在雨季里短时间内可能有大量洪水，为了保护尾矿池，常在尾矿坝附近修建一条防洪沟。

六、尾矿池容积的计算

尾矿池所需要的容积可按下式计算：

$$V=\frac{Qn}{\delta\eta}$$

式中 V ——尾矿池的容积，米^3；

Q ——为选矿厂每年排出的尾矿量，吨/年；

n ——选矿厂的工作年限；

δ ——尾矿的堆比重，吨/米^3；

η ——尾矿池的充满系数，参照表 6-26 选取。

表 6-26 尾矿池容积充满系数 η 值

尾矿沉淀的形状	充满系数 η
狭长而曲折的河沟	0.6
坡地和较宽而曲折不平的河沟	0.7～0.8
平地和宽阔无曲折的山谷	0.85

七、尾矿在池内的排放方式

尾矿排到尾矿池后一般是由尾矿坝向尾矿池内逐步排入，这样可使较粗粒的尾矿在坝内坡先沉淀，较细粒的尾矿流到距尾矿坝远处沉淀，在尾矿坝内坡形成坚实的人工地层。即可在它的上面修建堆积坝，用以增加尾矿池的容积。尾矿采用这种排矿方式，初期坝可不必修建得太高，

可在生产过程中逐渐地用堆积坝来升高尾矿坝。

第四节　总平面布置

总平面设计的任务在于将选矿厂的各生产车间、辅助车间、附属设施，交通运输线路、工程网路等合理的布置在一个指定的建厂地区内。在设计总平面时，应考虑生产上的要求和使用上的方便；尽少地占用场地面积和节约基本建设费用。

设计总平面时应根据下列基本原则进行：

1．合理的利用地形的天然坡度，使矿流尽多地自流运输和运行路线最短。

2．在布置厂区时应适当地划分地段，使生产性质、防火及卫生条件、动力需要、货运数量及人流来往等各方面类同的车间和设备布置在同一地段内。

3．总平面布置应保证工人行走方便和安全，使工人能以最短的距离进入工作地点。人行道尽可能避免与货运线路交叉。

4．仓库和堆置场尽可能靠近公路，并接近它所服务的主要车间。

5．破碎、磨矿车间布置在地质条件较好的地段内，以保证足够强度的基础和最小的建筑费用。

6．存放易燃和可燃材料的仓库必须布置在生产厂房的下风向。

7．必须创造良好的卫生条件。易发生烟尘（锅炉房、碎矿车间和制肥车间）的厂房应尽可能地布置在主导风向的下方。

第五节　选矿厂设备配置实例

选矿厂生产车间的布置形式分为多层和单层阶段式两种。有时也采用两种形式的联合布置。

任何一种布置都是按设备的机组进行的。所谓机组就是执行某一定工艺任务的设备组合，其中各个设备相距很近，利用自流运输器械或距离传递的运输机械相联系着。每个机组的设备都有一定的配置形式，机组的起点和终点有一定的距离和落差。因此，可以把机组当做一个统一的整体，沿着高度或平移位置，各个机组之间是由皮带运输机、砂泵、流槽和空气提升等中间运输设备相互联系起来。

在每个车间内部要考虑占地面积小，操作方便，留有足够的检修场地和将来扩建时的位置等等。

下面仅就四种，每日处理原矿为20吨、50吨、250吨和500吨不同规模的磷矿选矿厂的设备配置为实例，见附图6-10，6-11，6-12，6-13。其中破碎流程由于处理量不同所采用的破碎段数也不一样。浮选除20吨/日规模采用一次粗选、一次精选外，其余均按一次粗选、一次精选、一次扫选设计的。

在磨浮车间里的矿浆运输除500吨/日选厂自流外，其余不能自流部分，全用空气提升机提升（参照第二章第六节）。

精矿处理部分，250吨/日用浓缩机一台（TNB-15ϕ15000毫米）和500吨/日选用浓缩机一台（TNB-18ϕ18H3.6米），使底流浓度大于60%，可供湿法制肥，浓缩机的溢流再放入沉降池内沉淀，减少磷精矿的流失。

典型布置见附图 6-10，6-11，6-12-1，6-12-2，6-13-1，6-13-2。

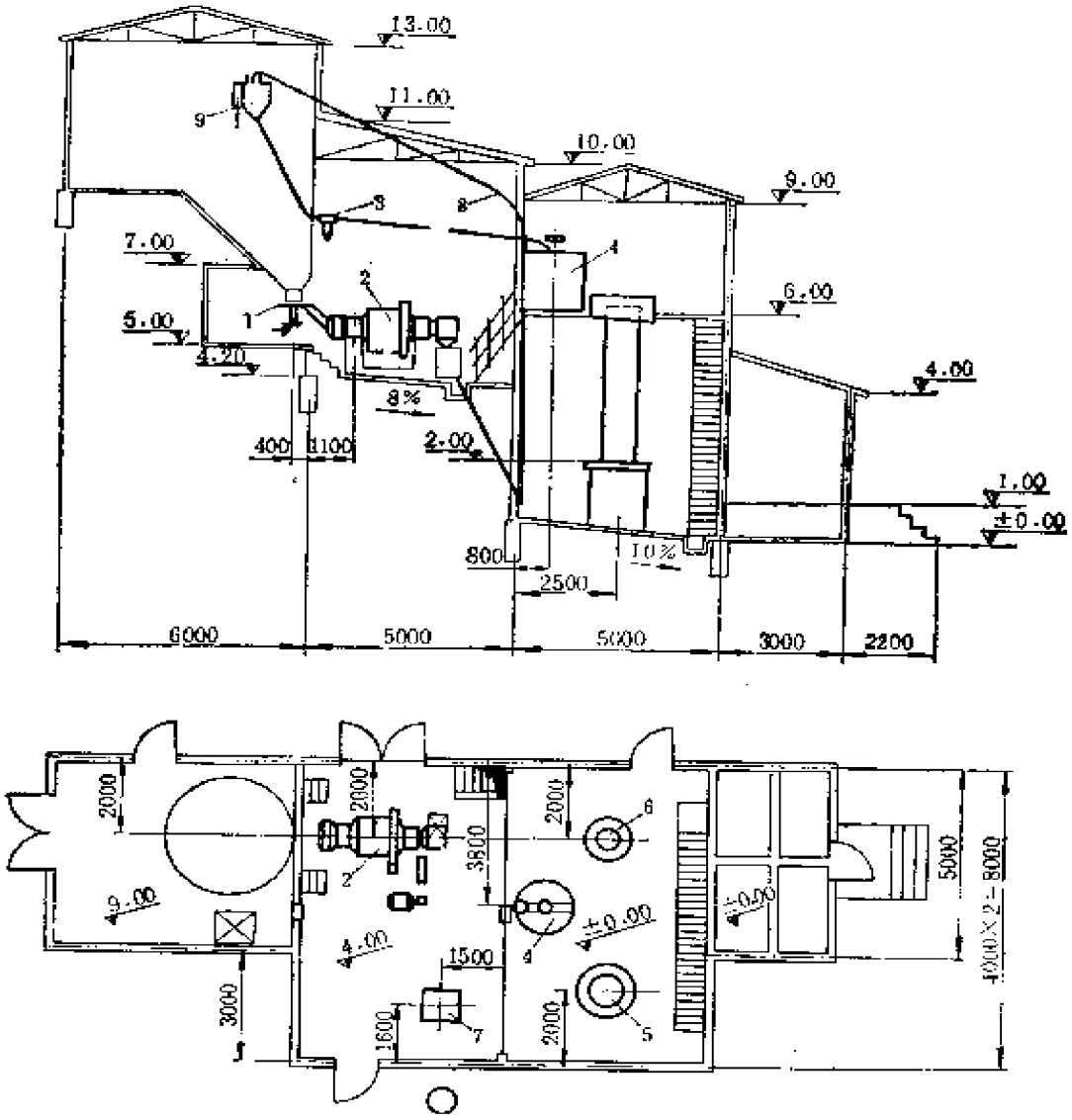


图 6-10　20 吨/日选矿厂磨浮车间设备配置图

1—φ600 毫米圆盘给矿机；2—MQG900×900 磨矿机；3—φ100 毫米旋流器；4—φ1500 毫米搅拌槽；5—φ800 毫米，高 4000 毫米浮选柱；6—φ600 毫米、高 3000 毫米浮选柱；7—2V-6/2.5 空压机；8—空气提升；9—稳压箱

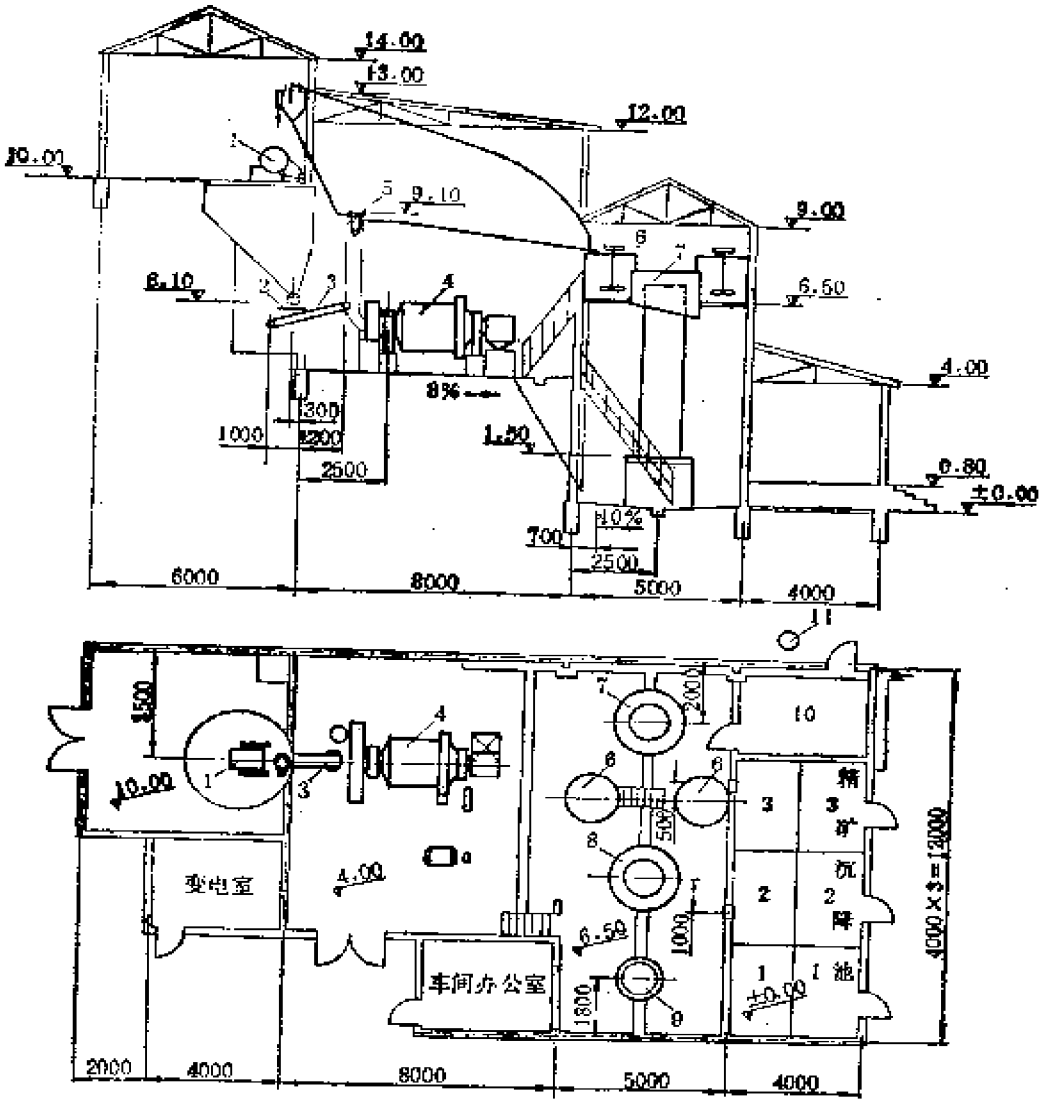


图 6-11　50 吨/日选矿厂设备配置图

1—DEF250×350 毫米复摆式颚式破碎机；2—φ800 毫米圆盘给矿机；3—长 2.5 米、宽 400 毫米皮带运输机；4—MQG1500×1500 球磨机；5—φ125 毫米旋流器；6—φ1500 毫米搅拌槽；7—Φ1200 毫米、高 5000 毫米浮选柱；8—φ1200 毫米、高 5000 毫米浮选柱；9—φ1000 毫米、高 4000 毫米浮选柱；10—2V-6/2.5 空压机；11—贮气罐

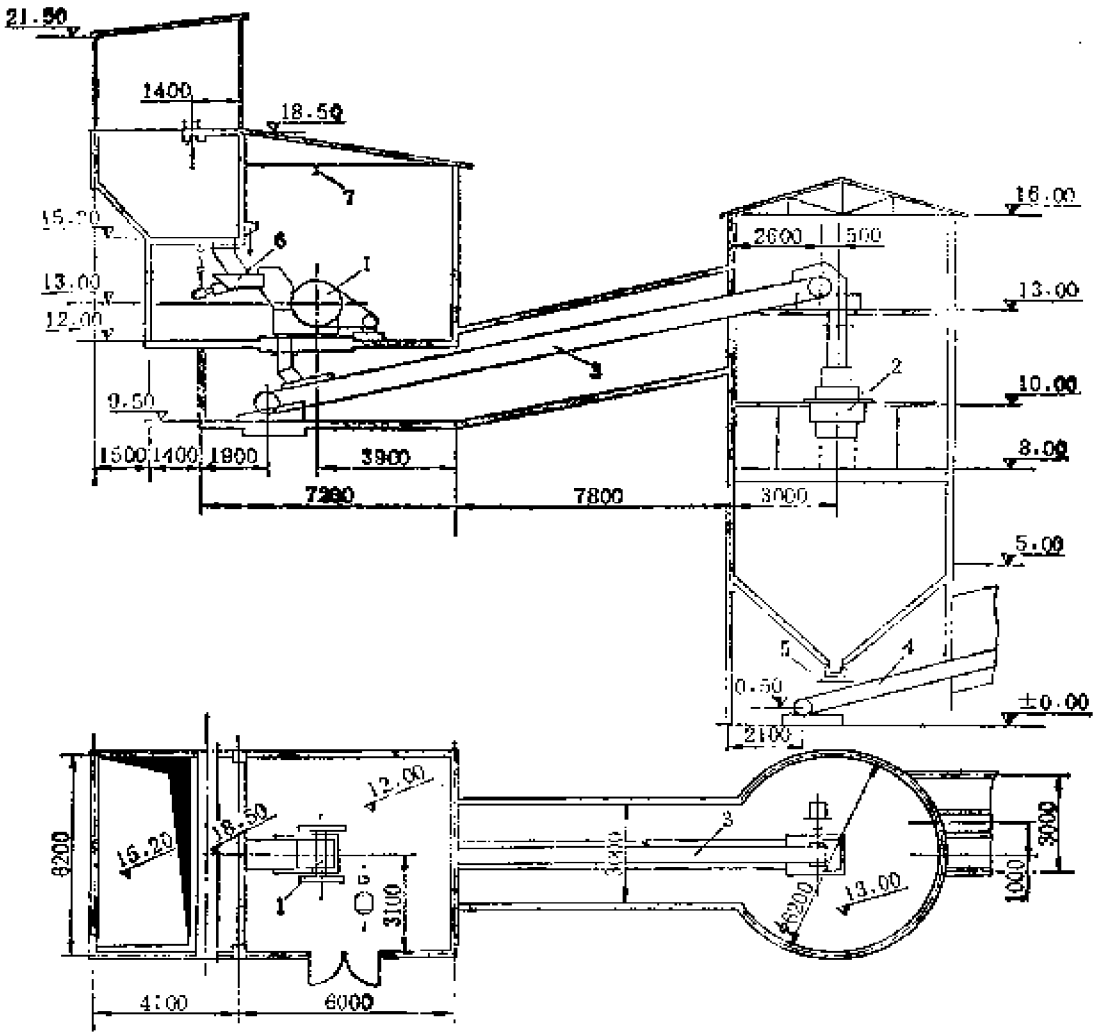


图.6-12-1　250 吨/日选矿厂碎矿车间设备配置图

1—100×600 毫米复摆式颚式破碎机；　2— Φ600 毫米中型圆锥破碎机；　3—宽 400 毫米长 16000 毫米皮带运输机；　4—宽 400 毫米长 17000 毫米皮带运输机；　5—Φ800 毫米圆盘给矿机；　6—$10D_a$1500×800×400 电振给矿机；　7—3 吨手动单轨起重机（400×600 颚式破碎机用）

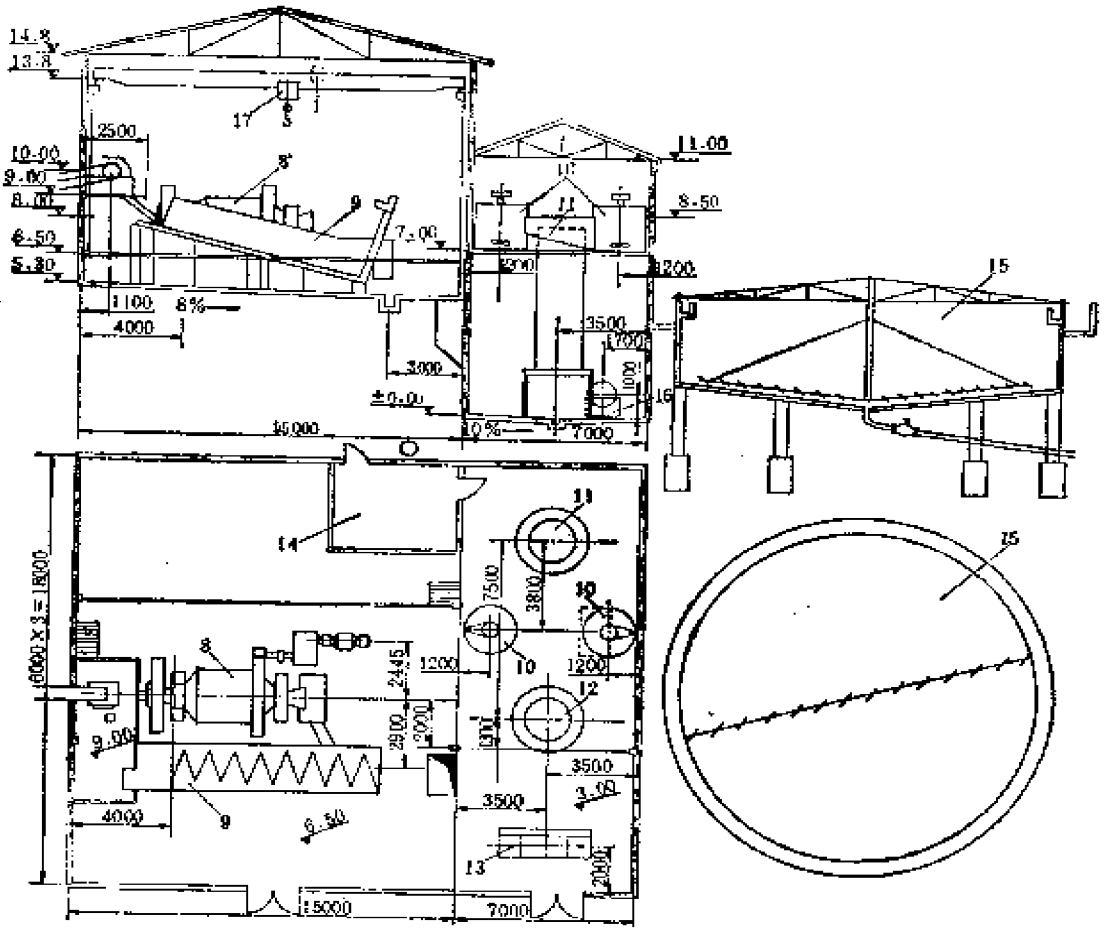


图 6-12-2　250 吨/日选矿厂磨、浮、浓缩车间设备配置图

8—MQGφ2100×2200 格子型球磨机；9—φ1500 单螺旋分级机；10—φ2000 搅拌槽；　11—φ1800 毫米、高 5000 毫米浮选柱；12—φ1800 毫米、高 5000 毫米浮选柱；13—4A 浮选机；14—4V-12/2.5 空压机；15—TNB-15φ15000 毫米中心传动式浓缩机；16—CRT600×900 毫米永磁筒式磁选机；17—5 吨电动单梁起重机(磨矿机用)

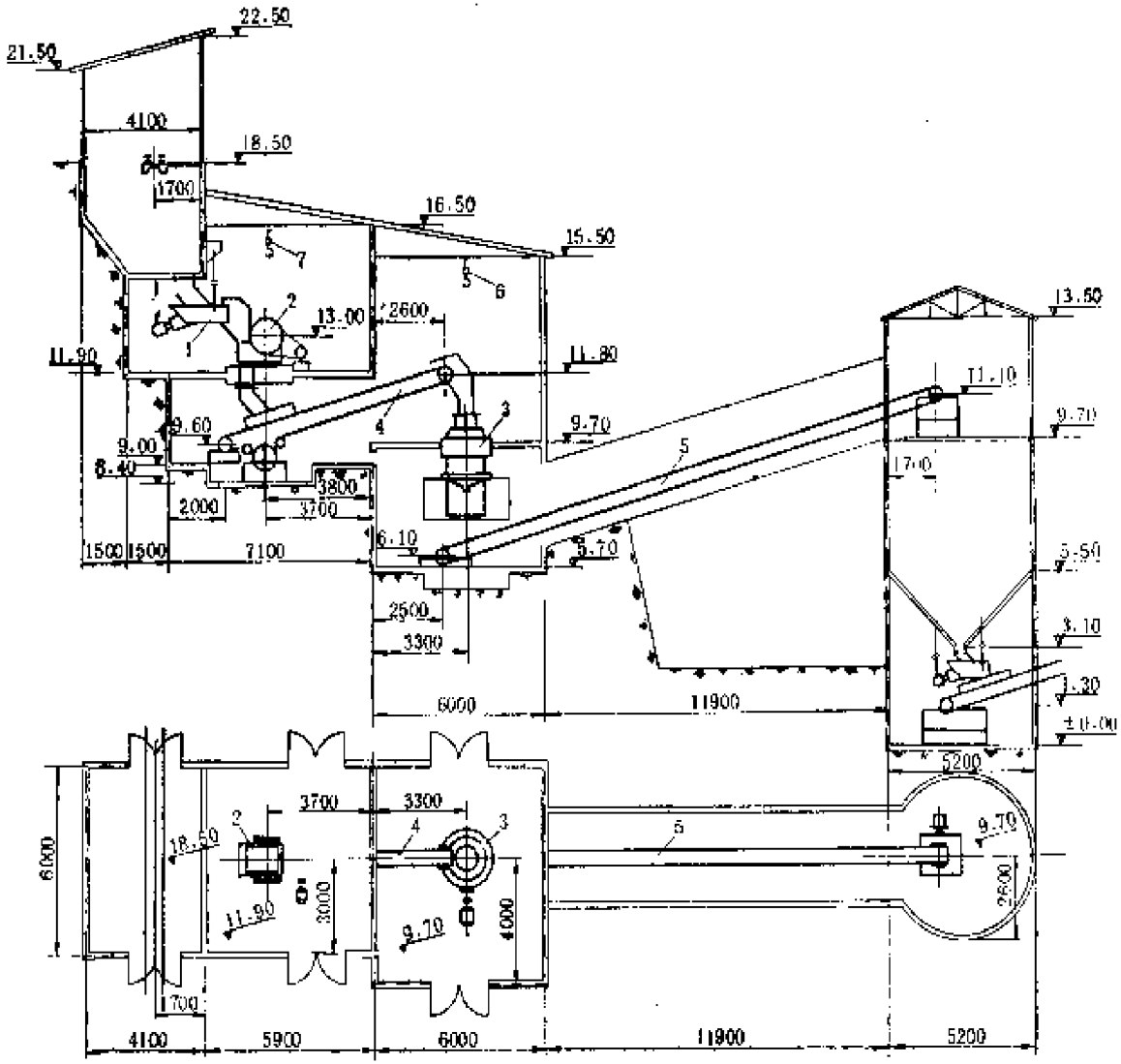


图 6-13-1

500 吨/日选矿厂碎矿车间设备配置图

1— $10D_6$1500×800×400毫米电振给矿机；2—400×600颚式破碎机；3— ϕ900毫米中型圆锥破碎机；4— 8100毫米、宽 500 毫米皮带运输机；5—18200 毫米宽 500 毫米皮带运输机；6—5 吨电动单梁起重机(中型破碎机用)；7—3吨手动单梁起重机(400×600 颚式破碎机用)

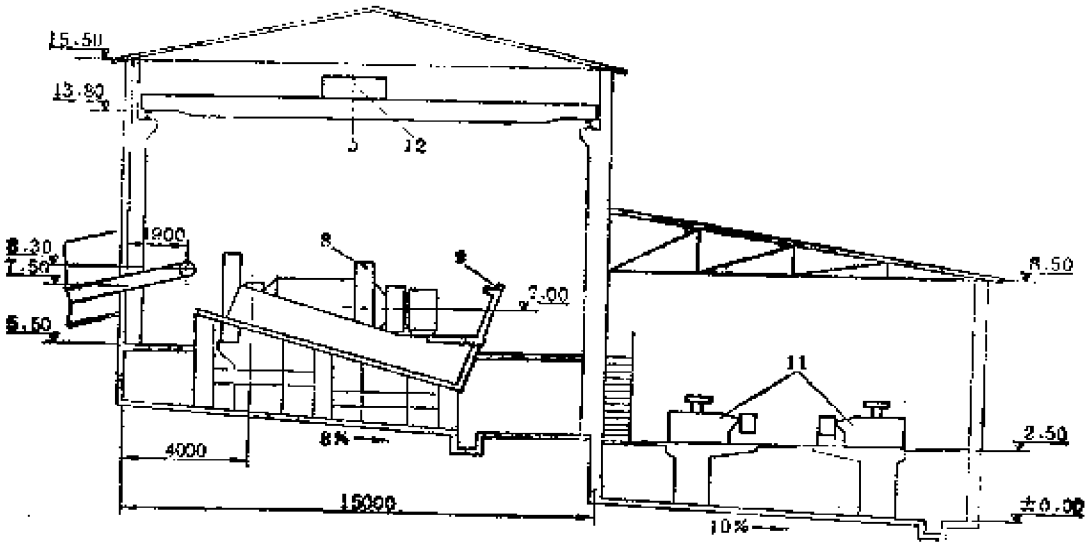


图 6-13-2　500 吨/日选矿厂磨、浮车间设备配置图

8—MQG2100×3000 磨矿机；　9—φ1500毫米双螺旋分级机；10—φ3000毫米搅拌槽；　11—6A 浮选机(粗选12台，扫选 8 台，精选 4 台)；　12—桥式起重机 10 吨(砖矿间)

